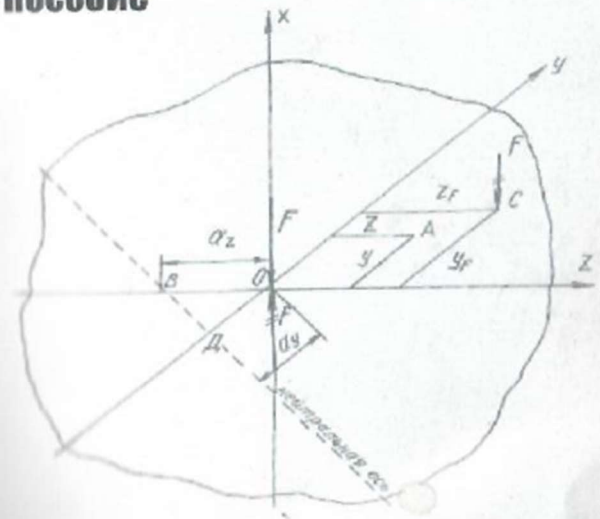
СОПРОТИВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ В ПРИМЕРАХ И ЗАДАЧАХ

Учебное пособие



Екатеринбург - 2012

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН
ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ

Сертификат: 03E560600022AE6E8C4F6F16AC2E0521FC
Владелец: Упоров Сергей Александрович
Действителен: с 19.01.2022 до 19.04.2023

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный университет»

СОПРОТИВЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ В ПРИМЕРАХ И ЗАДАЧАХ

Утверждено Редакционно-издательским советом
Уральского государственного горного университета
в качестве учебного пособия

Издание второе, исправленное и дополненное

Екатеринбург – 2012

УДК 620.10
М 74

Рецензенты: Таугер В. М., профессор кафедры мехатроника УрГУПС, канд. техн. наук, доцент; Раевская Л. Т., зав. кафедрой сопротивления материалов и теоретической механики УГЛТУ, канд. техн. наук, доцент.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

М 74 **Сопротивление материалов в примерах и задачах:** учебное пособие / 2-е изд., испр. и доп. Екатеринбург Н. В. Мокрушин, С. А. Ляпцев, Л. Д. Чучманова, К. В. Середа; Уральский гос. горный университет.– Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012.– 184 с.
ISBN 978-5-8019-0185-5

Учебное пособие отражает опыт проведения практических занятий по дисциплине «Сопротивление материалов» в Уральском государственном горном университете. В пособии приведены примеры расчетов стержней, валов, балок, испытывающих простые и сложные виды деформаций. Для самостоятельной работы представлены задания по основным темам дисциплины.

Учебное пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения.

Рис. 42. Табл. 22. Библ. 21 наим.

УДК 620.10

ISBN 978-5-8019-0185-5

© Уральский государственный
горный университет, 2008, 2012
© Мокрушин Н. В., Ляпцев С. А.,
Чучманова Л. Д., Середа К. В., 2008, 2012

ПРЕДИСЛОВИЕ

Введение в учебную программу высших технических учебных заведений новых дисциплин, отражающих современное состояние науки и техники, при ограниченных сроках обучения привело к существенному сокращению количества лекционных часов по курсу сопротивления материалов.

Восполнение появившихся в результате этого пробелов в знании студентами вузов сопротивления материалов может быть достигнуто в известной мере за счет самостоятельного изучения ими необходимых разделов этого важного для будущего инженера курса. Данное учебное пособие составлено в соответствии с программой курса по сопротивлению материалов. По каждой теме предмета в пособии даны краткие теоретические сведения и основные формулы. Приведены примеры расчетов стержней на растяжение и сжатие (глава 1), примеры по определению главных моментов инерции поперечных сечений различного профиля (глава 2), рассмотрены примеры расчета вала на кручение (глава 3). В главе 4 рассмотрены примеры расчетов балок, испытывающих деформацию поперечного изгиба, на прочность и жесткость. С применением метода сил в главе 5 приведены примеры расчетов статически неопределимых неразрезных балок и плоских статически неопределимых рам. Виды сложного сопротивления (косой изгиб, внецентренное растяжение и сжатие, изгиб с кручением) рассмотрены в главе 6. Рассмотрение деформации продольного изгиба и расчеты на устойчивость гибких стержней приведены в главе 7.

Более подробное изложение теоретического материала приведено в работах [1, 3, 4, 5, 6, 7, 9, 10, 12, 13, 18].

Для самостоятельного выполнения расчетно-графических работ по каждой теме составлены задания с необходимыми рисунками и таблицами. Для расчетов рекомендуется следующая литература [2, 8, 11, 14, 15, 16].

При выполнении практических расчетов используются следующие основные характеристики материалов [17]:

модули продольной упругости: стали $E_{\text{с}} = 2 \cdot 10^{11}$ Па; дюраля (и алюминия) $E_{\text{д}} = 0,7 \cdot 10^{11}$ Па; меди $E_{\text{м}} = 1 \cdot 10^{11}$ Па; чугуна $E_{\text{ч}} = 1,2 \cdot 10^{11}$ Па; дерева $E_{\text{д}} = 1 \cdot 10^{10}$ Па;

модуль сдвига стали: $G = 0,8 \cdot 10^{11}$ Па;

коэффициенты теплового линейного расширения: стали $\alpha_{\text{с}} = 1,25 \cdot 10^{-5}$ 1/град; дюраля $\alpha_{\text{д}} = 2,25 \cdot 10^{-5}$ 1/град; меди $\alpha_{\text{м}} = 1,65 \cdot 10^{-5}$ 1/град;

коэффициент Пуассона для стали: $\nu = 0,30$.

Глава 1

ПРОДОЛЬНОЕ РАСТЯЖЕНИЕ И СЖАТИЕ СТЕРЖНЕЙ

Растяжением называют такой вид деформации, при котором в каждом его поперечном сечении возникают только продольные внутренние усилия.

Продольное усилие F в любом поперечном сечении численно равно алгебраической сумме проекций на ось стержня внешних сил, приложенных к части стержня, расположенной по одну сторону от сечения. Усилие считается положительным, если вызывает растяжение рассматриваемого участка.

При растяжении (сжатии) в сечении возникают только нормальные напряжения, которые определяются по формуле (1.1):

$$\sigma = \frac{F}{A}, \tag{1.1}$$

где F – продольное усилие, кН; A – площадь поперечного сечения, м^2.

Условие прочности имеет вид:

$$\sigma_{max} \le \sigma_{adm}, \tag{1.2}$$

где σ_{adm} – допускаемое нормальное напряжение материала стержня, МПа.

Абсолютная деформация Δl однородного участка (постоянные сечение и материал) определяется **по закону Гука**:

$$\Delta l = \frac{Fl}{EA}\ , \tag{1.3}$$

где l – длина участка, м; E – модуль продольной упругости материала (модуль Юнга), Па.

Для наглядного представления строятся эпюры. Эпюрами продольных сил и нормальных напряжений называют графики, показывающие законы изменения сил и напряжений в поперечных сечениях по длине стержня. Эпюры продольных сил, нормальных напряжений и перемещений поперечных сечений строятся в выбранном масштабе с учетом знаков.

Пример 1.1.

К узлу C кронштейна ABC (рис. 1.1, *а*) приложена сила F = 100 кН. Стержень AC – стальной, круглого сечения диаметром d = 30 мм; стержень BC – дюралюминиевый, квадратного сечения со стороной a = 40 мм. Определить напряжения в стержнях, а также горизонтальное, вертикальное и полное перемещения узла C.

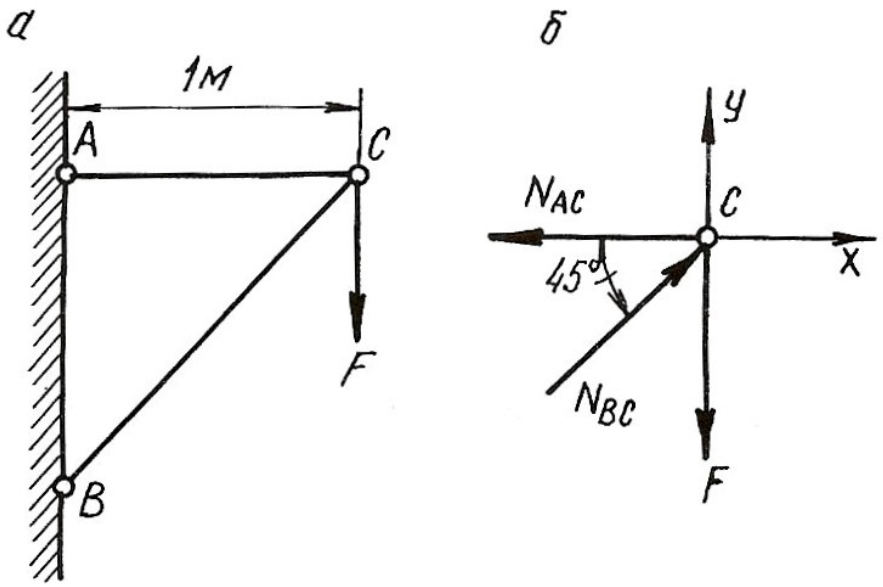


Рис. 1.1.

Решение.

Для определения продольных сил в стержнях AC и BC условно вырезаем узел C, заменяем действие стержней на узел усилиями и составляем уравнение равновесия для узла C (рис. 1.1, *б*)

$$\sum X = 0; \quad -N_{AC} + N_{BC} \cdot \cos 45^\circ = 0;$$

$$\sum Y = 0; \quad N_{BC} \cdot \sin 45^\circ - F = 0.$$

Откуда

$$N_{BC} = \frac{F}{\sin 45^\circ} = \frac{100 \cdot 10^3}{0,707} = 141 \cdot 10^3 \text{ Н} = 141 \text{ кН},$$

$$N_{AC} = N_{BC} \cdot \cos 45^\circ = 141 \cdot 10^3 \cdot 0,707 = 100 \cdot 10^3 \text{ Н} = 100 \text{ кН}.$$

Стержень AC растянут, а стержень BC сжат. Определяем площади поперечных сечений стержней

$$A_{AC} = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{\pi (30 \cdot 10^{-3})^2}{4} = 706 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2;$$

$$A_{BC} = a^2 = (40 \cdot 10^{-3})^2 = 1600 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2.$$

Напряжения в поперечных сечениях стержней AC и BC

$$\sigma_{AC} = \frac{N_{AC}}{A_{AC}} = \frac{100 \cdot 10^3}{706 \cdot 10^{-6}} = 141 \cdot 10^6 \text{ Па} = 141 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{BC} = -\frac{N_{BC}}{A_{BC}} = -\frac{141 \cdot 10^3}{1600 \cdot 10^{-6}} = -88 \cdot 10^6 \text{ Па} = -88 \text{ МПа}.$$

Знак минус указывает на то, что в стержне BC возникает деформация сжатия.

Находим удлинения стержней:

$$\Delta l_{AC} = \frac{N_{AC} \cdot l_{AC}}{E_{\text{ст}} \cdot A_{AC}} = \frac{100 \cdot 10^3 \cdot 1}{2 \cdot 10^{11} \cdot 706 \cdot 10^{-6}} = 0,71 \cdot 10^{-3} \text{м} = 0,71 \text{ мм};$$

$$\Delta l_{BC} = -\frac{N_{BC} \cdot l_{BC}}{E_{\text{дюр}} \cdot A_{BC}} = -\frac{141 \cdot 10^3 \cdot 1,41}{7 \cdot 10^{10} \cdot 1600 \cdot 10^{-6}} = -1,77 \cdot 10^{-3} \text{м} = -1,77 \text{ мм},$$

где $l_{BC} = \frac{l_{AC}}{\cos 45^\circ} = \frac{1}{0,707} = 1,41$ м; $E_{\text{ст}}$, $E_{\text{дюр}}$ – модули продольной упругости стального и дюралюминиевого стержней, Па.

Для определения перемещения точки C мысленно разъединим стержни в этом шарнире и отметим их новые длины AC_1 и BC_2 (рис. 1.2, *а*). Для того, чтобы найти новое положение точки C, необходимо деформированные стержни свести вместе путем их вращения вокруг шарниров A и B. Точки C_1 и C_2 будут перемещаться по дугам, которые вследствие их малости могут быть приняты за прямые C_1C_3 и C_2C_3, перпендикулярные к стержням AC и BC. Точка пересечения этих перпендикуляров (точка C_3) и даст положение узла C после деформации. На рис. 1.2, *б* изображена диаграмма перемещений в большом масштабе.

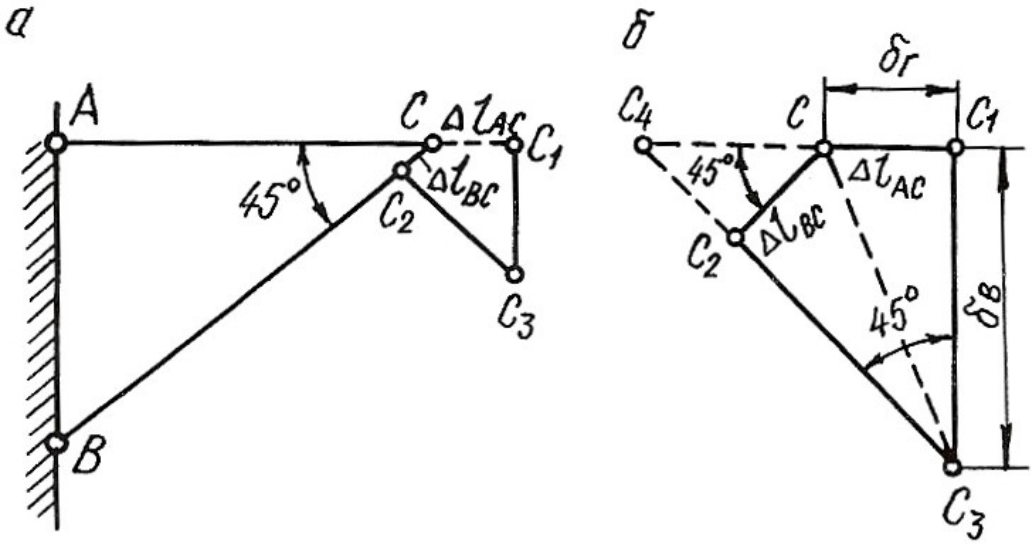


Рис. 1.2.

Горизонтальное перемещение узла C равно $\delta_{\text{г}} = \Delta l_{\text{AC}} = 0,71$ мм.

Для удобства определения вертикального перемещения произведем дополнительное построение. Продолжим линии C_1C и C_3C_2 до их пересечения в точке C_4.

Вертикальное перемещение узла C

$$\delta_в = C_1C_3 = \frac{C_1C_4}{\text{tg}45^o} = C_1C_4 = C_1C + CC_4 = \Delta l_{AC} + \frac{\Delta l_{BC}}{\cos 45^o};$$

$$\delta_в = 0,71 + \frac{1,77}{0,707} = 3,21 \text{ мм}.$$

Полное перемещение узла C

$$\delta = CC_3 = \sqrt{\delta_г^2 + \delta_в^2} = \sqrt{0,71^2 + 3,21^2} = 3,29 \text{ мм}.$$

1.1. Влияние собственного веса на напряжения и перемещения

Если ось в стержне вертикальна, то его собственный вес вызывает центральное растяжение или сжатие. Если вертикальный брус закреплен верхним концом, то от собственного веса он растягивается, а при закреплении нижнего конца – сжимается. Собственный вес вертикального бруса можно рассматривать как продольную (осевую) внешнюю нагрузку, распределенную вдоль оси бруса.

Рассмотрим брус постоянного сечения, закрепленный верхним концом. Продольная сила от собственного веса в поперечном сечении бруса на расстоянии x от его нижнего конца равна весу нижележащей части бруса

$$N_x = \rho g A x, \tag{1.4}$$

где N_x – продольная сила от собственного веса, Н; ρ – плотность материала, кг/м^3; g – ускорение свободного падения, м/с^2; A – площадь поперечного сечения бруса, м^2; x – расстояние от нижнего конца стержня, м.

Напряжение от собственного веса определяется по формуле:

$$\sigma_x = \frac{N_x}{A} = \rho g x. \tag{1.5}$$

По формулам (1.4) и (1.5) строятся эпюры N и σ с учетом знаков. Если на стержень действует дополнительная сила F, то продольная сила и нормальное напряжение определяются по формулам:

$$N_x = F + \rho g A x; \tag{1.6}$$

$$\sigma_x = \frac{F}{A} + \rho g x. \tag{1.7}$$

Полное удлинение (укорочение) стержня постоянного сечения от собственного веса определяется по формуле:

$$\Delta l = \frac{\rho g l^2}{2E}, \tag{1.8}$$

где l – длина стержня, м; E – модуль продольной упругости материала, Па.

При действии внешней силы F и собственного веса удлинение стержня определяется по формуле:

$$\Delta l = \frac{Fl}{EA} + \frac{\rho g l^2}{2E}. \qquad (1.9)$$

В формулах (1.7) и (1.9) физический смысл первого слагаемого – напряжение и удлинение от внешней силы, второго – напряжение и удлинение от собственного веса.

Перемещение любого поперечного сечения бруса, закрепленного верхним концом, равно удлинению части бруса, лежащей над сечением, и равно сумме удлинений под действием собственного веса верхней части, нижней части бруса и внешней силы.

Рассмотрим подробнее решение типовой задачи.

Пример 1.2.

Для стального бруса переменного сечения (рис. 1.3, *а*) с учетом собственного веса и при продольной нагрузке F требуется:

1. Построить эпюры продольных сил и нормальных напряжений по длине бруса.
2. Найти полное удлинение (укорочение) бруса.
3. Определить перемещение сечения I-I.

Исходные данные: $A = 20$ см^2; $a = 1{,}0$ м; $b = 1{,}5$ м; $c = 1{,}0$ м; $F = 40$ кН.

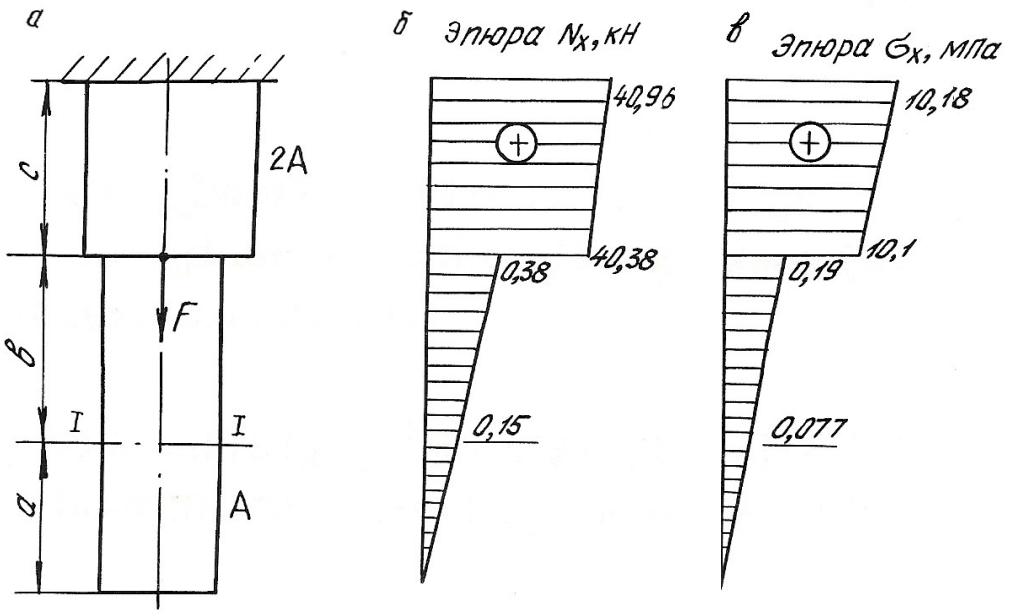


Рис. 1.3.

Решение.

Определим продольную силу и нормальное напряжение в поперечном сечении по формулам (1.6) и (1.7):

а) на участке длиной a (нижний участок): $0 \le x \le 1{,}0$ м;

$$N_x = \rho g A x;$$

$$\sigma_x = \rho g x.$$

При $x = 0$ $\quad N_x = 0,$

$\sigma_x = 0.$

При $x = 1$ м $\quad N_x = 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 20 \cdot 10^{-4} \cdot 1 = 150$ Н $= 0{,}15$ кН;

$\sigma_x = 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1 = 80000$ Па $= 0{,}08$ МПа.

б) на участке длиной b (средний участок): $1{,}0 \le x \le 2{,}5$ м;

$$N_x = Q_a + \rho g A (x - a);$$

$$\sigma_x = \frac{Q_a}{A} + \rho g (x - a);$$

где $Q_a = \rho g A a = 0{,}15$ кН – вес нижнего участка бруса; для среднего участка он играет роль внешней силы.

При $x = 1{,}0$ м; $\quad N_x = Q_a = 0{,}15$ кН;

$\sigma_x = 0{,}08$ МПа.

При $x = 2{,}5$ м; $\quad N_x = 0{,}15 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 20 \cdot 10^{-4} \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-3} = 0{,}38$ кН;

$\sigma_x = 0{,}08 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-6} = 0{,}19$ МПа.

в) на участке длиной c (верхний участок): $2{,}5 \le x \le 3{,}5$ м;

$$N_x = Q_a + Q_b + F + \rho g 2A (x - a - b);$$

$$\sigma_x = \frac{Q_a + Q_b + F}{2A} + \rho g (x - a - b),$$

где $Q_b = \rho g A b = 0{,}23$ кН – вес среднего участка бруса.

При $x = 2{,}5$ м; $\quad N_x = 0{,}15 + 0{,}23 + 40 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 2 \cdot 20 \cdot 1 \cdot 10^{-7} = 40{,}38$ кН;

$\sigma_x = 10{,}1$ МПа.

При $x = 3{,}5$ м; $\quad N_x = 0{,}15 + 0{,}23 + 40 + 7850 \cdot 9{,}81 \cdot 2 \cdot 20 \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-7} = 40{,}96$ кН;

$\sigma_x = 10{,}18$ МПа.

Строим эпюры $\boldsymbol{N}_x$ (рис. 1.3, *б*) и σ_x (рис. 1.3, *в*).

Определим полное удлинение стержня по формуле (1.9). Полное удлинение складывается из удлинений каждого участка бруса под действием внешних сил и собственного веса.

$$\Delta l = \Delta a + \Delta b + \Delta c \ ;$$

где $\Delta a = \dfrac{\rho g a^2}{2E} = \dfrac{7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1^2}{2 \cdot 2 \cdot 10^{11}} = 0{,}19 \cdot 10^{-6}$ м;

$$\Delta b = \frac{Q_a \cdot b}{EA} + \frac{\rho g b^2}{2E} = \frac{0{,}15 \cdot 10^3 \cdot 1{,}5}{2 \cdot 10^{11} \cdot 20 \cdot 10^{-4}} + \frac{7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1{,}5^2}{2 \cdot 2 \cdot 10^{11}} =$$

$$= 0{,}56 \cdot 10^{-6} + 0{,}43 \cdot 10^{-6} = 0{,}99 \cdot 10^{-6} \text{ м};$$

$$\Delta c = \frac{(Q_a + Q_b + F)c}{E \cdot 2A} + \frac{\rho g c^2}{2E} = \frac{(0{,}15 + 0{,}23 + 40) \cdot 10^3 \cdot 1}{2 \cdot 10^{11} \cdot 2 \cdot 20 \cdot 10^{-4}} + \frac{7850 \cdot 9{,}81 \cdot 1^2}{2 \cdot 2 \cdot 10^{11}} =$$

$$= 50{,}48 \cdot 10^{-6} + 0{,}19 \cdot 10^{-6} = 50{,}67 \cdot 10^{-6} \text{ м};$$

$$\Delta l = 0{,}19 \cdot 10^{-6} + 0{,}99 \cdot 10^{-6} + 50{,}67 \cdot 10^{-6} = 51{,}85 \cdot 10^{-6} \text{ м}.$$

Перемещение сечения I-I равно удлинению лежащей над сечением части бруса, т. е.

$$\delta_{\text{I-I}} = \Delta c + \Delta b = 0{,}99 \cdot 10^{-6} + 50{,}67 \cdot 10^{-6} = 51{,}66 \cdot 10^{-6} \text{ м}.$$

1.2. Напряженное состояние материала в точке

Напряженным состоянием называют совокупность напряжений, действующих по всевозможным площадкам, проведенным через данную точку. В различных точках тела напряженное состояние неоднородно и определить все значения возникающих напряжений затруднительно. В связи с этим в сопротивлении материалов точку рассматривают в виде элементарного параллелепипеда с гранями $dx \cdot dy \cdot dz$. При этом считается, что возникающие напряжения на гранях и в наклонных сечениях распределяются равномерно. Нормальные напряжения на гранях обозначаются: σ_x, σ_y, σ_z, а касательные: τ_{xy}, τ_{yx}, τ_{zy}, τ_{yz}, τ_{xz}, τ_{zx}. Двойной индекс при касательных напряжениях указывает на направление и плоскость, где они действуют. Например, индексы при напряжении τ_{xy} означают, что x – направление действия этого напряжения по оси x; y – это напряжение возникает в плоскости, нормаль к которой параллельна оси y.

Во взаимно перпендикулярных сечениях касательные напряжения равны по величине и противоположны по знаку. Это свойство касательных напряжений называется **законом парности касательных напряжений**

$$-\tau_{xy} = \tau_{yx}.$$

Рассматриваемый параллелепипед в теле стержня можно сориентировать таким образом, что по его граням будут действовать только нормальные напряжения, а касательные будут равны нулю. В этом случае грани будут называться главными площадками, а действующие на них нормальные напряжения – главными напряжениями. По количеству главных напряжений, возникающих одновременно на главных площадках, различают три вида напряженного состояния точки упругого тела: линейное, плоское и объемное. Главные напряжения обозначаются: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$. Принято считать, что $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$. Наиболее часто встречается плоское напряженное состояние материала.

Для правильной оценки опасности, угрожающей прочности стержня, необходимо знать полностью его напряженное состояние. Это требует умение вычислять напряжения не только по сечениям, перпендикулярным оси стержня, но и по наклонным сечениям.

Напряжения в наклонных сечениях, нормаль к которым с осью x составляет угол α, определяются по следующим формулам:

$$\sigma_\alpha = \sigma_x \cos^2\alpha + \sigma_y \sin^2\alpha - \tau_{yx} \sin 2\alpha; \qquad (1.10)$$

$$\tau_\alpha = \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \sin 2\alpha + \tau_{yx} \cos 2\alpha, \qquad (1.11)$$

Для сечений, проходящих под углом $\beta = \alpha + 90^\circ$, возникающие напряжения определяются по формулам:

$$\sigma_\beta = \sigma_x \sin^2\alpha + \sigma_y \cos^2\alpha + \tau_{yx} \sin 2\alpha; \qquad (1.12)$$

$$\tau_\beta = -\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} \sin 2\alpha - \tau_{yx} \cos 2\alpha, \qquad (1.13)$$

Угол α положительный, если он отсчитан в направлении от оси x к оси y по кратчайшему угловому пути, против хода часовой стрелки.

Нормальное напряжение σ_α считается положительным, если его направление совпадает с направлением внешней нормали к наклонной площадке. Положительное направление τ_α образовано поворотом внешней нормали к наклонной площадке на угол 90^o по ходу часовой стрелки.

Противоположные направления σ_α и τ_α следует считать отрицательными.

Площадки, где действуют экстремальные нормальные напряжения и нет касательных напряжений, называются главными площадками, а напряжения, действующие на главных площадках – главными напряжениями. Они обозначаются: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$, причем $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ и определяются по следующим формулам:

$$\sigma_{max} = \sigma_1 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2} \right]; \qquad (1.14)$$

$$\sigma_{min} = \sigma_2 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) - \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2} \right]. \qquad (1.15)$$

Положение главных площадок определяется углом наклона α_0

$$\mathrm{tg}2\alpha_0 = \frac{-2\tau_{yx}}{\sigma_x - \sigma_y}, \qquad (1.16)$$

Наибольшие касательные напряжения действуют на площадках под углом 45^o

$$\tau_{max} = \frac{1}{2}\sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\ . \qquad (1.17)$$

Пример 1.3.

Стальной кубик находится под действием сил, создающих плоское напряженное состояние: $\sigma_x = 80$ МПа; $\alpha = 30^o$; $\tau_{xy} = 10$ МПа (рис. 1.4). Требуется найти:

1. Главные напряжения и положение главных площадок.
2. Максимальные касательные напряжения.
3. Определить аналитически величины нормальных σ_α и касательных τ_α напряжений, действующих на площадках, нормаль, к которой составляет угол α с горизонтальной осью x. Показать на чертеже заданный элемент и направление соответствующих напряжений.

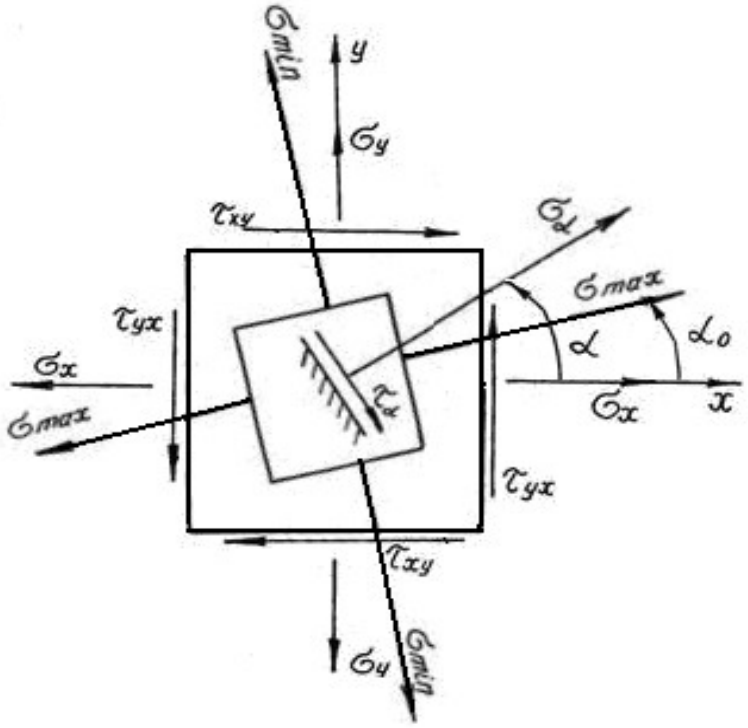


Рис. 1.4.

Решение.

Определим главные напряжения

$$\sigma_1 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\right] = \frac{1}{2}\left[(80+20) + \sqrt{(80-20)^2 + 4\cdot 10^2}\right] =$$

$$= \frac{1}{2}\left[100 + 63,6\right] = 81,8 \text{ МПа};$$

$$\sigma_2 = \frac{1}{2}\left[(\sigma_x + \sigma_y) - \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{yx}^2}\right] = \frac{1}{2}\left[(80+20) - \sqrt{(80-20)^2 + 4\cdot 10^2}\right] =$$

$$= \frac{1}{2}\left[100 - 63,6\right] = 18,2 \text{ МПа}.$$

Найдем положение главных площадок

$$\operatorname{tg}2\alpha_0 = -\frac{2\tau_{yx}}{\sigma_x - \sigma_y} = \frac{-2\cdot(-10)}{80-20} = 0,333; \qquad 2\alpha_0 = 18^o 24'; \qquad \alpha_0 = 9^o 12'.$$

Определим аналитически величины σ_α и τ_α, действующие на площадке, нормаль к которой составляет угол 30^o с горизонтальной осью (см. рис. 1.4.)

$$\sigma_\alpha = \sigma_x \cos^2\alpha + \sigma_y \sin^2\alpha - \tau_{yx}\sin 2\alpha = 80\cdot 0,866^2 + 20\cdot 0,5^2 - (-10)\cdot 0,866 =$$

$$= 73,65 \text{ МПа};$$

$$\tau_\alpha = \frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\sin 2\alpha + \tau_{yx}\cos 2\alpha = \frac{80-20}{2}0,866 + (-10)\cdot 0,5 = 20,98 \text{ МПа}.$$

Вектор максимальных главных напряжений σ_{max} всегда проходит через те четверти осей координат, в которых стрелки касательных напряжений сходятся.

1.3. Статически неопределимые стержневые системы

Статически неопределимыми системами называют такие системы, у которых реакции или все внутренние суммарные силовые факторы, возникающие в сечениях их элементов при действии произвольной нагрузки, не могут быть определены из уравнений равновесия статики.

Равновесие плоской стержневой системы обеспечивается тремя опорными направлениями. Всякое закрепление сверх трех опорных направлений является «лишним» с точки зрения равновесия системы, что делает ее *статически неопределимой*. Термин «лишние» является условным. Постановка дополнительных опорных закреплений производится с целью уменьшения деформации, веса конструкции или с целью увеличения ее грузоподъемности.

Расчет статически неопределимой системы начинается с определения степени статической неопределимости системы, которая равна числу «лишних» связей (число неизвестных сил минус три – число уравнений статики для плоской системы).

Определение усилий в статически неопределимой системе связано с необходимостью составления дополнительных уравнений – уравнений совместности деформаций. Число этих уравнений должно быть равно степени статической неопределимости стержневой системы.

Уравнения совместности деформаций устанавливают геометрические зависимости между упругими перемещениями отдельных элементов при соблюдении равновесия всей системы в целом.

Геометрическая схема деформаций должна рассматриваться не с точки зрения обычной геометрии, а на основе кинематики малых перемещений, с учетом того, что траектории отдельных точек элементов являются прямыми линиями.

Решение статически неопределимых систем необходимо производить в следующей последовательности:

1. Заданную систему освободить от наложенных на нее связей, действие которых заменяется реакциями, и составить уравнения статики;
2. Определить степень статической неопределимости системы;
3. По числу «лишних» неизвестных составить дополнительные уравнения из условия совместности деформаций. В уравнениях упругие деформации выразить через усилия по закону Гука в развернутом виде по формуле (1.3);
4. Решить совместно уравнения равновесия статики и дополнительные уравнения, определяя усилия в элементах конструкций;
5. Исходя из условия задачи и на основании условия прочности, определить поперечные размеры стержней.

Рассмотрим подробнее пример расчета статически неопределимой системы.

Пример 1.4.

Для статически неопределимой системы (рис. 1.5), состоящей из жесткой невесомой балки AB и стальных стержней 1 и 2, соединенных с ней шарнирно, требуется:

1. Определить усилия, возникающие в стержне от действия силы F.
2. Подобрать сечение стержней из двух равнобоких уголков, каждое при $A_2 : A_1 = 2$; $F = 180$ кН; $a = 2{,}0$ м; $b = 1{,}0$ м; $h = 2{,}0$ м.

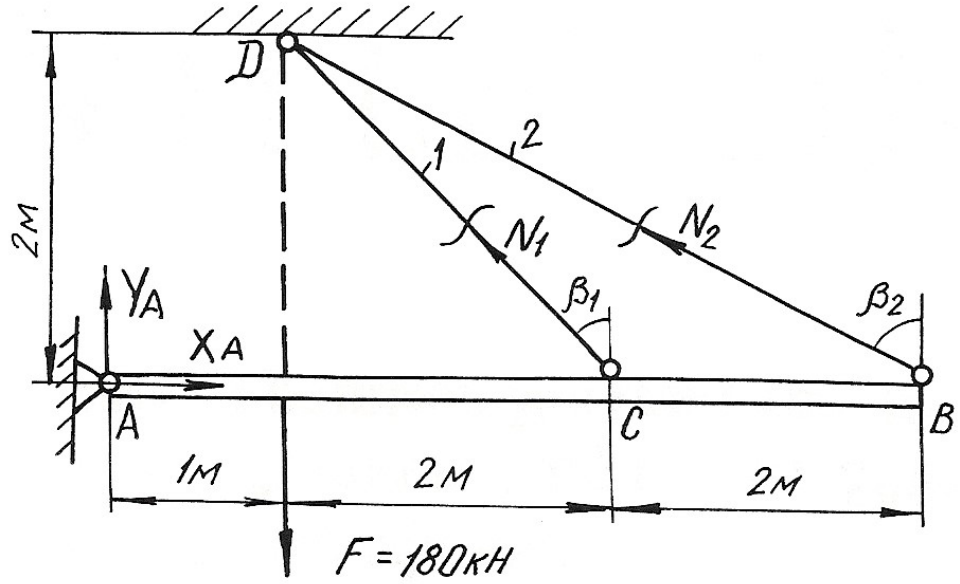


Рис. 1.5.

Решение.

Перед началом решения по приведенному плану определяем геометрические параметры системы

$$l_1 = DC = \sqrt{4+4} = 2{,}83 \text{ м}; \quad \beta_1 = 45°;$$

$$l_2 = DB = \sqrt{4+16} = 4{,}47 \text{ м}; \quad \sin\beta_2 = \frac{4}{4{,}47} = 0{,}89;$$

Далее освобождаем брус AB от наложенных связей, заменяя их действие реакциями X_A, Y_A, N_1, N_2. Так как на балку AB действуют четыре неизвестные силы, то одна связь «лишняя», т. е. задача является однажды статически неопределимой.

Из трех уравнений равновесия достаточно записать только одно уравнение, не содержащее X_A, Y_A, определение которых не ставится в задаче,

$$\sum M_A = 0; \qquad -F \cdot 1 + N_1 \cdot \cos\beta_1 \cdot 3 + N_2 \cdot \cos\beta_2 \cdot 5 = 0;$$

$$-180 + N_1 \cdot 0{,}707 \cdot 3 + N_2 \cdot 0{,}45 \cdot 5 = 0 \qquad (1.18)$$

В уравнении статики два неизвестных, поэтому нужно записать еще одно дополнительное уравнение из условия совместности деформаций стержней DB и DC. Рассматривая геометрическую схему деформаций этих стержней, считаем перемещение точек B и C балки вертикальными (рис. 1.6). Из подобия треугольников ACC_1 и ABB_1 имеем:

$$\frac{AC}{AB} = \frac{CC_1}{BB_1} = \frac{3}{5}.$$

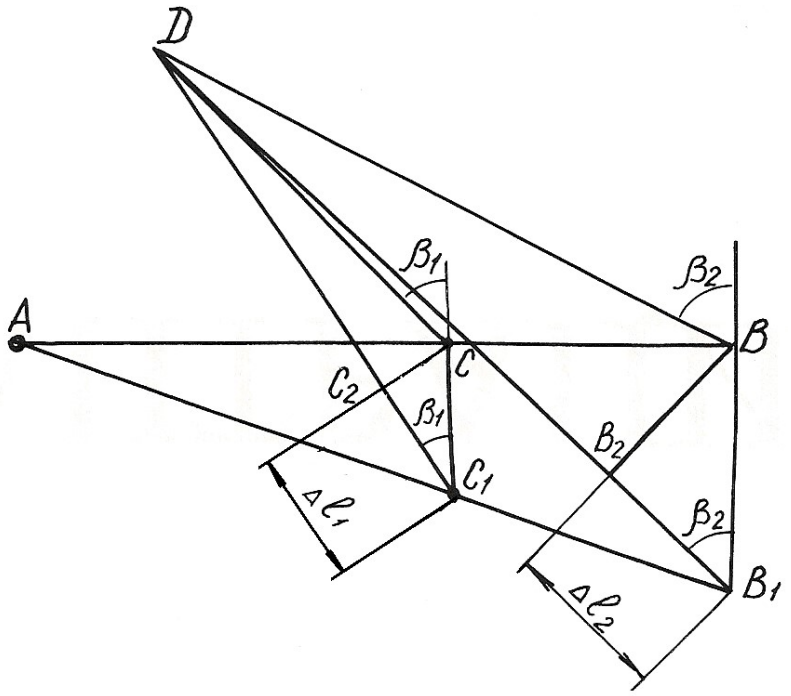


Рис. 1.6.

Учитывая, что $\begin{cases} CC_1 = \dfrac{CC_1}{\cos\beta_1} = \dfrac{\Delta l_1}{\cos\beta_1}; \\ BB_1 = \dfrac{B_1B_2}{\cos\beta_2} = \dfrac{\Delta l_2}{\cos\beta_2}, \end{cases}$

получим $\dfrac{\Delta l_1}{\cos\beta_1} = \dfrac{3}{5} \cdot \dfrac{\Delta l_2}{\cos\beta_2}$; откуда

$$\Delta l_1 = 0{,}94 \cdot \Delta l_2 . \qquad (1.19)$$

Равенство (1.19) и есть условие совместности деформации стержней 1 и 2. Выразим деформации через усилия по закону Гука

$$\Delta l_1 = \frac{N_1 l_1}{EA_1} = \frac{N_1 \cdot 2{,}83}{EA_1}; \qquad \Delta l_2 = \frac{N_2 l_2}{EA_2} = \frac{N_2 \cdot 4{,}74}{E \cdot 2A_1}.$$

Подставим полученные выражения в формулу (1.19)

$$\frac{N_1 \cdot 2{,}83}{EA_1} = 0{,}94 \frac{N_2 \cdot 4{,}74}{E \cdot 2A_1}.$$

Отсюда получим

$$2{,}83 \cdot N_1 - 2{,}10 \cdot N_2 = 0. \qquad (1.20)$$

Теперь можно определить усилия N_1 и N_2, решая совместно систему уравнений (1.18) и (1.20),

$$\begin{cases} 2{,}12 \cdot N_1 + 2{,}25 \cdot N_2 - 180 = 0; \\ 2{,}83 \cdot N_1 - 2{,}10 \cdot N_2 = 0. \end{cases}$$

Получаем $N_1 = 34{,}94$ кН; $N_2 = 47{,}08$ кН.

Подбираем сечение стержней из условий прочности:

$$A_1 \geq \frac{N_1}{\sigma_{adm}} = \frac{34{,}94 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 2{,}18 \cdot 10^{-4}\,\text{м}^2 = 2{,}18\ \text{см}^2;$$

$$A_2 \geq \frac{N_2}{\sigma_{adm}} = \frac{47{,}08 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 2{,}94 \cdot 10^{-4}\,\text{м}^2 = 2{,}94\ \text{см}^2.$$

Для площадей задано условие $A_2{:}A_1 = 2$. Если принять $A_1 = 2{,}18$ см^2, тогда $A_2 = 4{,}36$ см^2. Условие $A_2 \geq 2{,}94$ см^2 выполняется.

Сечение подбираем из двух равнобоких уголков по ГОСТ 8509-93 (табл. П. 3).

Для первого стержня подбираем два уголка №2 (20х20х3 мм) с площадью сечения 1,13 см^2. Для второго стержня принимаем два уголка №4 (40х40х3 мм) с площадью сечения 2,35 см^2.

Полные площади сечений будут равны $A_1 = 2{,}26$ см^2; $A_2 = 4{,}70$ см^2.

Проверим отношение площадей:

$$\frac{A_2}{A_1} = \frac{4{,}70}{2{,}26} = 2{,}08.$$

Отклонение $\delta = \dfrac{2{,}08 - 2}{2} 100\ \% = 3{,}98\ \%.$

Погрешность допустимая.

Пример 1.5. Монтажная задача

Для статически неопределимой системы (рис. 1.7), состоящей из жесткой невесомой балки AB и стальных стержней 1 и 2, соединенных с ней шарнирно, требуется определить дополнительные усилия в стержнях конструкции, если стержень 2 изготовлен короче проектного размера на $\Delta = 5 \cdot 10^{-3}$ м при $A_2 : A_1 = 2$; a =2,0 м; $b = 1{,}0$ м; $h = 2{,}0$ м.

При сборке стержни деформируются: стержень 2 – растянется, стержень 1 – сожмется. В соответствии с этим покажем направления дополнительных усилий N_1' и N_2' (см. рис. 1.7), возникающих после сборки конструкции.

Для определения усилий воспользуемся уравнением статики

$$\sum \text{M}_A = 0; \qquad -N_1' \cdot \cos\beta_1 \cdot 3 + N_2' \cdot \cos\beta_2 \cdot 5 = 0;$$

$$-2{,}12 N_1' + 2{,}25 N_2' = 0. \qquad (1.21)$$

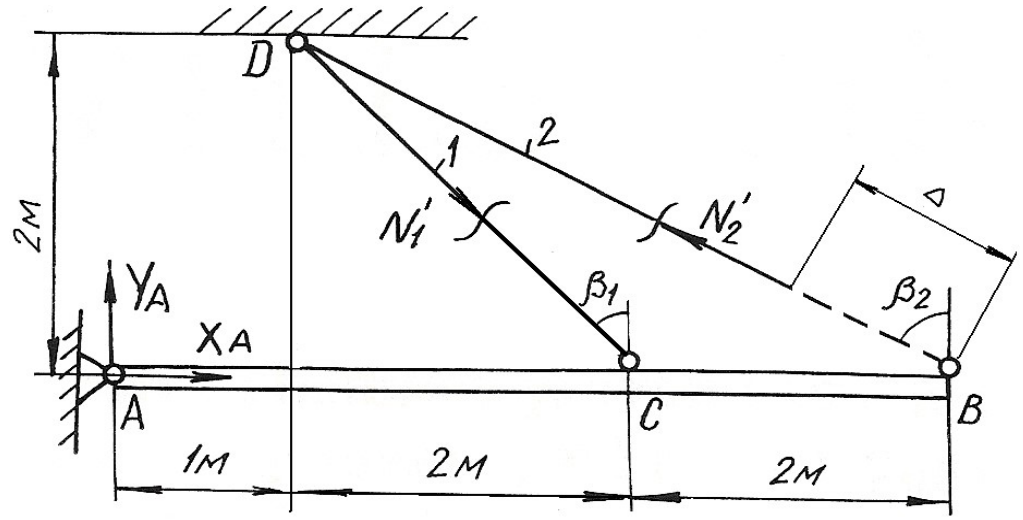


Рис. 1.7.

Уравнение одно, неизвестных два, следовательно, система один раз статически неопределима. Запишем дополнительно условие совместности деформаций. Рассмотрим картину деформаций стержней (см. рис. 1.8). Из подобия треугольников AC_1C и AB_1B получим $\dfrac{AC}{AB}=\dfrac{C_1C}{B_1B}=\dfrac{3}{5}$.

Учитывая соотношение $C_1C=\dfrac{CC_2}{\cos\beta_1}=\dfrac{\Delta l_1}{\cos\beta_1}$; $B_1B=\dfrac{B_2B}{\cos\beta_2}=\dfrac{\Delta-\Delta l_2}{\cos\beta_2}$,

получаем $\dfrac{\Delta l_1}{0{,}707}=\dfrac{3}{5}\cdot\dfrac{\Delta-\Delta l_2}{0{,}45}$; $\Delta l_1=0{,}94(\Delta-\Delta l_2)$. (1.22)

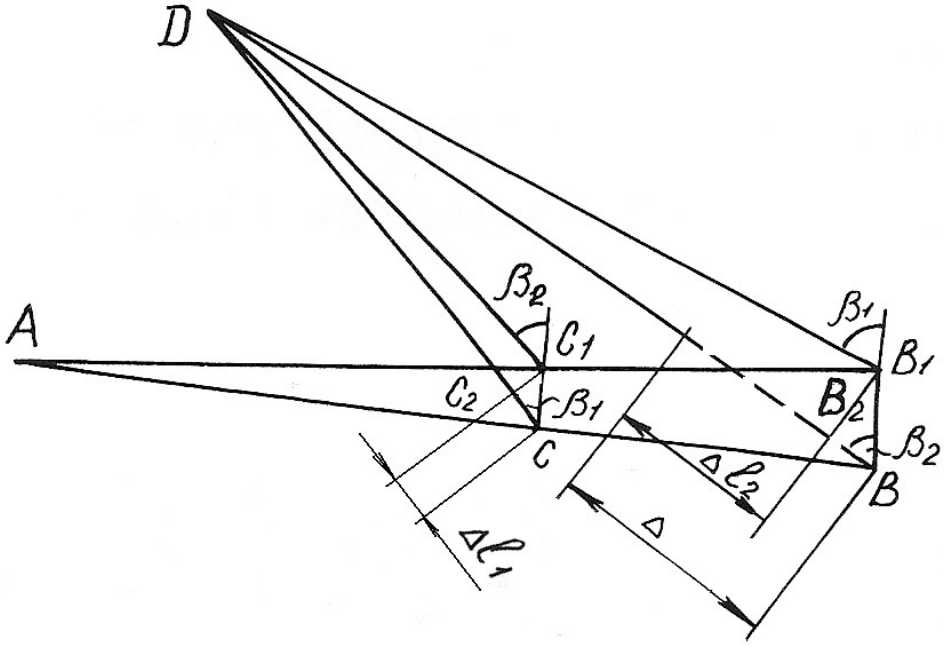


Рис. 1.8.

Выражение (1.22) – условие совместности деформаций стержней 1 и 2. Выражая деформацию через усилия по закону Гука, получим

$$\frac{N_1' l_1}{EA_1} + \frac{0{,}94 \cdot N_2' l_2}{EA_2} = 0{,}94 \cdot \Delta$$

или

$$1{,}25 \cdot N_1' + 0{,}894 \cdot N_2' = 94 \qquad (1.23)$$

Решая совместно систему уравнений (1.21) и (1.23), определяем усилия N_1' и N_2'

$$N_1' = 42{,}75 \text{ кН}; \; N_2' = 45{,}36 \text{ кН}.$$

Пример 1.6.

Стержень длиной l = 800 мм, защемленный обоими концами, подвергается действию двух сосредоточенных сил F_1=100 кН и F_2=150 кН (рис. 1.9, *а*). Определить напряжения, возникающие в различных сечениях стержня, и проверить его прочность, если допускаемое напряжение σ_{adm}=140 МПа. Площадь поперечного сечения A = 10 см^2, l_1 = 200 мм и l_2 = 600 мм.

Решение.

Обозначим реакции в заделках стержня через R_A и R_B. На стержень действует система сил, направленных вдоль одной прямой. Для такой системы статика дает одно уравнение равновесия

$$\sum Y = 0; \quad R_A - F_1 - F_2 + R_B = 0,$$

откуда $R_A + R_B = F_1 + F_2$. (1.24)

Для составления уравнения совместности деформаций мысленно отбросим нижнюю заделку и заменим ее действие на стержень реакцией R_B, т. е. приложим к сечению B (к нижнему торцовому сечению) такую силу, которая оказывает на стержень воздействие, полностью аналогичное воздействию заделки. Таким образом, изображенная система эквивалентна заданной системе и, поскольку в заданной системе перемещение сечения B равно нулю, то и для второй системы (рис.1.9, *б*) должно соблюдаться то же условие

$$\delta_B = 0. \qquad (1.25)$$

Для определения вида левой части записанного равенства используем принцип независимости действия сил, т. е. вычислим перемещение сечения B как сумму перемещений, вызванных каждой силой F_1, F_2 и R_B в отдельности

$$\delta_B = \delta_{F_1} + \delta_{F_2} + \delta_{R_B}.$$

Под действием одной лишь силы F_1 деформируется только верхняя часть стержня, нижняя и средняя части перемещаются как твердое тело. Таким образом, перемещение сечения B, вызванное силой F_1, равно удлинению верхней части стержня

$$\delta_{F_1} = \frac{F_1 l_1}{EA}.$$

Аналогично установим, что перемещение сечения B от действия силы F_2, равно удлинению верней и средней частей

$$\delta_{F_2} = \frac{F_2 l_2}{EA}.$$

Наконец, перемещение сечения B от действия силы R_B равно укорочению всего стержня

$$\delta_{R_B} = \frac{R_B l}{EA}.$$

Суммируя полученные величины и приравнивая сумму нулю согласно равенству (1.25), получим уравнение совместности деформаций,

$$\frac{F_1 l_1}{EA} + \frac{F_2 l_2}{EA} - \frac{R_B l}{EA} = 0,$$

откуда $R_B = \dfrac{F_1 l_1 + F_2 l_2}{l} = \dfrac{100 \cdot 0,2 + 150 \cdot 0,6}{0,8} = 137,5$ кН.

Подставив значение реакции R_B в уравнение равновесия (1.24), определим значение реакции в точке A:

$$R_A = F_1 + F_2 - R_B = F_1 + F_2 - \frac{F_1 l_1 + F_2 l_2}{l} = \frac{(F_1 + F_2) l - (F_1 l_1 + F_2 l_2)}{l} =$$

$$= \frac{(100 + 150) \cdot 0,8 - (100 \cdot 0,2 + 150 \cdot 0,6)}{0,8} = 112,5 \text{ кН}.$$

На рис. 1.9, *в* приведена эпюра продольных сил, в соответствии с которой определяем напряжения на различных участках стержня.

В поперечных сечениях верхней части стержня

$$\sigma^{(1)} = \frac{N_1}{A} = \frac{112,5 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^{-4}} = 112,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = 112,5 \text{ МПа};$$

в поперечных сечениях средней части

$$\sigma^{(2)} = \frac{N_2}{A} = \frac{12,5 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^{-4}} = 12,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = 12,5 \text{ МПа},$$

а в нижней части

$$\sigma^{(3)} = \frac{N_3}{A} = -\frac{137,5 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^{-4}} = -137,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = -137,5 \text{ МПа}.$$

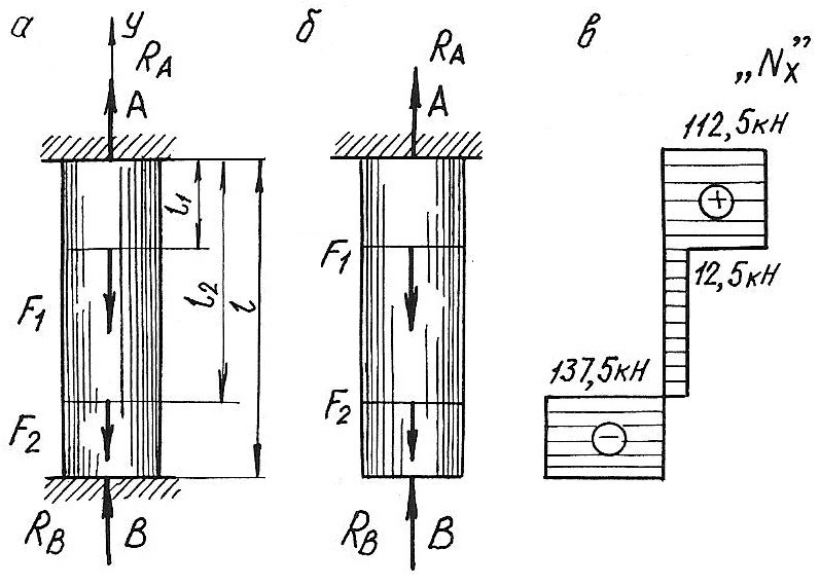


Рис. 1.9.

Наиболее напряженными, как видно из расчетов, являются поперечные сечения нижней части стержня. Это напряжение используем для проверки стержня на прочность:

$$\left|\sigma^{(3)}\right| = 137{,}5 \text{ МПа} < \sigma_{adm} = 140 \text{ МПа},$$

т. е. условие прочности выполняется.

Пример 1.7. Температурная задача

Определить допускаемое повышение температуры составного стержня (рис. 1.10.) из условия, чтобы напряжения сжатия не превышали в стальной части $\sigma_c = 120$ МПа, в медной $\sigma_м = 60$ МПа и в алюминиевой $\sigma_a = 70$ МПа. (линейные размеры на рисунке приведены в мм).

Решение.

Площади поперечных сечений ступеней стержня

$$A_м = \frac{\pi(50\cdot10^{-3})^2}{4} = 1963\cdot10^{-6} \text{ м}^2,$$

$$A_a = \frac{\pi(40\cdot10^{-3})^2}{4} = 1257\cdot10^{-6} \text{ м}^2,$$

$$A_c = \frac{\pi(30\cdot10^{-3})^2}{4} = 707\cdot10^{-6} \text{ м}^2.$$

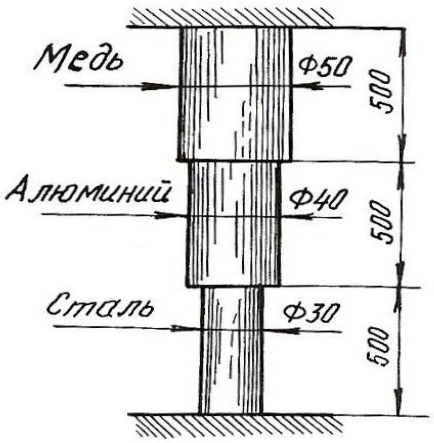


Рис. 1.10.

Продольные силы, при которых напряжения в ступенях будут равны заданным величинам, должны быть следующими:

$$N_{\text{м}} = A_{\text{м}} \cdot \sigma_{\text{м}} = 1963 \cdot 10^{-6} \cdot 60 \cdot 10^{6} = 118000 \text{ Н} = 118 \text{ кН};$$

$$N_{\text{а}} = A_{\text{а}} \cdot \sigma_{\text{а}} = 1257 \cdot 10^{-6} \cdot 70 \cdot 10^{6} = 88000 \text{ Н} = 88 \text{ кН};$$

$$N_{\text{с}} = A_{\text{с}} \cdot \sigma_{\text{с}} = 707 \cdot 10^{-6} \cdot 120 \cdot 10^{6} = 84800 \text{ Н} = 84{,}8 \text{ кН}.$$

Величина продольной силы не одинакова для всего стержня, следовательно, в качестве допускаемой продольной силы должно быть принято меньшее из трех полученных значений, а именно $N = N_{\text{с}} = 84{,}8$ кН.

Длина стержня в результате защемления обоих концов остается при изменении температуры неизменной. Следовательно, удлинение стержня в результате повышения температуры должно равняться полученному упругому укорочению

$$\Delta l_t = \Delta l = l_{\text{м}} \alpha_{\text{м}} \Delta t + l_{\text{а}} \alpha_{\text{а}} \Delta t + l_{\text{с}} \alpha_{\text{с}} \Delta t = l(\alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{а}} + \alpha_{\text{с}}) \Delta t,$$

где $\alpha_{\text{м}}$, $\alpha_{\text{а}}$, $\alpha_{\text{с}}$ – соответствующие коэффициенты теплового линейного расширения.

$$\Delta l = \Delta l_{\text{м}} = \Delta l_{\text{а}} = \Delta l_{\text{с}} = \frac{N l_{\text{м}}}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \frac{N l_{\text{а}}}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \frac{N l_{\text{с}}}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}} = Nl\left(\frac{1}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \frac{1}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \frac{1}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}}\right);$$

$$l(\alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{а}} + \alpha_{\text{с}}) \Delta t = Nl\left(\frac{1}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \frac{1}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \frac{1}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}}\right),$$

откуда $\Delta t = \dfrac{N\left(\dfrac{1}{E_{\text{м}} A_{\text{м}}} + \dfrac{1}{E_{\text{а}} A_{\text{а}}} + \dfrac{1}{E_{\text{с}} A_{\text{с}}}\right)}{\alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{а}} + \alpha_{\text{с}}}.$

Подставим численные значения величин и произведем вычисления

$$\Delta t = \frac{84800\left[\dfrac{1}{1 \cdot 10^{11} \cdot 1963 \cdot 10^{-6}} + \dfrac{1}{0{,}7 \cdot 10^{11} \cdot 1257 \cdot 10^{-6}} + \dfrac{1}{2 \cdot 10^{11} \cdot 707 \cdot 10^{-6}}\right]}{16{,}5 \cdot 10^{-6} + 25 \cdot 10^{-6} + 12{,}5 \cdot 10^{-6}} = 36^{\circ}.$$

Далее определим напряжения в поперечных сечениях стержня при повышении температуры на 36°

$$\sigma_{\text{м}} = -\frac{N}{A_{\text{м}}} = -\frac{84800}{1963 \cdot 10^{-6}} = -43 \cdot 10^{6} \text{ Па} = -43 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{\text{а}} = -\frac{N}{A_{\text{а}}} = -\frac{84800}{1257 \cdot 10^{-6}} = -67{,}5 \cdot 10^{6} \text{ Па} = -67{,}5 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{\text{с}} = -120 \text{ МПа}.$$

1.4. Задания для расчетов стержней с учетом собственного веса

Для стального бруса с учетом собственного веса и при продольной нагрузке F (табл. 1.1.) требуется по указанной схеме (табл. 1.2.):

1. Построить эпюры продольных сил и нормальных напряжений по длине бруса.

2. Найти полное удлинение (укорочение) бруса для геометрических размеров, приведенных в табл. 1.1. Плотность стали ρ=7850 кг/см^3; ускорение силы тяжести g = 9,81 м/с^2, модуль упругости $E = 2 \cdot 10^5$ МПа.

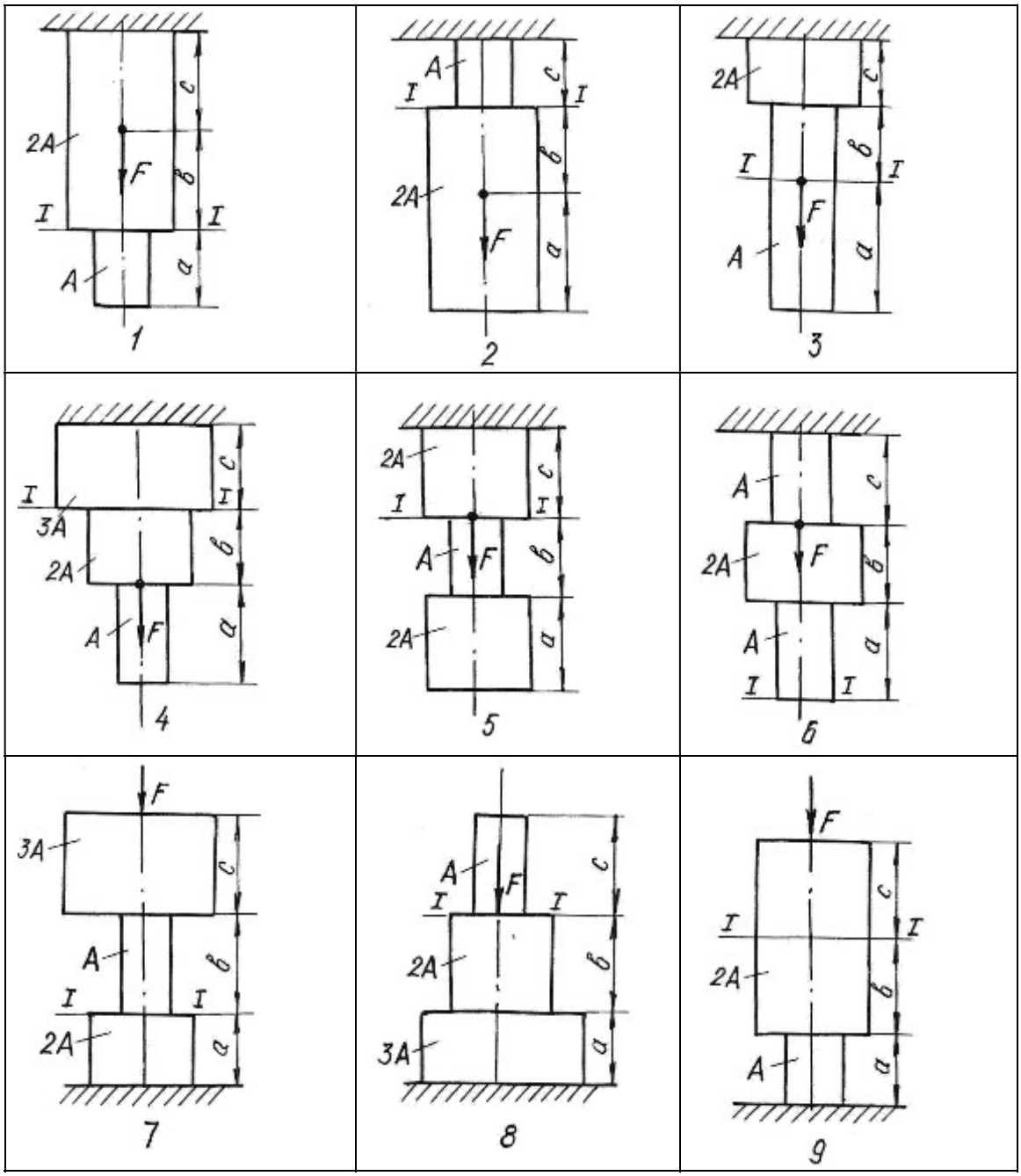
3. Определить перемещение сечений I-I.

Таблица 1.1

Номер варианта	a, м	b, м	c, м	F, кН	A, см²
1	1,5	1,0	2,0	30	20
2	1,0	1,5	2,0	40	30
3	2,0	1,0	2,0	50	40
4	2,0	1,0	1,5	60	18
5	2,0	1,5	1,5	20	24
6	1,5	1,0	2,0	40	28
7	1,5	1,0	1,0	50	30
8	1,0	1,5	2,0	50	32
9	1,5	1,0	1,5	60	12
10	2,0	1,0	1,5	70	14
11	1,0	2,0	1,0	20	15
12	2,0	2,0	1,0	40	18
13	1,0	1,5	1,0	30	20
14	1,4	1,0	1,0	40	24
15	1,0	3,0	1,0	50	28
16	1,0	2,0	1,0	40	30
17	1,2	1,0	2,4	70	32
18	2,0	1,5	2,0	60	20
19	2,6	1,0	1,7	60	18
20	2,0	1,0	1,5	50	22
21	1,5	1,8	1,4	40	15
22	2,0	1,0	1,4	30	16
23	1,2	1,2	1,2	20	20
24	1,5	1,0	2,0	10	16
25	1,4	2,0	1,0	40	18

Таблица 1.2

Расчетные схемы бруса



1.5. Задания для определения напряжений при плоском напряженном состоянии

Стальной кубик находится под действием сил, создающих плоское напряженное состояние (рис. 1.11.). Показать на рисунке элемент и направления напряжений в соответствии с вариантом задания.

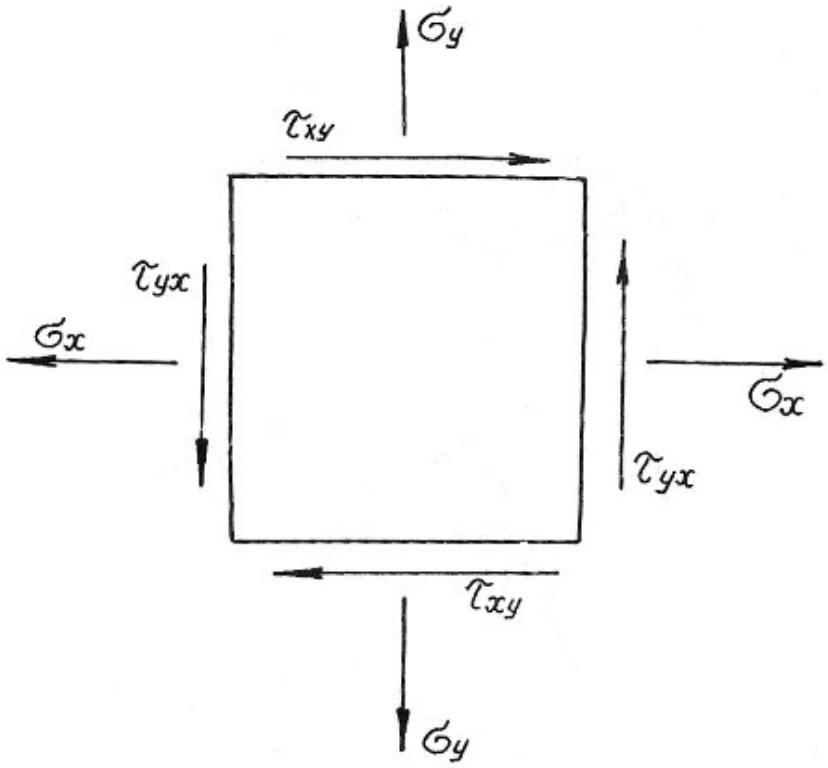


Рис. 1.11.

Требуется найти:

1. Главные напряжения и положение главных площадок.
2. Максимальные касательные напряжения.
3. Определить аналитически величины нормальных σ_α и касательных напряжений τ_α, действующих на площадках, нормаль к которым составляет угол α с горизонтальной осью x.

Данные приведены в табл. 1.3.

Таблица 1.3

Номер варианта	σ_x , МПа	σ_y , МПа	τ_{xy} , МПа	α, град
1	40,0	-20,0	-10,0	30
2	12,0	10,0	-80,0	-45
3	-10,0	-14,0	-12,0	15
4	15,0	12,0	90,0	30
5	20,0	-40,0	80,0	15
6	-12,0	10,0	-80,0	45
7	20,0	-2,0	10,0	-30
8	80,0	10,0	-60,0	45
9	12,0	14,0	10,0	30
10	-14,0	-10,0	50,0	15
11	20,0	10,0	-80,0	-45
12	30,0	-50,0	-10,0	60
13	-25,0	10,0	50,0	15
14	16,0	80,0	10,0	30
15	18,0	-10,0	10,0	-30
16	22,0	12,0	-90,0	45
17	-16,0	-12,0	10,0	20
18	10,0	80,0	-60,0	-20
19	25,0	-25,0	10,0	30
20	-10,0	10,0	60,0	60
21	12,0	10,0	-60,0	20
22	18,0	-10,0	-12,0	45
23	-40,0	30,0	20,0	30
24	50,0	-60,0	10,0	-30
25	45,0	35,0	15,0	-45

1.6. Задания для расчета статически неопределимых стержневых систем

Для статически неопределимой системы, состоящей из жесткой невесомой балки и стальных стержней 1 и 2, соединенных с ней шарнирно (табл.1.4), требуется:

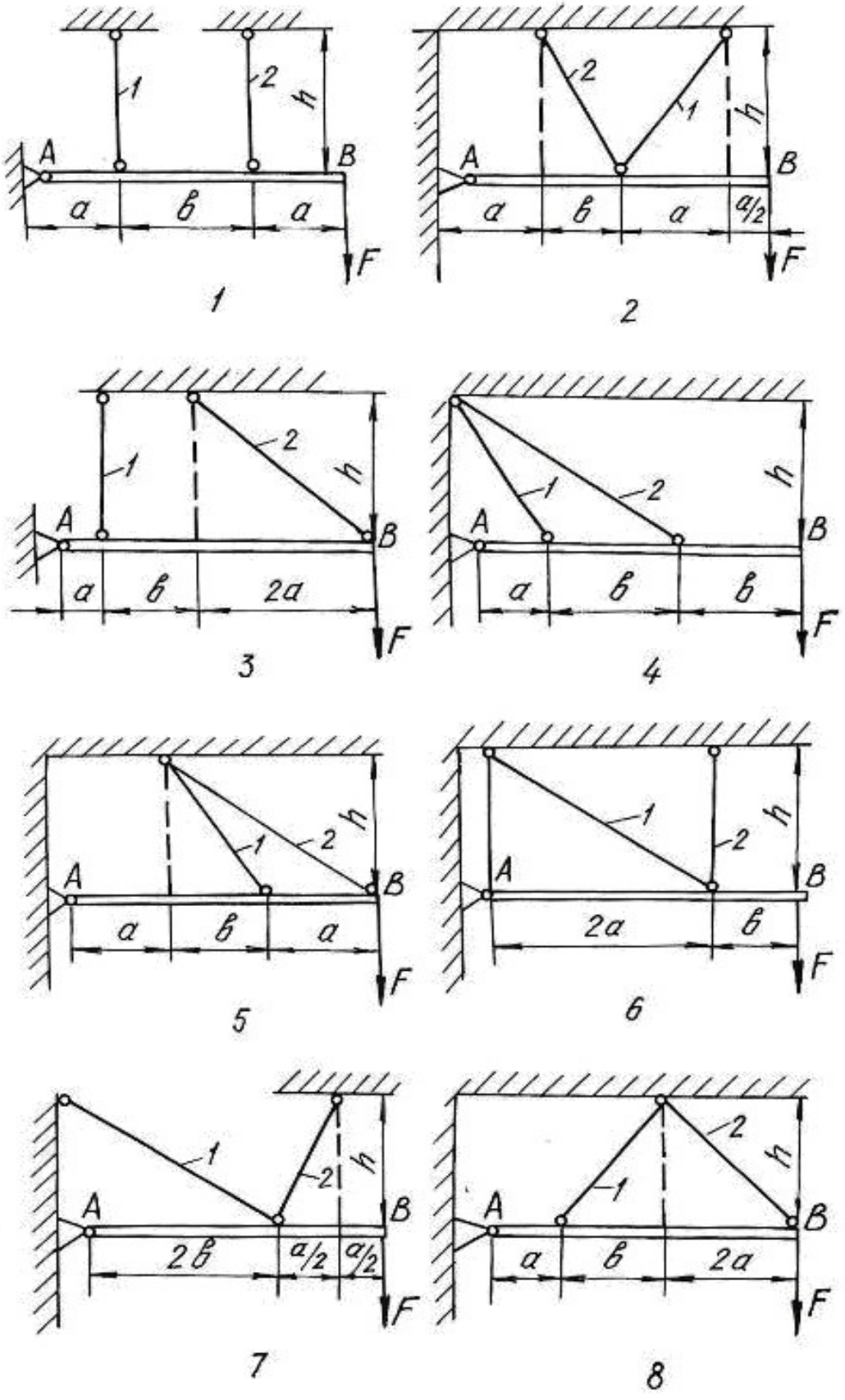
1. Определить усилия, возникающие в стержнях от действия нагрузки F;
2. Подобрать сечение стержней из двух равнобоких уголков каждое по ГОСТ 8509-93 (см. табл. П. 3).
3. Определить дополнительные усилия в стержнях конструкции, если стержень 2 изготовлен короче проектного размера на $\Delta = 5 \cdot 10^{-3}$ м.

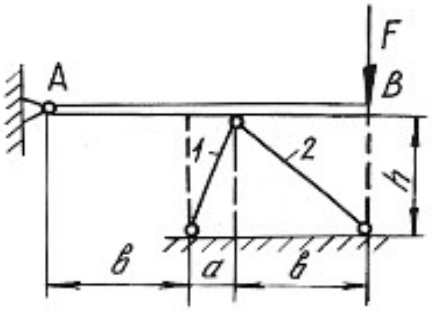
При расчетах принять $E = 2 \cdot 10^5$ МПа; σ_{adm}=160 МПа, остальные данные приведены в табл. 1.4. Расчетные схемы приведены в табл. 1.5.

Таблица 1.4

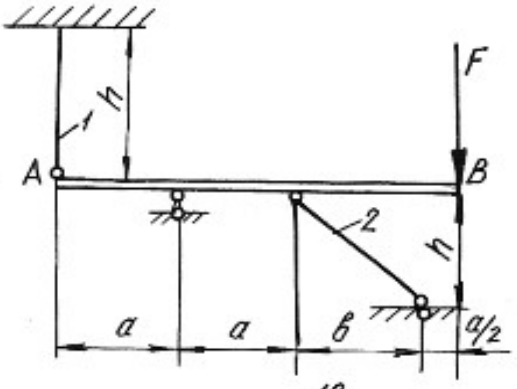
Номер варианта	a, м	b, м	h, м	$A_2 : A_1$	F, кН
1	2,0	1,4	1,8	2,0	80
2	2,2	1,6	2,0	1,5	120
3	2,6	1,8	2,2	1,2	150
4	2,5	1,1	1,5	1,0	180
5	1,8	1,0	1,2	1,5	100
6	2,0	1,0	1,5	2,0	240
7	2,4	1,4	1,6	1,8	140
8	2,8	1,6	2,	2,0	120
9	1,6	1,2	1,5	1,5	100
10	2,4	1,4	1,6	1,8	180
11	3,0	2,0	2,0	1,5	260
12	2,4	1,8	2,2	2,0	320
13	1,8	1,4	1,2	1,5	400
14	2,0	1,5	1,3	1,2	360
15	1,5	1,5	2,0	1,5	400
16	1,0	0,9	1,5	1,1	340
17	1,1	1,3	1,8	1,8	250
18	1,5	1,2	2,0	2,0	120
19	0,9	0,6	3,0	1,4	170
20	0,8	0,7	2,3	1,6	210
21	1,2	1,7	1,3	1,3	200
22	1,3	1,4	0,8	1,7	90
23	2,0	2,0	2,0	0,9	110
24	2,0	1,1	1,0	0,8	130
25	1,5	1,6	0,8	0,7	280

Таблица 1.5

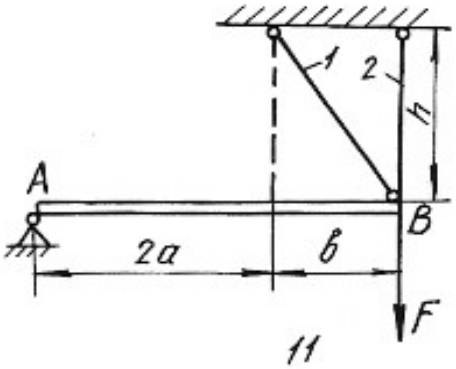

1
A
B
a
в
a
F
2
h
2
1
A
B
a
в
a
a/2
F
3
A
B
a
в
2a
F
4
A
B
a
в
в
F
5
A
B
a
в
a
F
6
A
B
2a
в
F
7
A
B
2в
a/2
a/2
F
8
A
B
a
в
2a
F



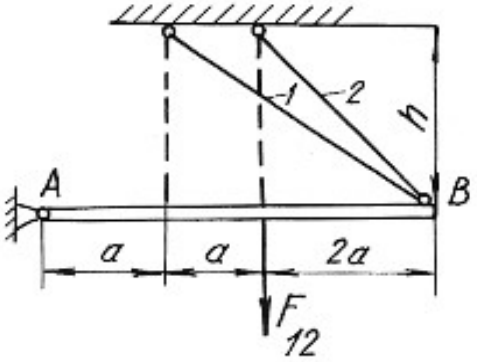
9



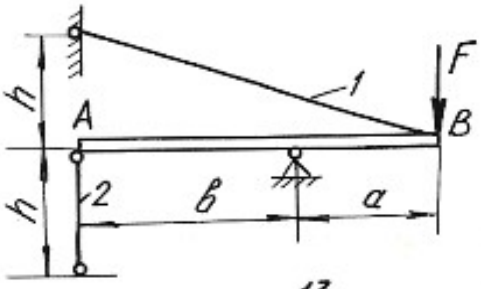
10



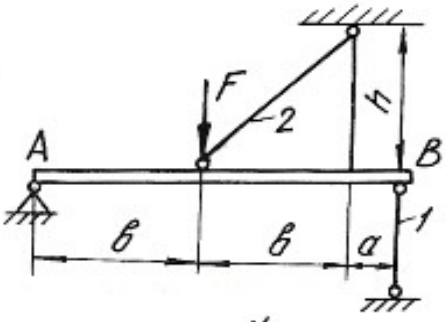
11



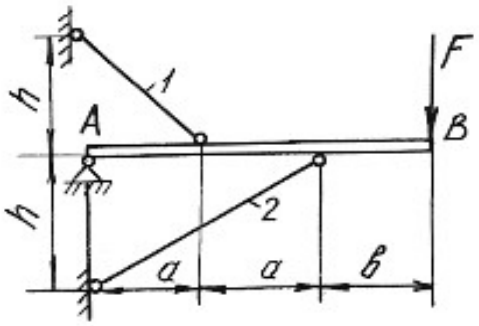
12



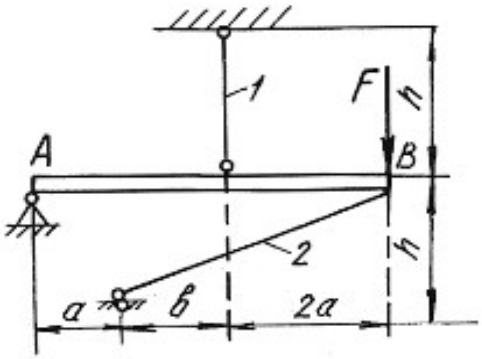
13



14



15



16

Глава 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛАВНЫХ МОМЕНТОВ ИНЕРЦИИ ПОПЕРЕЧНЫХ СЕЧЕНИЙ

Моментами инерции являются геометрические характеристики, отражающие заполнение веществом плоского поперечного сечения балки. Значения моментов инерции для стандартных поперечных сечений можно найти в любой литературе, список которой приведен в конце настоящего пособия. Моменты инерции относительно собственных осей простых фигур определяются по известным формулам.

Для прямоугольника

$$J_x = \frac{bh^3}{12}; \qquad J_y = \frac{hb^3}{12}; \qquad J_{xy} = 0, \tag{2.1}$$

где x, y – горизонтальная и вертикальная оси, проходящие через центр тяжести прямоугольника; b – ширина; h – высота прямоугольника.

Для круга

$$J_x = J_y = \frac{\pi d^4}{64}; \qquad J_{xy} = 0. \tag{2.2}$$

Для треугольника

$$J_x = \frac{bh^3}{36}; \qquad J_y = \frac{hb^3}{36}; \qquad J_{xy} = \pm\frac{b^2h^2}{72}. \tag{2.3}$$

При этом знак центробежного момента определяется следующим образом. Треугольник вычерчивается в масштабе, через его центр проводятся оси, которые делят треугольник на четыре четверти. В первой и третьей четвертях площадь положительна, в остальных – отрицательна. Если суммарная положительная площадь будет по размеру больше отрицательной, то знак центробежного момента будет тоже положительный и наоборот.

Осевые моменты инерции прокатных профилей выписываются из таблицы (сортамента проката) в соответствии с номером профиля. Для равнополочных уголков центробежный момент относительно горизонтальной и вертикальной осей определяется по формуле:

$$J_{xy} = \left(J_{x_0} - J_{y_0}\right)\frac{\sin 2\alpha}{2} + J_{x_0y_0}\cos 2\alpha, \tag{2.4}$$

где x_0, y_0 – оси, проходящие через центр тяжести уголка под углом 45° к горизонтальной и вертикальной осям уголка.

При этом нужно помнить, что угол поворота осей *xy* относительно осей x_0y_0 будет отрицательным. Если уголок неравнополочный, то его условно разбивают на два прямоугольника, находят их центры тяжести, и центробежный

момент относительно собственных осей всего уголка определяют по формуле центробежных моментов инерции относительно параллельных осей.

Для составного сечения необходимо определять положение центра тяжести, разбив его на простейшие части (прямоугольник, круг, треугольник, двутавр, швеллер, уголок). Формулы для определения центра тяжести имеют вид:

$$x_c = \frac{\sum S_{x_{\text{вр}}}}{\sum A} = \frac{\left(A_1 x_1 + A_2 x_2 + \ldots, + A_n x_n\right)}{\left(A_1 + A_2 + \ldots, + A_n\right)};$$
$$y_c = \frac{\sum S_{y_{\text{вр}}}}{\sum A} = \frac{\left(A_1 y_1 + A_2 y_2 + \ldots, + A_n y_n\right)}{\left(A_1 + A_2 + \ldots, + A_n\right)}, \qquad (2.5)$$

где $S_{y_{\text{вр}}}, S_{x_{\text{вр}}}$ – статические моменты площадей простых фигур относительно временных осей; A_1, A_2,…, A_n – площади простых фигур; x_n, y_n – координаты центров тяжести простых фигур во временных осях.

Главными моментами инерции плоской фигуры (сечения) называют моменты инерции, определяемые относительно главных центральных осей сечения. Такие оси должны отвечать следующим требованиям:

1) они проходят через центр тяжести сечения;

2) относительно этих осей наблюдаются экстремальные значения моментов инерции (главные моменты инерции);

3) центробежный момент инерции относительно главных осей равен нулю.

В формулы напряжений, содержащие моменты инерции, необходимо всегда подставлять значения главных моментов инерции. Определение главных моментов инерции проводится в следующем порядке.

1. Заданное поперечное сечение сложной конфигурации вычерчивается в выбранном масштабе с указанием всех размеров.

2. Сечение условно разбивается на простейшие фигуры (прямоугольник, круг, треугольник, двутавр, швеллер, уголок).

3. Определяется положение центра тяжести площадки каждой простой фигуры и из этих центров проводятся собственные оси координат.

4. Для всей фигуры сечения проводятся временные (вспомогательные) оси координат $(x_{\text{вр}}, y_{\text{вр}})$ параллельно собственным осям отдельных фигур (желательно, чтобы временные оси проходили через центры тяжести простых фигур, что ведет к уменьшению объема вычислений).

5. Определяются координаты центра тяжести площади всего сечения по формулам (2.5).

6. Центр тяжести сечения наносится на чертеж, и из него проводятся опорные оси координат (x_c, y_c) параллельно временным осям.

7. Определяются осевые и центробежные моменты инерции сечения относительно опорных осей. При этом используют формулы для определения моментов инерции относительно параллельных осей:

$$J_{x_c} = \left(J_{x_1} + A_1 a_1^2\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_2} + A_2 a_2^2\right)^{\text{II}} + \ldots + \left(J_{x_n} + A_n a_n^2\right)^{n};$$

$$J_{y_c} = \left(J_{y_1} + A_1 b_1^2\right)^{\text{I}} + \left(J_{y_2} + A_2 b_2^2\right)^{\text{II}} + \ldots + \left(J_{y_n} + A_n b_n^2\right)^{n}; \qquad (2.6)$$

$$J_{x_c y_c} = \left(J_{x_1 y_1} + A_1 a_1 b_1\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_2 y_2} + A_2 a_2 b_2\right)^{\text{II}} + \ldots + \left(J_{x_n y_n} + A_n a_n b_n\right)^{n},$$

где $J_{x_1}, J_{x_2}, \ldots, J_{x_n}$ и $J_{y_1}, J_{y_2}, \ldots, J_{y_n}$ – моменты инерции простых фигур относительно собственных осей; $J_{x_1 y_1}, J_{x_2 y_2}, \ldots, J_{x_n y_n}$ – центробежные моменты инерции простых фигур относительно собственных осей; $a_1, a_2, \ldots, a_n$ – расстояния между собственными осями $x_1, x_2 \ldots, x_n$ простых фигур и центральной осью x_c; $b_1, b_2 \ldots, b_n$ – расстояния между собственными осями $y_1, y_2 \ldots, y_n$ простых фигур и центральной осью y_c (с учетом знаков).

8. Определяется положение главных осей инерции по формуле:

$$\operatorname{tg} 2\alpha_0 = \frac{2 \cdot J_{x_c y_c}}{J_{y_c} - J_{x_c}}. \qquad (2.7)$$

Положительным считается угол α_0, откладываемый против хода часовой стрелки.

9. Проводятся главные оси на чертеже под углом α_0 по отношению к центральным осям.

10. Определяются главные моменты инерции по формулам:

$$\begin{aligned} J_{x_0} &= J_{x_c} \cos^2 \alpha_0 + J_{y_c} \sin^2 \alpha_0 - J_{x_c y_c} \sin 2\alpha_0; \\ J_{y_0} &= J_{x_c} \sin^2 \alpha_0 + J_{y_c} \cos^2 \alpha_0 + J_{x_c y_c} \sin 2\alpha_0 \end{aligned} \qquad (2.8)$$

или

$$J_{\max/\min} = \frac{J_{x_c} + J_{y_c}}{2} \pm \frac{1}{2} \sqrt{\left(J_{x_c} - J_{y_c}\right)^2 + 4 \cdot J_{x_c y_c}^2}. \qquad (2.9)$$

11. Проводится проверка правильности решения задачи в двух вариантах:

а) суммы главных моментов инерции и моментов инерции относительно центральных осей должны быть равны

$$J_{x_0} + J_{y_0} = \left(J_{x_c} + J_{y_c}\right) \pm 5\ \%; \qquad (2.10)$$

б) центробежный момент инерции относительно главных осей должен быть равен нулю

$$J_{x_0y_0} = \frac{J_{x_c} - J_{y_c}}{2}\sin 2\alpha_0 + J_{x_cy_c}\cos 2\alpha_0 = 0\,. \qquad (2.11)$$

Пример 2.1.

Для заданного поперечного сечения, состоящего из швеллера и равнополочного уголка (рис. 2.1), требуется:

1) определить положение центра тяжести;

2) найти осевые и центробежный моменты инерции относительно осей, проходящих через центр тяжести;

3) определить направления главных центральных осей x_0 и y_0;

4) найти моменты инерции относительно главных центральных осей;

5) вычертить сечение в масштабе 1:2 и указать на нем все размеры в числах и все оси.

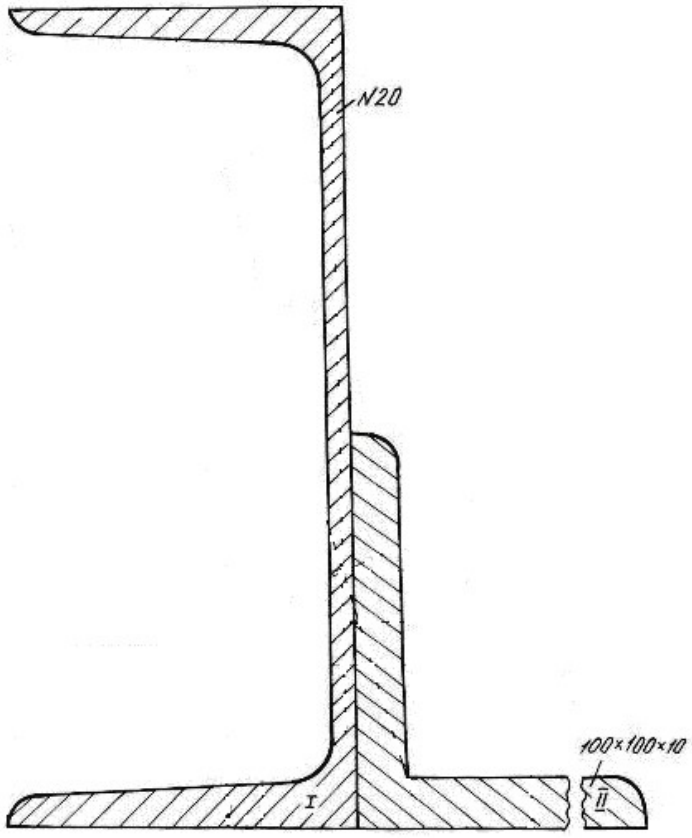


Рис. 2.1.

Решение.

1. Проводим временные оси $x_{вр}$ и $y_{вр}$ через левый нижний угол сечения (рис. 2.2) и разбиваем сечение на две фигуры: швеллер I и уголок II.

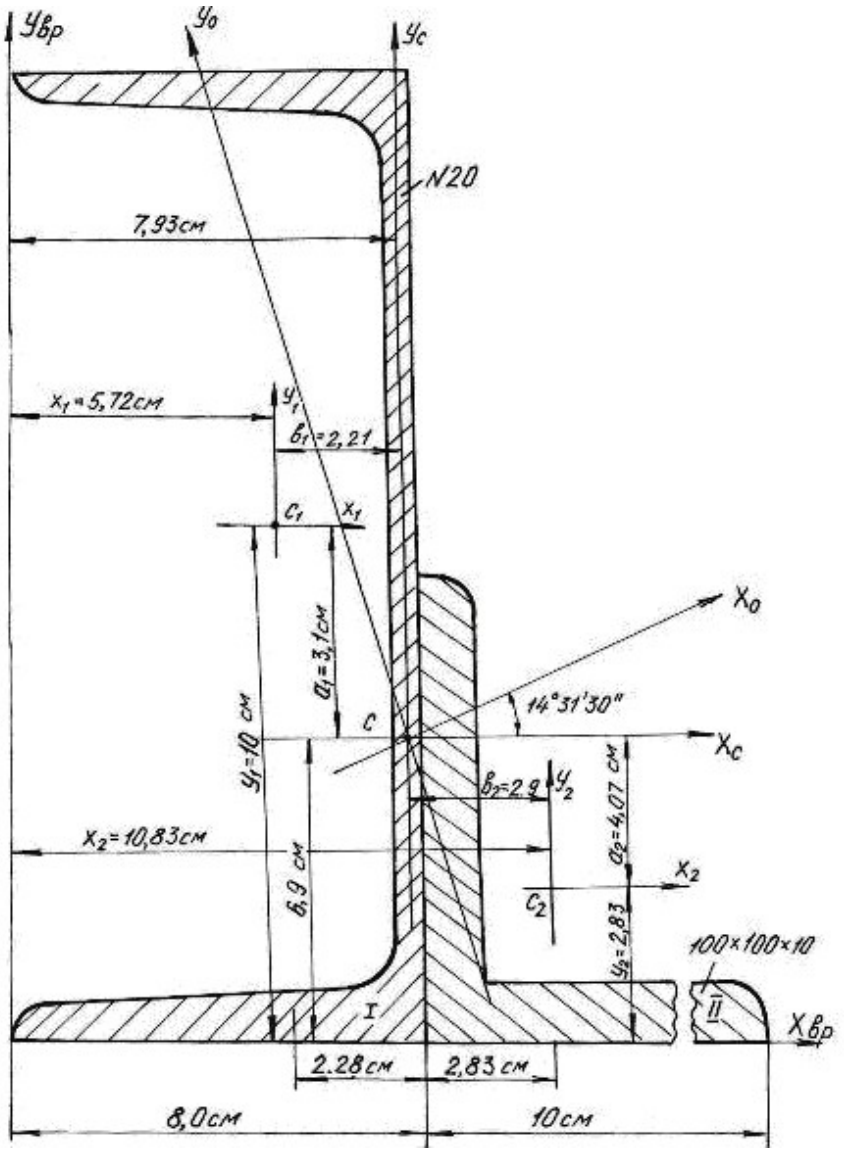


Рис. 2.2.

Основные данные фигур выписываем из таблиц сортамента проката.

Швеллер № 20а: $A_1 = 25{,}2$ см^2, $Z_0 = 2{,}28$ см, $J_{x_1} = 1670$ см^4, $J_{y_1} = 139$ см^4.

Уголок 100×100×10 мм: $A_2 = 19{,}2$ см^2, $Z_0 = 2{,}83$ см, $J_{x_0} = 284$ см^4, $J_{y_0} = 74{,}1$ см^4, $J_{x_2} = J_{y_2} = 179$ см^4 (рис. 2.3).

Координаты центра тяжести сечения

$$x_c = \frac{(A_1 x_1 + A_2 x_2)}{(A_1 + A_2)} = \frac{25{,}2 \cdot 5{,}72 + 19{,}2 \cdot 10{,}83}{25{,}2 + 19{,}2} = 7{,}93 \text{ см};$$

$$y_c = \frac{\left(A_1 y_1 + A_2 y_2\right)}{\left(A_1 + A_2\right)} = \frac{25{,}2 \cdot 10 + 19{,}2 \cdot 2{,}83}{25{,}2 + 19{,}2} = 6{,}9 \text{ см};$$

где A_1, A_2 – площади поперечного сечения первой и второй фигур; x_1, x_2, y_1, y_2 – координаты центров тяжести фигур относительно временных осей.

По значениям координат центра тяжести фигуры наносим точку C (см. рис. 2.2.) и проводим центральные оси x_c и y_c параллельно временным осям.

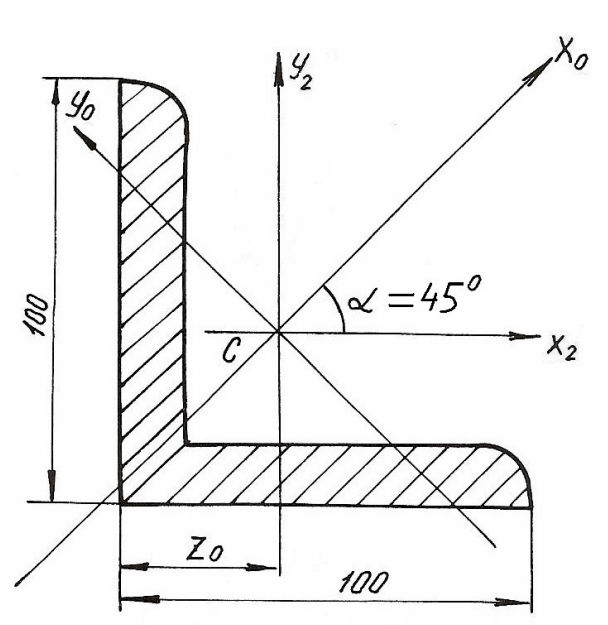


Рис. 2.3.

2. Вычисляем осевые моменты инерции относительно центральных опорных осей

$$J_{x_C} = \left(J_{x_C}\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_C}\right)^{\text{II}} = \left(J_{x_1} + A_1 a_1^2\right) + \left(J_{x_2} + A_2 a_2^2\right) =$$

$$= \left[1670 + 25{,}2\left(3{,}1\right)^2\right] + \left[179 + 19{,}2\left(-4{,}07\right)^2\right] = 2409 \text{ см}^4;$$

$$J_{y_C} = \left(J_{y_C}\right)^{\text{I}} + \left(J_{y_C}\right)^{\text{II}} = \left(J_{y_1} + A_1 b_1^2\right) + \left(J_{y_2} + A_2 b_2^2\right) =$$

$$= \left[139 + 25{,}2\left(\text{-}2{,}21\right)^2\right] + \left[179 + 19{,}2\left(2{,}9\right)^2\right] = 603 \text{ см}^4.$$

3. Вычисляем центробежный момент инерции сечения относительно осей x_c и y_c. Центробежный момент швеллера относительно собственных осей равен 0, так как его оси проходят через центр тяжести и одна из них является осью симметрии.

Для уголка собственные центральные оси, т. е. оси x_2 и y_2 не являются главными, поэтому центробежный момент уголка в этой системе координат не равен 0. Вычислим его.

Из таблиц сортамента

$$J_{x_0} = 284 \text{ см}^4; \quad J_{y_0} = 74{,}1 \text{ см}^4;$$

$$J_{x_2y_2} = \frac{\left(J_{x_0} - J_{y_0}\right)}{2}\sin 2\alpha + J_{x_0y_0}\cos 2\alpha = \frac{284 - 74{,}1}{2}(-1) + 0 = -104{,}95 \text{ см}^4.$$

Угол α отрицателен, так как поворот осей x_0, y_0 направлен по ходу часовой стрелки.

$$J_{x_cy_c} = \left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{I}} + \left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{II}} = (J_{x_1y_1} + A_1a_1b_1) + (J_{x_2y_2} + A_2a_2b_2) =$$

$$= [0 + 25{,}2(3{,}1)(-2{,}21)] + [-104{,}95 + 19{,}2(-4{,}07)(2{,}90)] =$$

$$= -172{,}0 - 104{,}95 - 225 = -501{,}95 \text{ см}^4.$$

Угол поворота главных осей инерции

$$\text{tg}2\alpha_0 = \frac{2J_{x_cy_c}}{\left(J_{y_c} - J_{x_c}\right)} = \frac{2(-501{,}95)}{(603 - 2409)} = 0{,}555, \quad 2\alpha_0 = 29^{\text{o}}03', \quad \alpha_0 = 14^{\text{o}}31'30''.$$

4. Откладываем полученный угол против хода часовой стрелки от центральных осей x_c, y_c и проводим главные оси инерции x_0, y_0 (см. рис. 2.2).

5. Определяем главные моменты инерции

$$J_{x_0} = J_{x_c}\cos^2\alpha_0 + J_{y_c}\sin^2\alpha_0 - J_{x_cy_c}\sin 2\alpha_0 = 2536 \text{ см}^4;$$

$$J_{y_0} = J_{x_c}\sin^2\alpha_0 + J_{y_c}\cos^2\alpha_0 + J_{x_cy_c}\sin 2\alpha_0 = 476 \text{ см}^4.$$

Так как $J_{x_c} > J_{y_c}$, то $J_{\max}$ будет относительно оси x_0, а $J_{\min}$ будет относительно оси y_0.

Проверка.

а) Согласно формуле (2.10)

$$J_{x_c} + J_{y_c} = \left(J_{x_0} + J_{y_0}\right) \pm 5\ \%;$$

$$(2409 + 603)\cdot 10^{-8} = (2536 + 476)\cdot 10^{-8} \text{ м}^4;$$

$$3012\cdot 10^{-8} \text{ см}^4 = 3012\cdot 10^{-8} \text{ см}^4.$$

б) Согласно формуле (2.11)

$$J_{x_0y_0} = \frac{\left(J_{x_c} - J_{y_c}\right)}{2}\sin 2\alpha_0 + J_{x_cy_c}\cos 2\alpha_0 = 0;$$

$$J_{x_0y_0} = \frac{(2409-603)}{2}\sin 2\left(14^\circ 31' 30''\right) - 501{,}95 \cdot \cos 2\left(14^\circ 31' 30''\right) = 0;$$
$$J_{x_0y_0} = 438 - 438 = 0.$$

Проверка показывает, что главные моменты инерции определены правильно.

6. Вычерчиваем поперечное сечение в масштабе 1:2 с указанием всех осей и размеров.

Пример 2.2.

Для заданного поперечного сечения (рис. 2.4) определить положение центра тяжести, найти положение главных осей инерции и значения главных моментов инерции.

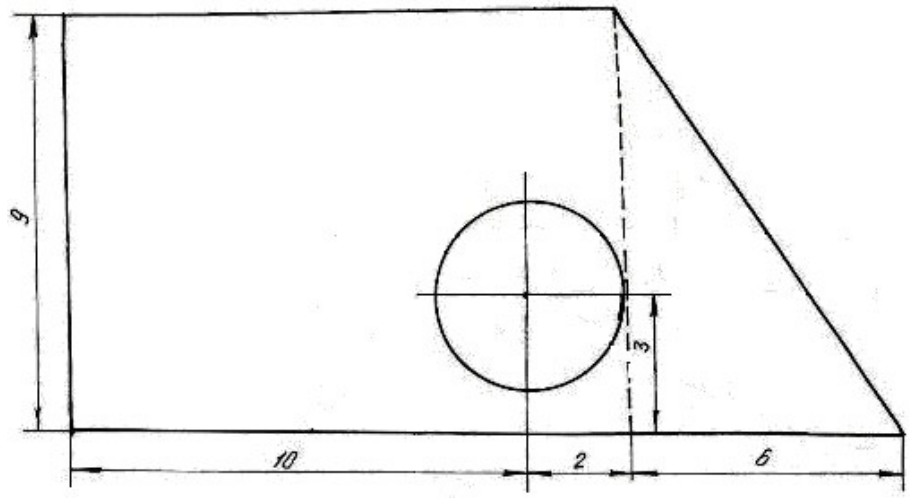


Рис. 2.4.

Решение.

1. Чертим поперечное сечение в масштабе 1:1;

2. Разбиваем сечение на простейшие фигуры: I – прямоугольник, II – прямоугольный треугольник, III – круг;

3. Проводим временные оси $x_{вр}$ и $y_{вр}$ через левый нижний угол заданного сечения (рис. 2.5).

4. Обозначив на рисунке центры тяжести простейших фигур, находим их координаты относительно временных осей и определяем площади фигур

$$C_1\begin{cases} x_1 = 6 \text{ см}; \\ y_1 = 4{,}5 \text{ см}; \end{cases} \qquad C_2\begin{cases} x_2 = 14 \text{ см}; \\ y_2 = 3 \text{ см}; \end{cases} \qquad C_3\begin{cases} x_3 = 10 \text{ см}; \\ y_3 = 3 \text{ см}. \end{cases}$$

$$A_1 = 108 \text{ см}^2, \qquad A_2 = 27 \text{ см}^2, \qquad A_3 = 12{,}56 \text{ см}^2.$$

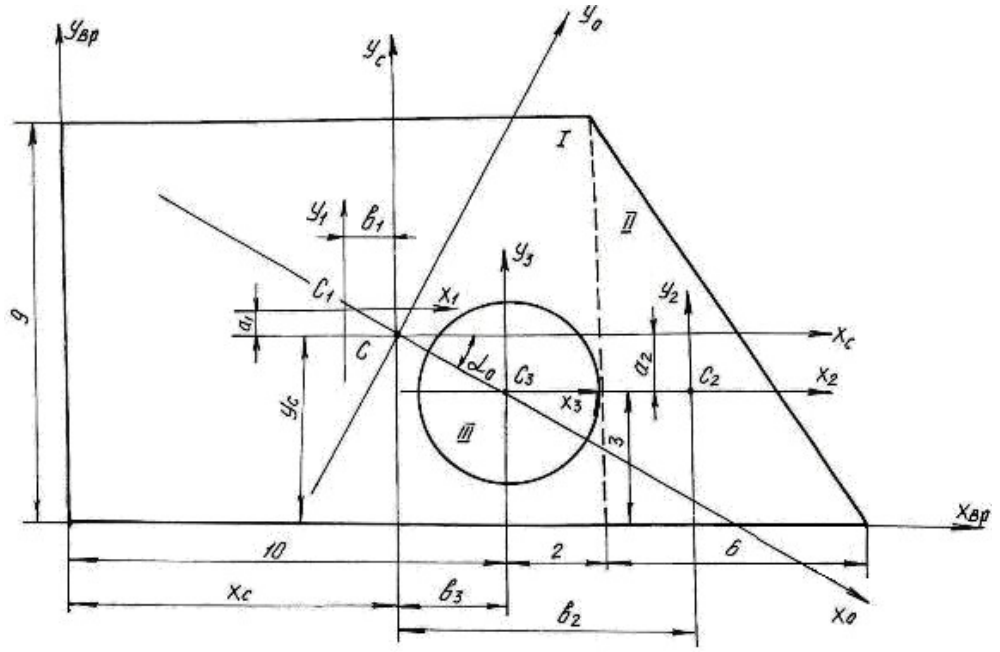


Рис. 2.5.

5. Определим координаты центра тяжести сечения

$$x_C = \frac{S_y}{A} = \frac{x_1 A_1 + x_2 A_2 - x_3 A_3}{A_1 + A_2 - A_3} = \frac{6 \cdot 108 + 14 \cdot 27 - 10 \cdot 12{,}56}{108 + 27 - 12{,}56} = 7{,}35 \text{ см};$$

$$y_C = \frac{S_x}{A} = \frac{y_1 A_1 + y_2 A_2 - y_3 A_3}{A_1 + A_2 - A_3} = \frac{4{,}5 \cdot 108 + 3 \cdot 27 - 3 \cdot 12{,}56}{108 + 27 - 12{,}56} = 4{,}32 \text{ см}.$$

Обозначим на рис. 2.5 положение центра тяжести C (x_c =7,35 см; y_c =4,32 см) и проведем центральные оси x_c и y_c параллельно временным осям.

6. Определим координаты центров тяжести простейших фигур $(C_1,\ C_2,\ C_3)$ относительно центральных осей x_c и y_c

$$C_1 \begin{cases} b_1 = x_1 - x_C = 1{,}35 \text{ см} \\ a_1 = y_1 - y_C = 0{,}18 \text{ см} \end{cases} \qquad C_2 \begin{cases} b_2 = x_2 - x_C = 6{,}65 \text{ см} \\ a_2 = y_2 - y_C = -1{,}32 \text{ см} \end{cases}$$

$$C_3 \begin{cases} b_3 = x_3 - x_C = 2{,}65 \text{ см} \\ a_3 = y_3 - y_C = -1{,}32 \text{ см}. \end{cases}$$

7. Определим моменты инерции простейших фигур относительно их центральных осей

Для прямоугольника:

$$J_{x_1} = \frac{bh^3}{12} = \frac{12 \cdot 9^3}{12} = 729 \text{ см}^4;\ J_{y_1} = \frac{b^3 h}{12} = \frac{12^3 \cdot 9}{12} = 1296 \text{ см}^4;\ J_{x_1 y_1} = 0.$$

Для треугольника:

$$J_{x_2}=\frac{bh^3}{36}=\frac{6\cdot 9^3}{36}=121{,}5\text{ см}^4;\qquad J_{y_2}=\frac{b^3h}{36}=\frac{6^3\cdot 9}{36}=54\text{ см}^4;$$

$$J_{x_2y_2}=-\frac{b^2h^2}{72}=-\frac{6^2\cdot 9^2}{72}=-40{,}5\text{ см}^4,$$

знак минус указывает на преобладание суммарной отрицательной части площади поперечного сечения.

Для круга:

$$J_{x_3}=J_{y_3}=\frac{\pi d^4}{64}=\frac{3{,}14\cdot 4^4}{64}=12{,}56\text{ см}^4;\qquad J_{x_3y_3}=0.$$

8. Определим моменты инерции всего сечения относительно центральных осей x_c и y_c, используя формулы моментов инерции относительно параллельных осей

$$J_{x_c}=\left(J_{x_c}\right)^{\text{I}}+\left(J_{x_c}\right)^{\text{II}}-\left(J_{x_c}\right)^{\text{III}}=\left(J_{x_1}+A_1a_1^2\right)+\left(J_{x_2}+A_2a_2^2\right)-\left(J_{x_3}+A_3a_3^2\right)=$$

$$=\left(729+0{,}18^2\cdot 108\right)+\left(121{,}5+(-1{,}32)^2\cdot 27\right)-\left(12{,}56+(-1{,}32)^2\cdot 12{,}56\right)=866{,}6\text{ см}^4;$$

$$J_{y_c}=\left(J_{y_c}\right)^{\text{I}}+\left(J_{y_c}\right)^{\text{II}}-\left(J_{y_c}\right)^{\text{III}}=\left(J_{y_1}+A_1b_1^2\right)+\left(J_{y_2}+A_2b_2^2\right)-\left(J_{y_3}+A_3b_3^2\right)=$$

$$=\left(1296+(-1{,}35)^2\cdot 108\right)++\left(54+6{,}65^2\cdot 27\right)-\left(12{,}56+2{,}65^2\cdot 12{,}56\right)=1093{,}32\text{ см}^4;$$

$$J_{x_cy_c}=\left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{I}}+\left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{II}}-\left(J_{x_cy_c}\right)^{\text{III}}=$$

$$=\left(J_{x_1y_1}+a_1b_1A_1\right)+\left(J_{x_2y_2}+a_2b_2A_2\right)-\left(J_{x_3y_3}+a_3b_3A_3\right)=$$

$$=\left(0+0{,}18\cdot(-1{,}35)\cdot 108\right)+\left(-40{,}5+(-1{,}32)\cdot 6{,}65\cdot 27\right)-\left(0+(-1{,}32)\cdot 2{,}56\cdot 12{,}56\right)=$$

$$=-259{,}82\text{ см}^4.$$

Получили, что центробежный момент сечения $J_{x_cy_c}\neq 0$, следовательно, оси x_c и y_c не являются главными осями инерции.

9. Найдём положение главных осей инерции по формуле:

$$\operatorname{tg}2\alpha_0=\frac{-2\cdot J_{x_cy_c}}{J_{x_c}-J_{y_c}}=-2{,}29;\text{ откуда }\ 2\cdot\alpha_0=-66^{\text{o}}20';\ \ \alpha_0=-33^{\text{o}}10'.$$

10. Проводим главные оси инерции x_0, y_0 под углом α_0 относительно центральных осей и определяем значение главных моментов инерции

$$J_{x_0}=J_{x_c}\cos^2\alpha_0+J_{y_c}\sin^2\alpha_0-J_{x_cy_c}\sin 2\alpha_0=696{,}48\text{ см}^4;$$

$$J_{y_0} = J_{x_c}\sin^2\alpha_0 + J_{y_c}\cos^2\alpha_0 + J_{x_c y_c}\sin 2\alpha_0 = 1263{,}42 \text{ см}^4.$$

$$J_{\min} = J_{x_0} = 696{,}48 \text{ см}^4; \qquad J_{\max} = J_{y_0} = 1263{,}42 \text{ см}^4.$$

Проверка.

а) Согласно формуле (2.10)

$$J_{x_c} + J_{y_c} = \left(J_{x_0} + J_{y_0}\right) \pm 5\%;$$

$$\left(866{,}6 + 1093{,}32\right)\cdot 10^{-8} = \left(696{,}48 + 1263{,}42\right)\cdot 10^{-8} \text{ м}^4;$$

$$1959{,}9\cdot 10^{-8}\text{см}^4 = 1959{,}9\cdot 10^{-8}\text{см}^4.$$

б) Согласно формуле (2.11)

$$J_{x_0 y_0} = \frac{\left(J_{x_c} - J_{y_c}\right)}{2}\sin 2\alpha_0 + J_{x_c y_c}\cos 2\alpha_0 = 0;$$

$$J_{x_0 y_0} = \frac{\left(866{,}6 - 1093{,}32\right)}{2}\sin 2\left(-33^{\circ}10'\right) + \left(-259{,}82\right)\cos 2\left(-33^{\circ}10'\right) = 0;$$

$$J_{x_0 y_0} = 104 - 104 = 0.$$

Проверка показывает, что главные моменты инерции определены правильно.

2.1. Задания для определения главных моментов инерции

а) Для заданного поперечного сечения (табл. 2.1), состоящего из швеллера и равнополочного уголка или из швеллера и двутавра (табл. 2.2), требуется:

1. Определить положение центра тяжести;
2. Найти осевые и центробежный моменты инерции относительно осей x_C и y_C, проходящих через центр тяжести сечения;
3. Определить положение главных осей инерции x_0 и y_0;
4. Найти главные моменты инерции относительно главных осей x_0 и y_0;
5. Вычертить сечение в выбранном масштабе и указать на нем все размеры в числах и все оси;
6. Сделать проверочные расчеты.

б) Для заданного поперечного сечения (табл. 2.3) требуется:

1. Определить положение центра тяжести;
2. Найти осевые и центробежный моменты инерции относительно осей x_C и y_C, проходящих через центр тяжести сечения;
3. Определить положение главных осей инерции x_0 и y_0;

4. Найти главные моменты инерции относительно главных осей x_0 и y_0;

5. Сделать проверочные расчеты.

Таблица 2.1

Номер варианта	Тип сечения	Швеллер №	Равнобокий уголок, мм	Двутавр №
1	I	14	80×80×8	12
2	II	16	80×80×6	14
3	III	18	90×90×8	16
4	IV	20	90×90×7	18
5	V	22	90×90×6	20а
6	VI	24	100×100×8	20
7	VII	27	100×100×10	22а
8	VIII	30	100×100×12	22
9	IX	33	125×125×10	24а
10	X	36	125×125×12	24

Таблица 2.2

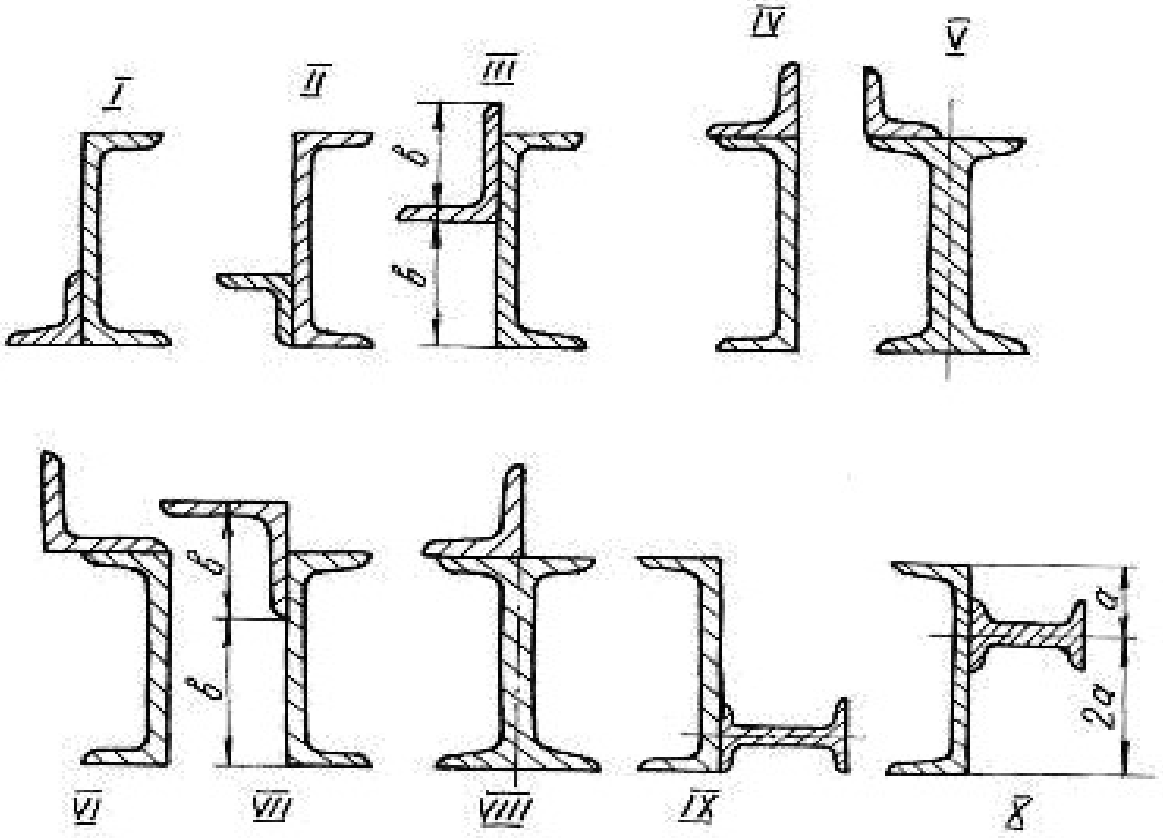
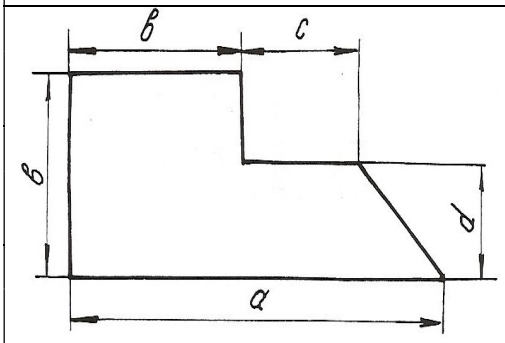
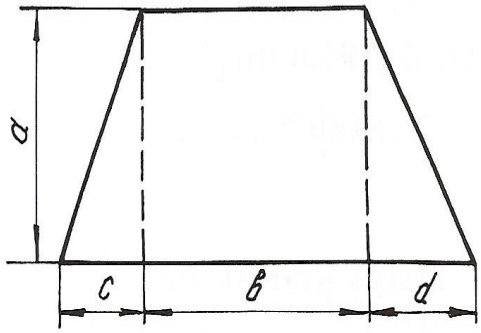
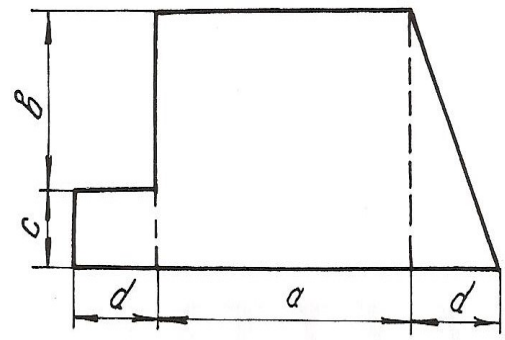
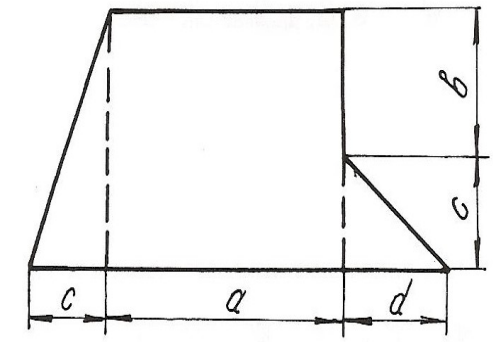
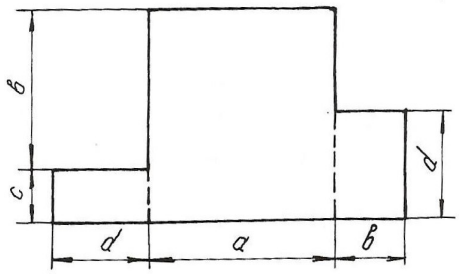
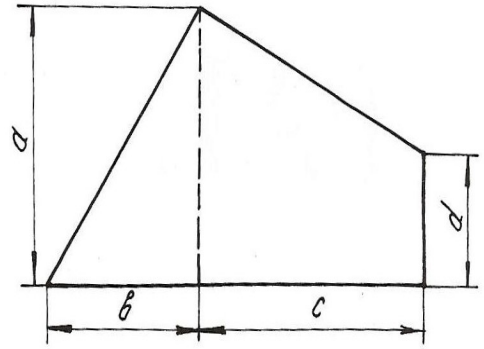
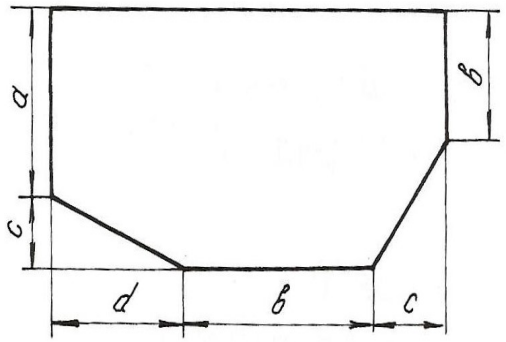
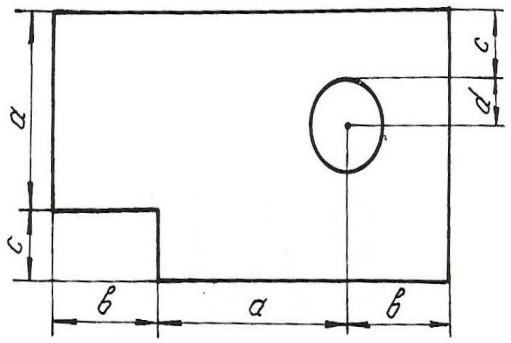


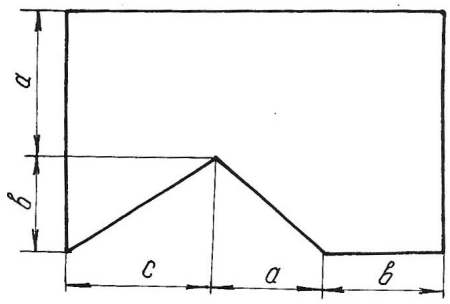
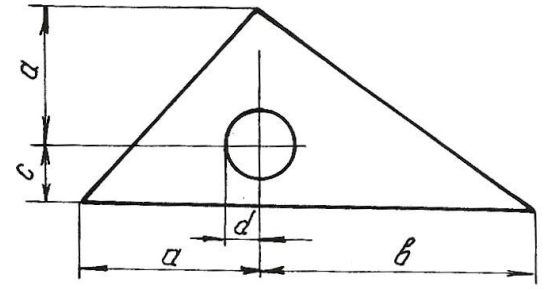
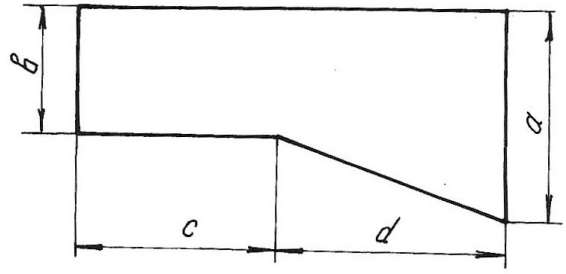
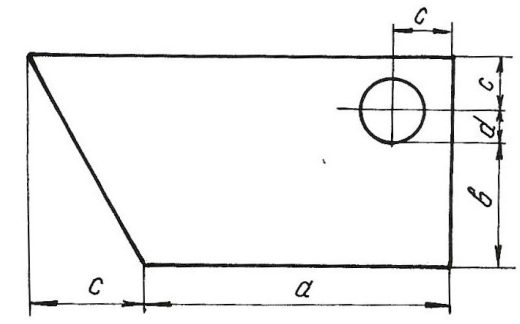
Таблица 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	1	12	6	4	2
	2	16	10	2	6
	3	9	6	1	3
	4	6	9	3	5
	5	7	8	6	9
	6	8	6	4	6
	7	9	5	2	3
	8	6	4	3	4
	9	5	2	4	4
	10	4	3	2	5
	11	7	5	3	2
	12	9	4	4	6
	13	7	5	3	3
	14	6	3	6	4
	15	4	2	5	6

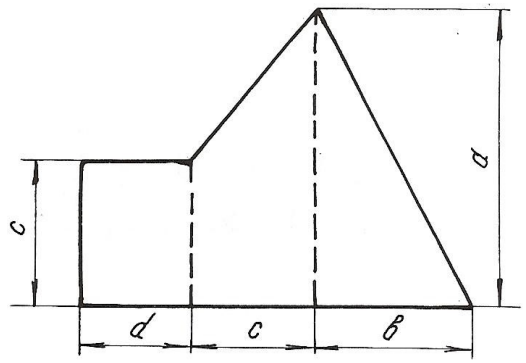
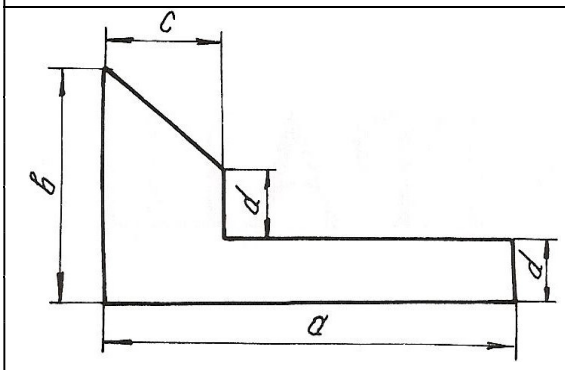
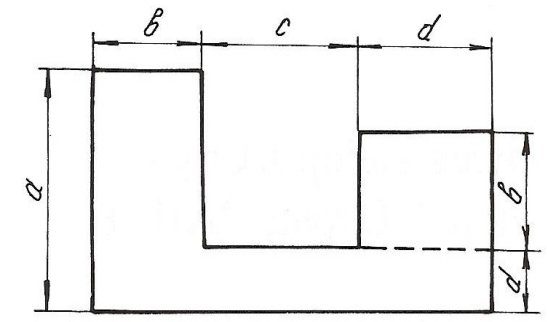
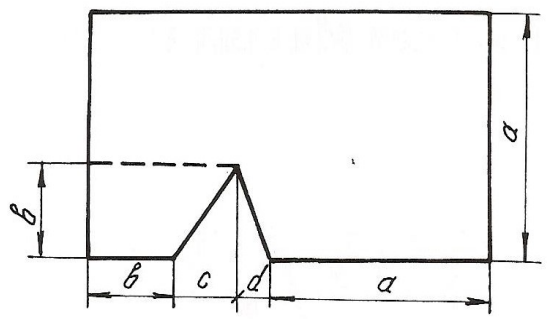
Продолжение табл. 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	16	12	9	4	6
	17	18	12	5	8
	18	14	6	6	7
	19	15	19	3	4
	20	12	10	6	6
	21	16	8	9	4
	22	20	9	8	12
	23	14	14	12	6
	24	24	20	10	4
	25	10	8	4	3
	26	11	9	6	6
	27	13	12	5	9
	28	15	10	5	6
	29	8	4	8	12
	30	8	5	2	2
	31	9	4	1	2
	32	6	9	3	3
	33	10	6	4	1
	34	12	8	5	1

Продолжение табл. 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	35	6	6	3	4
	36	9	4	6	5
	37	10	6	12	9
	38	12	9	10	6
	39	12	10	3	1
	40	10	12	3	2
	41	9	12	3	1
	42	8	10	3	2
	43	20	12	4	4
	44	18	10	3	5
	45	12	9	5	6
	46	15	12	6	4
	47	10	4	3	1
	48	12	6	4	2
	49	14	5	5	3
	50	16	6	4	1

Окончание табл. 2.3

Вид поперечного сечения	Номер варианта	*a*, см	*в*, см	*c*, см	*d*, см
	51	12	10	6	3
	52	18	12	4	9
	53	20	14	8	6
	54	22	16	10	4
	55	30	12	12	4
	56	24	14	10	6
	57	18	16	9	5
	58	12	10	8	3
	59	9	6	2	4
	60	6	5	4	2
	61	10	8	3	8
	62	12	9	4	1
	63	20	10	6	3
	64	12	6	4	3
	65	15	9	3	6
	66	18	10	9	6

Глава 3
ДЕФОРМАЦИЯ КРУЧЕНИЯ ВАЛА

Деформация кручения возникает при действии на вал пар сил, действующих в плоскостях, перпендикулярных к его продольной оси. При расчетах вала на кручение выполняются следующие условия прочности и жесткости:

$$\tau_{max} \le \tau_{adm}, \quad \varphi_{max} \le \varphi_{adm},$$

где τ_{max} – максимальное касательное напряжение, φ_{max} – максимальный угол закручивания вала.

Для определения максимального касательного напряжения и максимального угла закручивания необходимо иметь представление о том, как изменяется величина крутящего момента по длине вала. Текущие значения крутящих моментов определяются графиками их изменения, называемыми эпюрами. Вал по длине делится на участки вертикальными линиями, проведенными через те сечения, где приложены моменты пар сил. На каждом участке крутящий момент имеет постоянное значение и равен алгебраической сумме моментов относительно продольной оси, приложенных слева от сечения, проведенного условно на данном участке, или же приложенных справа от этого сечения.

Правило знаков: момент в сечении считается положительным, если, смотря на торцевое крайнее правое сечение вала, момент направлен по ходу часовой стрелки. Параллельно продольной оси вала проводится нулевая линия, от которой положительные моменты откладываются вверх, отрицательные – вниз в выбранном масштабе. Эпюра штрихуется вертикальными линиями. Диаметр сечения вала определяется из условия прочности

$$\tau_{max} = \frac{T_{max}}{W_p} \le \tau_{adm}, \tag{3.1}$$

где T_{max} – максимальный крутящий момент из эпюры T; $W_p = \dfrac{J_p}{d/2} = \dfrac{\left(\pi d^4/32\right)}{\left(d/2\right)} = \dfrac{\pi d^3}{16}$ – полярный момент сопротивления кручению поперечного сечения.

Исходя из условия прочности $\dfrac{\pi d^3}{16} \ge \dfrac{T_{max}}{\tau_{adm}}$, можно определить диаметр вала

$$d \ge \sqrt[3]{\frac{16T_{max}}{\left(\pi\tau_{adm}\right)}} \quad . \tag{3.2}$$

Углы закручивания вала на отдельных участках определяются по формуле:

$$\varphi = \frac{Tl}{GJ_p}, \tag{3.3}$$

где T − крутящий момент на рассматриваемом участке вала, взятый из эпюры моментов; l - длина участка вала; GJ_p − жесткость вала при кручении; G − модуль сдвига; $J_p = \frac{\pi d^4}{32}$ − полярный момент инерции поперечного сечения вала.

При построении эпюры углов закручивания вала необходимо помнить, что полный угол закручивания равен алгебраической сумме углов закручивания вала на отдельных участках. Значения углов закручивания в промежуточных сечениях определяются по формуле:

$$\alpha_{\text{прав}} = \alpha_{\text{лев}} + \varphi, \tag{3.4}$$

где $\alpha_{\text{лев}}$ − суммарный угол закручивания всех участков, которые находятся слева от рассматриваемого участка; φ − угол закручивания на данном участке.

Для определения максимального относительного угла закручивания определяют углы для каждого участка по формуле:

$$\theta = \frac{\varphi}{l}, \tag{3.5}$$

где l − длина рассматриваемого участка.

Пример 3.1.

К стальному валу приложены три известных момента: T_1=1100 Н·м, T_2=1400 Н·м, T_3= 1800 Н·м, a = 1,1 м, b = 1,4 м, c = 1,8 м (рис. 3.1).

Требуется:

1. Установить, при каком значении момента X угол закручивания правого концевого сечения вала равен нулю.

2. Построить эпюру крутящих моментов.

3. При заданном значении τ_{adm} определить диаметр вала из расчета на прочность и округлить его величину до ближайшего большого, соответственно равного 30, 35,40, 45, 50, 60, 70, 80, 90, 100 мм.

4. Построить эпюру углов закручивания.

5. Найти наибольший относительный угол закручивания и проверить вал на жесткость при $\theta_{\text{adm}} = 1{,}5\,\text{град}/\text{м}$.

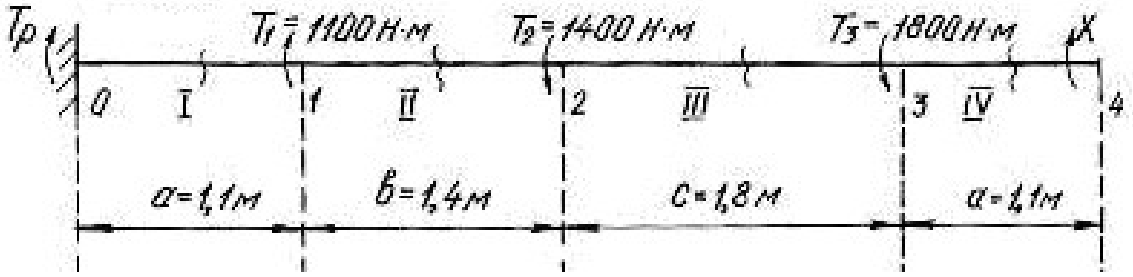


Рис. 3.1.

Решение.

1. Задача является статически неопределимой, так как невозможно определить из одного уравнения равновесия два неизвестных момента T_p и X. Для решения составим одно уравнение статики и одно уравнение совместности деформации. Уравнение статики представляем в виде уравнения моментов относительно продольной оси вала

$$\sum T = T_p + T_1 - T_2 - T_3 + X = 0 .$$

Угол закручивания правого концевого сечения может быть выражен как алгебраическая сумма взаимных углов закручивания сечений отдельных участков под действием каждого из моментов в отдельности

$$\sum \varphi = \varphi_1 + \varphi_2 + \varphi_3 + \varphi_4 = 0 ,$$

где φ_1 – угол закручивания вала на участке 0-1 под действием момента T_1; φ_2 – угол закручивания вала на участке под действием момента T_2; φ_3 – угол закручивания вала на участке под действием момента T_3; φ_4 – угол закручивания вала на участке 3-4 под действием неизвестного момента *X*.

При этом

$$\varphi_1 = \frac{T_1 a}{GJ_p}; \quad \varphi_2 = -\frac{T_2 (a+b)}{GJ_p}; \quad \varphi_3 = -\frac{T_3 (a+b+c)}{GJ_p}; \quad \varphi_4 = \frac{X(2a+b+c)}{GJ_p}.$$

$$\sum \varphi = \frac{T_1 a}{GJ_p} - \frac{T_2 (a+b)}{GJ_p} - \frac{T_3 (a+b+c)}{GJ_p} + \frac{X(2a+b+c)}{GJ_p} =$$

$$= T_1 a - T_2 (a+b) - T_3 (a+b+c) + X(2a+b+c) = 0.$$

Подставив данные, получим

$$1100 \cdot 1{,}1 - 1400 \cdot 2{,}5 - 1800 \cdot 4{,}3 + X \cdot 5{,}4 = 0 ;$$

откуда $X = \dfrac{-1210 + 3500 + 7740}{5{,}4} = 1857$ Н·м.

Реактивный момент находим из уравнения статики:

$$T_p = -T_1 + T_2 + T_3 - X;$$

$$T_p = -1100 + 1400 + 1800 - 1857 = 243 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

2. Для построения эпюры моментов (рис. 3.2) определяем значения мо-

ментов методом сечений.

В сечении IV-IV $T_{IV} = 1857$ Н·м.

В сечении III-III $T_{III} = 1857 - 1800 = 57$ Н·м.

В сечении II-II $T_{II} = 1857 - 1800 - 1400 = -1343$ Н·м.

В сечении I-I $T_{I} = 1857 - 1800 - 1400 + 1100 = -243$ Н·м.

3. Найдем полярный момент инерции сечения

$$W_P \geq \frac{|T_{max}|}{\tau_{adm}} \geq \frac{1857}{60 \cdot 10^6} \geq 30{,}95 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3,$$

где $\tau_{adm} = 60$ МПа; $T_{max} = 1857$ Нм.

Из соотношения $W_p = \frac{\pi d^3}{16}$ найдем диаметр вала:

$$d = \sqrt[3]{\frac{16 \cdot W_P}{\pi}} = \sqrt[3]{\frac{16 \cdot 30{,}95 \cdot 10^{-6}}{3{,}14}} = 5{,}5 \cdot 10^{-2} \text{ м} = 55 \text{ мм}.$$

Принимаем диаметр вала равным 60 мм.

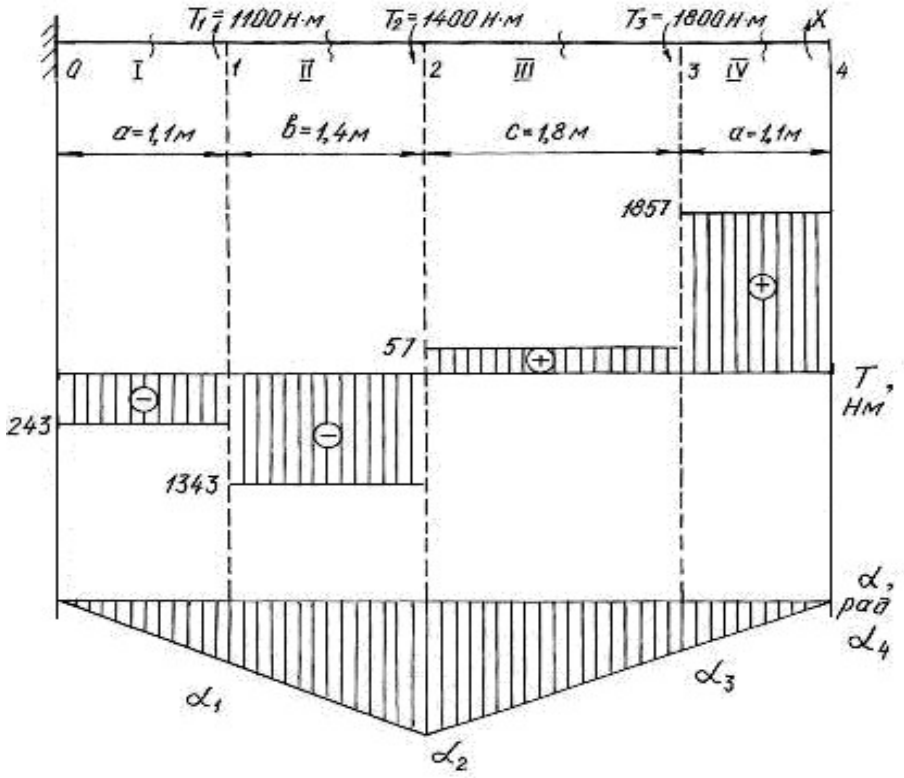


Рис. 3.2.

4. Углы закручивания вала на участках находим по формуле (3.3). Для этого сначала найдем J_p

$$J_p = \frac{3{,}14 \cdot 6^4}{32} = 127{,}2 \text{ см}^4 = 127{,}2 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4.$$

$$\varphi_{\text{I}} = \frac{T_{\text{I}} a}{G J_p} = -\frac{243 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}1}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = -0{,}0026 \text{ рад};$$

$$\varphi_{\text{II}} = \frac{T_{\text{II}} b}{G J_p} = -\frac{-1343 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}4}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = -0{,}0185 \text{ рад};$$

$$\varphi_{\text{III}} = \frac{T_{\text{III}} c}{G J_p} = \frac{57 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}8}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = 0{,}0010 \text{ рад};$$

$$\varphi_{\text{IV}} = \frac{T_{\text{IV}} a}{G J_p} = \frac{1857 \cdot 10^{-6} \cdot 1{,}1}{8 \cdot 10^4 \cdot 127{,}2 \cdot 10^{-8}} = 0{,}0200 \text{ рад}.$$

В месте жёсткой заделки в сечении 0 вал неподвижен. По формуле (3.4), находим угол закручивания вала в сечениях 1, 2, 3, 4:

$\alpha_1 = \alpha_0 + \varphi_{\text{I}} = 0 - 0{,}0026$ рад;

$\alpha_2 = \alpha_1 + \varphi_{\text{II}} = -0{,}0026 - 0{,}0185 = -0{,}0211$ рад;

$\alpha_3 = \alpha_2 + \varphi_{\text{III}} = -0{,}0211 + 0{,}001 = -0{,}0201$ рад;

$\alpha_4 = \alpha_3 + \varphi_{\text{IV}} = -0{,}0201 + 0{,}02 = -0{,}0001 \approx 0$ рад.

Строим эпюру углов закручивания (см. рис.3.2). Относительный угол закручивания на каждом участке можно определить по формуле (3.5):

$$\theta_{\text{I}} = \frac{\varphi_{\text{I}}}{1{,}1} = -\frac{0{,}0026}{1{,}1} = -0{,}0023 \text{ рад/м};$$

$$\theta_{\text{II}} = \frac{\varphi_{\text{II}}}{1{,}4} = -\frac{0{,}0185}{1{,}4} = -0{,}0132 \text{ рад/м};$$

$$\theta_{\text{III}} = \frac{\varphi_{\text{III}}}{1{,}8} = \frac{0{,}0010}{1{,}8} = 0{,}0006 \text{ рад/м};$$

$$\theta_{\text{IV}} = \frac{\varphi_{\text{IV}}}{1{,}1} = \frac{0{,}0200}{1{,}1} = 0{,}0182 \text{ рад/м}.$$

5. Наибольшим является относительный угол закручивания на участке 3-4

$$\theta_{\max} = 0{,}0182 \text{ рад/м} = 0{,}0182 \frac{180^\circ}{\pi} = 1{,}04 \text{ град/м}.$$

Таким образом, $\theta_{\max} = 1{,}04$ град/м $< \theta_{\text{adm}} = 1{,}5$ град/м, т. е. условие жесткости выполняется.

Пример 3.2.

Шкив двухколодочного тормоза крана, имеющий диаметр $D = 300$ мм, жестко крепится на стальном валу диаметром $d = 30$ мм (рис. 3.3). Определить наибольшие напряжения кручения в сечении вала, если сила нажатия на колодки тормозного шкива Q = 820 Н, коэффициент трения скольжения между колодками и шкивом $f = 0{,}4$. Определить угол закручивания вала, если $l = 400$ мм.

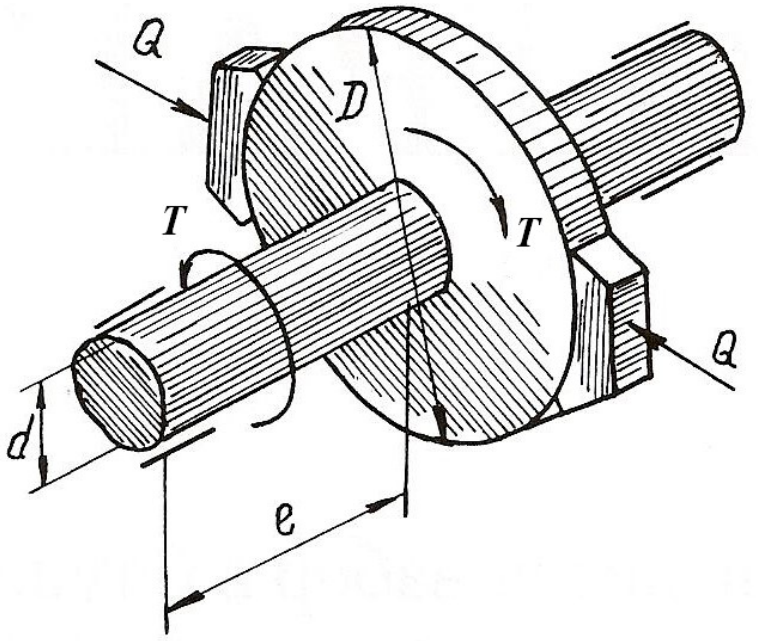


Рис. 3.3.

Решение.

Окружное усилие на тормозном шкиве равно силе трения, возникающей между колодками и шкивом

$$F = Qf = 820 \cdot 0{,}4 = 328 \text{ Н}.$$

Крутящий момент на тормозном шкиве

$$T = FD = 328 \cdot 30 \cdot 10^{-2} = 98{,}4 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Полярный момент сопротивления и полярный момент инерции сечения вала равны

$$W_p = \frac{\pi}{16} d^3 = \frac{\pi}{16}\left(3 \cdot 10^{-2}\right)^3 = 5{,}3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3;$$

$$J_p = \frac{\pi}{32} d^4 = \frac{\pi}{32}\left(3 \cdot 10^{-2}\right)^4 = 7{,}96 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4.$$

Наибольшее касательное напряжение в сечении определяем по формуле (3.1)

$$\tau_{\max} = \frac{T}{W_P} = \frac{98,4}{5,3 \cdot 10^{-6}} = 18,5 \cdot 10^6 \text{ Па} = 18,5 \text{ МПа}.$$

Угол закручивания вала тормозного шкива

$$\varphi = \frac{Tl}{GJ_p} \cdot \frac{180^\circ}{\pi} = \frac{98,4 \cdot 0,4}{8 \cdot 10^{-10} \cdot 7,96 \cdot 10^{-8}} \cdot \frac{180^\circ}{\pi} = 0,36^\circ,$$

следовательно $\varphi = 22'$.

Пример 3.3.

К стальному валу, оба конца которого защемлены (рис. 3.4, *а*), приложен крутящий момент $T = 440$ Н·м. Определить реактивные моменты в опорах A и B и построить эпюру крутящих моментов при $l_1 = 0,2$ м, $l = 0,8$ м.

Решение.

Обозначим реактивные моменты в защемлении через T_A и T_B. Из статики знаем уравнение равновесия

$$-T_A + T - T_B = 0 \text{ или } T_A + T_B = T$$

Далее составим уравнение совместности деформаций. Для этого отбросим (мысленно) защемление правого конца вала и заменим его действием на вал неизвестным реактивным моментом T_B (рис. 3.4, *б*).

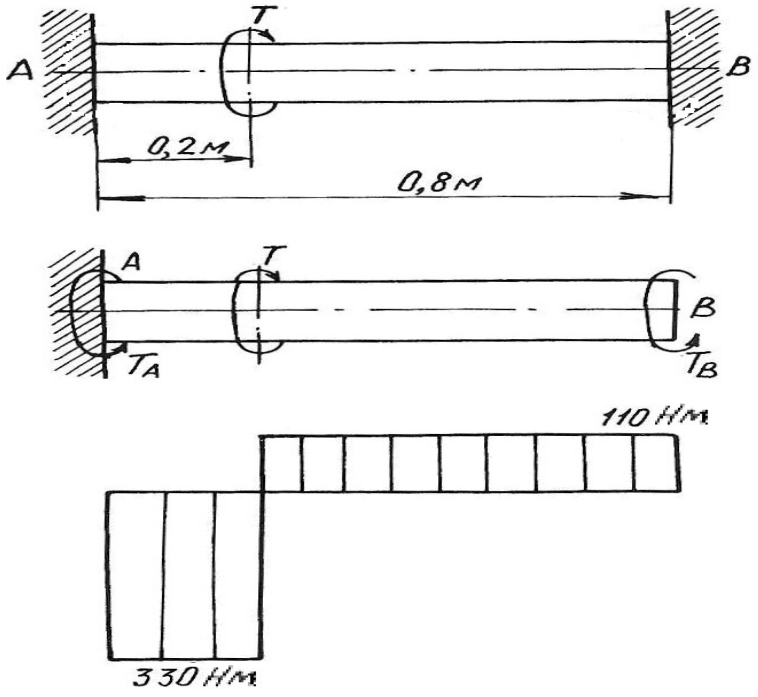


Рис. 3.4.

Величину момента T_B определим из условия, что угол закручивания правого крайнего сечения от действия моментов T и T_A равен нулю, так как это сечение вследствие защемления неподвижно. Угол закручивания правого освобожденного сечения вала на основе принципа независимости действия сил можно определить как сумму двух слагаемых

$$\varphi = \varphi' + \varphi'',$$

где φ' и φ'' – углы закручивания правого освобожденного сечения вала, найденные отдельно от моментов T и T_B, при этом $\varphi' = \dfrac{Tl_1}{GJ_p}$; $\varphi'' = -\dfrac{T_B l}{GJ_p}$.

Знак минус в выражении φ'' взят потому, что моменты T и T_B противоположны по направлению.

Полный угол закручивания правого сечения равен нулю, поэтому

$$\varphi = \varphi' + \varphi'' = \frac{Tl_1}{GJ_p} - \frac{T_B l}{GJ_p} = 0,$$

откуда $T_B = \dfrac{Tl_1}{l} = \dfrac{440 \cdot 0{,}2}{0{,}8} = 110$ Н·м.

Из уравнения статики определим момент T_A

$$T_A = T - T_B = 440 - 110 = 330 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Эпюра крутящих моментов приведена на рис. 3.4, *в*.

3.1. Задания для расчета валов на кручение

К стальному валу приложены три известных момента $T_1,\ T_2,\ T_3$.

Требуется:

1. Установить, при каком значении момента X угол закручивания правого концевого сечения вала равен нулю.

2. Построить эпюру крутящих моментов.

3. При заданном значении τ_{adm} определить диаметр вала из расчета на прочность и округлить его значение до ближайшего равного: 30, 35, 40, 45, 50, 60, 70, 80, 90, 100 мм.

4. Построить эпюру углов закручивания, найти наибольший относительный угол закручивания и проверить вал на жесткость при $\theta_{adm} = 1{,}5$ град/м.

Данные для расчета приведены на рис. 3.5 и в табл. 3.1.

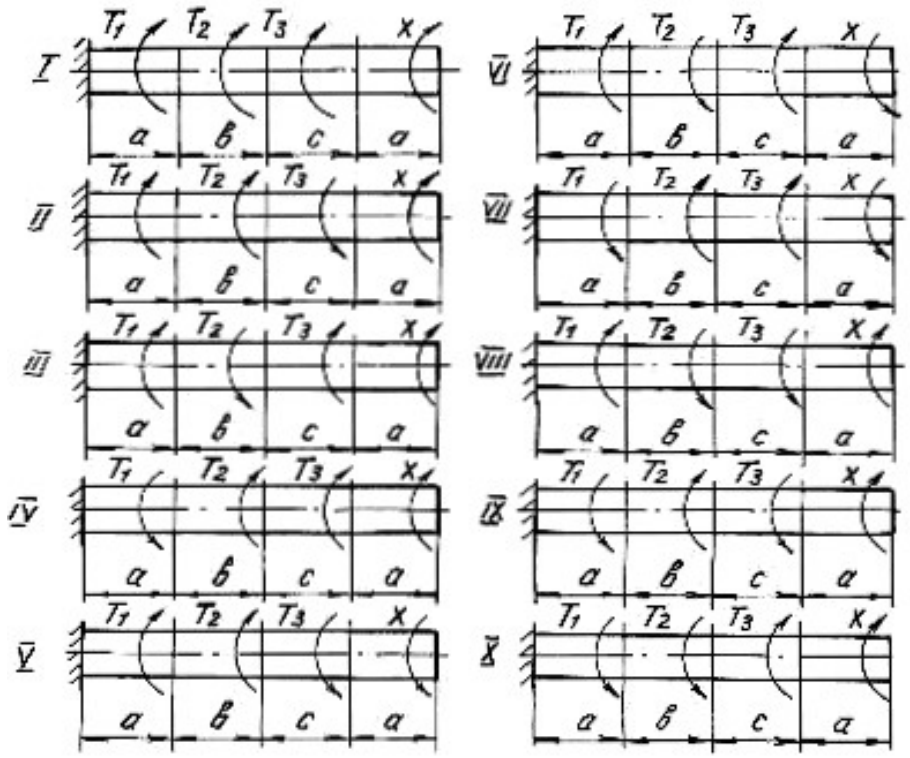


Рис. 3.5.

Таблица 3.1

Номер варианта	Номер схемы	Расстояние, м			Момент, Н·м			τ_{adm}, МПа
		a	*b*	*c*	T_1	T_2	T_3	
1	I	1,1	1,2	1,1	1100	1000	1200	35
2	II	1,2	1,3	1,2	1200	1100	1000	40
3	III	1,3	1,4	1,3	1300	1200	1100	45
4	IV	1,4	1,5	1,4	1400	1300	1200	50
5	V	1,5	1,6	1,5	1500	1400	1300	55
6	VI	1,6	1,7	1,6	1600	600	1500	60
7	VII	1,7	1,8	1,7	1700	700	1600	65
8	VIII	1,8	1,9	1,8	1800	800	1700	70
9	IX	1,9	2,0	1,9	1900	900	1800	75
10	X	2,0	2,1	2,0	2000	1000	2100	80

Глава 4
ДЕФОРМАЦИЯ ПОПЕРЕЧНОГО ИЗГИБА БАЛОК

Деформация поперечного изгиба может возникнуть от любых нагрузок, если линии действия этих нагрузок находятся в плоскости, проходящей через продольную ось балки. Если в такой плоскости располагается одна из главных осей инерции поперечного сечения, то возникает деформация плоского изгиба. От действия внешних нагрузок в поперечных сечениях балок возникают внутренние силовые факторы – поперечные силы и изгибающие моменты. Для их нахождения пользуемся методом сечений и, изучая равновесие сил, приводим внешние нагрузки к центру тяжести поперечного сечения.

Поперечная сила Q_x в любом сечении равна алгебраической сумме проекций всех внешних сил, приложенных с одной стороны от рассматриваемого сечения, на ось, перпендикулярную к продольной оси балки.

Изгибающий момент M_x в любом сечении равен алгебраической сумме моментов всех сил, действующих с одной стороны от рассматриваемого сечения балки, относительно центра тяжести сечения.

Правило знаков для Q_x и M_x:

1) поперечная сила считается положительной, если она сдвигает левую часть балки от сечения вверх, а правую часть балки вниз;

2) изгибающий момент в сечении считается положительным, если он изгибает балку выпуклостью вниз; при изгибе балки выпуклостью вверх изгибающий момент считается отрицательным.

Уравновесить момент внешних сил может только момент внутренних сил упругости, который образован силами, направленными нормально к сечению балки. Поперечная сила может быть уравновешена силой, которая является равнодействующей внутренних сил упругости, расположенных в плоскости сечения балки.

Таким образом, нормальные напряжения, возникающие в поперечных сечениях балок, зависят от величины изгибающих моментов в этих сечениях, а касательные напряжения – от величины поперечных сил в этих сечениях. Эту зависимость в общем виде можно записать

$$\sigma = f_1(M_x); \quad \tau = f_2(Q_x)$$

Таким образом, для того, чтобы определить напряжения в поперечных сечениях, необходимо знать законы изменения Q_x и M_x по длине балок. Для этого строят два графика, называемых эпюрами поперечных сил и изгибающих моментов.

Порядок построения эпюр сводится к следующему:

1. Заданная балка вычерчивается в выбранном масштабе с указанием размеров и нагрузок;

2. С помощью уравнений равновесия статики определяются реакции опор с обязательной последующей проверкой;

3. Балка разбивается на отдельные участки. Каждый участок имеет свой закон изменения нагрузки;

4. Для каждого участка записываются уравнения для определения Q_x и M_x;

5. Вычисляют ординаты Q_x и M_x по составленным для отдельных участков уравнениям;

6. Строят в принятом масштабе эпюры Q_x и M_x.

Положительные значения найденных величин откладываются выше нулевой линии эпюры, а отрицательные − ниже ее.

Построение эпюр поперечных сил и изгибающих моментов можно выполнить, применяя следующие контрольные правила для построения эпюр:

1. На концевых шарнирных опорах Q_x равны реакциям, а M_x равны нулю, если на опорах не приложены пары с моментами *M.*

2. На участках балки, где отсутствует распределенная нагрузка, поперечная сила постоянна, а изгибающий момент изменяется по линейному закону.

3. На участках, где приложена равномерно распределенная нагрузка, эпюра Q_x изменяется по закону прямой наклонной линии, а эпюра M_x − по закону квадратичной параболы. В том сечении, где эпюра Q_x пересекается с нулевой линией, на эпюре M_x наблюдается экстремальное значение момента (вершина параболы).

4. На участках, где приложена нагрузка, изменяющаяся по закону треугольника, эпюра Q_x изменяется по закону квадратичной параболы, а эпюра M_x − по закону кубической параболы.

5. В тех сечениях, где приложены сосредоточенные силы (включая и реакции), на эпюре Q_x наблюдаются скачки (перепады) на величину этих сил, а на эпюре M_x − переломы смежных линий.

6. В тех сечениях, где приложены пары с моментами *M*, на эпюре M_x наблюдаются скачки на величину этих моментов.

7. На свободном конце консольной балки поперечная сила Q_x равна нулю, если в этом месте не приложена сосредоточенная сила; и изгибающий момент M_x равен нулю, если в этом месте не приложена пара с моментом *M.*

8. В жесткой заделке консольной балки Q_x равна реакции, а изгибающий момент M_x равен моменту заделки.

Нормальные напряжения при изгибе определяются по формуле:

$$\sigma = \frac{M_x}{J_{\text{н.о.}}} y, \qquad (4.1)$$

где M_x − изгибающий момент в сечении; $J_{\text{н.о.}}$ − момент инерции сечения относительно нейтральной оси поперечного сечения (нейтральная ось – это ось, в любой точке которой нормальные напряжения всегда равны нулю); y − расстояние до рассматриваемого волокна от нейтральной оси.

Касательные напряжения при изгибе могут быть определены по формуле Д. И. Журавского:

$$\tau = \frac{Q_x S_{\text{н.о.}}}{J_{\text{н.о.}} b}, \tag{4.2}$$

где Q_x − поперечная сила в сечении; $S_{\text{н.о.}}$ − статический момент площади отсеченной части поперечного сечения выше уровня, на котором определяются касательные напряжения относительно нейтральной оси; b − ширина сечения на уровне, для которого определяются напряжения.

Подбор поперечного сечения балки производится на основании следующего условия прочности:

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max}}{W_{\text{н.о.}}} \le \sigma_{\text{adm}}, \tag{4.3}$$

откуда

$$W_{\text{н.о.}} \ge \frac{M_{\max}}{\sigma_{\text{adm}}}, \tag{4.4}$$

где $M_{\max}$ − максимальный изгибающий момент, взятый из эпюры M_x; $W_{\text{н.о.}}$ − момент сопротивления поперечного сечения балки изгибу относительно нейтральной оси; σ_{adm} − допускаемое нормальное напряжение для материала балки.

После подбора поперечного сечения производится полная проверка балки на прочность по следующим напряжениям:

а) по рабочим нормальным напряжениям

$$\sigma_{\text{раб.}} = \frac{M_{\max}}{W_{\text{н.о.}}} \le \sigma_{\text{adm}},$$

где $W_{\text{н.о.}}$ − момент сопротивления выбранного поперечного сечения.

б) по максимальным касательным напряжениям

$$\tau_{\max} = \frac{Q_{\max} S_{\text{н.о.}}}{J_{\text{н.о.}} b} \le \tau_{\text{adm}},$$

где $Q_{\max}$ − наибольшая поперечная сила, взятая из эпюры Q_x; $S_{\text{н.о.}}$ − статический момент части площади выбранного поперечного сечения, находящейся выше или ниже нейтральной оси, относительно этой оси; b − ширина сечения на уровне нейтральной оси; $J_{\text{н.о.}}$ − момент инерции выбранного сечения относительно нейтральной оси.

в) по главным напряжениям:

проверка проводится для балок, ширина сечений которых не постоянна. При этой проверке на основании эпюр выбирается опасное сечение балки, в котором одновременно значения Q_x и M_x большие. По формулам (4.1) и (4.2) для этого сечения строят эпюры нормальных и касательных напряжений, а затем определяют главные напряжения для характерных волокон сечения по его высоте, пользуясь формулой:

$$\sigma_{1,2} = \frac{1}{2}(\sigma \pm \sqrt{\sigma^2 + 4\tau^2}). \tag{4.5}$$

Для стальных балок определяют расчётное (эквивалентное) напряжение для верхних (нижних), средних, переходных волокон (где резко изменяется ширина сечения) по III или IV теориям прочности.

Проверка прочности сводится к рассмотрению выполнения следующих условий прочности:

$$\sigma_p^{III} = \sigma_1 - \sigma_2 \le \sigma_{adm}, \tag{4.6}$$

$$\sigma_p^{IV} = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2 - \sigma_1\sigma_2} \le \sigma_{adm}. \tag{4.7}$$

4.1. Расчет балки на прочность

Пример 4.1.

Для расчетной схемы с указанными размерами и нагрузками (рис. 4.1.) построить по длине балки эпюры изгибающих моментов и поперечных сил.

Подобрать поперечное сечение балки в двух вариантах:

а) прямоугольного профиля, полагая, что балка деревянная при $\sigma_{adm} = 10$ МПа; соотношение между размерами сечения принять равным $b:h = 1:2$;

б) двутаврового профиля (см. табл. П.1), материал сталь при $\sigma_{adm} = 160$ МПа, $\tau_{adm} = 96$ МПа.

в) провести полную проверку стальной балки на прочность.

Решение.

Определение опорных реакций.

Расчёт балки следует начинать с расстановки и определения величины опорных реакций. Величина и направление опорных реакций и реактивных моментов могут быть определены из решения уравнений равновесия. Для плоской

системы параллельных сил (поперечный плоский изгиб) условия равновесия описываются двумя уравнениями статики: $\sum M_A = 0;\ \sum M_B = 0$.

Рассматриваемая балка (см. рис. 4.1) имеет две шарнирные опоры. В опоре *A* (шарнирно-подвижной) возникает одна реакция R_A , в опоре *B* (шарнирно-неподвижной) направление реакции в общем случае неизвестно, поэтому разложим её на две составляющие: H_B − горизонтальную и R_B − вертикальную. Все нагрузки действуют перпендикулярно продольной оси балки, поэтому из уравнения проекций на горизонтальную ось *x* получается, что составляющая $H_B = 0$. Запишем уравнения моментов сил относительно опоры *B*

$$\sum M_B = 0, \qquad M_1 - R_A \cdot 5 + F \cdot 3 - M_2 + q \cdot 3 \cdot 0{,}5 = 0 .$$

Решаем уравнение относительно R_A

$$R_A = \frac{M_1 + F \cdot 3 - M_2 + q \cdot 3 \cdot 0{,}5}{5} = \frac{30 + 60 \cdot 3 - 50 + 20 \cdot 1{,}5}{5} = 38 \text{ кН} .$$

Запишем уравнения моментов сил относительно опоры *A*

$$\sum M_A = 0, \quad R_B \cdot 5 - q \cdot 3 \cdot 4{,}5 - M_2 - F \cdot 2 + M_1 = 0 .$$

Решаем уравнение относительно R_B

$$R_B = \frac{q \cdot 3 \cdot 4{,}5 + M_2 + F \cdot 2 - M_1}{5} = \frac{20 \cdot 3 \cdot 4{,}5 + 50 + 60 \cdot 2 - 30}{5} = \frac{410}{5} = 82 \text{ кН}.$$

Для проверки правильности вычисления опорных реакций составим уравнение проекций всех сил на вертикальную ось *y*:

$$\sum y = 0, \quad R_A - F - q \cdot 3 + R_B = 0; \quad 38 - 60 - 60 + 82 = 0, \ \ 120 - 120 = 0 .$$

Последнее уравнение обращается в тождество, следовательно, величина реакций и их направление определены правильно.

Если в результате решения уравнения реакция имеет отрицательное значение, то следует изменить направление реакции на противоположное и в дальнейших расчётах считать её положительной.

После определения опорных реакций можно перейти к построению эпюр изгибающих моментов и поперечных сил, предварительно разбив балку по длине на участки, в пределах которых закон изменения внешних нагрузок остаётся постоянным.

Границы участков располагаются в местах приложения моментов пар сил, сосредоточенных сил, начала или конца распределенной нагрузки.

Участки нумеруются слева или справа от концевых сечений балки. Рассчитываемая балка имеет пять участков I - V.

При составлении аналитических выражений для Q_x и M_x в пределах I-го участка проведём сечение с абсциссой x_1 и рассмотрим равновесие левой части консоли. На эту часть балки действует пара сил с моментом $M_1 = 30$ кН · м, поэтому поперечная сила $Q_\text{I} = 0$, а изгибающий момент в любом сечении будет постоянным $M_\text{I} = -M_1 = -30$ кН · м.

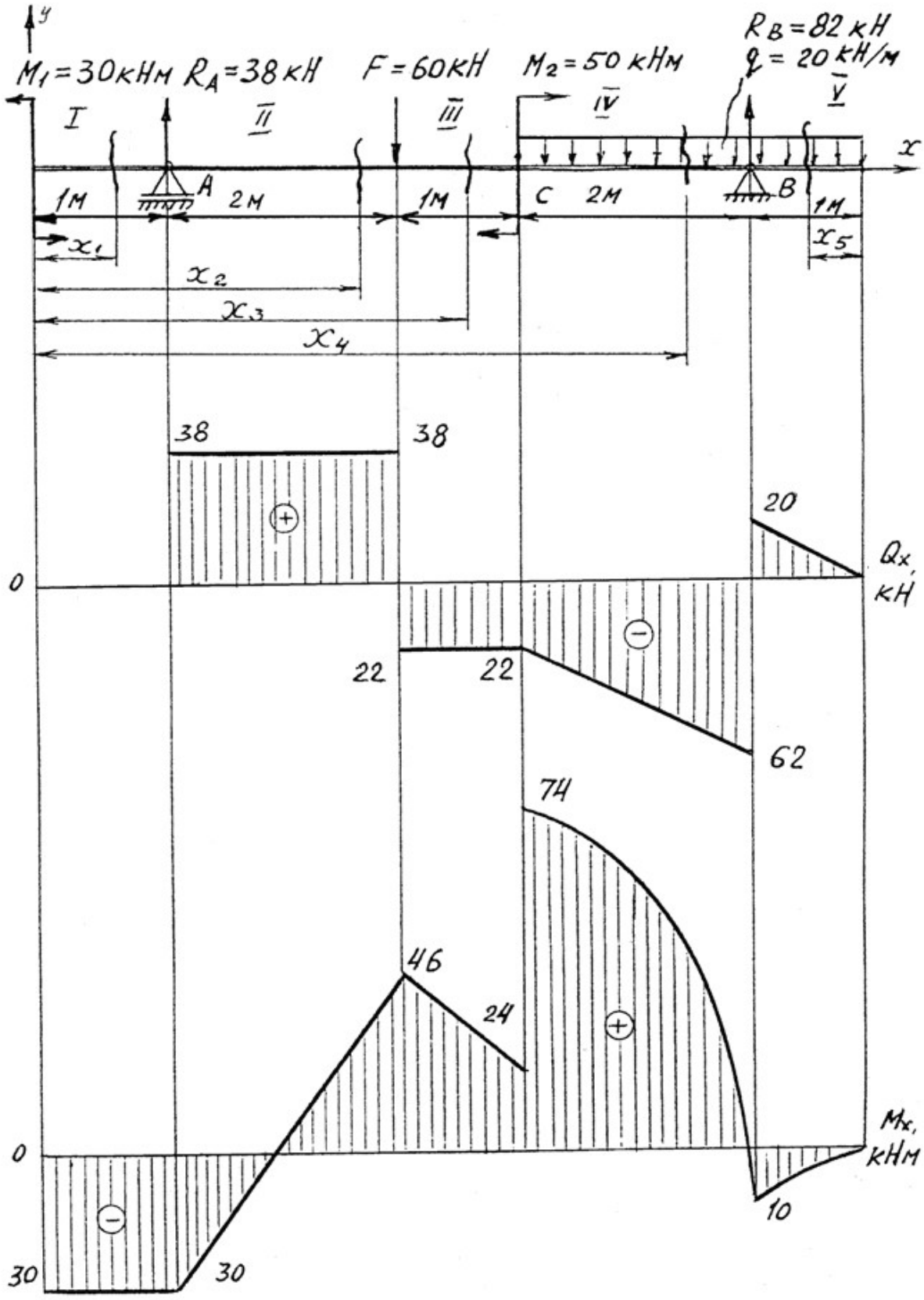

y
M1 = 30кНм
RA = 38 кН
F = 60кН
M2 = 50 кНм
RB = 82 кН
q = 20 кН/м
I
II
III
IV
V
x
A
B
C
1м
2м
1м
2м
1м
x1
x2
x3
x4
x5
38
38
20
0
Qx, кН
22
22
62
74
46
24
0
Mx, кНм
30
30
10

Рис. 4.1.

Для составления аналитических выражений Q_x и M_x в пределах II-го участка проводим сечение с абсциссой x_2 и рассматриваем равновесие левой части балки.

$Q_{\text{II}} = R_A = 38$ кН − поперечная сила в пределах II-го участка постоянна.

$M_{\text{II}} = -M + R_A(x_2 - 1)$.

Это уравнение прямой линии, для её построения достаточно определить ординаты изгибающего момента в двух точках (на концах участка):

при $x_2 = 1$ м $\quad M_{\text{II}} = -M_1 = -30$ кН·м;

при $x_2 = 3$ м $\quad M_{\text{II}} = -M_1 + R_A \cdot 2 = -30 + 76 = 46$ кН·м.

Для III-го участка (сечение с абсциссой x_3)

$Q_{\text{III}} = R_A - F = 38 - 60 = -22$ кН.

На этом участке поперечная сила не зависит от x_3 и поэтому на протяжении всего участка она не меняет своего значения.

$M_{\text{III}} = -M_1 + R_A(x_3 - 1) - F(x_3 - 3)$.

Это уравнение прямой линии.

Вычислим моменты при следующих значениях x_3:

при $x_3 = 3$ м $\quad M_{\text{III}} = -30 + 38 \cdot 2 = 46$ кН·м;

при $x_3 = 4$ м $\quad M_{\text{III}} = -30 + 38 \cdot 3 - 60 = 24$ кН·м.

Для IV-го участка (сечение с абсциссой x_4) поперечная сила равна:

$Q_{\text{IV}} = R_A - F - q(x_4 - 4)$.

Это уравнение прямой линии.

Вычислим ординаты в начале и в конце участка:

при $x_4 = 4$ м $\quad Q_{\text{IV}} = 38 - 60 = -22$ кН;

при $x_4 = 6$ м $\quad Q_{\text{IV}} = 38 - 60 - 40 = -62$ кН.

Уравнение изгибающих моментов для IV-го участка имеет вид

$$M_{\text{IV}} = -M_1 + R_A(x_4 - 1) - F(x_4 - 3) + M_2 - q\frac{(x_4 - 4)^2}{2}.$$

Это уравнение параболы.

Для её построения определяем моменты:

при $x_4 = 4$ м $\quad M_{\text{IV}} = -30 + 114 - 60 + 50 - 20 \cdot 0 = 74$ кН;

при $x_4 = 6$ м $\quad M_{\text{IV}} = -30 + 38 \cdot 5 - 60 \cdot 3 + 50 - 20 \cdot (4/2) = -10$ кН.

Прежде, чем составлять выражение поперечной силы и изгибающего момента для V-го участка, заметим, что их можно найти как из равновесия левой части, так и из равновесия отсеченной правой части. Каждый раз к выбору решения нужно подходить с точки зрения возможной простоты и наименьшего количества вычислений.

Для V-го участка (сечение с абсциссой x_5) поперечная сила равна

$Q_{\text{V}} = q x_5$.

Вычислим значения ординат:

при $x_5 = 0$ $\quad Q_{\text{V}} = 0$;

при $x_5 = 1$ м $\quad Q_{\text{V}} = 20$ кН.

Составим уравнение изгибающего момента для V-го участка:

$$M_{\text{V}} = -qx_5 \frac{x_5}{2} = -\frac{qx_5^2}{2}.$$

Получили уравнение параболы. Для её построения вычислим ординаты:

при $x_5 = 0$, $\quad M_{\text{V}} = 0$;

при $x_5 = 1$, $\quad M_{\text{V}} = -10$ кН·м.

При построении эпюр Q_x и M_x выбираем масштаб и откладываем положительные значения ординат эпюр от нулевой линии вверх, а отрицательные вниз (см. рис. 4.1). После построения эпюр устанавливаем наибольшие значения поперечной силы $Q_{\max} = 62$ кН и изгибающего момента $M_{\max} = 74$ кН·м.

Сечение *C* является опасным, в нем $Q_x = 22$ кН, $M_x = 74$ кН$\cdot$м.

Подбор поперечного сечения балки проводим в соответствии с условием задания в двух вариантах:

а) подбор сечения прямоугольного профиля деревянной балки

$$W_{\text{н.о.}} \geq \frac{M_{\max}}{\sigma_{\text{adm}}} = \frac{74 \cdot 10^3}{10 \cdot 10^6} = 7{,}4 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 = 7400 \text{ см}^3.$$

Для прямоугольного сечения $W_{\text{н.о.}} = \dfrac{J_{\text{н.о.}}}{y_{\max}} = \dfrac{(bh)^3/12}{h/2} = \dfrac{bh^2}{6}$.

При $h = 2b$, $\quad W_{\text{н.о.}} = (2/3)b^3 \geq 7400$ см^3, $\quad$ отсюда $\quad b \geq \sqrt[3]{\dfrac{3 \cdot 7400}{2}} = 22{,}3$ см;

$h = 2 \cdot 22{,}3 = 44{,}6$ см.

После округления размеров в большую сторону принимаем: $h = 46$ см, $b = 23$ см.

б) подбор сечения двутаврового профиля

$$W_{\text{н.о.}} \geq \frac{M_{\max}}{\sigma_{\text{adm}}} = \frac{74 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 4{,}62 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3 = 462 \text{ см}^3.$$

Из таблицы сортамента проката этому значению соответствует двутавр № 30, для которого $W_{\text{н.о.}} = W_x^{\text{табл.}} = 472$ см^3.

Основные размеры и геометрические характеристики профиля:

высота $h = 0{,}3$ м; ширина полки $b = 0{,}135$ м; толщина полки $t = 0{,}01$ м; толщина стенки $d = 0{,}65 \cdot 10^{-2}$ м; площадь сечения $A = 46{,}5 \cdot 10^{-4}$ м^2; момент инерции сечения относительно нейтральной оси $J_{\text{н.о.}} = J_x^{\text{табл.}} = 0{,}708 \cdot 10^{-4}$ м^4; статический момент половины площади сечения относительно нейтральной оси $S_{\text{н.о.}}^{\max.} = S_x^{\text{табл.}} = 2{,}68 \cdot 10^{-4}$ м^3.

Полная проверка стальной балки на прочность:

а) проверка по рабочим нормальным напряжениям

$$\sigma_{\text{раб.}} = \frac{M_{\max}}{W_x^{\text{табл.}}} = \frac{74 \cdot 10^3}{4,72 \cdot 10^{-4}} = 157 \cdot 10^6 \text{ Па} = 157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{раб.}} = 157 \text{ МПа} < \sigma_{\text{adm}} = 160 \text{ МПа},$$

т. е. условие прочности выполняется.

б) проверка по максимальным касательным напряжениям

$$\tau_{\max} = \frac{Q_{\max} S_x^{\text{табл.}}}{J_x^{\text{табл.}} d} = \frac{62 \cdot 2,68 \cdot 10^{-4}}{0,708 \cdot 10^{-4} \cdot 0,65 \cdot 10^{-2}} = 36,2 \cdot 10^6 \text{ Па} = 36,2 \text{ МПа};$$

$$\tau_{\max} = 36,2 \text{ МПа} < \tau_{\text{adm}} = 96 \text{ МПа}.$$

Таким образом, условие прочности выполняется.

в) проверка по главным напряжениям в опасном сечении *C*, в котором $Q_x = 22$ кН, $M_x = 74$ кН·м.

Строим эпюру нормальных напряжений для этого сечения по уровням (рис. 4.2):

$$\sigma_{1-1} = -\frac{M_x}{J_x^{\text{табл.}}} y_{1-1} = -\frac{74 \cdot 10^3}{0,708 \cdot 10^{-4}} 0,15 = -157 \cdot 10^6 \text{ Па} = -157 \text{ МПа}.$$

Знак «минус» при напряжении для верхних волокон указывает на то, что при положительной эпюре M_x в этом сечении верхняя часть волокон испытывает деформацию осевого сжатия.

$$\sigma_{7-7} = \sigma_{1-1} = 157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{2-2} = \sigma_{3-3} = -\frac{M_x}{J_x^{\text{табл.}}} y_{2-2} = -\frac{M_x}{J_x^{\text{табл.}}} \left(\frac{h}{2} - t\right) = -\frac{74 \cdot 10^3}{0,708 \cdot 10^{-4}} (0,15 - 0,01) =$$

$$= -147 \cdot 10^6 \text{ Па} = -147 \text{ МПа}; \qquad \sigma_{4-4} = 0, \text{ так как } y_{4-4} = 0.$$

Эпюра касательных напряжений также строится по значениям, определяемым для различных уровней (волокон) сечения

$$\tau_{1-1} = \tau_{7-7} = 0,$$

так как $S_{\text{н.о.}}^{1-1} = 0,$ т. е. статический момент площади сечения, находящейся выше или ниже уровня 1-1 относительно нейтральной оси, равен нулю.

Напряжения в волокнах уровня 2-2 и 6-6 можно не определять, так как они обычно очень малы.

В переходных волокнах 3-3 и 5-5 напряжения будут равны

$$\tau_{3-3} = \tau_{5-5} = \frac{Q_x S_{\text{н.о.}}^{3-3}}{J_x^{\text{табл.}} b_{3-3}} = \frac{Q_x bt(h/2 - t/2)}{J_x^{\text{табл.}} d} =$$

$$= \frac{22 \cdot 10^3 \cdot 0{,}135 \cdot 0{,}01 \cdot (0{,}15 - 0{,}005)}{0{,}708 \cdot 10^{-4} \cdot 0{,}65 \cdot 10^{-2}} = 9{,}7 \cdot 10^6 \text{ Па} = 9{,}7 \text{ МПа}.$$

Для волокон нейтрального слоя

$$\tau_{4-4} = \frac{Q_x S_{\text{н.о.}}^{4-4}}{J_x^{\text{табл.}} b_{4-4}} = \frac{Q_x S_x^{\text{табл.}}}{J_x^{\text{табл.}} d} = \frac{22 \cdot 2{,}68 \cdot 10^{-4}}{0{,}708 \cdot 10^{-4} \cdot 0{,}65 \cdot 10^{-2}} = 12{,}8 \cdot 10^6 \text{ Па} = 12{,}8 \text{ МПа}.$$

Эпюры σ и τ строятся в масштабе (см. рис. 4.2).

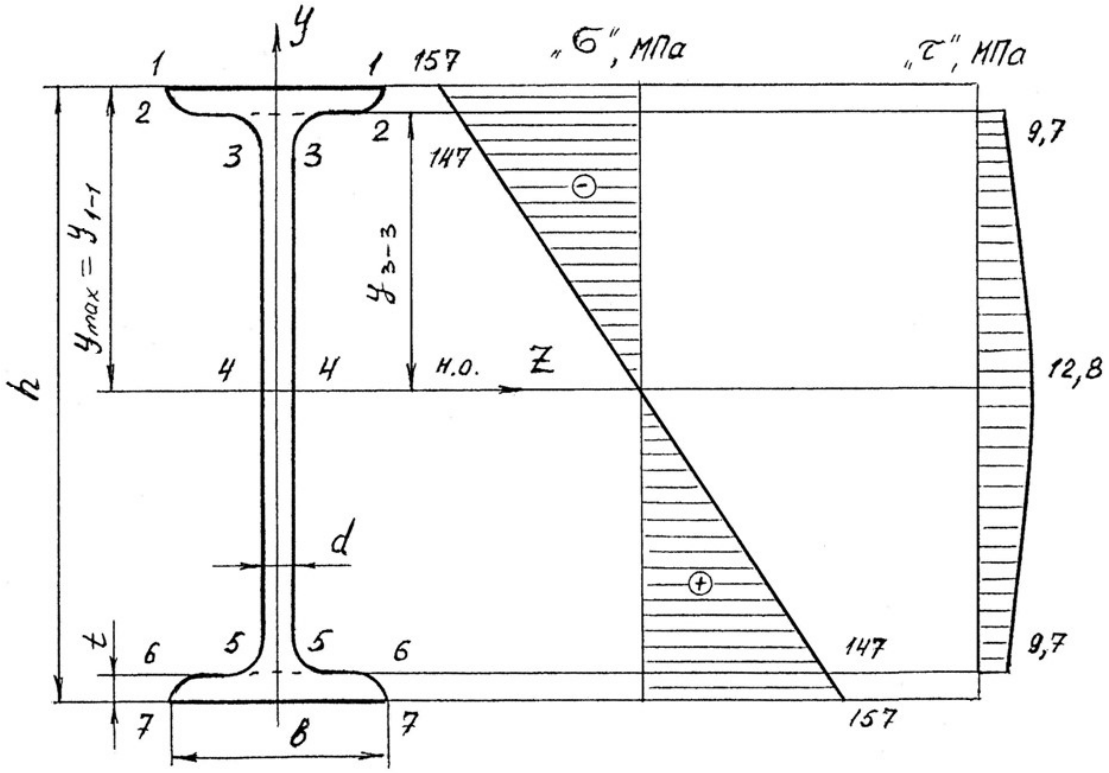


Рис. 4.2.

На основании эпюр напряжений определяют главные напряжения для верхних, переходных и средних волокон

$$\sigma_1^{1-1} = 1/2(\sigma_{1-1} + \sqrt{\sigma_{1-1}^2 + 4\tau_{1-1}^2}) = 1/2(-157 + \sqrt{157^2 + 4 \cdot 0^2}) = 0;$$

$$\sigma_2^{1-1} = 1/2(-157 - \sqrt{157^2 + 4 \cdot 0^2}) = -157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_1^{3-3} = 1/2(-147 + \sqrt{147^2 + 4 \cdot 9{,}7^2}) = 0{,}5 \text{ МПа};$$

$$\sigma_2^{3-3} = 1/2(-147 - \sqrt{147^2 + 4 \cdot 9{,}7^2}) = -147{,}5 \text{ МПа};$$

$$\sigma_1^{4-4} = 1/2(0 + \sqrt{0^2 + 4 \cdot 12{,}8^2}) = 12{,}8 \text{ МПа};$$

$$\sigma_2^{4-4} = -12{,}8 \text{ МПа}.$$

Определим величины расчётных напряжений по третьей теории прочности:

$$\sigma_{\text{p}}^{1-1} = \sigma_1^{1-1} - \sigma_2^{1-1} = 0 - (-157) = 157 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{p}}^{3-3} = \sigma_1^{3-3} - \sigma_2^{3-3} = 0{,}5 - (-147{,}5) = 148 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{p}}^{4-4} = \sigma_1^{4-4} - \sigma_2^{4-4} = 12{,}8 - (-12{,}8) = 25{,}6 \text{ МПа},$$

таким образом условие прочности $\sigma_{\text{p}}^{\text{III}} < \sigma_{\text{adm}}$ выполняется.

По четвертой теории прочности

$$\sigma_{\text{p}}^{1-1} = \sqrt{(\sigma_1^{1-1})^2 + (\sigma_2^{1-1})^2 - \sigma_1^{1-1}\sigma_2^{1-1}} = \sqrt{0^2 + 157^2 - 0^2} = 157 \text{ МПа}.$$

Аналогично: $\sigma_{\text{p}}^{3-3} = 148$ МПа; $\sigma_{\text{p}}^{4-4} = 22{,}1$ МПа.

Таким образом, результаты по всем вариантам полной проверки прочности балки показывают, что все условия прочности выполняются, следовательно, к практическому применению принимается двутавр № 30.

Пример 4.2. Консольная балка, сложное сечение.

Для заданной схемы балки (рис. 4.3) построить эпюры поперечных сил Q_x и изгибающих моментов M_x, определить размеры сечения заданной формы из условия прочности, принимая $\sigma_{\text{adm}} = 160$ МПа.

Решение.

Определим реакции опоры A из уравнений равновесия

1) $\sum M_A = 0; \quad -M_A + M - q \cdot 1 \cdot 2{,}5 + F \cdot 3 = 0;$

$M_A = M - q \cdot 1 \cdot 2{,}5 + F \cdot 3 = 6 - 10 + 24 = 20 \text{ кН} \cdot \text{м}.$

2) $\sum Y = 0; \quad R_A - q \cdot 1 + F = 0$ (предварительное направление реакции R_A вверх);

$R_A = q \cdot 1 - F = 4 - 8 = -4$ кН (меняем направление реакции на противоположное).

Проверка

$\sum M_C = 0; \quad -M_A + R_A \cdot 3 + M + q \cdot 1 \cdot 0{,}5 = -20 + 12 + 6 + 2 = 0.$

Определим размеры поперечного сечения (см. рис. 4.3), для чего условно разбиваем это сечение на фигуры 1, 2, 3 и 4, площади которых равны: $A_1 = 5b \cdot 6b; \; A_2 = 2b \cdot 3b; \; A_3 = A_4 = b \cdot b.$

Для определения положения центра тяжести сечения проводим вспомогательную ось $x_{\text{вр}}$ и найдем координату y_C по известной формуле

$$y_c = \frac{S_{x_{\text{вр}}}}{A} = \frac{A_1 y_1 - A_2 y_2 + A_3 y_3 + A_4 y_4}{A_1 - A_2 + \cdot A_3 + A_4} =$$

$$= \frac{6b \cdot 5b \cdot 2{,}5b - 2b \cdot 3b \cdot 1{,}5b + 2b \cdot b \cdot 0{,}5b}{6b \cdot 5b - 2b \cdot 3b + 2b \cdot b} = 2{,}58b,$$

где y_1, y_2, y_3, y_4 – расстояния от центров тяжести фигур 1, 2, 3, 4 до оси $x_{вр}$.

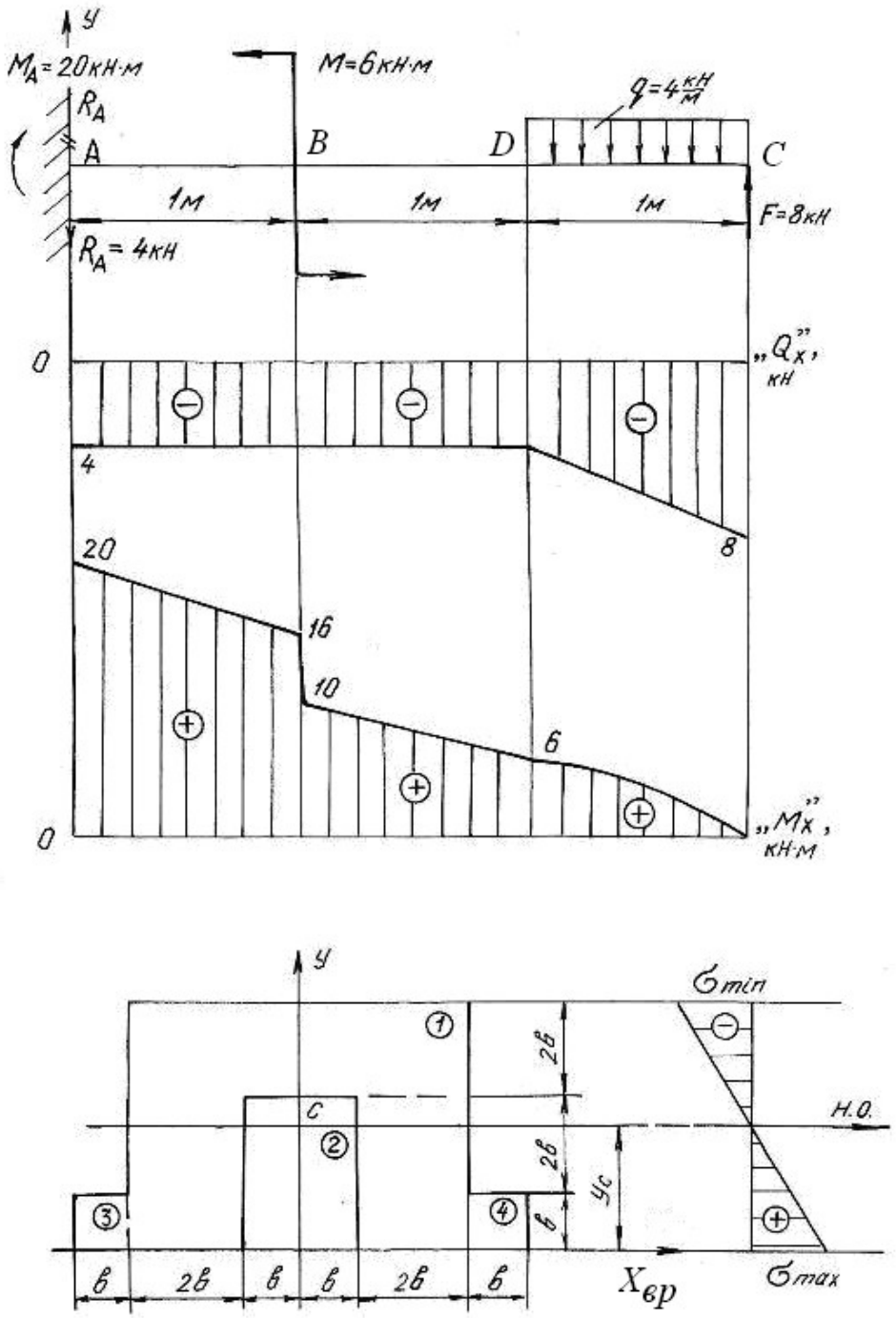


Рис. 4.3.

Так как сечение симметричное, то его центр тяжести лежит на оси симметрии y.

Проводим нейтральную ось через центр тяжести параллельно вспомогательной оси $x_{\text{вр}}$. Находим момент инерции относительно нейтральной оси

$$J_{\text{н.о.}} = \left(J_{\text{н.о.}}\right)^1 - \left(J_{\text{н.о.}}\right)^2 + 2\left(J_{\text{н.о.}}\right)^3 = \left[\frac{6b\cdot(5b)^3}{12} + 6b\cdot 5b\cdot(y_1 - y_c)^2\right] -$$

$$-\left[\frac{2b\cdot(3b)^3}{12} + 2b\cdot 3b\cdot(y_2 - y_c)^2\right] + 2\cdot\left[\frac{b\cdot b^3}{12} + b\cdot b\cdot(y_3 - y_c)^2\right] = 60\cdot b^4,$$

где $(y_n - y_C)$ – расстояние между собственной осью простой фигуры и нейтральной осью.

Строим эпюры поперечных сил Q_x и изгибающих моментов M_x, пользуясь контрольными правилами и начиная построения со свободного конца балки.

$Q_C = -F = -8$ кН; $Q_D = -F + q\cdot 1 = -8 + 4 = -4$ кН $= Q_B = Q_A$;

$M_C = 0$; $M_D = F\cdot 1 - q\cdot 1\cdot 0{,}5 = 8 - 2 = 6$ кН·м;

$M_B = F\cdot 2 - q\cdot 1\cdot 1{,}5 = 16 - 6 = 10$ кН·м.

В сечении B изгибающий момент возрастает на момент $M = 6$ кН·м, что на эпюре M_x отражается в виде скачка. Изгибающий момент в жесткой заделке равен моменту заделки M_A.

Максимальный изгибающий момент $M_{\max} = M_A = 20$ кН·м. Максимальные напряжения, возникающие в нижних волокнах этого сечения

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\max} y^{\text{н}}_{\max}}{J_{\text{н.о.}}} = \frac{20\cdot 2{,}58\cdot b}{60\cdot b^4} = \frac{0{,}83\ \text{кН}\cdot\text{м}}{b^3}.$$

Максимальные напряжения, возникающие в верхних волокнах этого сечения

$$\sigma_{\min} = \frac{M_{\max} y^{\text{в}}_{\max}}{J_{\text{н.о.}}} = \frac{20\cdot 2{,}42\cdot b}{60\cdot b^4} = \frac{0{,}81\ \text{кН}\cdot\text{м}}{b^3}.$$

Приравнивая наибольшее напряжение к допускаемому напряжению σ_{adm}, получим размер сечения b

$$\sigma_{\max} = \frac{0{,}83\ \text{кН}\cdot\text{м}}{b^3} \le \sigma_{\text{adm}} = 160\ \text{МПа};\ b^3 \ge \frac{0{,}83\cdot 10^3}{160\cdot 10^6},$$

$$b \ge \sqrt[3]{5{,}2\cdot 10^{-6}} = 1{,}73\cdot 10^{-2}\ \text{м};\ \ b = 18\ \text{мм}.$$

4.2. Задания для расчета балок на прочность

Для расчетной схемы балки необходимо:

1. Построить по длине балки эпюры изгибающих моментов и поперечных сил.

2. Подобрать поперечное сечение балки в двух вариантах:

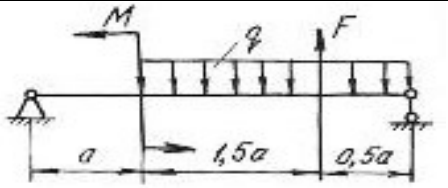
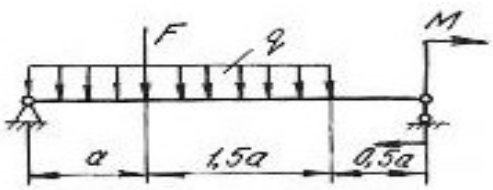
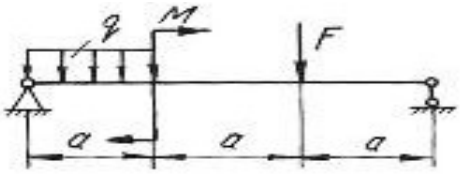
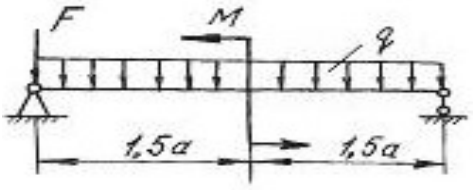
а) прямоугольного профиля, полагая, что балка деревянная при $\sigma_{adm} = 10$ МПа; соотношение между размерами сечения принять равными $b:h = 1:2$;

б) двутаврового профиля (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа, $\tau_{adm} = 96$ МПа.

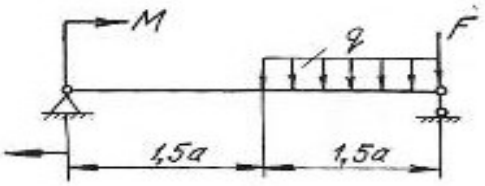
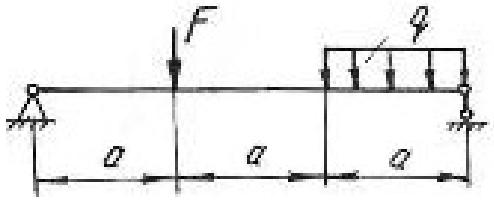
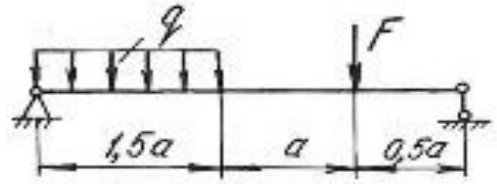
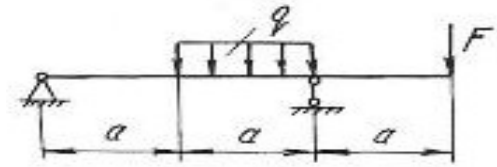
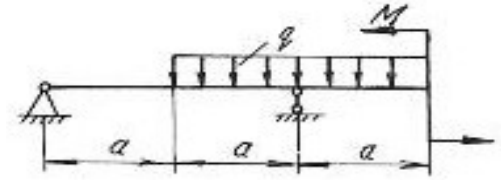
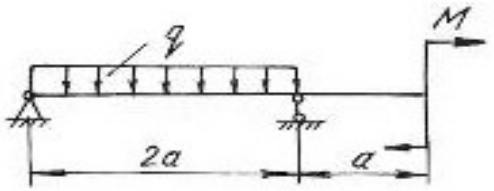
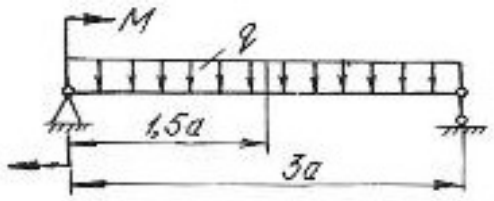
3. Провести полную проверку стальной двутавровой балки на прочность.

Данные для расчета приведены в табл. 4.1.

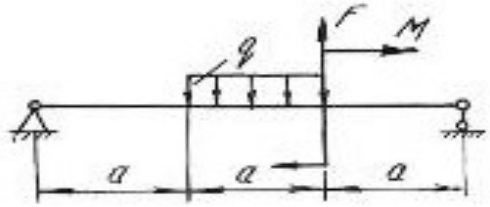
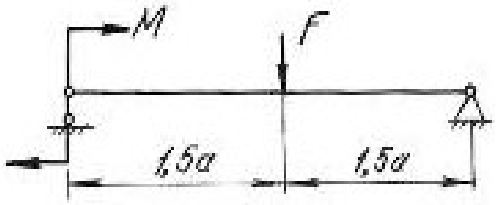
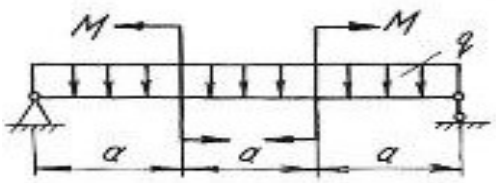
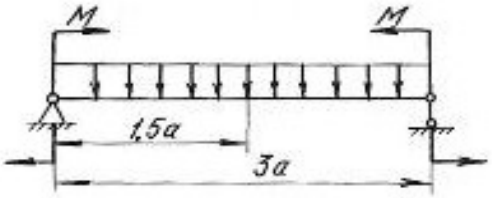
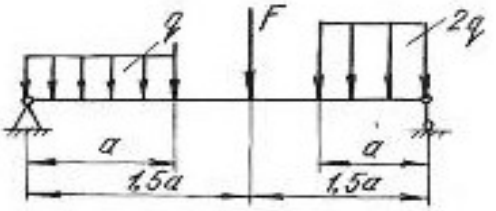
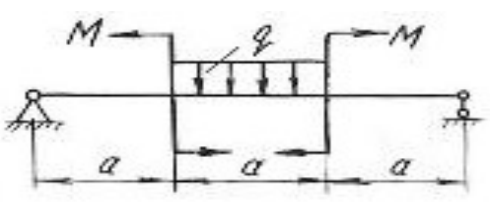
Таблица 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	1	2,0	19	20	20
	2	1,0	16	35	40
	3	1,2	10	30	40
	4	2,0	10	25	50
	5	2,2	30	50	40
	6	2,4	10	10	20
	7	1,0	10	65	20
	8	1,2	10	55	40
	9	2,0	20	45	15
	10	1,0	18	32	60
	11	2,2	10	35	50
	12	1,8	30	42	30
	13	2,0	12	26	20
	14	1,0	14	14	20
	15	2,0	15	25	30

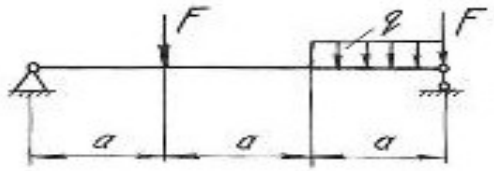
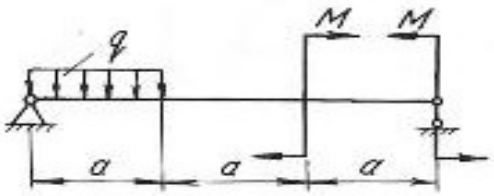
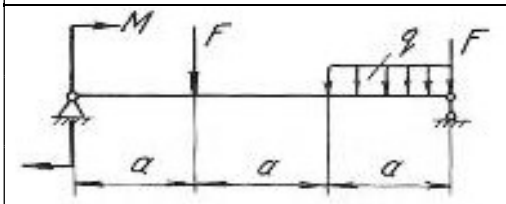
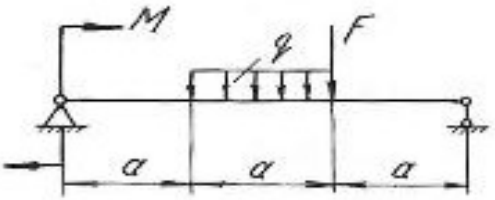
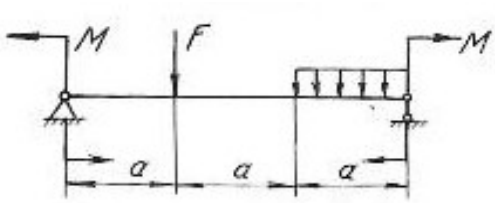
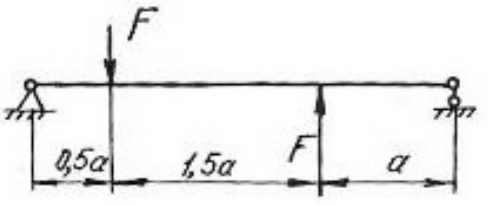
Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	16	1,0	10	32	40
	17	2,0	25	42	20
	18	1,6	30	50	30
	19	1,0	10	–	10
	20	2,0	11	–	30
	21	1,0	12	–	30
	22	1,2	13	–	60
	23	2,2	14	–	70
	24	3,0	15	–	40
	25	3,0	16	–	20
	26	1,2	17	–	70
	27	2,0	18	–	70
	28	3,0	20	10	–
	29	2,0	21	60	–
	30	2,0	22	10	–
	31	2,1	23	30	–
	32	2,0	24	30	–
	33	2,2	25	30	–
	34	2,0	26	40	–
	35	2,0	27	40	–
	36	2,0	28	40	–

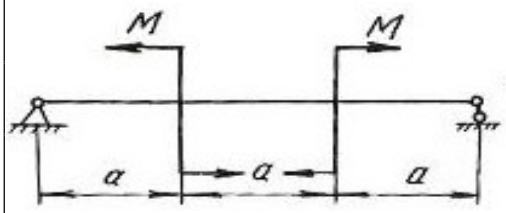
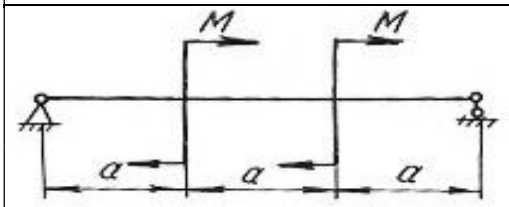
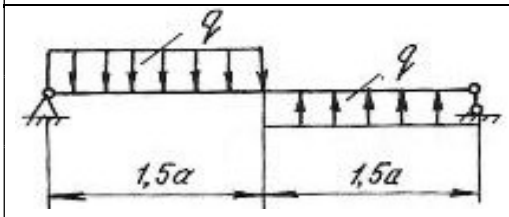
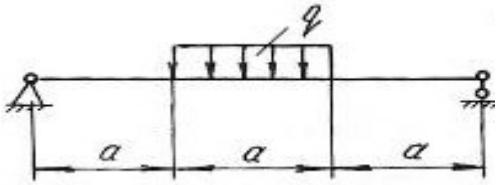
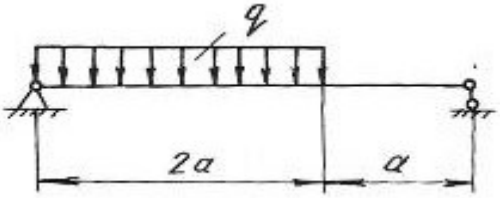
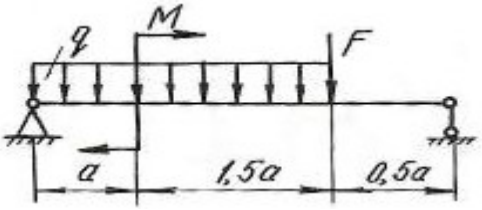
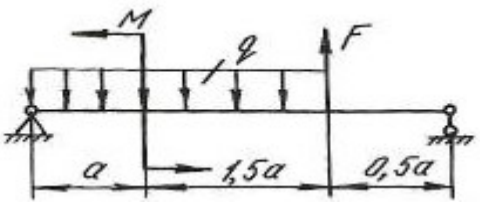
Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	37	1,2	10	30	15
	38	1,3	12	40	10
	39	1,4	15	45	12
	40	1,0	14	50	10
	41	2,0	13	60	20
	42	2,0	12	55	12
	43	1,1	16	–	20
	44	1,4	17	–	16
	45	1,5	20	–	15
	46	1,6	18	30	–
	47	1,2	11	20	–
	48	1,3	14	10	–
	49	0,8	15	40	–
	50	0,7	13	13	–
	51	1,1	17	22	–
	52	0,5	24	–	20
	53	0,6	28	–	30
	54	0,9	30	–	40
	55	1,1	10	30	–
	56	1,2	20	31	–
	57	1,3	30	32	–

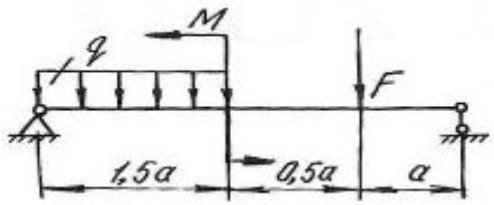
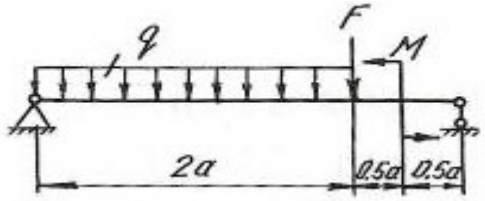
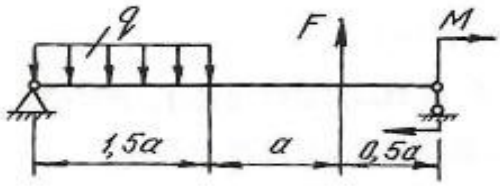
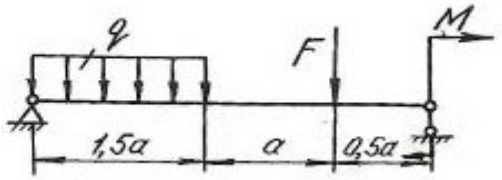
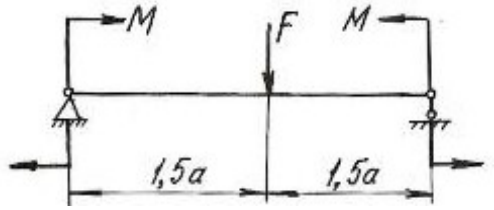
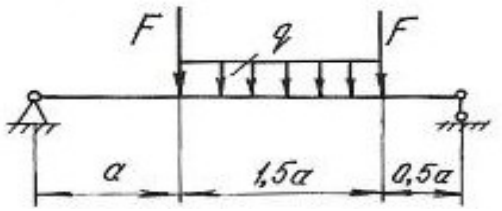
Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	58	1,4	40	–	40
	59	1,2	35	–	50
	60	2,0	28	–	80
	61	1,5	12	20	–
	62	1,7	14	30	–
	63	1,9	16	40	–
	64	2,1	18	20	20
	65	2,3	19	30	30
	66	2,5	20	25	40
	67	2,0	12	30	25
	68	2,4	10	35	30
	69	2,7	10	30	35
	70	1,0	12	10	40
	71	2,0	14	20	30
	72	2,0	16	30	40
	73	1,0	–	–	20
	74	2,0	–	–	30
	75	2,5	–	–	40

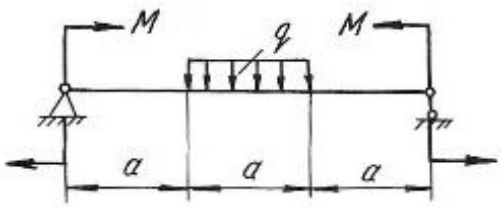
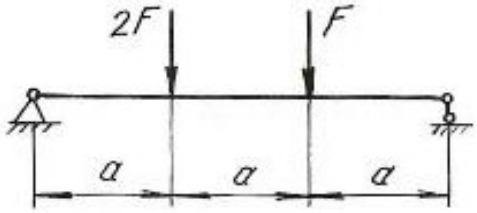
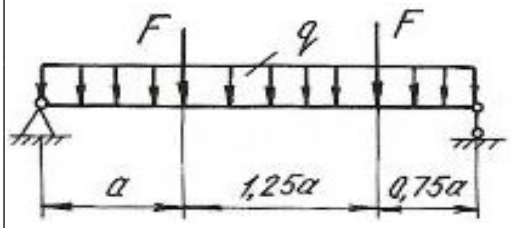
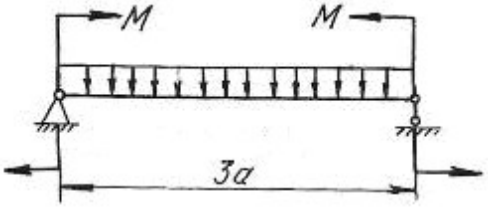
Продолжение табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	76	1,5	–	30	–
	77	2,5	–	40	–
	78	1,2	–	50	–
	79	1,3	–	40	–
	80	1,4	–	25	–
	81	1,6	–	30	–
	82	1,7	10	–	–
	83	1,8	10	–	–
	84	1,9	10	–	–
	85	2,1	30	–	–
	86	2,2	20	–	–
	87	2,3	10	–	–
	88	2,0	25	–	–
	89	1,0	15	–	–
	90	2,3	10	–	–
	91	1,0	15	30	80
	92	2,0	20	40	90
	93	2,0	25	50	100
	94	1,2	10	45	25
	95	1,4	12	50	30
	96	1,6	15	60	35

Продолжение табл. 4. 1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	97	1,8	15	30	40
	98	1,0	18	20	45
	99	1,4	21	55	50
	100	1,0	10	30	55
	101	2,0	20	35	80
	102	1,0	30	60	40
	103	1,9	15	25	60
	104	1,7	13	50	40
	105	1,3	17	75	20
	106	1,0	18	20	35
	107	2,2	16	60	45
	108	2,3	14	40	55
	109	1,0	–	30	50
	110	0,6	–	40	50
	111	0,8	–	30	60
	112	1,0	2	–	70
	113	0,6	30	–	60
	114	1,2	40	–	50

Окончание табл. 4.1

Схема балки и нагрузки	Номер варианта	Числовые значения нагрузок и размеров			
		a, м	*q*, кН/м	*M*, кН·м	*F*, кН
	115	1,2	20	40	–
	116	1,3	10	20	–
	117	1,4	20	30	–
	118	1,5	–	–	40
	119	1,0	–	–	30
	120	1,3	–	–	20
	121	1,0	10	–	20
	122	1,0	20	–	40
	123	1,0	30	–	10
	124	1,2	10	20	–
	125	1,3	11	40	–
	126	1,5	12	50	–

4.3. Расчет балки на жесткость

После проверки балок на прочность они обычно проверяются на жесткость.

Проверка состоит в определении максимальных перемещений балки при изгибе и сравнении их с допускаемыми значениями для данного материала и типа балки. При этом должны выполняться следующие условия:

$$y_{\max} \le y_{\text{adm}}; \quad y_{\text{adm}} = (\frac{1}{20} \div \frac{1}{250})l; \qquad \theta_{\max} \le \theta_{\text{adm}},$$

где y_{adm} – допускаемый прогиб; θ_{adm} – допускаемый угол поворота; l – пролёт балки.

Для определения прогибов и углов поворота в статически определимых балках обычно применяют метод начальных параметров, который записывается в виде следующих универсальных уравнений:

$$EJ_Z\theta = EJ_Z\theta_0 + \sum_{i=1}^{n}\frac{M_i(x-a_i)^1}{1!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{F_i(x-b_i)^2}{2!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{q_i(x-c_i)^3}{3!}, \quad (4.8)$$

где n – количество нагрузок на рассматриваемых участках.

$$EJ_z y = EJ_Z y_0 + EJ_Z\theta_0 x + \sum_{i=1}^{n}\frac{M_i(x-a_i)^2}{2!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{F_i(x-b_i)^3}{3!} + \sum_{i=1}^{n}\frac{q_i(x-c_i)^4}{4!}, \quad (4.9)$$

где θ – угол поворота в исследуемом сечении; y – прогиб в исследуемом сечении; y_0 – прогиб в начале координат; θ_0 – угол поворота в начале координат; x – расстояние от начала координат до сечения, в котором определяются перемещения; M, F, q – внешние нагрузки, включая и реакции; a – расстояния от начала координат до сечений, где приложены моменты; b – расстояния от начала координат до сечений, где приложены сосредоточенные силы; c – расстояния от начала координат до начала каждого участка, нагруженного равномерно распределенной нагрузкой; EJ_Z – жесткость балки при поперечном изгибе.

Метод начальных параметров применяется при условии, что жесткость EJ_Z постоянна по всей длине балки.

Слагаемые, которые включают M, F, q, по знаку определяются в соответствии с правилами знаков, принятыми для определения M_x при расчете слева. При использовании метода начальных параметров необходимо выполнить следующие требования:

1. Начало координат принимается единым для всей балки (обычно в левом крайнем сечении балки);

2. Если равномерно распределенная нагрузка не доходит до рассматриваемого сечения, то ее необходимо продлить до этого сечения, а для сохранения равновесия приложить такую же по величине, но противоположного направления нагрузку. Эту контрнагрузку необходимо включить в уравнения.

Начальные параметры y_0 и θ_0 определяются следующим образом. Если начало координат находится не на опоре (рис. 4.4, *б*), то составляем два дополнительных уравнения прогибов для двух опор, где заранее известно, что прогибы на опорах равны нулю. Если начало координат находится на концевой шарнирной опоре (рис. 4.4, *в*), то составляем одно дополнительное уравнение прогибов для другой опоры. Если начало координат находится в жесткой заделке (рис. 4.4, *г*), то дополнительные уравнения составлять не нужно.

При решении задач необходимо иметь в виду, что положительное направление оси y принято вверх. При этом условии положительное значение угла поворота соответствует вращению сечения против хода часовой стрелки, положительный прогиб направлен вверх.

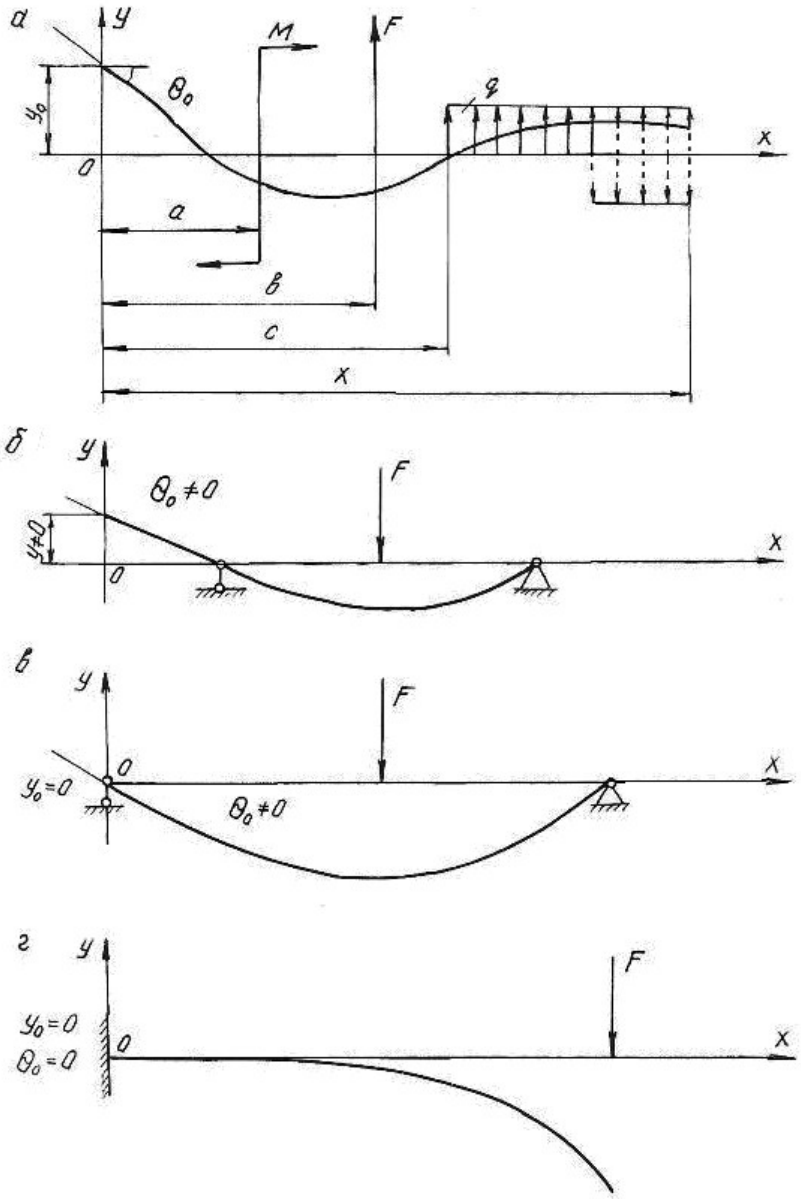


Рис. 4.4.

Пример 4.3.

Для балки, изображенной на рис. 4.5, построить эпюры Q_x и M_x, подобрать поперечное двутавровое сечение (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа, $E = 2 \cdot 10^5$ МПа. По методу начальных параметров определить прогибы в сечениях C и D и угол поворота сечения B. Построить эпюру прогибов и провести проверку на жесткость при $y_{adm} = (1/200)l = (1/200)4 = 0,02$ м $= 2$ см, где l – пролет балки.

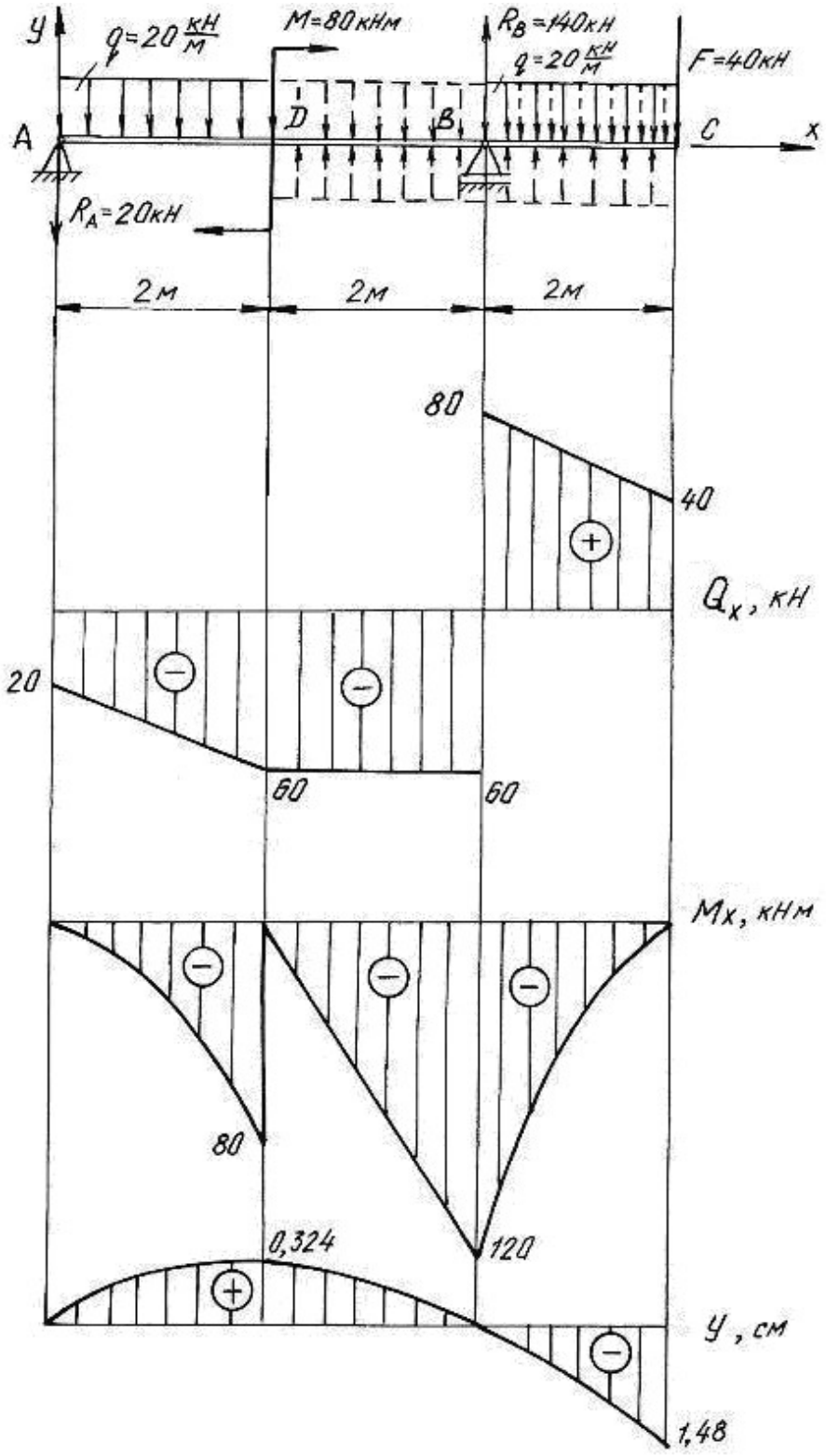

y
q=20 кН/м
M=80кНм
R_B=140кН
q=20 кН/м
F=40кН
A
D
B
C
x
R_A=20кН
2м
2м
2м
80
40
Q_x, кН
20
60
60
M_x, кНм
80
0,324
120
y, см
1,48

Рис. 4.5.

Решение.

Определим опорные реакции:

$$\sum M_B = 0, \qquad R_A \cdot 4 + q \cdot 2 \cdot 3 - M - q \cdot 2 \cdot 1 - F \cdot 2 = 0;$$
$$R_A \cdot 4 + 20 \cdot 2 \cdot 3 - 80 - 20 \cdot 2 \cdot 1 - 40 \cdot 2 = 0; \quad R_A = 20 \text{ кН}.$$
$$\sum M_A = 0, \quad R_B \cdot 4 - q \cdot 2 \cdot 1 - M - q \cdot 2 \cdot 5 - F \cdot 6 = 0;$$
$$R_B \cdot 4 - 20 \cdot 2 \cdot 1 - 80 - 20 \cdot 2 \cdot 5 - 40 \cdot 6 = 0; \qquad R_B = 140 \text{ кН}.$$

Проводим проверку

$$\sum Y = 0; \qquad -R_A + R_B - q \cdot 2 - F - q \cdot 2 = 0;$$
$$-20 + 140 - 20 \cdot 2 - 40 - 20 \cdot 2 = 0; \quad 0 = 0$$

По контрольным правилам строим эпюры Q_x и M_x, и подбираем поперечное сечение при $M_{\max} = 120$ кН.

$$W_z = \frac{M_{\max}}{\sigma_{\text{adm}}} = \frac{120 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 0,75 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 = 750 \text{ см}^3.$$

По таблице сортамента (см. табл. П.1) принимаем двутавр № 36:

$J_z = J_x^{\text{табл.}} = 13380 \text{ см}^4 = 13380 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4$.

Для определения перемещений помещаем начало координат на левой опоре (прогиб $y_0 = 0$, угол поворота $\theta_0 \neq 0$). Составляем дополнительное уравнение прогибов для сечения B (при $x_B = 4$ м), где заранее известно, что прогиб на опоре y_B равен нулю.

Распределенная нагрузка обрывается в сечении D. Продолжим её до сечения B, в котором определяем перемещение, но, чтобы не нарушить прежнее равновесие, вводим уравновешивающую нагрузку обратного направления на участке BD.

$$EJ_Z y_B = EJ_Z \theta_0 x_B + \frac{M(x-2)^2}{2} - \frac{R_A(x_B - 0)^3}{6} - \frac{q(x_B - 0)^4}{24} + \frac{q(x_B - 2)^4}{24};$$
$$0 = EJ_Z \theta_0 \cdot 4 + \frac{80(4-2)^2}{2} - \frac{20(4-0)^3}{6} - \frac{20(4-0)^4}{24} + \frac{20(4-2)^4}{24}.$$

Последний член уравнения учитывает компенсирующую нагрузку. Подставляя числовые значения, получим $EJ_Z \theta_0 = EJ_Z \theta_A = 63,3 \text{ кН} \cdot \text{м}^2$.

Определим прогибы на границах заданных участков. При определении прогиба в сечении C равномерно распределенную нагрузку необходимо продлить до этого сечения и уравновесить её.

В сечении C ($x_C = 6$ м):

$$EJ_Z y_C = EJ_Z \theta_0 x_C + \frac{M(x_C-2)^2}{2} - \frac{R_A(x_C-0)^3}{6} + \frac{R_B(x_C-4)^3}{6} -$$
$$- \frac{q(x_C-0)^4}{24} + \frac{q(x_C-2)^4}{24} - \frac{q(x_C-4)^4}{24};$$

$$EJ_Z y_C = 63{,}3 \cdot 6 + \frac{80 \cdot (6-2)^2}{2} - \frac{20 \cdot (6-0)^3}{6} + \frac{140 \cdot (6-4)^3}{6} - \frac{20 \cdot (6-0)^4}{24} +$$
$$+ \frac{20(6-2)^4}{24} - \frac{20(6-4)^4}{24} = -393 \text{ кНм}^3;$$

$$y_C = \frac{-393 \cdot 10^3}{EJ_Z} = \frac{-393 \cdot 10^3}{2 \cdot 10^{11} \cdot 13380 \cdot 10^{-8}} = -0{,}0148 \text{ м}; \; y_C = -1{,}480 \text{ см};$$

в сечении D ($x_D = 2$ м):

$$EJ_Z y_D = EJ_Z \theta_0 \cdot x_D - \frac{R_A(x_D-0)^3}{6} - \frac{q(x_D-0)^4}{24} = 63{,}3 \cdot 2 - \frac{20(2-0)^3}{6} - \frac{20(2-0)^4}{24} =$$

$$= 86{,}7 \text{ кНм}^3; \qquad y_D = \frac{86{,}7 \cdot 10^3}{EJ_Z} = \frac{86{,}7 \cdot 10^3}{2 \cdot 10^{11} \cdot 13380 \cdot 10^{-8}} = 0{,}00324 \text{ м} = 0{,}324 \text{ см}.$$

По полученным значениям прогибов строим изогнутую ось балки (см. рис. 4.5).

Определим угол поворота сечения B ($x_B = 4$ м), продлив и уравновесив распределенную нагрузку

$$EJ_Z \theta_B = EJ_Z \theta_0 + \frac{M(x-2)^1}{1} - \frac{R_A(x-0)^2}{2} - \frac{q(x-0)^3}{6} + \frac{q(x-2)^3}{6} =$$

$$= 63{,}3 + \frac{80(4-2)^1}{1} - \frac{20(4-0)^2}{2} - \frac{20(4-0)^3}{6} + \frac{20(4-2)^3}{6} = -123 \text{ кНм}^2;$$

$$\theta_B = -\frac{123 \cdot 10^3}{EJ_Z} = -\frac{123 \cdot 10^3}{2 \cdot 10^{11} \cdot 13380 \cdot 10^{-8}} = -46 \cdot 10^{-4} \text{ рад} =$$
$$= -46 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{180}{\pi} = -0{,}26^\circ = -0^\circ 15' 36''.$$

Максимальный прогиб балки $y_{\max} = y_C = 1{,}480$ см.

Таким образом, $y_{\max} = 1{,}480$ см $< y_{\text{adm}} = 2$ см, следовательно, условие жесткости выполняется.

4.4. Задания для расчета балок на жесткость

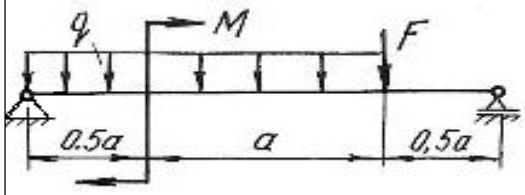
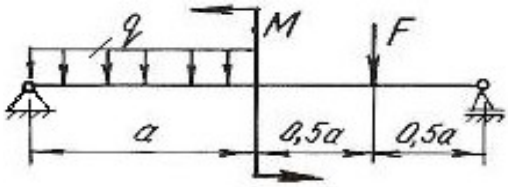
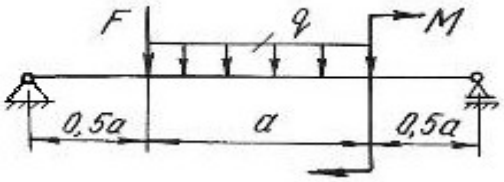
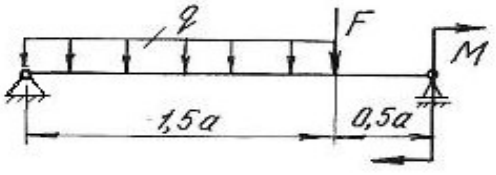
Для расчетной схемы (табл. 4.2) необходимо:

1. Построить по длине балки эпюры изгибающих моментов и поперечных сил.

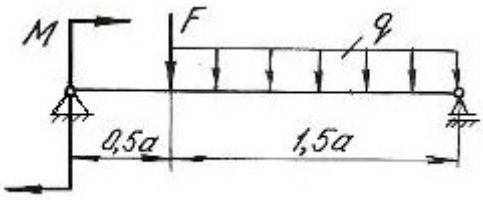
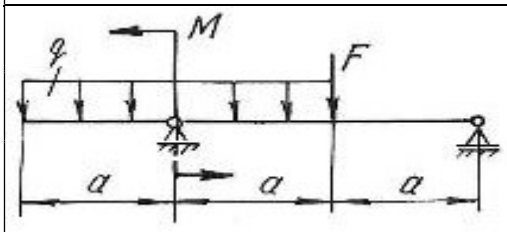
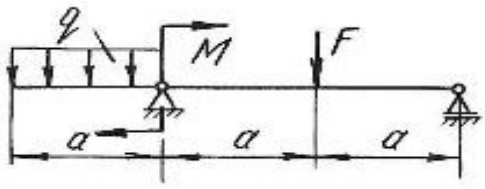
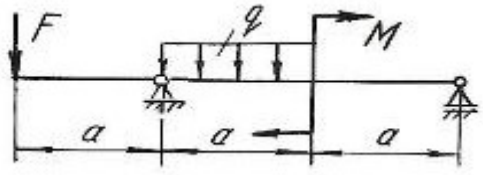
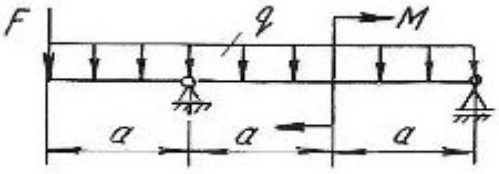
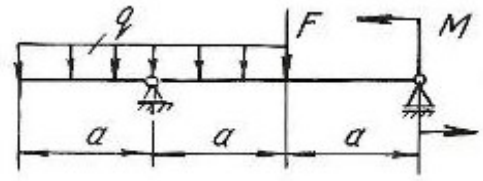
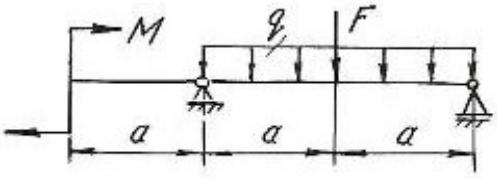
2. Подобрать поперечное сечение балки двутаврового профиля (см. табл. П. 1), материал – сталь при $\sigma_{adm} = 160$ МПа.

3. Определить по методу начальных параметров величину прогибов балки в характерных сечениях и провести проверку балки на жесткость, приняв $y_{adm} = (1/100)l$.

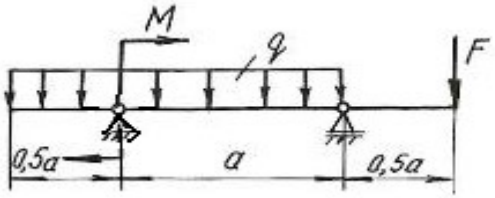
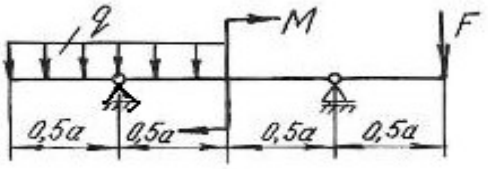
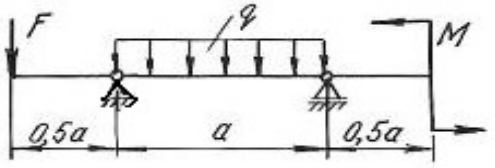
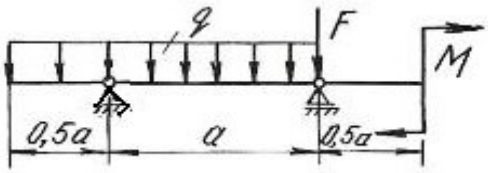
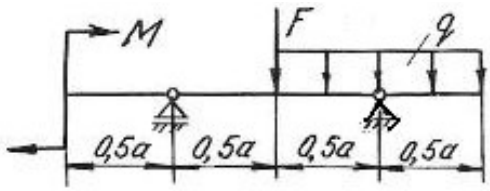
Таблица 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	1	1	10	30	20
	2	0,5	20	25	30
	3	1	10	10	16
	4	2	20	30	10
	5	0,5	30	15	12
	6	1	12	36	24
	7	2	6	12	10
	8	1	4	12	8
	9	0,5	10	20	16
	10	2	4	12	10
	11	1	20	24	12
	12	1	12	12	10
	13	2	10	4	10
	14	1	8	20	30

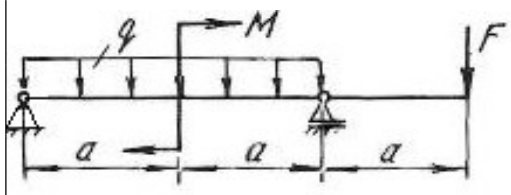
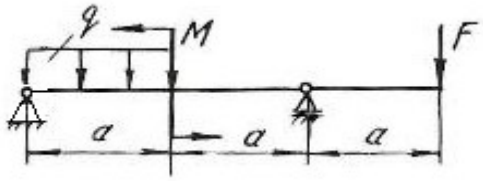
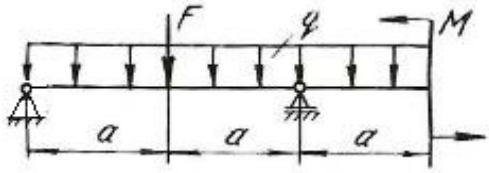
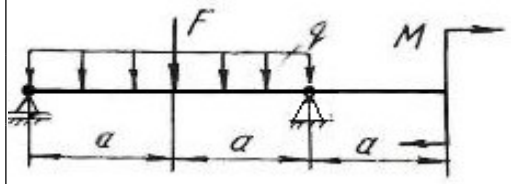
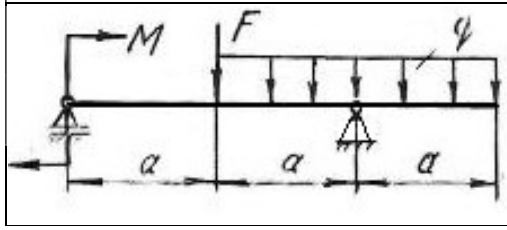
Продолжение табл. 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	15	1	8	12	16
	16	1	12	14	10
	17	2	4	16	6
	18	1	10	18	24
	19	2	4	16	16
	20	0,5	20	32	24
	21	1	20	15	8
	22	2	8	14	4
	23	0,5	10	28	12
	24	1	24	10	10
	25	2	12	16	12
	26	0,5	4	18	24
	27	1	20	10	6
	28	2	10	8	16
	29	0,5	4	15	8
	30	1	2	6	4
	31	2	4	12	10
	32	0,5	8	12	18
	33	1	10	12	4
	34	2	12	18	12
	35	0,5	20	30	10

Продолжение табл. 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	36	1	20	12	8
	37	2	12	16	16
	38	1	40	24	20
	39	1	10	20	12
	40	2	4	12	8
	41	1	8	4	12
	42	1	24	12	8
	43	2	8	10	4
	44	1	12	24	20
	45	1	36	12	24
	46	2	32	16	20
	47	1	16	8	8
	48	1	16	18	10
	49	2	12	20	12
	50	1	32	10	6
	51	1	24	20	4
	52	2	4	24	16
	53	1	8	30	10

Окончание табл. 4.2

Схема балки и нагрузки	Вариант	a, м	q, кН/м	M, кН·м	F, кН
	54	1	10	12	6
	55	2	4	10	8
	56	0,5	8	8	4
	57	1	20	12	6
	58	2	12	36	8
	59	1	24	16	12
	60	1	10	40	16
	61	0,5	12	18	10
	62	2	4	36	12
	63	1	10	20	10
	64	1	12	16	8
	65	2	4	16	12
	66	1	12	10	20
	67	2	8	32	16
	68	0,5	24	12	12
	69	1	10	18	12
	70	2	8	36	16
	71	0,5	20	42	8

Глава 5

СТАТИЧЕСКИ НЕОПРЕДЕЛИМЫЕ НЕРАЗРЕЗНЫЕ МНОГОПРОЛЕТНЫЕ БАЛКИ И ПЛОСКИЕ РАМЫ

5.1. Статически неопределимые балки

Цельная балка, лежащая на нескольких опорах, называется неразрезной. С промежуточными опорами такая балка обычно соединена шарнирно. Концевые опоры могут быть или шарнирными или защемленными.

Неразрезные балки представляют собой статически неопределимые системы, так как для их расчета уравнений статики недостаточно. Эти балки могут быть рассчитаны с помощью теоремы о трех моментах или методом сил.

В данном разделе рассматривается решение неразрезной балки по методу сил.

Способ расчета статически неопределимых систем, при котором за «лишние» неизвестные принимаются силы или моменты, называется **методом сил**. Для расчета статически неопределимой балки необходимо раскрыть ее статическую неопределимость, для чего эту балку освобождают сначала от «лишних» связей, превращая ее тем самым в статически определимую (геометрически неизменяемую) систему, называемую основной системой. Она может быть получена путем введения необходимого количества шарниров, балочных опор, путем разреза контура (чаще для рам) и др.

Дополнительные уравнения для нахождения «лишних» неизвестных составляются из условий, что взаимные перемещения основной системы в местах приложения «лишних» неизвестных равны нулю (условия совместности деформаций – условия неразрезности).

Степень статической неопределимости балки соответствует количеству «лишних» неизвестных. В качестве «лишних» неизвестных можно принимать реакции на опорах балки или опорные моменты. Для многопролетных неразрезных балок за «лишние» неизвестные удобнее принять опорные моменты. Опорными моментами называют суммарные моменты внутренних сил упругости, возникающих в поперечных сечениях над опорами.

На рис. 5.1, *а* показана дважды статически неопределимая балка. За «лишние» неизвестные приняты опорные моменты на первой и второй опорах. Моменты на нулевой и третьей опорах равны нулю (рис. 5.1, *б*).

Для определения «лишних» неизвестных воспользуемся условием:

$$\begin{aligned} \Delta_1 &= 0, \\ \Delta_2 &= 0, \end{aligned} \qquad (5.1)$$

где Δ_1 – суммарное возможное перемещение центра тяжести поперечного сечения от всех внешних нагрузок и от всех «лишних» неизвестных по направле-

нию действия первой «лишней» неизвестной X_1; Δ_2 – суммарное возможное перемещение центра тяжести поперечного сечения от всех внешних нагрузок и от всех «лишних» неизвестных по направлению действия второй «лишней» неизвестной X_2.

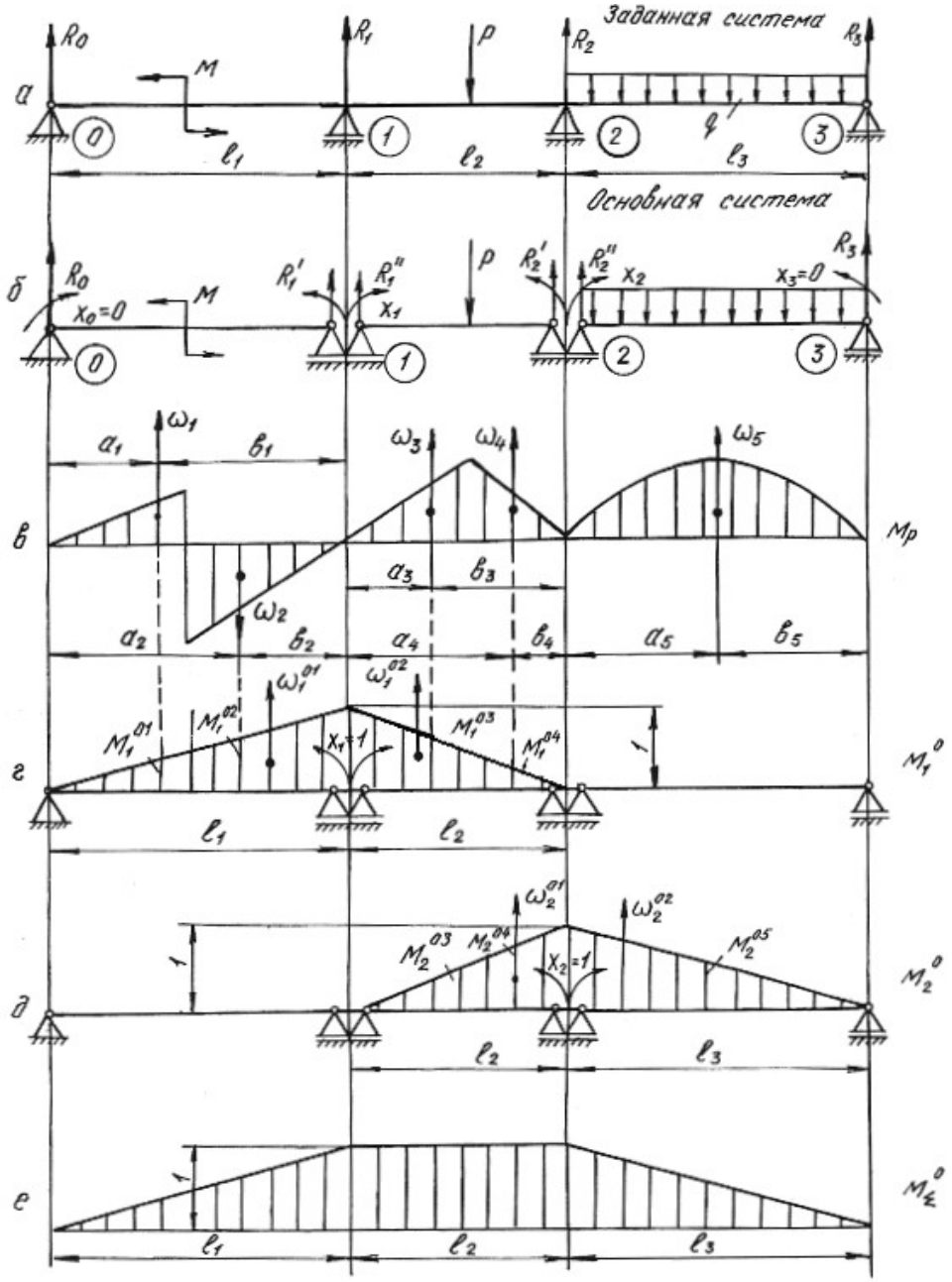


Рис. 5.1.

Эти перемещения в силу принципа независимости действия сил можно представить как сумму перемещений от каждой отдельной силы, приложенной к системе, т. е. от внешней нагрузки, обобщенно обозначаемой буквой *P,* и от неизвестных X_1, X_2, приложенных на опорах основной системы. Указанные пе-

ремещения выражаются через неизвестные X_1, X_2, нагрузку P и перемещения от единичных сил X_1=1, X_2=1.

$$\begin{aligned} \delta_{11}X_1 + \delta_{12}X_2 + \Delta_{1p} = 0, \\ \delta_{21}X_1 + \delta_{22}X_2 + \Delta_{2p} = 0. \end{aligned} \tag{5.2}$$

Эти уравнения носят название канонических уравнений метода сил. Число их равно степени статической неопределимости системы. На примере первого уравнения рассмотрим обозначения:

δ_{11} – возможное перемещение центра тяжести поперечного сечения от действия единичной силы $X_1 = 1$ по направлению действия первой «лишней» неизвестной X_1;

$\delta_{11}X_1$ – возможное перемещение, вызванное действием X_1 по ее направлению;

δ_{12} – возможное перемещение от единичной нагрузки $X_2 = 1$ по направлению X_1;

$\delta_{12}X_2$– возможное перемещение от второй «лишней» неизвестной X_2 по направлению X_1;

Δ_{1p} – возможное перемещение от всех внешних нагрузок по направлению «лишней» неизвестной X_1.

Коэффициенты канонических уравнений с одинаковыми числовыми индексами δ_{11}, δ_{22} называются *главными коэффициентами***.** Они всегда положительны. Коэффициенты с разными числовыми индексами δ_{21}, δ_{12} называются *побочными*. Они могут быть положительными или отрицательными. На основании теоремы о взаимности перемещений побочные коэффициенты $\delta_{21} = \delta_{12}$.

Свободные члены канонических уравнений Δ_{1p}, и Δ_{2p} еще называют *грузовыми членами*, так как они представляют собой перемещения от внешних нагрузок.

Для вычисления коэффициентов и грузовых членов канонических уравнений строим эпюры изгибающих моментов от единичных нагрузок (единичные эпюры) – рис. 5.1, *г*, *д* и эпюры изгибающих моментов от внешних нагрузок (грузовые эпюры) – рис. 5.1, *в*.

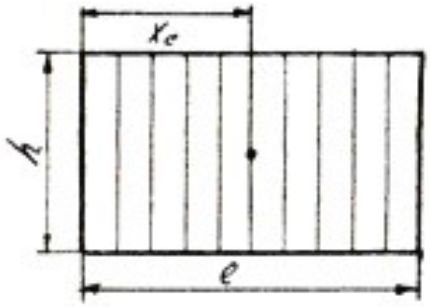
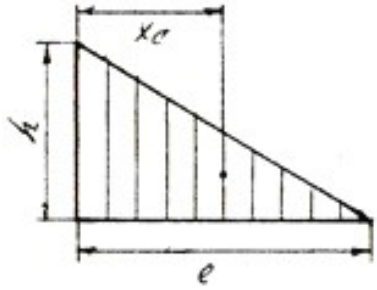
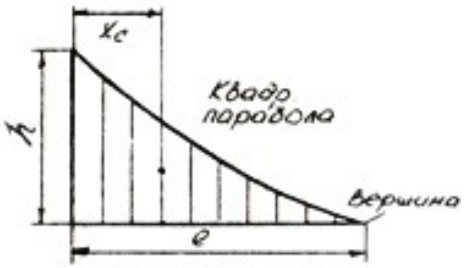
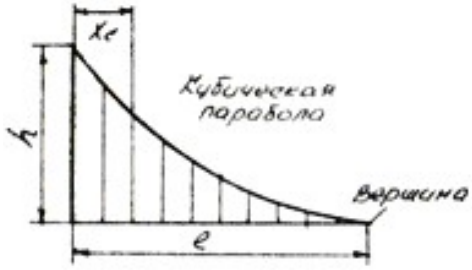
Коэффициенты уравнений и свободные члены находим путем перемножения эпюр по формуле Верещагина (или по формуле Симпсона)

$$\delta = \frac{1}{EJ}\sum \omega M_c^0, \tag{5.3}$$

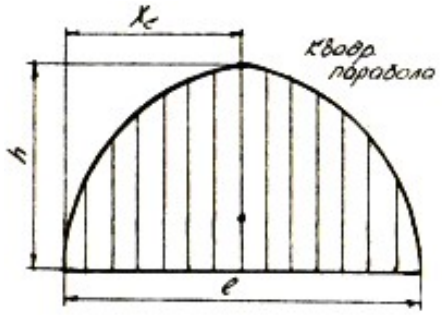
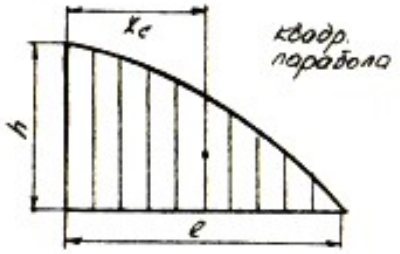
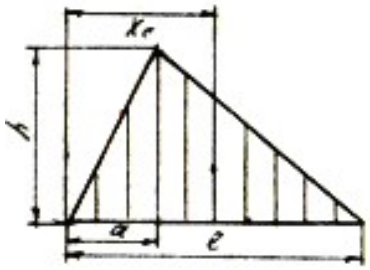
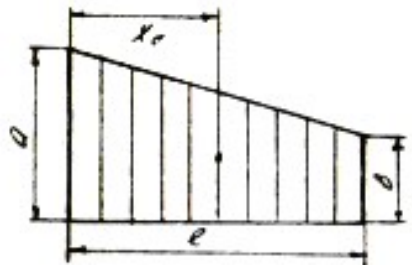
где ω – площадь эпюры изгибающих моментов; M_c^0 – ордината из единичной эпюры напротив центра тяжести грузовой эпюры; EJ – жесткость балки при изгибе.

Формулы для определения площадей и координат их центров тяжести приведены в табл. 5.1**.**

Таблица 5.1

Фигура	ω	x_c
	lh	$\frac{1}{2}l$
	$\frac{1}{2}lh$	$\frac{1}{3}l$
	$\frac{1}{3}lh$	$\frac{1}{4}l$
	$\frac{1}{4}lh$	$\frac{1}{5}l$

Окончание табл. 5.1

Фигура	ω	x_c
	$\frac{2}{3}lh$	$\frac{1}{2}l$
	$\frac{2}{3}lh$	$\frac{3}{8}l$
	$\frac{1}{2}lh$	$\frac{a+l}{3}$
	$l\frac{a+b}{2}$	$\frac{(a+2b)}{3(a+b)}l$

Главные коэффициенты δ_{11} и δ_{22} находим в результате перемножения единичных эпюр M_1^0, M_2^0 самих на себя

$$\delta_{11}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_1^0 M_{c1}^0=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_1\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_2\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+\frac{l_2}{3}\right);$$

$$\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_2^0 M_{c2}^0=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_2\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_3\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_2}{3}+\frac{l_3}{3}\right);$$

Побочные коэффициенты находим путем взаимного перемножения указанных единичных эпюр.

Для определения коэффициента δ_{12} берется площадь эпюры M_2^0 на участке длиной l_2, которая умножается на ординату с эпюры M_1^0

$$\delta_{12}=\delta_{21}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_2^0 M_{c1}^0=\frac{1}{EJ}\sum\omega_1^0 M_{c2}^0=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_2\cdot 1\right)\cdot\frac{1}{3}\cdot 1=\frac{l_2}{6\cdot EJ}.$$

Свободные члены уравнений находим путем умножения грузовых эпюр M_p на единичные M_1^0 и M_2^0

$$\Delta_{1p}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_p M_{c1}^0=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1 M_1^{01}-\omega_2 M_1^{02}+\omega_3 M_1^{03}+\omega_4 M_1^{04}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1\frac{a_1}{l_1}-\omega_2\frac{a_2}{l_1}+\omega_3\frac{b_3}{l_2}+\omega_4\frac{b_4}{l_2}\right),$$

где $\omega_1, \omega_2, \omega_3, \omega_4$ – площади грузовых эпюр; $M_1^{01}, M_1^{02}, M_1^{03}, M_1^{04}$ – ординаты, взятые из единичной эпюры M_1^0 напротив центров тяжести указанных площадей.

$$\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\sum\omega_p M_{c2}^0=\frac{1}{EJ}\left(\omega_3 M_2^{03}+\omega_4 M_2^{04}+\omega_5 M_2^{05}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(\omega_3\frac{a_3}{l_2}+\omega_4\frac{a_4}{l_2}+\omega_5\frac{b_5}{l_3}\right).$$

После подстановки найденных перемещений в канонические уравнения получим

$$\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+\frac{l_2}{3}\right)X_1+\frac{l_2}{6EJ}X_2+\frac{1}{EJ}\left(\omega_1\frac{a_1}{l_1}-\omega_2\frac{a_2}{l_1}+\omega_3\frac{b_3}{l_2}+\omega_4\frac{b_4}{l_2}\right)=0;$$

$$\frac{l_2}{6EJ}X_1+\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_2}{3}+\frac{l_3}{3}\right)X_2+\frac{1}{EJ}\left(\omega_3\frac{a_3}{l_2}+\omega_4\frac{a_4}{l_2}+\omega_5\frac{b_5}{l_3}\right)=0.$$

Во избежание ошибок при определении «лишних» неизвестных необходимо проверить правильность определения коэффициентов и свободных членов канонических уравнений. Для этого необходимо построить суммарную эпюру единичных моментов M_Σ^0.

При умножении по правилу Верещагина суммарной единичной эпюры M_{Σ}^{0} на единичную эпюру M_{1}^{0} должна получиться сумма коэффициентов первого канонического уравнения

$$\delta_{11}+\delta_{12}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_1\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(l_2\cdot 1\frac{1}{2}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+\frac{l_2}{2}\right).$$

При умножении суммарной эпюры M_{Σ}^{0} на эпюру M_{2}^{0} должна получиться сумма коэффициентов второго канонического уравнения

$$\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_3\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(l_2\cdot 1\frac{1}{2}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_3}{3}+\frac{l_2}{2}\right).$$

Эта проверка называется построчной.

Произведение суммарной единичной эпюры саму на себя должно быть равным сумме всех коэффициентов канонических уравнений

$$\delta_{11}+\delta_{12}+\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_1\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(l_2\cdot 1\cdot 1\right)+\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}l_3\cdot 1\frac{2}{3}\cdot 1\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(\frac{l_1}{3}+l_2+\frac{l_3}{3}\right).$$

Эта проверка называется универсальной.

Правильность определения грузовых членов уравнений состоит в следующем: их сумма должна равняться произведению грузовой эпюры M_p на суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0}

$$\Delta_{1p}+\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1\frac{a_1}{l_1}-\omega_2\frac{a_2}{l_1}+\omega_3\cdot 1+\omega_4\cdot 1+\omega_5\frac{b_5}{l_3}\right).$$

Убедившись в правильности определения коэффициентов и свободных членов уравнений методом последовательного исключения, находим «лишние» неизвестные X_1 и X_2 из канонических уравнений. При правильном определении «лишних» неизвестных после их подстановки в канонические уравнения, последние должны обращаться в тождества.

Учитывая опорные моменты и внешние нагрузки, определяют по уравнениям статики опорные реакции, строят эпюру поперечных сил Q_x и эпюру изгибающих моментов M_x.

Порядок решения неразрезной балки методом сил сводится к следующему:

1. Определяют степень статической неопределимости балки;

2. Выбирают основную систему (тем самым выбираются «лишние» неизвестные);

3. По числу «лишних» неизвестных составляются канонические уравнения;

4. Строят эпюры изгибающих моментов от действующих на основную систему внешних нагрузок – грузовые эпюры;

5. В местах действия «лишних» неизвестных и по направлению их действия прикладывают единичные моменты и строят эпюры изгибающих моментов от этих единичных моментов – единичные эпюры;

6. Вычисляют главные, побочные коэффициенты и свободные члены канонических уравнений и проверяют правильность их вычисления;

7. Методом последовательного исключения неизвестных решают канонические уравнения и определяют «лишние» неизвестные с последующей проверкой;

8. С помощью уравнений равновесия определяют опорные реакции заданной балки с последующей проверкой;

9. Строят эпюры поперечных сил Q_x и изгибающих моментов M_x;

10. Подбирают поперечное сечение балки заданного профиля;

11. Производят проверку на прочность и жесткость балки, если это требуется по условию задачи.

Пример 5.1.

Для заданной схемы стальной неразрезной балки (рис. 5.2, *а*) требуется:

1. Построить эпюры поперечных сил и изгибающих моментов;
2. Подобрать поперечное сечение двутаврового профиля (см. табл. П. 1), если $\sigma_{adm} = 160\,\text{МПа}$, $E = 2 \cdot 10^{11}$ Па.

Решение.

Определяем степень статической неопределимости балки. Она равна двум (числу опор без двух плюс единица из-за наличия жесткой заделки) и выбираем основную систему.

В качестве «лишних» неизвестных принимаются опорные моменты. Основная система показана на рис. 5.2, *б*.

Составляем канонические уравнения:

$$\delta_{11} X_1 + \delta_{12} X_2 + \Delta_{1p} = 0,$$

$$\delta_{21} X_1 + \delta_{22} X_2 + \Delta_{1p} = 0.$$

Для определения главных, побочных коэффициентов и свободных членов уравнений строим единичные эпюры M_1^0 (рис. 5.2, *г*), M_2^0 (рис. 5.2, *д*) и суммарную единичную эпюру M_Σ^0 (рис. 5.2, *е*). Грузовые эпюры M_p представлены на рис. 5.2, *в*.

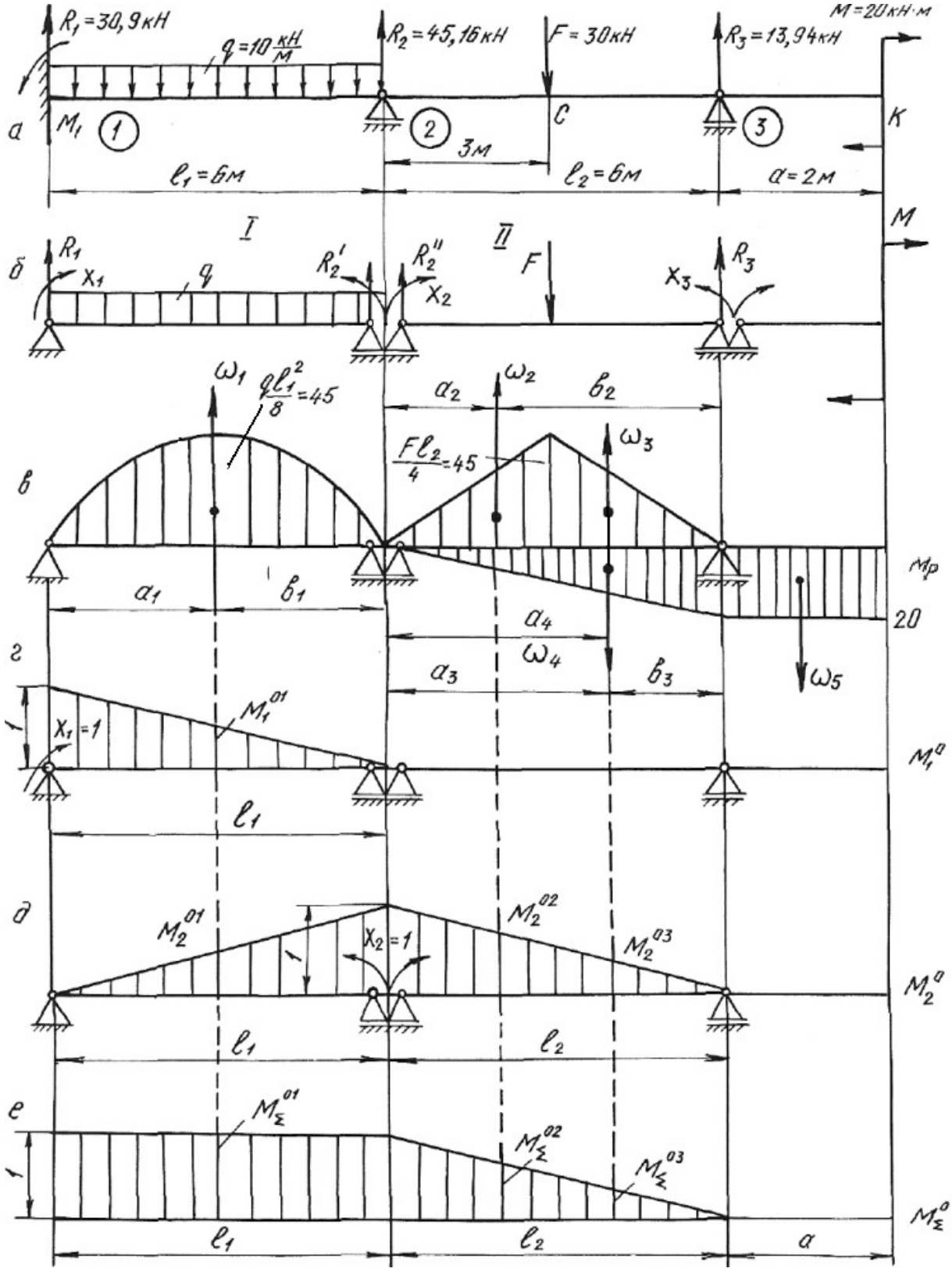

R1 = 30,9 кН
q = 10 кН/м
R2 = 45,16 кН
F = 30 кН
R3 = 13,94 кН
M = 20 кН·м
а
б
в
г
д
е
I
II
1
2
3
C
K
3 м
l1 = 6 м
l2 = 6 м
a = 2 м
M
X1
X2
X3
R2'
R2''
ω1
ω2
ω3
ω4
ω5
a1
b1
a2
b2
a3
b3
a4
Mр
20
M1^01
M2^01
M2^02
M2^03
M1^0
M2^0
MΣ^01
MΣ^02
MΣ^03
MΣ^0
l1
l2
a

Рис. 5.2.

Путем умножения эпюр M_1^0 и M_2^0 самих на себя, находим значения главных коэффициентов:

$$\delta_{11}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot 6\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{2{,}0}{EJ};$$

$$\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_2\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(2{,}0+2{,}0\right)=\frac{4{,}0}{EJ}.$$

Побочные коэффициенты определяем путем взаимного перемножения единичных эпюр M_1^0 и M_2^0

$$\delta_{12}=\delta_{21}=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot l_1\frac{1}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(\frac{1}{2}\cdot 1\cdot 6\cdot\frac{1}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}.$$

Находим свободные (грузовые) члены уравнений, перемножая эпюры изгибающих моментов от внешних нагрузок на единичные эпюры.

Площади грузовых эпюр:

$$\omega_1=\frac{2}{3}h_1l_1=\frac{2}{3}\cdot 4{,}5\cdot 10^4\cdot 6=18\cdot 10^4\ \text{Н}\cdot\text{м}^2;$$

$$\omega_2=\omega_3=\frac{1}{2}h_2\frac{l_2}{2}=\frac{1}{2}\cdot 4{,}5\cdot 10^4\cdot 3=6{,}75\cdot 10^4\ \text{Н}\cdot\text{м}^2;$$

$$\omega_4=\frac{1}{2}\cdot 20\cdot 10^3\cdot 6=6\cdot 10^4\ \text{Н}\cdot\text{м}^2.$$

Расстояния $a_1=b_1=3$ м; $a_2=b_3=2$ м; $b_2=a_3=4$ м; $a_4=4$ м.

$$\Delta_{1p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1M_1^{01}\right)=\frac{1}{EJ}\left(18\cdot 10^4\cdot\frac{1}{2}\cdot 1\right)=\frac{9\cdot 10^4}{EJ},$$

где M_1^{01}– ордината единичной эпюры M_1^0 напротив центра тяжести площади грузовой эпюры ω:

$$\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1M_2^{01}+\omega_2M_2^{02}+\omega_3M_2^{03}-\omega_4M_2^{04}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(18\cdot 10^4\cdot\frac{1}{2}\cdot 1-6\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{4}{6}+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}\right)=$$

$$=\frac{15{,}75\cdot 10^4}{EJ}-\frac{2\cdot 10^4}{EJ}=\frac{13{,}75\cdot 10^4}{EJ},$$

где M_2^{01}, M_2^{02}, M_2^{03}, M_2^{04}– ординаты единичной эпюры M_2^0 напротив центров тяжести площадей грузовых эпюр ω_1, ω_2, ω_3, ω_4.

Производим проверку правильности определения коэффициентов и свободных членов уравнений, для чего строим суммарную единичную эпюру M_Σ^0.

Построчная проверка. Перемножая суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0} на единичную эпюру M_{1}^{0}, должны получить сумму коэффициентов первого канонического уравнения

$$\delta_{11}+\delta_{12}=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot l_1\cdot\frac{1}{2}\cdot 1+0\right)=\frac{3}{EJ}.$$

При перемножении эпюры M_{Σ}^{0} на единичную эпюру M_{2}^{0} должны получить сумму коэффициентов второго канонического уравнения:

$$\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot l_1\cdot\frac{1}{2}\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot l_2\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot 6\cdot\frac{1}{2}\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot 6\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{5{,}00}{EJ}.$$

Универсальная проверка. Умножаем суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0} саму на себя. Должны получить сумму всех коэффициентов канонических уравнений:

$$\delta_{11}+\delta_{12}+\delta_{21}+\delta_{22}=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot l_1\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot l_2\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\cdot 1\right)=\frac{1}{EJ}\left(1\cdot 6\cdot 1+\frac{1}{2}\cdot 6\cdot 1\cdot\frac{2}{3}\right)=\frac{8{,}00}{EJ}.$$

Проводим проверку правильности определения грузовых членов уравнений.

Перемножением грузовой эпюры M_p на суммарную единичную эпюру M_{Σ}^{0} должны получить сумму свободных членов уравнений:

$$\Delta_{1p}+\Delta_{2p}=\frac{1}{EJ}\left(\omega_1 M_{\Sigma}^{01}+\omega_2 M_{\Sigma}^{02}+\omega_3 M_{\Sigma}^{03}-\omega_4 M_{\Sigma}^{04}\right)=$$

$$=\frac{1}{EJ}\left(18\cdot 10^4\cdot 1+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{4}{6}+6{,}75\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}-6\cdot 10^4\cdot\frac{2}{6}\right)=\frac{22{,}75\cdot 10^4}{EJ}.$$

Подставляем коэффициенты и свободные члены в канонические уравнения:

$$\frac{2{,}00}{EJ}X_1+\frac{1{,}00}{EJ}X_2+\frac{9\cdot 10^4}{EJ}=0.$$

$$\frac{1{,}00}{EJ}X_1+\frac{4{,}0}{EJ}X_2+\frac{13{,}75\cdot 10^4}{EJ}=0.$$

После сокращения на жесткость получаем:

$$2{,}00X_1+1{,}00X_2+9\cdot 10^4=0.$$

$$1{,}00X_1+4{,}00X_2+13{,}75\cdot 10^4=0.$$

Решая совместно эти уравнения, находим:

$$X_1=M_1=-3{,}18\cdot 10^4\ \text{Н·м}=-31{,}8\ \text{кН·м},$$

$$X_2 = M_2 = -2{,}64 \cdot 10^4 \text{ Нм} = -26{,}4 \text{ кН·м}.$$

На опоре № 3 (см. рис. 5.2, *а*) опорный момент будет равен моменту M со знаком минус:

$$X_3 = M_3 = -20 \text{ кН·м}.$$

Подставив найденные значения «лишних» неизвестных в канонические уравнения, убеждаемся в том, что эти уравнения превращаются в тождества.

Определяем опорные реакции заданной балки из уравнений статики:

$$\sum M_1^{\text{I}} = 0; \quad R_2^1 l_1 + M_2 - \frac{q l_1^2}{2} - M_1 = 0;$$

$$R_2^{'} = -\frac{M_2}{l_1} + \frac{q l_1}{2} + \frac{M_1}{l_1} = \frac{26{,}4}{6} + \frac{10 \cdot 6}{2} - \frac{31{,}8}{6} = 29{,}1 \text{ кН}.$$

$$\sum M_2^{\text{I}} = 0; \quad -R_1 l_1 - M_1 + \frac{q l_1^2}{2} + M_2 = 0;$$

$$R_1 = -\frac{M_1}{l_1} + \frac{q l_1}{2} + \frac{M_2}{l_1} = \frac{31{,}8}{6} + \frac{10 \cdot 6}{2} - \frac{26{,}4}{6} = 30{,}9 \text{ кН}.$$

$$\sum M_2^{\text{II}} = 0; \quad M_3 + R_3 l_3 - F\frac{l_2}{2} - M_2 = 0;$$

$$R_3 = -\frac{M_3}{l_2} + \frac{F}{2} + \frac{M_2}{l_2} = \frac{20}{6} + \frac{30}{2} - \frac{26{,}4}{6} = 13{,}94 \text{ кН}.$$

$$\sum M_3^{\text{II}} = 0; \quad -M_2 - R_2^2 l_2 + P\frac{l_2}{2} + M_3 = 0;$$

$$R_2^{''} = -\frac{M_2}{l_2} + \frac{F}{2} + \frac{M_3}{l_2} = \frac{26{,}4}{6} + \frac{30}{2} - \frac{20}{6} = 16{,}06 \text{ кН}.$$

Окончательно:

$$R_1 = 30{,}9 \text{ кН}; R_2 = R_2^{'} + R_2^{''} = 29{,}1 + 16{,}06 = 45{,}16 \text{ кН}; \; R_3 = 13{,}94 \text{ кН}.$$

Проверка:

$$\sum Y = 0; \quad R_1 + R_2 + R_3 - F - q \cdot l_1 = 0; \quad 30{,}9 + 45{,}16 + 13{,}94 - 30 - 10 \cdot 6 = 0.$$

Строим эпюру поперечных сил Q_x и эпюру изгибающих моментов M_x по правилам, принятым при построении эпюр для статически определимых балок (рис. 5.3**).**

$Q_1 = R_1 = 30{,}9$ кН;

$Q_2 = R_1 - q \cdot l_1 = 30{,}9 - 10 \cdot 6 = -29{,}1$ кН;

Затем скачок вверх на $R_2 = 45{,}16$ кН.

На участке от опоры 2 до сечения C: $Q_x = 16{,}06$ кН.

Затем скачок вниз в сечении C на силу F, $Q_C = 16{,}06 - 30 = -13{,}94$ кН.

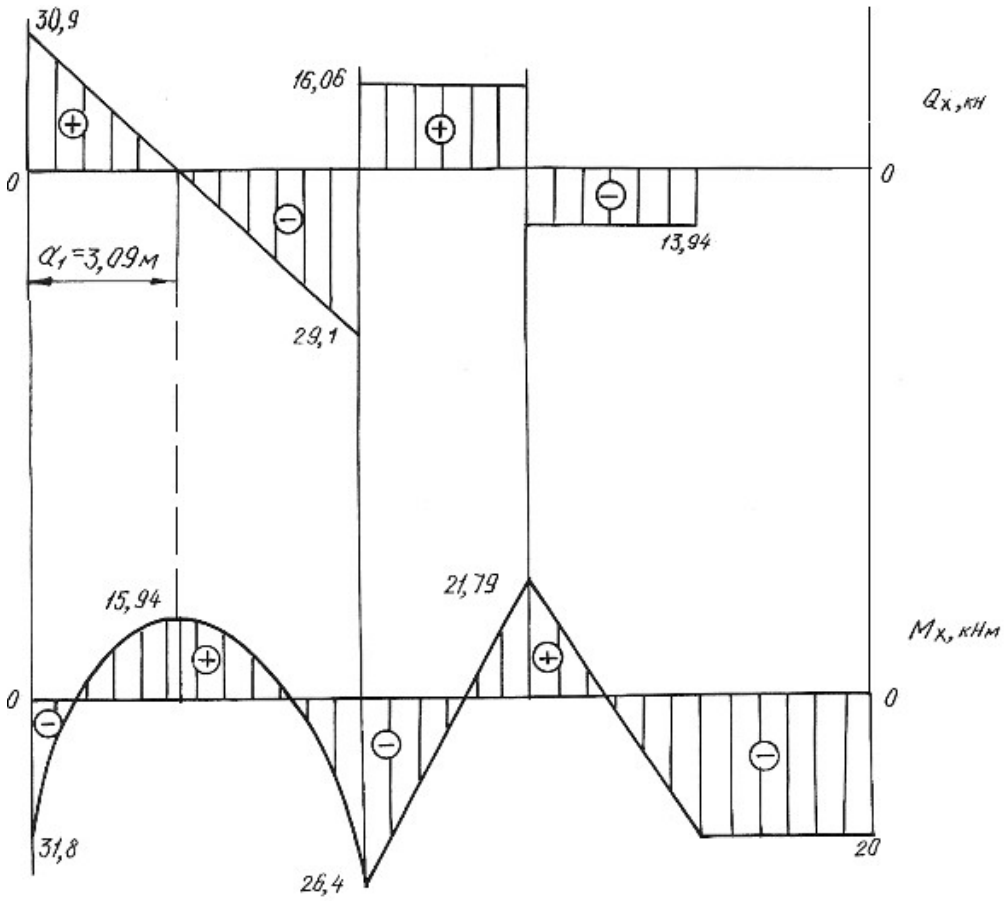


Рис. 5.3.

Находим расстояние *a*

$$\frac{30,9}{a_1}=\frac{29,1}{6-a_1},\ a_1=3,09\ \text{м}.$$

На участке от сечении *C* до опоры 3

$$Q_{C-3}=-13,94\ \text{кН}.$$

В левом крайнем сечении $M_x=-M_1=-31,8\ \text{кН}\cdot\text{м}$.

При $x=a_1=3,09\,\text{м}$

$$M_x=R_1a_1-\frac{qa_1^2}{2}-M_1=30,9\cdot3,09-\frac{10\cdot3,09^2}{2}-31,8=15,94\ \text{кН}\cdot\text{м}$$

В сечении над опорой 2

$$M_x=-M_1+R_1l_1-\frac{ql_1^2}{2}=-31,8+30,9\cdot6-\frac{10\cdot6^2}{2}=-26,4\ \text{кН}\cdot\text{м}.$$

До сечения *C* расчет производим справа:

$$M_k=-M=-20\ \text{кН}\cdot\text{м},$$

$$M_C=-M+R_3\cdot3=-20+13,93\cdot3=21,79\ \ \text{кН}\cdot\text{м}.$$

На участке балки от сечения *K* до опоры 3: $M_x = -20$ кН·м.

По сортаменту проката в соответствии с ГОСТ 8239-89 подбираем поперечное сечение двутаврового профиля, используя условие прочности

$$M_{\max} \le \sigma_{adm} \cdot W_{н.о.},$$

откуда $W_{н.о.} \ge \dfrac{M_{\max}}{\sigma_{adm}} = \dfrac{31{,}8 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 1{,}98 \cdot 10^{-4}$ м^3 $= 198$ см^3.

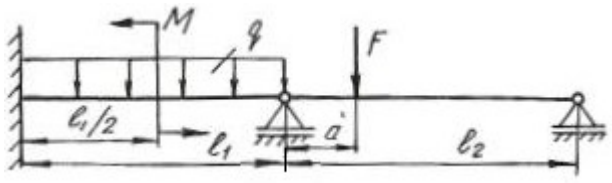
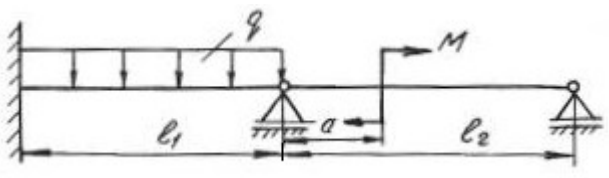
Принимаем двутавр № 20а, для которого $W_{н.о.} = W_x^{табл.} = 203$ см^3, $J_{н.о.} = J_x^{табл.} = 2030$ см^4, $A = 28{,}9$ см^2.

5.2. Задания для расчета статически неопределимых балок

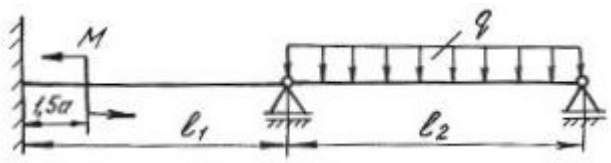
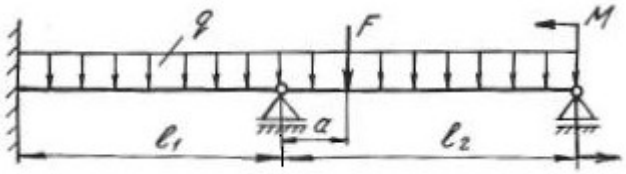
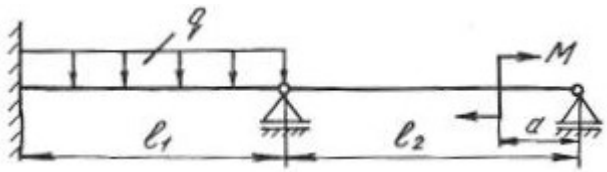
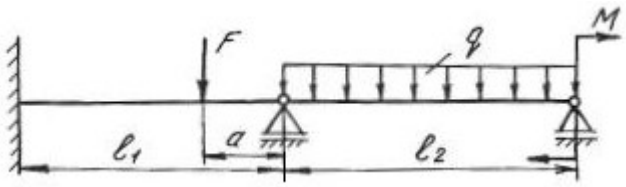
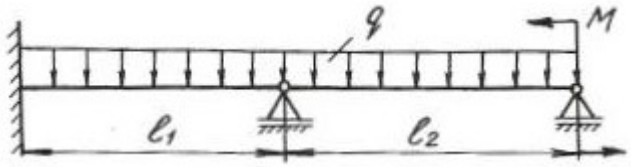
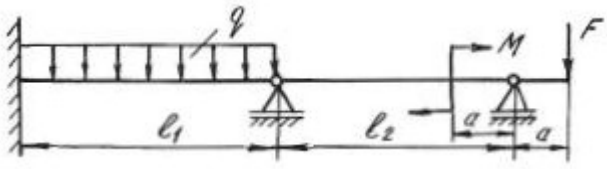
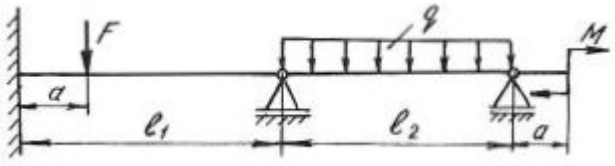
Для заданной схемы неразрезной балки при заданных значениях длин и нагрузок в соответствии с указанным номером варианта требуется:

1. Определить степень статической неопределимости балки, выбрать основную систему.
2. Составить канонические уравнения по методу сил.
3. Вычислить коэффициенты при неизвестных и свободные члены канонических уравнений. Проверить правильность их определения.
4. После определения неизвестных построить эпюры поперечных сил и изгибающих моментов.
5. Подобрать поперечное сечение балки двутаврового профиля (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа. Данные для расчета взять из табл. 5.2.

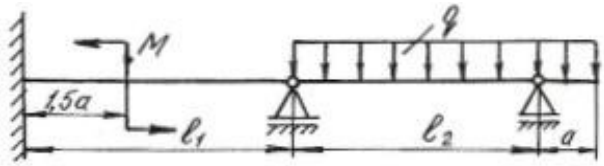
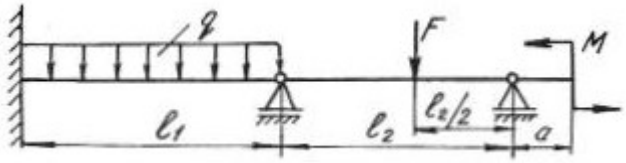
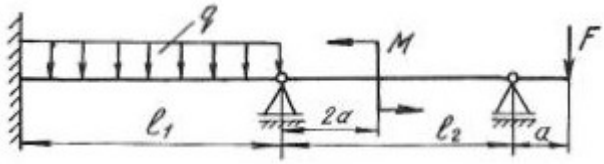
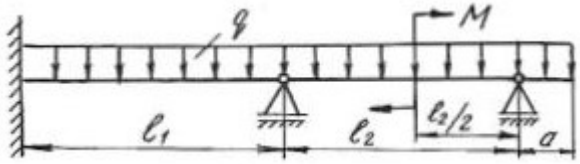
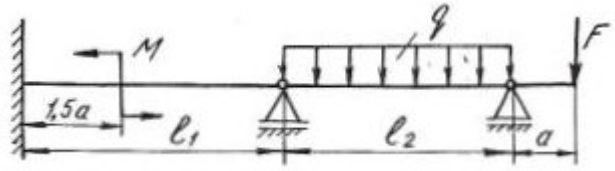
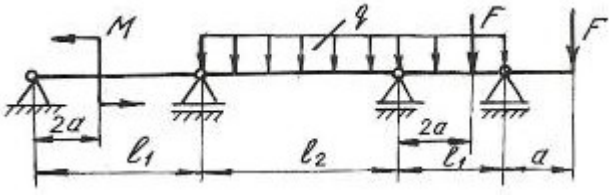
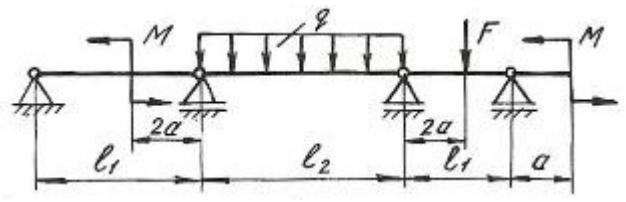
Таблица 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер варианта	*M*, кН·м	*F*, кН	*q*, кН/м	l_1, м	l_2, м	*a*, м
	1	10	10	15	3,5	5,0	0,5
	2	20	11	15	2,5	4,0	0,5
	3	30	12	15	4,0	4,0	0,5
	4	15	13	10	3,0	5,5	0,5
	5	20	14	10	3,5	5,0	0,5
	6	25	15	10	2,5	5,0	0,4

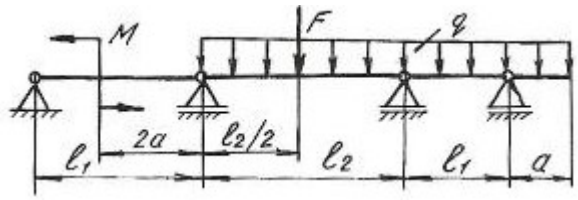
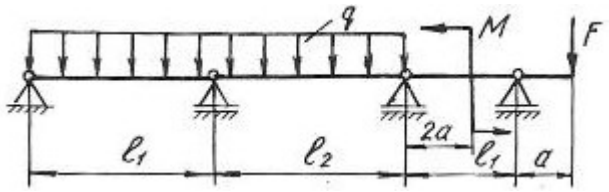
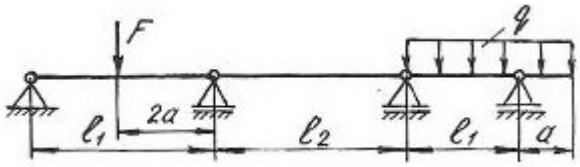
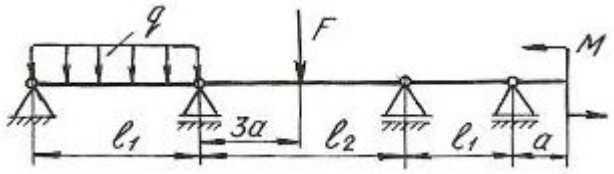
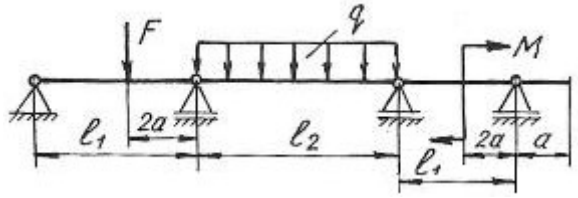
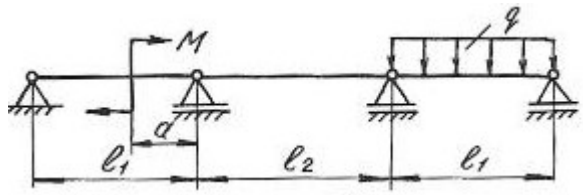
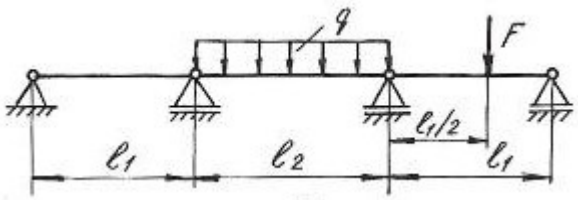
Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	7	10	10	10	5,0	5,0	0,4
	8	15	11	15	3,5	6,0	0,6
	9	20	12	20	3,5	5,0	0,4
	10	10	15	20	4,0	5,0	0,4
	11	20	20	10	2,0	5,0	0,5
	12	30	25	10	3,0	4,0	0,6
	13	30	11	15	2,0	5,0	0,4
	14	40	10	15	4,5	5,0	0,5
	15	20	12	15	3,5	5,5	0,6
	16	15	12	10	3,5	4,5	0,5
	17	20	10	10	2,6	5,2	0,4
	18	25	11	10	2,0	5,0	0,8
	19	25	20	20	3,5	6,0	0,5
	20	20	25	15	3,0	5,5	0,8
	21	15	10	10	3,5	3,5	0,8
	22	20	10	10	3	5	0,5
	23	30	11	10	4	6	0,4
	24	25	12	10	5	6	0,6
	25	20	15	10	2	3	0,4
	26	30	16	10	3	4	0,5
	27	40	20	10	4	5	0,6

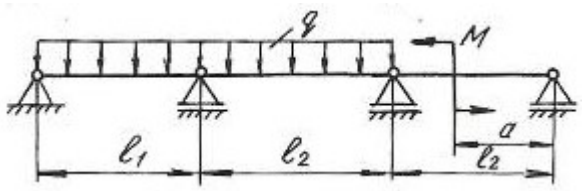
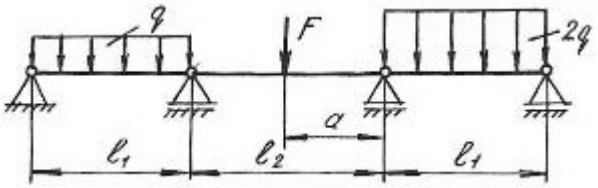
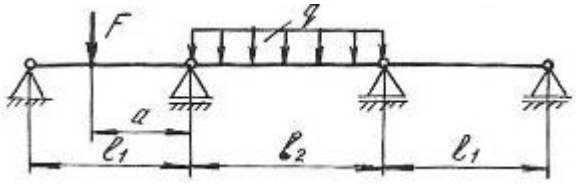
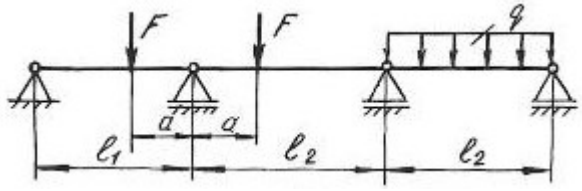
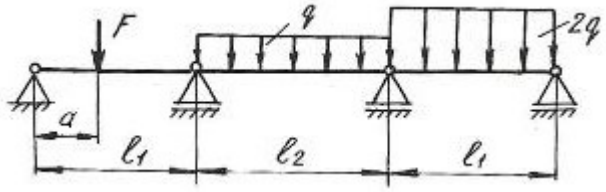
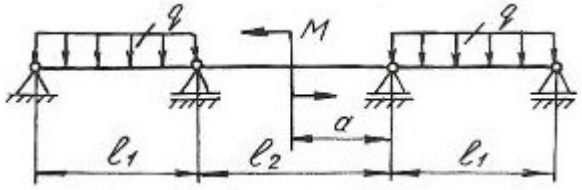
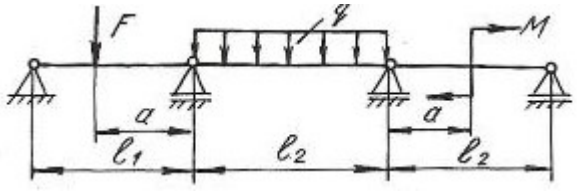
Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	28	15	10	15	3	5	0
	29	20	15	15	4	6	0,5
	30	25	20	15	5	6	0,4
	31	30	12	20	2	3	0,4
	32	35	14	15	3	4	0,5
	33	40	16	20	2,5	5	0,6
	34	10	20	10	3	5,5	0,4
	35	15	15	15	2,5	4	0,5
	36	20	10	20	5	6	0,6
	37	20	12	15	4	6	0,4
	38	15	14	20	3,5	4	0,6
	39	10	16	25	4	5	0,5
	40	10	10	30	2,5	4	0,4
	41	15	20	20	3	5	0,5
	42	20	30	10	4	6	0,6
	43	10	15	10	3	5	0,4
	44	20	25	12	4	5	0,5
	45	30	35	14	5	6	0,6
	46	40	10	10	2	5	0,5
	47	20	25	16	3	4	0,6
	48	10	30	10	4	6	0,4

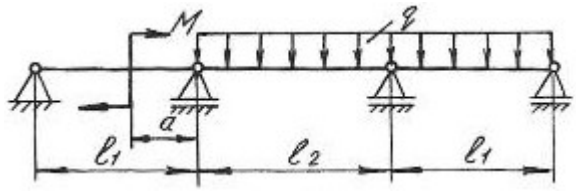
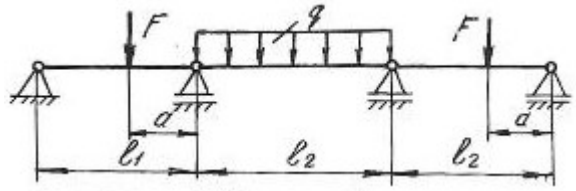
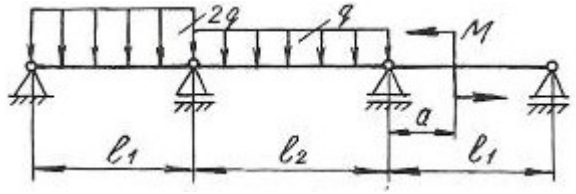
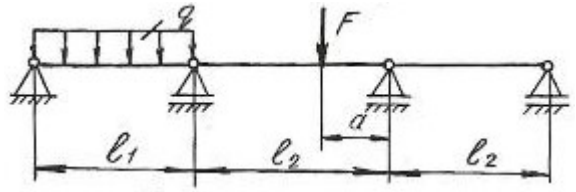
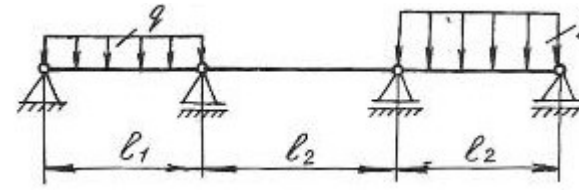
Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	49	30	25	12	5	6	0,5
	50	15	15	15	6	5	0,4
	51	10	20	20	2	4	0,6
	52	10	20	10	4	5	0,5
	53	20	15	12	5	6	0,5
	54	30	40	14	4	6	0,5
	55	25	20	16	3	4	0,4
	56	35	30	10	5	6	0,5
	57	40	15	12	4	5	0,6
	58	10	20	14	5	6	0,6
	59	15	30	16	2	4	0,5
	60	20	40	10	4	5	0,4
	61	25	10	12	3	5	0,3
	62	35	15	14	5	6	0,6
	63	40	20	16	6	4	0,5
	64	10	–	10	3	4	0,5
	65	20	–	15	4	5	0,6
	66	30	–	12	5	6	0,4
	67	–	12	40	2	3	0,6
	68	–	14	30	3	4	0,5
	69	–	16	25	4	5	0,4

Продолжение табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	70	30	–	20	4	5	0,4
	71	20	–	15	3	4	0,6
	72	40	–	30	2	3	0,8
	73	–	20	20	3	3	0,5
	74	–	15	15	4	5	0,5
	75	–	16	30	5	6	0,5
	76	–	40	20	4	5	0,4
	77	–	30	10	3	5	0,5
	78	–	20	12	2	3	0,6
	79	–	10	20	2	3	0,6
	80	–	12	15	4	5	0,8
	81	–	15	10	6	6	0,5
	82	–	20	12	3	4	0,5
	83	–	10	15	4	5	0,6
	84	–	15	20	5	6	0,8
	85	20	–	12	3	5	0,5
	86	30	–	15	4	6	0,6
	87	40	–	20	5	6	0,8
	88	10	20	12	3	4	0,4
	89	15	30	14	4	6	0,6
	90	20	40	16	5	5	0,5

Окончание табл. 5.2

Схема закрепления и нагружения балки	Номер вари-анта	M, кН·м	F, кН	q, кН/м	l_1, м	l_2, м	a, м
	91	12	–	20	5	6	0,5
	92	15	–	30	4	5	0,5
	93	20	–	40	6	4	0,4
	94	–	20	12	5	6	0,5
	95	–	30	15	4	5	0,6
	96	–	40	16	6	4	0,4
	97	20	–	20	3	4	0,5
	98	30	–	30	4	5	0,5
	99	40	–	40	5	6	0,6
	100	–	12	10	6	4	0,4
	101	–	15	15	3	3	0,5
	102	–	20	20	4	5	0,6
	103	–	–	20	5	5	0,8
	104	–	–	30	6	6	0,6
	105	–	–	40	4	8	0,5

5.3. Статически неопределимые рамы

Плоской рамой называется геометрически неизменяемая система, состоящая из стержней, лежащих в одной плоскости и жестко соединенных между собой. Горизонтальные стержни рам называются *ригелями*, вертикальные – *стойками.*

Статически неопределимой рамой называется такая геометрически неизменяемая система, у которой реакции или все внутренние суммарные силовые факторы, возникающие в сечениях ее элементов при действии произвольной нагрузки, не могут быть определены из уравнений статики.

Расчет статически неопределимой рамы сводится к построению эпюр изгибающих моментов M_x, поперечных сил Q_x и нормальных сил N_x, на основании которых подбираются сечения, или проверяются напряжения в опасных сечениях различных элементов, или определяется несущая способность системы.

В пособии рассмотрено только построение эпюр M_x, Q_x, N_x, а также подбор поперечного сечения, так как это наиболее трудоемкая часть расчета.

Степень статической неопределимости плоской рамы определяется следующим образом:

1. Замкнутый контур (рама, оба конца которой жестко защемлены) имеет степень статической неопределимости, равную трем.

2. Наличие шарнира в раме понижает степень статической неопределимости на единицу.

3. Наличие подвижной опоры также понижает степень статической неопределимости на единицу.

Определение усилий в статически неопределимой раме связано с необходимостью составления дополнительных уравнений – уравнений совместности деформаций. Число этих уравнений должно быть равно степени статической неопределимости рамы.

Прежде, чем составлять уравнение деформаций, следует превратить заданную статически неопределимую раму в статически определимую, геометрически неизменяемую, устранив из нее «лишние» связи. Такая система называется *основной* системой.

Если к основной системе, кроме заданной нагрузки, приложить реакции устраненных связей, то деформации этой системы и возникающие в ней внутренние усилия, будут такими же, как и в заданной системе. То есть, обе системы будут эквивалентными.

В заданной системе в направлениях имеющихся связей перемещений быть не может. Поэтому, в основной системе перемещения в направлении отброшенных связей должны быть равны нулю.

Способ расчета статически неопределимых систем, при котором за «лишние» неизвестные принимаются силы и моменты, называется *методом сил.*

Данный метод рассмотрен при расчете статически неопределимых неразрезных балок в начале этой главы. Определение коэффициентов уравнений и грузовых членов и их проверки рассмотрены также при расчете балок.

Построение эпюр изгибающих моментов, поперечных и продольных сил.

При расчете рам на прочность в каждом поперечном сечении необходимо определять три силовых фактора: продольную силу N_x, поперечную силу Q_x, изгибающий момент M_x.

Продольная сила N_x равна алгебраической сумме проекций всех сил, действующих по одну сторону от сечения на продольную ось бруса. Если сила вызывает растяжение, она положительна, сжатие – отрицательна.

При построении эпюр продольных сил их значения откладываются симметрично от оси бруса в обе стороны с указанием знака.

Поперечная сила Q_x равна алгебраической сумме проекций на нормаль к оси бруса всех сил, действующих по одну сторону от сечения.

Если поперечная сила относительно сечения вращает часть бруса по часовой стрелке, то она положительна. Противоположное направление следует считать отрицательным. Условимся положительные ординаты откладывать снаружи контура, отрицательные – внутри.

При построении эпюр поперечных сил их значения откладываются по одну сторону от оси бруса с указанием знака.

Изгибающий момент M_x равен сумме моментов всех сил, взятых по одну сторону от сечения, относительно оси, проходящей через центр сечения перпендикулярно плоскости рамы. Условно принято построение эпюр изгибающих моментов со стороны растянутых волокон.

Общий порядок расчета статически неопределимых рам по методу сил сводится к следующему.

1. Определяют степень статической неопределимости рамы.
2. Удаляют «лишние» связи. Полученную таким образом основную систему загружают заданными силами и реакциями отброшенных связей.
3. В местах действия «лишних» неизвестных и по направлению их действия прикладывают единичные силы и строят эпюры изгибающих моментов от единичных сил, а также суммарную единичную эпюру.
4. Строят эпюры изгибающих моментов от действующих на основную систему внешних нагрузок.
5. Вычисляют главные, побочные коэффициенты и свободные члены канонических уравнений и проверяют правильность их определения.
6. Составляют и решают канонические уравнения, определяя «лишние» неизвестные.
7. Определяют остальные реакции с помощью уравнений статики.

8. Вычисляют значения изгибающих моментов, поперечных и нормальных сил и строят эпюры.

9. Подбирают поперечное сечение заданного профиля.

Пример 5.2.

Для заданной схемы статически неопределимой рамы (рис. 5.4, *а*), при заданных значениях длин и нагрузок, построить эпюры изгибающих моментов, нормальных и поперечных сил. Жесткости стоек и ригеля одинаковы.

Решение.

Заданная система освобождается от наложенных на нее связей. Действия связей заменяются реакциями. Установим степень статической неопределимости рамы: 3(замкнутый контур) − 2(наличие двух шарниров) = 1, т. е. рама однажды статически неопределима.

За «лишнюю» неизвестную X_1 принимаем реакцию H_b. Нагружаем основную систему (рис. 5.4, *б*) заданными внешними силами и реакцией отброшенной связи. Выбирая основную систему, необходимо помнить, что она должна быть статически определимой и геометрически неизменяемой.

В месте действия «лишней» неизвестной и по направлению ее действия прикладываем единичную силу $X_1 = 1$ и строим единичную эпюру.

Рассмотрим подробно построение этой эпюры. Покажем реакции опор (рис. 5.5), их три. Определим эти реакции по уравнениям статики:

$$\sum X = 0; \qquad H'_a - X_1 = 0; \qquad H'_a = 1;$$

$$\sum M_A = 0; \quad -X_1 \cdot 3 + R'_b \cdot 4 = 0; \qquad R'_b = \frac{3}{4} = 0{,}75;$$

$$\sum M_B = 0; \quad -H'_a \cdot 3 + R'_a \cdot 4 = 0; \quad R'_a = \frac{3}{4} = 0{,}75.$$

Проверка правильности вычисления реакций:

$$\sum Y = 0; \qquad -R'_a + R'_b = 0; \qquad 0 = 0.$$

Получили тождество, следовательно, реакции определены правильно.

Разбиваем раму на участки, граница участка там, где приложены сосредоточенные силы и для рамы граница участка, где жестко соединяется стойка с ригелем. Участков три, находим значения изгибающих моментов на границах участков. На всех участках эпюра изгибающих моментов очерчена наклонной прямой, эпюра изгибающих моментов показана на рис. 5.4, *в*.

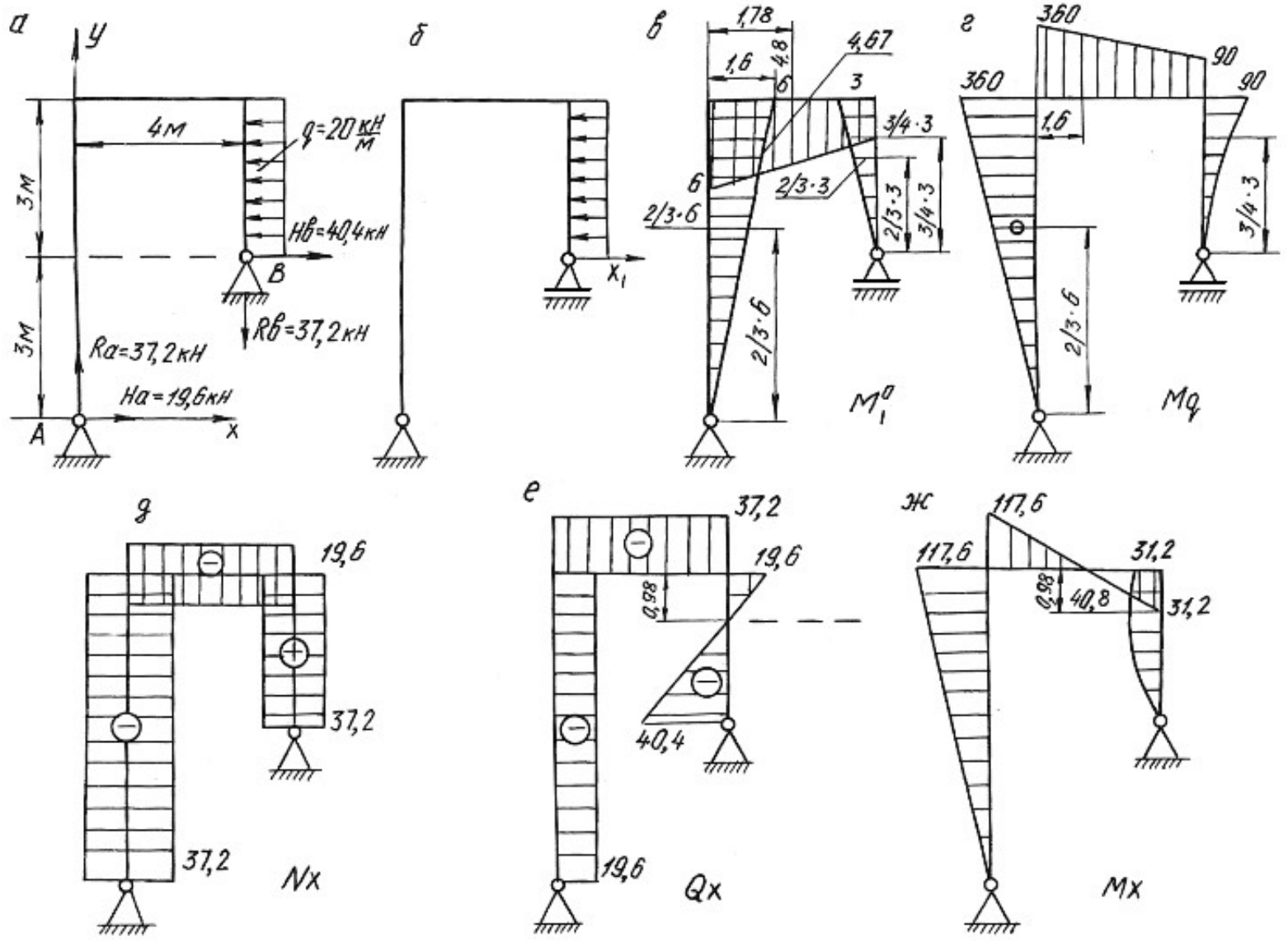

а
y
4м
q=20 кН/м
3м
HB=40,4кН
B
3м
RB=37,2кН
Ra=37,2кН
Ha=19,6кН
A
x
б
x1
в
1,78
1,6
4,8
4,67
6
3
3/4·3
6
2/3·3
2/3·6
2/3·3
3/4·3
2/3·6
M1q
г
360
90
360
90
1,6
3/4·3
2/3·6
Mq
д
19,6
37,2
37,2
Nx
е
37,2
19,6
0,98
40,4
19,6
Qx
ж
117,6
117,6
31,2
0,98
40,8
31,2
Mx

Рис. 5.4.

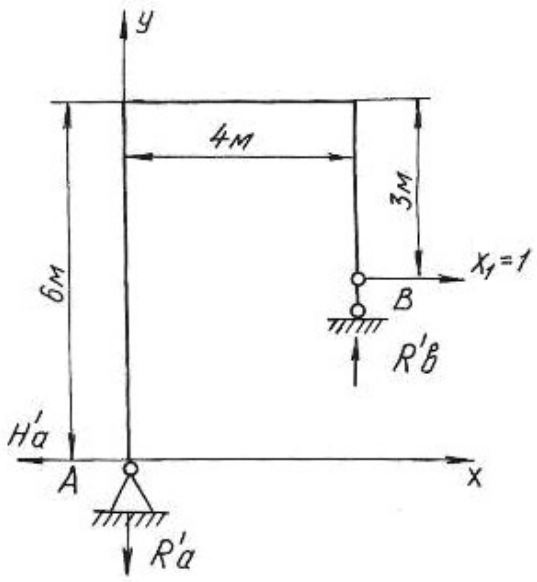


Рис. 5.5.

Строим эпюру изгибающих моментов от действия на основную систему внешней равномерно распределенной нагрузки интенсивностью q (рис. 5.4, *г*). По приведенной выше методике определяем реакции опор, разбиваем раму на участки, определяем значения изгибающих моментов на границах участков и по контрольным правилам строим эпюру изгибающих моментов.

По числу «лишних» неизвестных записываем канонические уравнения метода сил

$$\delta_{11}X_1 + \Delta_{1p} = 0\,.$$

Перемещение δ_{11} определяется перемножением единичной эпюры самой на себя

$$\delta_{11} = \sum \frac{\omega_1^0 M_{c1}^0}{EJ},$$

где ω_1^0 – площадь единичной эпюры; M_{c1}^0 – ордината единичной эпюры под ее центром тяжести.

$$\delta_{11} = \sum \frac{\omega_1^0 M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}6\cdot 6\right)\left[\frac{2}{3}\cdot 6\right] + \left(\frac{1}{2}3\cdot 3\right)\left[\frac{2}{3}\cdot 3\right] + \left(\frac{(3+6)}{2}4\right)[4{,}67]\right\} = \frac{165{,}06}{EJ}.$$

На участке по ригелю площадь эпюры изгибающих моментов представлена трапецией. Посмотрим подробнее как определить центр тяжести площади, площадь и ординату под ее центром тяжести (рис. 5.6).

$$C=\frac{4\left(2\cdot 3+6\right)}{3\left(3+6\right)}=1,78\text{ м};\quad \omega_0=\frac{1}{2}\left(3+6\right)\cdot 4=18\text{ кН}\cdot\text{м}^2,$$

где ω_0 –площадь трапеции.

$$M_c^0=\left(3+1,67\right)=4,67\text{ кН}\cdot\text{м},$$

где M_c^0 – ордината под центром тяжести трапеции.

Отрезок $1,67$ определяем из подобия треугольников $3:4=x:2,22$.

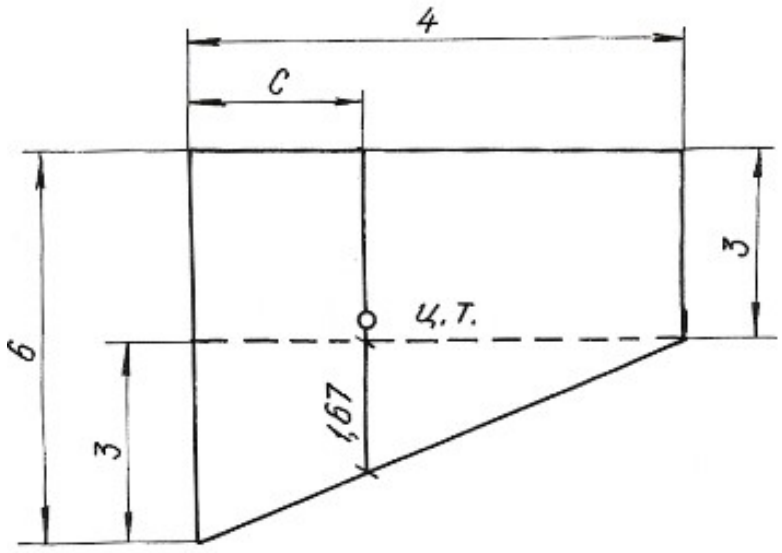


Рис. 5.6.

Перемещение Δ_{1p} получаем перемножением грузовой эпюры M_q на единичную M_1^0

$$\Delta_{1p}=\sum\frac{\omega_p M_{c1}^0}{EJ},$$

где ω_p – площадь грузовой эпюры; M_{c1}^0 – ордината с первой единичной эпюры под центром тяжести грузовой.

$$\Delta_{1p}=\frac{1}{EJ}\left\{-\left(\frac{1}{2}360\cdot 6\right)\left[\frac{2}{3}6\right]-\left(\left(\frac{90+360}{2}\right)\cdot 4\right)[4,8]-\left(\frac{1}{3}90\cdot 3\right)\left[\frac{3}{4}3\right]\right\}=-\frac{6682,5}{EJ}.$$

Полученные значения δ_{11} и Δ_{1p} подставляем в уравнения, определяем X_1:

$$\frac{165{,}06 \cdot X_1}{EJ} - \frac{6682{,}5}{EJ} = 0, \quad X_1 = 40{,}4\,\text{кН}.$$

Зная реакцию $H_b = X_1$, по уравнениям статики определяем R_a, H_a, R_b:

$$\sum X = 0, \qquad H_b + H_a - q \cdot 3 = 0, \qquad H_a = 19{,}6 \text{ кН};$$

$$\sum M_a = 0, \quad H_b \cdot 3 + R_b \cdot 4 - q \cdot 3 \cdot 4{,}5 = 0, \qquad R_b = 37{,}2 \text{ кН};$$

$$\sum M_b = 0, \quad H_a \cdot 6 - R_a \cdot 4 + q \cdot 3 \cdot 1{,}5 = 0, \qquad R_a = 37{,}2 \text{ кН}.$$

Проверка правильности вычисления реакций:

$$\sum Y = 0, \qquad R_a + R_b = 0.$$

Строим эпюры M_x, Q_x, N_x известным способом. Эпюры приведены на рисунке 5.4, *д*, *е*, *ж*.

Пример 5.3.

Для заданной схемы статически неопределимой рамы (рис. 5.7, *а*)**,** при заданных значениях длин и нагрузок, построить эпюры изгибающих моментов, нормальных и поперечных сил. Подобрать поперечное сечение двутаврового профиля (см. табл. П. 1) при $\sigma_{adm} = 160$ МПа. Жесткости стойки и ригеля одинаковы.

Решение.

Заданная система освобождается от наложенных на нее связей. Действия связей заменяются реакциями. Установим степень статической неопределимости рамы: 3(замкнутый контур) – 1(наличие одного шарнира) = 2, т. е. рама дважды статически неопределима.

За «лишние» неизвестные принимаем $H_b = X_1$, $R_b = X_2$, тем самым выбираем основную систему. Нагружаем основную систему внешними силами (*q*, *M*) и реакциями отброшенных связей (X_1, X_2). Отбрасывая «лишние» связи, следует помнить, что основная система должна быть статически определимой и геометрически неизменяемой.

В местах действия «лишних» неизвестных и по направлению их действия прикладываем единичные силы $X_1 = 1$ и $X_2 = 1$ и строим эпюры изгибающих моментов от этих сил.

Строим эпюры изгибающих моментов от действия на основную систему внешних сил *q* и *M*.

Методика построения эпюр изгибающих моментов от единичных сил и внешних нагрузок, приложенных к основной системе, подробно рассмотрена при решении примера 5.1 и здесь не приводится.

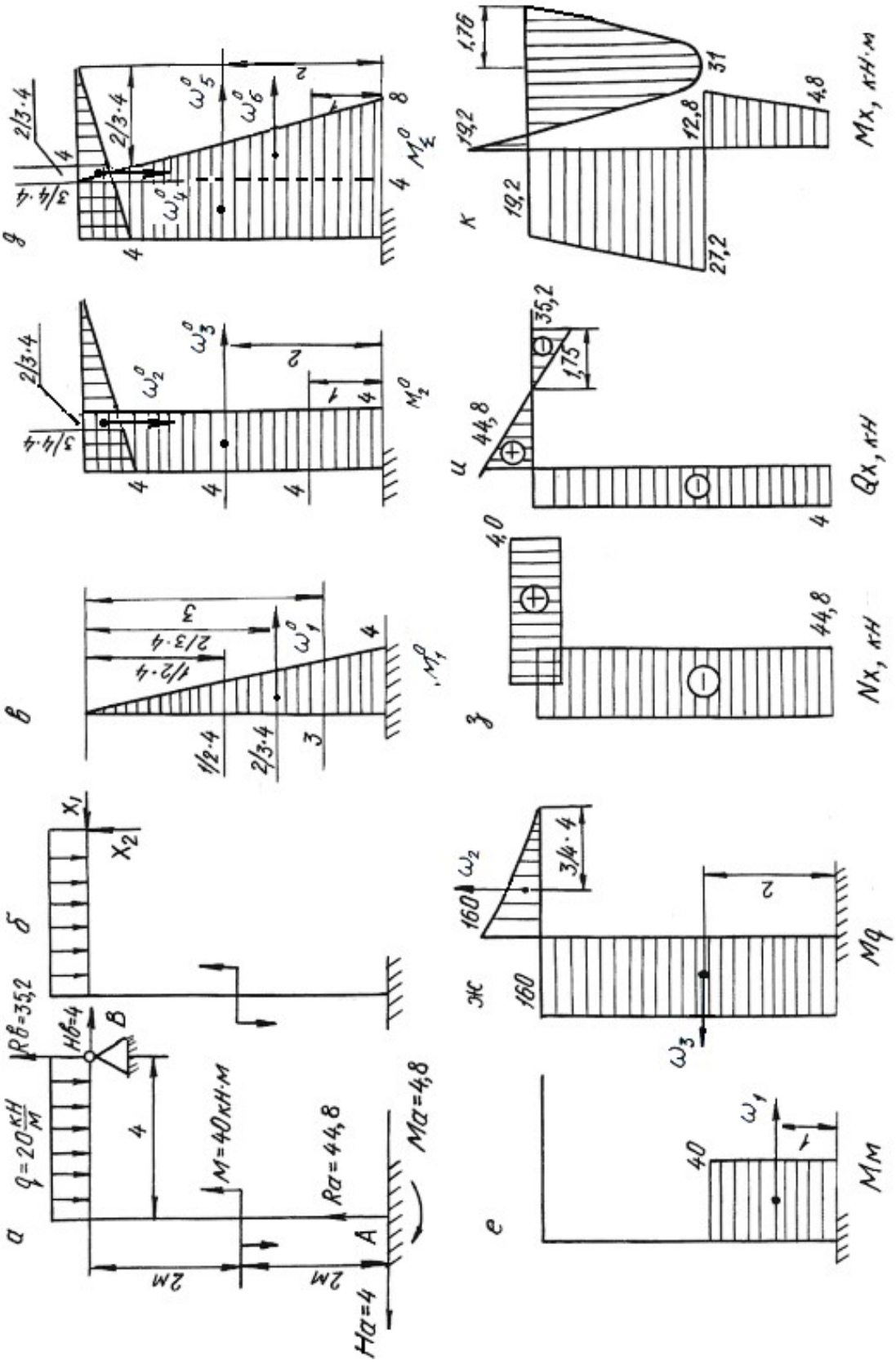


Рис. 5.7.

Составляем канонические уравнения метода сил:

$$\delta_{11}X_1 + \delta_{12}X_2 + \Delta_{1p} = 0;$$
$$\delta_{21}X_1 + \delta_{22}X_2 + \Delta_{2p} = 0.$$

Вычисляем коэффициенты и свободные члены канонических уравнений:

$$\delta_{11} = \sum \frac{\omega_1^0 M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}4\cdot 4\right)\left[\frac{2}{3}4\right]\right\} = \frac{21{,}3}{EJ},$$

$$\delta_{22} = \sum \frac{\omega_2^0 M_{c2}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}4\cdot 4\right)\cdot\left[\frac{2}{3}4\right] + (4\cdot 4)[4]\right\} = \frac{85{,}3}{EJ},$$

$$\delta_{21} = \delta_{12} = \sum \frac{\omega_2^0 M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\{(4\cdot 4)[2]\} = \frac{32}{EJ},$$

$$\Delta_{1p} = \sum \frac{\omega_p M_{c1}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\{(40\cdot 2)[3] - (160\cdot 4)[2]\} = -\frac{1040}{EJ},$$

$$\Delta_{2p} = \sum \frac{\omega_p \cdot M_{c2}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{(40\cdot 2)[4] - (160\cdot 4)[4] - \left(\frac{1}{3}160\cdot 4\right)\left[\frac{3}{4}4\right]\right\} = -\frac{2880}{EJ}.$$

Проверяем правильность вычисления коэффициентов и свободных членов канонических уравнений. Для этого строим суммарную единичную эпюру M_Σ^0.

Для проверки правильности вычисления коэффициентов канонических уравнений применяем универсальную проверку:

$$\delta_{11} + \delta_{12} + \delta_{22} + \delta_{21} = \sum \frac{\omega_\Sigma^0 M_{C\Sigma}^0}{EJ};$$

$$\delta_{11} + \delta_{12} + \delta_{22} + \delta_{21} = \frac{1}{EJ}\left\{\left(\frac{1}{2}(4+8)\cdot 4\right)[6{,}22] + \left(\frac{1}{2}4\cdot 4\right)\left[\frac{2}{3}4\right]\right\} = \frac{170{,}6}{EJ}.$$

Поверяем правильность вычисления грузовых членов

$$\Delta_{1p} + \Delta_{2p} = \sum \frac{\omega_p M_{c\Sigma}^0}{EJ} = \frac{1}{EJ}\left\{(40\cdot 2)[7] - (160\cdot 4)[6] - \left(\frac{1}{3}160\cdot 4\right)\left[\frac{3}{4}4\right]\right\} =$$
$$= -\frac{3920}{EJ}.$$

В обоих случаях получили тождества, значит коэффициенты и свободные члены канонических уравнений определены правильно.

Подставляем вычисленные значения коэффициентов в канонические уравнения, определяем неизвестные X_1 и X_2:

$$\left.\begin{aligned} 21{,}3 \cdot X_1 + 32 \cdot X_2 - 1040 = 0 \\ 32 \cdot X_1 + 85{,}3 \cdot X_2 - 2880 = 0 \end{aligned}\right\}$$

$X_1 = -4$ кН; $X_2 = 35{,}2$ кН.

Сила X_1 получилась со знаком «минус», это говорит о том, что направление реакции будет противоположно единичной силе.

Зная реакции H_b и R_b, по уравнениям статики определяем остальные реакции

$$\begin{aligned} &\sum X = 0, \quad H_b - H_a = 0, && H_a = 4 \text{ кН;} \\ &\sum M_a = 0, \quad M - M_a - q \cdot 4 \cdot 2 + R_b \cdot 4 - H_b \cdot 4 = 0, && M_a = 4{,}8 \text{ кН·м;} \\ &\sum M_в = 0, \quad M - M_a - H_a \cdot 4 - R_a \cdot 4 + q \cdot 4 \cdot 2 = 0, && R_a = 44{,}8 \text{ кН·м.} \end{aligned}$$

Проверка:

$$\sum Y = 0, \quad R_a + R_b - q \cdot 4 = 0, \quad 35{,}2 + 44{,}8 - 80 = 0.$$

Строим эпюры изгибающих моментов, поперечных и нормальных сил по контрольным правилам. Эпюры приведены на рис. 5.7.

Выявляем опасное сечение рамы, где одновременно M_x и N_x имеют большие значения. Это сечение левой стойки, где $N_X = -44{,}8$ кН, $M_X = 27{,}2$ кН·м.

Условие прочности

$$\sigma_{\max} = \pm\frac{N_x}{A} \pm \frac{M_x}{W_z} \le \sigma_{\text{adm}}.$$

Выбираем сечение по моменту M_x

$$\frac{M_x}{W_z} \le \sigma_{\text{adm}} = 160 \text{ МПа}. \quad W_z \ge \frac{27{,}2 \cdot 10^3}{160 \cdot 10^6} = 1{,}7 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3 = 170 \text{ см}^3.$$

По сортаменту проката выбираем двутавр № 20, $W_z = W_x^{\text{табл.}} = 184$ см^3, $A_{\text{табл.}} = 26{,}8$ см^2.

Производим проверку с учетом силы N_x:

$$\sigma_{\max} = -\frac{44{,}8 \cdot 10^3}{26{,}8 \cdot 10^{-4}} - \frac{27{,}2 \cdot 10^3}{184 \cdot 10^{-6}} = -1{,}67 \cdot 10^7 - 0{,}148 \cdot 10^9 \text{ Па} = 164{,}7 \text{ МПа},$$

$\sigma_{\max} = 164{,}7$ МПа> $\sigma_{\text{adm}} = 160$ МПа.

Отклонение (перегруз) $\delta = \dfrac{164{,}7 - 160}{160} \cdot 100 = 2{,}93\,\% < 5\,\%$, что допустимо.

5.4. Задания для расчета плоских рам

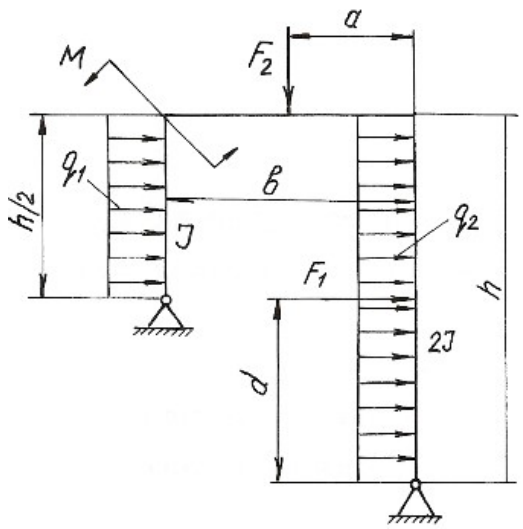
Для расчетной схемы статически неопределимой рамы при заданных значениях длин и нагрузок, определяемых в соответствии с указанным номером варианта, требуется:

1. Определить степень статической неопределимости рамы. Выбрать основную систему.
2. Составить канонические уравнения метода сил.
3. Вычислить коэффициенты при неизвестных и свободные члены канонических уравнений. Проверить правильность их вычисления.
4. Построить эпюры изгибающих моментов, поперечных и продольных сил.
5. Подобрать поперечное сечение элементов рамы в виде двутавра (см. табл. П. 1) при $\sigma_{\text{adm}} = 160$ МПа.

Данные для расчета взять из табл. 5.3.

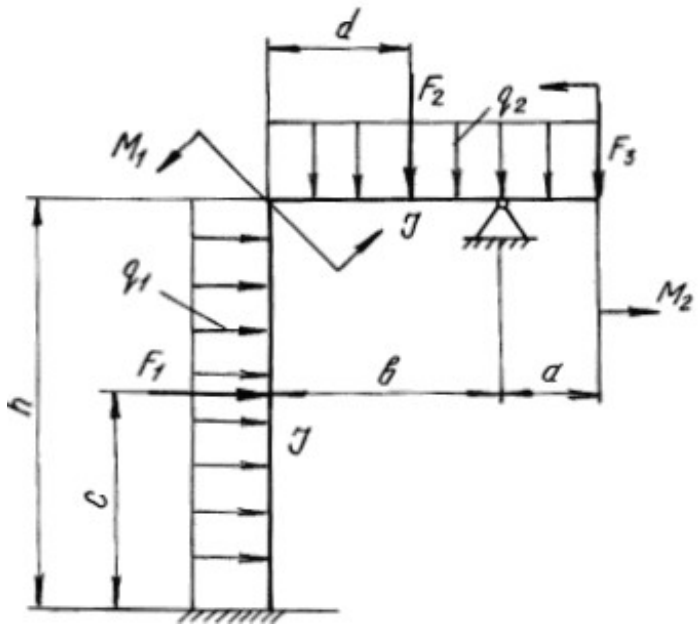
Таблица 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	M, кН·м
1	10	5	–	–	20	–	–	–	80
2	9	5	–	–	–	15	–	–	10
3	9	6	–	–	–	–	–	–	60
4	9	4	–	5	15	–	40	–	–
5	10	4	2	–	–	20	–	30	–
6	8	5	3	–	–	–	–	60	–
7	8	6	–	–	–	–	–	–	10
8	8	5	–	5	–	–	40	–	–
9	9	6	3	–	–	–	–	50	80
10	9	6	5	–	–	–	40	–	–



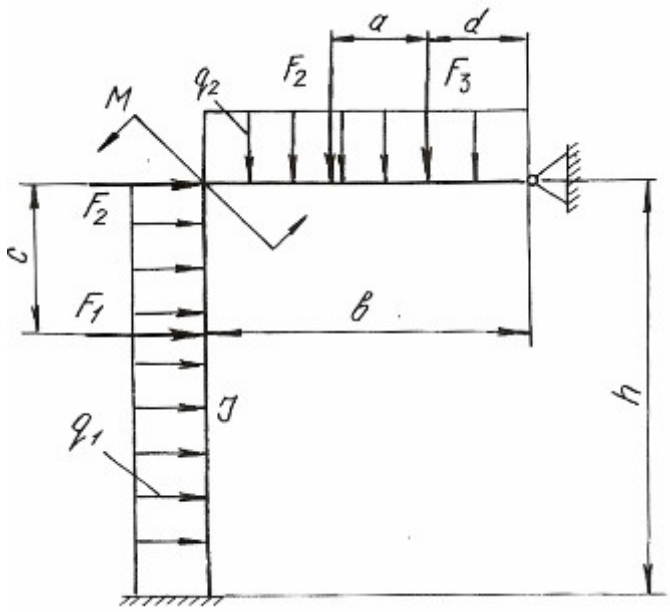
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M_1, кН·м	M_2, кН·м
11	10	5	0,5	6	–	20	–	40	–	–	–	–
12	11	6	0,4	6	–	–	20	40	–	–	–	–
13	11	5	0,3	4	–	–	–	30	–	–	–	10
14	9	4	0,6	–	–	–	25	–	–	–	–	12
15	9	5	0,4	–	4	30	–	–	60	–	–	–
16	8	4	0,3	–	3	–	–	–	30	20	–	–
17	8	4	0,3	–	–	–	–	–	–	30	10	–
18	6	3	0,2	–	–	25	–	–	–	–	15	80
19	7	4	0,6	–	3	–	–	–	30	20	12	–
20	10	6	0,6	–	–	–	30	–	–	–	10	–



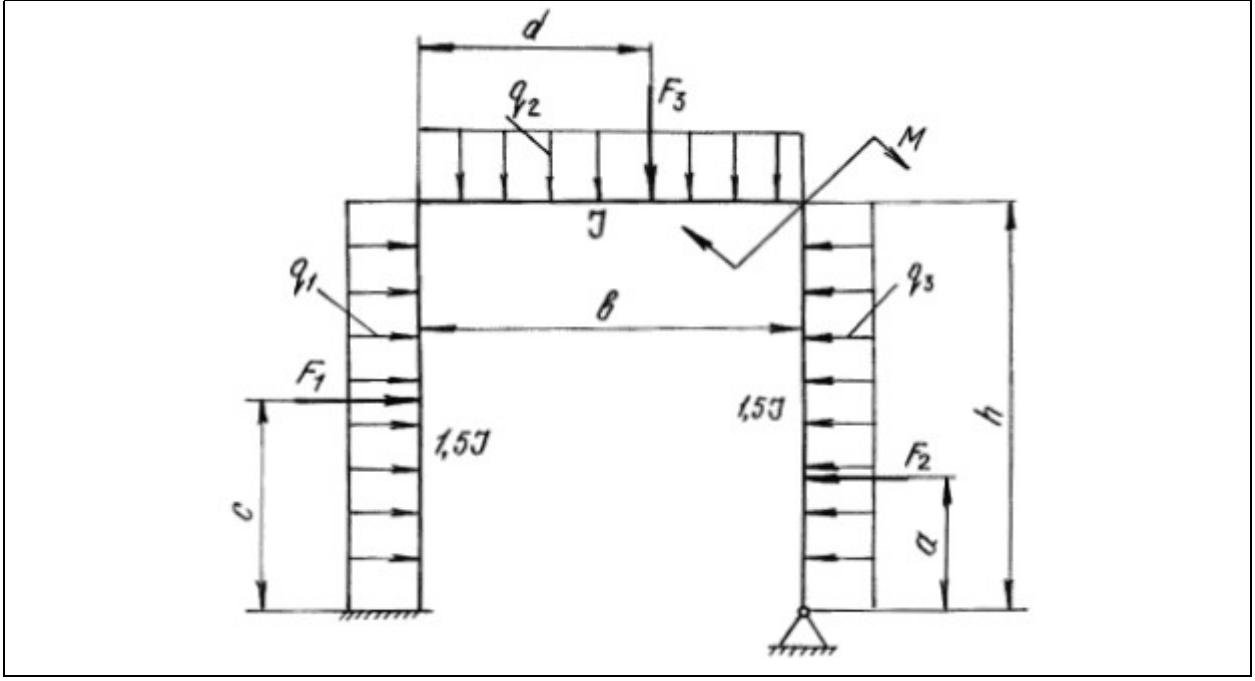
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M_1, кНм	M_2, кН·м
21	10	8	–	–	–	20	–	–	–	–	–	20
22	10	7	2	–	2	30	–	–	–	–	20	–
23	10	6	–	2	–	–	–	–	30	20	–	–
24	8	6	–	–	–	20	30	–	–	–	–	–
25	8	6	–	3	–	–	20	–	20	–	–	–
26	9	5	–	–	–	–	20	–	–	–	–	15
27	9	6	2	–	1	–	–	–	–	40	20	–
28	7	5	2	–	1	–	–	–	–	–	30	–
29	8	4	2	–	1	–	–	–	–	–	20	20
30	8	6	–	–	–	–	–	–	50	20	–	10



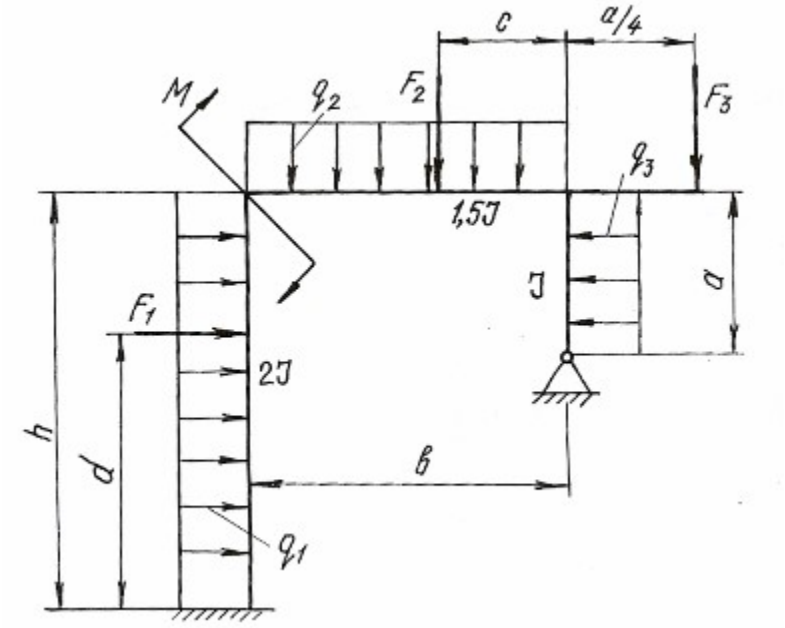
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
31	10	4	0,5	–	–	12	–	–	–	–	–	10
32	9	5	0,4	–	–	–	20	–	–	–	–	15
33	8	4	0,3	–	–	–	–	20	–	30	–	–
34	8	6	0,3	–	4	20	–	–	–	–	40	–
35	8	4	0,4	–	–	–	20	–	–	30	–	–
36	6	5	0,3	5	–	–	–	20	60	–	–	–
37	10	5	0,4	–	4	–	–	–	–	40	50	–
38	8	4	0,3	–	–	–	–	–	–	30	–	12
39	12	6	0,5	–	4	–	–	–	–	–	40	15
40	12	6	0,6	3	–	–	–	25	10	–	–	–



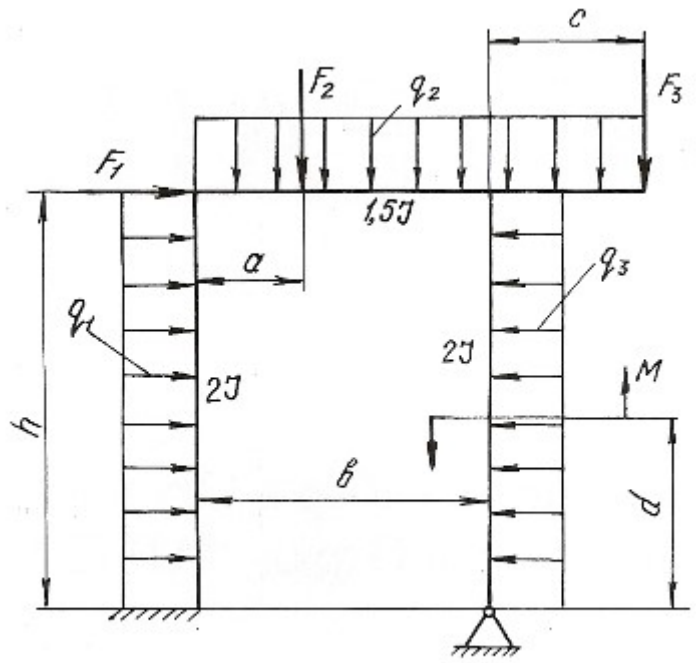
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	*h*, м	*b*, м	*a*, м	*c*, м	*d*, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	*M*, кН·м
41	10	5	4	–	–	20	–	–	–	–	–	50
42	9	6	4	–	–	–	15	–	–	–	–	10
43	8	6	5	–	–	–	–	20	–	–	30	–
44	8	5	6	–	2	15	–	–	30	–	–	–
45	8	4	5	2	–	–	20	–	–	40	–	–
46	9	6	3	–	5	–	–	15	40	–	–	–
47	9	8	4	2	–	–	–	–	–	10	–	60
48	9	6	6	–	–	–	–	–	–	–	40	10
49	10	8	5	3	–	–	–	–	–	20	40	–
50	10	6	4	1	4	–	–	–	10	25	–	–



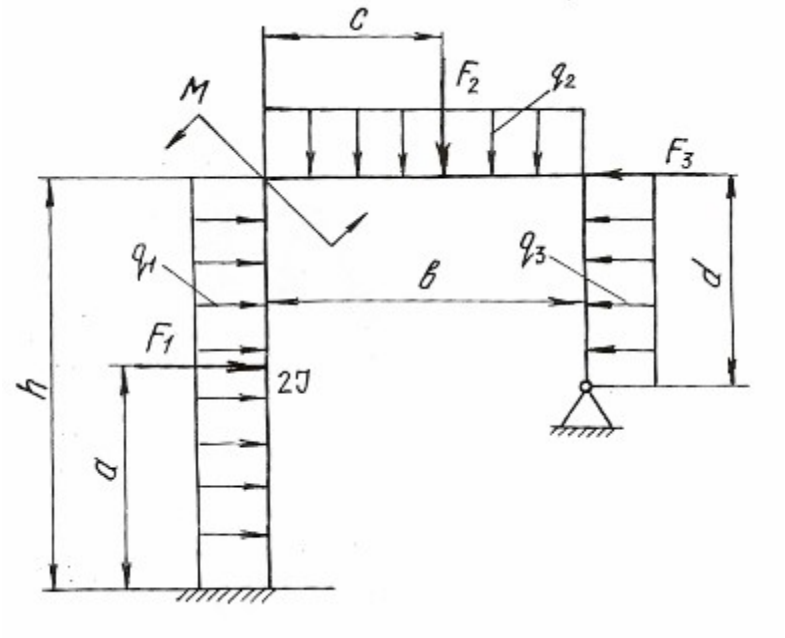
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
51	8	4	0,6	0,5	5	20	–	–	–	–	–	50
52	10	5	0,5	0,6	–	–	20	–	20	30	–	–
53	8	4	0,4	0,4	–	–	–	25	–	20	–	–
54	6	4	0,3	0,4	4	–	–	–	–	–	30	14
55	12	6	0,6	0,5	–	–	–	–	40	20	–	–
56	10	4	0,4	0,3	2	15	–	–	–	–	–	10
57	8	5	0,3	0,3	2	–	15	–	–	–	–	12
58	8	5	0,4	0,4	–	–	–	20	30	–	–	–
59	9	5	0,5	0,6	–	–	–	–	–	30	40	–
60	9	4	0,6	0,5	–	–	30	–	–	20	–	–



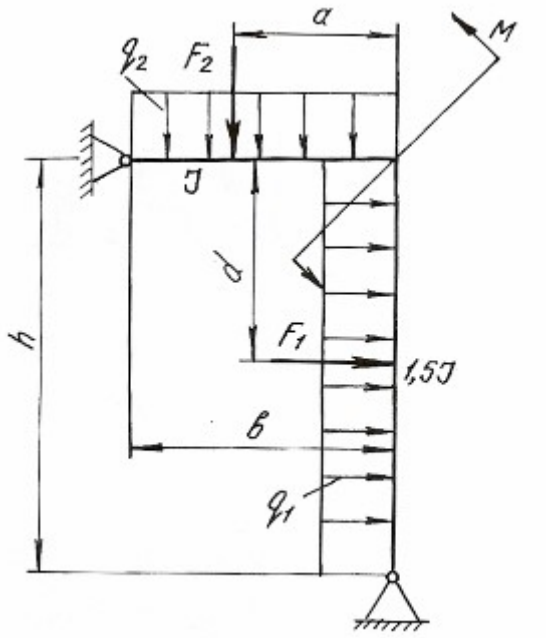
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
61	8	4	4	–	4	20	–	–	50	–	–	–
62	10	5	–	2,5	5	–	20	–	–	30	–	–
63	6	3	–	–	3	–	–	20	–	–	30	–
64	12	6	5	–	6	–	–	20	50	–	–	–
65	10	4	–	–	5	–	20	–	–	–	–	80
66	8	4	–	–	5	15	–	–	–	–	20	–
67	8	5	–	2	5	20	–	–	–	40	–	–
68	8	4	–	–	4	–	–	–	–	–	80	40
69	9	4	–	3	5	–	–	–	–	60	–	40
70	10	5	8	–	5	–	15	–	60	–	–	–



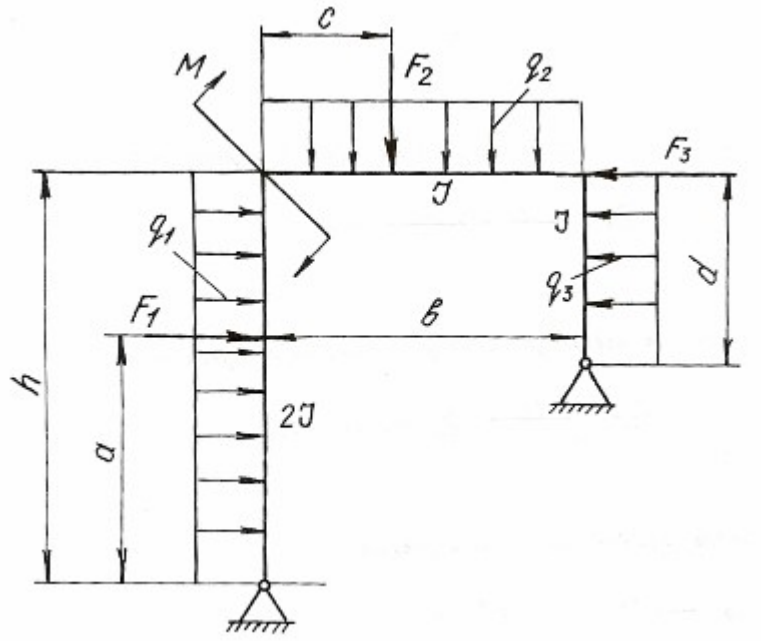
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	M, кН·м
71	10	5	2,5	–	20	–	–	80	–
72	10	6	–	–	–	15	–	–	–
73	10	4	2	–	–	–	–	–	–
74	10	5	–	–	15	–	–	80	–
75	9	5	–	–	–	20	–	–	–
76	9	6	–	–	–	–	–	–	60
77	9	4	2	–	–	–	–	10	–
78	8	6	3	–	–	–	–	80	10
79	8	6	3	4	–	–	40	60	–
80	8	5	–	4	–	–	30	–	–



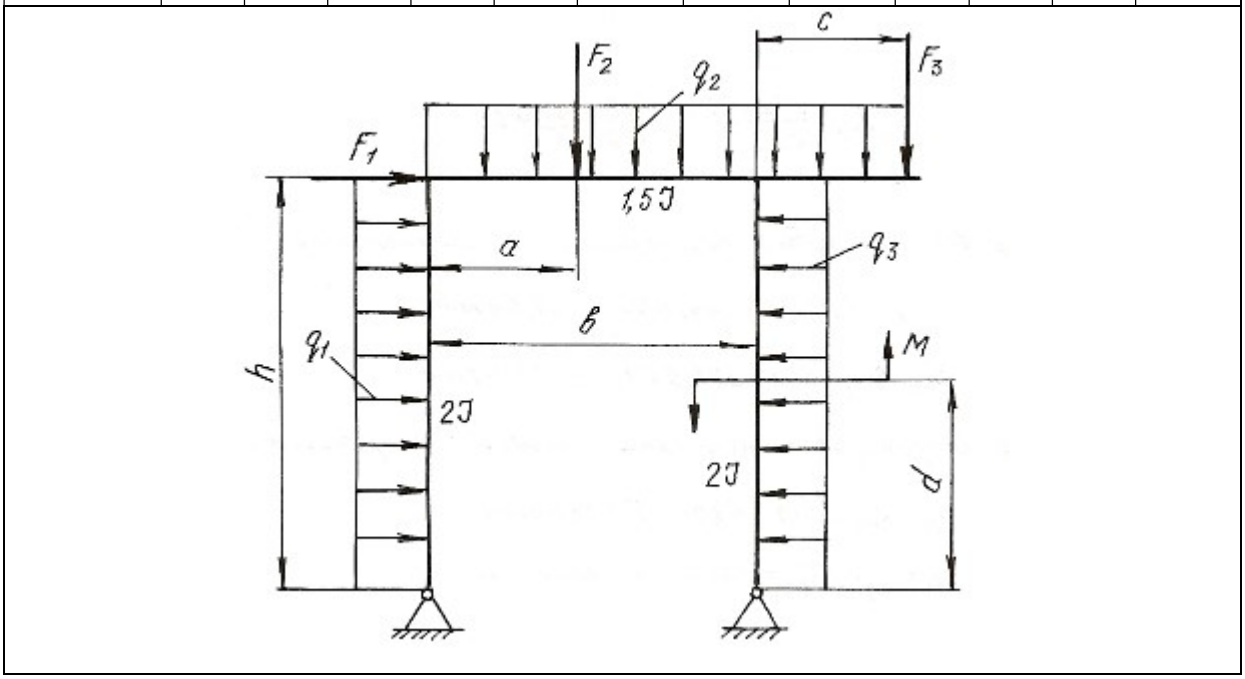
Продолжение табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
81	8	4	4	–	4	20	–	–	50	–	–	–
82	10	5	–	2,5	5	–	20	–	–	30	–	–
83	8	4	–	–	3	–	–	20	–	–	30	–
84	6	4	5	–	6	–	–	20	50	–	–	–
85	12	6	–	–	5	–	20	–	–	–	–	80
86	10	4	–	–	5	15	–	–	–	–	20	–
87	8	5	–	2	5	20	–	–	–	40	–	–
88	8	5	–	–	4	–	–	–	–	–	80	40
89	9	5	–	3	5	–	–	–	–	60	–	40
90	9	4	8	–	5	–	15	–	60	–	–	–



Окончание табл. 5.3

Номер варианта	h, м	b, м	a, м	c, м	d, м	q_1, кН/м	q_2, кН/м	q_3, кН/м	F_1, кН	F_2, кН	F_3, кН	M, кН·м
91	8	4	0,6	0,5	5	20	–	–	–	–	–	50
92	10	5	0,5	0,6	–	–	20	–	20	30	–	–
93	8	4	0,4	0,4	–	–	–	25	–	20	–	–
94	6	4	0,3	0,4	4	–	–	–	–	–	30	14
95	12	6	0,6	0,5	–	–	–	–	40	20	–	–
96	10	4	0,4	0,3	2	15	–	–	–	–	–	10
97	8	5	0,3	0,3	2	–	15	–	–	–	–	12
98	8	5	0,4	0,4	–	–	–	20	30	–	–	–
99	9	5	0,5	0,6	–	–	–	–	–	30	40	–
100	9	4	0,6	0,5	–	–	30	–	–	20	–	–



Глава 6
ВИДЫ СЛОЖНОГО СОПРОТИВЛЕНИЯ

Сочетание простейших видов деформаций называется сложным сопротивлением. При расчете элементов конструкций, испытывающих сложные сопротивления, используют принцип независимости действия сил, т. е. определяют деформации и напряжения для каждого простейшего вида сопротивления, а затем результаты суммируют алгебраически, геометрически или согласно одной из теорий прочности. При этом задача сводится к определению опасного сечения по длине бруса и опасной точки в этом сечении.

В данной главе приведены методики решения задач на косой изгиб, внецентренное растяжение или сжатие, совместное действие изгиба с кручением.

6.1. Косой изгиб

Косой изгиб – вид сложного сопротивления, который возникает при действии внешних нагрузок, перпендикулярных продольной оси бруса, но расположенных вне главных плоскостей инерции. Поэтому косой изгиб можно рассматривать как сочетание двух плоских изгибов во взаимно перпендикулярных плоскостях, разложив все силы по направлению главных центральных осей инерции поперечных сечений.

При косом изгибе балки нормальные напряжения в произвольной точке поперечного сечения с координатами y и z определяются по формуле:

$$\sigma = \frac{M^{в}}{J_z} y + \frac{M^{г}}{J_y} z, \qquad (6.1)$$

где J_z и J_y – главные центральные моменты инерции поперечного сечения балки относительно осей z и y; $M^{в}$ и $M^{г}$ – изгибающие моменты в поперечном сечении в вертикальной и горизонтальной плоскостях.

Положение нейтральной оси поперечного сечения определяется по формуле:

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{M^{г}}{M^{в}} \cdot \frac{J_z}{J_y}, \qquad (6.2)$$

где α - угол наклона нейтральной оси к горизонтальной главной центральной оси инерции.

Максимальные и минимальные нормальные напряжения возникают в точках, наиболее удаленных от обеих главных центральных осей инерции и для симметричных сечений определяются по формуле:

$$\sigma_{max} = \pm\frac{M^{г}}{W_y} \pm \frac{M^{в}}{W_z}, \qquad (6.3)$$

где W_z и W_y – моменты сопротивления поперечного сечения изгибу относительно осей z и y.

Если внешние нагрузки лежат в одной плоскости, то положение нейтральной оси определяется по формуле:

$$\operatorname{tg}\alpha = \operatorname{tg}\varphi \cdot \frac{J_z}{J_y}, \qquad (6.4)$$

где φ – угол между силовой плоскостью, в которой действуют внешние нагрузки, и главной вертикальной осью инерции поперечного сечения балки.

Напряжения в этом случае определяются по формуле:

$$\sigma_{max/min} = \pm M\left(\frac{\cos\varphi}{W_z} \pm \frac{\sin\varphi}{W_y}\right), \qquad (6.5)$$

где M – результирующий момент, действующий в силовой плоскости.

Прогиб f и угол поворота θ сечения балки при косом изгибе определяются как геометрические суммы прогибов и углов поворота от составляющих изгибающего момента, действующих в главных плоскостях инерции балки

$$f = \sqrt{f_z^2 + f_y^2} \text{ и } \theta = \sqrt{\theta_z^2 + \theta_y^2}, \qquad (6.6)$$

где f_z и f_y – прогибы в направлении осей z и y; θ_z и θ_y – углы поворота сечения вокруг осей z и y.

Пример 6.1.

Для балки (рис. 6.1) построить эпюры нормальных напряжений по сторонам поперечного сечения (см. табл. П. 1) в защемлении, определить наибольшее нормальное напряжение и полный прогиб свободного конца балки при $F = 2$ кН, $\varphi = 15^{o}$.

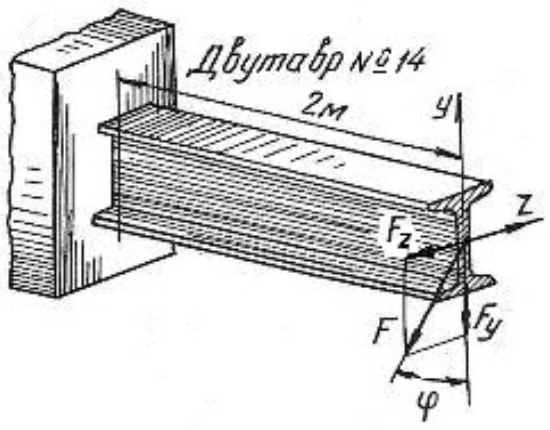


Рис. 6.1.

Решение.

Раскладываем силу F на ее составляющие, действующие в вертикальной и горизонтальной плоскостях:

$$F_y = F \cdot \cos 15^\circ = 2000 \cdot 0,96 = 1920 \text{ Н};$$

$$F_z = F \cdot \sin 15^\circ = 2000 \cdot 0,26 = 520 \text{ Н}.$$

Максимальные изгибающие моменты в вертикальной и горизонтальной плоскостях будут в защемленном сечении балки:

$$M^{\text{в}}_{\max} = F_y l = 1920 \cdot 2 = 3840 \text{ Н} \cdot \text{м};$$

$$M^{\text{г}}_{\max} = F_z l = 520 \cdot 2 = 1040 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

По ГОСТ 8239-89 (см. табл. П. 1)для заданного профиля находим моменты инерции и моменты сопротивления сечения:

$$J_z = 572 \text{ см}^4; \quad J_y = 41,9 \text{ см}^4; \quad W_z = 81,7 \text{ см}^3; \quad W_y = 11,5 \text{ см}^3,$$

что при переводе в единицы СИ соответствует:

$$J_z = 572 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4; \; J_y = 41,9 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4; \; W_z = 81,7 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3; \; W_y = 11,5 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Наибольшие нормальные напряжения от изгиба в вертикальной плоскости:

$$\sigma^{\text{в}}_{\max} = \frac{M^{\text{в}}_{\max}}{W_z} = \frac{3840}{81,7 \cdot 10^{-6}} = 47 \cdot 10^6 \text{ Па} = 47 \text{ МПа},$$

а наибольшие нормальные напряжения от изгиба в горизонтальной плоскости:

$$\sigma^{\text{г}}_{\max} = \frac{M^{\text{г}}_{\max}}{W_y} = \frac{1040}{11,5 \cdot 10^{-6}} = 90,4 \cdot 10^6 \text{ Па} = 90,4 \text{ МПа}.$$

Эпюры нормальных напряжений даны на рис. 6.2. Таким образом, наибольшие нормальные напряжение будут в крайних угловых точка поперечного сечения. Как видно по эпюрам нормальных напряжений

$$\sigma_{\max} = 47 + 90,4 = 137,4 \text{ МПа}; \qquad \sigma_{\min} = -47 - 90,4 = -137,4 \text{ МПа}.$$

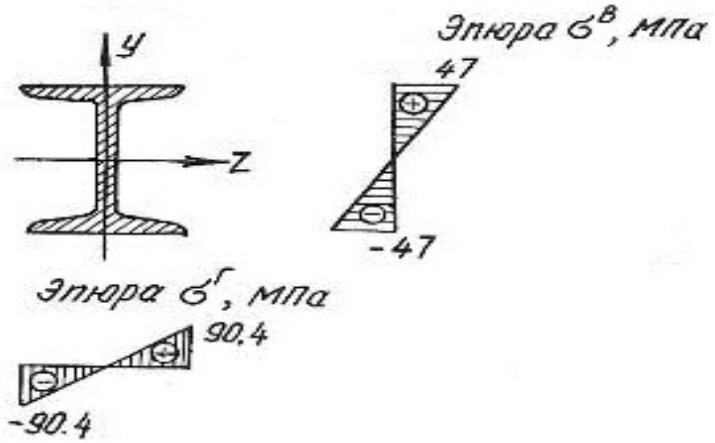


Рис. 6.2.

Прогиб свободного конца балки в вертикальной плоскости [10]

$$f_y = \frac{F_y l^3}{3EJ_z} = \frac{1920 \cdot 2^3}{3 \cdot 2 \cdot 10^{11} \cdot 572 \cdot 10^{-8}} = 4{,}5 \cdot 10^{-3} \text{ м} \quad \text{или} \quad f_y = 4{,}5 \text{ мм},$$

а величина прогиба в горизонтальной плоскости

$$f_z = \frac{F_z l^3}{3EJ_y} = \frac{520 \cdot 2^3}{3 \cdot 2 \cdot 10^{11} \cdot 41{,}9 \cdot 10^{-8}} = 16{,}5 \cdot 10^{-3} \text{ м} \quad \text{или} \quad f_z = 16{,}5 \text{ мм}.$$

Полный прогиб свободного конца балки

$$f = \sqrt{f_y^2 + f_z^2} = \sqrt{4{,}5^2 + 16{,}5^2} = 17{,}1 \text{ мм}.$$

Пример 6.2.

Для бруса прямоугольного поперечного сечения (рис. 6.3) требуется:

1. Построить эпюры изгибающих моментов в главных плоскостях; определить из расчета на прочность размеры поперечного сечения, принимая σ_{adm}=160 МПа и отношение сторон $\frac{h}{b} = 2$;

2. Для опасного поперечного сечения построить эпюры нормальных напряжений от каждого из изгибающих моментов и суммарную эпюру нормальных напряжений.

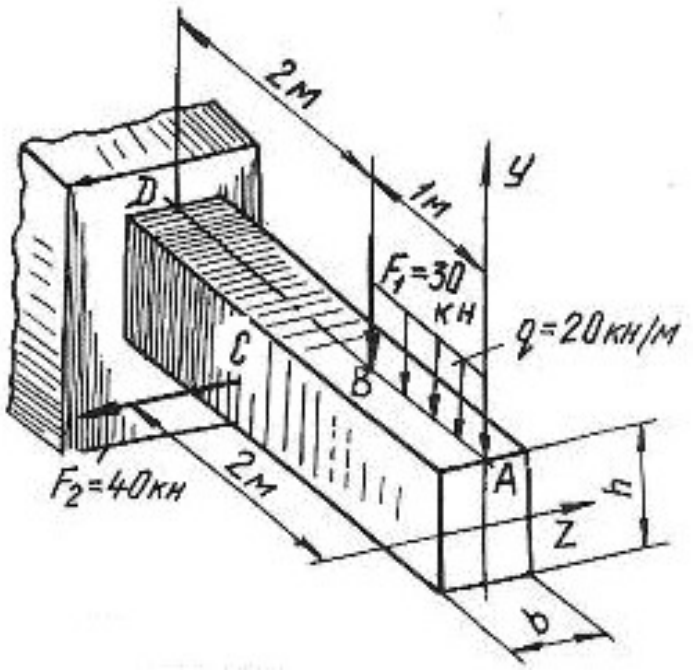


Рис. 6.3.

Решение.

Согласно принципу независимости действия сил рассмотрим отдельно действие сил, вызывающих изгиб в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Изгиб в вертикальной плоскости вызывается действием силы F_1 и равномерно распределенной нагрузкой. Определим величину изгибающих моментов в характерных точках:

$$M_A^{\text{в}} = 0;$$

$$M_B^{\text{в}} = -q \cdot 1 \cdot 0{,}5 = -20 \cdot 10^3 \cdot 1 \cdot 0{,}5 = -10 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{м} = -10 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_D^{\text{в}} = -q \cdot 1 \cdot 2{,}5 - F_1 \cdot 2 = -20 \cdot 10^3 \cdot 1 \cdot 2{,}5 - 30 \cdot 10^3 \cdot 2 = -110 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{м} = -110 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Изгиб в горизонтальной плоскости вызывается силой F_2. Определим величину изгибающих моментов в характерных точках:

$$M_A^{\text{г}} = 0; \quad M_B^{\text{г}} = 0; \quad M_C^{\text{г}} = 0;$$

$$M_D^{\text{г}} = F_2 \cdot 1 = 40 \cdot 10^3 \cdot 1 = 40 \cdot 10^3 \text{ Н} \cdot \text{м} = 40 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Эпюры изгибающих моментов показаны на рис. 6.4, *а.* Максимальные изгибающие моменты в вертикальной и горизонтальной плоскостях будут в сечении D:

$$M_{\max}^{\text{в}} = M_D^{\text{в}} = 110 \text{ кН} \cdot \text{м}; \quad M_{\max}^{\text{г}} = M_D^{\text{г}} = 40 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

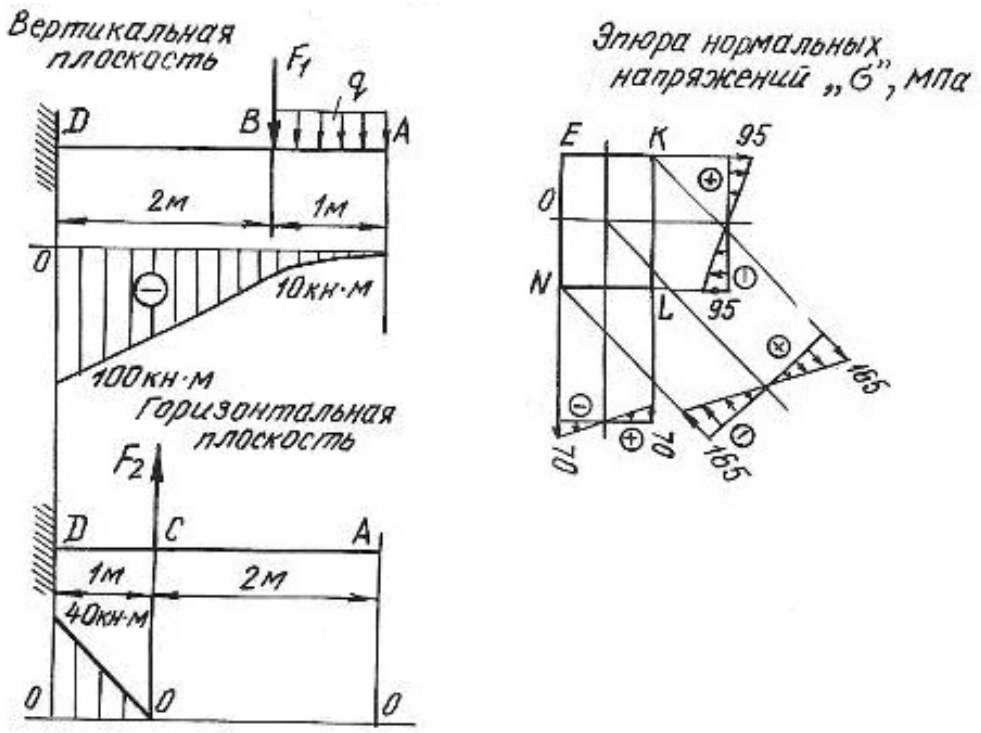


Рис. 6.4.

Опасное сечение балки будет в защемлении. Запишем условие прочности для опасного сечения

$$\sigma_{\max} = \frac{M^{\text{в}}_{\max}}{W_z} + \frac{M^{\text{г}}_{\max}}{W_y} \le \sigma_{\text{adm}}.$$

Для бруса прямоугольного сечения моменты сопротивления равны:

$$W_z = \frac{bh^2}{6} \quad \text{и} \quad W_y = \frac{b^2 h}{6};$$

при $h = 2 \cdot b$ получим

$$W_z = \frac{b(2 \cdot b)^2}{6} = \frac{2b^3}{3} \quad \text{и} \quad W_y = \frac{b^2 \cdot 2 \cdot b}{6} = \frac{b^3}{3}.$$

Подставляя значение величин в условие прочности, получим

$$\sigma_{\max} = \frac{110 \cdot 10^3}{\frac{2}{3} \cdot b^3} + \frac{40 \cdot 10^3}{\frac{1}{3} \cdot b^3} \le 160 \cdot 10^6 \text{ Па}.$$

Решая уравнение относительно b, получим $b = 0{,}12$ м $= 120$ мм и $h = 2b = 240$ мм. Для построения эпюр нормальных напряжений определяем наибольшие напряжения, для чего вычислим моменты сопротивления сечения:

$$W_z = \frac{bh^2}{6} = \frac{12 \cdot 10^{-2} \cdot (24 \cdot 10^{-2})^2}{6} = 1152 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3;$$

$$W_y = \frac{b^2 h}{6} = \frac{(12 \cdot 10^{-2})^2 \cdot 24 \cdot 10^{-2}}{6} = 576 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Наибольшие нормальные напряжения от изгиба в вертикальной плоскости:

$$\sigma^{\text{в}}_{\max} = \frac{M^{\text{в}}_{\max}}{W_z} = \frac{110 \cdot 10^3}{1152 \cdot 10^{-6}} = 95 \cdot 10^6 \text{ Па} = 95 \text{ МПа}.$$

Наибольшие нормальные напряжения от изгиба в горизонтальной плоскости:

$$\sigma^{\text{г}}_{\max} = \frac{M^{\text{г}}_{\max}}{W_y} = \frac{40 \cdot 10^3}{576 \cdot 10^{-6}} = 70 \cdot 10^6 \text{ Па} = 70 \text{ МПа}.$$

Наибольшие нормальные напряжения будут в точках K и N:

$$\sigma_K = 95 + 70 = 165 \text{ МПа};$$
$$\sigma_N = -95 - 70 = -165 \text{ МПа}.$$

Эпюры нормальных напряжений показаны на рис. 6.4, *б*

6.2. Задания для расчета на косой изгиб

Для расчетной схемы балки при заданных значениях геометрических размеров и нагрузок необходимо:

1) определить положение нейтральной оси;

2) вычислить наибольшие и наименьшие напряжения в опасном сечении балки;

3) построить эпюры напряжений;

4) найти прогиб балки в середине пролета или на свободном конце консольной балки.

Данные для расчета взять из таблиц 6.1, 6.2, 6.3 и табл. П. 1.

Таблица 6.1

Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет *l*, м	Размеры сечения, см	Угол φ,град	Нагрузка		
						F, кН	*M*, кН·м	*q*, кН/м
1	А	дерево	1,5	*b*×*h*=12×20	60	–	4	–
	Б	Ст 3	1,4	двутавр № 24	30	–	3	–
	В	Ст 3	1,3	швеллер № 24	45	–	5	–
	Г	Ст 3	1,6	2 швеллера № 8	60	–	6	–
	Д	Ст 3	1,7	2 швеллера № 10	30	–	7	–
	Е	Ст 3	1,8	2 двутавра № 10	60	–	8	–
2	А	дерево	1,2	*b*×*h*=15×25	45	3	–	–
	Б	Ст 3	1,4	двутавр № 22	30	2	–	–
	В	Ст 3	1,5	швеллер № 27	60	4	–	–
	Г	Ст 3	1,6	2 швеллера № 18	30	8	–	–
	Д	Ст 3	1,8	2 швеллера № 20	60	10	–	–
	Е	Ст 3	1,7	2 двутавра № 12	45	9	–	–
3	А	дерево	1,2	*b*×*h*=14×28	30	–	–	4
	Б	Ст 3	1,3	двутавр № 24	60	–	–	3
	В	Ст 3	1,5	швеллер № 27	45	–	–	2
	Г	Ст 3	1,4	2 швеллера № 16	20	–	–	6
	Д	Ст 3	1,7	2 швеллера № 14	30	–	–	5
	Е	Ст 3	1,6	2 двутавра № 14	40	–	–	7

Продолжение табл. 6.1

Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l,м	Размеры сечения, см	Угол φ, град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
4	А	дерево	2,5	$b \times h$=12×30	30	–	6	–
	Б	Ст 3	4	двутавр № 55	40	–	5	–
	В	Ст 3	5	швеллер № 30	50	–	7	–
	Г	Ст 3	6	2 швеллера № 10	60	–	8	–
	Д	Ст 3	4	2 швеллера № 12	30	–	9	–
	Е	Ст 3	6	2 двутавра № 14	40	–	10	–
5	А	дерево	3	$b \times h$=18×30	40	6	–	–
	Б	Ст 3	4	двутавр № 36	60	2,5	–	–
	В	Ст 3	5	швеллер № 24	30	3	–	–
	Г	Ст 3	6	2 швеллера № 10	20	4	–	–
	Д	Ст 3	5,5	2 швеллера № 12	40	3	–	–
	Е	Ст 3	4,5	2 двутавра № 14	50	5	–	–
6	А	дерево	4	$b \times h$=16×28	60	–	–	2
	Б	Ст 3	6	двутавр № 20	50	–	–	4
	В	Ст 3	3	швеллер № 16	30	–	–	3
	Г	Ст 3	4	2 швеллера № 14	40	–	–	5
	Д	Ст 3	5	2 швеллера № 16	45	–	–	6
	Е	Ст 3	5,5	2 двутавра № 18	20	–	–	7
7	А	дерево	2	$b \times h$=16×24	–	1	–	–
	Б	Ст 3	2,5	двутавр № 28	–	3	–	–
	В	Ст 3	2,4	швеллер № 16	–	4	–	–
	Г	Ст 3	2,6	2 швеллера № 14	–	6	–	–
	Д	Ст 3	2,3	2 швеллера № 16	–	8	–	–
	Е	Ст 3	2,7	2 двутавра № 20	–	10	–	–
8	А	дерево	1,5	$b \times h$=15×25	–	2	3	–
	Б	Ст 3	1,8	двутавр № 18	–	3	4	–
	В	Ст 3	1,6	швеллер № 24	–	5	3	–
	Г	Ст 3	1,7	2 швеллера № 12	–	6	6	–
	Д	Ст 3	1,9	2 швеллера № 14	–	7	7	–
	Е	Ст 3	2	2 двутавра № 16	–	8	5	–

Продолжение табл. 6.1

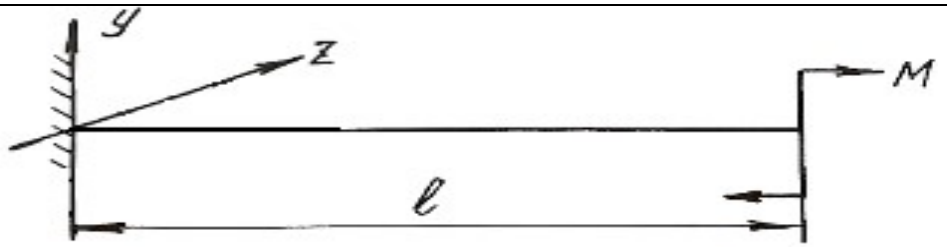
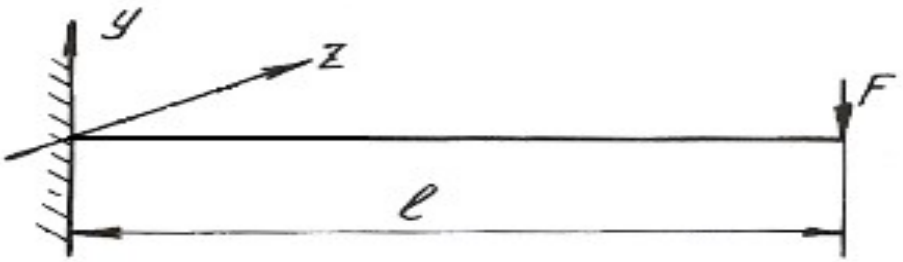
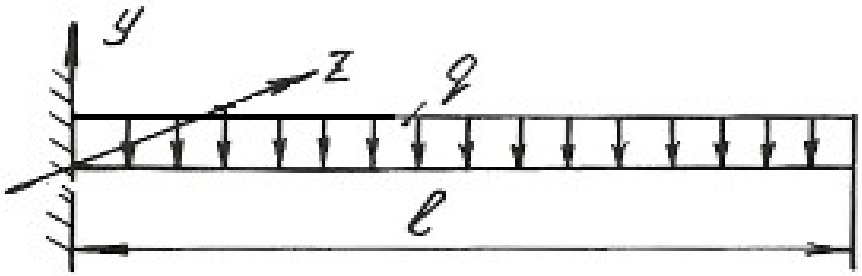
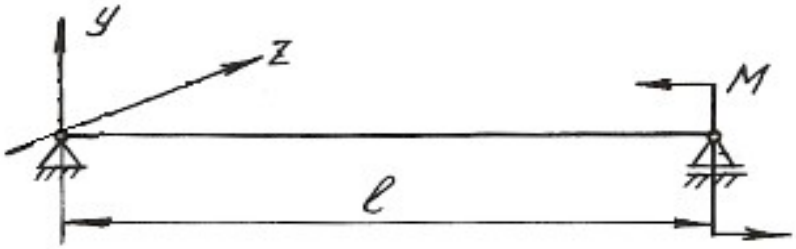
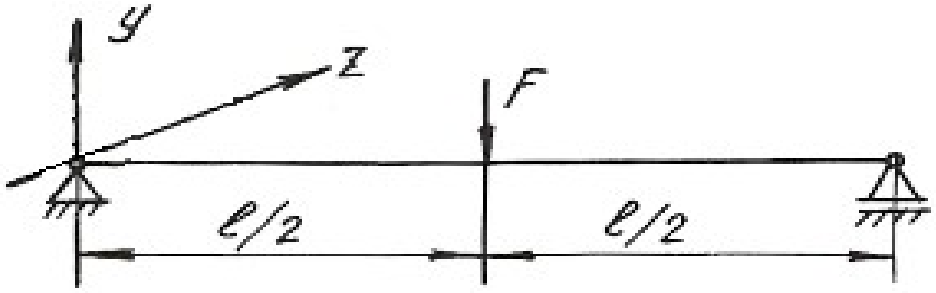
Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l, м	Размеры сечения,см	Угол φ, град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
9	А	дерево	2,5	$b \times h$=17×27	–	4	–	30
	Б	Ст 3	4	двутавр № 30	–	6	–	20
	В	Ст 3	3	швеллер № 27	–	5	–	40
	Г	Ст 3	5	2 швеллера № 14	–	7	–	50
	Д	Ст 3	6	2 швеллера № 16	–	8	–	60
	Е	Ст 3	4,6	2 двутавра № 18	–	9	–	70
10	А	дерево	1,6	$b \times h$=18×24	–	–	5	10
	Б	Ст 3	1,8	двутавр № 27	–	–	4	20
	В	Ст 3	1,9	швеллер № 20	–	–	3	30
	Г	Ст 3	2	2 швеллера № 14	–	–	6	40
	Д	Ст 3	2,1	2 швеллера № 16	–	–	7	50
	Е	Ст 3	2,2	2 двутавра № 20	–	–	8	60
11	А	дерево	1,5	$b \times h$=19×30	–	2	30	–
	Б	Ст 3	1,7	двутавр № 24	–	3	40	–
	В	Ст 3	1,9	швеллер № 24	–	5	60	–
	Г	Ст 3	1,8	2 швеллера № 18	–	7	80	–
	Д	Ст 3	2,3	2 швеллера № 20	–	6	70	–
	Е	Ст 3	2,4	2 двутавра № 14	–	4	50	–
12	А	дерево	1,2	$b \times h$=20×29	–	2	–	20
	Б	Ст 3	1,3	двутавр № 22	–	4	–	30
	В	Ст 3	1,4	швеллер № 24	–	5	–	40
	Г	Ст 3	1,5	2 швеллера № 22	–	7	–	50
	Д	Ст 3	1,6	2 швеллера № 20	–	6	–	60
	Е	Ст 3	1,7	2 двутавра № 20	–	7	–	70

Окончание табл. 6.1

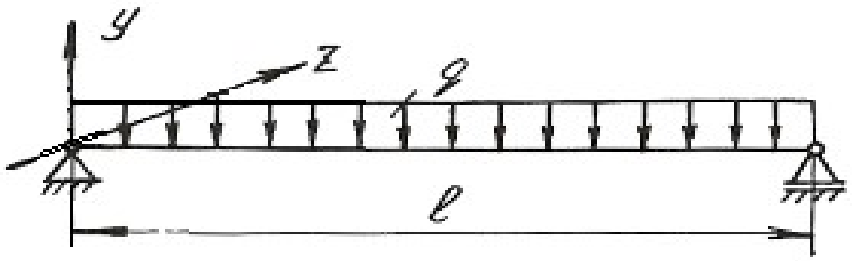
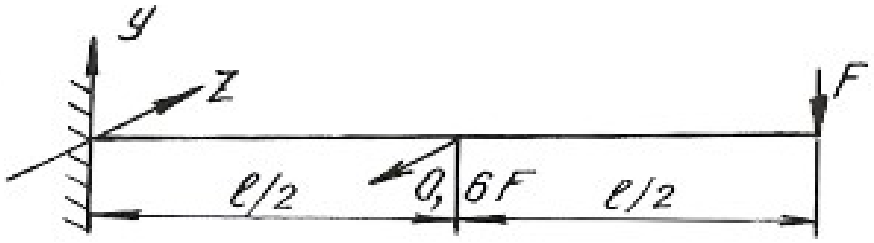
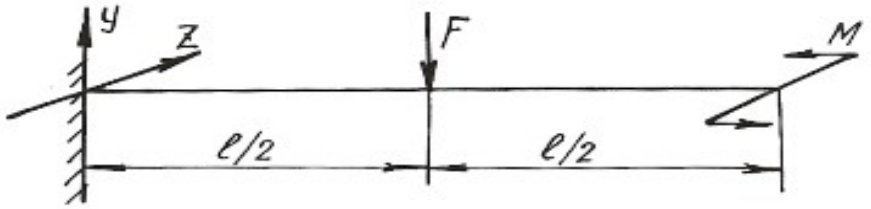
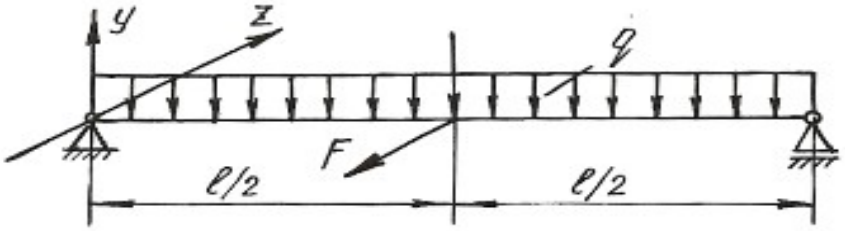
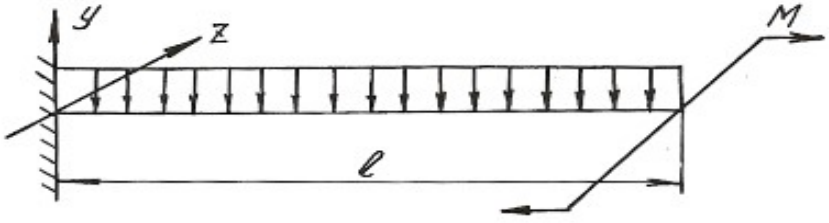
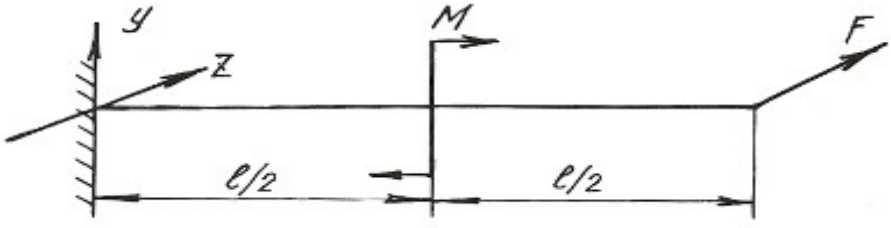
Схема балки	Схема сечения	Материал	Пролет l,м	Размеры сечения, см	Угол φ, град	Нагрузка		
						F, кН	M, кН·м	q, кН/м
13	А	дерево	1,5	$b \times h$=18×32	–	3	–	10
	Б	Ст 3	1,6	двутавр № 36	–	4	–	20
	В	Ст 3	1,7	швеллер № 36	–	5	–	30
	Г	Ст 3	1,8	2 швеллера № 18	–	6	–	40
	Д	Ст 3	1,9	2 швеллера № 20	–	7	–	50
	Е	Ст 3	2	2 двутавра № 24	–	8	–	60
14	А	дерево	1,3	$b \times h$=19×30	–	20	3	–
	Б	Ст 3	1,4	двутавр № 40	–	40	4	–
	В	Ст 3	1,5	швеллер № 30	–	60	5	–
	Г	Ст 3	1,6	2 швеллера № 16	–	50	6	–
	Д	Ст 3	1,7	2 швеллера № 20	–	60	7	–
	Е	Ст 3	1,8	2 двутавра № 18	–	70	8	–
15	А	дерево	1,4	$b \times h$=17×32	–	1	40	–
	Б	Ст 3	1,6	двутавр № 24	–	2	50	–
	В	Ст 3	1,8	швеллер № 20	–	3	60	–
	Г	Ст 3	1,9	2 швеллера № 22	–	4	70	–
	Д	Ст 3	2,1	2 швеллера № 18	–	5	80	–
	Е	Ст 3	2,2	2 двутавра № 20	–	6	60	–
16	А	дерево	1,6	$b \times h$=19×32	–	–	2	20
	Б	Ст 3	1,7	двутавр № 22	–	–	3	30
	В	Ст 3	1,9	швеллер № 27	–	–	4	40
	Г	Ст 3	1,8	2 швеллера № 16	–	–	5	50
	Д	Ст 3	2,3	2 швеллера № 20	–	–	6	40
	Е	Ст 3	2,4	2 двутавра № 22	–	–	7	50

Таблица 6.2

Схемы закрепления и нагружения балок

Номер схемы	Схема балки
1	
2	
3	
4	
5	

Продолжение табл. 6.2

Номер схемы	Схема балки
6	
7	
8	
9	
10	
11	

Окончание табл. 6.2

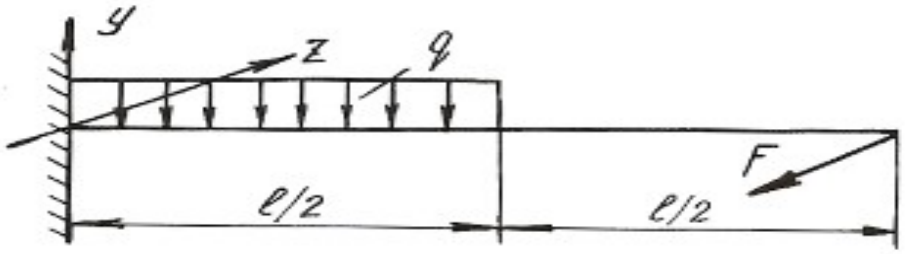
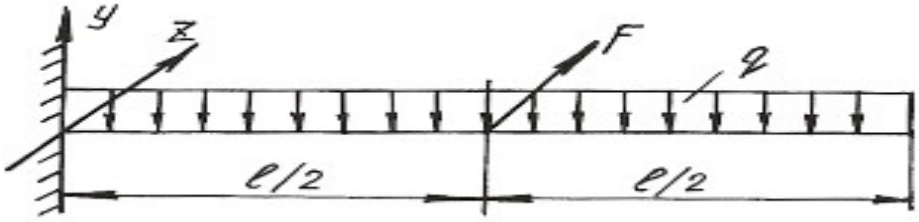
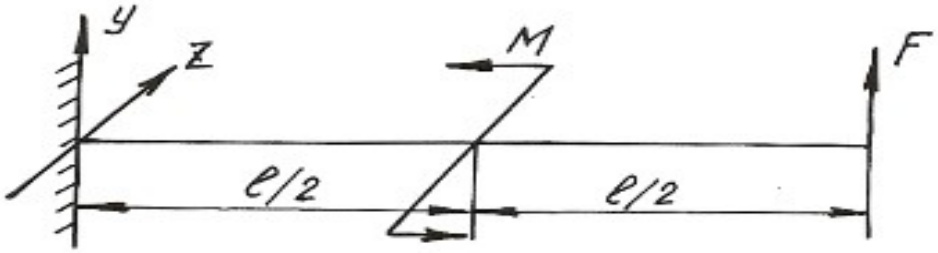
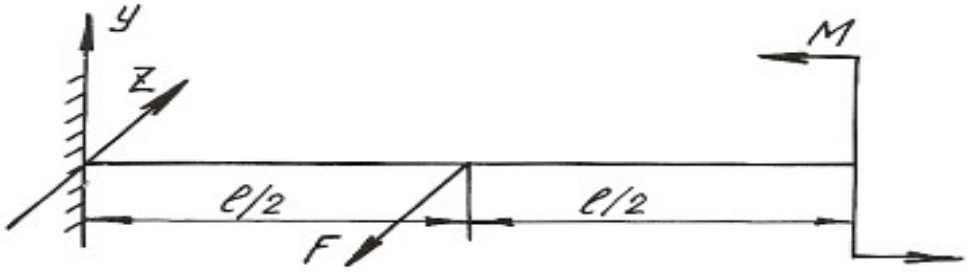
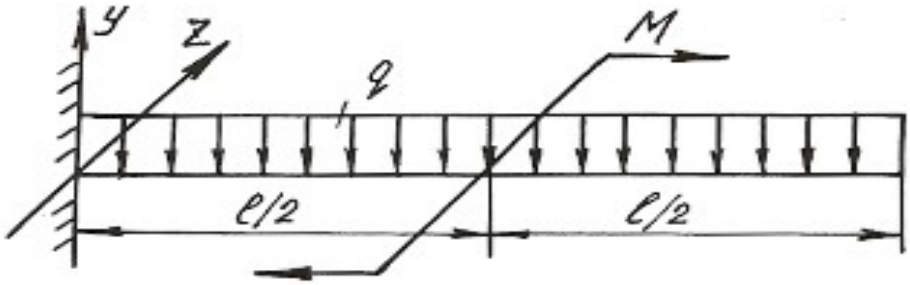
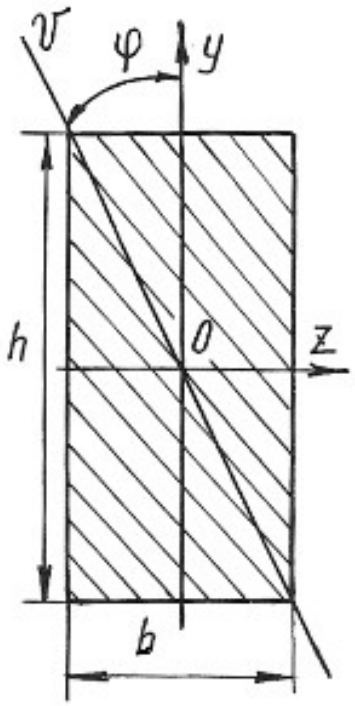
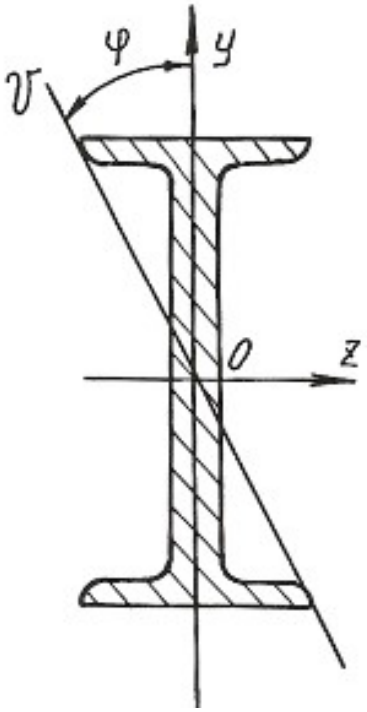
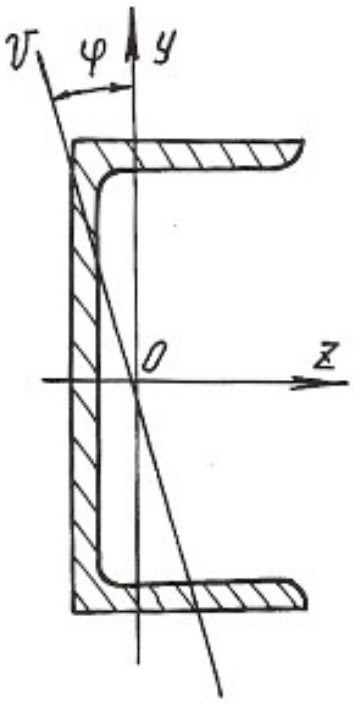
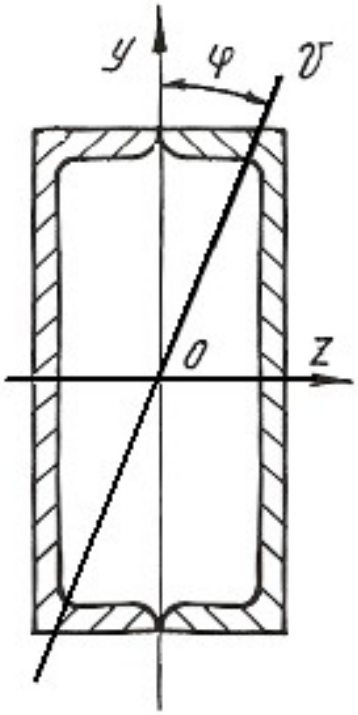
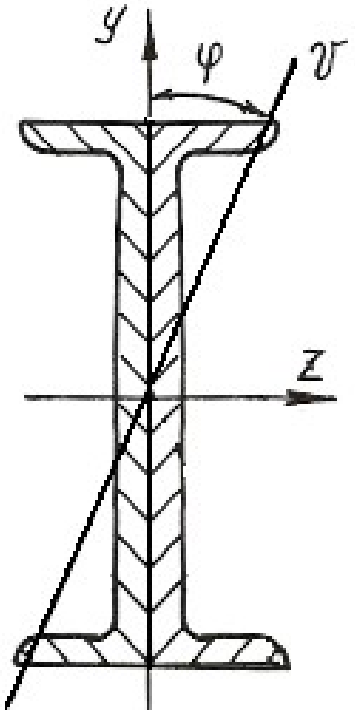
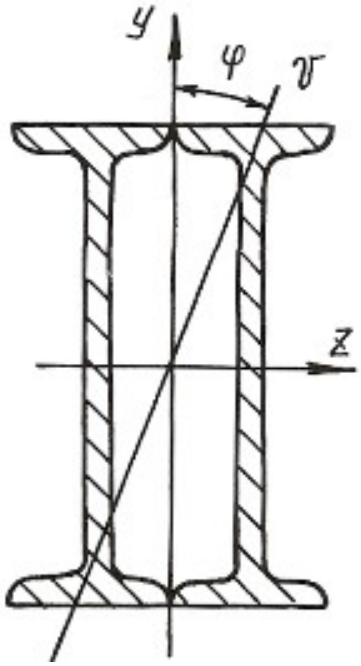
Номер схемы	Схема балки
12	
13	
14	
15	
16	

Таблица 6.3

Схемы поперечных сечений балок

А	Б	В
		
Г	**Д**	**Е**
		

6.3. Внецентренное растяжение или сжатие

Если действующая на брус продольная растягивающая или сжимающая сила приложена на некотором расстоянии от центра тяжести сечения, то возникает внецентренное растяжение или сжатие. Расстояние между точкой приложения силы и центром тяжести сечения бруса называется эксцентриситетом. Для практики весьма важны случаи внецентренного сжатия, например, для каменных и кирпичных столбов, бетонных колонн и др.

Внецентренное приложение сжимающей силы можно привести к случаю сжатия центральной силой F и чистому изгибу моментом $M = Fe$, если перенести силу F в центр тяжести поперечного сечения и уравновесить ее (рис. 6.5).

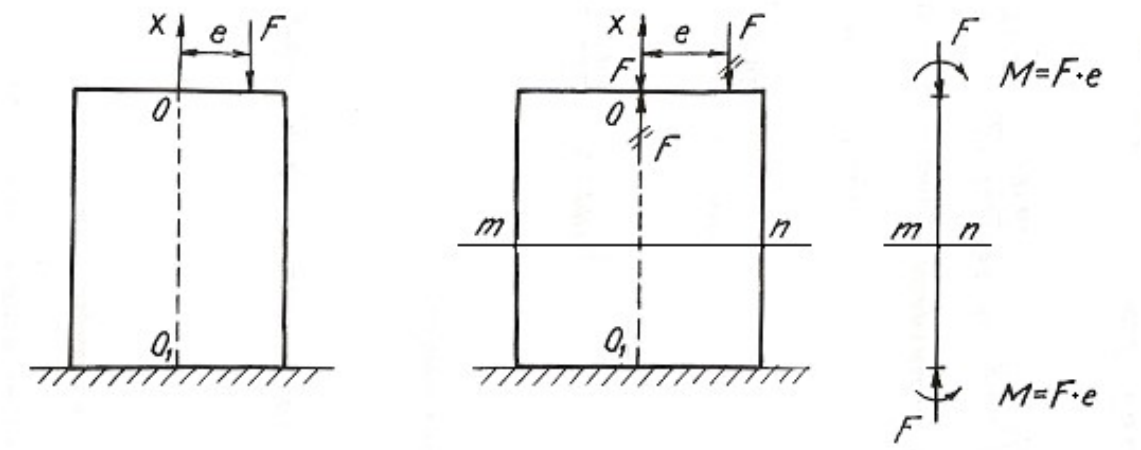


Рис. 6.5.

Так как изгибающий момент во всех сечениях постоянен, то проверку прочности можно производить по любому сечению бруса. Если отбросить верхнюю часть бруса по сечению *m-n* и рассмотреть нижнюю **(**рис. 6.6**),** то для любой точки A поперечного сечения с координатами y, z нормальное напряжение будет равно алгебраической сумме напряжений

$$\sigma_A = \sigma_F + \sigma_{M_y} + \sigma_{M_z}, \qquad (6.7)$$

где $\sigma_F = -\dfrac{F}{A}$ – напряжение от сжимающей центрально приложенной силы F;

$\sigma_{M_y} = -M_y \dfrac{z}{J_y}$ – напряжение от изгибающего момента относительно главной оси сечения y; $\sigma_{M_z} = -M_z \dfrac{y}{J_z}$ – напряжение от изгибающего момента относительно главной оси сечения z.

Знак минус указывает на то, что данные нагрузки вызывают в точке A деформацию сжатия.

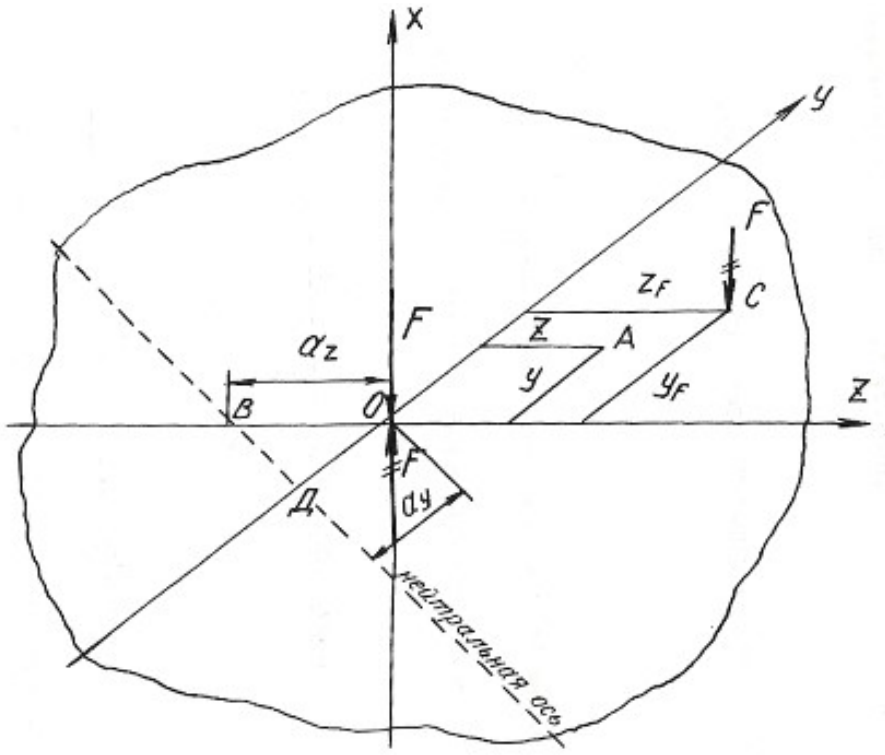


Рис. 6.6.

Изгибающие моменты определяются

$$M_y = Fz_F; \qquad M_z = Fy_F;$$

где z_F и y_F - координаты точки C приложения силы F.

После подстановки имеем:

$$\sigma_A = -\frac{F}{A} - Fz_F \frac{z}{J_y} - Fy_F \frac{y}{J_z}.$$

Окончательный вид формулы для определения напряжений в любой точке поперечного сечения получаем после простых преобразований

$$\sigma = F\left(\pm\frac{1}{A} \pm z_F \frac{z}{J_y} \pm y_F \frac{y}{J_z} \right), \tag{6.8}$$

где J_y, J_z – моменты инерции поперечного сечения; y_F, z_F – координаты точки приложения силы F.

У каждого из слагаемых данного уравнения знак плюс берется для растягивающего, а знак минус – для сжимающего напряжения.

Условие прочности при внецентренном растяжении или сжатии имеет вид:

$$\sigma_{\max} = F\left(\pm\frac{1}{A} \pm z_F \frac{z_{\max}}{J_y} \pm y_F \frac{y_{\max}}{J_z}\right) \le \sigma_{\text{adm}}, \qquad (6.9)$$

где $z_{\max}$, $y_{\max}$ – координаты наиболее удаленных точек сечения от его центра тяжести.

Уравнение нейтральной оси при внецентренном растяжении или сжатии имеет вид:

$$\pm\frac{1}{A} \pm z_F \frac{z_0}{J_y} \pm y_F \frac{y_0}{J_z} = 0, \qquad (6.10)$$

где z_0, y_0 – координаты точек, лежащих на нейтральной оси.

Это уравнение является уравнением прямой, не проходящей через центр тяжести сечения. Величины отрезков, отсекаемых на координатных осях y и z нейтральной осью, определяются из уравнения:

$$\pm 1 \pm z_F \frac{a_z}{i_y^2} \pm y_F \frac{a_y}{i_z^2} = 0, \qquad (6.11)$$

где $a_z = z_0$, $a_y = y_0$ - отрезки, определяющие положение нейтральной оси.

Величины отрезков определяются по формулам:

$$a_z = -\frac{i_y^2}{z_F}; \quad a_y = -\frac{i_z^2}{y_F}, \qquad (6.12)$$

где i_z, i_y - радиусы инерции поперечного сечения относительно осей y и z.

Знак минус в этих формулах указывает на то, что нейтральная ось располагается по другую сторону центра тяжести сечения, по сравнению с точкой приложения силы F, действующей на брус.

Если поперечное сечение имеет сложную форму, то необходимо найти центр тяжести сечения, положение главных центральных осей и главные моменты инерции, пользуясь формулами и указаниями, приведенными в главе 2. В формулы, содержащие моменты инерции, необходимо подставлять значения главных моментов инерции сечения.

Пример 6.3.

Короткий чугунный стержень, поперечное сечение которого показано на рис. 6.7, сжимается продольной силой F, приложенной в точке A**.**

Требуется:

1. Вычислить наибольшее растягивающее и наибольшее сжимающее напряжения в поперечном сечении, выразив величины этих напряжений через F и размеры сечений.

2. Найти допускаемую нагрузку F при заданных размерах сечения и допускаемых напряжениях для чугуна на сжатие σ^{c}_{adm} и на растяжение σ^{p}_{adm}: $\sigma^{c}_{adm} = 110$ МПа, $\sigma^{p}_{adm} = 24$ МПа.

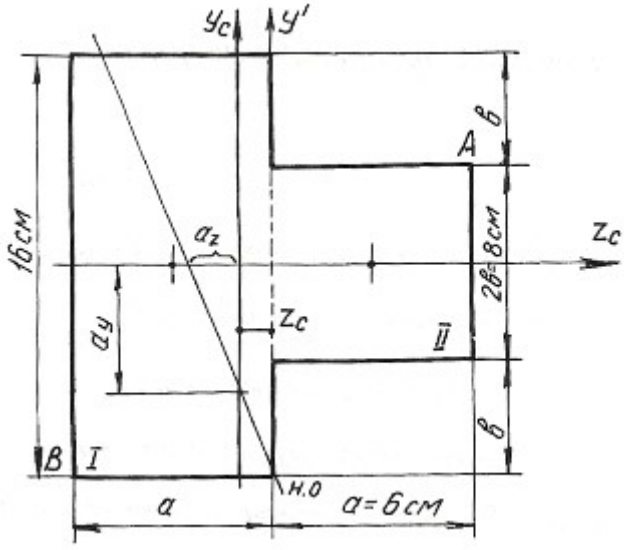


Рис. 6.7.

Определяем координату центра тяжести сечения. Проведем вспомогательную ось y':

$$z_c = \frac{\sum Sy'}{\sum A} = \frac{(A_1 z_1 + A_2 z_2)}{A_1 + A_2} = \frac{[16 \cdot 6 \cdot (-3) + 6 \cdot 8 \cdot 3]}{16 \cdot 6 + 6 \cdot 8} = \frac{-144}{144} = -1 \text{ см}.$$

Для определения положения нейтральной оси находим геометрические характеристики сечения.

Моменты инерции:

$$J_{y_c} = 16\frac{6^3}{12} + 6 \cdot 16 \cdot 2^2 + 8 \cdot \frac{6^3}{12} + 6 \cdot 8 \cdot 4^2 = 1584 \text{ см}^4;$$

$$J_{z_c} = 16^3 \frac{6}{12} + 6\frac{8^3}{12} = 2304 \text{ см}^4.$$

Радиусы инерции:

$$i_y = \sqrt{\frac{J_{y_c}}{A}} = \sqrt{\frac{1584}{144}} = \sqrt{11} = 3{,}31 \text{ см};$$

$$i_z = \sqrt{\frac{J_{z_c}}{A}} = \sqrt{\frac{2304}{144}} = \sqrt{16} = 4 \text{ см}.$$

Нейтральная ось пересекает оси z_c и y_c в точках:

$$a_y = -\frac{i_z^2}{y_F}; \qquad a_z = -\frac{i_y^2}{z_F}; \quad z_F = 7\,\text{см}; \quad y_F = 4\,\text{см}.$$

$$a_y = \frac{-4^2}{4} = -4\ \text{см}; \quad a_z = \frac{-3{,}31^2}{7} = -1{,}57\ \text{см}.$$

Максимальное напряжение возникает в точках, наиболее удаленных от нейтральной оси, т. е. в точках *A* и *B*. Определяются они по формуле:

$$\sigma = -\frac{F}{A} \pm \frac{F z_F z_{\max}}{J_{y_c}} \pm \frac{F y_F y_{\max}}{J_{z_c}},$$

где $z_{\max}$, $y_{\max}$ – координаты точек *A* и *B*.

Наибольшее сжимающее напряжение:

$$\sigma_A = -F\left[\frac{1}{144} + 7\frac{7}{1584} + 4\frac{4}{2304}\right] = -0{,}044 \cdot F\,.$$

Наибольшее растягивающее напряжение:

$$\sigma_B = -F\left[\frac{1}{144} + 7\frac{(-5)}{1584} + 4\frac{(-8)}{2304}\right] = 0{,}028 \cdot F.$$

Находим допускаемую нагрузку:

$$\sigma_A \le \sigma^{\text{c}}_{\text{adm}} = 110\ \text{МПа}; \qquad 0{,}044 \cdot F \le 110; \quad F \le 0{,}25\ \text{МН}.$$

$$\sigma_B \le \sigma^{\text{p}}_{\text{adm}} = 24\ \text{МПа}; \qquad 0{,}028 \cdot F \le 24; \quad F \le 0{,}09\ \text{МН}.$$

Допускаемая нагрузка $F = 0{,}09$ МН.

6.4. Задания для расчета на внецентренное растяжение или сжатие

Колонна заданного поперечного сечения с известными размерами нагружена сжимающей силой F, приложенной вне центра тяжести сечения в указанной точке. Требуется:

1) Определить положение нейтральной оси;
2) Вычислить наибольшие напряжения в опасном сечении колонны;
3) Построить эпюры напряжений в опасном сечении.

Данные для расчета взять из таблиц 6.4, 6.5 и табл. П. 1.

Примечание: собственным весом колонны при расчетах пренебречь.

Таблица 6.4

Вариант	Схема сечения	Материал	Размеры сечения, см	Точка приложения силы F	Нагрузка F, кН
1	А	дерево	b x h = 15 x 25	1	20
	Б	Ст 3	двутавр № 16	2	30
	В	Ст 3	швеллер № 16	3	40
	Г	Ст 3	2 швеллера № 14	4	50
	Д	Ст 3	2 швеллера № 12	5	60
	Е	Ст 3	2 двутавра № 14	6	70
	Ж	чугун	b = 20	7	35
	З	чугун	b x h = 20 x 30, D = 10	8	45
	И	Ст 3	2 швеллера № 12, a = 10	1	75
	К	Ст 3	2 двутавра № 14, a = 10	2	80
2	А	дерево	b x h = 16 x 27	2	25
	Б	Ст 3	двутавр № 18	3	35
	В	Ст 3	швеллер № 18	4	45
	Г	Ст 3	2 швеллера № 16	5	50
	Д	Ст 3	2 швеллера № 18	6	60
	Е	Ст 3	2 двутавра № 16	7	70
	Ж	чугун	b = 30	8	55
	З	чугун	b x h = 25 x 35 , D = 12	1	65
	И	Ст 3	2 швеллера № 14, a = 10	2	65
	К	Ст 3	2 двутавра № 16, a = 10	3	75

Продолжение табл. 6.4

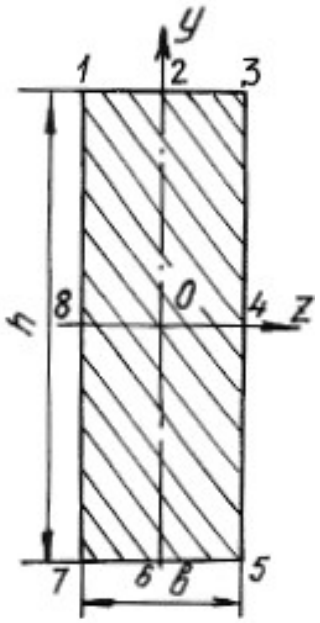
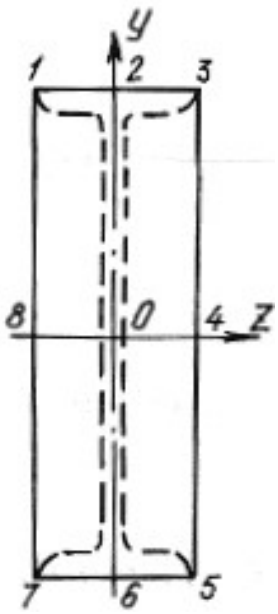
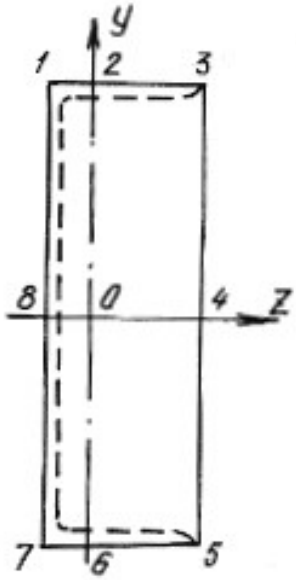
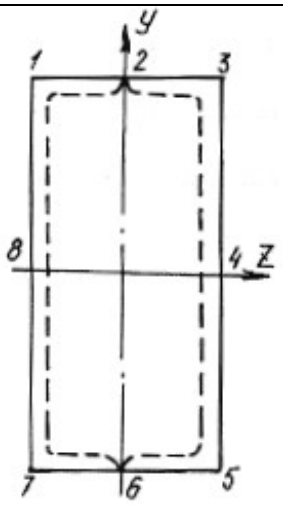
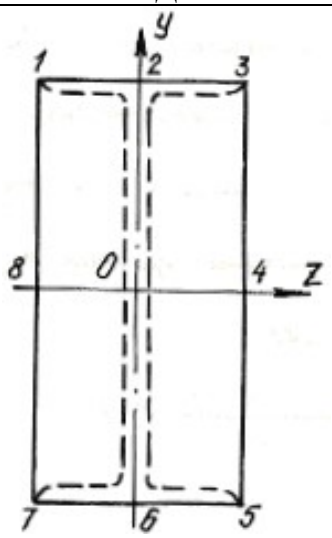
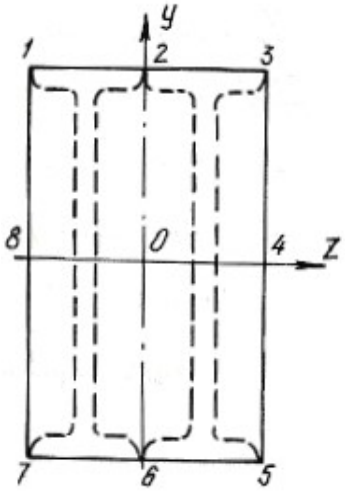
Вариант	Схема сечения	Материал	Размеры сечения	Точка приложения силы F	Нагрузка F, кН
3	А	дерево	b x h = 17 x 28	3	30
	Б	Ст 3	двутавр № 14	4	40
	В	Ст 3	швеллер № 20	5	48
	Г	Ст 3	2 швеллера № 14	6	52
	Д	Ст 3	2 швеллера № 16	7	62
	Е	Ст 3	2 двутавра № 18	8	72
	Ж	чугун	b = 32	1	60
	З	чугун	b x h = 24 x 32, D = 8	2	70
	И	Ст 3	2 швеллера № 18, a = 14	3	66
	К	Ст 3	2 двутавра № 12, a = 8	4	74
4	А	дерево	b x h = 18 x 36	4	40
	Б	Ст 3	двутавр № 20	5	44
	В	Ст 3	швеллер № 20	6	54
	Г	Ст 3	2 швеллера № 18	7	64
	Д	Ст 3	2 швеллера № 16	8	74
	Е	Ст 3	2 двутавра № 14	1	46
	Ж	чугун	b = 34	2	38
	З	чугун	b x h = 28 x 36, D = 14	3	48
	И	Ст 3	2 швеллера № 16, a = 8	4	58
	К	Ст 3	2 двутавра № 18, a = 12	5	72
5	А	дерево	b x h = 20 x 24	5	28
	Б	Ст 3	двутавр № 22	6	38
	В	Ст 3	швеллер № 22	7	48
	Г	Ст 3	2 швеллера № 20	8	62
	Д	Ст 3	2 швеллера № 22	1	76
	Е	Ст 3	2 двутавра № 20	2	78
	Ж	чугун	b = 28	3	46
	З	чугун	b x h = 22 x 34, D = 6	4	56
	И	Ст 3	2 швеллера № 20, a = 6	5	80
	К	Ст 3	2 двутавра № 20, a = 12	6	82

Продолжение табл. 6.4

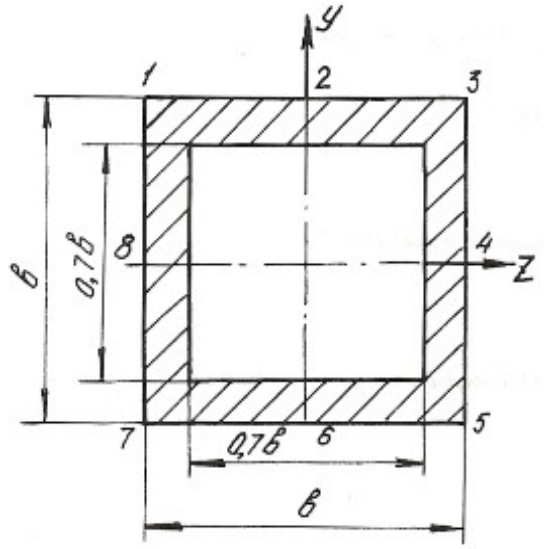
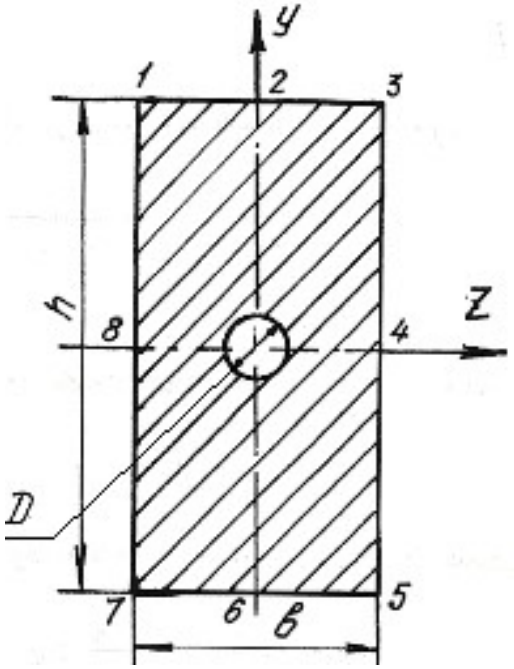
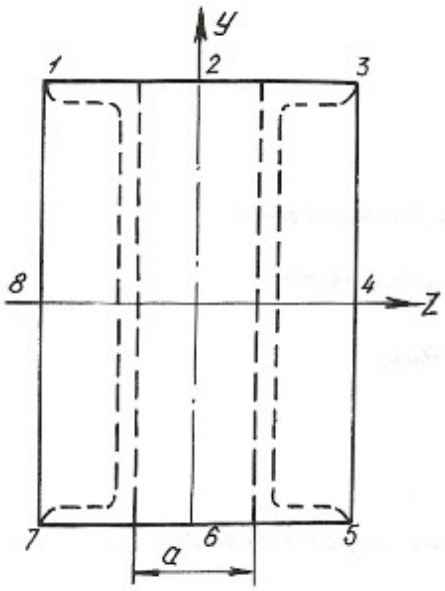
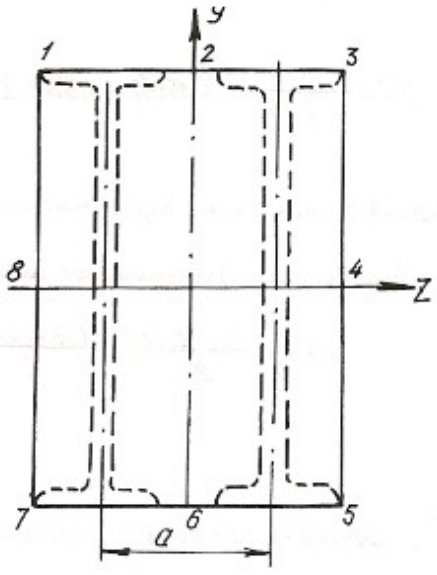
Вариант	Схема сечения	Материал	Размеры сечения, см	Точка приложения силы F	Нагрузка F, кН
6	А	дерево	b x h = 22 x 38	6	36
	Б	Ст 3	двутавр № 22	7	46
	В	Ст 3	швеллер № 22	8	48
	Г	Ст 3	2 швеллера № 22	1	68
	Д	Ст 3	2 швеллера № 20	2	72
	Е	Ст 3	2 двутавра № 22	3	74
	Ж	чугун	b = 24	4	50
	З	чугун	b x h = 24 x 34, D = 8	5	60
	И	Ст 3	2 швеллера № 22, a = 8	6	74
	К	Ст 3	2 двутавра № 22, a = 12	7	69
7	А	дерево	b x h = 22 x 30	7	25
	Б	Ст 3	двутавр № 24	8	48
	В	Ст 3	швеллер № 24	1	52
	Г	Ст 3	2 швеллера № 24	2	63
	Д	Ст 3	2 швеллера № 22	3	68
	Е	Ст 3	2 двутавра № 20	4	64
	Ж	чугун	b = 22	5	43
	З	чугун	b x h = 26 x 36, D = 6	6	49
	И	Ст 3	2 швеллера № 24, a = 4	7	78
	К	Ст 3	2 двутавра № 24, a = 13	8	84
8	А	дерево	b x h = 18 x 32	8	35
	Б	Ст 3	двутавр № 27	1	62
	В	Ст 3	швеллер № 27	2	68
	Г	Ст 3	2 швеллера № 22	3	85
	Д	Ст 3	2 швеллера № 24	4	87
	Е	Ст 3	2 двутавра № 22	5	78
	Ж	чугун	b = 26	6	52
	З	чугун	b x h = 26 x 36, D = 9	7	58
	И	Ст 3	2 швеллера № 27, a = 5	8	86
	К	Ст 3	2 двутавра № 27, a = 14	1	88

Таблица 6.5

Схемы поперечных сечений колонны

А	Б	В
		
Г	Д	Е
		

Окончание табл. 6.5

Ж	З
	
И	К
	

6.5. Изгиб с кручением

Помимо крутящих моментов валы могут испытывать воздействие изгибающих моментов. Последние возникают от действия собственного веса вала, усилий натяжения приводных ремней, весов шкивов, усилий зацепления в зубьях зубчатых передач и т. п.

Крутящий момент на валу или его участке определяется по формулам:

$$T = 9550\frac{N}{n}, \tag{6.13}$$

где T – крутящий момент, Нм; N – мощность двигателя, кВт; n – число оборотов вала в минуту, или

$$T = \frac{D}{2}\cdot(t_1 - t_1'), \tag{6.14}$$

где D – диаметр ведущего шкива, соединенного с двигателем приводным ремнем; t_1 – усилие натяжения в набегающей ветви приводного ремня; t_1' – усилие натяжения в сбегающей ветви приводного ремня.

Определив крутящий момент по формуле (6.13) и, зная соотношение между усилиями t_1 и t_1', определяют эти усилия из формулы (6.14) при известном диаметре шкива. Если усилия t_1, t_1' последовательно перенести в центр тяжести сечения вала и уравновесить их, то получим два момента пар сил, направленных в противоположные стороны. Равнодействующий момент этих моментов и будет равен крутящему моменту в том сечении, где находится шкив. Вместе с этим в центре этого сечения вала возникнет нагрузка, $S = t_1 + t_1'$, которая может быть направлена под углом к горизонту. В этом случае ее раскладывают на вертикальную и горизонтальную составляющие: $S_y = S\cdot\sin\alpha$; $S_z = S\cdot\cos\alpha$.

При наличии на валу нескольких ведомых шкивов крутящие моменты и изгибающие нагрузки определяются аналогичным способом. Таким образом, вал будет испытывать одновременно деформацию кручения от крутящих моментов и деформацию поперечного изгиба в двух плоскостях – вертикальной и горизонтальной. Дальнейший расчет вала на изгиб с кручением осуществляется в таком порядке:

1. Строится эпюра крутящих моментов T.
2. Вычерчивается схема вала в виде балки на двух опорах и загружается только вертикальными изгибающими нагрузками. С помощью уравнений статики определяются реакции на опорах, и строится эпюра изгибающих моментов от этих нагрузок $M_{\text{и}}^{\text{в}}$.

3. Вал загружается только горизонтальными изгибающими нагрузками, от них определяются реакции на опорах, и строится эпюра изгибающих моментов от горизонтальных нагрузок $M_{\text{и}}^{\text{г}}$.

4. В характерных сечениях вала определяются суммарные изгибающие моменты в виде геометрической суммы изгибающих моментов, возникающих в этих сечениях от вертикальных и горизонтальных нагрузок: $M_{\text{и}} = \sqrt{(M_{\text{и}}^{\text{в}})^2 + (M_{\text{и}}^{\text{г}})^2}$. Строится суммарная эпюра изгибающих моментов $M_{\text{и}}$. При построении эпюр выбирается необходимый масштаб, и применяются знаки, принятые в сопротивлении материалов при построении эпюр крутящих и изгибающих моментов.

5. Выбирается опасное сечение по длине вала, где одновременно крутящий и суммарный моменты достаточно большие – на основании эпюр $M_{\text{и}}$ и T.

6. На основании третьей или четвертой теории прочности для опасного сечения определяется расчетный (эквивалентный) момент по формулам:

$$M_{\text{р}}^{\text{III}} = \sqrt{T^2 + M_{\text{и}}^2}; \quad M_{\text{р}}^{\text{IV}} = \sqrt{M_{\text{и}}^2 + 0,75T^2}. \tag{6.15}$$

7. Определяется диаметр сечения вала на основании условия прочности:

$$\sigma_{\max} = \frac{M_{\text{P}}}{W_z} \le \sigma_{\text{adm}}, \tag{6.16}$$

где $W_z = \dfrac{J_z}{d/2} = \pi \dfrac{d^4/64}{d/2} = \dfrac{\pi d^3}{32}$ – момент сопротивления поперечного сечения вала изгибу.

$$d \ge \sqrt[3]{\frac{32M_{\text{P}}}{\pi\sigma_{\text{adm}}}}. \tag{6.17}$$

Величина диаметра округляется до ближайшего целого.

Пример 6.4.

Шкив с диаметром D_1 и с углом наклона ветвей ремня к горизонту α_1 делает n оборотов в минуту и передает мощность N. Два других шкива имеют одинаковый диаметр D_2 и одинаковые углы наклона ветвей ремня к горизонту α_2 и, каждый из них передает мощность $N/2$ **(**рис. 6.8).

Требуется:

1. Определить моменты, приложенные к шкивам, по заданным N и n ;

2. Построить эпюру крутящих моментов T;

3. Определить окружные усилия t_1 и t_2 действующие на шкивы, по данным моментам и заданным диаметрам шкивов D_1 и D_2;

4. Принять $t_1 = 2 \cdot t_2$;

5. Определить силы, изгибающие вал в горизонтальной и вертикальной плоскостях (вес шкивов и вала не учитывать);

6. Построить эпюры изгибающих моментов от горизонтальных и вертикальных сил $M_{\text{верт.}}$, $M_{\text{гор.}}$;

7. Построить эпюры суммарных изгибающих моментов, пользуясь формулой $M_{\text{и}} = \sqrt{M_{\text{гор}}{}^2 + M_{\text{верт}}{}^2}$;

8. При помощи эпюр T и $M_{\text{и}}$ найти опасное сечение и определить максимальный расчетный момент (по третьей теории прочности);

9. Подобрать диаметр вала d при $\sigma_{\text{adm}} = 70$ МПа и округлить его значение.

Решение.

1. Определяем крутящие моменты:

$$T_1 = \frac{9{,}55 \cdot N_1}{650} = \frac{9{,}55 \cdot 90}{650} = 1{,}32 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$T_2 = \frac{9{,}55 \cdot N_2}{n} = \frac{9{,}55 \cdot 45}{650} = 0{,}66 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

2. Строим эпюру крутящих моментов (см. рис. 6.8).

3. Определяем усилия натяжения в ветвях ремней:

$$t_1 = \frac{2 \cdot T_1}{D_1} = \frac{2 \cdot 1{,}32}{1} = 2{,}64 \text{ кН}; \quad t_2 = \frac{2 \cdot T_2}{D_2} = \frac{2 \cdot 0{,}66}{0{,}6} = 2{,}2 \text{ кН}.$$

4. Определяем изгибающие нагрузки:

$$S_1 = t_1 + 2 \cdot t_2 = 7{,}92 \text{ кН}; \quad S_2 = t_2 + 2 \cdot t_2 = 6{,}60 \text{ кН}.$$

5. Определяем изгибающие нагрузки в вертикальной плоскости и реакции от этих нагрузок:

$$S_1^y = S_1 \cdot \sin\alpha_1 = 7{,}92 \cdot \sin 75^\circ = 7{,}92 \cdot 0{,}9659 = 7{,}65 \text{ кН};$$

$$S_2^y = S_2 \cdot \sin\alpha_2 = 6{,}6 \cdot \sin 80^\circ = 6{,}6 \cdot 0{,}9848 = 6{,}49 \text{ кН}.$$

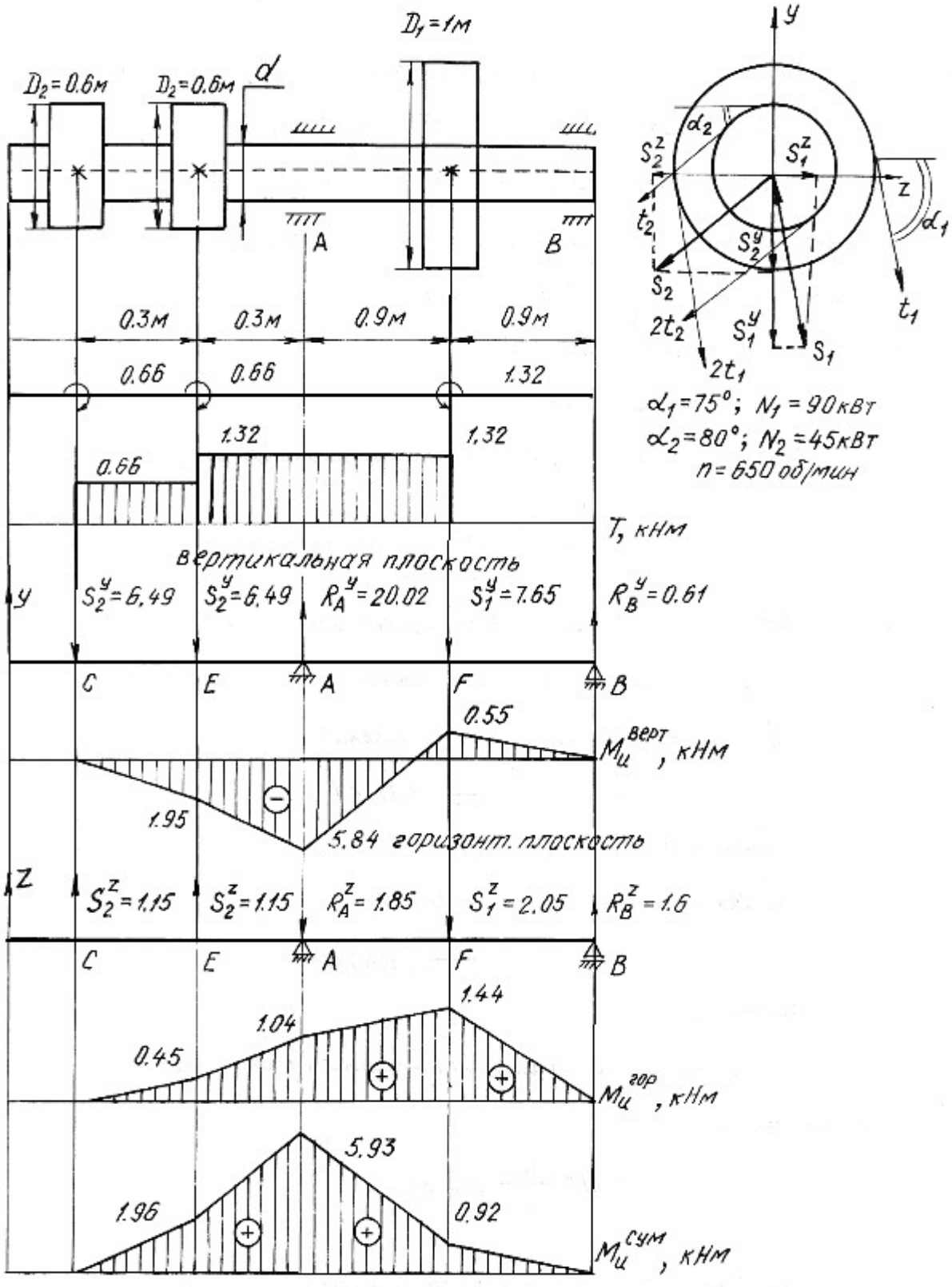

D1=1м
D2=0.6м
D2=0.6м
d
A
B
0.3м
0.3м
0.9м
0.9м
0.66
0.66
1.32
1.32
1.32
0.66
T, кНм
вертикальная плоскость
y
S2y=6.49
S2y=6.49
RAy=20.02
S1y=7.65
RBy=0.61
C
E
A
F
B
0.55
Mцверт, кНм
1.95
5.84 горизонт. плоскость
z
S2z=1.15
S2z=1.15
RAz=1.85
S1z=2.05
RBz=1.6
C
E
A
F
B
1.44
1.04
0.45
Mцгор, кНм
5.93
1.96
0.92
Mцсум, кНм
y
α2
S2z
S1z
z
α1
t2
S2y
S2
t1
2t2
S1y
S1
2t1
α1=75°; N1=90кВт
α2=80°; N2=45кВт
n=650 об/мин

Рис. 6.8.

$$\sum M_A = 0; \quad S_2^y \cdot 0,6 - S_1^y \cdot 0,9 + R_B^y \cdot 1,8 + S_2^y \cdot 0,3 = 0;$$

$$6,49 \cdot 0,6 + 6,49 \cdot 0,3 - 7,65 \cdot 0,9 + R_B^y \cdot 1,8 = 0;$$

$$R_B^y = 0,61 \text{ кН}.$$

$$\sum M_B = 0; \; S_2^y \cdot 2,4 + S_2^y \cdot 2,1 - R_A^y \cdot 1,8 + S_1^y \cdot 0,9 = 0;$$

$$6,49 \cdot 2,4 + 6,49 \cdot 2,1 - R_A^y \cdot 1,8 + 7,65 \cdot 0,9 = 0;$$

$$R_A^y = 20,02 \text{ кН}.$$

$$\sum Y = 0; \quad -S_2^y - S_2^y + R_A^y - S_1^y + R_B^y = 0;$$

$$-6,49 - 6,49 + 20,02 - 7,65 + 0,61 = 0;$$

$$0 = 0.$$

Строим эпюру изгибающих моментов в вертикальной плоскости:

$$M_{\text{и}}^E = -6,49 \cdot 0,3 = -1,95 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_{\text{и}}^A = -6,49 \cdot 0,6 - 6,49 \cdot 0,3 = -5,84 \text{ кН} \cdot \text{м};$$

$$M_{\text{и}}^F = R_B^y \cdot 0,9 = 0,61 \cdot 0,9 = 0,55 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

6. Определяем изгибающие нагрузки в горизонтальной плоскости и реакции от этих нагрузок:

$$S_1^z = S_1 \cdot \cos\alpha_1 = 7,92 \cdot \cos 75^\circ = 2,05 \text{ кН};$$

$$S_2^z = S_2 \cdot \cos\alpha_2 = 6,6 \cdot \cos 80^\circ = 1,15 \text{ кН}.$$

$$\sum M_A = 0;$$

$$S_2^z \cdot 0,6 - S_1^z \cdot 0,9 + R_B^z \cdot 1,8 - S_2^z \cdot 0,3 = 0;$$

$$R_B^z = 1,6 \text{ кН}.$$

$$\sum M_B = 0;$$

$$-S_2^z \cdot 2,4 - S_2^z \cdot 2,1 + R_A^z \cdot 1,8 + S_1^z \cdot 0,9 = 0;$$

$$R_A^z = 1,85 \text{ кН}.$$

$$\sum Z = 0; \quad S_2^z + S_2^z - R_A^z - S_1^z + R_B^z = 0;$$

$$1,15 + 1,15 - 1,85 - 2,05 + 1,6 = 0;$$

$$0 = 0.$$

Строим эпюру изгибающих моментов в горизонтальной плоскости:

$$M_{\text{и}}^{E} = 1{,}15 \cdot 0{,}3 = 0{,}45 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{A} = 1{,}15 \cdot 0{,}6 + 1{,}15 \cdot 0{,}3 = 1{,}04 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{F} = 1{,}6 \cdot 0{,}9 = 1{,}44 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

7. Строим эпюру суммарных изгибающих моментов:

$$M_{\text{и}}^{E} = \sqrt{1{,}95^2 + 0{,}45^2} = 1{,}96 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{A} = \sqrt{5{,}84^2 + 1{,}04^2} = 5{,}93 \text{ кН} \cdot \text{м};$$
$$M_{\text{и}}^{F} = \sqrt{0{,}55^2 + 1{,}44^2} = 0{,}92 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

8. Опасным сечением будет сечение A:

$$M_{\text{и}}^{A} = 5{,}93 \text{ кН} \cdot \text{м}; \quad T = 1{,}32 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Расчетный момент для сечения A:

$$M_{\text{р}}^{\text{III}} = \sqrt{5{,}93^2 + 1{,}32^2} = 6{,}08 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

9. Определяем диаметр сечения вала:

$$d = \sqrt[3]{\frac{32M_{\text{р}}}{\pi\sigma_{\text{adm}}}} = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot 6{,}08 \cdot 10^{-3}}{3{,}14 \cdot 70}} = 0{,}096 \text{ м} = 96 \text{ мм}.$$

Принимаем диаметр вала $d = 100$ мм.

6.6. Задания для расчета на изгиб с кручением

Трансмиссионный вал делает n оборотов в минуту при мощности N. На шкив с диаметром D_1 с углом наклона ремней ветвей ремня к горизонту α_1 передается мощность N кВт от электродвигателя. Два других шкива имеют одинаковый диаметр D_2 и одинаковые углы α_2 наклона ветвей ремня к горизонту, и каждый из них передает мощность $0{,}5N$ на станки. Для заданной расчетной схемы и данных размеров и нагрузок требуется:

1) определить окружные моменты, приложенные к шкивам, по заданным величинам N и n;

2) построить эпюру крутящих моментов T;

3) определить окружные усилия, действующие на шкивы;

4) определить силы, изгибающие вал в горизонтальной и вертикальной плоскостях (вес шкива и вала не учитывать);

5) построить эпюры изгибающих моментов от горизонтальных сил $M_{\text{гор}}$ и от вертикальных сил $M_{\text{верт}}$;

6) построить эпюру суммарных изгибающих моментов;

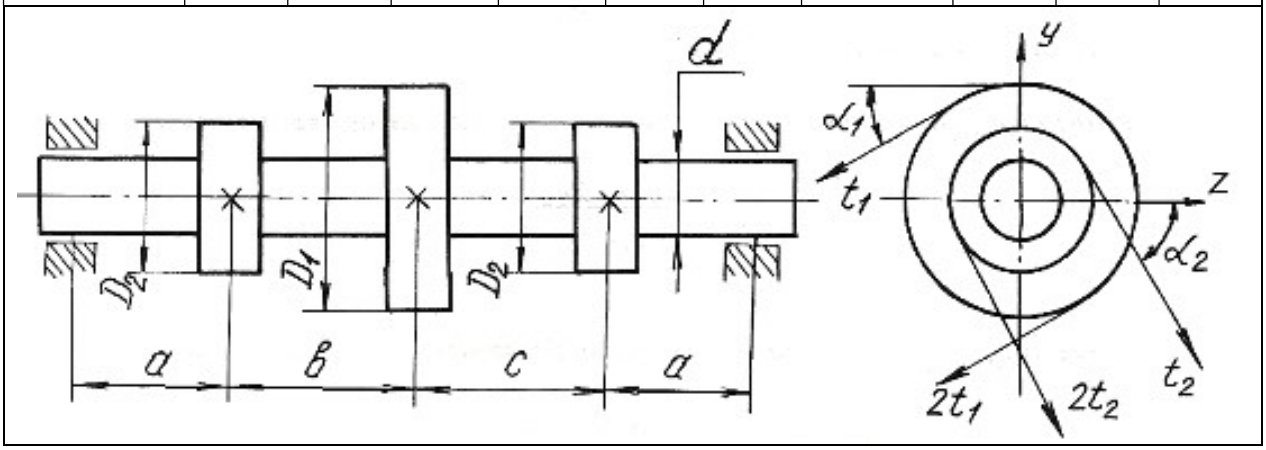
7) найти опасное сечение и определить величину максимально-расчетного момента по третьей теории прочности;

8) подобрать диаметр сечения вала при σ_{adm}=80 МПа.

Данные для расчета и схемы взять из табл. 6.6.

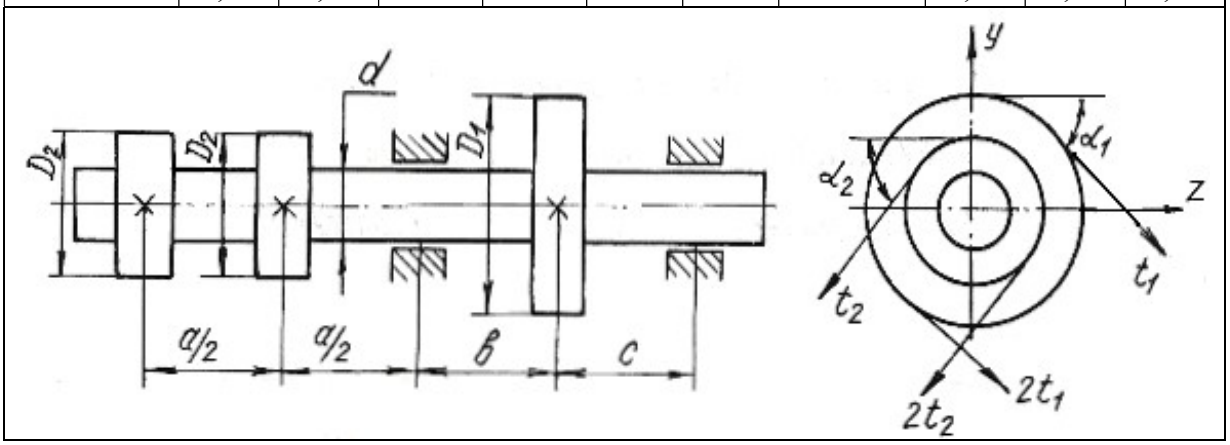
Таблица 6.6

Номер варианта	Числовые значения									
	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
1	1,00	0,30	45	40	30	15	250	0,50	1,00	1,00
2	0,80	0,40	15	10	40	20	200	0,50	1,30	1,20
3	1,00	0,40	30	35	30	15	250	0,40	1,25	2,00
4	1,20	0,50	60	55	50	25	200	0,40	1,00	2,50
5	1,40	0,40	45	45	60	30	300	0,60	1,20	1,80



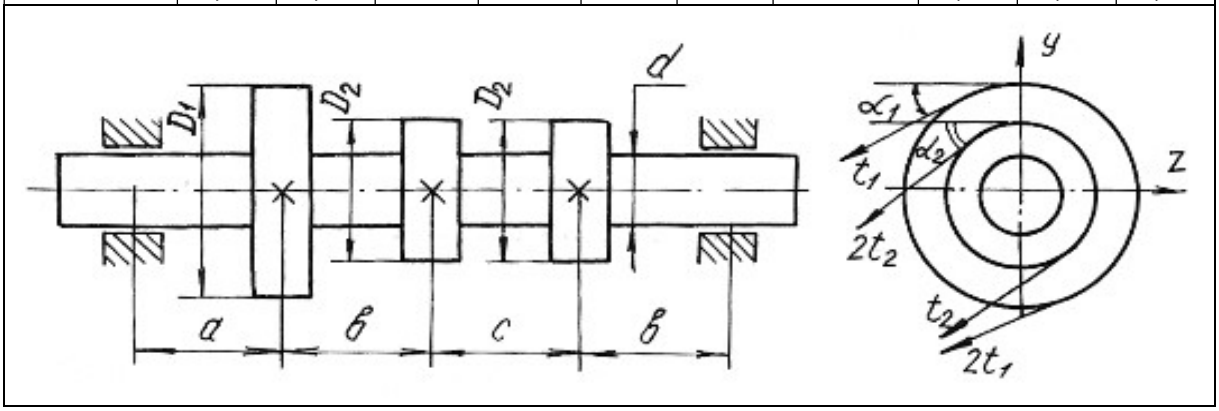
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
6	1,00	0,30	45	40	70	35	400	0,70	1,20	1,30
7	0,90	0,60	55	50	75	38	400	0,50	1,00	1,00
8	1,00	0,70	60	35	80	40	500	0,60	1,00	1,10
9	1,20	0,80	65	30	85	42	550	0,70	1,10	1,20
10	1,20	0,90	70	45	90	45	600	0,70	1,00	1,00



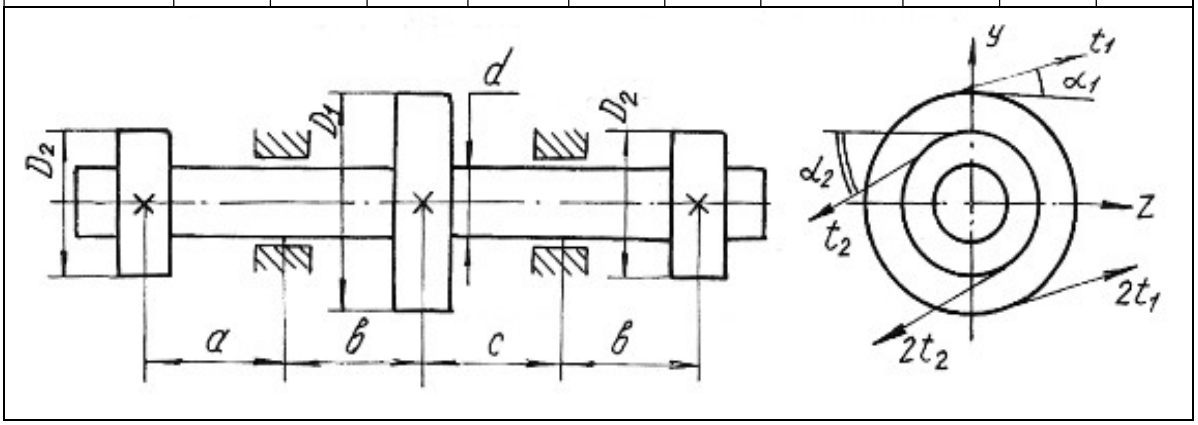
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
11	1,00	0,60	75	80	90	45	650	0,60	0,90	0,90
12	1,20	0,80	80	75	100	50	700	0,50	1,00	1,00
13	1,20	0,70	85	30	110	55	750	0,60	1,10	1,20
14	1,20	0,60	30	85	120	60	800	0,50	1,00	1,00
15	1,00	0,80	35	40	130	65	360	0,60	1,20	1,00



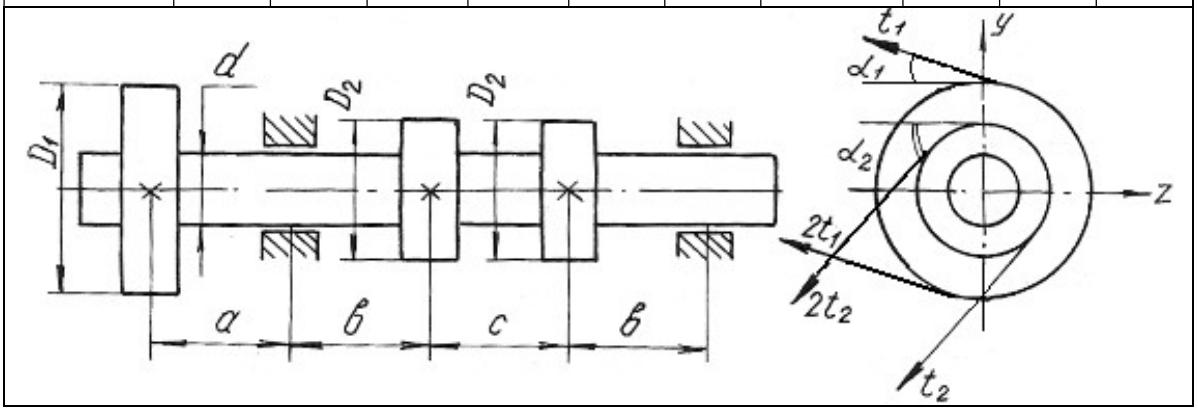
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
16	1,20	0,60	40	35	140	70	400	0,50	1,00	1,00
17	1,40	0,70	45	50	150	75	450	0,50	0,50	1,00
18	1,20	0,60	50	45	160	80	500	0,60	1,00	1,00
19	1,20	0,70	60	65	170	85	550	0,50	0,90	0,90
20	1,00	0,60	65	60	180	90	600	0,60	1,00	0,90



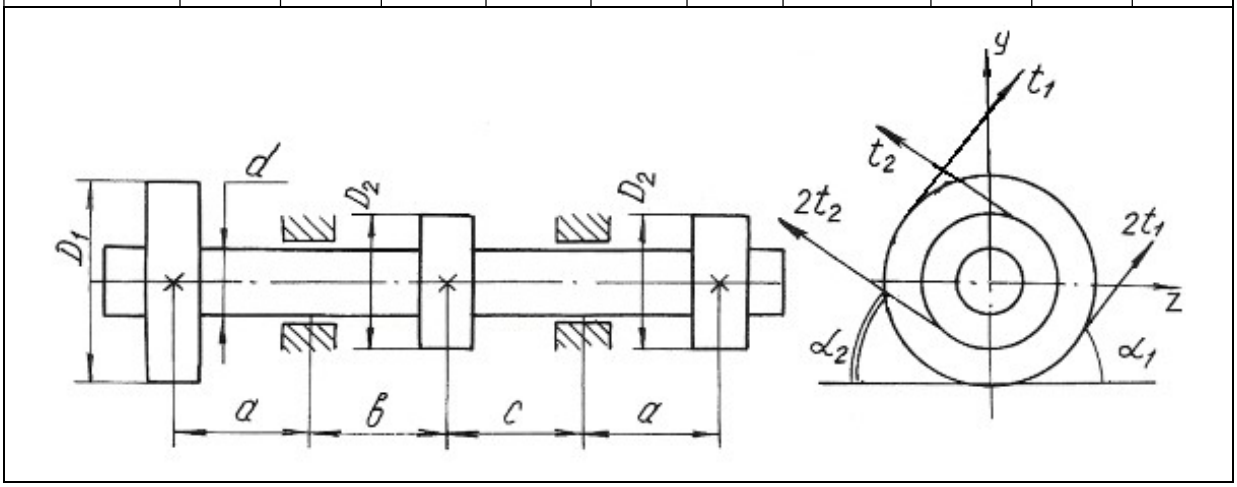
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
21	1,20	0,80	15	25	30	15	250	1,00	0,80	1,20
22	1,00	0,60	25	15	40	20	280	1,20	1,20	1,30
23	0,80	0,50	30	45	50	25	300	1,30	1,30	1,40
24	1,00	0,65	45	60	60	30	450	1,25	1,40	1,50
25	1,20	0,75	60	30	70	35	500	1,40	1,00	1,60



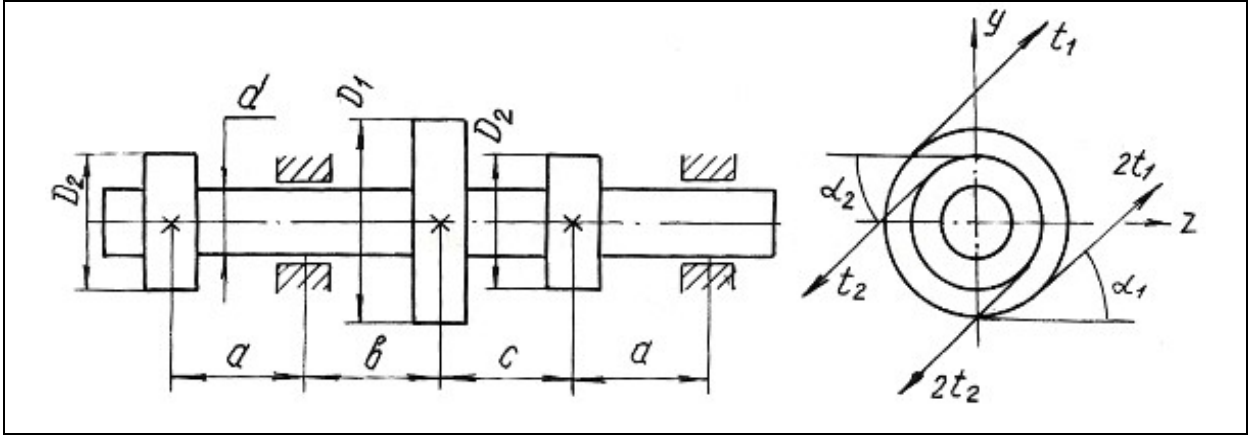
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
26	1,20	0,80	75	15	60	30	500	1,20	1,20	1,40
27	1,00	0,90	30	45	64	32	550	1,00	0,80	1,00
28	0,90	0,80	35	55	70	35	600	0,60	1,00	0,90
29	0,80	0,70	40	50	74	37	650	0,60	0,90	0,80
30	1,10	0,75	55	65	80	40	700	0,80	1,00	0,65



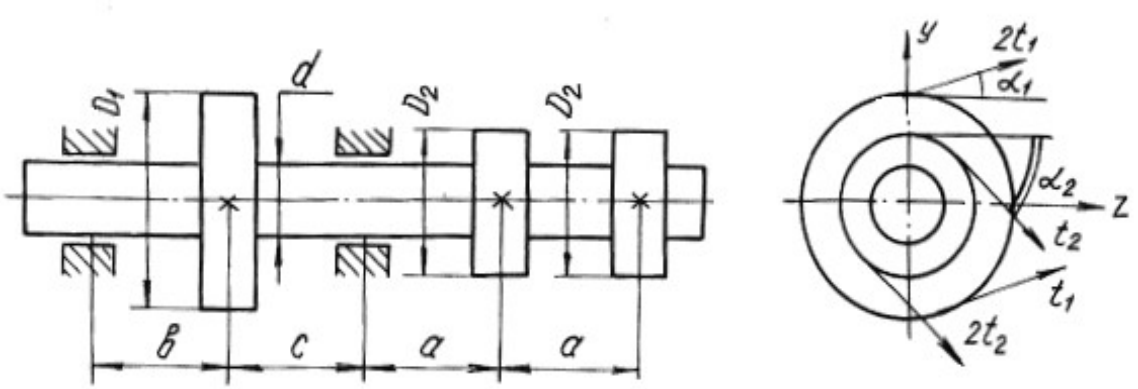
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
31	1,10	0,75	45	45	170	85	500	1,00	0,90	1,10
32	1,20	0,90	60	30	90	45	400	0,90	1,00	0,80
33	0,90	0,70	75	15	95	47	450	0,80	0,90	1,00
34	1,00	0,80	30	45	100	50	500	1,00	1,20	0,90
35	1,20	0,90	25	15	110	55	550	0,90	1,00	1,20



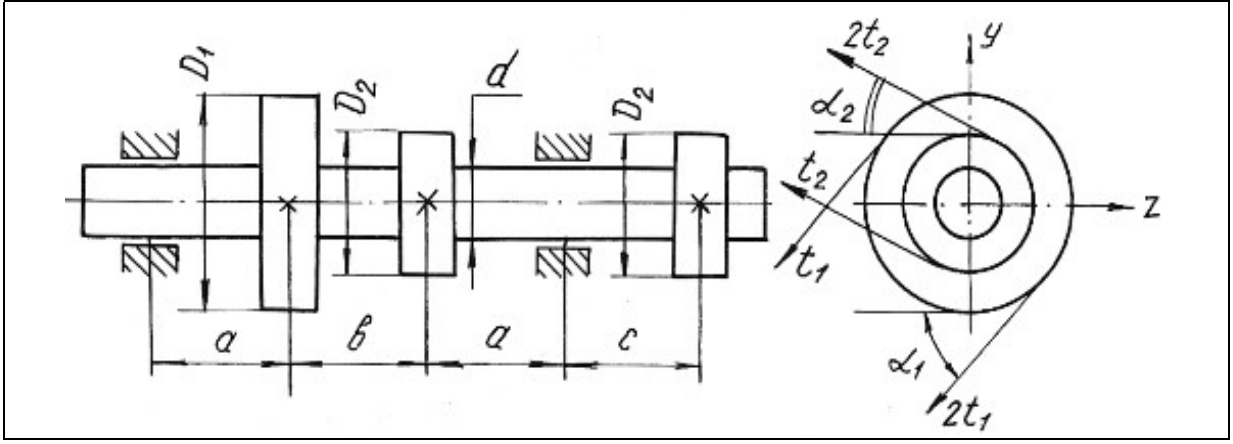
Продолжение табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
36	1,00	0,80	30	20	120	60	600	0,80	1,20	0,90
37	1,20	0,90	35	45	130	65	650	1,00	0,80	0,90
38	1,10	0,80	60	50	140	70	700	0,90	1,00	0,90
39	1,00	0,70	75	15	150	75	300	0,80	1,00	0,70
40	1,00	0,60	60	40	160	80	300	1,00	1,20	1,30



Окончание табл. 6.6

Номер варианта	D_1, м	D_2, м	α_1, град	α_2, град	N_1, кВт	N_2, кВт	n, об/мин	a, м	b, м	c, м
41	1,00	0,40	40	20	40	20	200	0,50	1,00	0,40
42	0,80	0,50	45	25	50	25	250	0,40	1,10	0,50
43	1,00	0,60	50	30	60	30	300	0,60	0,90	0,40
44	1,20	0,80	55	35	70	35	200	0,40	1,00	0,60
45	1,10	0,50	60	40	80	40	350	0,70	1,20	0,70



Глава 7

УСТОЙЧИВОСТЬ ГИБКИХ СЖАТЫХ СТЕРЖНЕЙ

Стержни, длина которых относительно невелика по сравнению с их поперечными размерами, рассчитываются на сжатие, исходя из условия прочности:

$$\frac{F}{A} \le \sigma_{\text{adm}}.$$

При этом полагается, что вплоть до разрушения стержень работает на осевое сжатие и продольная ось его остаётся прямолинейной.

Иная картина наблюдается при сжатии стержней, длина которых значительно больше размеров поперечного сечения. В этих случаях прямолинейная продольная ось стержней может искривляться. Искривление происходит в плоскости наименьшей жесткости стержня.

Деформация, которая возникает при сжатии стерня и сопровождается искривлением продольной оси стержня, называется продольным изгибом, а переход прямолинейной формы продольной оси стержня в криволинейную носит название потери устойчивости. Нагрузка, при которой стержень теряет устойчивость, называется критической силой F_{cr}.

Напряжение, возникающее в поперечном сечении стержня от критической силы, называется критическим напряжением σ_{cr}.

Критические напряжения весьма опасны для сжатых стержней, поэтому необходимо проводить расчёты на устойчивость.

Для стержней, закрепленных на одной или двух опорах, величина критической силы может быть определена по формуле Эйлера:

$$F_{cr} = \frac{\pi^2 E\, J_{\min}}{(\mu l)^2}, \qquad (7.1)$$

где E − модуль продольной упругости материала; $J_{\min}$ − минимальный осевой момент инерции поперечного сечения стержня; l − длина стержня; μ − коэффициент приведенной длины стержня, отражающий способ закрепления концов стержня (рис. 7.1); μl − приведенная длина стержня.

Критические напряжения

$$\sigma_{cr} = \frac{\pi^2 E}{\lambda^2}, \qquad (7.2)$$

где λ − гибкость стержня

$$\lambda = \frac{\mu l}{i_{\min}}, \tag{7.3}$$

где $i_{\min}$ – минимальный радиус инерции поперечного сечения стержня

$$i_{\min} = \sqrt{\frac{J_{\min}}{A}}, \tag{7.4}$$

Формула Эйлера применима для стержней с гибкостью более гибкости, предельной для данного материала стержня

$$\lambda_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{\pi^2 E}{\sigma_{pr}}}, \tag{7.5}$$

где σ_{pr} – предел пропорциональности материала стержня (напряжение, при котором сохраняется прямая пропорциональность между σ и ε).

Для расчёта сжатых стержней любой гибкости применяется способ, основанный на применении коэффициентов φ. Этот способ расчёта сжатых стержней на устойчивость сводится к расчёту стержня как бы на простое сжатие, только по заниженному допускаемому напряжению с использованием формулы:

$$\sigma^{\text{у}}_{\text{adm}} = \varphi\, \sigma_{\text{adm}}, \tag{7.6}$$

где $\sigma^{\text{у}}_{\text{adm}}$ – допускаемое напряжение при расчете на устойчивость; φ – коэффициент продольного изгиба (коэффициент понижения основного допускаемого напряжения σ_{adm} на простое сжатие), значения коэффициентов φ для различных материалов приведены в табл. 7.1.

Величина допускаемой нагрузки на устойчивость $F^{\text{у}}_{\text{adm}}$ сжатого стержня соответственно будет равна

$$F^{\text{у}}_{\text{adm}} = \sigma^{\text{у}}_{\text{adm}} A = \varphi \sigma_{\text{adm}} A, \tag{7.7}$$

где A – площадь поперечного сечения сжатого стержня.

Между критической и допускаемой нагрузкой на устойчивость существует следующая связь

$$F_{cr} = K_{\text{у}} F^{\text{у}}_{\text{adm}}, \tag{7.8}$$

где $K_{\text{у}}$ – коэффициент запаса на устойчивость.

Таблица 7.1

Гибкость, λ	Значение коэффициента φ				
	Материал				
	Ст. 4, Ст. 3	Ст. 5	Ст. СПБ	чугун	дерево
0	1	1	1	1	1
10	0,99	0,98	0,97	0,97	0,99
20	0,96	0,95	0,95	0,95	0,97
30	0,94	0,92	0,91	0,81	0,93
40	0,92	0,89	0,87	0,69	0,87
50	0,89	0,86	0,83	0,57	0,8
60	0,86	0,82	0,79	0,44	0,71
70	0,81	0,76	0,72	0,34	0,6
80	0,75	0,7	0,65	0,26	0,48
90	0,69	0,62	0,55	0,2	0,38
100	0,6	0,51	0,43	0,16	0,31
110	0,52	0,43	0,35	–	0,25
120	0,45	0,36	0,3	–	0,22
130	0,4	0,33	0,26	–	0,18
140	0,36	0,29	0,23	–	0,16
150	0,32	0,26	0,21	–	0,14
160	0,29	0,24	0,19	–	0,12
170	0,26	0,21	0,17	–	0,11
180	0,23	0,19	0,15	–	0,1
190	0,21	0,17	0,14	–	0,09
200	0,19	0,16	0,13	–	0,08

В зависимости от исходных данных для расчета на устойчивость решение сводится к определению допускаемой нагрузки $F_{\text{adm}}^{\text{у}}$ из условий устойчивости сжатого стержня или к подбору площади поперечного сечения сжатого стержня.

Рассмотрим возможные варианты решения на устойчивость сжатых стержней с помощью коэффициента φ на следующих примерах.

Пример 7.1.

Определить допускаемую нагрузку для стойки, изготовленной из Ст. 3 в виде трубы с наружным диаметром $d_1 = 0{,}04$ м и внутренним $d_2 = 0{,}03$ м, длиной $l = 1$ м. Концы стойки защемлены. Допускаемое напряжение для материала стержня $\sigma_{\text{adm}} = 120$ МПа, предел пропорциональности материала $\sigma_{pr} = 200$ МПа. Коэффициент запаса на устойчивость $K_{\text{у}} = 2$. Модуль продольной упругости материала $E = 2 \cdot 10^{11}$ Па.

Решение.

Выявим возможность решения данной задачи с помощью формулы Эйлера. Для этого находим предельную гибкость для данного материала стойки

$$\lambda_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{\pi^2 E}{\sigma_{pr}}} = \sqrt{\frac{3{,}14^2 \cdot 2 \cdot 10^{11}}{200 \cdot 10^6}} = 99{,}5.$$

Для определения действительной гибкости данной стойки находим минимальный момент инерции поперечного сечения

$$J_{\min} = \frac{\pi}{64}(d_1^4 - d_2^4) = \frac{3{,}14}{64}(0{,}04^4 - 0{,}03^4) = 8{,}586 \cdot 10^{-8} \text{ м}^4.$$

Площадь сечения

$$A = \frac{\pi}{4}(d_1^2 - d_2^2) = \frac{3{,}14}{4}(0{,}04^2 - 0{,}03^2) = 5{,}5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2.$$

Минимальный радиус инерции

$$i_{\min} = \sqrt{\frac{J_{\min}}{A}} = \sqrt{\frac{8{,}586 \cdot 10^{-8}}{5{,}5 \cdot 10^{-4}}} = 1{,}25 \cdot 10^{-2} \text{м}.$$

Тогда гибкость стойки при $\mu = 0{,}5$

$$\lambda = \frac{\mu l}{i_{\min}} = \frac{0{,}5 \cdot 1}{1{,}25 \cdot 10^{-2}} = 40.$$

Сравнивая полученные значения гибкостей, приходим к выводу, что расчет с помощью формулы Эйлера в данном случае не применим, так как $\lambda < \lambda_{\text{кр}}$.

Расчет производим с помощью коэффициента φ. Для данной стальной стойки при $\lambda = 40$ коэффициент $\varphi = 0{,}92$.

Найдем допускаемое напряжение на устойчивость

$$\sigma_{\text{adm}}^{\text{у}} = \varphi\sigma_{\text{adm}} = 0{,}92 \cdot 120 = 110{,}4 \text{ МПа},$$

а допускаемая нагрузка на устойчивость

$$F_{\text{adm}}^{\text{у}} = \sigma_{\text{adm}}^{\text{у}} A = 110{,}4 \cdot 10^6 \cdot 5{,}5 \cdot 10^{-4} = 60{,}72 \cdot 10^3 \text{ Н} = 60{,}72 \text{ кН}.$$

Критическая нагрузка

$$F_{cr} = K_{\text{у}} F_{\text{adm}}^{\text{у}} = 2 \cdot 60{,}72 = 121{,}44 \text{ кН}.$$

Пример 7.2.

Подобрать двутавровое сечение стойки с одним защемленным, а другим свободным концом. Осевая сжимающая сила $F = 400$ кН, длина стойки $l = 1{,}5$ м. Основное допускаемое напряжение на сжатие $\sigma_{adm} = 160$ МПа.

Решение.

Решаем задачу методом последовательных приближений. Примем для первого приближения коэффициент $\varphi_1 = 0{,}5$. В этом случае необходимая площадь поперечного сечения стойки:

$$A_1 \geq \frac{F}{\varphi_1 \sigma_{adm}} = \frac{400 \cdot 10^3}{0{,}5 \cdot 160 \cdot 10^6} = 50 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2.$$

По сортаменту выбираем двутавр № 33 (см. табл. П. 1) с площадью $A_2 = 53{,}8 \cdot 10^{-4}$ м^2 и минимальным радиусом инерции $i_{\min_1} = 2{,}79 \cdot 10^{-2}$ м.

Соответствующая гибкость стойки при коэффициенте $\mu = 2$

$$\lambda_1 = \frac{\mu l}{i_{\min_1}} = \frac{2 \cdot 1{,}5}{2{,}79 \cdot 10^{-2}} = 107.$$

С помощью линейной интерполяции находим коэффициент φ_2 между его значениями по табл. 7.1 при $\lambda = 100$ и при $\lambda = 110$. При $\lambda = 100$, $\varphi = 0{,}60$; при $\lambda = 110$, $\varphi = 0{,}52$, следовательно, $\Delta\lambda = 10$, $\Delta\varphi = 0{,}08$:

$$\varphi_2 = \varphi_{\lambda=100} - \frac{\Delta\varphi}{\Delta\lambda}\left[(\lambda{=}107) - (\lambda{=}100)\right] = 0{,}544.$$

Следовательно, при $\lambda = 107$ коэффициент $\varphi_2 = 0{,}544$.

Проводим проверку по условию

$$F_{\text{расч}_1} = \varphi_2 A_2 \sigma_{adm} = F \pm 5\ \%,$$

в нашем случае $F_{\text{расч}_1} = 0{,}544 \cdot 53{,}8 \cdot 10^{-4} \cdot 160 \cdot 10^6 = 468270$ Н $= 468{,}27$ кН $> F$.

Находим величину расхождения между заданной и расчетной нагрузками

$$\delta = \frac{468{,}27 - 400}{400} 100 = 17\ \% > 5\ \%.$$

Делаем новый расчет (приближение)

$$\varphi_3 = \frac{\varphi_1 + \varphi_2}{2} = \frac{0{,}5 + 0{,}544}{2} = 0{,}522 .$$

Необходимая площадь поперечного сечения

$$A_3 = \frac{F}{\varphi_3 \sigma_{adm}} = \frac{400 \cdot 10^3}{0{,}522 \cdot 160 \cdot 10^6} = 48 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2 .$$

По сортаменту проката найденной площади соответствует двутавр № 30а (см. табл. П. 1) площадью сечения $A_4 = 49{,}9 \cdot 10^{-4}$ м^2 и $i_{\min_2} = 2{,}95 \cdot 10^{-2}$ м. Тогда гибкость

$$\lambda_2 = \frac{\mu l}{i_{\min_2}} = \frac{2 \cdot 1{,}5}{2{,}95 \cdot 10^{-2}} = 101{,}7 \approx 102 .$$

После интерполяции получаем

$$\varphi_4 = 0{,}6 - \frac{0{,}08}{10}(102 - 100) = 0{,}584 .$$

Проводим проверку

$$F_{\text{расч}_2} = 0{,}584 \cdot 49{,}9 \cdot 10^{-4} \cdot 160 \cdot 10^6 = 466265 \text{ Н} = 466{,}265 \text{ кН} > F .$$

Величина расхождения между заданной и расчетной нагрузками составляет:

$$\delta = \frac{466{,}265 - 400}{400} 100 = 16{,}6 \text{ \%} > 5 \text{ \%} .$$

Проверяем двутавр № 30 площадью сечения $A_5 = 46{,}5 \cdot 10^{-4}$ м^2, $i_{\min_3} = 2{,}69 \cdot 10^{-2}$ м.

Гибкость $\lambda_3 = \frac{2 \cdot 1{,}5}{2{,}69 \cdot 10^{-2}} \approx 112$.

Коэффициент φ_5 находим линейной интерполяцией между значениями $\lambda = 110$ и $\lambda = 120$. Получим $\varphi_5 = 0{,}506$.

Проверка

$F_{\text{расч}_3} = \varphi_5 A_5 \sigma_{adm} = 0{,}506 \cdot 46{,}5 \cdot 10^{-4} \cdot 160 \cdot 10^6 = 376500 \text{ Н} = 376{,}5 \text{ кН}.$

Величина расхождения между заданной и расчетной нагрузками составляет

$$\delta = \frac{400 - 376{,}5}{400} 100 = 5{,}87 \text{ \%} > 5 \text{ \%} .$$

Следовательно, из трех рассмотренных номеров двутавров к практическому применению необходимо принять двутавр № 30а с площадью поперечного сечения $A = 49{,}9 \cdot 10^{-4}$ м^2, так как нагрузка, которую воспринимает двутавр № 30 меньше заданной нагрузки более чем 5 %.

7.1. Задания для расчета стержней на устойчивость

Подобрать поперечное сечение заданного профиля гибкого стержня при действии осевой сжимающей силы. Решение выполнить методом последовательных приближений с помощью коэффициентов φ. Допускаемые напряжения для материалов стержней на сжатие принять: для стали $\sigma_{adm} = 160$ МПа; для чугуна $\sigma_{adm} = 130$ МПа; для дерева $\sigma_{adm} = 10$ МПа.

Данные для расчетов взять из рис. 7.1, табл. 7.2 и П. 1.

Примечания:

1. Для сечения прямоугольного профиля принять соотношение между размерами как $b:h = 1:2$.
2. Для кольцеобразного сечения принять соотношение между внутренним и наружным диаметрами как $d/D = 0{,}85$.

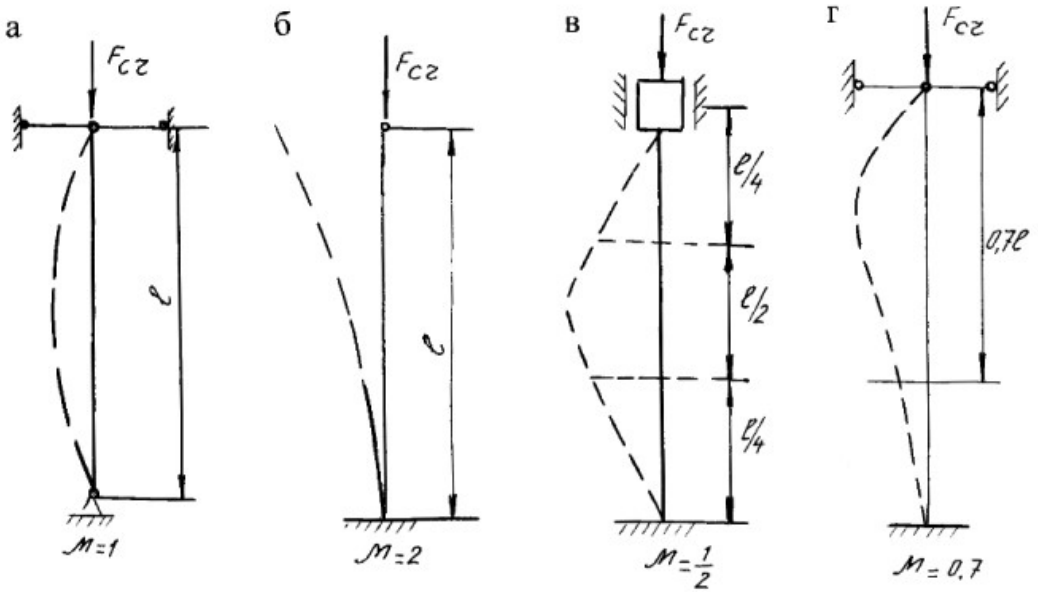
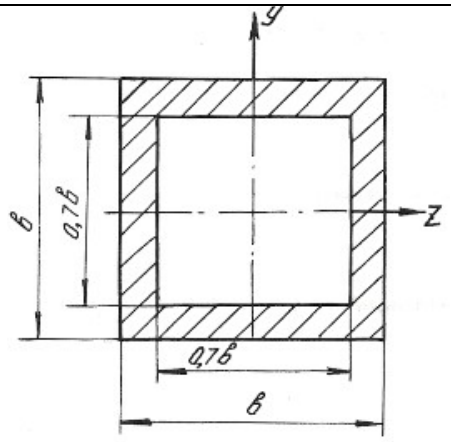
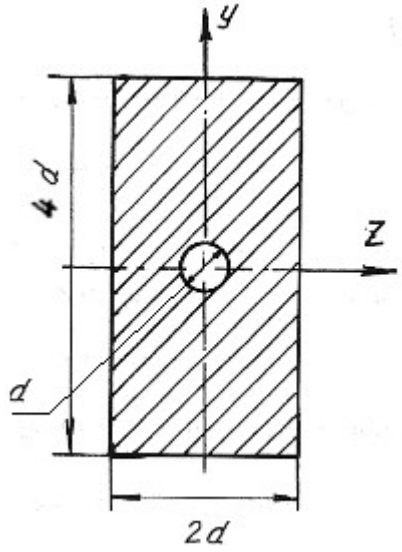
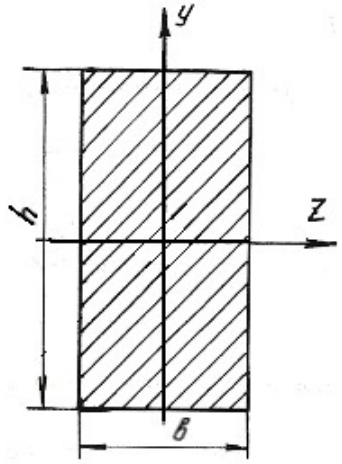
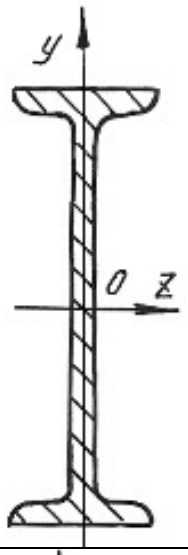
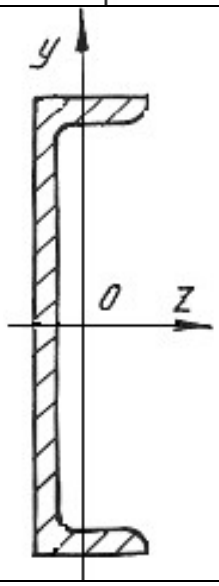


Рис. 7.1.

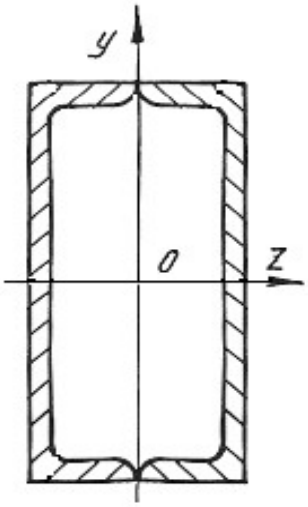
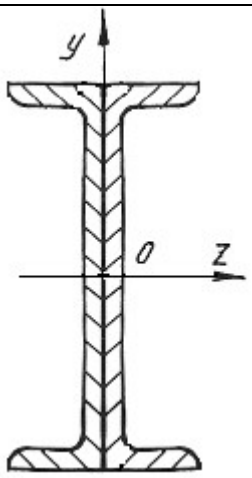
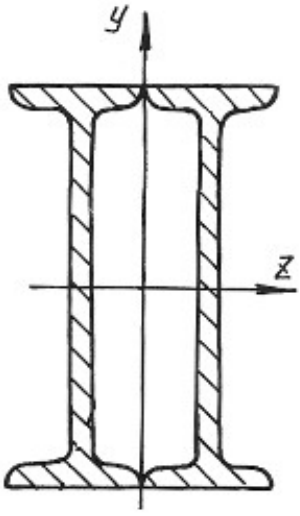
Таблица 7.2

Номер варианта	Схема поперечного сечения	Материал	Способ закрепления	Длина стержня, м	Сжимающая нагрузка, кН
1		Дерево	а б в г	3 4 4 1,6	90 120 150 60
2		Дерево	а б в г	3,6 5 5 2	140 250 400 180
3		Чугун	а б в г	5,2 4,8 4,5 2,8	600 800 900 700

Продолжение табл. 7.2

Номер варианта	Схема поперечного сечения	Материал	Способ закрепления	Длина стержня, м	Сжимающая нагрузка, кН
4		Чугун	а б в г	4,6 3,8 4,2 3,2	850 600 700 900
5		Сталь 5	а б в г	3,2 3,6 8 2,4	380 700 800 600
6		Сталь 3	а б в г	3,6 4,5 5 2,2	280 650 450 250

Окончание табл. 7.2

Номер варианта	Схема поперечного сечения	Материал	Способ закрепления	Длина стержня, м	Сжимающая нагрузка, кН
7		Сталь 3	а б в г	3 4 5,5 4,8	300 400 250 350
8		Сталь 3	а б в г	5,5 6,6 7 3,5	960 500 800 750
9		Сталь 3	а б в г	3 7 6 4	930 740 830 980

МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

М. Е. Садовников

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ И ЭЛЕКТРОННЫЕ АППАРАТЫ

Методические указания по организации самостоятельной работы

Екатеринбург
2018

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 3
1. Тематический план дисциплины 4
2. Тематика лабораторных, практических работ. 5
3. Теоретические вопросы к экзамену по дисциплине 7
4. Перечень основной и дополнительной учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины 8
4.1. Основная литература 8
4.2. Дополнительная литература 9
5. Перечень ресурсов информационно-телекоммуникационной сети «Интернет», необходимых для освоения дисциплины. 9
6. Перечень информационных технологий, используемых при осуществлении образовательного процесса по дисциплине, включая перечень программного обеспечения и информационных справочных систем ……9

ВВЕДЕНИЕ

Методические указания по самостоятельной работе студентов (СРС) определяют виды, требования к выполнению и отчетности, рекомендации по выполнению СРС.

Целью методических рекомендаций является повышение эффективности процесса обучения по основной образовательной программе путем правильной организации и выполнения самостоятельной работы.

Самостоятельная работа есть планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская деятельность студентов, осуществляемая, в основном, во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия. В настоящих методических указаниях предметом является самостоятельная учебная работа.

Основными видами самостоятельной учебной работы являются:

самовоспроизводящая – самостоятельное прочтение, просмотр, конспектирование учебной литературы и информации Интернет-ресурсов, прослушивание лекций, аудио- и видеоматериалов, заучивание, пересказ, запоминание, повторение учебного материала и др.;

поисковая – подготовка сообщений, докладов, выступлений на семинарских и практических занятиях, подбор литературы по дисциплинарным проблемам и литературы по теме рефератов, контрольных и курсовых работ и др.;

творческая – написание рефератов, выполнение курсового проекта, подготовка выпускной работы (проекта), выполнение специальных заданий и др.

Самостоятельная учебная работа включает в себя:

- подготовку к аудиторным занятиям (лекциям, практическим, семинарским, лабораторным работам и др.) и выполнение соответствующих заданий;
- самостоятельную работу над отдельными темами учебных дисциплин в соответствии с учебно-тематическими планами;
- написание рефератов, докладов, эссе;
- подготовку ко всем видам практики и выполнение предусмотренных ими заданий;
- выполнение письменных контрольных и курсовых работ;
- подготовку ко всем видам контрольных испытаний, в том числе к коллоквиумам, экзаменам и зачетам, тестированию и интернет-тестированию, государственным экзаменам;
- подготовку к итоговой государственной аттестации, в том числе выполнение выпускной квалификационной работы (проекта) или магистерской диссертации;
- другие виды учебной деятельности, организуемой и осуществляемой вузом, факультетом или кафедрой.

Виды заданий для выполнения самостоятельной работы: сообщение или доклад на семинарском занятии, реферат, расчетно-графическая работа, курсовая работа и курсовой проект, выпускная квалификационная работа, магистерская диссертация. Темы заданий для выполнения учебной самостоятельной работы студентов указывает преподаватель.

Методические рекомендации к планированию и выполнению самостоятельной учебной работы

Приступая к изучению учебной дисциплины, следует ознакомиться с рабочей учебной программой или тематическим планом дисциплины (табл. 1), перечнем обязательной и дополнительной учебной, научной и методической литературы (раздел 4), получить в библиотеке рекомендованные учебники и учебно-методические пособия, завести новую тетрадь для конспектирования лекций и работы с первоисточниками.

Вопросы для экзамена, указанные в настоящих методических указаниях (раздел 3), могут быть использованы студентом для углубленного изучения содержания дисциплины. Студент имеет право выбирать дополнительно интересующие его темы для самостоятельной работы.

Студентам должны самостоятельно выполнять индивидуальные письменные задания и упражнения, предлагаемые при подготовке к учебным занятиям.

Серьезная организованная работа по подготовке к семинарским занятиям, написанию письменных работ значительно облегчит подготовку к экзаменам и зачетам. При подготовке к зачету, экзамену студент должен повторить, как правило, ранее изученный материал. В этот период играют большую роль подготовленные заранее записи и конспекты.

Контрольная работа (КР) предназначена для выработки умения дать лаконичный аргументированный полный ответ на вопрос изучаемого курса, снабженный выводами. Как правило, она выполняется студентами, обучающимися по заочной форме обучения. Написание ее требует самостоятельности и ответственного отношения, способности работать с литературой по проблеме, знаний истории и теории вопроса, основных теоретических положений. Успешное выполнение контрольной работы учитывается при выставлении экзаменационной оценки. Объем работы не должен превышать 8-10 страниц печатного или рукописного текста, и содержать титульный лист, основную часть работы, список использованной литературы.

Расчетно-графическая работа (РГР) содержит задание на выполнение законченного инженерного расчета по выбору или проверке узлов или составных частей электротехнических систем в составе электротехнического комплекса.

Термин *реферат* (Р) имеет два смысла, во-первых, это краткое изложение содержания документа или его части, научной работы, включающее основные фактические сведения и выводы, необходимые для первоначального ознакомления с источниками и определения целесообразности обращения к ним и, во-вторых, это вид самостоятельной работы студента, под которым понимается краткое изложение в письменном виде или в форме публичного доклада содержания книги, учения, научного исследования и т.п., другими словами, это доклад на определенную тему, освещающий её вопросы на основе обзора литературы и других источников.

Рефераты в как вид самостоятельной работы студента оцениваются по следующим основным критериями: актуальность содержания, теоретический уровень, глубина и полнота анализа фактов, явлений, проблем, относящихся к теме; информационная насыщенность, новизна, оригинальность изложения вопросов; простота и доходчивость изложения; структурная организованность, логичность, грамматическая правильность и стилистическая выразительность; убедительность, аргументированность, практическая значимость и теоретическая обоснованность предложений и выводов.

Для выполнения самостоятельной работы других видов – курсовой работы и проекта, выпускной квалификационной работы, имеются соответствующие методические указания.

1. ТЕМАТИЧЕСКИЙ ПЛАН ДИСЦИПЛИНЫ

Таблица 1 – Тематический план дисциплины

№	Наименование, раздела и темы	Самостоятельная работа, часов		Литература (страницы)
		очная	заочная	
1	Условия эксплуатации электрооборудования на горных предприятиях. Исполнение электрооборудования	6	11	[1] с. 21…45, [3] с. 7...10, 14...23, [5] с. 25...28
2	Уровни напряжения, качество электроэнергии, режимы нейтрали	6	11	[1] с. 45…55, 175...182, [3] с. 10...14, [5] с. 16...20, 39....43,

№	Наименование, раздела и темы	Самостоятельная работа, часов		Литература (страницы)
		очная	заочная	
				[6] с. 53...97
3	Электрооборудование технологических установок горных предприятий	6	11	[1] с. 455...484, [2] с. 215…263, 505...588, [5] с. 305...369, [6] с. 97...107
4	Электрооборудование распределительных сетей горных предприятий	6	11	[1] с. 420...434, 444...455, [2] с. 23...33, 133...142, [3] с. 143…151, [5] с. 207...305, [6] с. 179...220
5	Электрооборудование для управления электроприводами на горных предприятиях	6	11	[1] с. 142...178, [2] с. 23...33, 133...142 [3] с. 143…151
6	Правила выполнения чертежей раздела проекта «Силовое электрооборудование»	6	11	Конспект лекций, ГОСТ 21.614-88, ГОСТ 2.856-75
7	Электрическое освещение	6	11	[1] с. 118...167, [3] с. 23…118, [5] с. 129...171, [6] с. 463...475
8	Расчёт электрических нагрузок и компенсация реактивной мощности	4	11	[1] с. 76...94, [2] с. 369...373, [3] с. 118…137, [6] с. 411...430, РТМ 36.18.32.4-92
9	Выбор числа трансформаторов и трансформаторных подстанций горных предприятий	6	10	[1] с. 411...417, 420...441, [2] с. 55…59, 69...76, 80...86, [3] с. 140...163, [6] с. 251...267
10	Низковольтные распределительные устройства горных предприятий	6	10	[1] с. 23...33, 133...142, [3] с. 163…217, [6] с. 267...281
11	Электрические связи	8	10	[1] с. 369...371, [2] с. 178...215, [4] с. 4...78, [6] с. 286...325
12	Расчёт токов короткого замыкания	6	13	[2] с. 78...137
13	Проверка электрооборудования, электроаппаратов и проводок по действию токов короткого замыкания	6	10	[4] с. 137...149
14	Проектирование мер защиты от поражения человека	5	10	[1] с. 167...249,

№	Наименование, раздела и темы	Самостоятельная работа, часов		Литература (страницы)
		очная	заочная	
	электрическим током на горных предприятиях			[4] с. 149...179, [5] с. 33...129
15	Молниезащита электроустановок горных предприятий	6	10	[6] с. 495...500, СО 153-34.21.122-2003, РД 34.21.122-87
16	Управления электрооборудованием	6	10	[2] с. 94...133, ГОСТ Р МЭК 60204-1-2007

2. ТЕМАТИКА ЛАБОРАТОРНЫХ, ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Таблица 2 – Перечень лабораторных работ

Номер раздела и темы	Наименование тем лабораторных работ	Трудоёмкость, час	
		очная	заочная
5	Рудничная аппаратура дистанционного управления во взрывозащищённом исполнении *Литература:* [2] с. 94...133, 142...161, 167...175	4	-
11	Изучение силовых кабелей напряжением до 35 кВ включительно *Литература:* [1] с. 369...371, [2] с. 178...215, [4] с. 4...78, [6] с. 286...325	4	-
14	Изучение устройств непрерывного контроля изоляции в сетях напряжением до 1140 В *Литература:* [1] с. 167...207, [5] с. 48...91	4	-
16	Изучение релейно-контакторных схем управления электроприводами. *Литература:* [7] с. 4...25	4	-
Итого:		16	-

Таблица 3 – Перечень практических работ

Номер раздела и темы	Наименование тем практических работ	Трудоёмкость, час	
		очная	заочная
4	Изучение электрооборудования в рудничном нормальном исполнении для распределения электроэнергии в сетях до 1140 В на подземных горных работах *Литература:* РЭ на изучаемую аппаратуру	4	4
10	Изучение аппаратуры ручного управления в рудничном нормальном исполнении *Литература:* [2] с. 133...142, 161...167, РЭ на изучаемую аппаратуру	4	4
10	Изучение электрооборудования дистанционного управления в рудничном нормальном исполнении *Литература:* [2] с. 94...133, 142...161, РЭ на изучаемую аппаратуру	4	4
7	Изучение электрооборудования в рудничном нормальном исполнении для питания ручного электроинструмента и освещения на подземных горных работах *Литература:*	4	-

Номер раздела и темы	Наименование тем практических работ	Трудоёмкость, час	
		очная	заочная
	[1] с. 136...138, [2] с. 167...175, РЭ на изучаемую аппаратуру		
Итого:		16	16

3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ВОПРОСЫ К ЭКЗАМЕНУ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

1. Исполнение электрооборудования (категория размещения, климатическое исполнение).
2. Исполнение электрооборудования (степень защиты от внешних воздействий).
3. Исполнение электрооборудования (рудничное нормальное исполнение).
4. Исполнение электрооборудования (взрывозащищённое исполнение).
5. Режимы нейтрали источников питания электроприёмников, их особенности и области применения на горных предприятиях.
6. Различия режимов нейтрали с точки зрения электро- и пожаробезопасности.
7. Электрооборудование технологических установок горных предприятий на ПГР, ОГР, ОФ и ДСФ (особенности, режимы работы).
8. Электрооборудование распределительных сетей горных предприятий (особенности конструкции электрооборудования для ПГР, ОГР ОФ и ДСФ; защиты, блокировки).
9. Электрооборудование для управления электроприводами на горных предприятиях (особенности конструкции электрооборудования для ПГР, ОГР ОФ и ДСФ; защиты, блокировки).
10. Правила черчения электрических схем.
11. Правила черчения планов расположения электрооборудования и прокладки электрических сетей.
12. Вспомогательные элементы чертежей (спецификации, экспликации, виды, разрезы и т. п.)
13. Выбор источников света и световых приборов.
14. Метод удельной мощности для расчёта освещения.
15. Метод светового потока для расчёта освещения.
16. Точечный метод для расчёта освещения.
17. Резервирование осветительной нагрузки.
18. Как выбирается структура распределительной сети горных предприятий?
19. Особенности расчёта электрических нагрузок на ПГР, ОГР и ОФ и ДСФ.
20. Как производится выбор числа трансформаторов трансформаторных подстанций?
21. Как производится выбор числа трансформаторных подстанций для различных видов горных работ.
22. Виды низковольтных распределительных устройств (НКУ),
23. Как производится выбор автоматических выключателей, включая выбор уставок защит. Особенности выбора автоматических выключателей для разных горных работ.
24. Как производится выбор контакторов и пускателей, особенности выбора данных аппаратов для разных горных работ.
25. Выбор типа, сечения и способа прокладки электрических связей распределительных сетей горных предприятий.
26. Как составляются схемы замещения для расчёта токов КЗ.
27. Как производится расчёт сопротивлений схем замещения.

28. Как выполняется расчёт максимальных токов КЗ.
29. Как учитывается при расчёте максимальных токов КЗ подпитка от электроприёмников.
30. Как выполнить расчёт минимальных токов КЗ.
31. Как производится проверка электрооборудования, электроаппаратов и проводок по действию токов короткого замыкания.
32. Как производится расчёт главного заземляющего устройства?
33. Что такое местные заземлители; как устроены сети заземления внутри зданий, на ПГР и ОГР?
34. Как выполняются заземляющие устройства в грунтах с высоким удельным сопротивлением?
35. Что такое пассивная и активная молниезащита.
36. Общие требования к построению схем управления (защиты, блокировки, принципы построения схем управления).
37. Режимы управления (местный/дистанционный; сблокированный/деблокированный);
38. Маркировка электрических цепей.
39. Требования к цветам и местам размещения органов управления и световой сигнализации.
40. Типовые схемы управления электроприводами.
41. Технологические блокировки и блокировки безопасности. Как обеспечивается местное и дистанционное управление.
42. Как обеспечивается защита от потери управляемости в цепях дистанционного управления электрооборудования для ПГР и ОГР.
43. Как обеспечивается защита цепей управления.

4. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ

4.1 Основная литература

№ п/п	Наименование
1	Электрификация горного производства [Текст]: учебник для вузов: В 2-х т. Т.1. / А. В. Ляхомский [и др.]; ред. Л. А. Пучков, Г. Г. Пивняк; Московский государственный горный университет. - М.: МГГУ, 2007.- 511 с.: ил.
2	Электрификация горного производства [Текст]: учебник для вузов: В 2-х т. Т.2. / А. В. Ляхомский [и др.]; ред. Л. А. Пучков, Г. Г. Пивняк; Московский государственный горный университет. - М.: МГГУ, 2007.- 595 с.: ил.
3	Электроснабжение и электрооборудование горного производства. Часть 1 [Текст]: учебное пособие / М. Е. Садовников; Уральский гос. горный ун-т. – Екатеринбург: УГГУ, 2016. – 229 с.
4	Электроснабжение и электрооборудование горного производства. Часть 2 [Текст]: учебное пособие / М. Е. Садовников; Уральский гос. горный ун-т. – Екатеринбург: УГГУ, 2016. – 191 с.

4.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование
1	Электрооборудование и электроснабжение открытых горных работ [Текст]: учебник для вузов / Н. И. Чеботаев. - М.: Горная книга, 2006. - 474 с.: ил.
2	Электроснабжение промышленных предприятий [Текст]: учебник / Б. И. Кудрин. - М.: Интермет Инжиниринг, 2007. - 672 с.: ил.
3	Садовников М. Е. Контакторы, пускатели, электротепловые реле и предохранители [Текст]: учебн. пособие по дисциплине «Электрические и электронные аппараты» для студентов специальности 140604 - "Электропривод и автоматика промышленных установок и технологических комплексов" (ЭГП) очного и заочного обучения / М.Е. Садовников.- Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010.- 64 с.
4	Юнусов Х.Б. Электроснабжение: методические указания по выполнению раздела ВКРИ / Х. Б. Юнусов; Уральский государственный горный университет. - 2-е изд., перераб. и доп. - Екатеринбург: УГГУ, 2010. - 36 с.

5. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ

Сайт компании DIAL GmbH - http://www.dial.de/DIAL/en/dialux-international-download/russkii.html
Сайт Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии (Росстандарт) - https://www.gost.ru/portal/gost//home/standarts/catalognational
Сайт компании ОАО «ВЭЛАН» - http://velan.ru/
Сайт компании ООО "Производственное предприятие шахтной электроаппаратуры" (ШЭЛА) - http://www.shela71.ru/
Сайт компании «ЕХС» - http://www.oaoex.ru/
Сайт компании Becker Mining Systems http://www.ru.becker-mining.com/ru/products

6. ПЕРЕЧЕНЬ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ПРИ ОСУЩЕСТВЛЕНИИ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОГО ПРОЦЕССА ПО ДИСЦИПЛИНЕ, ВКЛЮЧАЯ ПЕРЕЧЕНЬ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫХ СПРАВОЧНЫХ СИСТЕМ

Бесплатное свободно распространяемое версия программное обеспечение для расчёта освещения - пакет DIALux.
Microsoft Windows 8 Professional.
Microsoft Office Standard 2013.

Информационные справочные системы

ИПС «КонсультантПлюс».

Базы данных

Scopus: база данных рефератов и цитирования.
https://www.scopus.com/customer/profile/display.uri
E-library: электронная научная библиотека: https://elibrary.ru

Минобрнауки России
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

Методические указания

по самостоятельной работе студентов

Автор: Хазин М.Л.

Екатеринбург
2021

Х12

Рецензенты: Тихонов И. Н., к-т. техн. наук, зав. кафедрой «Электронное машиностроение» УрФУ, Жуков Ю. Н., д-р. техн. наук, профессор кафедры «Электронное машиностроение» УрФУ

Учебное пособие рассмотрено на заседании кафедры эксплуатации горного оборудования 05 июня 2018 года
(протокол № 6) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Хазин М. Л. МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ: Методические указания по самостоятельной работе студентов. Урал. гос. горный ун-т – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 24 с.

В методических указаниях по самостоятельной работе приведена последовательность выполнения практических и самостоятельных работ по дисциплине «Материаловедение», изложена методика решения задач, даны задачи, вопросы для самопроверки по разделам.

© Хазин М. Л., 2019
© Уральский государственный
горный университет, 2019

ВВЕДЕНИЕ

Совершенствование производства, выпуск современных разнообразных машиностроительных конструкций, специальных приборов, машин и различной аппаратуры невозможны без дальнейшего развития производства и изыскания новых материалов, как металлических, так и неметаллических.

Материаловедение является одной из первых инженерных дисциплин, основы которой широко используются при курсовом и дипломном проектировании, а также в практической деятельности инженера-машиностроителя.

Прогресс в области машиностроения тесно связан с созданием и освоением новых, наиболее экономичных материалов, обладающих самыми разнообразными механическими и физико-химическими свойствами. Свойства материала определяются его внутренним строением, которое, в свою очередь, зависит от состава и характера предварительной обработки. В курсе "Материаловедение" изучаются физические основы этих связей.

ПРОГРАММА И МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

ЧАСТЬ I. МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

Строение металлов

Металловедение как наука о свойствах металлов и сплавов. Типы связи в твердых телах. Атомно-кристаллическое строение металлов. Процесс кристаллизации.

Рассмотрите типы химической связи в твердых телах, основное внимание обратите на особый тип металлической связи, который обусловливает отличительные свойства металлов: высокую электропроводность и теплопроводность, высокую пластичность и металлический блеск. Металлические тела характеризуются кристаллическим строением. Однако свойства реальных кристаллов определяются известными несовершенствами кристаллического строения. В связи с этим необходимо разобраться в видах несовершенств и особенно в строении дислокаций (линейных несовершенств), причинах их легкого перемещения в кристаллической решетке и влияния на механические свойства.

Термодинамические причины фазовых превращений являются одним из частных случаев общего закона природы: стремления любой системы

к состоянию с наименьшим запасом энергии (в данном случае свободной энергии). Уясните теоретические основы процесса кристаллизации, состоящего из двух элементарных процессов: зарождения и роста кристаллов, и влияния на эти параметры степени переохлаждения.

В процессе кристаллизации при формировании структуры литого металла решающее значение имеет реальная среда, а также возможность искусственного воздействия на строение путем модифицирования.

Вопросы для самопроверки

1. В чем сущность металлического, ионного и ковалентного типов связи?
2. Каковы характерные свойства металлов и чем они определяются?
3. Что такое элементарная ячейка?
4. Что такое полиморфизм?
5. Что такое параметр кристаллической решетки, плотность упаковки и координационное число?
6. Что такое мозаичная структура?
7. Виды дислокаций и их строение.
8. Каковы термодинамические условия фазового превращения?
9. Каковы параметры процесса кристаллизации?
10. Что такое переохлаждение?

Теория сплавов

Сплавы, виды взаимодействия компонентов в твердом состоянии. Диаграммы состояния для случаев полной нерастворимости, неограниченной и ограниченной растворимости компонентов в твердом виде, а также для случая образования устойчивого химического соединения.

Необходимо отчетливо представлять строение металлов и сплавов в твердом состоянии. Уясните, что такое твердый раствор, химическое (металлическое) соединение, механическая смесь. Наглядное представление о состоянии любого сплава в зависимости от его состава и температуры дают диаграммы состояния. Нужно усвоить общую методику построения диаграмм состояния для различных случаев взаимодействия компонентов в твердом состоянии.

При изучении диаграмм состояния нужно уметь применять правило отрезков (для определения доли каждой фазы или структурной составляющей в сплаве), правило фаз (для построения кривых нагревания и охлаждения), определять химический состав фаз. С помощью правил Курнакова нужно уметь установить связь между составом, строением и свойствами сплава.

Вопросы для самопроверки

1. Что такое компонент, фаза, физико-химическая система, число степеней свободы?
2. Приведите объяснение твердого раствора, механической смеси, химического (металлического) соединения.
3. Что представляют собой твердые растворы замещения и внедрения?
4. Как строятся диаграммы состояния?
5. Объясните принцип построения кривых нагревания и охлаждения с помощью правила фаз.

6. Начертите и проанализируйте диаграмму состояния для случая образования непрерывного ряда твердых растворов.

7. Начертите и проанализируйте диаграмму состояния для случая полной нерастворимости компонентов в твердом состоянии.

8. Начертите и проанализируйте диаграмму состояния для случая образования эвтектики, состоящей из ограниченных твердых растворов.

10. Каким образом определяются состав фаз и их количественное соотношение?

Пластическая деформация и механические свойства металлов

Напряжения и деформация. Явление наклепа. Стандартные механические свойства: твердость; характеристики, определяемые при растяжении; ударная вязкость; сопротивление усталости.

Рассмотрите физическую природу деформации и разрушения. Внимание уделите механизму пластической деформации, ее влиянию на плотность дислокаций. Уясните связь между основными характеристиками, строением и механическими свойствами. Разберитесь в сущности явления наклепа и его практическом использовании.

Изучите основные методы исследования механических свойств металлов и физический смысл определяемых при разных методах испытания характеристик.

Вопросы для самопроверки

1. В чем различие между упругой и пластической деформациями?

2. Как изменяется строение металла в процессе пластического деформирования?

3. Как изменяется плотность дислокаций при пластической деформации?

4. Как влияют дислокации на прочность металла?

5. Почему наблюдается огромное различие теоретической и практической прочности?

6. Как влияет изменение строения на свойства деформированного металла?

7. В чем сущность явления наклепа и какое он имеет практическое использование?

8. Какие характеристики механических свойств определяются при испытании на растяжение?

9. Что такое твердость?

10. Какие методы определения твердости вы знаете?

Влияние нагрева на структуру и свойства деформируемого металла

Необходимо знать сущность рекристаллизационных процессов: возврата, первичной рекристаллизации, собирательной (вторичной) рекристаллизации, протекающих при нагреве деформированного металла. Уясните, как при этом изменяются механические, физико-химические свойства и размер зерна. Установите влияние состава сплава и степени пластической деформации на протекание рекристаллизационных процессов. Научитесь выбирать режим рекристаллизационного отжига. Уясните его практическое значение, различие между холодной и горячей пластическими деформациями.

Вопросы для самопроверки

1. Как изменяются свойства деформированного металла при нагреве?
2. В чем сущность процесса возврата?
3. Что такое полигонизация?
4. Сущность процессов первичной и вторичной рекристаллизации.
5. Как влияют состав сплава и степень пластической деформации на температуру рекристаллизации?
6. Что такое критическая степень деформации?
7. В чем различие между холодной и горячей пластическими деформациями?
8. Как изменяются строение и свойства металла при горячей пластической деформации?
9. Каково назначение рекристаллизационного отжига и как он осуществляется?

Железо и его сплавы

Диаграмма состояния железо - цементит. Классификация железоуглеродистых сплавов. ГОСТы на металлы и сплавы. Фазы, образуемые легирующими элементами в сплавах железа. Структурные классы легированных сталей. Чугуны.

Научитесь вычерчивать диаграмму состояния железо - цементит и определять все фазы и структурные составляющие этой системы. С помощью правила фаз постройте кривые охлаждения (или нагревания) для любого сплава; разберитесь в классификации железоуглеродистых сплавов и усвойте, что различие между тремя классами (техническое железо, сталь, чугун) не является формальным (по содержанию углерода). Разные классы сплавов принципиально различны по структуре и свойствам. Технические железоуглеродистые сплавы состоят не только из железа и углерода, но и обязательно содержат постоянные примеси, попадающие в сплав в результате предыдущих операций при выплавке.

Изучите влияние легирующих элементов на критические точки железа и стали и объясните, при каком сочетании углерода и соответствующего легирующего элемента могут быть получены легированные стали ферритного, перлитного, аустенитного и ледебуритного классов.

Уясните влияние постоянных примесей на строение чугуна и разберитесь в различии металлической основы серых чугунов разных классов. Запомните основные механические свойства и назначение чугунов различных классов и их маркировку. Обратите внимание на способы получения ковких и высокопрочных чугунов. Изучите физическую сущность процесса графитизации.

Вопросы для самопроверки

1. Что такое феррит, аустенит, перлит, цементит и ледебурит?
2. Какие превращения происходят в сплавах при температурах A1, A2, A3, A4, Acm?
3. Каковы структуры серых чугунов? 1
4. Каковы структура и свойства технического железа, стали и белого чугуна?
5. Как влияют легирующие элементы на положение критических точек железа и стали?
6. Какие легирующие элементы являются карбидообразующими?
7. Какие легирующие элементы способствуют графитизации?
8. Как влияют легирующие элементы на свойства феррита и аустенита?
9. В чем отличие серого чугуна от белого?
10. Классификация и маркировка серых чугунов.

Теория термической обработки стали

Превращения в стали при нагреве. Превращения переохлажденного аустенита. Мартенситное превращение и его особенности. Превращения аустенита при непрерывном охлаждении. Превращения при отпуске закаленной стали.

Теория и практика термической обработки стали - главные вопросы металловедения. Термическая обработки - один из основных способов влияния на строение, а следовательно, и на свойства сплавов.

При изучении превращений переохлажденного аустенита особое внимание обратите на диаграмму изотермического распада, устанавливающую связь между температурными условиями превращения, интенсивностью распада и строением продуктов превращения.

Изучите влияние легирующих элементов на кинетику и характер превращения аустенита в перлитной, промежуточной и мартенситной областях. В связи с влиянием легирующих элементов на диаграммы изотермического распада аустенита рассмотрите причины получения различных классов по структуре (перлитного, мартенситного, аустенитного). Уясните влияние ле-

гирующих элементов на превращения при отпуске. Запомните, что легирующие элементы, как правило, затормаживают процессы превращений.

Вопросы для самопроверки

1. Механизм образования аустенита при нагреве стали.
2. Каковы механизмы и температурные районы образования структур перлитного типа (перлита, сорбита, тростита) и бейнита?
3. В чем различие между перлитом, сорбитом и троститом?
4. Что такое мартенсит и в чем сущность и особенности мартенситного превращения?
5. Что такое критическая скорость закалки?
6. От чего зависит количество остаточного аустенита?
7. В чем сущность превращений, происходящих при отпуске?
8. Как влияют легирующие элементы на перлитное превращение?
9. В чем сущность явления отпускной хрупкости?
10. Как влияют легирующие элементы на превращения при отпуске?

Технология термической обработки

Основные виды термической обработки стали. Отжиг, нормализация, закалка, обработка холодом. Прокаливаемость стали. Отпуск стали. Поверхностная закалка.

Уясните влияние скорости охлаждения на структуру и свойства стали и физическую сущность процессов отжига, нормализации, закалки и обработки холодом. При изучении технологических процессов термической обработки особое внимание обратите на разновидности режимов и их назначение. Для выяснения причин брака при термической обработке стали следует прежде всего разобраться в природе термических и фазовых напряжений.

Уясните различие между закаливаемостью и прокаливаемостью стали, а также факторы, влияющие на эти характеристики. Разберитесь в способе получения высокопрочных деталей - термомеханической обработке.

Различные виды поверхностной закалки позволяют получить особое сочетание свойств поверхностного слоя и сердцевины, что приводит к повышению эксплуатационных характеристик изделия.

Вопросы для самопроверки

1. Приведите определения основных процессов термической обработки: отжига, нормализации и закалки.
2. Какие вам известны разновидности процесса отжига и для чего они применяются?
3. Какова природа фазовых и термических напряжений?
4. Какие вам известны разновидности закалки и в каких случаях они применяются?

5. Каковы виды и причины брака при закалке?

6. Какие Вам известны группы охлаждающих сред и каковы их особенности?

7. От чего зависит прокаливаемость стали и в чем ее технологическое значение?

8. Какие вам известны технологические приемы уменьшения деформации при термической обработке?

9. Для чего и как производится обработка холодом?

10. . В чем сущность и особенности термомеханической обработки.

Химико-термическая обработка стали и поверхностное упрочнение наклепом

Физические основы химико-термической обработки. Цементация. Азотирование. Цианирование. Диффузионная металлизация. Дробеструйный наклеп.

При изучении основ химико-термической обработки следует исходить из того, что принципы химико-термической обработки едины. Процесс химико-термической обработки состоит из выделения атомов насыщающего вещества внешней средой, захвата (сорбции) этих атомов поверхностью металла и диффузии их внутрь металла. Поэтому рассмотрите реакции в газовой среде при цементации или азотировании и усвойте современные представления о процессе диффузии в металлах. В большинстве случаев насыщение может происходить из твердой, жидкой и газовой сред, а поэтому нужно знать наиболее удачные варианты насыщения для каждого метода химико-термической обработки и конечные результаты (поверхностное упрочнение и изменение физико-химических свойств).

Разберитесь в технологии проведения отдельных видов химико-термической обработки. Уясните преимущества и области использования цементации, азотирования, цианирования и различных видов диффузионной металлизации. Объясните влияние легирования на механизм формирования структуры поверхностного слоя. Рассмотрите сущность и назначение дробеструйного поверхностного наклепа и его влияние на эксплуатационные свойства деталей машин.

Вопросы для самопроверки

1. В чем заключаются физические основы химико-термической обработки?

2. Химизм процесса азотирования.

3. Химизм процесса цементации.

4. Назначение цементации и режим термической обработки после нее.

5. Для каких целей и как производится нитроцементация?

6. Каковы свойства цементированных и азотированных изделий?

7. Химизм и назначение процесса цианирования.

8. Сущность и назначение процесса борирования.

9. Как изменяются свойства изделий при дробеструйной обработке и какова природа этих изменений?

10. Как влияет поверхностное упрочнение на эксплуатационные характеристики изделий?

Конструкционные стали

Конструкционные стали общего назначения. Цементуемые, улучшаемые, пружинно-рессорные стали. Высокопрочные мартенситостареющие стали. Коррозионно-стойкие и жаростойкие стали и сплавы. Жаропрочные стали и сплавы.

Нужно усвоить принципы маркировки сталей и уметь по маркировке определить состав и особенности данной стали, а также иметь общее представление о разных группах стали.

Разберитесь во влиянии легирующих элементов на изменение структуры и свойств стали, особое внимание уделите технологическим особенностям термической обработки легированной стали различных групп.

Рассмотрите способы классификации, основные принципы выбора для различного назначения цементуемых, улучшаемых, пружинно-рессорных, износостойких, высокопрочных, нержавеющих, жаропрочных и других сталей.

При изучении жаропрочных сталей обратите внимание на особенности поведения металла в условиях нагружения при повышенных температурах. Уясните сущность явления ползучести и основные характеристики жаропрочности; каковы предельные рабочие температуры и области применения сталей различного структурного класса.

В качестве примеров указать две-три марки стали каждой группы, расшифровать состав, назначить режим термической обработки и охарактеризовать структуру, свойства и область применения.

Вопросы для самопроверки

1. Укажите химический состав сталей марок: 40, 20Х, 30ХГСА, 50Г, Г13, ШХ15, 18Х2Н4ВА, 5ХНМ, Х18Н9Т, Н18К8М5Т.

2. Как классифицируются конструкционные стали по технологии термической обработки?

3. Какие требования предъявляются к цементуемым изделиям?

4. Чем определяется выбор марки цементуемой стали для изделий различного назначения?

5. Какова термическая обработка цементуемых деталей?

6. Чем объясняется назначение процесса улучшения для конструкционной стали?

7. Как влияет степень легирования на механические свойства улучшаемой стали?

8. Какие требования предъявляются к рессорно-пружинным сталям?
9. Какие вы знаете износостойкие стали?
10. Каковы требования, предъявляемые к нержавеющим сталям?

Инструментальные стали

Классификация и маркировка инструментальных сталей. Стали, не обладающие и обладающие теплостойкостью. Стали для режущего, измерительного и штампового инструмента. Твердые сплавы.

Изучите классификацию инструментальных сталей в зависимости от назначения инструмента и в связи с этим рассмотрите основные эксплуатационные свойства инструмента каждой группы. Особое внимание уделите быстрорежущим сталям. Уясните причины их высокой красностойкости и особенности термической обработки.

Вопросы для самопроверки

1. Укажите химический состав сталей марок: У10, 9ХС, ХВГ, Р18, Р18Ф2, Р9К10, Р9М4К8, Х12, 6ХВ2С, Х12М.
2. Как классифицируются инструментальные стали?
3. Требования, предъявляемые к сталям для режущего инструмента.
4. Приведите примеры углеродистых и легированных сталей, используемых для режущего инструмента.
5. Укажите и расшифруйте основные марки быстрорежущей стали.
6. Что представляют собой твердые сплавы?
7. Каковы свойства и преимущества твердых сплавов?
8. Укажите марки твердых сплавов, их состав и назначение.

Алюминий, магний и их сплавы

Деформируемые и литейные сплавы.

Обратите внимание на основные преимущества алюминиевых и магниевых сплавов, связанные с их высокой удельной прочностью. Рассмотрите классификацию алюминиевых сплавов и обоснуйте технологический способ изготовления изделий из сплавов каждой группы. Разберитесь в основах теории термической обработки (старения) легких сплавов. Обоснуйте выбор способа упрочнения деформируемых и литейных сплавов.

Вопросы для самопроверки

1. Свойства и применение алюминия.
2. Как классифицируются алюминиевые сплавы?
3. Какие сплавы упрочняются путем термической обработки?
4. В чем сущность процесса старения?
5. Какие сплавы не упрочняются путем термической обработки?
6. Какие вы знаете литейные алюминиевые сплавы?

7. Какие вы знаете жаропрочные алюминиевые сплавы?
8. Какие вы знаете порошковые алюминиевые сплавы?
9. Каковы свойства магния?
10. Укажите свойства и назначение сплавов на основе магния.

Медь и ее сплавы

Латуни и бронзы.

Изучите классификацию медных сплавов и уясните маркировку, состав, структуру, свойства и области применения разных групп медных сплавов.

Вопросы для самопроверки

1. Как влияют примеси на свойства чистой меди?
2. Как классифицируются медные сплавы?
3. Какие сплавы относятся к латуням?
4. Приведите несколько примеров латуней с указанием их состава, структуры, свойств и назначения.
5. Какие сплавы относятся к бронзам? Их маркировка и состав.
6. Укажите строение, свойства и назначение различных бронз.
7. Какой термической обработке подвергается бериллиевая бронза?

Композиционные материалы

Обратите внимание на принципиальное отличие композиционного материала, заключающееся в сочетании разнородных материалов с четкой границей раздела между ними. В связи с тем, что композит обладает свойствами, которыми не может обладать ни один из его компонентов в отдельности, такие материалы становятся весьма перспективными в различных областях новой техники. Укажите свойства композитов в зависимости от вида матрицы и формы, размеров и взаимного расположения наполнителя. Уясните возможность использования композитов в качестве жаропрочных материалов и способы повышения их жаропрочности.

Вопросы для самопроверки

1. Что такое композиты?
2. Как подразделяют композиты в зависимости от формы и размеров наполнителя?
3. Как подразделяют композиты по виду матрицы?
4. От чего зависят механические свойства композитов?
5. Какие композиционные материалы используют для работы при высоких температурах (жаропрочные)?

ЧАСТЬ II. НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ

Пластические массы

В основе неметаллических материалов лежат полимеры. Обратите внимание на особенности строения полимеров, которые определяют их механические и физико-химические свойства. Классификация полимерных материалов. Свойства и области применения пластмасс.

Пластические массы - искусственные материалы, получаемые на основе органических полимерных связывающих веществ, которые являются обязательными компонентами пластмасс. Изучите различные группы пластических масс, их свойства и области применения.

Вопросы для самопроверки

1. Что лежит в основе классификации полимеров?
2. Какие материалы относятся к обратимым и необратимым полимерам?
3. Какие вы знаете наполнители пластмасс?
4. Для чего вводят в пластмассы отвердители?
5. Приведите примеры пластиков с твердыми наполнителями.
6. Укажите область применения термопластов и реактопластов.
7. В чем преимущества пластмасс по сравнению с металлическими материалами? Каковы их недостатки?

Резиновые материалы

Как технический материал резина отличается от других материалов высокими эластичными свойствами, что связано со свойствами самой основы резины - каучука. Уясните состав резины, способы получения и влияние различных добавок на ее свойства. Подробно рассмотрите влияние порошковых и органических наполнителей на свойства резины, изучите физико-механические свойства и области применения резин различных марок.

Вопросы для самопроверки

1. Что представляет собой резина?
2. Какие компоненты относятся к совмещающимся и как они влияют на свойства резины?
3. Объясните роль порошковых наполнителей.
4. В каких случаях применяются волокнистые наполнители?

Неорганические материалы

Поскольку большинство неорганических материалов содержит различные соединения кремния с другими элементами, эти материалы получили общее название силикатных материалов. Обратите внимание на внутреннее

строение неорганического стекла. Уясните сущность стеклообразного состояния как разновидности аморфного состояния вещества. Разберитесь в изменении свойств стекла в зависимости от состава. Рассмотрите стеклокристаллические материалы (ситаллы) и их отличие от стекла минерального. Уясните причины образования кристаллической структуры ситаллов.

При изучении керамических материалов обратите внимание на отличие технической керамики от обычной. Разберитесь в химическом и фазовом составах технической керамики, ее свойствах и области применения.

Вопросы для самопроверки

Какие силикатные материалы относятся к минеральному стеклу?

Их отличительные свойства.

Как достигаются электроизоляционные или электропроводящие свойства стекла?

Объясните причины, вызывающие кристаллизацию ситаллов (стеклокристаллитов).

Укажите область применения ситаллов.

5. В чем отличие технической керамики от обычной? Укажите область ее применения.

КОНТРОЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Задания на контрольные работы выдают индивидуально каждому студенту. Задание включает вопросы и задачи по основным разделам курса.

При выполнении контрольных работ студенты изучают методику выбора и назначения сталей и сплавов для изготовления конкретных деталей машин и различного вида инструментов, а также знакомятся с особенностями строения, технологией получения и областью применения наиболее распространенных неметаллических материалов. Одновременно студент должен научиться пользоваться рекомендуемыми справочными материалами, с тем чтобы уметь в дальнейшем правильно выбрать материал при курсовом и дипломном проектировании.

Перечень ГОСТов, необходимых для выполнения контрольных работ, приведен в приложении. Диаграмма состояния железо-цементит и диаграмма изотермического превращения аустенита эвтектоидной стали У8 также приведены в приложении (см. рис. 1 и 2).

ЗАДАНИЯ НА КОНТРОЛЬНУЮ РАБОТУ

Вариант 1

1. Что такое ликвация? Виды ликвации, причины их возникновения и способы устранения.

2. Дайте определение ударной вязкости (KCV). Опишите методику измерения этой характеристики механических свойств металла.

3. Вычертите диаграмму состояния железо - карбид железа, укажите структурные составляющие во всех областях диаграммы, опишите превращения и постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава, содержащего 3,6% С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Вычертите диаграмму изотермического превращения аустенита для стали У8, нанесите на нее кривую режима изотермической обработки, обеспечивающей получение твердости 45...50 HRC. Укажите, как этот режим называется, опишите сущность превращений и какая структура получается в данном случае.

5. Как изменяются структура и свойства стали 40 и У12 в результате закалки от температуры 750 и 850° С. Объясните с применением диаграммы состояния железо-цементит. Выберите оптимальный режим нагрева под закалку каждой стали.

Вариант 2

1. Как и почему скорость охлаждения при кристаллизации влияет на строение слитка?

2. Из листа свинца путем прокатки при комнатной температуре была получена тонкая фольга. Твердость и прочность этой фольги оказались такими же, как у исходного листа. Объясните, какие процессы происходили при пластической деформации свинца и какими изменениями структуры и свойств они сопровождались.

3. Вычертите диаграмму состояния железо-карбид железа, укажите структурные составляющие во всех областях диаграммы, опишите превращения и постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава, содержащего 0,8% С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Используя диаграмму состояния железо -цементит и кривую изменения твердости в зависимости от температуры отпуска, назначьте для углеродистой стали 40 температуру закалки и температуру отпуска, необходимые для обеспечения твердости 400 НВ. Опишите превращения на всех этапах термической обработки и получаемую структуру.

5. Для каких целей применяется диффузионный отжиг? Как выбирается режим такого отжига? Приведите примеры.

Вариант 3

1. Опишите виды твердых растворов. Приведите примеры.

2. Дайте определение твердости. Какими методами измеряют твердость металлов и сплавов? Опишите их.

3. Вычертите диаграмму состояния железо-цементит, укажите структурные составляющие во всех областях диаграммы, опишите превращения и постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава, содержащего 2,2% С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Вычертите диаграмму изотермического превращения аустенита для стали У8. Нанесите на нее кривую режима изотермической обработки, обес-

печивающей получение твердости 150 НВ. Укажите, как этот режим называется и какая структура получается в данном случае.

5. С помощью диаграммы состояния железо-цементит обоснуйте выбор режима термической обработки, применяемой для устранения цементитной сетки в заэвтектоидной стали. Дайте определение выбранного режима обработки и опишите превращения, которые происходят при нагреве и охлаждении.

Вариант 4

1. Опишите физическую сущность и механизм процесса кристаллизации.

2. Для чего проводится рекристаллизационный отжиг? Как назначается режим этого вида обработки? Приведите несколько конкретных примеров.

3. Опишите превращения и постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава, содержащего 0,4 % С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Используя диаграмму изотермического превращения аустенита, объясните, почему нельзя получить в стали чисто мартенситную структуру при охлаждении ее со скоростью меньше критической?

5. После термической обработки углеродистой стали получена структура цементит + мартенсит отпуска. Нанесите на диаграмму состояния железо-цементит ординату заданной стали (примерно) и обоснуйте температуру нагрева этой стали под закалку. Так же укажите температуру отпуска.. Опишите превращения, которые произошли при термической обработке.

Вариант 5

1. Что такое ограниченные и неограниченные твердые растворы? Каковы необходимые условия образования неограниченных твердых растворов?

2. Опишите сущность явления наклепа и примеры его практического использования.

3. Постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава содержащего 1,1% С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. При непрерывном охлаждении стали У8 получена структура троостит + мартенсит. Нанесите на диаграмму изотермического превращения аустенита кривую охлаждения, обеспечивающую получение данной структуры. Укажите интервалы температур превращений и опишите характер превращения в каждом из них.

5. С помощью диаграммы состояния железо - цементит установите температуру полной и неполной закалки для стали 45 и опишите структуру и свойства стали после каждого вида термической обработки.

Вариант 6

1. Начертите диаграмму состояния для случая ограниченной растворимости компонентов в твердом виде. Укажите структурные составляющие во всех областях этой диаграммы и опишите строение типичных сплавов различного состава, встречающихся в этой системе.

2. Волочение медной проволоки проводят в несколько переходов. В не-

которых случаях проволока на последних переходах разрывается. Объясните причину разрыва и укажите способ его предупреждения.

3. Опишите превращения и постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава железа, содержащего 0,5 % С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Вычертите диаграмму изотермического превращения аустенита для стали У8. Нанесите на нее кривую режима изотермической обработки, обеспечивающей получение твердости 200 НВ. Укажите, как этот режим называется и какая структура получается в этом случае.

5. Используя диаграмму состояния железо-цементит, установите температуры нормализации, отжига и закалки для стали У12. Охарактеризуйте эти режимы термической обработки и опишите структуру и свойства стали после каждого вида обработки.

Вариант 7

1. Опишите явление полиморфизма в приложении к железу. Какое практическое значение оно имеет?

2. Как изменяются свойства деформированного металла при нагреве, какие процессы происходят при этом?

3. Постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава железа, содержащего 0,7 % С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Вычертите диаграмму изотермического превращения аустенита стали У8. Нанесите на нее кривую режима изотермической обработки, обеспечивающей твердость 20...25 HRC. Укажите, как этот режим называется и какая структура образуется в данном случае.

5. Плашки из стали УНА закалены: первая - от температуры 760° С, вторая - от температуры 850° С. Используя диаграмму состояния железо - цементит, укажите температуры закалки, объясните, какая из этих плашек закалена правильно, имеет более высокие режущие свойства и почему.

Варианта 8

1. В чем сущность процесса модифицирования? Приведите пример использования модификаторов для повышения свойств литейных алюминиевых сплавов.

2. В чем различие между холодной и горячей пластической деформацией? Опишите особенности обоих видов деформации.

3. Опишите превращения и постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава железа, содержащего 5,0 % С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Углеродистые стали 35 и У8 после закалки и отпуска имеют структуру мартенсит отпуска и твердость: первая 45 HRC, вторая - 60 HRC. Используя диаграмму состояния железо - цементит и учитывая превращения, происходящие при отпуске, укажите температуру закалки и температуру отпуска для каждой стали. Опишите превращения, происходящие в этих сталях в процессе закалки и отпуска, и объясните, почему сталь У8 имеет большую твердость, чем сталь 35.

5. Сталь 40 подвергалась закалке от температур 760 и 840º С. С помощью диаграммы состояния железо-цементит укажите, какие структуры образуются в каждом случае. Объясните причины образования разных структур и рекомендуйте оптимальный режим нагрева под закалку данной стали.

Вариант 9

1. Охарактеризуйте особенности металлического типа связи и основные свойства металлов.

2. Какими стандартными характеристиками механических свойств оценивается прочность металлов и сплавов? Как эти характеристики определяются?

3. Постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава железа, содержащего 4,8 % С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. С помощью диаграммы состояния железо-цементит установите температуру полного и неполного отжига и нормализации для стали 20, Охарактеризуйте эти режимы термической обработки и опишите структуру и свойства стали.

5. Почему для изготовления инструмента применяется сталь с исходной структурой зернистого перлита? В результате какой термической обработки можно получить эту структуру? Приведите конкретный режим для любой инструментальной стали.

Вариант 10

1. Опишите явление полиморфизма в приложении к титану. Какое практическое значение оно имеет?

2. Каким способом можно восстановить пластичность холоднокатаной медной ленты? Назначьте режим термической обработки и опишите сущность происходящих процессов.

3. Постройте кривую охлаждения (с применением правила фаз) для сплава железа, содержащего 1,4% С. Какова структура этого сплава при комнатной температуре и как такой сплав называется?

4. Вычертите диаграмму изотермического превращения аустенита для стали У8. Нанесите на нее кривую режима термической обработки, обеспечивающей получение твердости 60...63 HRC. Укажите, как этот режим называется и какая структура при этом получается. Опишите сущность происходящих превращений.

5. С помощью диаграммы состояния железо-цементит опишите структурные превращения, происходящие при нагреве доэвтектоидной стали. Покажите критические точки АС1 и АС3 для выбранной вами стали. Установите режим нагрева этой стали под закалку. Охарактеризуйте процесс закалки, опишите получаемую структуру и свойства стали.

ЛИТЕРАТУРА

Арзамасов Б. Н., Сидорин И. И. и др. Материаловедение: учебник для вузов. М.: Машиностроение, 2008. 648 с.

Батышев А. И., Безпалько В. И., Смолькин А. А. Материаловедение и технология материалов М.: Изд-во Инфра-М, 2012. 288 с.

Богодухов С. И., Козик Е. С.. Материаловедение: учеб. для вузов. М.: Машиностроение, 2015. 504 с.

Бондаренко, Г. Г. Кабанова Т. А., Рыбалко В. В. Материаловедение: учебник для бакалавров / под ред. Г. Г. Бондаренко. 2-е изд. М.: Юрайт, 2014. 359 с.

Комаров О. С., Керженцева А. Ф., Макаева Г. Г. Материаловедение в машиностроении. М.: Высшая школа. 2009. 304 с.

Лахтин Ю. М., Леонтьева В. П. Материаловедение: учебник для студентов машиностроительных специальностей вузов. М.: Машиностроение, 2009. 528 с.

Хазин М. Л. Материаловедение: методические материалы. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2008. 208 с.

Хазин М. Л. Материаловедение: учебно-практическое пособие. Урал. гос. горный ун-т – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 184 с.

.

ПРИЛОЖЕНИЯ

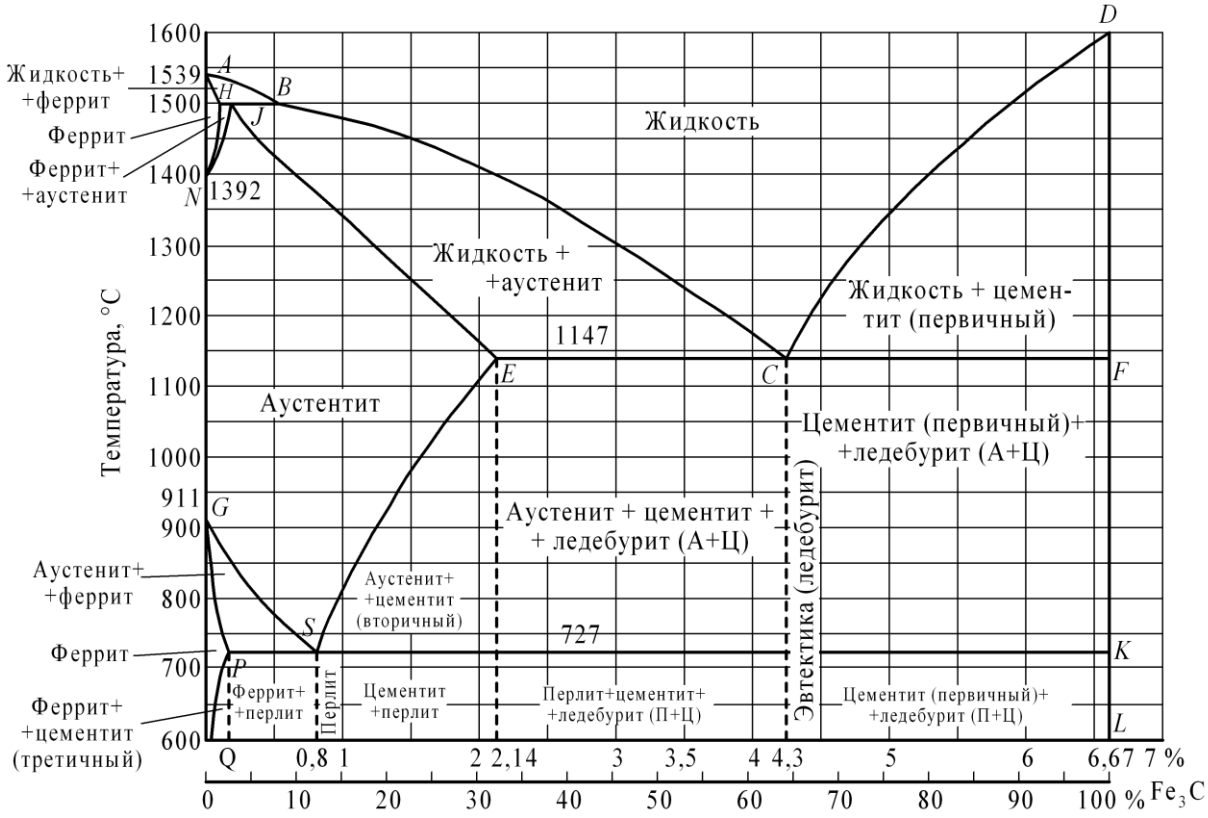


Рисунок 1 – Диаграмма состояния железо-цементит

Перечень ГОСТов на стали и сплавы

1. Сталь

Углеродистая обыкновенного качества – ГОСТ 380-71

Углеродистая качественная – ГОСТ 1050-74

Легированная, конструкционная, качественная, рессорно-пружинная– ГОСТ 1050-74

Углеродистая инструментальная – ГОСТ 1435-74

Легированная инструментальная – ГОСТ 5950-73

Подшипниковая – ГОСТ 801-78

Быстрорежущие стали – ГОСТ 19265-73

Конструкционный повышенной и высокой обрабатываемости резанием – ГОСТ 1414-75

Жаростойкие и жаропрочные – ГОСТ 5632-72

Коррозионностойкие – ГОСТ 5632-72

Сплавы твердые спеченные – ГОСТ 3882-74

Магнитотвердые (для постоянных магнитов) – ГОСТ 6862-71

Электротехнические – ГОСТ 21427.0-75...

ГОСТ 21427.3-75

2. Чугун

Серый – ГОСТ 1412-79

Ковкий – ГОСТ 1215-79

Высокопрочный – ГОСТ 7293-85

Жаростойкий – ГОСТ 7769-75
3. Алюминий и его сплавы
Алюминий – ГОСТ 11069-74
Деформируемые – ГОСТ 4784-74
Литейные – ГОСТ 2685-75
4. Медь и ее сплавы
Медь ГОСТ 859 – 78
Латунь двойная и многокомпонентная
деформируемая – ГОСТ 15527-70
Латунь литейная – ГОСТ 17711-80
Бронза оловяннистая деформируемая – ГОСТ5017-74
Бронза безоловяннистая деформируемая – ГОСТ 18175-78
Бронза оловяннистая литейная – ГОСТ 613-79
Бронза безоловяннистая литейная – ГОСТ 493-79
Медно-никелевые сплавы – ГОСТ 492-73
5. Титановые сплавы – ГОСТ 19807-74
6. Антифрикционные сплавы
Алюминиевые – ГОСТ 14113-78
Цинковые – ГОСТ 21437-75
Баббиты – ГОСТ 1320-74
7. Магний и его сплавы
Магний – ГОСТ 804-72
Деформируемые – ГОСТ 14957-76
Литейные – ГОСТ 2856-79

Учебное издание

Хазин Марк Леонтьевич

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Учебно-практическое пособие
по выполнению практических и
самостоятельных работ
для студентов очного и заочного обучения
направлений бакалавриата
15.03.01 – «Машиностроение»,
15.03.02 – «Технологические машины и оборудование»
23.03.01 «Технология транспортных процессов»

Редактор Л. В. Устьянцева

Компьютерная верстка автора

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 1,51. Уч.-изд. л. 1,71. Тираж 100. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

Рассмотрены электротехнические системы промышленных объектов и технических средств нефтегазовой и горной отраслей минерально-сырьевого комплекса. Приведены топологии полупроводниковых преобразователей частоты, используемых в асинхронных электроприводах. Показаны имитационные модели электроприводов с полупроводниковыми преобразователями. Приведены результаты исследования электромагнитной совместимости преобразователя частоты с сетью электроснабжения и приводным электродвигателем.

Васильев Б. АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД

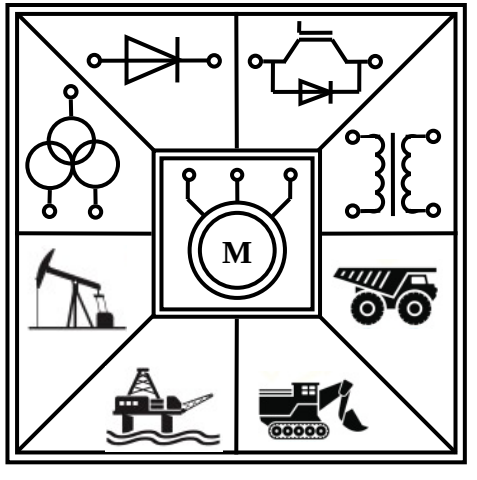
ВУЗ

Учебное пособие

Б. Ю. ВАСИЛЬЕВ

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА
(применение, моделирование, исследование)

Учебное пособие



2015

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

Б.Ю. ВАСИЛЬЕВ

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

(применение, моделирование, исследование)

Учебное пособие

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2014

УДК 621.313. 333.07
ББК 31.291
В191

Рассмотрены электротехнические системы промышленных объектов и технических средств нефтегазовой и горной отраслей минерально-сырьевого комплекса. Приведены топологии полупроводниковых преобразователей частоты, используемых в асинхронных электроприводах. Показаны имитационные модели электроприводов с полупроводниковыми преобразователями. Приведены результаты исследования электромагнитной совместимости преобразователя частоты с сетью электроснабжения и приводным электродвигателем.

Учебное пособие предназначено для студентов очных и заочных форм обучения специальности 130400 «Горное дело» специализации «Электрификация и автоматизация горного производства», студентов бакалавриата, обучающихся по направлению подготовки 140400 «Электроэнергетика и электротехника», профилю подготовки «Электропривод и автоматика», магистров, обучающихся по направлению подготовки 140400 «Электроэнергетика и электротехника», программ подготовки «Электроприводы и системы управления электроприводов» и «Автоматизированные электромеханические комплексы и системы», аспирантов профильных специальностей. Учебное пособие может быть полезно инженерно-техническим работникам предприятий минерально-сырьевого комплекса.

Научный редактор проф. *А.Е. Козярук*.

Васильев Б.Ю.

В191 Автоматизированный электропривод объектов минерально-сырьевого комплекса (применение, моделирование, исследование): Учебное пособие / Б.Ю. Васильев; Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». СПб, 2014. 139 с.

ISBN 978-5-94211-931-4

УДК 621.313. 333.07
ББК 31.291

ISBN 978-5-94211-931-4

© Б.Ю. Васильев 2014

ВВЕДЕНИЕ

Электропривод на основе асинхронных электродвигателей и полупроводниковых преобразователей, как основа современных энергоэффективных и энергосберегающих электротехнических систем промышленных объектов и технических средств нефтегазовой и горной отраслей минерально-сырьевого комплекса, представляет особый интерес для исследования и совершенствования их структур, алгоритмов управления и характеристик.

В настоящее время, использование имитационного моделирования электромеханических и электромагнитных процессов, протекающих в электроприводах переменного тока с полупроводниковыми преобразователями, является неотъемлемой, и даже обязательной частью процесса исследования электроприводов и выработке рекомендаций по повышению их эффективности, в части электромагнитной [1], электромеханической [2] и энергетической [3,4] совместимости, обеспечения высоких динамических, энергетических, эксплуатационных и других характеристик.

Современные регулируемые электроприводы различных машин и механизмов имеют сложные топологические структуры и архитектуры алгоритмического обеспечения. Для их исследования наиболее широкое распространение получил пакет прикладных программ MatLab, содержащий различные библиотеки, используемые во многих областях науки, в том числе, и библиотеку Sim Power System, для создания имитационных моделей электроприводов с полупроводниковыми преобразователями. Библиотека Sim Power System MatLab содержит стандартные блоки, моделирующие электродвигатели, простые структуры полупроводниковых преобразователей, элементы управления и электротехнические элементы.

В первой главе учебного пособия приведены некоторые примеры использования электротехнических систем с электроприводами и преобразователями частоты на промышленных объектах и в технических средствах нефтегазовой и горной отрасли. Рассмотрены структуры электроприводов на основе асинхронных электродвигателей и приведены их характеристики.

Во второй главе учебного пособия приведены имитационные модели элементов современных электроприводов. Рассмотрены неуправляемые выпрямители повышенной пульсности и активные выпрямители, автономные инверторы и элементы систем управления полупроводниковыми ключами преобразователей.

В третьей главе приведены реализованные в MatLab имитационные модели электротехнических систем промышленных объектов и технических средств нефтегазовой и горной отрасли, которые рассмотрены в первой главе. Изложены их состав и основные параметры. Приведены результаты моделирования полупроводниковых преобразователей частоты, и выполнен анализ электромагнитной совместимости.

1. ОСНОВНЫЕ СТРУКТУРЫ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ОБЪЕКТОВ И ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ

1.1. Общая классификация преобразователей частоты асинхронных электроприводов

Электроприводы переменного тока с полупроводниковыми преобразователями частоты можно условно разделить на преобразователи с непосредственной связью и двухзвенные преобразователи. Условная классификация приведена на рис. 1.1. Классификация преобразователей на инверторы напряжения и инверторы тока на рис. 1.1 не показана.

В преобразователях с непосредственной связью используется прямое подключение нагрузки к источнику напряжения посредством силовых полупроводниковых ключей. В процессе функционирования потребитель подключается к сети по определенному алгоритму, так, чтобы обеспечить синусоидальность напряжения с заданной амплитудой и частотой. Недостатками непосредственных преобразователей являются: ограниченный диапазон частот выходного напряжения, потребление реактивной мощности и генерирование высших гармоник.

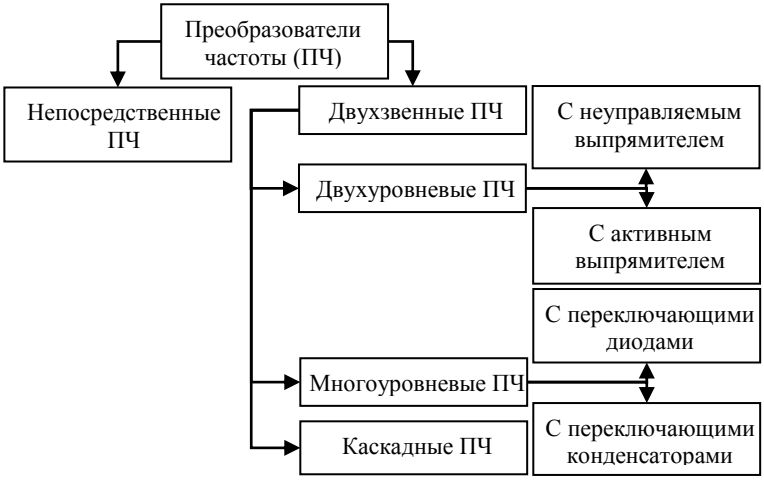


Рис.1.1. Классификация преобразователей частоты

Электромагнитная совместимость двухзвенного преобразователя частоты с сетью электроснабжения и приводным электродвигателем определяется топологией преобразователя, способом формирования требуемого напряжения на выходе автономного инвертора, алгоритмом управления режимами работы электродвигателя и выпрямителя. Звено постоянного тока может питать несколько инверторов, например, в случае многодвигательного электропривода или в случае двигателя с несколькими системами трёхфазных обмоток.

На рис.1.2 представлены приблизительные области предельных значений токов и напряжений различных типов полупроводниковых приборов: MOSFET (metal-oxide-semiconductor field effect transistor), GTO (gate turn-off thyristor), IGCT **(**integrated gate-commutated thyristor), IGBT (insulated gate bipolar transistor).

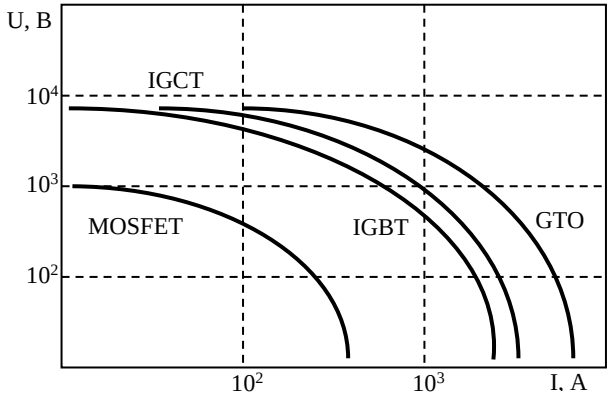


Рис.1.2. Предельные характеристики
современных силовых полупроводниковых приборов

Тиристоры типа GTO - это полностью управляемые полупроводниковые ключи. Максимальное напряжение таких тиристоров достигает 6 кВ, а в отрытом состоянии GTO тиристор способен пропускать ток величиной до 5 кА. Использование GTO тиристоров требует применения специальных защитных цепей (снабберных цепей) для ограничения скорости нарастания тока (напряжения) при коммутации. Частота переключения (модуляции) GTO тиристоров находится в пределах от 200 до 500 Гц. Среднее время перехода от включенного к выключенному состоянию и обратно составляет от 10 до 30 мкс.

Низкая частота переключения приводит к тому, что токи и напряжения на входе и выходе преобразователя частоты имеют значительные искажения, устранение которых требует применения мощных фильтров. Это увеличивает массогабаритные показатели и стоимость преобразователя. Иногда требуется использование дополнительных охлаждающих устройств, которые являются необходимыми для нормального функционирования приборов.

Тиристоры IGCT, также полностью управляемые ключи, могут использоваться в диапазоне 0,5 - 6 МВА. Частота переключения достигает 600 Гц, однако, применение защитных цепей не обязательно, что является их преимуществом.

Полупроводниковые приборы MOSFET - это полностью управляемые полевые транзисторные ключи. Величина активного сопротивления в открытом состоянии значительно ниже, чем у тиристоров, рассмотренных выше. Это позволяет использовать их в высокочастотных сильноточных схемах. Одной из особенностей транзисторов MOSFET является их высокая чувствительность к статическому электричеству, что необходимо учитывать при хранении и монтаже.

Высокомощные полностью управляемые IGBT транзисторы с обратными диодами, в настоящее время, являются самыми распространенными полупроводниковыми приборами. Устройства IGBT выпускаются в модульном исполнении, поскольку конструкция прижимного типа, характерная для IGCT и GTO, является сложной и дорогостоящей.

При построении преобразователей на IGBT модулях возможно значительное увеличение частоты переключения до нескольких килогерц, что позволяет упростить фильтрацию токов и напряжений на выходе преобразователя. Следует отметить, что с увеличением пропускной способности IGBT устройств, предельное значение частоты модуляции падает вследствие возрастания потерь в приборах. КПД устройств на IGBT составляет до 98%. Топология преобразователя зависит от способа деления напряжения между отдельными ячейками преобразователя частоты и способа формирования выходного напряжения.

Сравнение основных характеристик полупроводниковых приборов, используемых в электроприводах, произведён в таблице 1.1.

Таблица 1.1

Характеристики современных мощных силовых полупроводниковых ключей

Тип прибора	Преимущества	Недостатки	Области применения
SCR	низкие потери во включённом состоянии; высокая перегрузочная способность; высокая надёжность	естественная коммутация при закрытии; низкая частота переключения	электроприводы постоянного тока; источники питания; сварка; плавление и нагрев
GTO	полностью управляемые; высокая перегрузочная способность; частота переключения до 500 Гц при напряжении до 6 кВ	низкая частота переключения; высокие массогабаритные показатели преобразователей; высокие коммутационные потери; высокие потери во включённом состоянии	электроприводы; компенсаторы реактивной мощности; системы бесперебойного питания
IGCT	полностью управляемые; высокая перегрузочная способность; частота переключения выше, чем у GTO; нет защитных цепей	частота переключения не более 2000 Гц	выпрямительно-инверторные терминалы линий электропередач постоянного тока; электроприводы
MOSFET	высокое входное сопротивление; высокая помехоустойчивость; высокая надежность; высокая частоты переключения	низкая предельная температура; высокие потери выше 1500 Гц; чувствительны к статическому электричеству	электроприводы; устройства электропитания и зарядные устройства; усилители низкой частоты
IGBT	высокая частота переключения; простота управления; встроенный драйвер	высокий ток управления; зависимость параметров от температуры	электроприводы; источники питания; активные фильтры

1.2. Электротехническая система перемещения и динамического позиционирования буровой платформы

Северные и арктические моря, в которых в настоящее время производится разведка и эксплуатация наиболее перспективных шельфовых месторождений углеводородов (нефти, газа, конденсата), представляют собой экстремальную среду для работы электрооборудования, которое используется в составе технических средств освоения шельфа. Воздействие ветра, волн, соленой воды и удаленность от берега делают вопросы надежности и технического обслуживания оборудования чрезвычайно важными.

В состав электротехнического оборудования современных буровых и добывающих платформ входит система перемещения и динамического позиционирования. Одной из наиболее современных буровых установок по добыче нефти является платформа Stena Don, которая обеспечивает бурение скважин в Северном море. Внешний вид платформы Stena Don представлен на рис.1.3а [5,6]. Другими задачами платформы также являются открытие новых и эксплуатация существующих месторождений нефти, расположенных на глубине до 500 м.

Вся конструкция платформы, включая буровую вышку, буровое оборудование и вертолетную площадку, располагается на двух скрепленных между собой понтонах, каждый из которых имеет примерно 43 м в высоту и 95 м в длину. Под каждым понтоном установлены три азимутальных поворотных движителя (АПД), которые даже при экстремальных погодных условиях удерживают платформу на заданной позиции с помощью системы динамического позиционирования. По норвежской классификации «Dynamic Positioning» данная система позиционирования отвечает самым высоким требованиям.

Работа всех шести азимутальных поворотных движителей, которые без якорей удерживают буровую платформу в заданном месте и перемещают ее с одной рабочей площадки на другую, осуществляется с помощью системы динамического позиционирования. Структурная схема системы перемещения и динамического позиционирования буровой платформы представлена на рис.1.4.



а)



б)

Рис. 1.3а. Внешний вид буровой платформы Stena Don
и электроприводов системы динамического позиционирования

В состав электротехнической системы привода системы перемещения и динамического позиционирования платформы входят следующие элементы: дизель генераторы (девять блоков с номинальной мощностью 4375 кВА); распределительные устройства (три блока с номинальной мощностью 5000 кВА); трансформаторы

(шесть блоков с номинальной мощностью 800 кВА); высоковольтные щиты управления (три блока с номинальной мощностью 800 кВА).

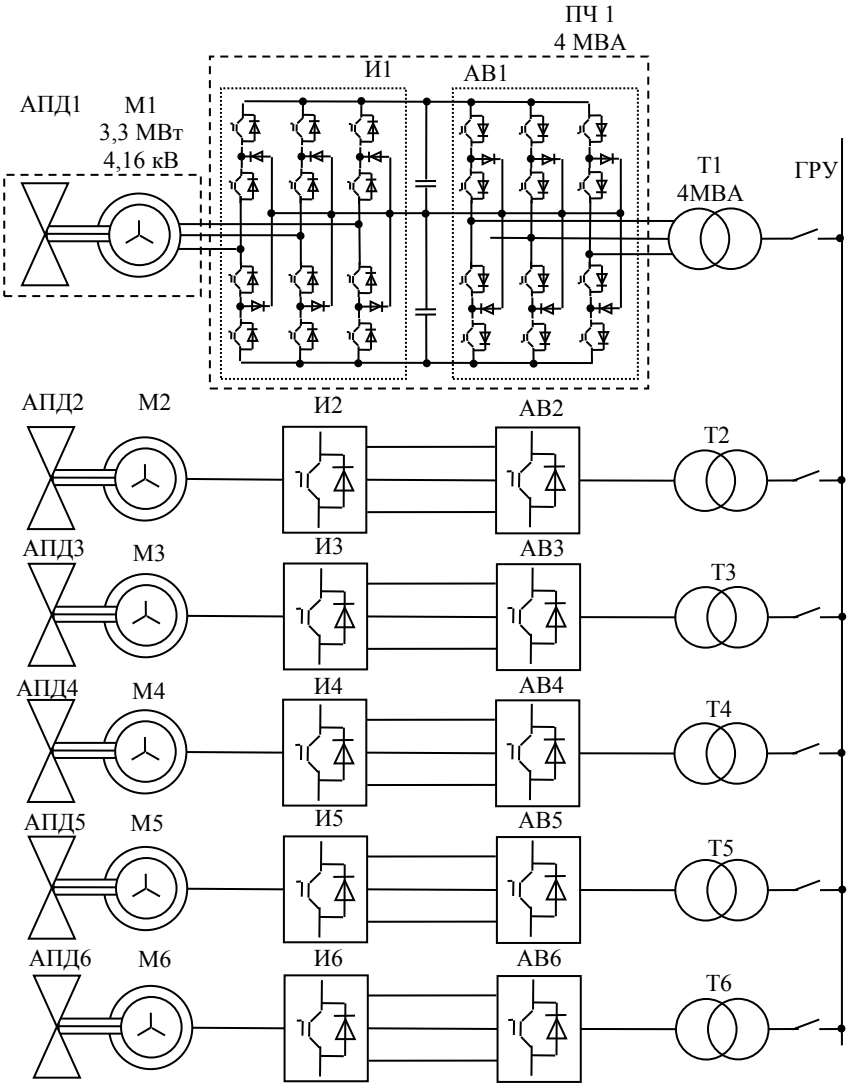


Рис.1.4. Структурная схема системы перемещения
и динамического позиционирования буровой платформы

Каждая система электропривода АПД состоит из трех основных элементов: высоковольтного электродвигателя Siemens H-modul мощностью 3,3 МВт; преобразователя частоты Siemens Simovert MV (VFD) мощностью 4,0 МВА; трансформатора Geafol мощностью 4,2 МВА. Внешний вид элементов электроприводов системы динамического позиционирования представлен на рис.1.3б.

Асинхронные электродвигатели, входящие в состав АПД, имеют вертикальную конструкцию и водяное охлаждение. Они представляют собой трехфазные асинхронные 6-полюсные машины переменного тока, работающие при напряжении 4,16 кВ. Двигатели имеют степень защиты IP54.

Преобразователи частоты Siemens Simovert MV мощностью 4000 кВА рассчитаны на напряжение 4,16 кВ. В состав преобразователя частоты входят трехуровневые коммутаторы типа активный выпрямитель и автономный инвертор, выполненные на полностью управляемых транзисторах (IGBT). Их применение позволяет обеспечить высокий уровень электромагнитной совместимости преобразователя без дополнительных силовых схем (фильтров, компенсаторов и других устройств). Звено постоянного тока выполнено в виде конденсаторных накопителей. Преобразователи частоты также имеют водяное охлаждение и степень защиты IP54.

На входе каждого преобразователя частоты установлены трансформаторы Geafol, которые имеют мощность 4200 кВА, рассчитанные на напряжение 11 кВ. Их степень защиты IP23. Для выработки электрической энергии на буровой платформе используются девять дизель-генераторов, а электроснабжение электроприводов АПД осуществляется напряжением 11 кВ.

В электроприводе АПД применяется векторное управление с ориентацией по потокосцеплению ротора. Использование векторного управления в сочетании с трехуровневой структурой коммутаторов преобразователя частоты обеспечивает генерацию синусоидальных токов статора асинхронного двигателя без использования выходного фильтра.

Регулирование частоты вращения АПД позволяет подобрать скорость гребного винта в соответствии с определенными условиями. Так, например, можно запустить все шесть движителей для достижения максимальной скорости перемещения при движении от одной буровой площадки до другой, или удерживать платформу в

определенном положении в сложных погодных условиях. Можно также работать в режиме «холостого хода» при одном или двух запущенных движителях в условиях спокойного моря.

Система автоматизации плавучей платформы включает системы управления технологическими процессами, электропитанием, а также систему динамического позиционирования и систему телекоммуникации. Система управления электропитанием компании Siemens обеспечивает автоматическое управление и мониторинг процессов генерации и распределения электроэнергии платформы. Она включает меры по обеспечению высокого качества электроэнергии. Всесторонний контроль и мониторинг способствуют увеличению потенциала экономии энергии благодаря использованию регулируемых электроприводов.

1.3. Электропривод движителей плавучего добывающего комплекса корабельного типа

На борту плавучего добывающего комплекса корабельного типа (Floating Production Unit (FPU) производится переработка газа, а также разделение газа и конденсата. Внешний вид плавучего добывающего комплекса представлен на рис.1.5. Добывающие комплексы аналогичной конструкции используются при освоения Штокмановского месторождения углеводородов.



Рис. 1.5. Внешний вид плавучего добывающего комплекса корабельного типа

Основной технологический процесс включает сепарацию газа, воды и конденсата, с последующей осушкой первого. Обеспечивается откачка конденсата и раздельное нагнетание газа и конденсата в трубопроводы. Передвижение добывающего комплекса возможно благодаря электроприводной гребной установке, структурная схема которой показана на рис.1.6 [7,8].

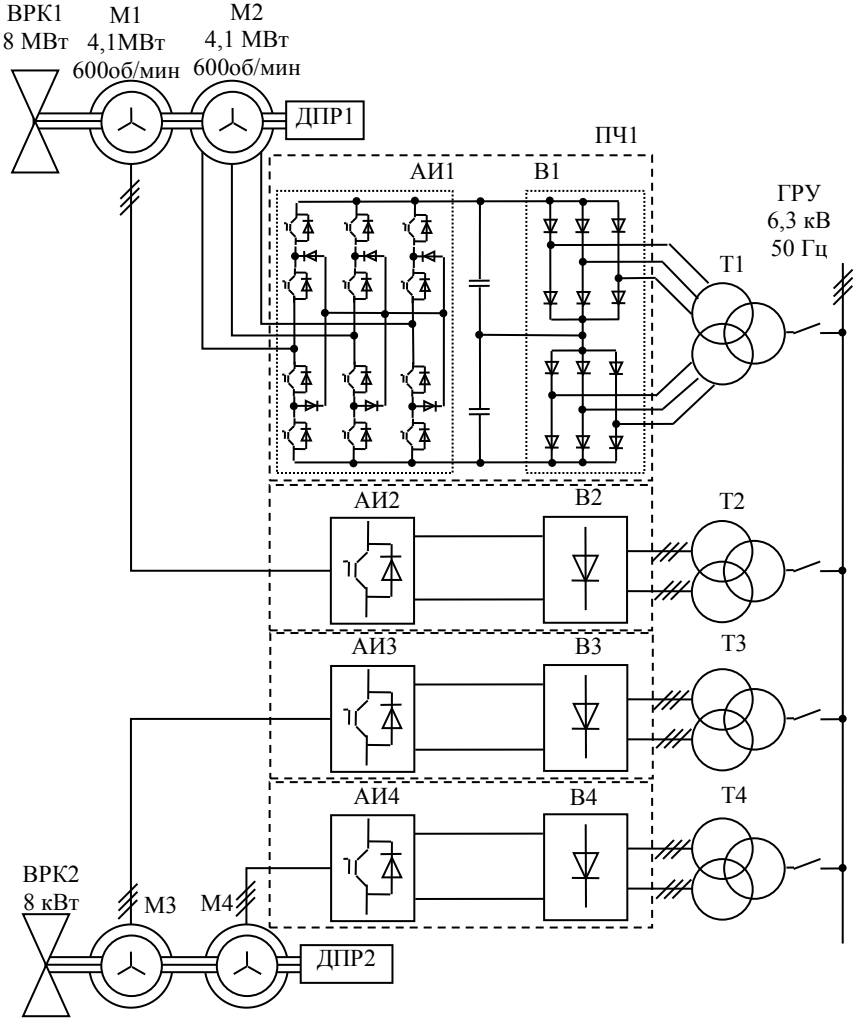


Рис.1.6. Структурная схема гребной установки плавучего добывающего комплекса

В качестве главных источников электроэнергии используются четыре главных дизель-генератора (ГДГ) переменного тока, производства компании «Wartsila» (Финляндия): два синхронных трехфазных генератора мощностью по 6000 кВт и два мощностью по 4500 кВт. Генераторы обеспечивают поддержание напряжения на уровне 6,3 кВ частотой 50 Гц. Частота вращения 750 об/мин.

Главные дизель-генераторы в различных режимах работы судна, например, на ходу и при маневрировании, используются для питания электроприводов гребной установки, подруливающего устройства, общесудовых потребителей, а при стоянке и при спасательных работах - для питания насосов специального пожаротушения, подруливающего устройства и общесудовых потребителей.

Для обеспечения электроэнергией электроприводов гребной установки используется главное распределительное устройство (ГРУ) 6,3 кВ. Компанией производителем такого ГРУ является «Aker Kvaerner Power and Automation Systems» (Норвегия).

В качестве движителей в гребных установках используются две азимутальные винто-рулевые колонки (ВРК), производства компании «Steerprop» (Финляндия). Мощность каждой колонки составляет 8000 кВт. Для привода ВРК используются четыре гребных электродвигателя переменного тока фирмы «Aker Kvaerner Power and Automation Systems». Приводные трехфазные асинхронные электродвигатели имеют номинальную мощность 4100 кВт каждый. Частота вращения 600 об/мин. На каждый вал ВРК установлено по два двигателя, получающих питание от разных секций ГРУ через преобразователи частоты.

Для обеспечения плавного регулирования частоты вращения каждого гребного электродвигателя используются полупроводниковые преобразователи частоты, выполненные по двухзвенной схеме, с емкостным звеном постоянного тока. В состав каждого преобразователя частоты входит трансформатор с двумя вторичными обмотками (Т1). К вторичным обмоткам трансформатора подключен 12-пульсный выпрямитель (В1) с параллельным соединением выпрямительных трехфазных диодных мостов. На выходе преобразователя частоты установлен автономный инвертор (АИ1), выполненный по трехуровневой схеме, на полностью управляемых транзисторах (IGBT). Преобразователь частоты произведен компанией «Aker KvaernerPower and Automation Systems».

Система автоматического регулирования частоты вращения и мощности приводных электродвигателей выполнена на основе векторного алгоритма. Система управления обеспечивает постоянство мощности во всем диапазоне регулирования частоты вращения ВРК от режима швартовки до режима полного хода, а при увеличении нагрузки на винтах сверх располагаемой мощности, частота вращения ВРК снижается вплоть до нулевого значения, при этом, момент на валу не превышает 1,7 $M_{ном}$. Кроме того, система обеспечивает ограничение мощности ГДГ при недостаточном запасе мощности в сети 6,3 кВ (при этом учитывается количество работающих ГДГ и мощность, потребляемая судовым оборудованием).

Основным достоинством регулируемого электропривода ВРК на основе асинхронных двигателей, преобразователей частоты и векторных алгоритмов системы автоматического управления заключается в обеспечении высоких динамических характеристик. Кроме того, для автоматического регулирования мощности ГДГ предусмотрена система управления электроэнергетической установкой, являющаяся частью интегрированной системы управления, контроля и сигнализации.

Несмотря на ряд недостатков асинхронных электродвигателей (потери на скольжении, пониженный коэффициент мощности), их использование дает серьезные преимущества по сравнению с синхронными машинами, которые заключаются в следующем: отсутствие оборудования для системы возбуждения (трансформаторы, система управления возбуждением и т.д.); уменьшение массогабаритных характеристик; повышение надежности; упрощение обслуживания при эксплуатации.

1.4. Электроприводные агрегаты для транспортировки углеводородов по континентальным трубопроводам

В приводе насосных агрегатов на нефтеперекачивающих станциях, в настоящее время, используются синхронные и короткозамкнутые асинхронные электродвигатели. В качестве синхронного привода в основном используются высоковольтные электродвигатели типа СТД (мощностью 1250-8000 кВт) и СТДП (мощностью 630-12500 кВт). В асинхронном электроприводе насосных агрегатов используются высоковольтные электродвигатели типа 4АТД (мощностью 500-5000кВт).

В составе электроприводных газоперекачивающих агрегатов (ГПА) на компрессорных станциях используются как синхронные (СТМ-4000, СТД; СТД-12,5; СДГ-12,5; ЭГПА-25; ЭГПА-Ц-6,3), так и асинхронные электрические (АЗ-4500-1500) двигатели различных производителей. Основные преимущества современных электроприводных ГПА, по сравнению с агрегатами других типов (газотурбинными и газомоторными), заключаются в следующем: высокая надежность; минимальные затраты на капитальный ремонт; большой моторесурс узлов и деталей; простота автоматизации и управления (регулирования); экологическая чистота; пожаробезопасность.

В настоящее время, основу электроприводных установок транспортировки углеводородов составляют синхронные двигатели. Основные преимущества электрических машин этого типа заключаются в следующем: обеспечивают возможность работы электропривода с единичным коэффициентом мощности; обладают меньшей чувствительностью к перепаду питающего напряжения; обеспечивают постоянство частоты вращения при изменении нагрузки на валу. С другой стороны, синхронные двигатели обладают рядом недостатков по сравнению с асинхронными, а именно, их конструкция значительно сложнее. Пуск синхронной машины осуществляется в несколько этапов, а силовые управляющие устройства и их алгоритмическое обеспечение сложнее и менее надежное, чем в асинхронных электроприводах.

Электропривод на основе асинхронных электродвигателей превосходит синхронный практически по всем параметрам. Асинхронные двигатели обладают простой конструкцией. В частотно-регулируемом асинхронном электроприводе обеспечивается простота регулирования частоты вращения во время пуска и поддержание ее в установившихся режимах. Единственным минусом асинхронных электроприводов, который не позволял широко использовать его при больших мощностях, более 6000 кВт, низкий коэффициент мощности и отсутствие возможности его регулирования. В настоящее время, этот недостаток полностью компенсирован за счет использования в преобразователях частоты активных выпрямителей.

В процессе транспортировки углеводородов по магистральным трубопроводам требуется осуществлять плавное регулирование давления и напора на выходе центробежного нагнетателя. Наибольшее распространение получили два способа регулирования: дроссе-

лированием (перепуск части транспортируемого сырья с выхода центробежного нагнетателя обратно на вход) и изменением частоты вращения центробежного нагнетателя.

Преимущества второго способа широко известны, главное из которых заключается в снижении потребления электроэнергии пропорционально частоте вращения центробежного нагнетателя. Для регулирования частоты вращения приводного электродвигателя в современных агрегатах используются полупроводниковые преобразователи частоты, которые могут иметь различную топологию и характеристики. К электротехническим комплексам предъявляются самые высокие требования по уровню электромагнитной совместимости и энергетическим характеристикам, которые в значительной степени определяются структурой и эффективностью управления ЭП агрегата.

В настоящее время, производство высокоэффективных электроприводных перекачивающих агрегатов осуществляется по двум компоновочным схемам [9, 10]: с использованием выносного компрессора и электропривода в виде автономного агрегата; с использованием капсулированной компоновки, при которой агрегат создается в виде герметичного блока, в корпусе которого размещен электропривод с магнитным подвесом, а на консольных участках вала ротора двигателя смонтированы рабочие колеса.

В современных электроприводных транспортирующих агрегатах могут использоваться различные топологии. Одними из наиболее распространенных топологий являются: двухтрансформаторная структура и преобразователь частоты с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором.

Структурная схема двухтрансформатороного преобразователя частоты электропривода центробежного нагнетателя представлена на рис.1.7. В схеме преобразователя осуществляется двойная трансформация напряжения с помощью понижающего (Т1) и повышающего (Т2) высоковольтных трансформаторов. Двойная трансформация позволяет использовать для регулирования частоты относительно низковольтный преобразователь частоты, который выполнен по двухзвенной схеме.

Преобразователи частоты с такой структурой отличают относительная простота практической реализации высоковольтного электропривода. Вследствие этого, они наиболее часто применяются

для управления высоковольтными электродвигателями в диапазоне мощностей до 3 МВт. При большей мощности электропривода трансформатор (Т2) вносит существенные искажения в процесс управления электродвигателем. Основными недостатками двухтрансформаторных преобразователей являются высокие массогабаритные характеристики, меньшие по отношению к другим схемам коэффициент полезного действия и надежность.

В составе преобразователя частоты, выполненного по двухтрансформаторной схеме, могут использоваться как диодные неуправляемые, так и активные выпрямители. Автономный инвертор выполнен по трехфазной мостовой схеме на полностью управляемых транзисторах IGBT. На рис. 1.7 приняты следующие обозначения: В – силовой полууправляемый выпрямитель; LC – силовой фильтр звена постоянного напряжения; АИ – автономный инвертор напряжения; ФКУ – фильтрокомпенсирующее устройство; ДР – дроссель.

Преобразователи, выполненные по этой схеме, имеют ограниченный диапазон регулирования частоты вращения электродвигателя. При снижении частоты на выходе преобразователя увеличивается насыщение сердечника и нарушается расчетный режим работы выходного трансформатора (Т2). Поэтому, как показывает практика, диапазон регулирования ограничен в пределах $0{,}5n_{ном}<n<n_{ном}$. Для расширения диапазона регулирования используют трансформаторы с увеличенным сечением магнитопровода. При увеличении выходной частоты растут потери в сердечнике трансформатора Т2 на перемагничивание и вихревые токи.

Структурная схема другого преобразователя частоты электропривода центробежного нагнетателя представлена на рис.1.8а. Внешний вид агрегата с таким преобразователям частоты представлен на рис.1.8б [11].

Регулирование производительности агрегата осуществляется за счет изменения скорости вращения ротора нагнетателя, соединенного с валом двигателя. Диапазон регулирования скорости вращения: от 50% до 105% (4100 до 8610 об/ мин (143.7 Гц)) от номинальной скорости. Параметры двигателя в основных режимах работы приведены в таблице 1.2.

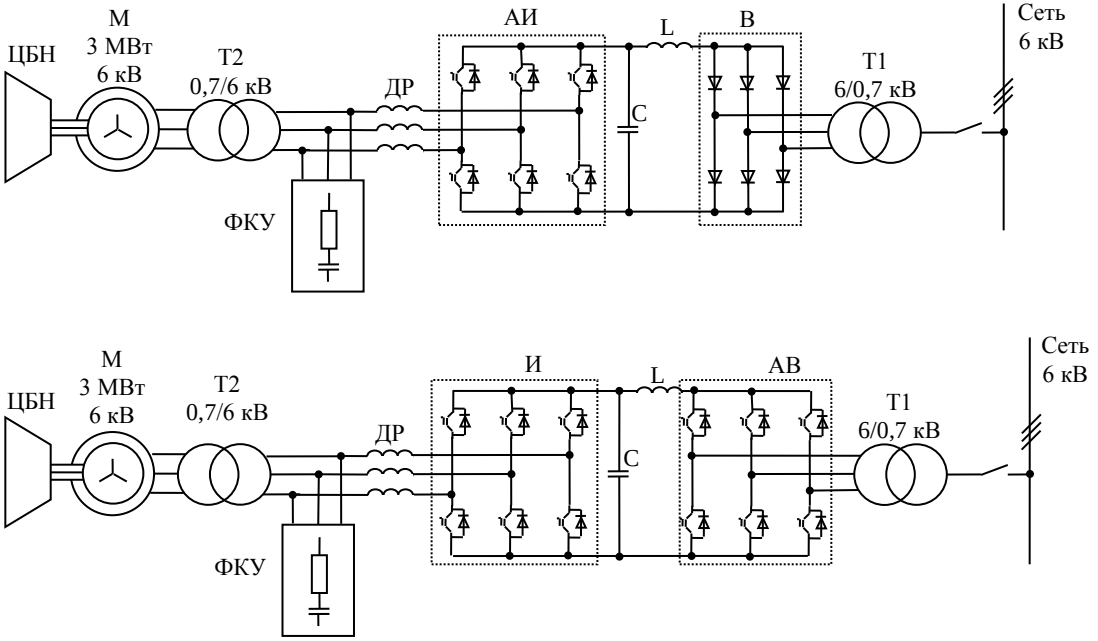


Рис.1.7. Структурные схемы двухтрансформатороных преобразователей частоты электроприводов центробежных нагнетателей

Центробежные нагнетатели природного газа, рассчитанные на конечное давление 5,49 МПа, снабжены сухими газовыми уплотнениями и магнитным подвесом. Преобразователь частоты рассчитан на колебание питающего напряжения от минус 10 до плюс 10 процентов номинального значения по амплитуде и от минус 0,4 до плюс 0,4 Гц по частоте. Температура окружающей среды, при которой допустима эксплуатация преобразователя, находится в пределах от плюс 5 до плюс 40 °С.

Таблица 1.2.

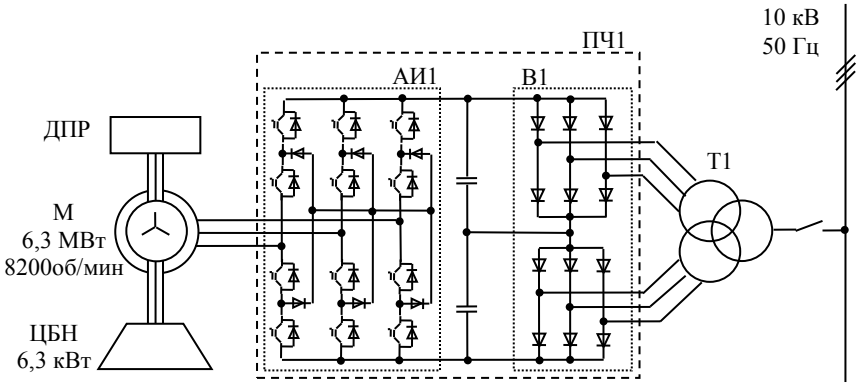
Параметры двигателя
электроприводного газоперекачивающего агрегата

Наименование параметра	Режим максимальной длительной мощности	Режим максимальной длительной скорости	Номинальный режим
Мощность двигателя, кВт	6600	6600	6300
Частота вращения ротора двигателя синхронная, об/мин	8200	8610	8200
Напряжение, В	3300	3300	3300
Ток в фазе, А	1520	1520	1450
Коэффициент мощности двигателя	0,785	0,795	0,785
Частота тока при синхронной частоте вращения, Гц	136,9	143,7	136,9
КПД двигателя	0,97	0,97	0,97
Момент	-	-	7.34

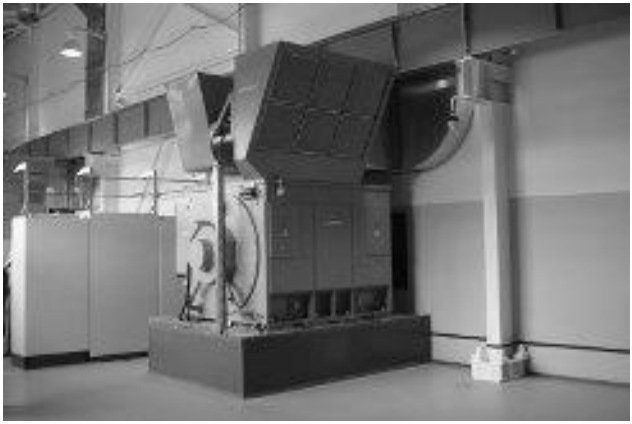
На входе преобразователя частоты с 12-пульсным выпрямителем установлен трехобмоточный трансформатор с двумя вторичными обмотками. На выходе выпрямителя установлено звено постоянного тока, состоящее из высоковольтных конденсаторов. Автономный инвертор выполнен на полностью управляемых транзисторах IGBT.

Преобразователь частоты такого электропривода имеет следующие параметры. Мощность преобразователя номинальная (при частоте 143 Гц) 8700 кВА. Мощность преобразователя максимальная (при частоте 143 Гц) 9150 кВА. Напряжение питания номинальное (12-пульсный выпрямитель, через трансформатор) 2·3АС 1850 В.

Частота напряжения питания номинальная 50 Гц. Выходной ток в фазе номинальный 1524 А. Выходной ток в фазе максимальный 1600 А. Выходное напряжение (трёхуровневая широтно-импульсная модуляция), номинальное 3300 В. Выходная частота 137 Гц. Диапазон регулирования скорости (без датчика) 1:20. Точность поддержания скорости (без датчика) 0,5 %.



а)



б)

Рис.1.8. Структурная схема и внешний вид электропривода газоперекачивающего агрегата

1.5. Подводные электроприводные комплексы для транспортировки углеводородов по шельфовым трубопроводам

Для проектирования, обустройства месторождений и эксплуатации технологических систем добычи, сбора и транспортировки природного газа с шельфовых месторождений требуются огромные капитальные и эксплуатационные вложения.

В настоящее время, для сбора углеводородов на шельфе используют подводные добывающие комплексы, «телом» которых являются манифольды. Манифольд представляет собой закрепленную на морском дне «статическую» конструкцию (не содержащую вращающихся частей), которая объединяет несколько добывающих скважин с помощью подводных промысловых газопроводов. При прохождении через манифольд природный газ очищается от песка и воды и поступает на морскую платформу или транспортное судно, где производятся дополнительные технологические процессы и, дальнейшая транспортировка на берег к перерабатывающему заводу. В Российской Федерации манифольды используют на месторождении «Сахалин-2» в Охотском море на шельфе острова Сахалин в субарктических условиях.

Для снижения затрат на освоение морских месторождений целесообразно использование подводных перекачивающих комплексов на основе регулируемого электропривода для подводного компремирования и транспортировки природного газа.

Использование подводных комплексов позволит обеспечить транспортировку природного газа без использования транспортных судов и минимизирует влияние на хрупкую экосистему Северного Ледовитого океана. Также, обеспечит высокий уровень ресурсосбережения и энергоэффективности процесса освоения месторождений природного газа, за счет экономии топливно-энергетических ресурсов транспортных судов, добывающих платформ и других традиционных технологических комплексов морских месторождений.

Подводный перекачивающий комплекс построен по принципу интеграции различных компонентов в едином корпусе. Так, в подводном перекачивающем комплексе объединена совокупность технических средств (автономного инвертора, электродвигателя, центробежного нагнетателя, микропроцессорных систем связи и диагностики) в едином герметичном корпусе.

Структура подводного перекачивающего комплекса представлена на рис. 1.9 [12]. Его основными элементами являются: приводной регулируемый электродвигатель (3) и один или несколько центробежных нагнетателей (10), интегрированных в единый герметичный корпус (2) и изолированных друг от друга с помощью газодинамических уплотнений (4,5). Электродвигатель и центробежные нагнетатели имеют единый вал (8) с опорами на магнитные подшипники (6,7 и 11). Также, в корпус комплекса интегрированы технические средства регулирования, управления и связи (1). Транспортируемый природный газ подводится и отводится от комплекса по патрубкам (9).

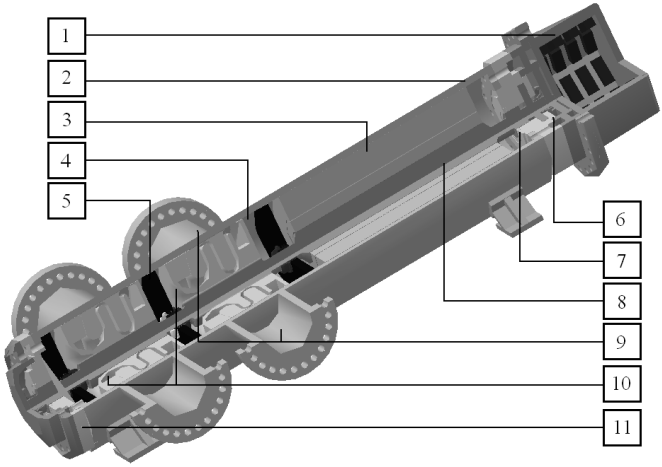
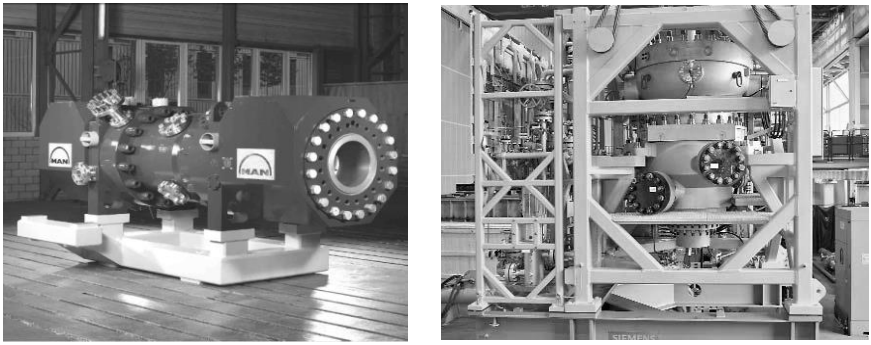


Рис 1.9. Структура подводного перекачивающего комплекса

Мировые нефтегазовые компании, такие как *Shell*, *Exxon*, *Total*, *BP*, *Woodside*, *Statoil* и *Petrobras*, на сегодняшний день, являются лидерами по разработке технических средств подводного компремирования. Первый подводный комплекс был создан компанией *General Electric* мощностью 850 кВт, который был испытан в 1992 году в заводских условиях [13]. В 2001 году *General Electric* и *Aker Kvaerner* в рамках норвежской правительственной программы *Demo 2000* были запущены подводные комплексы на 2,5 и 12,5 МВт. Четыре модуля мощностью 12,5 МВт планируется использовать при освоении месторождения *Ormen Lange* в 2016 году.

Разработки в области подводных технических средств ведутся компаниями *MAN* и *Siemens* в рамках проекта компании *Statoil* для месторождения *Asgard*. В Норвегии была испытана установка *MAN Hofim-type* (рис. 1.10а), а в 2009 году проведены испытания компрессора *Siemens ECO-II* (рис. 1.10б) [14].



а) *MAN Turbo's Hofim-type* б) *Siemens ECO-II*

Рис. 1.10. Внешний вид подводных перекачивающих комплексов

Одним из основных требований к подводным агрегатам является обеспечение высокой надежности функционирования транспортирующего комплекса в подводном положении. Для этого, с целью оптимизации и сокращения элементов подводного комплекса, электропривод может иметь структуру, представленную на рис. 1.11.

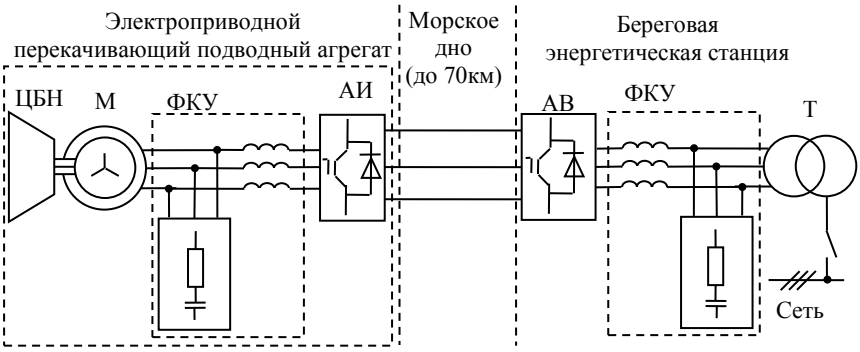


Рис. 1.11. Структура электропривода подводного перекачивающего агрегата

Основной особенностью электроприводов таких агрегатов является то, что высоковольтный активный выпрямитель, входящий в состав преобразователя частоты, расположен на береговой энергетической станции и, таким образом, вынесен из подводной части агрегата, что повышает его надежность. Высоковольтный автономный инвертор, электродвигатель и центробежный нагнетатель размещены непосредственно на морском дне. Электроснабжение автономного инвертора осуществляется по высоковольтной линии постоянного тока (High-voltage direct current - HVDC), проложенной по морскому дну.

1.6. Электропривод механизмов экскаваторно-транспортного комплекса (карьерных экскаваторов и самосвалов)

Внешний вид экскаватора ЭКГ-32 представлен на рис. 1.12. Структурная схема электрического привода экскаватора ЭКГ-32 представлена на рис. 1.13 [13-18]. Комплект электрооборудования электропривода переменного тока экскаватора ЭКГ-32 обеспечивает питание, управление и защиту двигателей и другого оборудования, главных и вспомогательных механизмов карьерного экскаватора с объемом ковша 32 м^3.



Рис. 1.12. Внешний вид экскаватора ЭКГ-32.

Электропривод выполнен на основе асинхронных двигателей и содержит в своем составе два привода хода, два привода подъема и один привод поворота. Электроснабжение и управление электрическими двигателями осуществляется с помощью автономных инверторов, выполненных по трехфазной мостовой схеме. На входе преобразователя частоты установлены активные выпрямители.

Такая схема электропривода, по сравнению с системой электропривода, выполненного на основе двигателей постоянного тока, например, на экскаваторах ЭКГ 5 и ЭКГ 10, значительно повышает надежность привода, увеличивает его КПД, улучшает динамические характеристики и снижает энергопотребление.

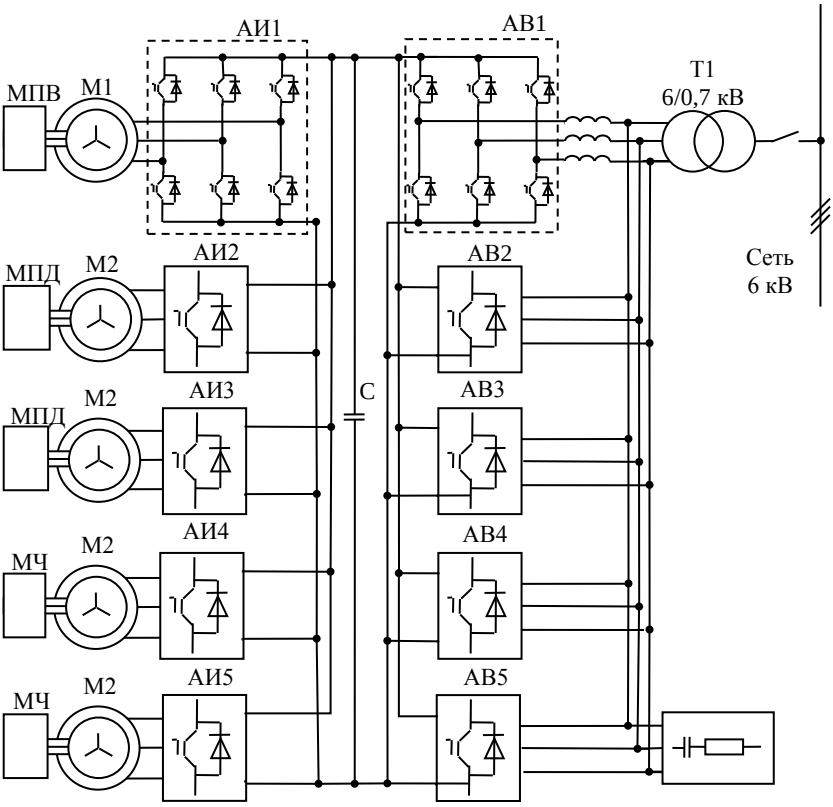


Рис. 1.13. Структурная схема электропривода
главных механизмов экскаватора ЭКГ – 32

Электропривод главных механизмов выполнен на основе асинхронных электродвигателей марок: АДРЭ-С 850-6 УХЛ2; АДРВЭ-С 450-6 УХЛ2; АДРЭ-400-6 УХЛ1, АДРЭ-С 400-6 УХЛ1. Электропривод обеспечивает нормальную работу главных механизмов экскаватора при следующих нормах качества электрической питающей сети: отклонение питающего напряжения в пределах ± 10 % от номинального; отклонение частоты напряжения ± 3 % от номинальной; провалы напряжения до 30 % амплитудного значения и шириной до 10 электрических градусов; коэффициент несинусоидальности напряжения не более 5 %. Основные параметры электропривода приведены в таблице 1.3.

Таблица 1.3.

Основные параметры электропривода главных механизмов

Наименование параметра	**Значение**
Номинальная потребляемая мощность, кВА	2000
Число фаз питающей сети	3
Номинальное напряжение питания, кВ	6
Частота напряжения питания, Гц	50

Карьерные самосвалы компании «БелАЗ» имеют грузоподъемность до 450 т и являются одними из самых больших самосвалов в мире. Отличительной особенностью машин этого типа является применение в движителях мотор-колес, на основе электропривода переменного тока. Внешний вид самосвала «БелАз» представлен на рис. 1.14 [13, 14].

Электропривод мотор-колес предназначен для обеспечения тягового, тормозного и стояночного режимов автосамосвала «БелАЗ» грузоподъемностью 360 тонн. В комплект электропривода входит: шкаф управления с системой диагностики; тяговые двигатели ТАД-8 (2 шт.); тяговый генератор ГСТ-2450; преобразователь частоты. Структурная схема электропривода мотор-колес представлена на рис. 1.15. При этом, в структуре электропривода мотор-колес самосвала, возможно применение активного выпрямителя вместо 12-пульсного выпрямителя. Это обеспечит более эффективную работу всей электроэнергетической установки.



Рис. 1.14. Внешний вид самосвала «БелАз»

Выработка электроэнергии для всего самосвала осуществляются с помощью синхронных генераторов мощностью 2450 кВт. В состав преобразователя частоты входит 12-пульсный выпрямитель, выполненный на высоковольтных диодах. Выпрямленное напряжение на выходе разделяется двумя конденсаторами равной емкости, между которыми выпрямленное напряжение разделятся равномерно и формируются контакты подключения автономных инверторов.

Автономные инверторы выполнены по трехфазной мостовой схеме на полностью управляемых транзисторах большой мощности. Управление транзисторными ключами автономного инвертора осуществляется по ШИМ алгоритму. Схема управления режимами работы электродвигателей построена по векторному принципу. Особенности режимов работы привода заключается в экстремальных условиях эксплуатации с ударными нагрузками. В следствии чего возникает необходимость обеспечения максимального быстродействия системы управления электроприводом для обеспечения эффективной работы шасси самосвала. Технические характеристики электропривода мотор-колес представлены в таблице 1.4.

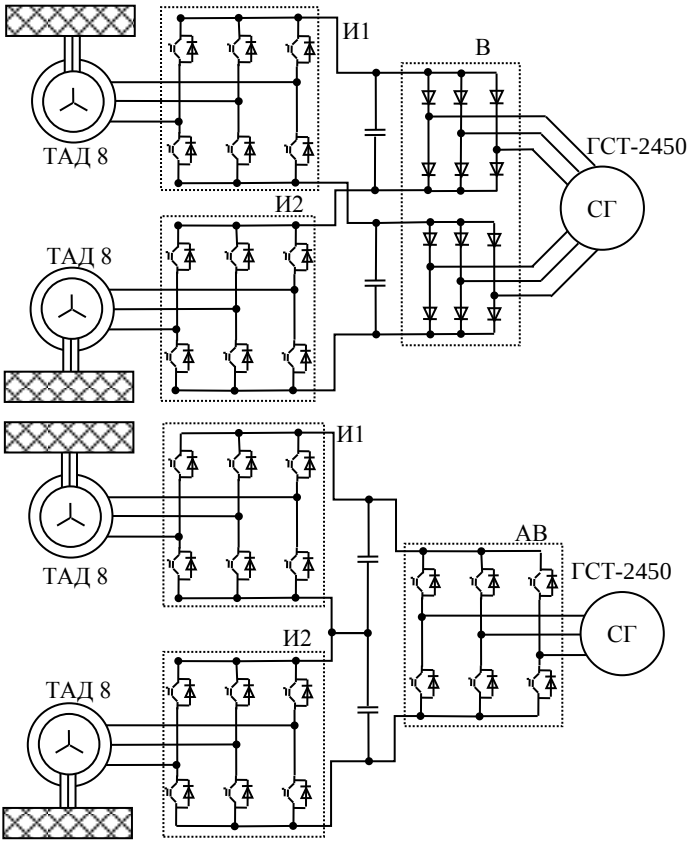


Рис. 1.15 Схема электропривода мотор-колеса самосвала «БелАз»

Таблица 1.4.

Технические характеристики электропривода мотор-колес

Наименование параметра	**Значение**
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	970
Номинальная мощность генератора, кВт	2450
Частота вращения электродвигателя, об/мин	610/3420
Режим работы	S1 (продолжительный)

1.7. Электропривод механизмов забойных горных машин (проходческих и очистных комбайнов)

На рис.1.16 приведен внешний вид проходческих (справа) и очистных (слева) комбайнов компании Famur (Польша): в рабочих условиях (сверху); на заводе изготовителя (снизу).

Очистной комплекс содержит следующие элементы: горный очистной комбайн FS 200; механизированную крепь ФАЗОС 10/20-2х2340; крепь для сопряжения, предназначенную для использования в подлавном штреке; укомплектованный лавный конвейер FFC-750 с угледробилкой; укомплектованную поворотную станцию ленточного конвейера; установку высокого давления для питания механизированной лавной крепи; комплект электрооборудования с системой визуализации. Очистной комбайн обеспечивает работу в пластах угля высотой от 1,3 до 1,9 м.

Проходческий комбайн R-2000 предназначен для проведения подземных горных выработок путём механизированного разрушения полезного ископаемого (каменного угля) и/или пустых пород, характеризующихся удельной сопротивляемостью сжатию до 110 МПа и погрузки отбитого материала на шахтные транспортные средства. Максимальное поперечное сечение выработки 34,1 м^2. Максимальная высота проводимой выработки 4815 мм. Максимальная ширина проводимой выработки 7200 мм.

Условия эксплуатации электроприводов горно-шахтного оборудования имеют специфические особенности, главным образом связанные с ограниченной мощностью, сложностью системы электроснабжения, с динамичной нагрузкой, изменяющейся в широких пределах, и с ограниченными габаритами, предоставляемыми для электрооборудования на подвижных механизмах.

Основные требования к электроприводу забойных горных машин можно сформулировать следующим образом: безопасность; надежность; высокая управляемость моментом электродвигателя при нулевой и на малых скоростях вращения вала; высокий пусковой момент электродвигателя для быстрого разгона; торможение электродвигателя с рекуперацией энергии; реверс электродвигателя; минимальные потери электроэнергии; минимальное потребление реактивной мощности электроприводом; минимальная стоимость и быстрая окупаемость затрат на электропривод.

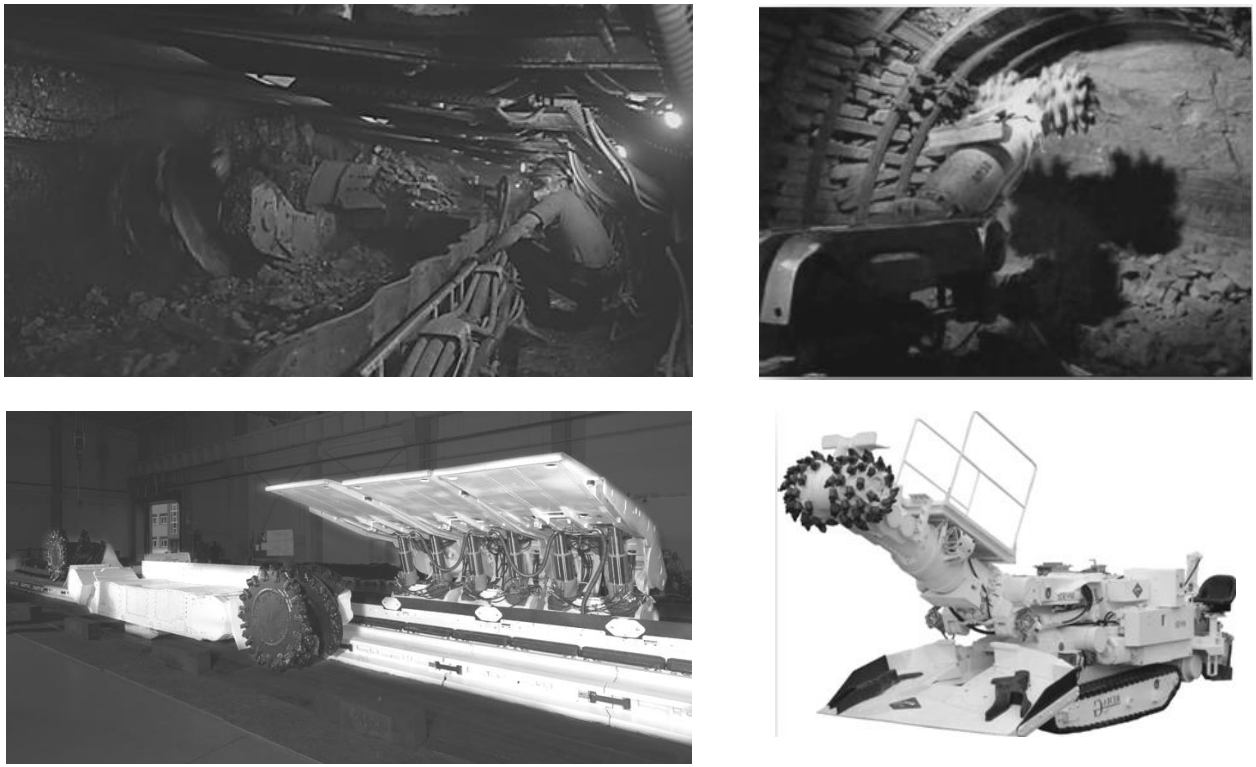


Рис. 1.16. Очистные и проходческие комбайны

Технические характеристики асинхронных двигателей электроприводов, рассмотренных выше проходческих и очистных комбайнов, приведены в таблицах 1.5 и 1.6.

Таблица 1.5.

Технические характеристики электродвигателей очистного комбайна

Наименование параметра	**Значение**
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	250
Частота вращения вала электродвигателя, об/мин	1480
Номинальное напряжение, В	1140
Частота питающего напряжения, Гц	50
Номинальный ток статора, А	159
Коэффициент мощности	0,84
Режим работы	S1 (продолжительный)
Класс изоляции	H
IP	55

Таблица 1.6.

Технические характеристики электродвигателей проходческого комбайна

Наименование параметра	**Значение**
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	51
Частота вращения вала электродвигателя, об/мин	1483
Номинальное напряжение, В	500/1000
Частота питающего напряжения, Гц	50
Номинальный ток статора, А	75/35
Коэффициент мощности	0,91
Режим работы	S1 (продолжительный)
Класс изоляции	F
IP	55

Для управления электродвигателями (рис.1.17а) приводов рассмотренного очистного комбайна используется преобразователь частоты NXP компании Vacon. Смонтированный вид преобразователя частоты в раме очистного комбайна представлена на рис.1.17б.

Мощность преобразователя частоты 400 кВт, напряжение 380 В. Перегрузочная способность до 150%.

Для управления приводным асинхронным электродвигателем используется векторный алгоритм управления с замкнутым конту-

ром скорости. Степень защиты корпуса преобразователя IP 54. Преобразователь обеспечивает защиту двигателя от короткого замыкания, перегрузки и заклинивания. Обеспечивает возможность пуска с определением направления и скорости вращения двигателя. Торможение постоянным током.



а) б)

Рис. 1.17. Внешний вид приводных асинхронных двигателей и преобразователя частоты очистного комбайна

Структура силовой части преобразователя частоты электропривода очистного комбайна приведена на рис.1.18. Преобразователь частоты состоит из следующих основных элементов: входных дросселей (ВД); диодного выпрямителя (В); тормозных прерывателя (ТП) и сопротивления; инвертора (И); асинхронного двигателя (АД).

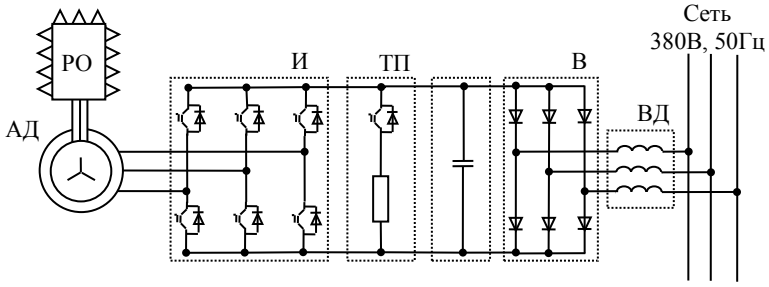


Рис. 1.18. Структурная схема электропривода очистного комбайна

2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ОБЪЕКТОВ И ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ

2.1. Структура библиотек MatLab Simulink и SimPowerSystems

Программа MatLab представляет собой высокоуровневый технический вычислительный язык и интерактивную среду для разработки алгоритмов, визуализации и анализа данных, числовых расчетов.

Программа MatLab состоит из большого количества библиотек для моделирования различных технических объектов. Для моделирования электротехнических систем использовались блоки библиотек Simulink и SimPowerSystems.

Библиотека Simulink содержит следующие основные разделы:

- Continuous – линейные блоки;
- Discrete – дискретные блоки;
- Functions & Tables – функции и таблицы;
- Math – блоки математических операций;
- Nonlinear – нелинейные блоки;
- Signals & Systems – сигналы и системы;
- Sinks – регистрирующие устройства;
- Sources – источники сигналов и воздействий;
- Subsystems – блоки подсистем.

В состав библиотеки SimPowerSystems входят следующие разделы:

- Electrical Sources – источники электрической энергии;
- Connectors – соединители;
- Measurements – измерительные и контрольные устройства;
- Elements – электротехнические элементы;
- Power Electronics – устройства силовой электроники;
- Machines – электрические машины;
- Powerlib Extras – дополнительные устройства.

Эти библиотеки подробно описаны в следующей литературе [15], [16],[17],[18],[19].

Используя блоки пакетов SimPowerSystems и Simulink, можно создавать имитационные модели электротехнических систем и исследовать их режимы работы.

Ниже будут рассмотрены некоторое блоки библиотеки SimPowerSystems, которые составляют силовую часть электротехнических систем объектов и технических средств минерально-сырьевых ресурсов.

2.2. Имитационные модели библиотеки MatLab SimPowerSystems (стандартные блоки силовых элементов)

Блок «Powergui» - Графический интерфейс пользователя. Блок является инструментом графического интерфейса пользователя и обеспечивает решение следующих задач:

– расчет схемы комплексным методом;

– расчет установившегося режима;

– дискретизация модели;

– задание начальных условий;

– инициализация трехфазных схем, содержащих электрические машины, таким образом, чтобы расчет начался с установившегося режима;

– анализ схемы с помощью инструмента Simulink LTI-Viewer;

– определение полного сопротивления (импеданса) цепи;

– выполнение гармонического анализа;

– создание отчета;

– создание файла характеристик намагничивания для модели нелинейного трансформатора.

Блок «AC Voltage Source» - Идеальный источник переменного напряжения. Блок моделирует работу идеального источника синусоидального напряжения с постоянной амплитудой. Параметры блока приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1.

Параметры блока «AC Voltage Source»

Parameter	Параметр
Peak Amplitude (V)	Амплитуда (В)
Phase (deg)	Фаза (град). Начальная фаза
Frequency (Hz)	Частота (Гц). Частота источника
Sample time	Шаг дискретизации
Measurments	Измеряемые переменные

Блок «3-Phase Programmable Voltage Source» - Трехфазный программируемый источник напряжения. Вырабатывает трехфазную систему напряжений с программируемыми во времени изменениями амплитуды, фазы, частоты, а также гармонического состава. Параметры блока приведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2.

Параметры блока «3-Phase Programmable Voltage Source»

Parameter	Параметр
Positive-sequence: Amplitude (Vrms Ph-Ph) Phase (degrees) Freq. (Hz)	Прямая последовательность: амплитуда фаз (градусы); частота (Гц)
Time variation of:	Изменение во времени: none (нет); amplitude (амплитуда); phase (фаза); frequency (частота)
Type of variation:	Способ изменения: step (ступенчатое изменение); ramp (линейное изменение); modulation (модуляция); table (таблица)
Step magnitude	Уровень ступенчатого сигнала
Rate of change (value/s)	Скорость изменения (величина/с)
Amplitude of the modulation:	Амплитуда модуляции
Frequency of the modulation (Hz):	Частота модуляции (Гц)
Variation timing (s): Start End	Время действия изменения (с): начало; конец
Fundamental and/or Harmonic generation	Наложение прямой, обратной или нулевой последовательности и/или высших гармоник
A: order(n); fmplitude; phase (degrees)	A: гармоника (n); амплитуда; фаза (град)
B: order(n); amplitude phase(degrees)	B: гармоника (n); амплитуда; фаза (град)
Harmonic timing (s): Start; End	Время действия гармоники (с):начало; конец

Блок «Series RLC Branch» - Последовательная RLC-цепь. Блок моделирует последовательное включение резистора, индуктивности и конденсатора. Параметры блока приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3.

Параметры блока «Series RLC Branch»

Parameter	Параметр
Resistance R (Ohms)	Сопротивление (Ом)
Inductance L (H)	Индуктивность (Гн)
Capacitance C (F)	Емкость (Ф)
Measurements	Измеряемые переменные

Блок «Three-phase Transformer (Two Windings)» - Трехфазный двухобмоточный трансформатор. Блок моделирует двухоб-

моточный трехфазный трансформатор. Модель построена на основе трех однофазных трансформаторов. В модели может учитываться нелинейность характеристики намагничивания материала сердечника. Активные сопротивления и индуктивности обмоток, а также параметры цепи намагничивания задаются в относительных единицах аналогично модели линейного трансформатора. Характеристика намагничивания задается аналогично модели нелинейного трансформатора. Параметры блока приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4.

Параметры блока «Three-phase Transformer (Two Windings)»

Parameter	**Параметр**
Nominal power and fr. Pn(VA) fn(Hz)	Номинальная мощность (ВА) и частота (Гц)
Winding 1 (ABC) connection: Y; Yn; Yg; D1; D11	Схема соединения первичной обмотки: Y – звезда; Yn - звезда с нейтралью; Yg -звезда с заземленной нейтралью; D1–треугольник с опережением в 300 эл. град.; D11– треугольник с отставанием на 300 эл. град.
Winding 1 parameters: V1 Ph-Ph(V); R1(pu); L1(pu)	Параметры первичной обмотки: линейное напряжение (В); активное сопротивление обмотки (о.е.); индуктивность обмотки (о.е.)
Winding 2 (abc) connection Y; Yn; Yg; D1; D11	Схема соединения вторичной обмотки (то же, что и для первичной обмотки)
Winding 2 parameters U2 Ph-Ph(V); R2(pu), L2(pu)	Параметры вторичной обмотки: (то же, что и для первичной обмотки)
Saturable core	Насыщающийся сердечник
Magnetization resistance Rm(pu)	Сопротивление цепи намагничивания (о.е.)
Magnetization inductance Lm(pu)	Индуктивность цепи намагничивания (о.е.)
Saturation characteristic (pu)	Характеристика насыщения сердечника
Simulate hysteresis	Учет гистерезиса
Hysteresis Data Mat file	Имя файла данных, содержащего гистерезисную характеристику
Specify initial fluxes	Начальные потоки для фаз ABC (параметр доступен при моделировании нелинейного трансформатора)
Measurements	Измеряемые переменные

Блок «Three-phase Transformer (Three Windings» - Трехфазный трехобмоточный трансформатор. Блок моделирует трехобмоточный трехфазный трансформатор. Модель построена на

основе трех однофазных трансформаторов. В модели может учитываться нелинейность характеристики намагничивания материала сердечника. Параметры блока приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5.

Параметры блока «Three-phase Transformer (Three Windings»

Parameter	Параметр
Port configuration:	Конфигурация портов: ABC as input terminals – ABC являются входными; ABC as output terminals–ABC являются выходными
Nominal power and frequency Pn(VA); fn(Hz)	Номинальная мощность (ВА) и частота (Гц)
Winding 1 (ABC) connection: Y; Yn; Yg; D1; D11	Схема соединения первой обмотки (то же, что для первичной обмотки трехфазного двухобмоточного трансформатора)
Winding parameters V1 Ph-Ph(V), R1(pu), L1(pu)	Параметры первой обмотки: линейное напряжение (В); активное сопротивление обмотки (о.е.); индуктивность обмотки (о.е.)
Winding 2 (abc) connection	Схема соединения второй обмотки (то же, что и для первичной обмотки)
Winding parameters U2 Ph-Ph(V), R2(pu), L2(pu)	Параметры второй обмотки: (то же, что и для первичной обмотки)
Winding 3 (abc) connection	Схема соединения первой обмотки (то же, что и для первичной обмотки)
Winding parameters U3 Ph-Ph(V); R2(pu); L2(pu)	Параметры третьей обмотки (то же, что и для первичной обмотки)
Saturable core	Насыщающийся сердечник
Magnetization resistance Rm(pu)	Сопротивление цепи намагничивания (о.е.)
Magnetization inductance Lm(pu)	Индуктивность цепи намагничивания (о.е.)
Saturation characteristic (pu)	Характеристика насыщения сердечника
Simulate hysteresis	Учет гистерезиса
Hysteresis Data Mat file	Имя файла данных, содержащего гистерезисную характеристику
Specify initial fluxes	Начальные потоки для фаз ABC
Measurements	Измеряемые переменные

Блок «Asynchronous Machine» - Асинхронная машина. Блок моделирует асинхронную электрическую машину в двигательном или генераторном режимах. Режим работы определяется знаком электромагнитного момента машины. Порты модели A, B и C являются выводами статорной обмотки машины, а порты a, b и c - обмотки ротора машины. Порт Tm предназначен для подачи момента

сопротивления движению. На выходном порту m формируется векторный сигнал, состоящий из 21 элемента: токов, потоков и напряжений ротора и статора в неподвижной и вращающейся системах координат, электромагнитного момента, скорости вращения вала, а также его углового положения. Для удобства извлечения переменных машины из вектора в библиотеке Sim Power Systems предусмотрен блок Machines Measurement Demux. Модель асинхронной машины включает в себя модель электрической части, представленной моделью пространства состояний четвертого порядка и модель механической части в виде системы второго порядка. Параметры блока приведены в таблице 2.6.

Таблица 2.6.

Параметры блока «Asynchronous Machine»

Parameter	**Параметр**
Rotor type: squirrel-cage; wound	Тип ротора: короткозамкнутый ротор; фазный ротор
Reference frame:	Система координат: rotor (неподвижная относительно ротора); stationary (неподвижная относительно статора); synchronous (вращающаяся вместе с полем)
Nom. power, L-L volt. and freq. : Pn (VA); Un (V); fn (Hz)	Номинальная мощность Pn (ВА), действующее линейное напряжение Un (В), номинальная частота fn (Гц)
Stator Rs (Ohm) Lls (H)	Сопротивление Rs (Ом) и индуктивность Ls (Гн) статора
Rotor Rr (Ohm) Llr' (H)	Сопротивление Rs (Ом) и индуктивность Ls (Гн) ротора
Mutual inductance Lm (H)	Взаимная индуктивность (Гн)
Inertia, friction factor and pairs of poles:J(kg*m^2),F(N*m*s),p	Момент инерции J (кг·м^2), коэффициент трения F (Н·м·с), число пар полюсов (p)
Initial conditions: s; th(deg); isa,isb,isc(A); phA,phB,phC(deg)]:	Начальные условия: s – скольжение; th - фаза (град.); isa, isb, isc - начальные значения токов статора (А); phA, phB, phC - начальные фазы токов статора (град.)

Блок «Universal Bridge» - Универсальный мост. Блок моделирует работу полупроводникового моста. Модель позволяет выбирать количество плеч моста (от 1 до 3), вид полупроводниковых приборов (диоды, тиристоры, идеальные ключи, а также полностью

управляемые тиристоры, IGBT и MOSFET транзисторы, шунтированные обратными диодами). В модели можно также выбрать вид зажимов A, B и C). Параметры блока приведены в таблице 2.7.

Таблица 2.7.

Параметры блока «Universal Bridge»

Parameter	Параметр
Number of bridge arms	Число плеч моста (выбирается из списка: 1, 2 или 3)
Port configuration: ABC as input terminals; ABC as output terminals	Конфигурация портов зажимы A, B и C являются входными; зажимы A, B и C являются выходными
Snubber resistance Rs (Ohm)	Сопротивление демпфирующей цепи (Ом)
Snubber capacitance Cs (F)	Емкость демпфирующей цепи (Ф)
Power Electronic device: Diodes; Thyristors; GTO / Diodes; MOSFET / Diodes - MOSFET IGBT / Diodes – IGBT Ideal Switches	Вид полупроводниковых устройств моста: диоды; тиристоры; полностью управляемые тиристоры, шунтированные обратными диодами; транзисторы, шунтированные обратными диодами; идеальные ключи
Measurements: none; device voltages; device currents; UAB UBC UCA UDC volt; all voltages and currents	Измеряемые переменные: нет переменных для отображения; напряжения на полупроводниковых устройствах; токи полупроводниковых устройств; напряжения на зажимах моста; все напряжения и токи моста

Блок «Three-Level Bridge» - Трехуровневый мост. Блок моделирует работу трехуровневого моста. Модель также позволяет выбирать количество плеч моста (от 1 до 3) и вид полупроводниковых приборов. В модели можно также выбрать режим работы (выпрямительный или инверторный). Параметры блока приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8.

Параметры блока «Three-Level Bridge»

Parameter	Параметр
Number of bridge arms	Число плеч моста (выбирается из списка: 1, 2 или 3)
Port configuration	Конфигурация портов (то же, что для универсального моста)
Snubber resistance Rs (Ohm)	Сопротивление демпфирующей цепи (Ом)
Snubber capacitance Cs (F)	Емкость демпфирующей цепи (Ф)
Power Electronic device	Вид полупроводниковых устройств моста (то же, что для универсального моста)

2.3. Имитационные модели полупроводниковых выпрямителей (неуправляемых и управляемых)

Полупроводниковый выпрямитель можно представить в виде структурной схемы, как на рис. 2.1, в которую входят: силовой трансформатор (СТ), полупроводниковый выпрямитель (ПВ), фильтр (Ф), электрическая нагрузка (Н).

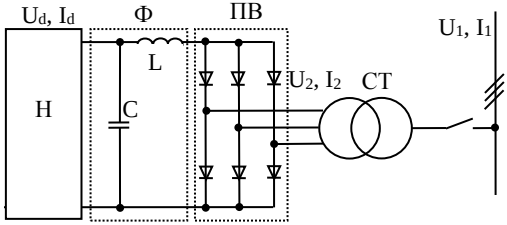


Рис. 2.1. Структурная схема выпрямителя.

Силовой трансформатор обеспечивает согласование уровней напряжений сети электроснабжения и входного напряжения полупроводникового выпрямителя. Другой функцией трансформатора является обеспечение гальванической развязки полупроводникового блока и сети электроснабжения. Активные выпрямители могут строиться по бестрансформаторной схеме, в которых выпрямительный блок присоединяется непосредственно к питающей сети через дроссели.

Полупроводниковый выпрямитель обеспечивает непосредственное выпрямление напряжения и тока. В качестве полупроводниковых ключей могут использоваться неуправляемые диоды, транзисторы с естественной коммутацией или полностью управляемые транзисторы.

Фильтр, установленный на выходе полупроводникового выпрямителя, обеспечивает требуемый уровень пульсаций выпрямленного тока в цепи нагрузки. Фильтр может строиться на основе резисторов, дросселей и конденсаторов.

Шестипульсный диодный выпрямитель (6-пульсный выпрямитель). Схема имитационной модели 6-пульсного выпрямителя представлена на рис.2.2. Она состоит из трех источников пере-

менного напряжения (U_a, U_b, U_c), трехфазного трансформатора (Three-phase Transformer), первичная и вторичная обмотки которого соединены треугольником, трехфазного выпрямителя (Diode bride), выполненного на полупроводниковых диодах, и нагрузки (RL).

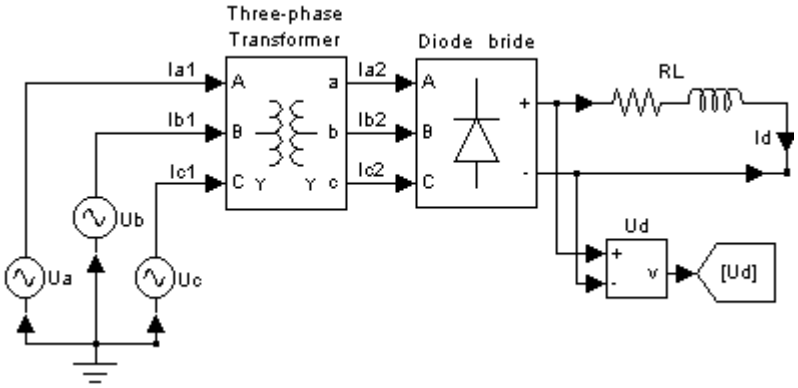


Рис.2.2. Схема имитационной модели
6-пульсного выпрямителя

При выполнении моделирования приняты следующие параметры системы: амплитудные значения фазных напряжений источников питания $U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=0.577$ В; частота напряжения f=50 Гц; коэффициент трансформации трехфазного трансформатора $k_T=1$; активное сопротивление нагрузки и индуктивность R=1000 Om, L=1 mГн. Остальные параметры трехфазного трансформатора и диодного выпрямителя установлены по умолчанию.

Результаты имитационного моделирования 6-пульсного выпрямителя с помощью представленной модели приведены на рис.2.3а в виде диаграмм токов и напряжений выпрямителя при работе в установившемся режиме. Анализ полученных результатов приведен в таблице 2.9.

При имитационном моделировании 6-пульсного выпрямителя учитываются следующие переменные: выпрямленные напряжение и ток (U_d, I_d); токи первичных и вторичных обмоток трансформатора (I_{a1}, I_{b1}, I_{c1}, I_{a2}, I_{b2}, I_{c2}); линейные напряжения вторичной цепи трансформатора (U_{ab}, U_{bc}, U_{ca}). Также, на рис.2.3а приведен спектральный состав тока, потребляемого 6-пульсным выпрямителем от источника.

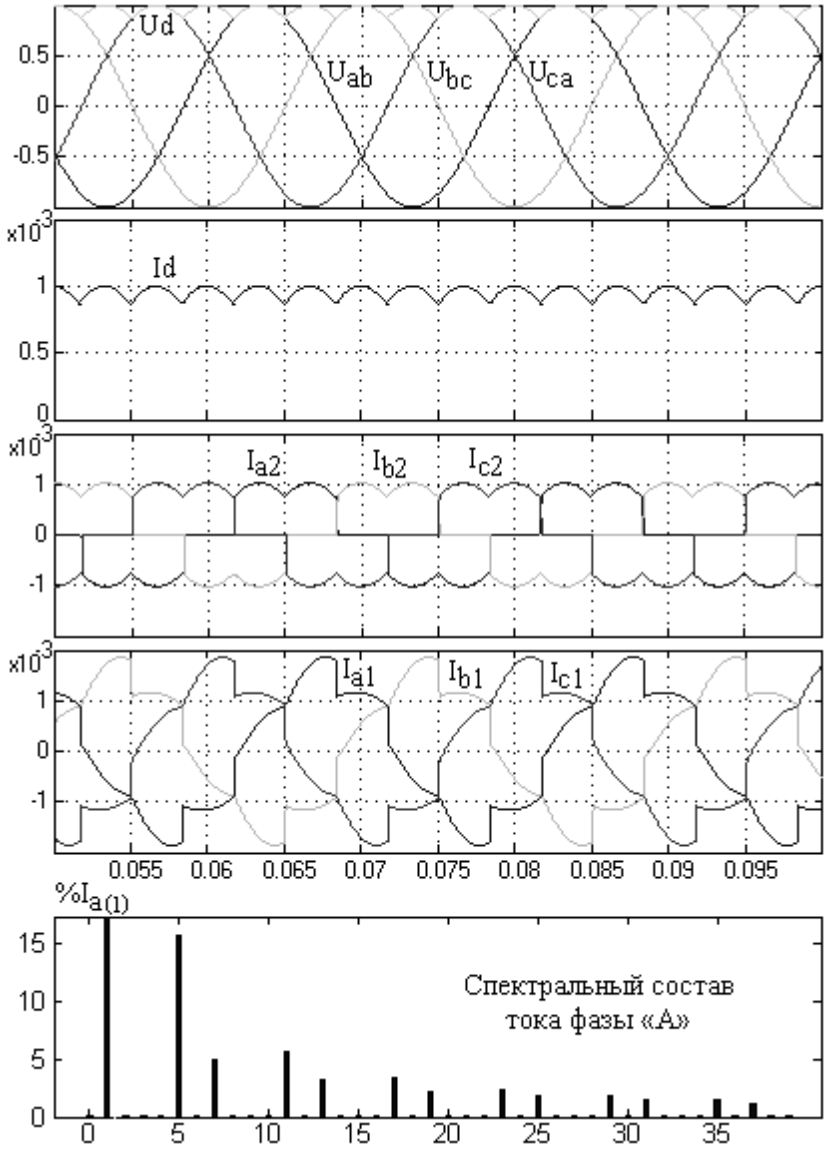


Рис.2.3а. Токи и напряжения 6-пульсного выпрямителя

Таблица 2.9

Анализ полученных результатов моделирования
6-пульсного выпрямителя

<table>
<tr><td colspan="3">Сеть электроснабжения</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>0.408</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>0,7071</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» (действующий), А</td><td>$1.15 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="9">Коэффициент искажения тока (THDI): 18,77 %</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>250</td><td>15,85</td></tr>
<tr><td>350</td><td>4,98</td></tr>
<tr><td>550</td><td>5,61</td></tr>
<tr><td>650</td><td>3,19</td></tr>
<tr><td>850</td><td>3,38</td></tr>
<tr><td>950</td><td>2,27</td></tr>
<tr><td>1150</td><td>2,41</td></tr>
<tr><td colspan="3">Трансформатор</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В</td><td>0.408</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение вторичной цепи (действующее), В</td><td>0,7071</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» вторичной цепи (действующий), А</td><td>$0{,}707 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А» вторичной цепи</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="9">Коэффициент искажения тока (THDI): 29,76%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>250</td><td>25,13</td></tr>
<tr><td>350</td><td>7,89</td></tr>
<tr><td>550</td><td>8,9</td></tr>
<tr><td>650</td><td>4,98</td></tr>
<tr><td>850</td><td>5,36</td></tr>
<tr><td>950</td><td>3,59</td></tr>
<tr><td>1150</td><td>3,82</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленное напряжение (среднее), В</td><td>0,95</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленный ток (средний), А</td><td>$0{,}95 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
</table>

На рис.2.3б приведены графики, полученные в результате имитационного моделирования 6-пульсного выпрямителя, и в результате натурного эксперимента. Из графиков видно, что пакет прикладных программ Mat Lab обеспечивает высокую степень сходимости результатов моделирования с результатами экспериментов, проводимых на реальных объектах. Это подтверждает адекватность математических моделей, используемых в MatLab для моделирования электромагнитных процессов, протекающих в полупроводниковых преобразователях. Алгоритм проверки адекватности математической модели приведен в Приложении А.

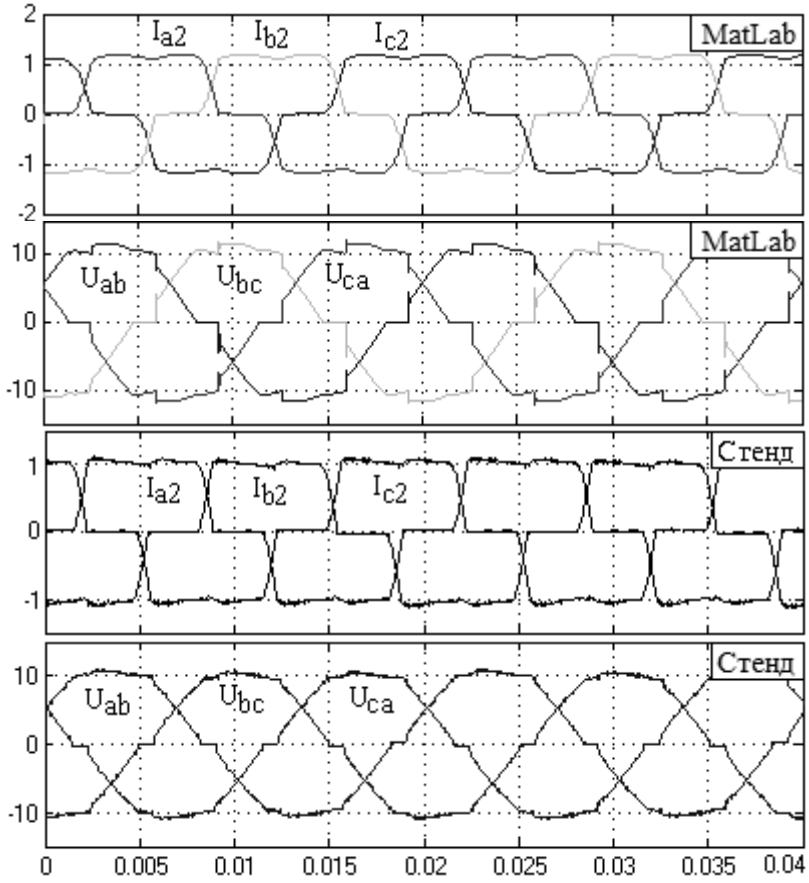


Рис.2.3б. Токи и напряжения 6-пульсного выпрямителя, полученные в Mat Lab и в экспериментах

Двенадцатипульсный (12-пульсный) диодный выпрямитель с последовательным соединением мостов. Полупроводниковые преобразователи с 12-пульсными выпрямителями используются для снижения искажения напряжения питающей сети и снижения уровня пульсаций выпрямленного напряжения. В большинстве случаев для обеспечения 12-пульсного режима работы выпрямителей используются трансформаторы с двумя трехфазными вторичными обмотками, одна из которых соединена в звезду, другая – в треугольник. При этом системы трехфазных напряжений на выходе вторичных обмоток сдвинуты относительно друг друга на 30 эл. град.

Схема имитационной модели 12-пульсного выпрямителя с последовательным соединением мостов, реализованная в Matlab, представлена на рис.2.4.

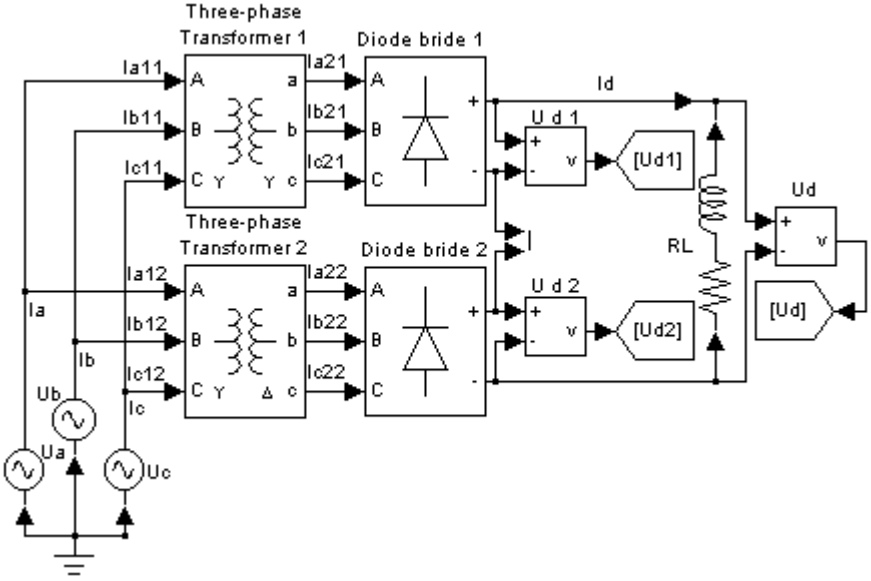


Рис. 2.4. Схема имитационной модели 12-пульсного выпрямителя с последовательным соединением мостов

Она состоит из трех однофазных источников переменного напряжения (U_a, U_b, U_c), которые образуют трехфазную систему питания. Трехфазный трансформатор с двумя вторичными обмотками

заменен на эквивалентные ему два трехфазных трансформатора. Вторичная обмотка первого трансформатора (Three-phase Transformer 1) соединена звездой, второго трансформатора (Three-phase Transformer 2) - треугольником. Такая структура модели позволяет рассчитать как общий ток, потребляемый 12-пульсным выпрямителем, так и ток, потребляемый каждым диодным мостом. К вторичным цепям трансформаторов подключены трехфазные мостовые выпрямители (Diode bride 1, Diode bride 2). Нагрузка выпрямителя выполнена в виде RL цепочки.

Для выполнения имитационного моделирования установлены следующие параметры модели 12-пульсного выпрямителя. Амплитудные значения фазных напряжений источников питания $U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=0.577$ В. Частота напряжения f=50 Гц. Коэффициенты трансформации трехфазных трансформаторов $k_T=1$. Активное сопротивление нагрузки и индуктивность R=1000 Om, L=1 mГн. Остальные параметры элементов имитационной модели установлены по умолчанию.

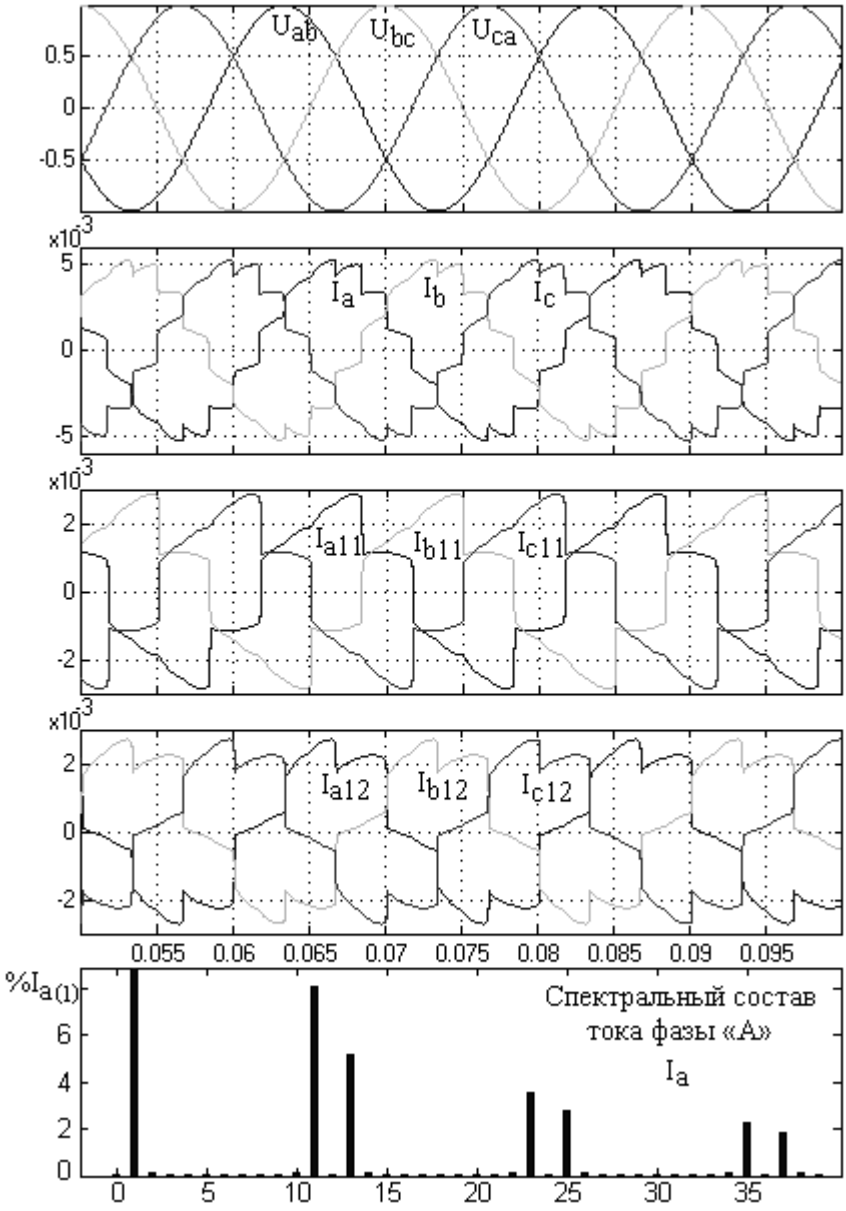
Результаты моделирования 12-пульсного выпрямителя с последовательным соединением мостов приведены на рис.2.5 в виде диаграмм мгновенных значений токов и напряжений выпрямителя при работе в установившемся режиме.

При имитационном моделировании учитываются следующие переменные: выпрямленные напряжения (общее (U_d) и на выходе каждого диодного моста (U_{d1}, U_{d2})) и выпрямленный ток (I_d); токи, потребляемые от источника (I_a, I_b, I_c); токи, протекающие в первичных цепях трансформаторов (I_{a11}, I_{b11}, I_{c11}, I_{a12}, I_{b12}, I_{c12}); токи, протекающие во вторичных цепях трансформаторов (I_{a21}, I_{b21}, I_{c21}, I_{a22}, I_{b22}, I_{c22}); линейные напряжения источника электрической энергии (U_{ab}, U_{bc}, U_{ca}); линейные напряжения вторичных цепей трансформаторов (U_{ab21}, U_{bc21}, U_{ca21}, U_{ab22}, U_{bc22}, U_{ca22}).

Также, на рис.2.5 приведен спектральный состав тока, потребляемого 12-пульсным выпрямителем от источника.

На рис.2.5 выпрямленный ток ($I_d \cdot 10^3$) и выпрямленное напряжение (U_d) на нагрузке, имеющие одинаковые формы, совпадают.

Анализ полученных результатов приведен в таблице 2.10.


Uab
Ubc
Uca
0.5
0
-0.5
x10^3
5
0
-5
Ia
Ib
Ic
x10^3
2
0
-2
Ia11
Ib11
Ic11
x10^3
2
0
-2
Ia12
Ib12
Ic12
0.055
0.06
0.065
0.07
0.075
0.08
0.085
0.09
0.095
%Ia(1)
6
4
2
0
Спектральный состав
тока фазы «А»
Ia
0
5
10
15
20
25
30
35

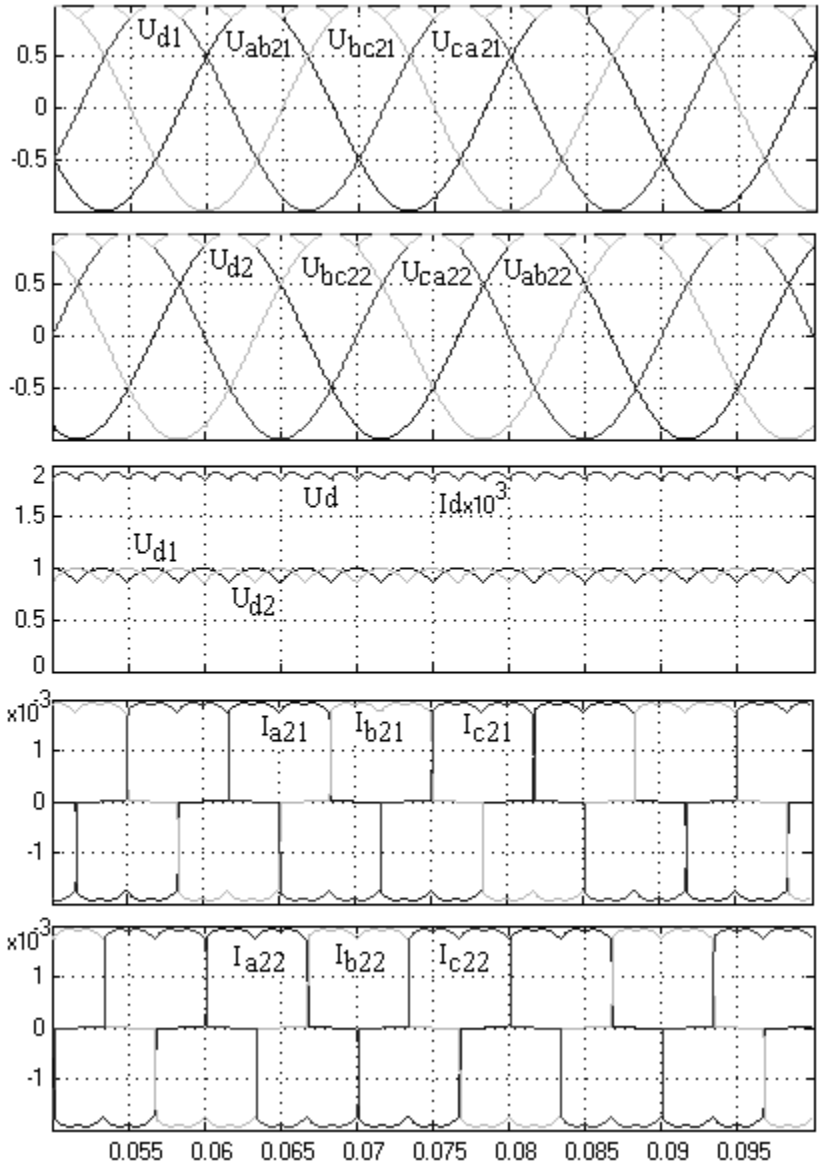


Рис.2.5. Входные и выходные токи и напряжения
12-пульсного выпрямителя с последовательным соединением мостов

Таблица 2.10

Анализ полученных результатов моделирования
12-пульсного выпрямителя с последовательным соединением мостов

Сеть электроснабжения		
Фазное напряжение (действующее), В		0.408
Линейное напряжение (действующее), В		0,7071
Ток фазы «А» (действующий), А		$3{,}535 \cdot 10^{-3}$
Искажение синусоидальности тока фазы «А»		
Частоты гармоник тока, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDI): 10,98 %
50	100	
550	8,07	
1150	3,55	
1250	2,77	
Первый трансформатор		
Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В		0.408
Ток фазы «А» вторичной цепи (действующий), А		$1{,}47 \cdot 10^{-3}$
Ток фазы «А» первичной цепи (действующий), А		$1{,}77 \cdot 10^{-3}$
Искажение синусоидальности тока фазы «А» первичной цепи		
Частоты гармоник тока, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDI): 24,41 %
50	100	
250	17,73	
350	10,55	
550	8,09	
650	5,14	
850	4, 65	
Второй трансформатор		
Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В		0.408
Ток фазы «А» вторичной цепи (действующий), А		$1{,}47 \cdot 10^{-3}$
Ток фазы «А» первичной цепи (действующий), А		$1{,}77 \cdot 10^{-3}$
Искажение синусоидальности тока фазы «А» первичной цепи		
Частоты гармоник тока, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDI): 29,32 %
50	100	
250	21,32	
350	12,68	
550	9,72	
650	6,18	
850	5,59	
Нагрузка		
Выпрямленное напряжение (среднее), В		1,9
Выпрямленный ток (среднее), А		$1{,}9 \cdot 10^{-3}$

Двенадцатипульсный (12-пульсный) диодный выпрямитель с параллельным соединением мостов. Полупроводниковые преобразователи с 12-пульсными выпрямителями с параллельным соединением мостов обладают теми же преимуществами, что и преобразователи с 12-пульсными выпрямителями с последовательным соединением мостов, но позволяют работать с нагрузками, имеющими более низкое напряжение. Отличительная особенность схем с параллельным соединением мостов заключается в использовании уравнительных дросселей, предназначенных для ограничения уравнительных токов, которые замыкаются между мостами и вторичными обмотками трансформатора, не попадая в нагрузку и в питающую сеть.

На рис.2.6 изображена схема имитационной модели 12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением мостов.

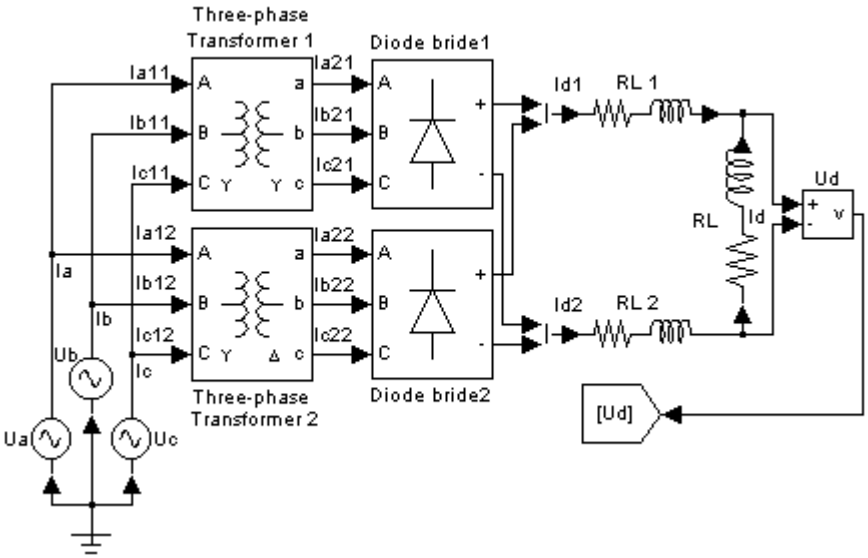


Рис. 2.6. Схема имитационной модели
12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением мостов

Схема имитационной модели 12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением мостов состоит из следующих элементов:

трех источников трехфазного напряжения (U_a, U_b, U_c); двух трехфазных трансформаторов (Three-phase Transformer 1 и Three-phase Transformer 2); двух трехфазных мостовых диодных выпрямителей (Diode bride 1, Diode bride 2); двух уравнительных дросселей (RL1 и RL 2). Нагрузка выпрямителя выполнена в виде RL цепочки.

Как видно из схемы имитационной модели, трехфазный трансформатор с двумя вторичными обмотками также представлен двумя трансформаторами, вторичная обмотка одного из которых соединена треугольником, а другого – звездой. При этом, первичные обмотки этих трансформаторов питаются от одного источника трехфазного напряжения. Такая структура модели позволяет рассчитать как общий ток, потребляемый 12-пульсным выпрямителем, так и ток, потребляемый каждым диодным мостом.

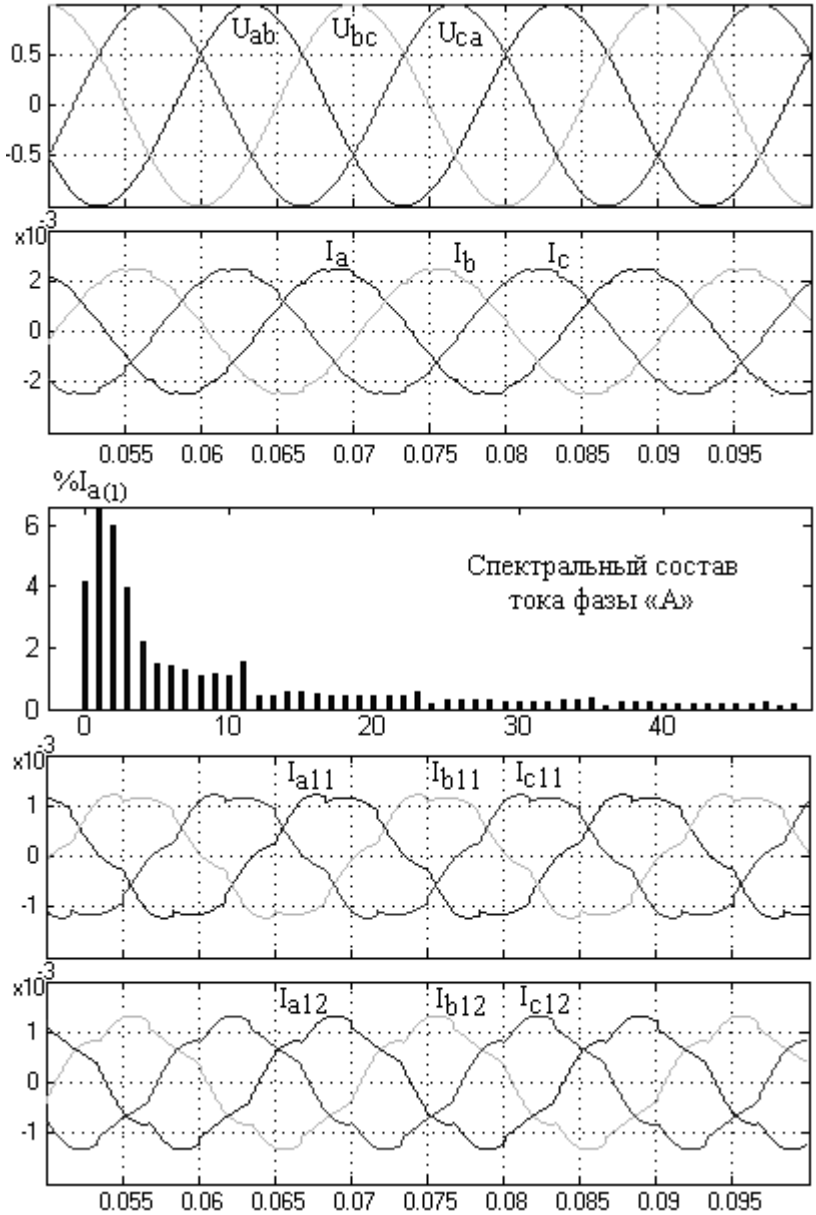
При выполнении моделирования приняты следующие параметры системы: амплитудные значения фазных напряжений источников питания $U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=0.577$ В; частота напряжения f=50 Гц; коэффициенты трансформации трехфазных трансформаторов $k_T=1$; активные сопротивления и индуктивности уравнительных дросселей $R_{dr}=1000$ Om, $L_{dr}=1$ мГн; активное сопротивление и индуктивность нагрузки R=1000 Om, L=1 мГн. Остальные параметры элементов имитационной модели установлены по умолчанию.

Результаты моделирования 12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением мостов приведены на рис.2.7 в виде диаграмм мгновенных значений токов и напряжений выпрямителя при работе в установившемся режиме.

При имитационном моделировании 12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением мостов производился расчет следующих переменных: выпрямленные ток нагрузки (I_d) и выходные токи каждого диодного моста (I_{d1}, I_{d2}); выпрямленные напряжения (U_{d1}, U_{d2}); токи, потребляемые выпрямителем от источника (I_a, I_b, I_c), и токи, потребляемые каждым трансформатором (I_{a11}, I_{b11}, I_{c11}, I_{a12}, I_{b12}, I_{c12}); токи вторичных цепей трансформатора (I_{a21}, I_{b21}, I_{c21}, I_{a22}, I_{b22}, I_{c22}); линейные напряжения вторичных цепей трансформаторов (U_{ab21}, U_{bc21}, U_{ca21}, U_{ab22}, U_{bc22}, U_{ca22}).

На рис.2.7 приведен спектральный состав тока, потребляемого 12-пульсным выпрямителем от источника.

Анализ полученных результатов приведен в таблице 2.11.


Uab
Ubc
Uca
0.5
0
-0.5
x10^3
Ia
Ib
Ic
2
0
-2
0.055
0.06
0.065
0.07
0.075
0.08
0.085
0.09
0.095
%Ia(1)
6
4
2
0
Спектральный состав
тока фазы «А»
0
10
20
30
40
x10^3
Ia11
Ib11
Ic11
1
0
-1
Ia12
Ib12
Ic12

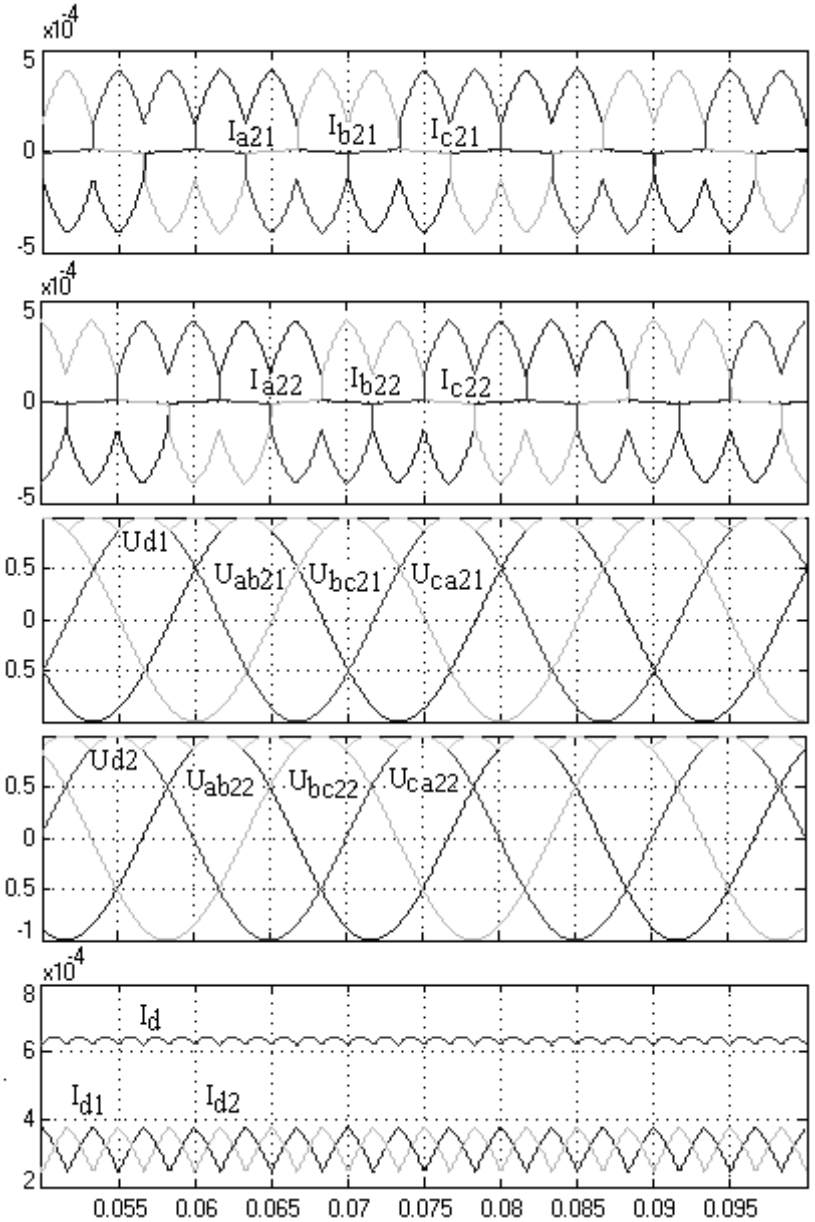


Рис.2.7. Входные и выходные токи и напряжения
12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением

Таблица 2.11

Анализ полученных результатов моделирования
12-пульсного выпрямителя с параллельным соединением мостов

<table>
<tr><td colspan="3">Сеть электроснабжения</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>0.408</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>0,7071</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» (действующий), А</td><td>$1{,}785 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="12">Коэффициент искажения тока (THDI): 8,51%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>6,02</td></tr>
<tr><td>150</td><td>3,96</td></tr>
<tr><td>200</td><td>2,19</td></tr>
<tr><td>250</td><td>1,46</td></tr>
<tr><td>300</td><td>1,43</td></tr>
<tr><td>350</td><td>1,27</td></tr>
<tr><td>400</td><td>1,09</td></tr>
<tr><td>450</td><td>1,13</td></tr>
<tr><td>500</td><td>1,10</td></tr>
<tr><td>550</td><td>1,15</td></tr>
<tr><td colspan="3">Первый трансформатор</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В</td><td>$0{,}2346 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» вторичной цепи (действующий), А</td><td>$1{,}24 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А» первичной цепи</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 9,99%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>250</td><td>9,55</td></tr>
<tr><td>350</td><td>1,54</td></tr>
<tr><td colspan="3">Второй трансформатор</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В</td><td>0.408</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» вторичной цепи (действующий), А</td><td>$0{,}2346 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» первичной цепи (действующий), А</td><td>$1{,}24 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А» первичной цепи</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 9,97%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>250</td><td>9,52</td></tr>
<tr><td>350</td><td>1,55</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленное напряжение (среднее), В</td><td>0,95</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленный ток (среднее), А</td><td>$0{,}6 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
</table>

Двухуровневый активный выпрямитель (бестрансформаторный). В составе силовой части регулируемых электроприводов, для обеспечения электромагнитной совместимости преобразователей частоты с сетью электроснабжения, могут использоваться активные выпрямители. Использование в преобразователях частоты активных выпрямителей позволяет обеспечить: форму кривой тока в сети электроснабжения близкую к синусоидальной; работу электропривода с единичным коэффициентом мощности; регулирование выпрямленного напряжения в звене постоянного тока.

Активный выпрямитель может подключаться к сети электроснабжения, как через трансформатор, так и без него, с заменой последнего на дроссели. На рис.2.8 приведена структура имитационной модели активного выпрямителя, подключенного к источнику энергии по бестрансформаторной схеме.

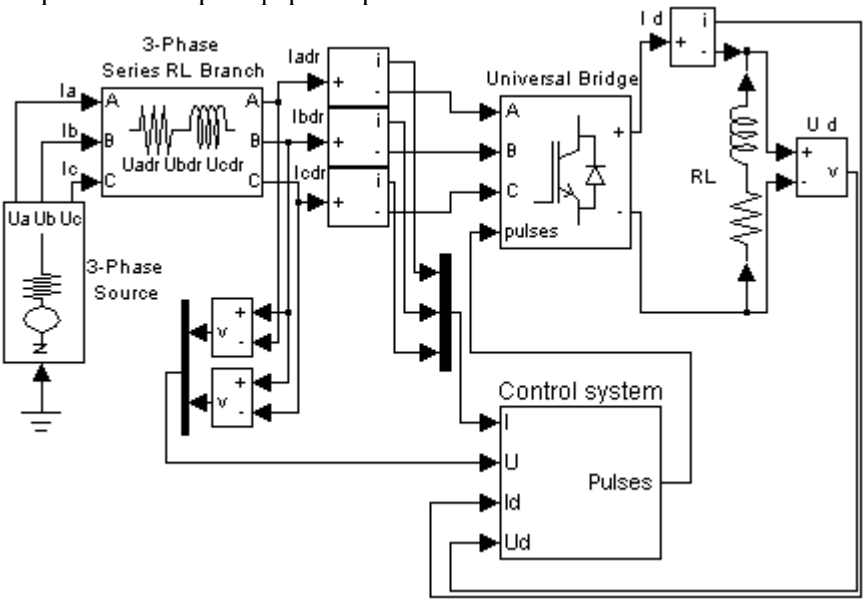


Рис. 2.8. Схема имитационной модели
бестранформаторного двухуровневого активного выпрямителя

Имитационная модель активного выпрямителя содержит следующие элементы: трехфазный источник напряжения (3-Phase Source); входные дроссели (3-Phase Series RL Branch); активный вы-

прямитель (Universal Bridge); блок системы управления (Control system). Нагрузка выпрямителя выполнена в виде RL цепочки.

При выполнении моделирования установлены следующие параметры элементов модели: амплитудные значения фазных напряжений источников питания $U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=0.577$ В; частота напряжения f=50 Гц; активные сопротивления и индуктивности входных дросселей $R_{dr}=1$ Om, $L_{dr}=1$ mГн; несущая частота активного выпрямителя 1000 Гц. Активное сопротивление и индуктивность нагрузки равны R=1000 Om, L=1 mГн. Остальные параметры всех элементов имитационной модели установлены по умолчанию. Уставка на уровень выпрямленного напряжения равна 1 В.

Система управления (блок Control system) активным выпрямителем выполнена на основе векторного алгоритма с ориентацией по вектору напряжения сети электроснабжения. Система управления содержит два канала управления компонентами тока, потребляемого активным выпрямителем из сети электроснабжения. Для обеспечения коэффициента мощности сети на уровне единицы при активно-индуктивной нагрузке, уставку на реактивный компонент, потребляемого тока, устанавливают равной нулю. Уставка на активный компонент, потребляемого тока, формируется внешним контуром регулирования выпрямленного напряжения. В контурах регулирования системы управления могут использоваться ПИ и ПИД регуляторы.

Управление полупроводниковыми ключами активного выпрямителя осуществляется по алгоритму широтно-импульсной модуляции. Более подробно алгоритм широтно-импульсной модуляции будет рассмотрено ниже.

Результаты моделирования активного выпрямителя приведены на рис.2.9 в виде диаграмм мгновенных значений токов и напряжений выпрямителя при работе в установившемся режиме.

При имитационном моделировании активного выпрямителя учитываются следующие координаты: фазные напряжения источника электрической энергии (U_a, U_b, U_a); токи источника электрической энергии (I_a, I_b, I_c); фазные напряжения между дросселем и активным выпрямителем (U_{adr}, U_{bdr}, U_{adr}); токи между дросселем и активным выпрямителем (I_{adr}, I_{bdr}, I_{cdr}); выпрямленное напряжение (U_d) и выпрямленный ток (I_d).

Также, на рис.2.9 приведены спектральные составы токов фазы «А», потребляемого активным выпрямителем от источника и то-

ка между дросселем и активным выпрямителем. Анализ полученных результатов приведен в таблице 2.12.

Как видно из приведенных графиков, напряжение и ток, потребляемые из сети, имеют нулевую фазу сдвига относительно друг друга. Причем, напряжение на входе дросселя и потребляемый ток имеют синусоидальную форму. За счет минимального искажения тока и напряжения и их синфазности обеспечивается поддержание коэффициента мощности на уровне единицы.

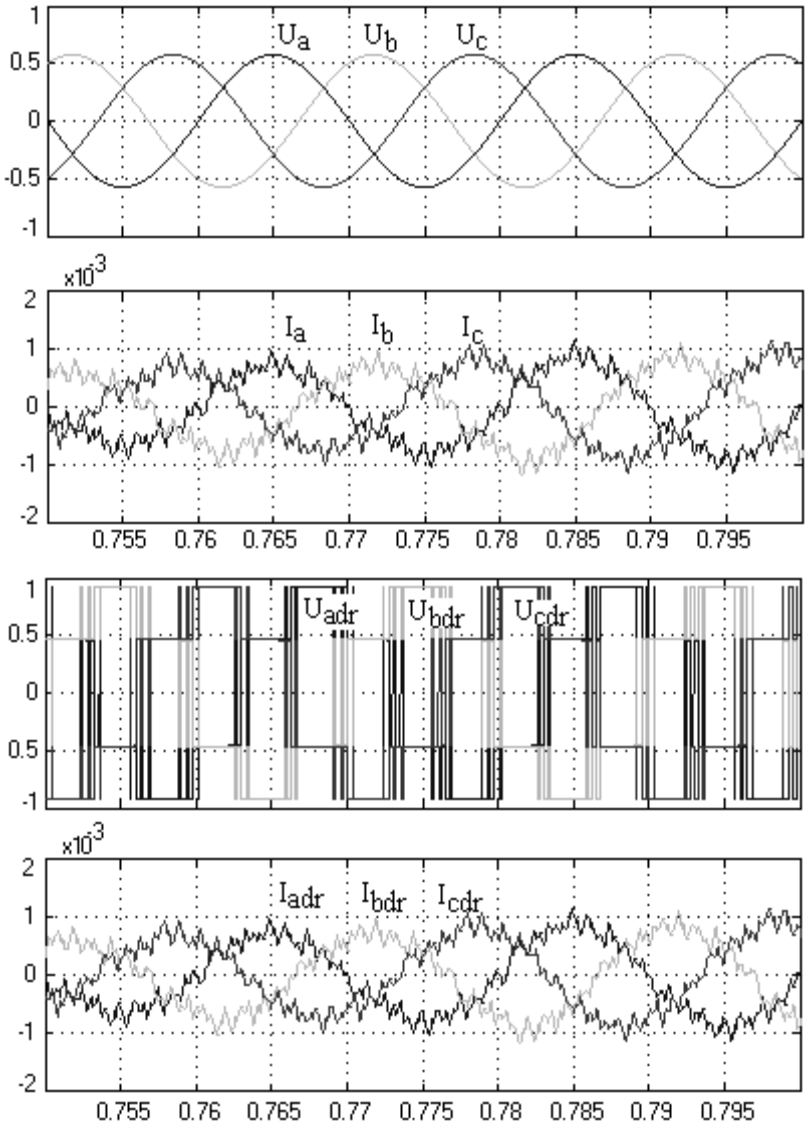
Также их графиков видно, что напряжение на выходе дросселей имеет форму импульсов. Работа активного выпрямителя в режиме синусоидальной широтно-импульсной модуляции позволяет регулировать мгновенное значение токов, потребляемых из сети, что позволяет регулировать их синусоидальность.

Использование активного выпрямителя позволяет регулировать уровень выпрямленного напряжения. Как видно из приведенных графиков, выпрямленное напряжение не имеет импульсов, а регулирование его уровня осуществляется с высокой точностью. При этом, минимальный уровень выпрямленного напряжения активного выпрямителя равен уровню напряжения, которое формируется на выходе неуправляемого диодного выпрямителя и не может быть меньше.

Таблица 2.12

Анализ полученных результатов моделирования двухуровневого активного выпрямителя

<table>
<tr><td colspan="3">Сеть электроснабжения</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>0, 408</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>0,7071</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» (действующий), А</td><td>$0{,}85 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 7,13%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>1,15</td></tr>
<tr><td>150</td><td>2,15</td></tr>
<tr><td>150</td><td>6,67</td><td></td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленное напряжение (среднее), В</td><td>1</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленный ток (среднее), А</td><td>$0{,}1 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
</table>


Ua
Ub
Uc
x10^3
Ia
Ib
Ic
0.755 0.76 0.765 0.77 0.775 0.78 0.785 0.79 0.795
Uadr
Ubdr
Ucdr
x10^3
Iadr
Ibdr
Icdr
0.755 0.76 0.765 0.77 0.775 0.78 0.785 0.79 0.795

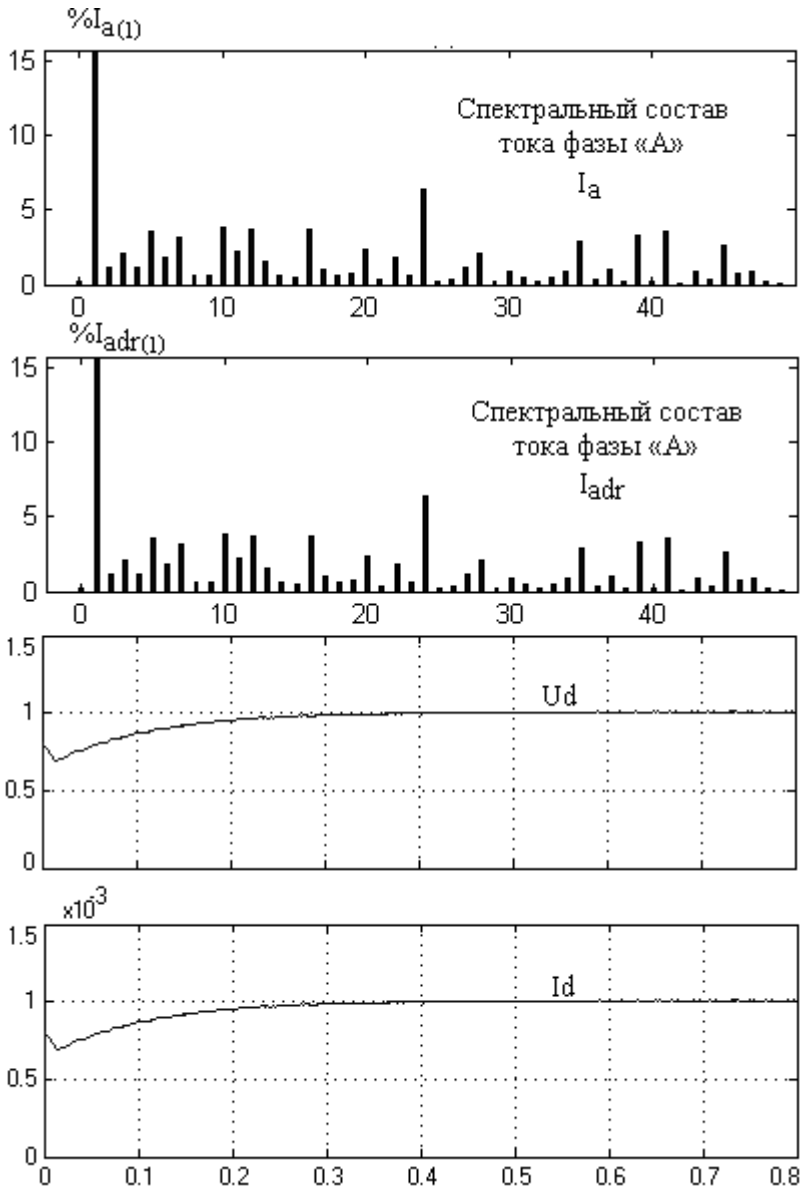


Рис.2.9. Входные и выходные токи и напряжения
двухуровневого активного выпрямителя

Трехуровневый активный выпрямитель. В высоковольтных электроприводах большой мощности для управления приводными электродвигателями используют высоковольтные преобразователи частоты. В таких электроприводах наиболее целесообразно использование трехуровневых полупроводниковых преобразователей.

Основные преимущества трехуровневой схемы, по сравнению с трехфазной мостовой схемой заключаются в следующем: преобразование высокого напряжения при использовании низковольтных транзисторов, диодов и конденсаторов; повышение электромагнитной совместимости электропривода с сетью электроснабжения, за счет уменьшения искажения кривой тока; уменьшение динамических потерь в транзисторах активного выпрямителя; повышение единичной мощности преобразователя частоты.

В трехуровневом активном выпрямителе в каждом плече моста устанавливают два транзистора, включенных последовательно. На выходе трехуровневого активного выпрямителя установлено звено постоянного тока, состоящее из двух конденсаторов, которое обеспечивает стабилизацию выпрямленного напряжения. Напряжение звена постоянного тока разделяется между конденсаторами равномерно и между ними образуется точка с нулевым потенциалом. С помощью дополнительных (разделительных) диодов, точка соединения конденсаторов объединяется с точкой соединения транзисторов в каждом плече.

Система управления выпрямленным напряжением на выходе трехуровневого активного выпрямителя, как и двухуровневого, строится на основе векторного алгоритма с ориентацией по вектору тока сети электроснабжения. Управление ключами активного выпрямителя осуществляется по широтно-импульсному алгоритму.

Схемы имитационной модели трехуровневого активного выпрямителя, включенного по бестрансформаторной схеме, приведена на рис.2.10. Имитационная модель содержит следующие блоки: трехфазный источник напряжения (3-Phase Source); входные дроссели (3-Phase Series RL Branch); трехуровневый активный выпрямитель (Three-Level Bridge); конденсаторы (C1 и C2); блок системы управления (Control system). Нагрузка выпрямителя выполнена в виде RL цепочки.

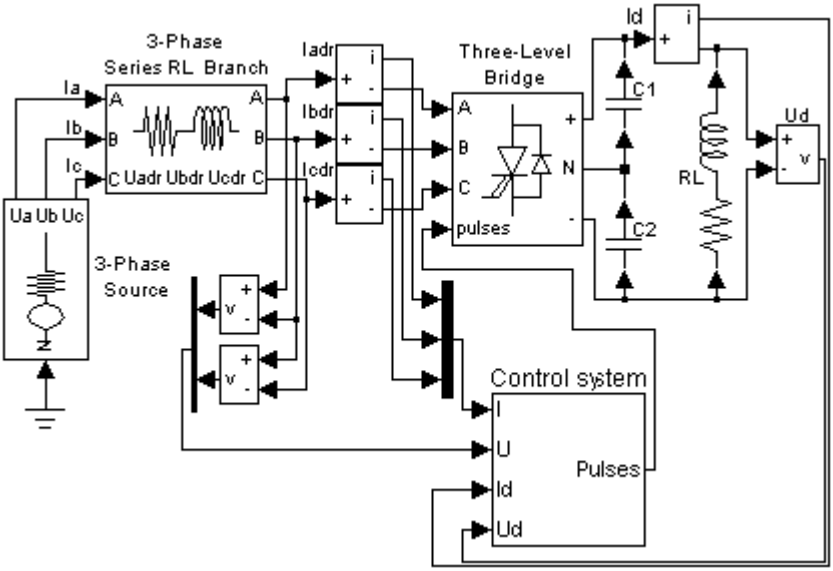


Рис. 2.10. Схема имитационной модели трехуровневого активного выпрямителя

При выполнении моделирования трехуровневого активного выпрямителя приняты следующие параметры схемы: амплитудные значения фазных напряжений источников питания $U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=0.577$ В; частота напряжения f=50 Гц; активные сопротивления и индуктивности входных дросселей $R_{dr}=1$ Ом, $L_{dr}=1$ мГн; несущая частота активного выпрямителя 1000 Гц; емкость конденсаторов на выходе активного выпрямителя $C_1=C_2=10$ мФ. Активное сопротивление и индуктивность нагрузки равны R=5000 Ом, L=1 мГн.

В процессе моделирования трехуровневого активного выпрямителя учитываются следующие координаты: линейные и фазные напряжения, токи источника электрической энергии (U_{ab}, U_{bc}, U_{ca}, U_a, U_b, U_a, I_a, I_b, I_c); линейные и фазные напряжения, токи между дросселем и активным выпрямителем (U_{abdr}, U_{bcdr}, U_{acdr}, U_{adr}, U_{bdr}, U_{adr}, I_{adr}, I_{bdr}, I_{cdr}); выпрямленное напряжение (U_d).

Также, на рис.2.11 приведены спектральные составы тока фазы «А», потребляемого активным выпрямителем от источника, и тока между дросселем и активным выпрямителем.

Анализ полученных результатов приведен в таблице 2.13.

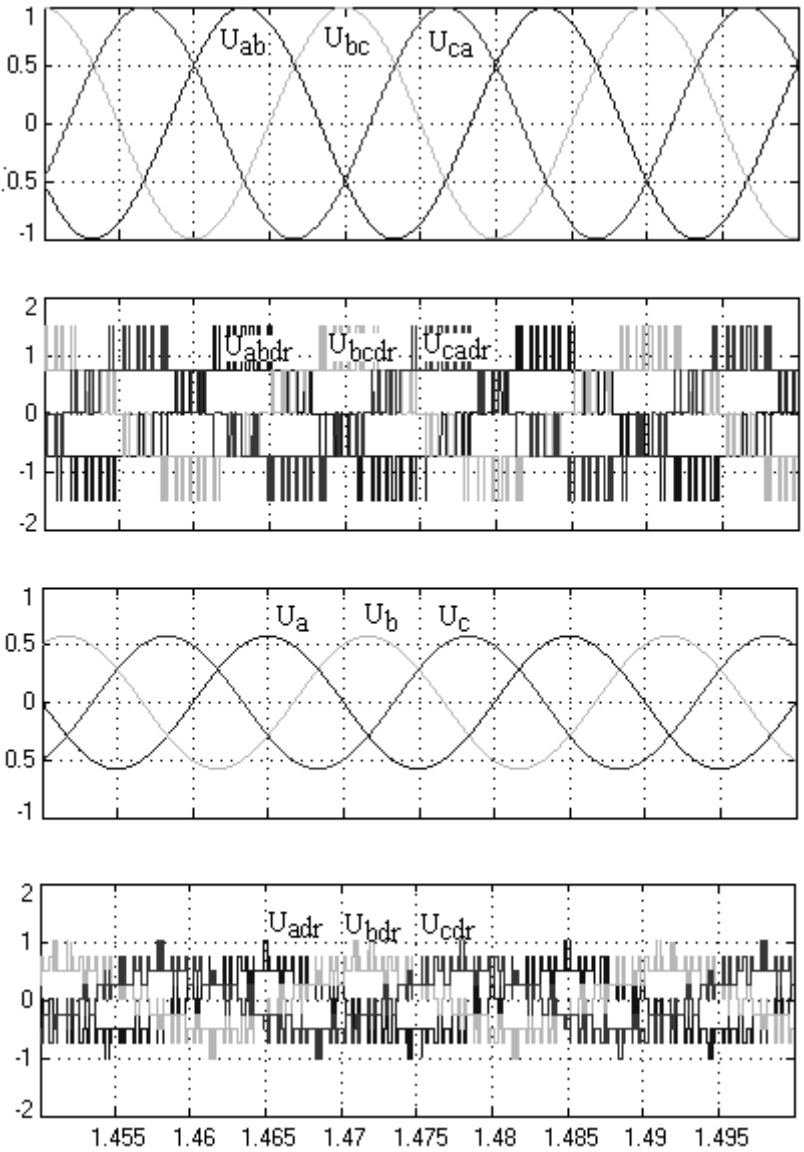
Таблица 2.13

Анализ полученных результатов моделирования
трехуровневого активного выпрямителя

<table>
<tr><td colspan="3">Сеть электроснабжения</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>0.408</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (амплитудное), В</td><td>0,577</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>0,7071</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (амплитудное), В</td><td>1</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» (действующий), А</td><td>$0{,}42 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А» $0{,}6 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="11">Коэффициент искажения тока (THDI): 2,79%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>2,18</td></tr>
<tr><td>150</td><td>1,31</td></tr>
<tr><td>200</td><td>1,18</td></tr>
<tr><td>250</td><td>0.8</td></tr>
<tr><td>300</td><td>0.6</td></tr>
<tr><td>350</td><td>0.56</td></tr>
<tr><td>400</td><td>0.50</td></tr>
<tr><td>450</td><td>0.46</td></tr>
<tr><td>500</td><td>0.42</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Уставка на выпрямленное напряжение, В</td><td>1,5</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленное напряжение (среднее), В</td><td>1,5</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленный ток (среднее), А</td><td>$0{,}3 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
</table>

Отличительная особенность трехуровневого активного выпрямителя заключается в форме напряжения на входе полупроводникового коммутатора. Это напряжение имеет три уровня: 0; $U_{ab}/2$; U_{ab}, где U_{ab} – линейное напряжение на входе дросселя.

За счет повышения количества уровней линейных напряжений обеспечиваются минимальные искажения форм фазных токов, потребляемых активным выпрямителем. При сравнении графиков, видно, что при одинаковой частоте коммутации 1000 Гц трехуровневый активный выпрямитель обеспечивает более синусоидальную форму тока, а, следовательно, и более высокий коэффициент мощности. Качество управления выпрямленным напряжением, также обеспечивается на высоком уровне.


Uab
Ubc
Uca
Uabdr
Ubcdr
Ucadr
Ua
Ub
Uc
Uadr
Ubdr
Ucdr
1.455
1.46
1.465
1.47
1.475
1.48
1.485
1.49
1.495

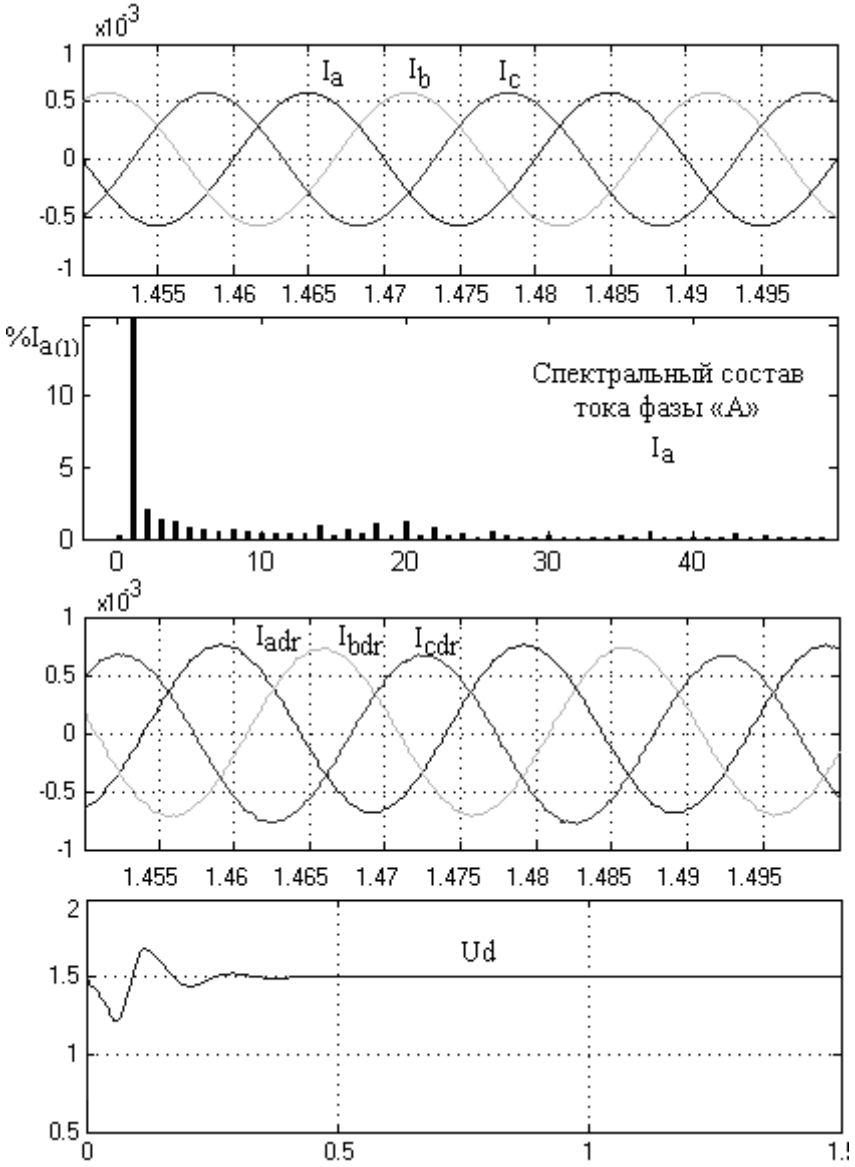


Рис.2.11. Входные и выходные токи и напряжения
трехуровневого активного выпрямителя

2.4. Имитационные модели полупроводниковых автономных инверторов

На рис.2.12 представлен пример структуры автоматизированного электропривода, электроснабжение и управление режимами работы которого осуществляется с помощью автономного инвертора, собранного по трехфазной мостовой схеме и выполненного на базе полностью управляемых транзисторов (IGBT). На входе автономного инвертора установлен фильтр, состоящий из двух конденсаторов C, между которыми равномерно распределяется напряжение U_d. Трехфазная нагрузка представлена активными сопротивлениями (R_a, R_b, R_c) и индуктивностями (L_a, L_b, L_c).

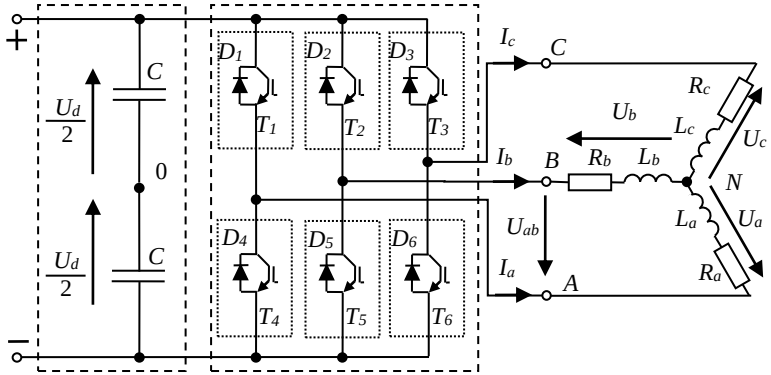


Рис.2.12. Схема автономного инвертора

Транзисторы T_1 и T_4, T_2 и T_5, T_3 и T_6 образуют комплементарные пары ключей. Когда один ключ такой пары находится во включенном состоянии, другой – выключен. Транзисторы T_1, T_2, T_3 образуют катодную группу ключей, а транзисторы T_4 T_5 T_6 – анодную.

На годографе результирующего вектора напряжения автономного инвертора, который

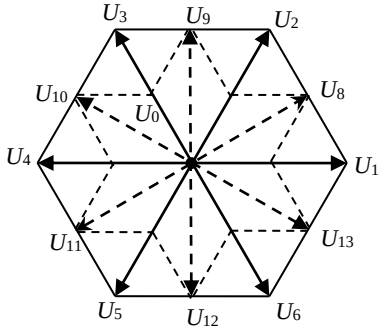


Рис. 2.13. Годограф выходного вектора напряжения

представлен на рисунке 2.13, показаны основные и промежуточные векторы. Основные векторы образуются, если в цикле переключения длительность паузы находится в интервале от 0 эл. град. $\leq \Delta T <$ 60 эл. град. Годограф, образуемый этими векторами, на рис. 2.13 показан сплошной линией. Если длительность паузы находится в интервале от 60 эл. град. $\leq \Delta T <$ 120 эл. град, то на выходе автономного инвертора образуются векторы с фазовым сдвигом в 30 эл. град. Годограф, образуемый этими векторами, на рис. 2.13 показан пунктирной линией.

В таблице 2.14 представлены возможные комбинации включения полупроводниковых ключей автономного инвертора и формируемые, при этих комбинациях, базовые вектора. Также, в таблице 2.14 приведены уровни линейных и фазных напряжений, формируемые на выходе автономного инвертора.

Таблица 2.14

Линейные и фазные напряжения,
формируемые на выходе автономного инвертора

Основной вектор	**Коммутационная функция**	**Значение выходного вектора напряжения**	**Фазные напряжения**			**Линейные напряжения**		
			U_a	U_b	U_c	U_{ab}	U_{bc}	U_{ca}
$\overline{U}_0(t)$	$S_4 = S_6 = S_2 = 1$	0	0	0	0	0	0	0
$\overline{U}_1(t)$	$S_1 = S_6 = S_2 = 1$	$\frac{2}{3}U_d e^{j0}$	$\frac{2U_d}{3}$	$-\frac{U_d}{3}$	$-\frac{U_d}{3}$	U_d	0	$-U_d$
$\overline{U}_2(t)$	$S_1 = S_3 = S_2 = 1$	$\frac{2}{3}U_d e^{j\frac{\pi}{3}}$	$\frac{U_d}{3}$	$\frac{U_d}{3}$	$\frac{-2U_d}{3}$	0	U_d	$-U_d$
$\overline{U}_3(t)$	$S_4 = S_3 = S_2 = 1$	$\frac{2}{3}U_d e^{j\frac{2\pi}{3}}$	$-\frac{U_d}{3}$	$\frac{2U_d}{3}$	$-\frac{U_d}{3}$	$-U_d$	U_d	0
$\overline{U}_4(t)$	$S_4 = S_3 = S_5 = 1$	$\frac{2}{3}U_d e^{j\frac{3\pi}{3}}$	$-\frac{2U_d}{3}$	$\frac{U_d}{3}$	$\frac{U_d}{3}$	$-U_d$	0	U_d
$\overline{U}_5(t)$	$S_4 = S_6 = S_5 = 1$	$\frac{2}{3}U_d e^{j\frac{4\pi}{3}}$	$-\frac{U_d}{3}$	$-\frac{U_d}{3}$	$\frac{2U_d}{3}$	0	$-U_d$	U_d
$\overline{U}_6(t)$	$S_1 = S_6 = S_5 = 1$	$\frac{2}{3}U_d e^{j\frac{5\pi}{3}}$	$\frac{U_d}{3}$	$-\frac{2U_d}{3}$	$\frac{U_d}{3}$	U_d	$-U_d$	0
$\overline{U}_7(t)$	$S_1 = S_3 = S_5 = 1$	0	0	0	0	0	0	0

Двухуровневый автономный инвертор. Схема имитационной модели двухуровневого автономного инвертора представлена на рис.2.14.

В состав имитационной модели входят следующие блоки: источник постоянного напряжения (Ud); двухуровневый автономный инвертор (Universal Briage); выходной дроссель (RL Branch); трехфазная нагрузка (3-phase series RL Branch); система управления (Control system).

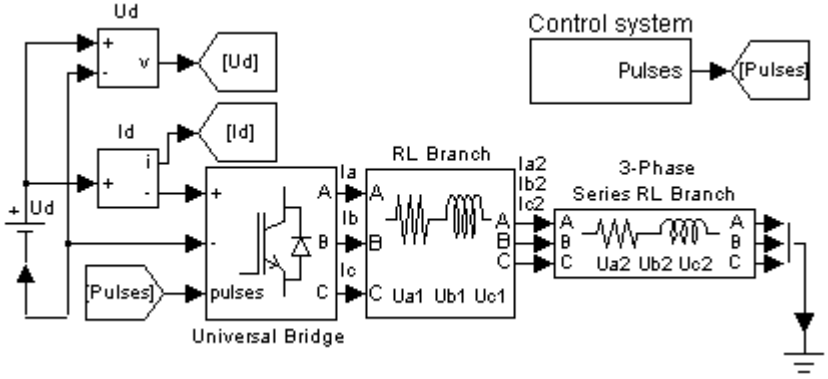


Рис. 2.14. Схема имитационной модели двухуровневого автономного инвертора

При выполнении моделирования двухуровневого автономного инвертора приняты следующие параметры схемы: напряжение источника электрической энергии U_d=1 В; активное сопротивление и индуктивность выходного дросселя R=1 Om, L=1 мГн; активное сопротивление и индуктивность нагрузки R=1000 Om, L=1 мГн; несущая частота автономного инвертора 2000 Гц. Остальные параметры всех элементов имитационной модели установлены по умолчанию. Управление полупроводниковыми ключами автономного инвертора осуществляется по алгоритму широтно-импульсной модуляции.

Результаты моделирования двухуровневого автономного инвертора приведены на рис.2.15 в виде диаграмм мгновенных значений токов и напряжений при его работе в установившемся режиме.

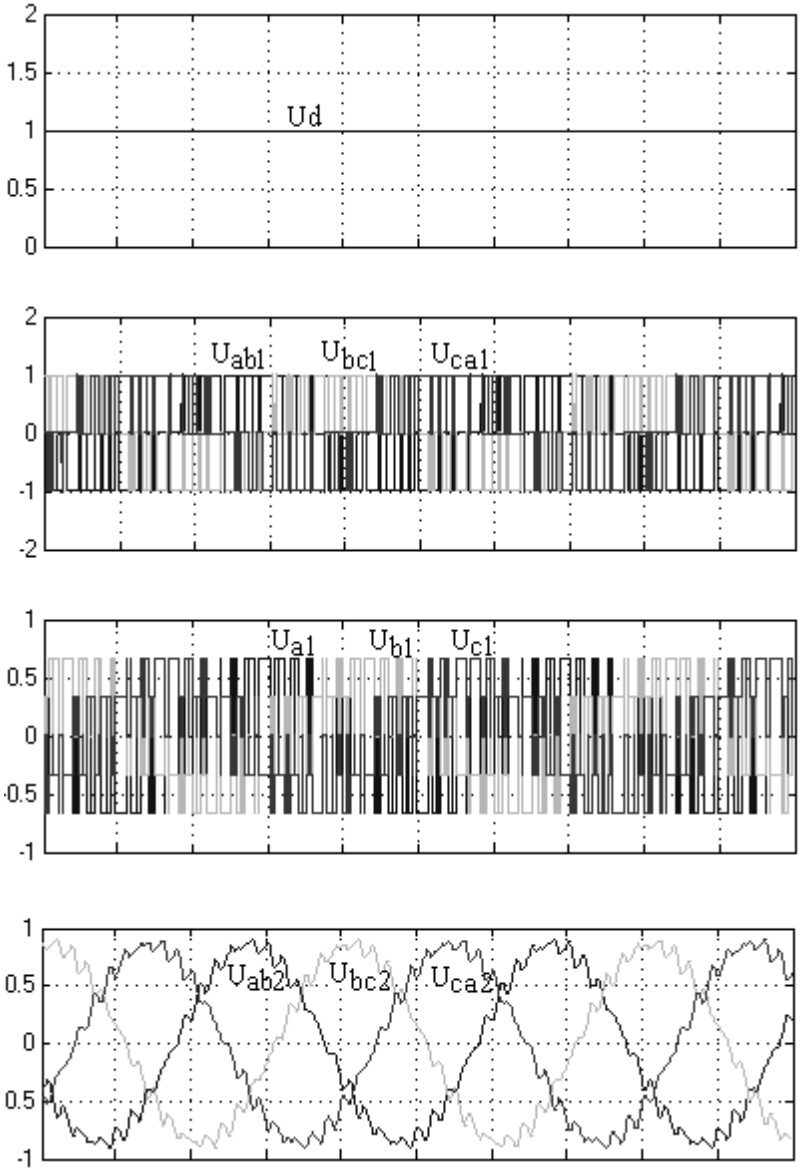
Анализ результатов представлен в таблице 2.15.

При имитационном моделировании двухуровневого автономного инвертора учитываются следующие координаты: напряжение источника электрической энергии (U_d); фазные и линейные напряжения на выходе автономного инвертора (U_{a1}, U_{b1}, U_{c1}, U_{ab1}, U_{bc1}, U_{ca1}); фазные и линейные напряжения на нагрузке (U_{a2}, U_{b2}, U_{c2}, U_{ab2}, U_{bc2}, U_{ca2}); ток на нагрузке (I_{a2}, I_{b2}, I_{c2}). Также, на рис.2.15 приведены спектральные составы фазного напряжения и тока фазы «А» на потребителе.

Таблица 2.15

Анализ полученных результатов моделирования двухуровневого автономного инвертора

<table>
<tr><td colspan="3">Напряжение источника</td></tr>
<tr><td colspan="2">Постоянное напряжение, В</td><td>1</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>0,33</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>0,601</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» (действующий), А</td><td>$0{,}33 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности фазного напряжения</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник напряжения, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="10">Коэффициент искажения тока (THDU): 7,67%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>0.9</td></tr>
<tr><td>150</td><td>0.09</td></tr>
<tr><td>200</td><td>0.05</td></tr>
<tr><td>250</td><td>0.08</td></tr>
<tr><td>300</td><td>0.05</td></tr>
<tr><td>350</td><td>0.03</td></tr>
<tr><td>450</td><td>0.02</td></tr>
<tr><td>500</td><td>0.06</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="10">Коэффициент искажения тока (THDI): 7,37%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>0.16</td></tr>
<tr><td>150</td><td>0.9</td></tr>
<tr><td>200</td><td>0.1</td></tr>
<tr><td>250</td><td>0.08</td></tr>
<tr><td>300</td><td>0.07</td></tr>
<tr><td>350</td><td>0.09</td></tr>
<tr><td>450</td><td>0.06</td></tr>
<tr><td>500</td><td>0.04</td></tr>
</table>


2
1.5
1
0.5
0
Ud
2
1
0
-1
-2
Uab1
Ubc1
Uca1
1
0.5
0
-0.5
-1
Ua1
Ub1
Uc1
1
0.5
0
0.5
-1
Uab2
Ubc2
Uca2

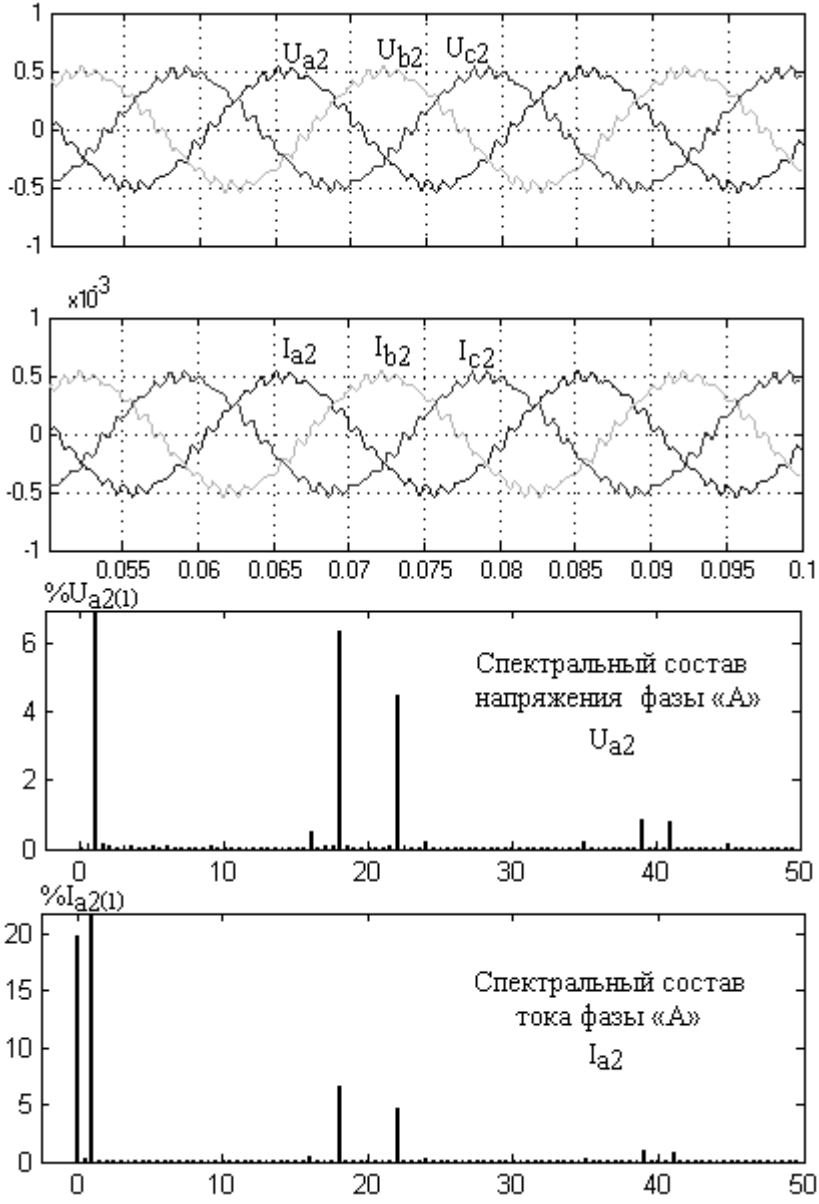


Рис.2.15. Входные и выходные токи и напряжения
двухуровневого автономного инвертора

Трехуровневый автономный инвертор. Преимущества трехуровневой схемы автономного инвертора, по сравнению с двухуровневой, заключаются в следующем: обеспечивается минимальное искажение формы выходного тока; обеспечивается более высокий уровень электромагнитной совместимости преобразователя частоты с приводным электродвигателем; использование транзисторов меньшей мощности.

Схема имитационной модели трехуровневого автономного инвертора представлена на рис.2.16. В ее состав входят следующие блоки: источники постоянного напряжения (Ud1, Ud2); трехуровневый автономный инвертор (Tree Level Bridge); выходной дроссель (RL Branch); трехфазная нагрузка (3-Phase Series RL Branch); система управления (Control system); источники управляющих сигналов (A, B, C).

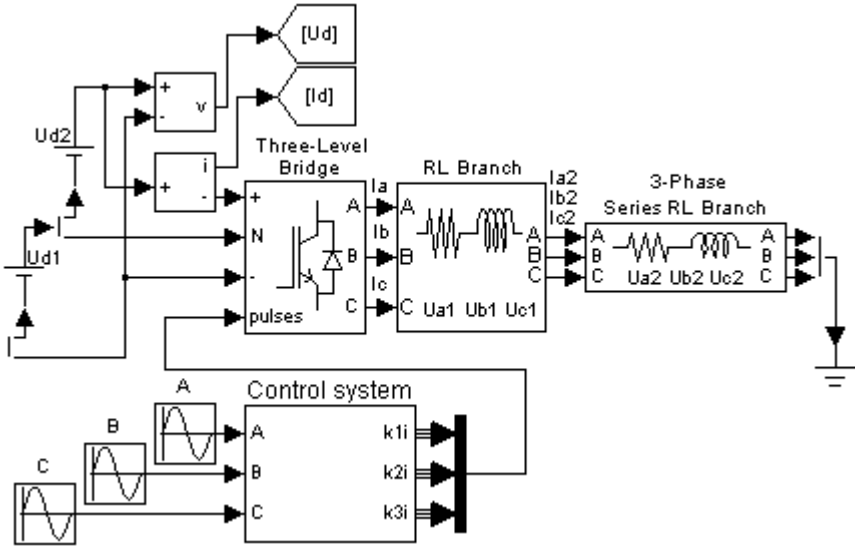


Рис. 2.16. Схема имитационной модели трехуровневого автономного инвертора

При выполнении моделирования трехуровневого автономного инвертора приняты следующие параметры схемы: напряжение источников электрической энергии U_{d1}=0.5 В, U_{d2}=0.5 В; активное сопротивление и индуктивность выходного дросселя R=1 Om, L=1

mГн; активное сопротивление и индуктивность нагрузки R=1000 Om, L=1 mГн; несущая частота автономного инвертора 2000 Гц. Остальные параметры всех элементов имитационной модели установлены по умолчанию.

Для управления полупроводниковыми ключами трехуровневого автономного инвертора используются алгоритмы широтно-импульсной модуляции.

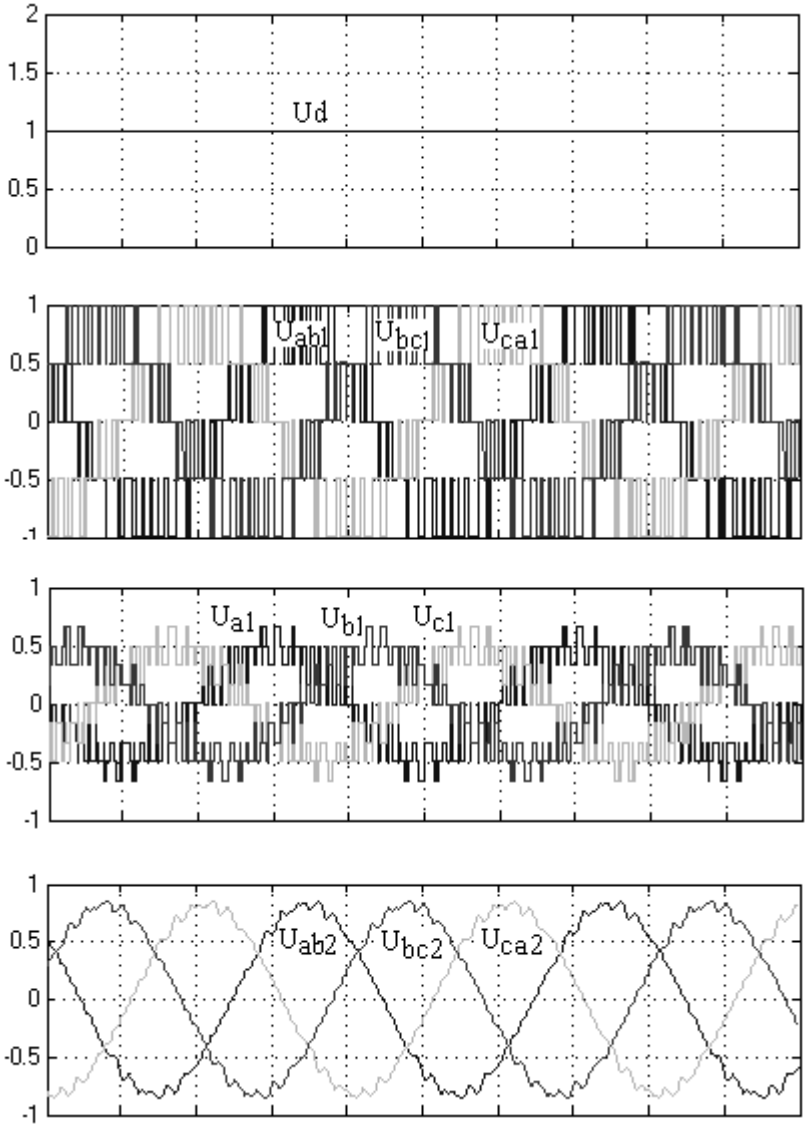
Результаты моделирования трехуровневого автономного инвертора приведены на рис.2.17 в виде диаграмм мгновенных значений токов и напряжений при его работе в установившемся режиме. Анализ результатов представлен в таблице 2.16.

При имитационном моделировании трехуровневого автономного инвертора учитываются следующие координаты: напряжение источника электрической энергии (U_d); фазные и линейные напряжения на выходе автономного инвертора (U_{a1}, U_{b1}, U_{c1}, U_{ab1}, U_{bc1}, U_{ca1}); фазные и линейные напряжения на нагрузке (U_{a2}, U_{b2}, U_{c2}, U_{ab2}, U_{bc2}, U_{ca2}); ток на нагрузке (I_{a2}, I_{b2}, I_{c2}); ток на выходе автономного инвертора (I_a, I_b, I_c). Также, на рис.2.17 приведены спектральные составы фазного напряжения и тока фазы «А» на потребителе.

Таблица 2.16

Анализ полученных результатов моделирования трехуровневого автономного инвертора

<table>
<tr><td colspan="3">Напряжение источника</td></tr>
<tr><td colspan="2">Постоянное напряжение (суммарное), В</td><td>1</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>0,33</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>0,601</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» (действующий), А</td><td>$0{,}33 \cdot 10^{-3}$</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности фазного напряжения</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник напряжения, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDU): 3,19%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>0.25</td></tr>
<tr><td>150</td><td>0.03</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 3,17%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>0.24</td></tr>
<tr><td>150</td><td>0.2</td></tr>
</table>


2
1.5
1
0.5
0
Ud
1
0.5
0
-0.5
-1
Uab1
Ubc1
Uca1
1
0.5
0
-0.5
-1
Ua1
Ub1
Uc1
1
0.5
0
-0.5
-1
Uab2
Ubc2
Uca2

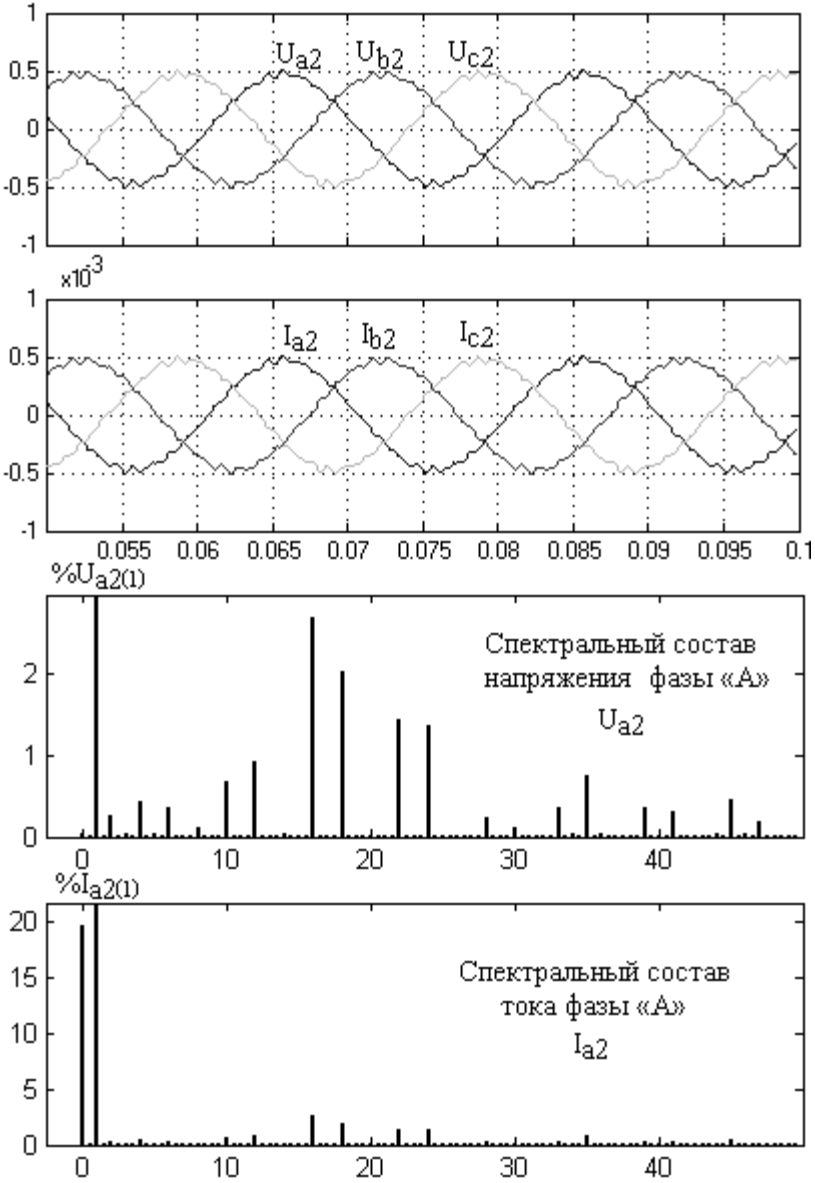


Рис.2.17. Входные и выходные токи и напряжения
трехуровневого автономного инвертора

2.5. Структура блоков управления полупроводниковыми преобразователями

Для управления полупроводниковыми ключами автономного инвертора при использовании скалярных и векторных алгоритмов управления приводными машинами переменного тока применяются различные методы **широтно-импульсной модуляции**. На рис. 2.18 сплошными линиями представлена схема управления автономным инвертором с синусоидальной широтно-импульсной модуляцией.

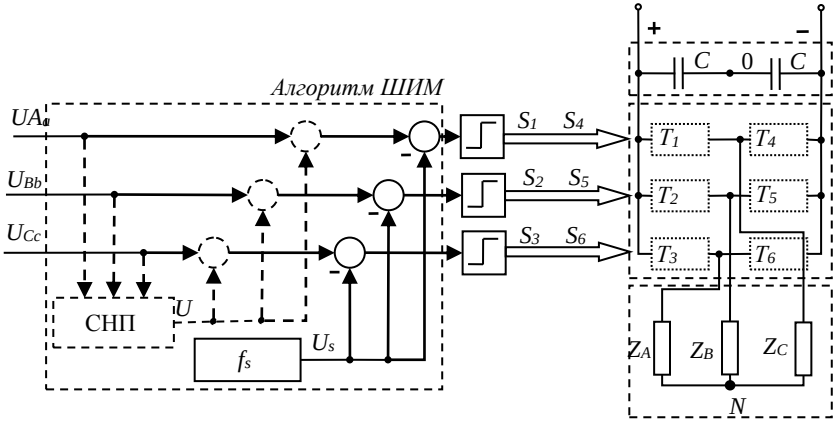
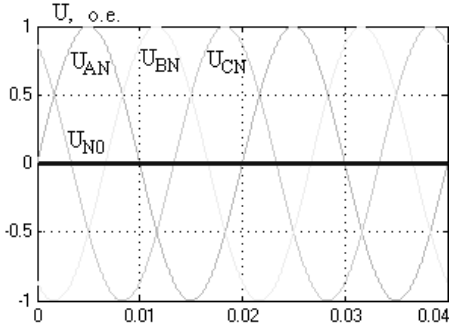


Рис. 2.18. Схема управления автономным инвертором с широтно-импульсной модуляцией

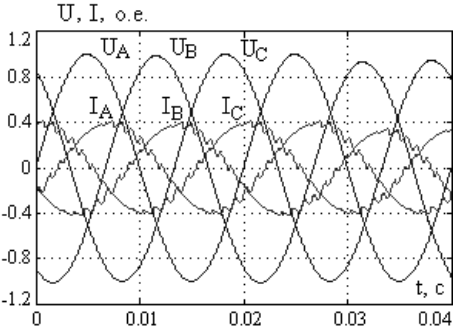
При реализации синусоидальной широтно-импульсной модуляции опорный сигнал U_s, который может иметь различную форму, сравнивается с управляющими сигналами U_a, U_b, U_c. При их сравнении формируются коммутационные функции управления полупроводниковыми ключами S_1, S_2, S_3, S_4, S_5, S_6.

На рис.2.19а показан управляющий сигнал синусоидальной широтно-импульсной модуляции (СШИМ).

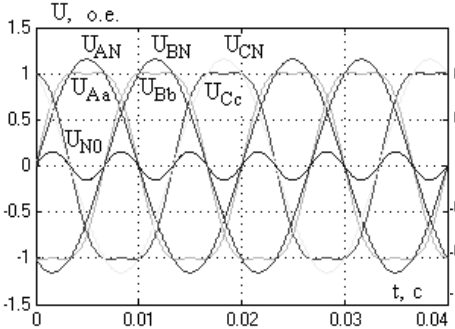
В системе **прямого управления электромагнитным моментом** (*Direct Torque Control - DTC*) результирующий вектор выходного напряжения автономного инвертора и комбинация коммутируемых полупроводниковых ключей выбирается по таблице переключений. В зависимости от структуры электропривода и требований к его динамическим характеристикам таблица переключений может иметь различное внутреннее содержание.



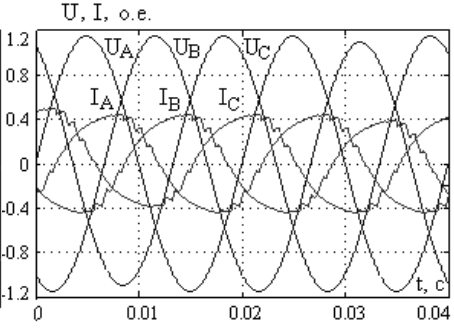
а) синусоидальная ШИМ



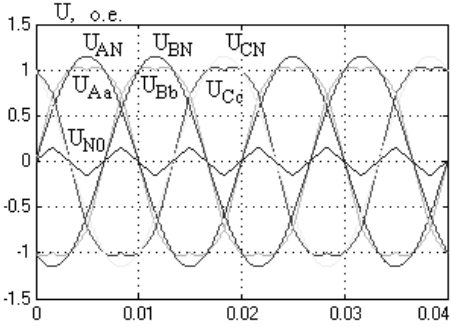
а) синусоидальная ШИМ



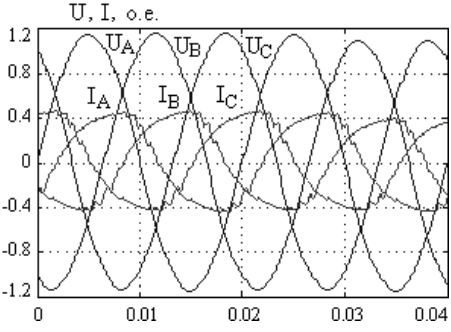
б) ШИМ с синусоидальной предмодуляцией третьей гармоникой



б) ШИМ с синусоидальной предмодуляцией третьей гармоникой



с) ШИМ с треугольной предмодуляцией третьей гармоникой



с) ШИМ с треугольной предмодуляцией третьей гармоникой

Рис. 1.19. Управляющие функции широтно-импульсной модуляции

Рис. 2.20. Формы выходных токов и напряжения автономного инвертора

Принцип функционирования системы прямого управления проиллюстрирован на рис.2.21. Если вектор $\boldsymbol{\Psi_s}$ в определенный момент времени находится в секторе II и необходимо увеличить его амплитуду и уменьшить электромагнитный момент, то по таблице переключений система управления выберет и сформирует вектор $\boldsymbol{U_4}$. Когда вектор $\boldsymbol{\Psi_s}$ переместится в сектор III, вектор $\boldsymbol{U_4}$ будет выбираться при необходимости уменьшения амплитуды вектора $\boldsymbol{\Psi_s}$.

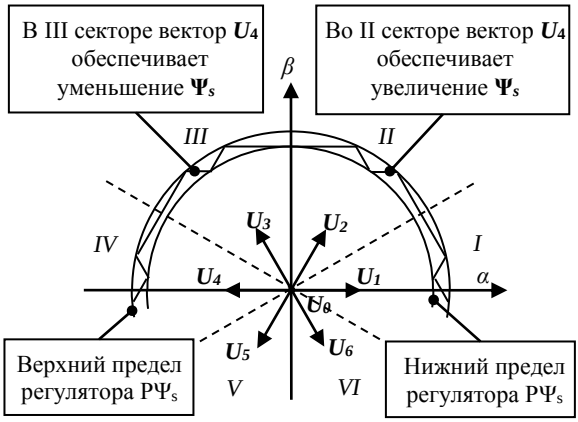


Рис.2.21. Годограф потокосцепления статора асинхронного двигателя

На рис.2.22 представлена схема алгоритма управления автономным инвертором в системе прямого управления моментом. Коммутация автономного инвертора носит стохастический (случайный) характер, а частота коммутации определяется параметрами релейных регуляторов системы управления электроприводом.

Система прямого управления моментом обеспечивает высокие динамические характеристики электропривода, но стохастический характер переключения автономного инвертора приводит к высокой степени искажения формы кривой тока и напряжения, что снижает уровень электромагнитной совместимости автономного инвертора с проводным электродвигателем. Анализ предельных динамических характеристик систем управления асинхронным электроприводом приведен в Приложении Б.

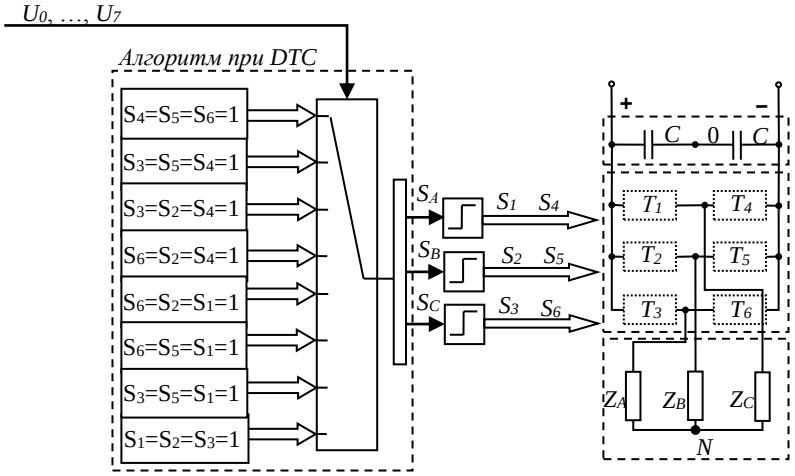


Рис. 2.22. Схема управления автономным инвертором электропривода с прямым управлением

В современных электроприводах для управления ключами автономного инвертора могут использоваться алгоритмы **пространственно-векторной модуляции**. На рис.2.23 представлена структура алгоритма пространственно-векторной модуляции. Этот алгоритм включает в себя следующие этапы расчета: вычисление модуля и фазы эталонного вектора напряжения; определение сектора, в котором находится эталонный вектор напряжения; вычисление интервалов времени включения активных векторов напряжения T_α, T_β, T_0; формирование коммутационных функций управления полупроводниковыми ключами автономного инвертора.

Компоненты вектора эталонного напряжения U_a, U_b и U_c, на первом этапе алгоритма ПВМ, преобразуются из трехфазной системы координат (*ABC*) в двухфазную – (α-β), затем вычисляется модуль и фаза эталонного вектора по следующим выражениям:

$$\left|\overline{U}\right| = \sqrt{U_\alpha^2 + U_\beta^2}\,;\varphi_U = \arctan\left(U_\alpha / U_\beta\right), \qquad (2.1)$$

где U_α, U_β – компоненты вектора эталонного напряжения в двухфазной системе координат (α-β). По величине фазы эталонного вектора напряжения определяется сектор, в котором находится этот вектор. Границы секторов образуют активные векторы выходного

напряжения автономного инвертора. Эти секторы представлены в таблице 2.17 и на рис.2.24.

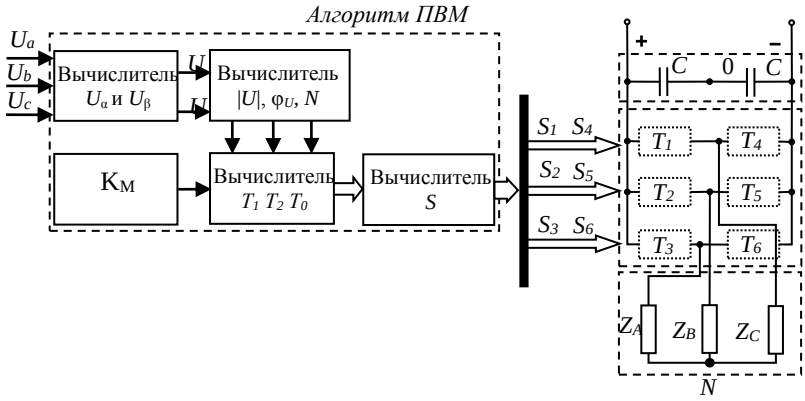


Рис. 2.23. Схема управления автономным инвертором
с пространственно-векторной модуляцией

Далее вычисляются временные интервалы действия основных векторов на периоде ПВМ T_c. Если эталонный вектор представить как

$$\overline{U} = U_i \frac{T_1}{T_c} + U_{i+1} \frac{T_2}{T_c} + U_{0,7} \frac{T_0}{T_c}, \qquad (2.2)$$

где i=1÷6 – номер активного вектора, то временные интервалы включения основных векторов для каждого из шести секторов можно определить по выражениям, указанным в таблице 2.17.

Таблица 2.17.

Выражения для расчета временных интервалов

Сектор	1	2	3	4	5	6
T_1	$\frac{3U_\alpha}{4} - \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$\frac{3U_\alpha}{4} + \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$0U_\alpha + \frac{\sqrt{3}U_\beta}{2}$	$-\frac{3U_\alpha}{4} + \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$-\frac{3U_\alpha}{4} - \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$0U_\alpha - \frac{\sqrt{3}U_\beta}{2}$
T_2	$0U_\alpha + \frac{\sqrt{3}U_\beta}{2}$	$-\frac{3U_\alpha}{4} + \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$-\frac{3U_\alpha}{4} - \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$0U_\alpha - \frac{\sqrt{3}U_\beta}{2}$	$\frac{3U_\alpha}{4} - \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$	$\frac{3U_\alpha}{4} + \frac{\sqrt{3}U_\beta}{4}$
T_0	$0.5T_c - T_2 - T_1$					

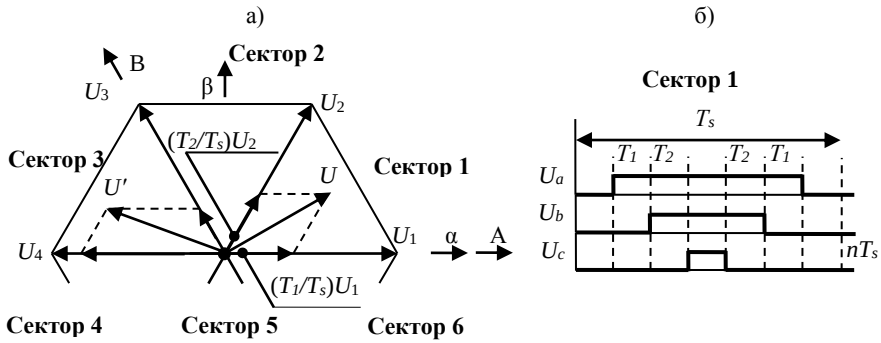


Рис. 2.24. Секторное разбиение координатной плоскости α-β

Если эталонный вектор находится в первом секторе, как это показано на рис.2.24, то для формирования такого же результирующего вектора напряжения на выходе автономного инвертора на одном модуляционном периоде должны последовательно включаться транзисторы, обеспечивающие работу векторов $U_0 – U_1 –U_2 – U_7 – U_2 – U_1 – U_0$ в течении времени T_1, T_2 и T_0. Временная диаграмма работы инвертора показана на рис.2.24б.

Повышение эффективности алгоритма широтно-импульсной модуляции

Для повышения амплитуды вектора выходного напряжения автономного инвертора при широтно-импульсной модуляции может использоваться метод предмодуляции управляющего сигнала. Для этого к управляющим сигналам U_{Aa}, U_{Bb}, U_{Cc} добавляют сигнал нулевой последовательности U_{N0} специальной формы и частоты. Схема широтно-импульсного алгоритма с предмодуляцией показана на рис.2.18 с учетом пунктирных линий. Блок «СНП» рассчитывает необходимую частоту и амплитуду сигнала предмодуляции U_{N0} в зависимости от частоты и амплитуды управляющих сигналов U_{Aa}, U_{Bb}, U_{Cc}.

При реализации алгоритма широтно-импульсного управления с синусоидальной предмодуляцией третьей гармоникой, сигнал нулевой последовательности рассчитывается следующим образом:

$$U_{N0} = 0{,}15A\sin(3\omega t), \qquad (2.3)$$

где A - амплитуда управляющего сигнала, ωt - частота управляю-

щего сигнала. При использовании синусоидальной предмодуляции форма управляющего сигнала автономного инвертора имеет форму, представленную на рис.2.19 б.

На рис. 2.19 в представлен сигнал треугольной предмодуляции третьей гармоникой, частота и амплитуда которого определяется по следующему выражению:

$$U_{N0} = 0{,}25A\arcsin\left[\sin(3\omega t)\right]. \qquad (2.4)$$

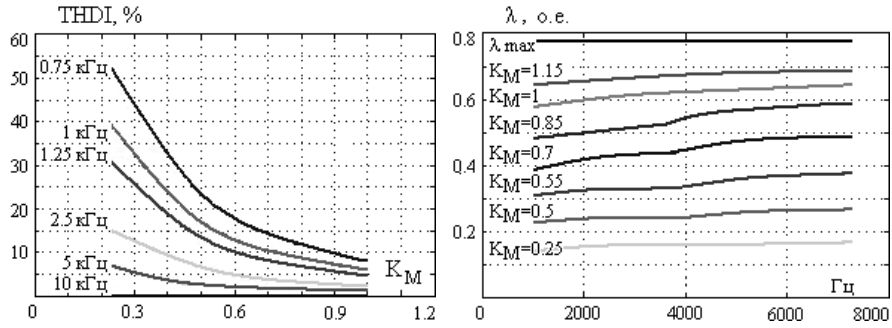
При использовании различных форм сигналов нулевой последовательности обеспечивается различный уровень электромагнитной совместимости автономного инвертора, результаты исследования которой будет представлен ниже.

На рис. 2.20 а, 2.20 б, 2.20 в представлены формы кривых выходных токов автономного инвертора и первой гармоники напряжения при синусоидальной ШИМ, ШИМ с синусоидальной предмодуляцией третьей гармоникой и ШИМ с треугольной предмодуляцией третьей гармоникой, соответственно. Данные кривые получены при коэффициенте модуляции K_M=1 и несущей частоте f_s=1000 Гц.

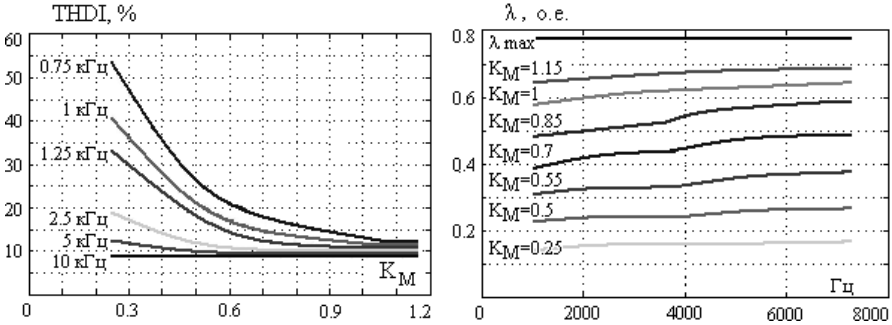
На рис.2.25 приведены зависимости коэффициента искажения синусоидальности кривой тока (*Total Harmonic Distortion of input current* - *THDI*) от коэффициента модуляции при разных несущих частотах и зависимости коэффициента мощности от несущей частоты при разных коэффициентах модуляции при разных способах управления автономным инвертором (рис.2.25а – при синусоидальной ШИМ; рис.2.25б – при ШИМ с синусоидальной предмодуляцией третьей гармоникой; рис.2.25в – при ШИМ с треугольной предмодуляцией третьей гармоникой).

При синусоидальной ШИМ на несущей частоте f_s=10 кГц обеспечивается минимальное искажение кривой тока во всем диапазоне изменения коэффициента модуляции (*THDI*=0). При несущей частоте f_s=1000 Гц и коэффициенте модуляции K_M=1 коэффициент искажения синусоидальности тока *THDI*=5,5%.

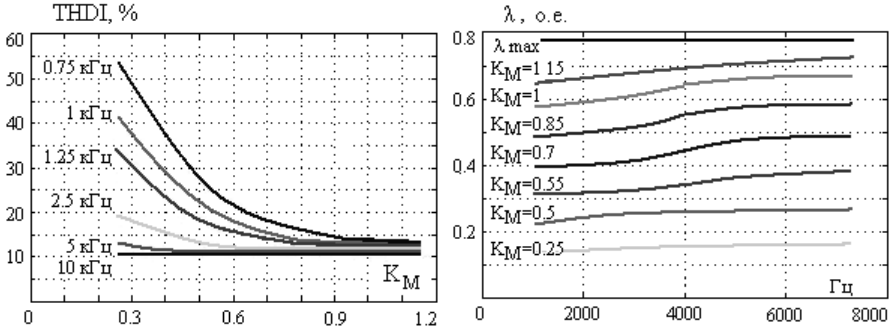
При ШИМ с синусоидальной предмодуляцией третей гармоникой на несущей частоте f_s=10 кГц обеспечивается минимальное значение коэффициента искажения синусоидальности тока около 7,5%. При несущей частоте f_s=1000 Гц и коэффициенте модуляции K_M=1 коэффициент искажения синусоидальности тока повышается до 9,5%.



а) синусоидальная ШИМ



б) ШИМ с синусоидальной предмодуляцией третьей гармоникой



в) ШИМ с треугольной предмодуляцией третьей гармоникой

Рис.2.25. Зависимости коэффициента синусоидальных искажений тока
от коэффициента модуляции при разных несущих частотах
и коэффициента мощности от несущей частоты
при разных коэффициентах модуляции

Искажение синусоидальности кривой тока при ШИМ с треугольной предмодуляцией третьей гармоникой самый высокий из трех рассмотренных способов ШИМ автономного инвертора и равен *THDI*=13% при несущей частоте f_s=1000 Гц и коэффициенте модуляции K_M=1. При увеличении несущей частоты до f_s=10 кГц и коэффициента модуляции до K_M=1,15 коэффициент искажения синусоидальности тока равен 10%.

Амплитуда первой гармоники выходного напряжения при синусоидальной ШИМ равна 78,55% от величины напряжения в звене постоянного тока U_{dc}. При использовании ШИМ с предмодуляцией первая гармоника выходного напряжения равна 100% U_{dc}, что обеспечивается за счет возможности увеличения коэффициента модуляции до значения 1,15.

На рис.2.25 видно, что увеличение коэффициента мощности при увеличении несущей частоты характерно для всех способов управления ключами. При ШИМ с предмодуляцией при коэффициенте модуляции K_M=1,15 обеспечивается коэффициента мощности на уровне λ=0,7 на высоких несущих частотах, при максимально возможном коэффициенте мощности λ =0, 7864.

Повышение эффективности алгоритма пространственно-векторной модуляции

Повысить эффективность работы алгоритма ПВ модуляции можно путем разбиения координатной плоскости на подсекторы. Это позволит обеспечить улучшение формы кривой тока, а именно, снизить коэффициент несинусоидального искажения выходного тока и увеличить амплитуду основной гармоники выходного напряжения. При этом нет необходимости структурного изменения схемы автонмоного инвертора. Расчет временных интервалов T_1 и T_2 с учетом подсектора (n), в котором находиться эталонный вектор, можно осуществить с помощью следующих выражений

$$T_1 = \frac{\sqrt{3}T_c|U|}{U_{dc}}\left(\sin\frac{\pi}{3}n\cos\varphi_U - \cos\frac{\pi}{3}n\sin\varphi_U\right); \qquad (2.5)$$

$$T_2 = \frac{\sqrt{3}T_c|U|}{U_{dc}}\left(-\cos\varphi_U\sin\frac{\pi}{3}(n-1) - \sin\varphi_U\cos\frac{\pi}{3}(n-1)\right), \qquad (2.6)$$

На рис. 2.26 а, 2.26 и 2.26в показано разбиение координатной плоскости на 36, 72 и 120 подсекторов, соответственно.

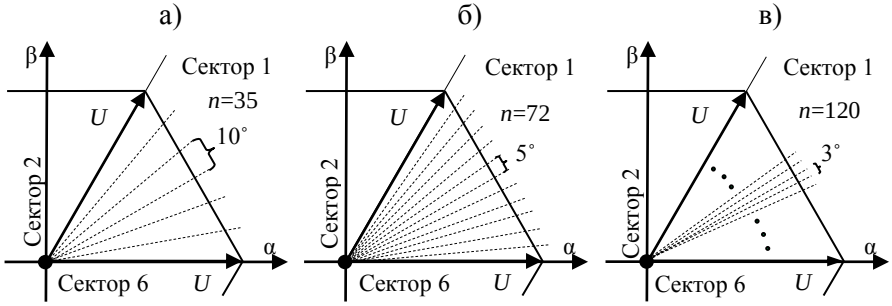


Рис.2.26. Разбиение координатной плоскости α-β
на подсекторы

На рис.2.27 представлены формы кривых выходного тока автономного инвертора, фазного напряжения и первая гармоника фазного напряжения при величине подсектора: а–60˚; б–10˚; в - 5˚; г - 3˚.

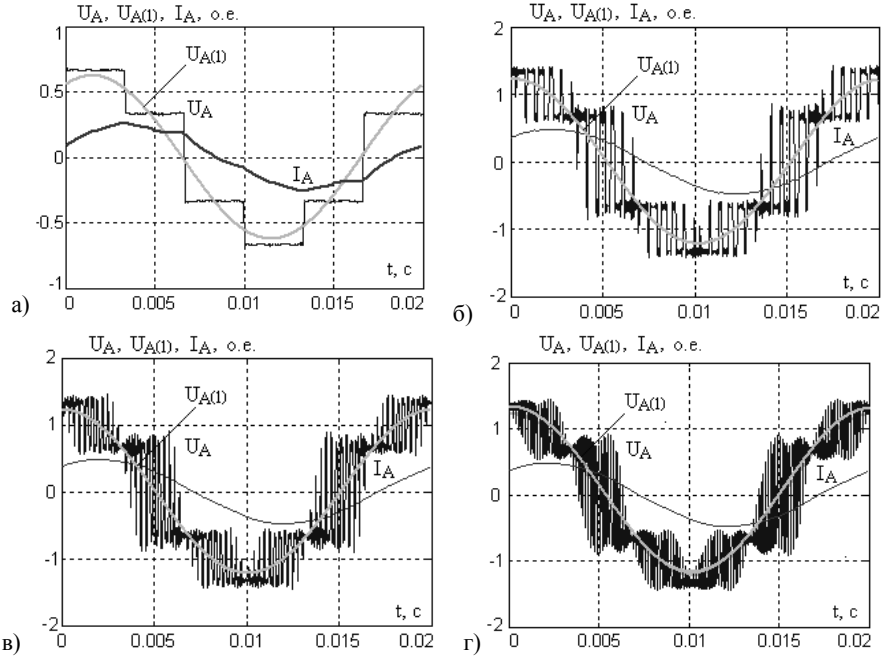


Рис.2.27. Выходной ток автономного инвертора,
фазное напряжение и первая гармоника фазного напряжения

При величине сектора 60˚ характер ПВМ соответствует СШИМ. При уменьшении величины подсекторов и увеличении их количества увеличивается частота коммутации автономного инвертора. В свою очередь это обеспечивает лучшую форму кривой выходного тока автономного инвертора.

Максимальное значение выходного фазного напряжения автономного инвертора равно 66.7% от величины постоянного напряжения на входе автономного инвертора. Максимальное значение основной гармоники выходного фазного напряжения равно 61% постоянного входного напряжения автономного инвертора.

На рис.2.28 представлены зависимости, характеризующие изменение коэффициента несинусоидальных искажений выходного фазного напряжения и тока при изменении относительной длительности коммутации автономного инвертора и величины подсектора.

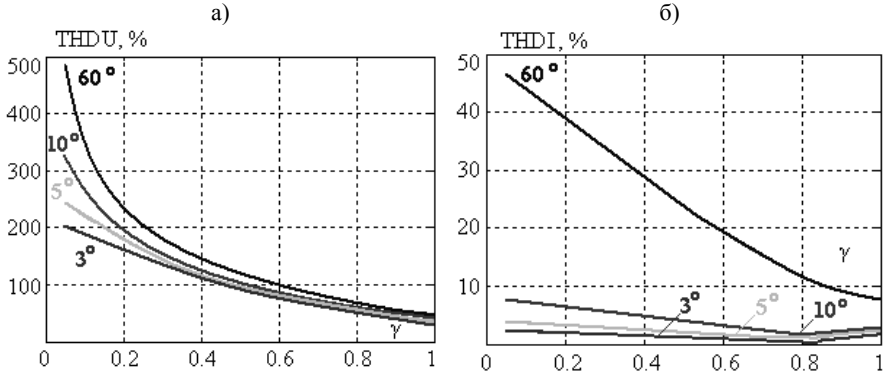


Рис.2.28. Зависимости коэффициента несинусоидальных искажений напряжения (*THDU*) и тока (*THDI*) на выходе автономного инвертора от относительной длительности коммутации (γ) при разной величине подсектора

Минимальное значение коэффициента несинусоидальных искажений выходного тока (рис.2.28 а) достигается при величине подсектора равного 3˚ и работе автономного инверторе в режиме перемодуляции т.е. при относительной длительности коммутации выше 0.866. Минимальное значение коэффициента несинусоидального искажения фазного напряжения (рис.2.28 б) достигается при величине относительной длительности коммутации автономного инвертора равной 0.866 и находится ниже 3%.

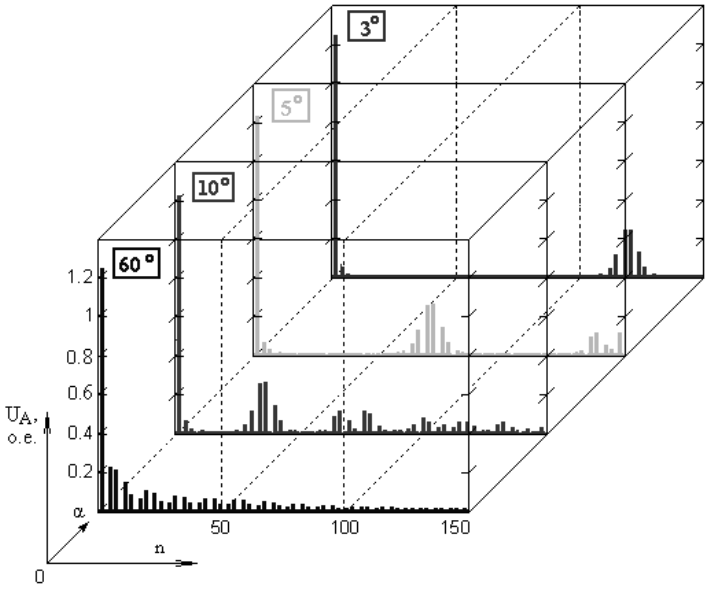


Рис.2.29. Спектры фазного напряжения

При шестидесятиградусной величине сектора и величине относительной длительности коммутации ниже 0.866 гармонический состав фазного напряжения соответствует гармоническому составу СШИМ, а при увеличении относительной длительности коммутации выше 0.866 – ШИМ с предмодуляцией. Из рис.2.29 в видно, как при уменьшении величины подсектора гармоники выходного напряжения, имеющие наибольшую амплитуду, смещаются в зоны высоких частот.

Таким образом, использование ШИМ с предмодуляцией позволяет увеличить амплитуду выходного напряжения автономного инвертора на 15%, при этом увеличивается коэффициент несинусоидальных искажений тока. Для треугольной предмодуляции этот параметр растет сильнее. Пространственно-векторная модуляция по сравнению с широтно-импульсной обеспечивает более высокое значение энергетических характеристик: снижение коэффициентов несинусоидальных искажений фазного напряжения и тока; повышение амплитуды основной гармоники выходного фазного напряжения в режиме перемодуляции; снижение уровня высокочастотных составляющих фазного напряжения.

3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИМИТАЦИОННЫХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ

3.1. Двухтрансформаторный преобразователь частоты с низковольтными полупроводниковыми коммутаторами

Двухтрансформаторные схемы преобразователей частоты находят широкое применение в электроприводах с вентиляторной нагрузкой. Принципиальная схема и пример использования такой схемы преобразователя частоты приведены в разделе 1.4.

В высоковольтных двухтрансформаторных схемах преобразователей частоты используются низковольтные полупроводниковые выпрямительно-инверторные ячейки и трансформаторы: понижающий – входной; повышающий – выходной.

Имитационная модель такого преобразователя частоты представлена на рис.3.1. Анализ электромагнитных процессов проводился в установившемся режиме работы. Нагрузка преобразователя имеет активно-индуктивный характер. Параметры имитационной модели представлены в таблице 3.1. Параметры блоков, не указанные в таблице, установлены по умолчанию. С помощью блоков Measures осуществляется измерение координат преобразователя.

Таблица 3.1

Параметры имитационной модели двухтрансформаторного преобразователя частоты с низковольтными полупроводниковыми коммутаторами

Элемент силовой схемы	**Название блока**	**Параметры**
Трехфазный источник напряжения	Ua, Ub, Uc	$U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=8165$ В; $f_n=50$ Гц; $\varphi_a=0^\circ$, $\varphi_b=120^\circ$, $\varphi_c=-120^\circ$
Понижающий трансформатор	Three-phase Transformer 1	$P_n=500$ кВт; Y/Y; 10/0.7 кВ; $f_n=50$ Гц
Трехфазный мостовой выпрямитель	Diode bridge	Diodes
Звено постоянного тока	DC	L=0.001 Гн; C=100 мФ
Трехфазный автономный инвертор	Inverter	IGBT / Diodes; 2000 Гц
Повышающий трансформатор	Three-phase Transformer 2	$P_n=500$ кВт; Y/Y; 0,7/10 кВ; $f_n=50$ Гц
Выходной LC – фильтр	LC Filter	$U_n=10$ кВ; $f_n=50$ Гц; L= 0.002 Гн; C=50 мФ
Нагрузка	RL Load	$U_n=10$ кВ; $f_n=50$ Гц; $P_n=450$ кВт; $Q_L=30$ кВар

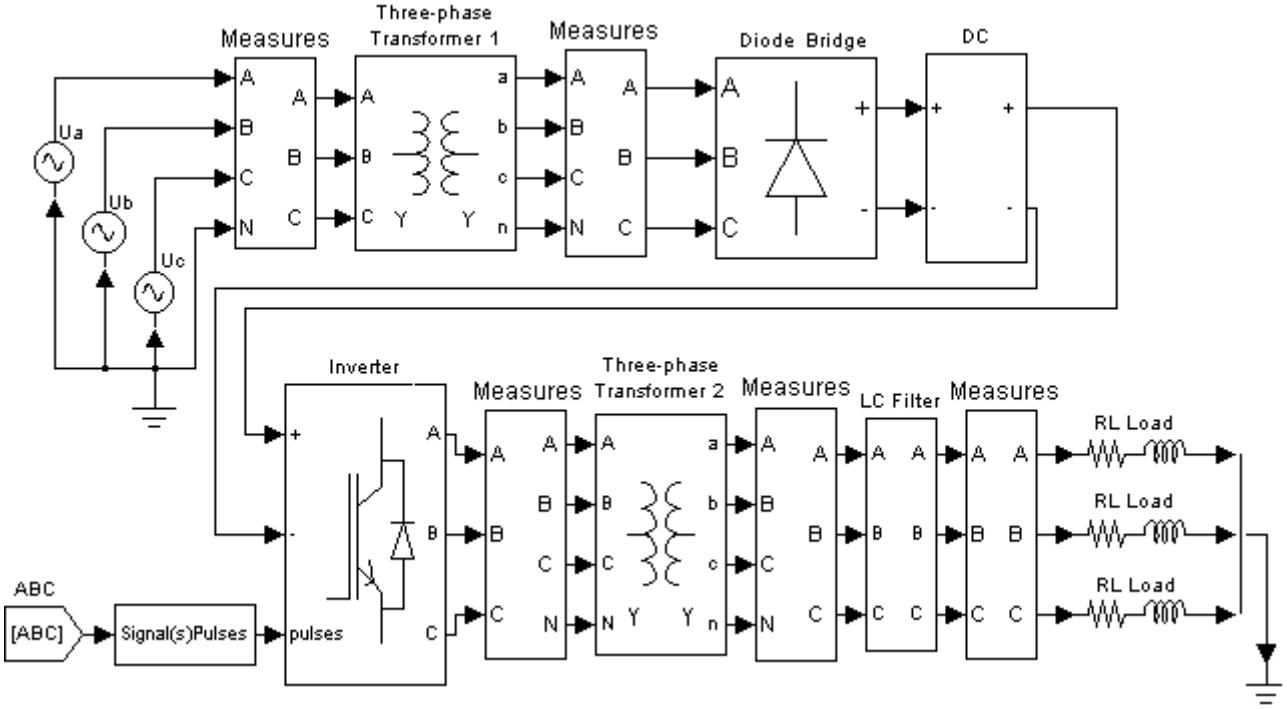


Рис. 3.1. Двухтрансформаторный преобразователь частоты с низковольтными полупроводниковыми коммутаторами

Результаты имитационного моделирования двухтрансформаторного преобразователя частоты с низковольтными полупроводниковыми коммутаторами приведены на рис.3.2 в виде диаграмм токов и напряжений. Осциллографирование осуществляется с помощью блоков Measures. Анализ полученных результатов приведен в таблице 3.2.

При имитационном моделировании учитываются следующие переменные: линейные напряжения и токи питающей сети (U_{abs}, U_{bcs}, U_{cas}, I_{as}, I_{bs}, I_{cs}); линейные напряжения и токи вторичной цепи понижающего трансформатора (U_{ab12}, U_{bc12}, U_{ca12}, I_{a12}, I_{b12}, I_{c12}); линейные напряжения и токи первичной цепи повышающего трансформатора (U_{ab21}, U_{bc21}, U_{ca21}, I_{a21}, I_{b21}, I_{c21}); линейные напряжения и токи вторичной цепи повышающего трансформатора (U_{ab22},U_{bc22},U_{ca22},I_{a22},I_{b22}, I_{c22}); линейные напряжения и токи нагрузки (U_{abl}, U_{bcl}, U_{cal}, I_{al}, I_{bl}, I_{cl}).

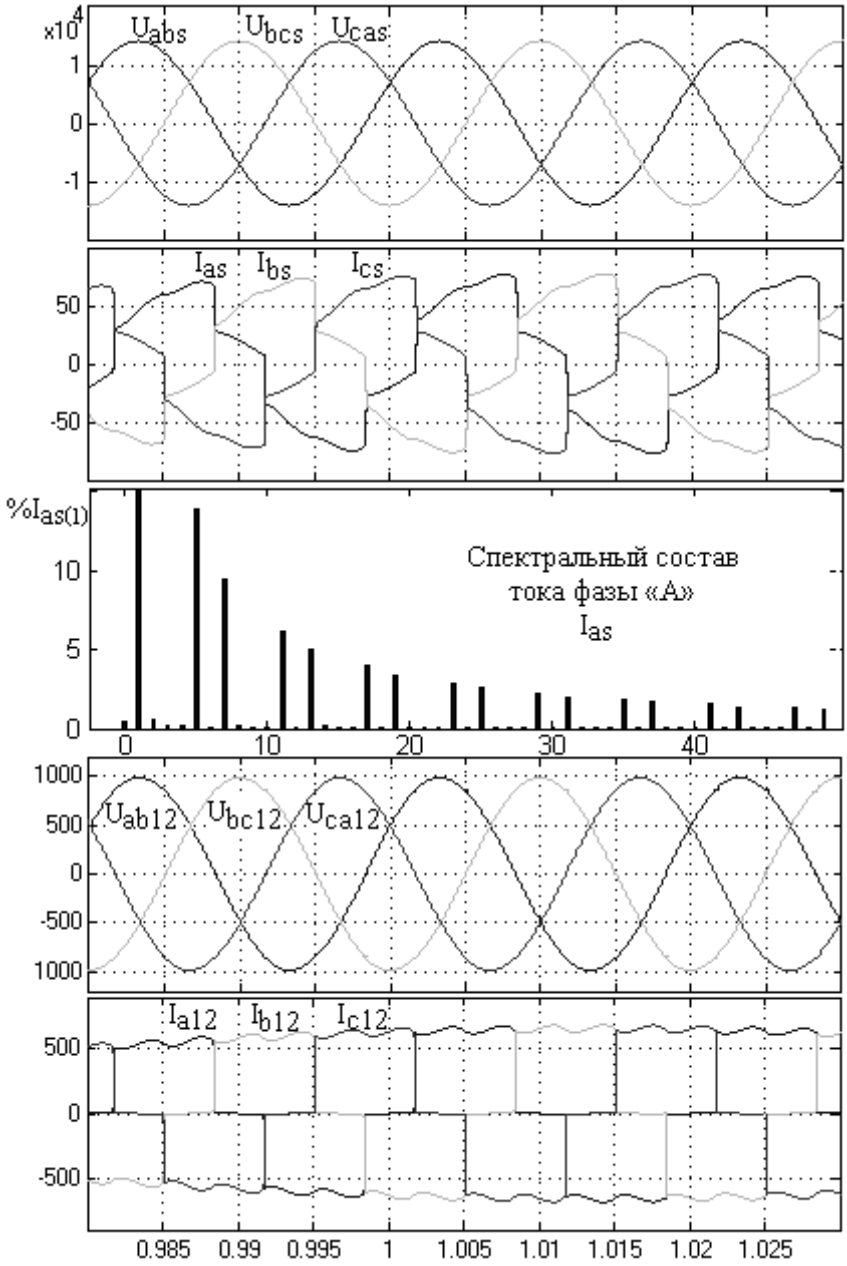
Также, на рис.3.2 приведены спектральные составы токов питающей сети и токов нагрузки, линейных напряжений питающей сети и нагрузки.

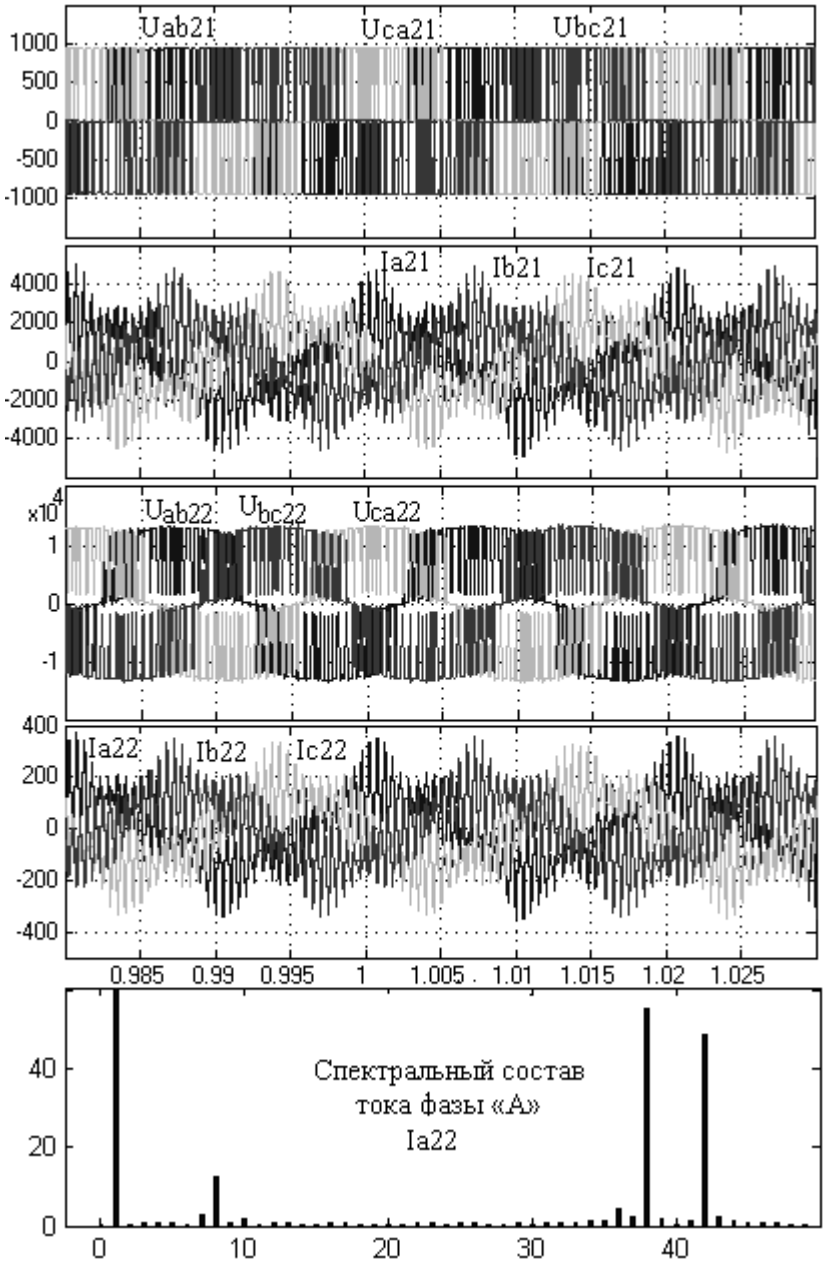
Таблица 3.2.

Анализ результатов моделирования
двухтрансформаторного преобразователя частоты
с низковольтными полупроводниковыми коммутаторами

<table>
<tr><td colspan="3">Сеть электроснабжения</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение (действующее), В</td><td>5777</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>10000</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» питающей сети (действующий), А</td><td>52,61</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А» питающей сети</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="13">Коэффициент искажения тока (THDI): 20,12%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>250</td><td>13,81</td></tr>
<tr><td>350</td><td>9,39</td></tr>
<tr><td>550</td><td>6,11</td></tr>
<tr><td>650</td><td>4,99</td></tr>
<tr><td>850</td><td>3,93</td></tr>
<tr><td>950</td><td>3,39</td></tr>
<tr><td>1150</td><td>2,87</td></tr>
<tr><td>1250</td><td>2,53</td></tr>
<tr><td>1450</td><td>2,25</td></tr>
<tr><td>1550</td><td>2,01</td></tr>
<tr><td>1750</td><td>1,84</td></tr>
</table>

Понижающий трансформатор (входной)		
Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В		488
Линейное напряжение вторичной цепи (действующее), В		690
Ток фазы «А» вторичной цепи (действующий), А		507
Звено постоянного тока		
Выпрямленное напряжение (максимальное значение), В		960
Выпрямленное напряжение (минимальное значение), В		930
Повышающий трансформатор (выходной)		
Фазное напряжение первичной цепи (действующее), В		479
Линейное напряжение первичной цепи (действующее), В		692
Ток фазы «А» первичной цепи (действующий), А		300
Нагрузка		
Фазное напряжение нагрузки (действующее), В		5563
Линейное напряжение нагрузки (действующее), В		9636
Ток фазы «А» нагрузки (действующий), А		20,8
Искажение синусоидальности тока нагрузки фазы «А»		
Частоты гармоник тока, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDI): 1,86 %
50	100	
100	0,14	
150	0,16	
200	0,16	
250	0,16	
300	0,6	
350	0,35	
400	1,41	
450	0,11	
500	0,19	
550	0.11	
Искажение синусоидальности линейного напряжения нагрузки		
Частоты гармоник напряжения, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения напряжения (THDU): 1,69 %
50	100	
100	0,13	
150	0,16	
200	0,14	
250	0,05	
300	0,36	
350	1,19	
400	0,36	
450	0,28	
500	0,05	


x10^4
Uabs
Ubcs
Ucas
Ias
Ibs
Ics
%Ias(1)
Спектральный состав
тока фазы «А»
Ias
Uab12
Ubc12
Uca12
Ia12
Ib12
Ic12


Uab21
Uca21
Ubc21
1000
500
0
-500
-1000
Ia21
Ib21
Ic21
4000
2000
0
-2000
-4000
x10^4
Uab22
Ubc22
Uca22
1
0
-1
400
Ia22
Ib22
Ic22
200
0
-200
-400
0.985
0.99
0.995
1
1.005
1.01
1.015
1.02
1.025
Спектральный состав
тока фазы «А»
Ia22
40
20
0
0
10
20
30
40

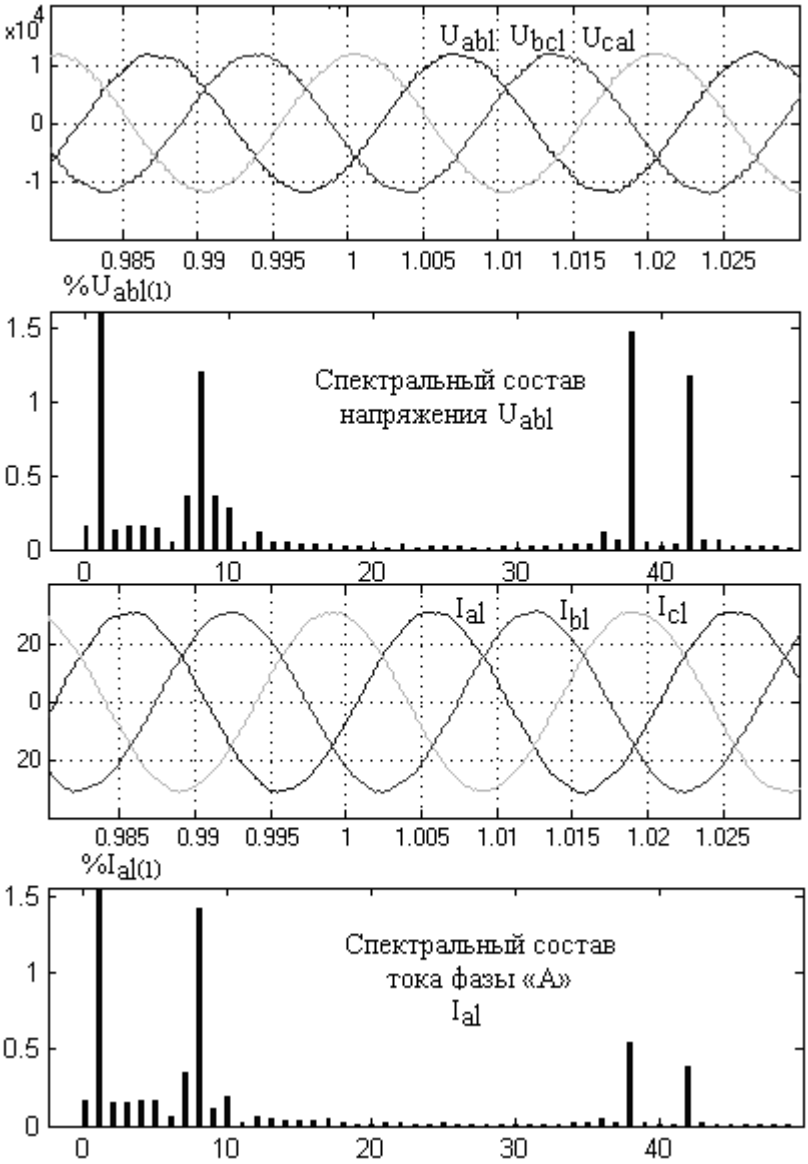


Рис.3.2. Результаты моделирования
двухтрансформаторного преобразователя частоты
с низковольтными полупроводниковыми коммутаторами

3.2. Преобразователь частоты с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором

Электропривода с использованием 12-пульсных выпрямителей и трехуровневых инверторов используются на различных предприятиях минерально-сырьевого комплекса. Примеры использования электроприводов такой структуры приведены в разделах 1.3, 1.4 и 1.6.

Анализ электромагнитных процессов, протекающих в таких преобразователях частоты, проводился с помощью имитационной модели, реализованной в MatLab. Схема модели представлена на рис.3.3.

Нагрузка преобразователя частоты имеет активно-индуктивный характер и реализована с помощью блока RL Load. Анализ электромагнитных процессов проводился в установившемся режиме работы. Параметры имитационной модели представлены в таблице 3.3. Блоки A, B и C обеспечивают формирование управляющих сигналов для автономного инвертора. Не указанные параметры блоков имитационной модели установлены по умолчанию.

Результаты имитационного моделирования преобразователя частоты с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором приведены на рис.3.4 в виде диаграмм токов и напряжений. Осциллографирование осуществляется с помощью блоков Measures. Анализ полученных результатов приведен в таблице 3.4.

При имитационном моделировании учитываются следующие переменные:

– линейные напряжения и токи питающей сети (U_{ab}, U_{bc}, U_{ca}, I_a, I_b, I_c);

– линейные напряжения и токи первичной цепи первого трансформатора (U_{ab11}, U_{bc11}, U_{ca11}, I_{a11}, I_{b11}, I_{c11});

– линейные напряжения и токи первичной цепи второго трансформатора (U_{ab12}, U_{bc12}, U_{ca12}, I_{a12}, I_{b12}, I_{c12});

– напряжения на выходе выпрямительных диодных мостов (U_{d1}, U_{d2});

– линейные напряжения на выходе автономного инвертора (U_{abrl}, U_{bcrl}, U_{carl});

– линейные напряжения и токи на нагрузке (U_{abl}, U_{bcl}, U_{cal}, I_{al}, I_{bl}, I_{cl}).

Таблица 3.3

Параметры имитационной модели преобразователя частоты
с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором

Элемент силовой схемы	**Название блока**	**Параметры**
Трехфазный источник напряжения	Ua, Ub, Uc	$U_{am}=U_{bm}=U_{cm}$=8165 В; f_n=50 Гц; $\varphi_a=0^\circ$, $\varphi_b=120^\circ$, $\varphi_c=-120^\circ$
Двухобмоточный трансформатор (первый)	Three-phase Transformer 1	P_n= 10 000 кВт; Y/Y; 10/6 кВ; f_n=50 Гц
Двухобмоточный трансформатор (второй)	Three-phase Transformer 2	P_n=10 000 кВт; Y/Δ; 10/6 кВ; f_n=50 Гц
Трехфазный мостовой выпрямитель (первый)	Universal Bridge 1	Diodes
Трехфазный мостовой выпрямитель (второй)	Universal Bridge 2	Diodes
Уравнительные дроссели	RL Branch	R=0.0001 Ом; L=0.01 Гн
Звено постоянного тока	C1, C2	R=0.0001 Ом; C=1 Ф
Трехуровневый автономный инвертор	Three-Level Bridge	IGBT / Diodes; 2000 Гц
Нагрузка	RL Load	$U_{ab}= U_{bc}= U_{ac}$ 8165 кВ; f_n=50 Гц; P_n=1000 кВт; Q_L=300 кВар

Для анализа электромагнитной совместимости на рис.3.4 приведены спектральные составы напряжений и токов, потребляемых преобразователем частоты из сети электроснабжения, а также спектральные составы токов и напряжений нагрузки.

Из осциллограмм видно, что использование двенадцатипульсного выпрямителя позволяет обеспечить форму тока практически синусоидальной формы, с коэффициентом искажения синусоидальности 12,42%.

Использование трехуровневого автономного инвертора, работающего в режиме широтно-импульсной модуляции, обеспечивает синусоидальную форму кривой тока, с коэффициентом синусоидальности 5,92%.

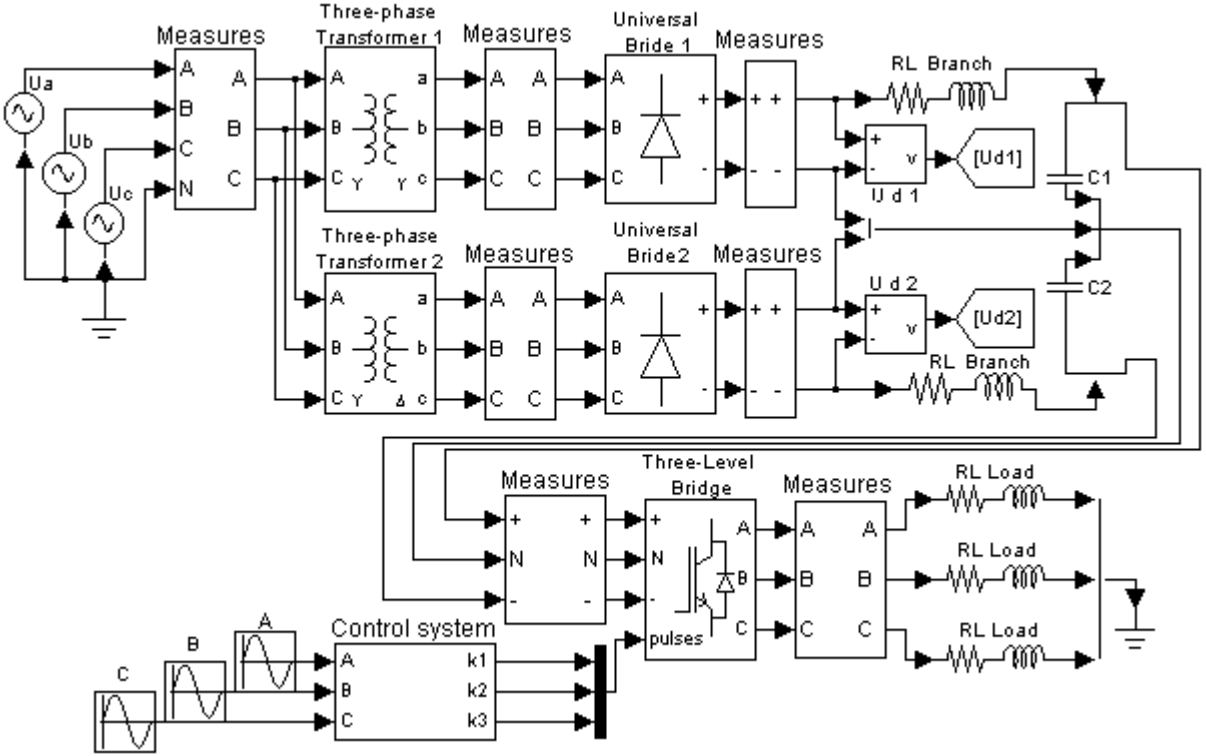
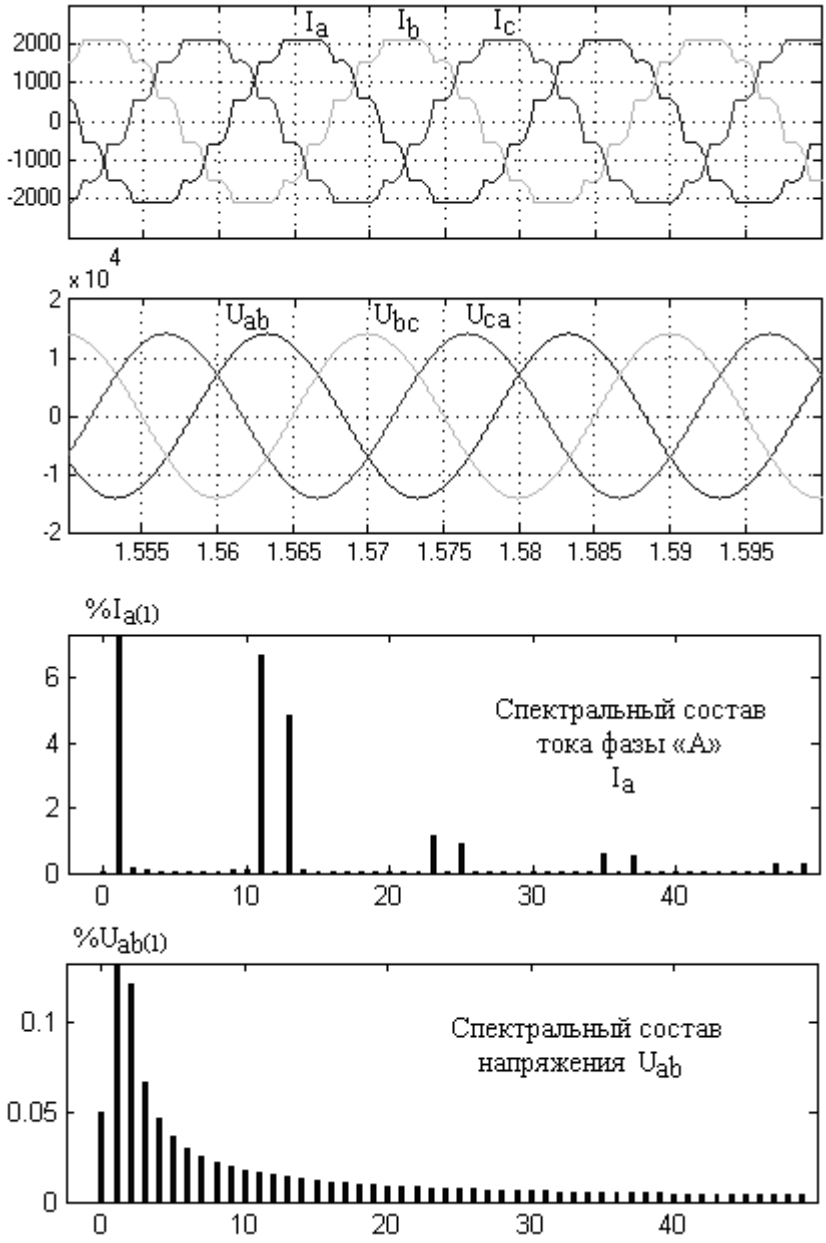


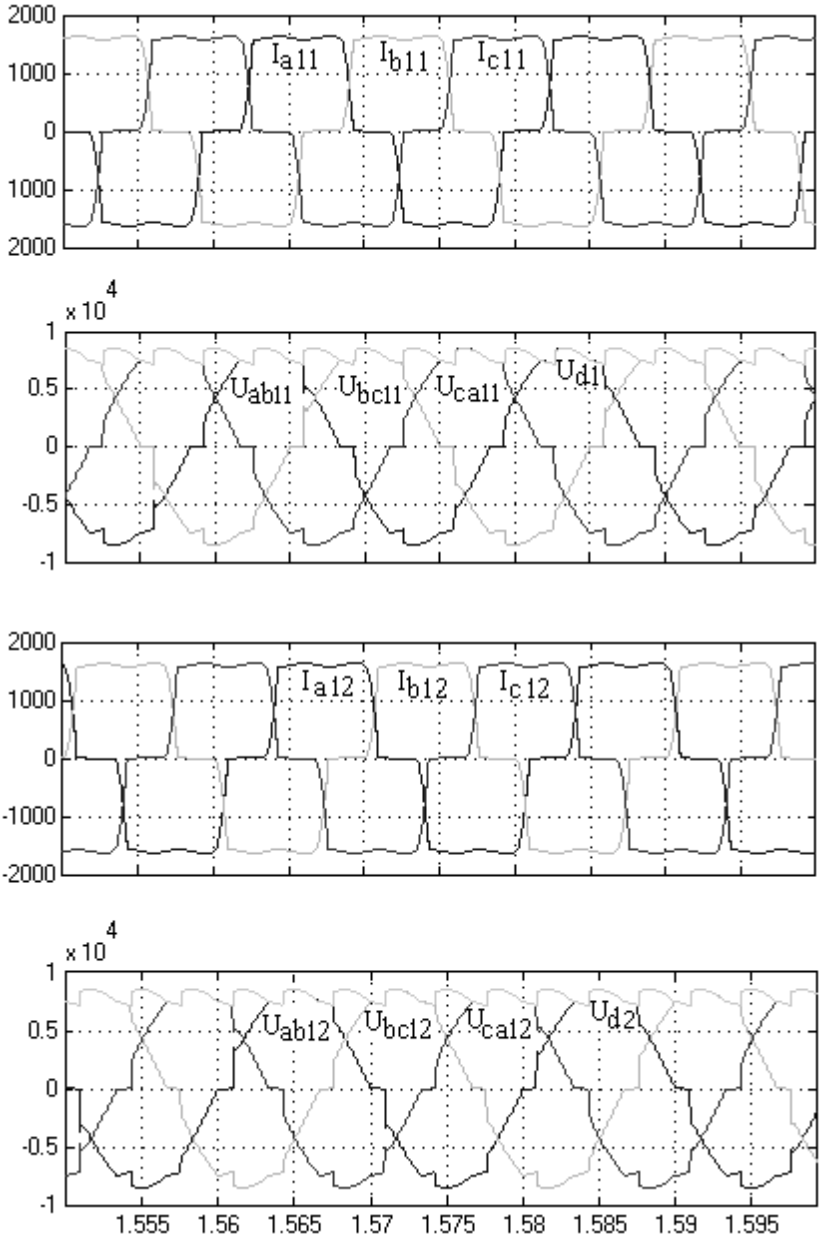
Рис. 3.3. Схема имитационной модели преобразователя частоты
с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором

Таблица 3.4.

Анализ результатов моделирования преобразователя частоты
с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором

Сеть электроснабжения		
Фазное напряжение (действующее), В		5777
Линейное напряжение (действующее), В		10000
Ток фазы «А» питающей сети (действующий), А		1514
Искажение синусоидальности тока фазы «А» питающей сети		
Частоты гармоник тока, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDI):12,42%
50	100	
550	13,81	
650	9,39	
1150	6,11	
Первый трансформатор		
Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В		3454
Линейное напряжение вторичной цепи (действующее), В		5984
Второй трансформатор		
Фазное напряжение вторичной цепи (действующее), В		3454
Линейное напряжение вторичной цепи (действующее), В		5984
Звено постоянного тока		
Выпрямленное напряжение (среднее), В		18900
Нагрузка		
Фазное напряжение нагрузки (действующее), В		6775
Линейное напряжение нагрузки (действующее), В		9581
Ток фазы «А» нагрузки (действующий), А		1537
Искажение синусоидальности линейного напряжения нагрузки		
Частоты гармоник тока, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDU): 9,86 %
50	100	
800	3,53	
900	2,93	
1100	2,46	
1200	2,71	
Искажение синусоидальности тока фазы «А» нагрузки		
Частоты гармоник напряжения, Гц	Действующее значение, % от основной гармоники	Коэффициент искажения тока (THDI): 5,92%
50	100	
900	2,60	
1100	2,13	
1200	2,20	
1750	1,69	


Ia
Ib
Ic
2000
1000
0
-1000
-2000
x 10^4
2
1
0
-1
-2
Uab
Ubc
Uca
1.555
1.56
1.565
1.57
1.575
1.58
1.585
1.59
1.595
%Ia(1)
6
4
2
0
Спектральный состав
тока фазы «А»
Ia
0
10
20
30
40
%Uab(1)
0.1
0.05
0
Спектральный состав
напряжения Uab
0
10
20
30
40


2000
1000
0
1000
2000
Ia11
Ib11
Ic11
x 10^4
1
0.5
0
-0.5
-1
Uab11
Ubc11
Uca11
Ud1
2000
1000
0
-1000
-2000
Ia12
Ib12
Ic12
x 10^4
1
0.5
0
-0.5
-1
Uab12
Ubc12
Uca12
Ud2
1.555
1.56
1.565
1.57
1.575
1.58
1.585
1.59
1.595

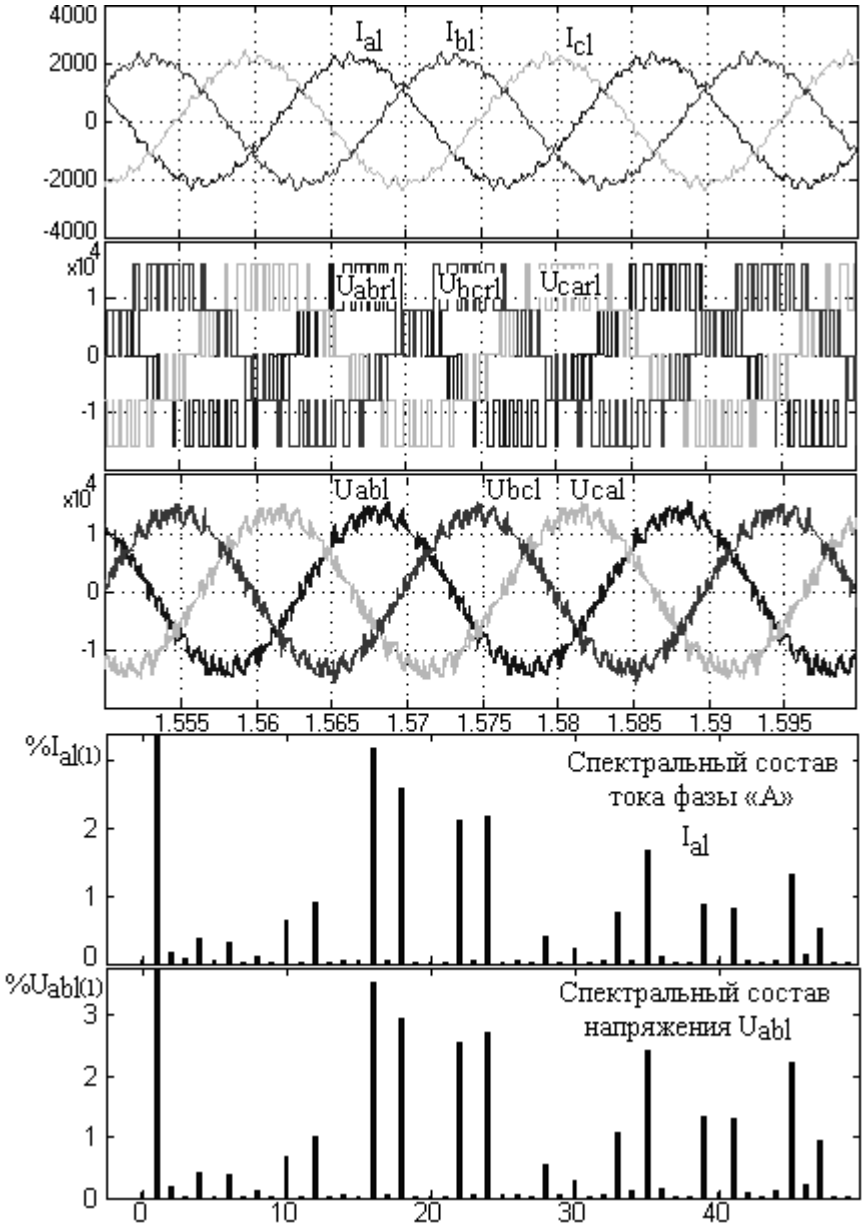


Рис.3.4. Результаты моделирования преобразователя частоты
с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором

3.3. Преобразователь частоты с трехуровневым активным выпрямителем и трехуровневым автономным инвертором

Использование в современных регулируемых электроприводах преобразователей частоты с активными выпрямителями является одним из основных направлений повышения энергетических характеристик электротехнических систем на основе асинхронных электродвигателей. Унифицированные структуры полупроводниковых коммутаторов обеспечивают более высокую надежность преобразователей частоты.

Трехуровневые коммутаторы выполнены на полностью управляемых транзисторах, управление которыми осуществляется с помощью алгоритмов широтно-импульсной модуляции.

Пример использования преобразователя частоты с трехуровневыми активным выпрямителем и автономным инвертором, и принципиальная схема электроприводов с ними, приведены в разделе 1.2.

Схема имитационной модели такого преобразователя частоты, позволяющая исследовать электромагнитные процессы, протекающие в коммутаторах, приведена на рис.3.5. Параметры имитационной модели представлены в таблице 3.5. Параметры блоков, не указанные в таблице установлены по умолчанию. Нагрузка преобразователя частоты выполнена в виде последовательного соединения резистора и катушки индуктивности и имеет активно-индуктивный характер. Блоки A, B и C обеспечивают формирование управляющих сигналов для трехуровневого автономного инвертора

Результаты имитационного моделирования приведены на рис.3.6 в виде диаграмм токов и напряжений. Анализ полученных результатов приведен в таблице 3.6. Осциллографирование осуществляется с помощью блоков Measures. Анализ электромагнитных процессов и уровня электромагнитной совместимости проводился в установившемся режиме работы схемы.

При имитационном моделировании учитываются следующие переменные:

– линейные и фазные напряжения, токи питающей сети (U_{ab}, U_{bc}, U_{ca}, U_a, U_b, U_c, I_a, I_b, I_c); активная и реактивная мощности, потребляемые электротехнической системой (P и Q); линейные и фаз-

ные напряжения на входе трехуровневого активного выпрямителя (U_{ab2}, U_{bc2}, U_{ca2}, U_{a2}, U_{b2}, U_{c2}); выпрямленное напряжение в звене постоянного тока (U_d); линейные и фазные напряжения на выходе трехуровневого автономного инвертора (U_{abdr}, U_{bcdr}, U_{cadr}, U_{adr}, U_{bdr}, U_{cdr}); линейные и фазные напряжения, ток на нагрузке (U_{abl}, U_{bcl}, U_{cal}, U_{al}, U_{bl}, U_{cl}, I_{al}, I_{bl}, I_{cl}).

Также, на рис.3.6 приведены спектральные составы тока, потребляемого преобразователем частоты, напряжения и тока на нагрузке.

Таблица 3.5

Параметры имитационной модели преобразователя частоты с трехуровневым активным выпрямителем и трехуровневым автономным инвертором

Элемент силовой схемы	**Название блока**	**Параметры**
Трехфазный источник напряжения	Ua, Ub, Uc	$U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=3400$ В; $f_n=50$ Гц; $\varphi_a=0^\circ$, $\varphi_b=120^\circ$, $\varphi_c=-120^\circ$
Входной трехфазный дроссель	Drossel	R=0.0001 Ом; L=0.001 Гн
Трехуровневый активный выпрямитель	Three-Level rectifier	IGBT / Diodes; 1000 Гц
Звено постоянного тока	DC	R=0.0001 Ом; C=100 мФ
Трехуровневый автономный инвертор	Three-Level Inverter	IGBT / Diodes; 2000 Гц
Нагрузка	RL Load	$U_{ab}= U_{bc}= U_{ac}$ 4200 кВ; $f_n=50$ Гц; $P_n=3300$ кВт; $Q_L=500$ кВар

Таблица 3.6.

Анализ результатов моделирования преобразователя частоты с трехуровневым активным выпрямителем и трехуровневым автономным инвертором

Сеть электроснабжения	
Фазное напряжение (действующее), В	2410
Линейное напряжение (действующее), В	4165
Ток фазы «А» питающей сети (действующий), А	670
Искажение синусоидальности тока фазы «А» питающей сети	

<table>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="10">Коэффициент искажения тока (THDI):10,28%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>100</td><td>1,43</td></tr>
<tr><td>150</td><td>1,22</td></tr>
<tr><td>200</td><td>1,49</td></tr>
<tr><td>250</td><td>3,86</td></tr>
<tr><td>300</td><td>1,55</td></tr>
<tr><td>350</td><td>1,41</td></tr>
<tr><td>500</td><td>4,77</td></tr>
<tr><td>800</td><td>9,41</td></tr>
<tr><td colspan="3">Звено постоянного тока</td></tr>
<tr><td colspan="2">Уставка на выпрямленное напряжение, В</td><td>7400</td></tr>
<tr><td colspan="2">Выпрямленное напряжение (среднее), В</td><td>7400</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка</td></tr>
<tr><td colspan="2">Фазное напряжение нагрузки (действующее), В</td><td>2572</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение нагрузки (действующее), В</td><td>4455</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» нагрузки (действующий), А</td><td>536,2</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности линейного напряжения нагрузки</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="9">Коэффициент искажения напряжения (THDU):10,62 %</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>500</td><td>2,85</td></tr>
<tr><td>550</td><td>0,09</td></tr>
<tr><td>600</td><td>5,83</td></tr>
<tr><td>800</td><td>6,66</td></tr>
<tr><td>900</td><td>3,96</td></tr>
<tr><td>1100</td><td>2,15</td></tr>
<tr><td>1200</td><td>1,92</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы «А» нагрузки</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник напряжения, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="10">Коэффициент искажения тока (THDI): 4,64 %</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>150</td><td>1,24</td></tr>
<tr><td>450</td><td>0,85</td></tr>
<tr><td>500</td><td>1,44</td></tr>
<tr><td>550</td><td>0,08</td></tr>
<tr><td>600</td><td>2,69</td></tr>
<tr><td>650</td><td>0,12</td></tr>
<tr><td>800</td><td>2,54</td></tr>
<tr><td>900</td><td>1,4</td></tr>
</table>

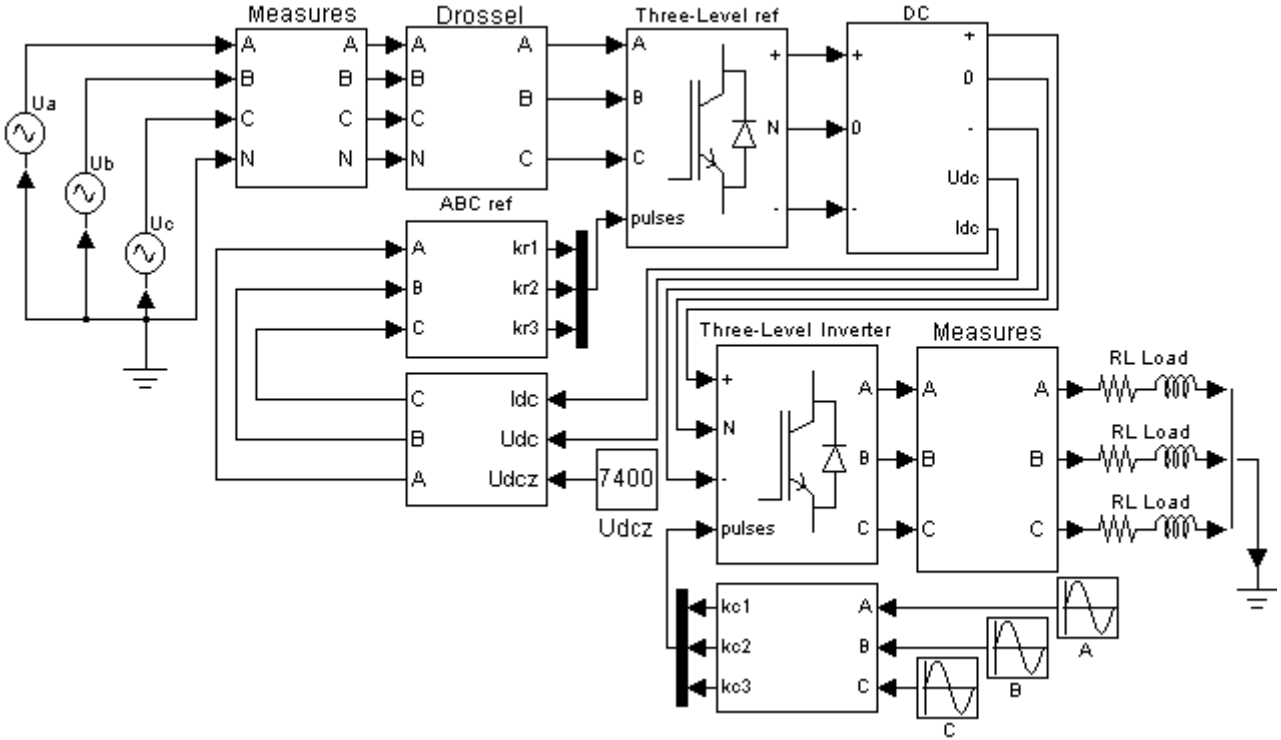
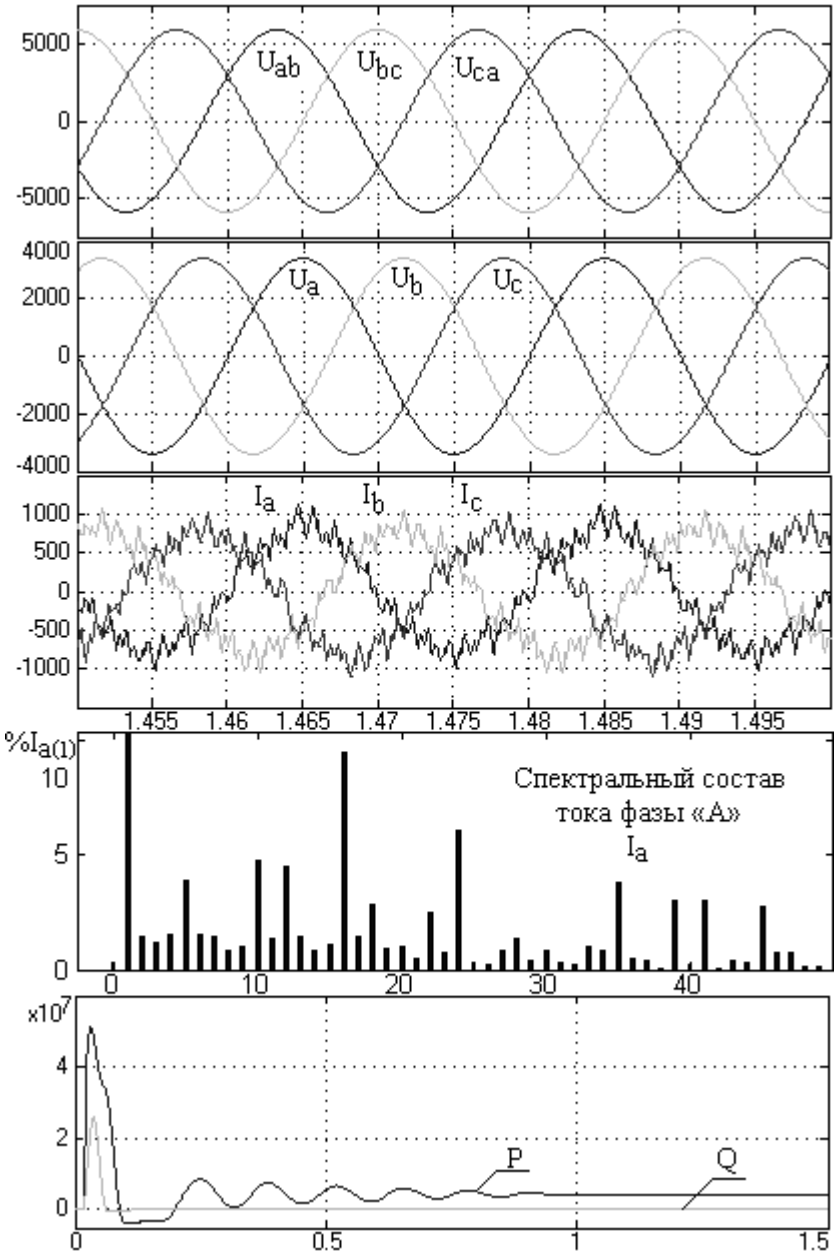
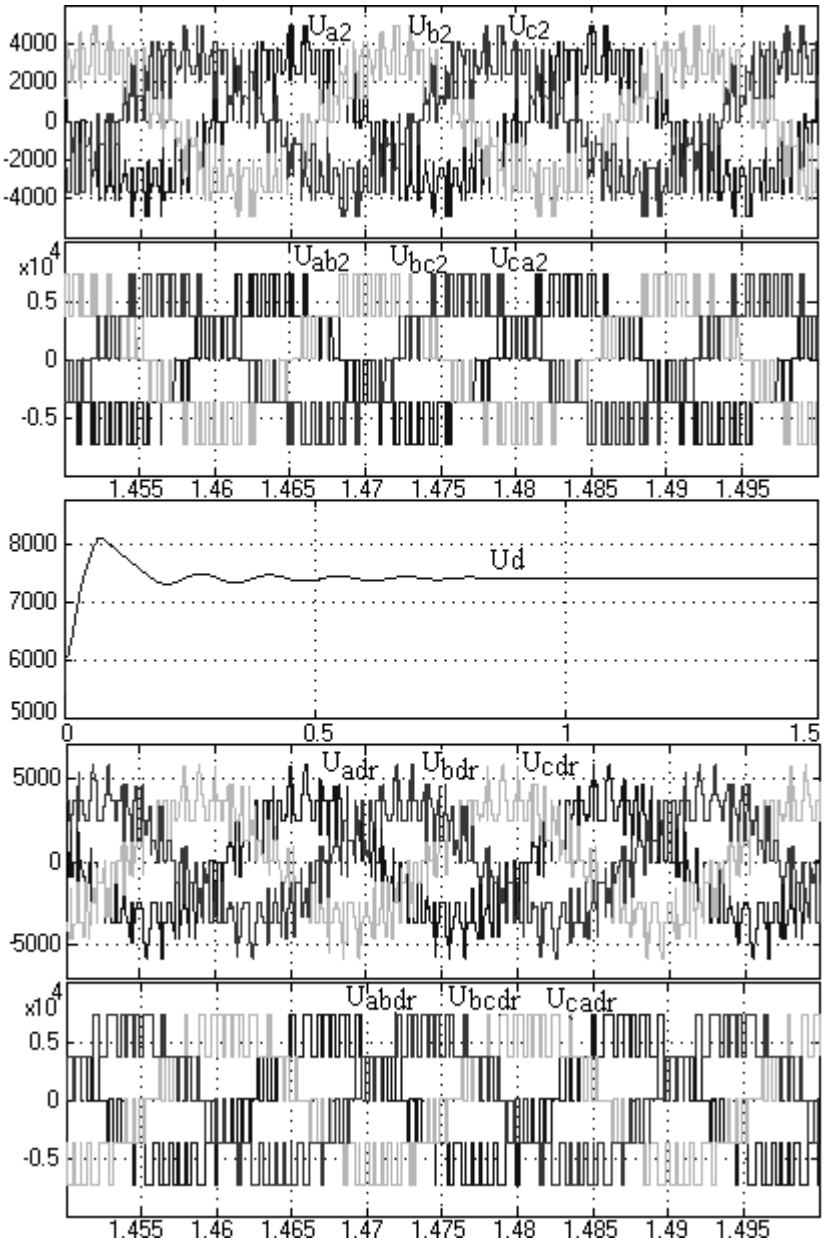


Рис. 3.5. Схема имитационной модели преобразователя частоты
с трехуровневым активным выпрямителем и трехуровневым автономным инвертором


5000
0
-5000
Uab
Ubc
Uca
4000
2000
0
-2000
-4000
Ua
Ub
Uc
1000
500
0
-500
-1000
Ia
Ib
Ic
1.455
1.46
1.465
1.47
1.475
1.48
1.485
1.49
1.495
%Ia(1)
10
5
0
Спектральный состав
тока фазы «А»
Ia
0
10
20
30
40
x10^7
4
2
0
P
Q
0
0.5
1
1.5


Ua2
Ub2
Uc2
4000
2000
0
-2000
-4000
x10^4
Uab2
Ubc2
Uca2
0.5
0
-0.5
1.455
1.46
1.465
1.47
1.475
1.48
1.485
1.49
1.495
8000
7000
6000
5000
Ud
0
0.5
1
1.5
Uadr
Ubdr
Ucdr
5000
0
-5000
Uabdr
Ubcdr
Ucadr

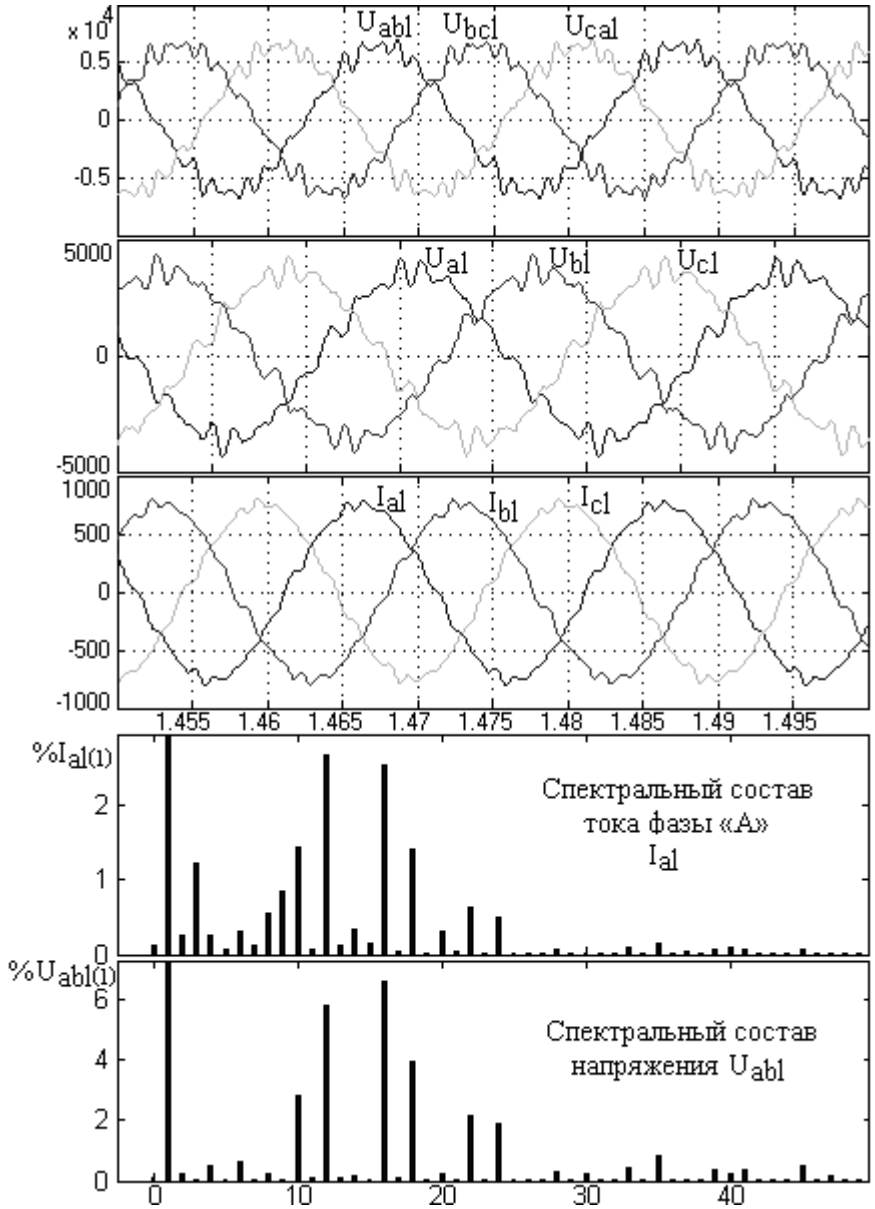


Рис.3.6. Результаты моделирования преобразователя частоты с трехуровневым активным выпрямителем и трехуровневым автономным инвертором

3.4. Преобразователь частоты с параллельным включением автономных инверторов и активным выпрямителем

За счет использования активного выпрямителя в преобразователе частоты появляется возможность построения электроприводов с питанием нескольких автономных инверторов от одного выпрямительного устройства. Активный выпрямитель обеспечивает поддержание выпрямленного напряжения в звене постоянного тока, даже при колебании напряжения питающей сети.

Электропривод такой структуры описан в разделе 1.6, как привод мотор-колес. Схема имитационной модели преобразователя частоты такай структуры приведена на рис.3.7. Параметры имитационной модели представлены в таблице 3.7. Параметры блоков, не указанные в таблице, установлены по умолчанию. Нагрузка преобразователя имеет активно-индуктивный характер.

Таблица 3.7

Параметры имитационной модели преобразователя частоты с параллельным включением автономных инверторов и активным выпрямителем

Элемент силовой схемы	Название блока	Параметры
Трехфазный источник напряжения	Ua, Ub, Uc	$U_{am}=U_{bm}=U_{cm}=310$ В; $f_n=50$ Гц; $\varphi_a=0^\circ$, $\varphi_b=120^\circ$, $\varphi_c=-120^\circ$
Входной трехфазный дроссель	Drossel	R=0.0001 Ом; L=0.001 Гн
Трехуровневый активный выпрямитель	Active Front End	IGBT / Diodes; 1000 Гц
Звено постоянного тока	DC	R=0.0001 Ом; C=100 мФ
Трехуровневый автономный инвертор	Inverter 1 (Inverter 2)	IGBT / Diodes; 2000 Гц
Нагрузка	RL Load	$U_{ab}= U_{bc}= U_{ac}$ 380 В; $f_n=50$ Гц; $P_n=150$ кВт; $Q_L=140$ кВар

Результаты имитационного моделирования преобразователя с параллельным соединением инверторов и активным выпрямителем приведены на рис.3.8 в виде диаграмм токов и напряжений. Анализ полученных результатов приведен в таблице 3.8. Анализ электромагнитных процессов проводился в установившемся режиме работы преобразователя.

При имитационном моделировании учитываются следующие переменные: линейные и фазные напряжения, токи питающей сети (U_{ab}, U_{bc}, U_{ca}, U_a, U_b, U_c, I_a, I_b, I_c); активная и реактивная мощности, потребляемые электротехнической системой (P и Q); линейные и фазные напряжения, токи на выходе первого автономного инвертора (U_{ab1}, U_{bc1}, U_{ca1}, U_{a1}, U_{b1}, U_{c1}, I_{a1}, I_{b1}, I_{c1}); линейные и фазные напряжения, токи на выходе второго автономного инвертора (U_{ab2}, U_{bc2}, U_{ca2}, U_{a2}, U_{b2}, U_{c2}, I_{a2}, I_{b2}, I_{c2}); выпрямленное напряжение в звене постоянного тока (U_d). На рис.3.8 приведены спектральные составы токов нагрузки.

Таблица 3.8.

Анализ результатов моделирования преобразователя частоты с параллельным включением автономных инверторов и активным выпрямителем

<table>
<tr><td colspan="3">Сеть электроснабжения</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение (действующее), В</td><td>380</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» питающей сети (действующий), А</td><td>1025</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы питающей сети «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 6,03%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>900</td><td>3,58</td></tr>
<tr><td>900</td><td>3,21</td></tr>
<tr><td colspan="3">Звено постоянного тока</td></tr>
<tr><td colspan="2">Уставка / результирующее выпрямленное напряжение, В</td><td>750/750</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка (автономный инвертор 1)</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение нагрузки (действующее), В</td><td>380</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» нагрузки 1 (действующий), А</td><td>409</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности тока фазы нагрузки «А»</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 3,57%</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>150</td><td>2,15</td></tr>
<tr><td>900</td><td>1,74</td></tr>
<tr><td colspan="3">Нагрузка (автономный инвертор 2)</td></tr>
<tr><td colspan="2">Линейное напряжение нагрузки (действующее), В</td><td>380</td></tr>
<tr><td colspan="2">Ток фазы «А» нагрузки (действующий), А</td><td>409</td></tr>
<tr><td colspan="3">Искажение синусоидальности линейного напряжения нагрузки</td></tr>
<tr><td>Частоты гармоник тока, Гц</td><td>Действующее значение, % от основной гармоники</td><td rowspan="4">Коэффициент искажения тока (THDI): 3,58 %</td></tr>
<tr><td>50</td><td>100</td></tr>
<tr><td>150</td><td>2,15</td></tr>
<tr><td>900</td><td>1,74</td></tr>
</table>

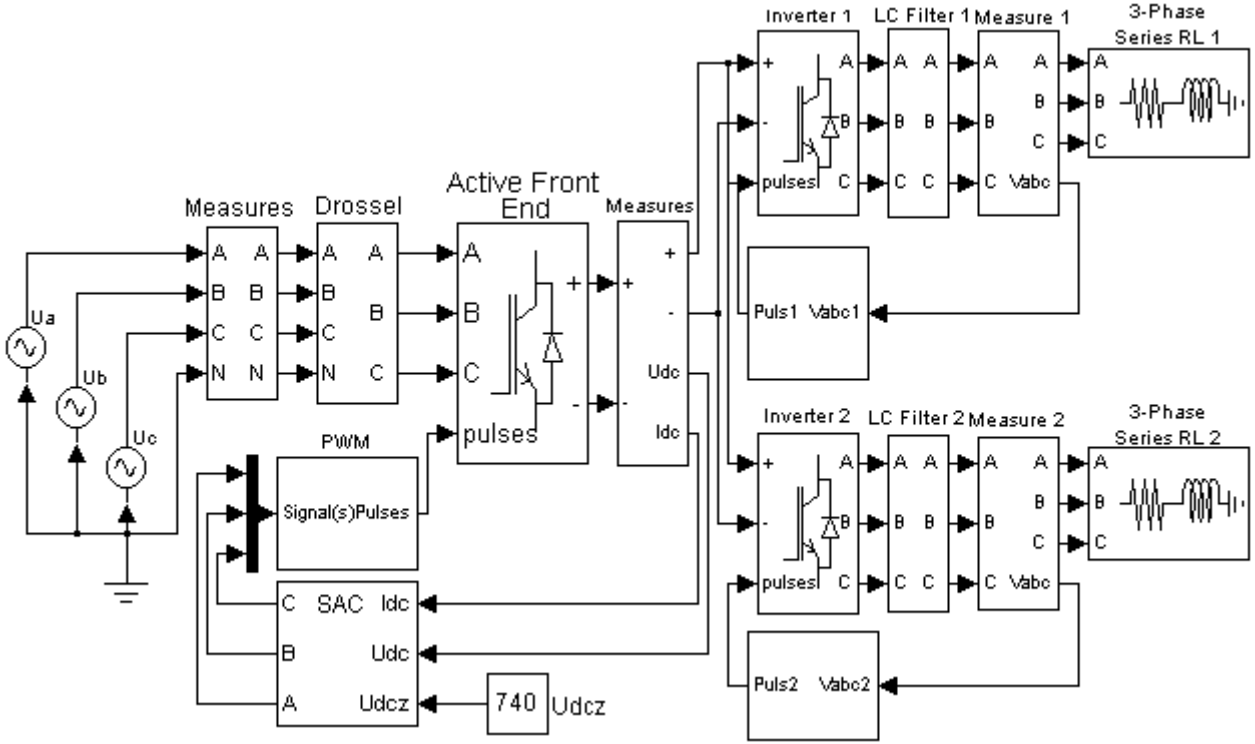
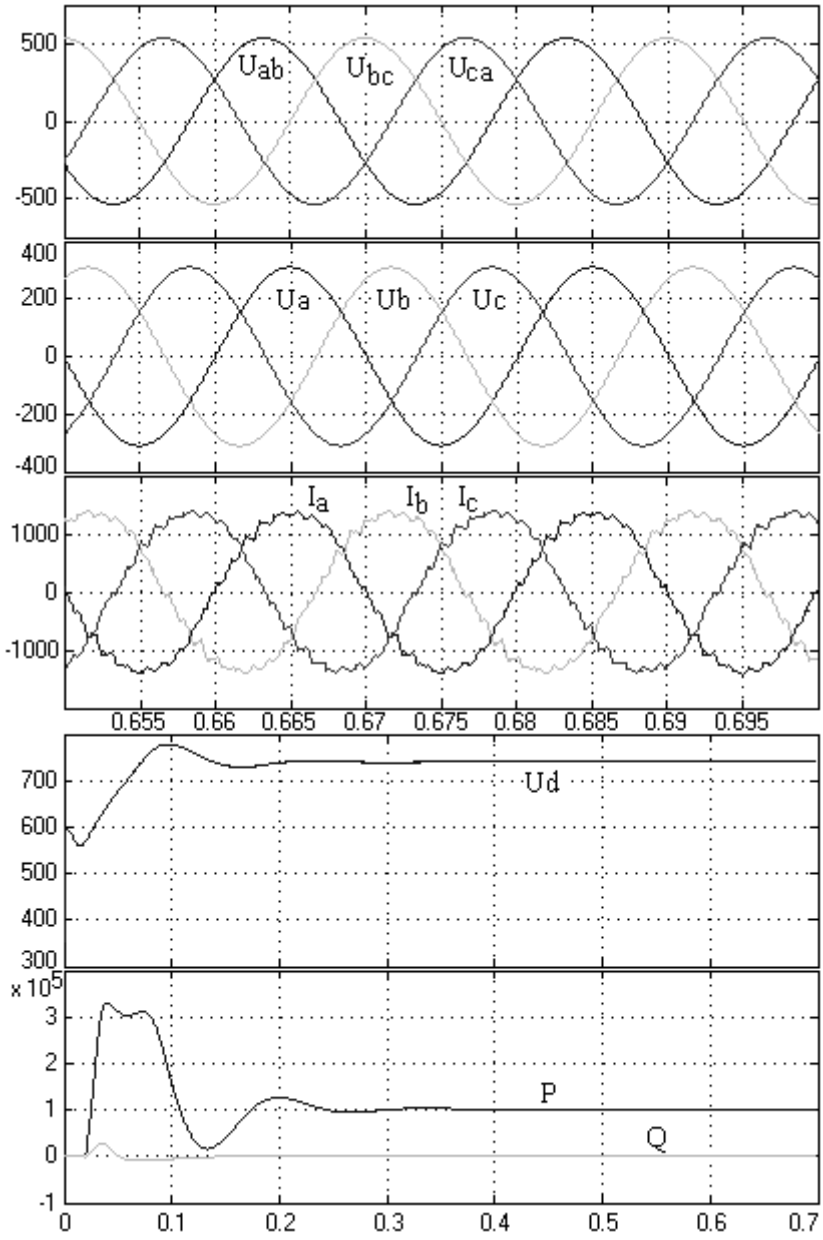
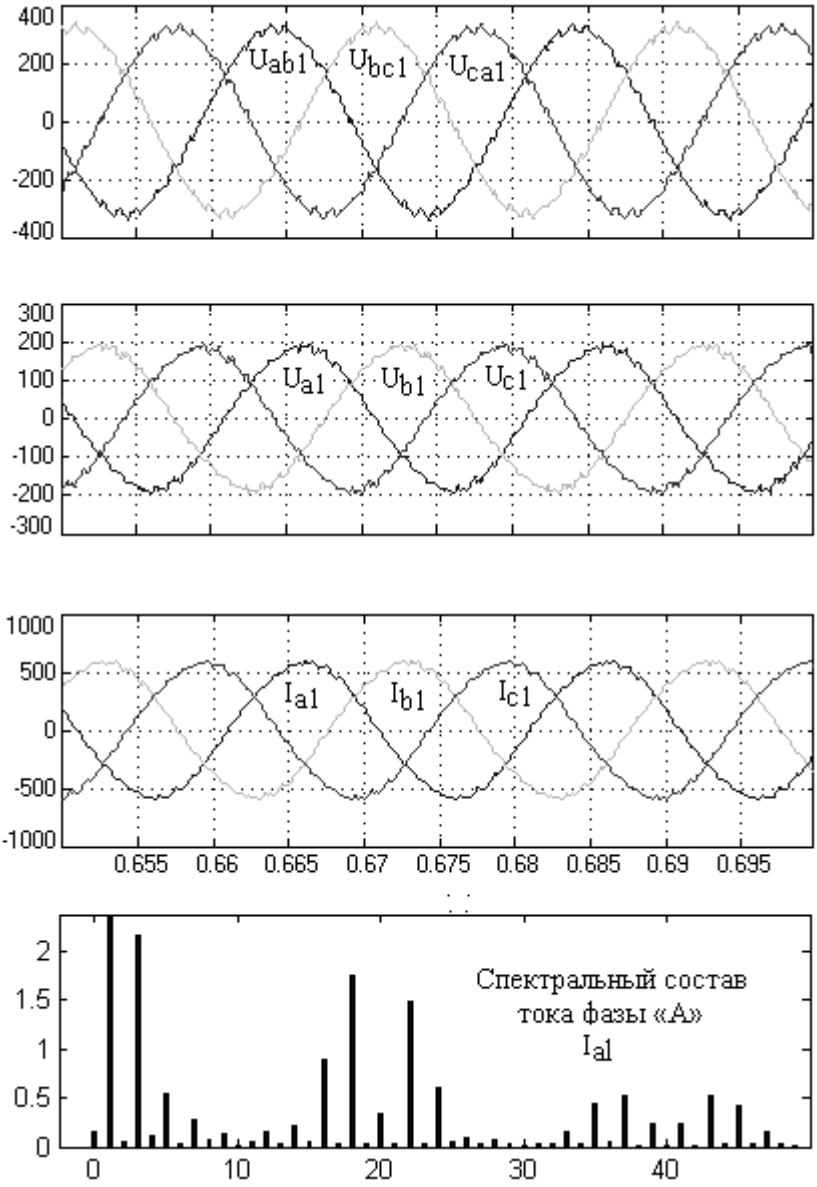


Рис. 3.7. Схема имитационной модели преобразователя частоты
с параллельным включением автономных инверторов и активным выпрямителем


500
0
-500
Uab
Ubc
Uca
400
200
0
-200
-400
Ua
Ub
Uc
1000
0
-1000
Ia
Ib
Ic
0.655
0.66
0.665
0.67
0.675
0.68
0.685
0.69
0.695
700
600
500
400
300
Ud
x 10^5
3
2
1
0
-1
P
Q
0
0.1
0.2
0.3
0.4
0.5
0.6
0.7


400
200
0
-200
-400
Uab1
Ubc1
Uca1
300
200
100
0
-100
-200
-300
Ua1
Ub1
Uc1
1000
500
0
-500
-1000
Ia1
Ib1
Ic1
0.655
0.66
0.665
0.67
0.675
0.68
0.685
0.69
0.695
2
1.5
1
0.5
0
Спектральный состав
тока фазы «А»
Ia1
0
10
20
30
40

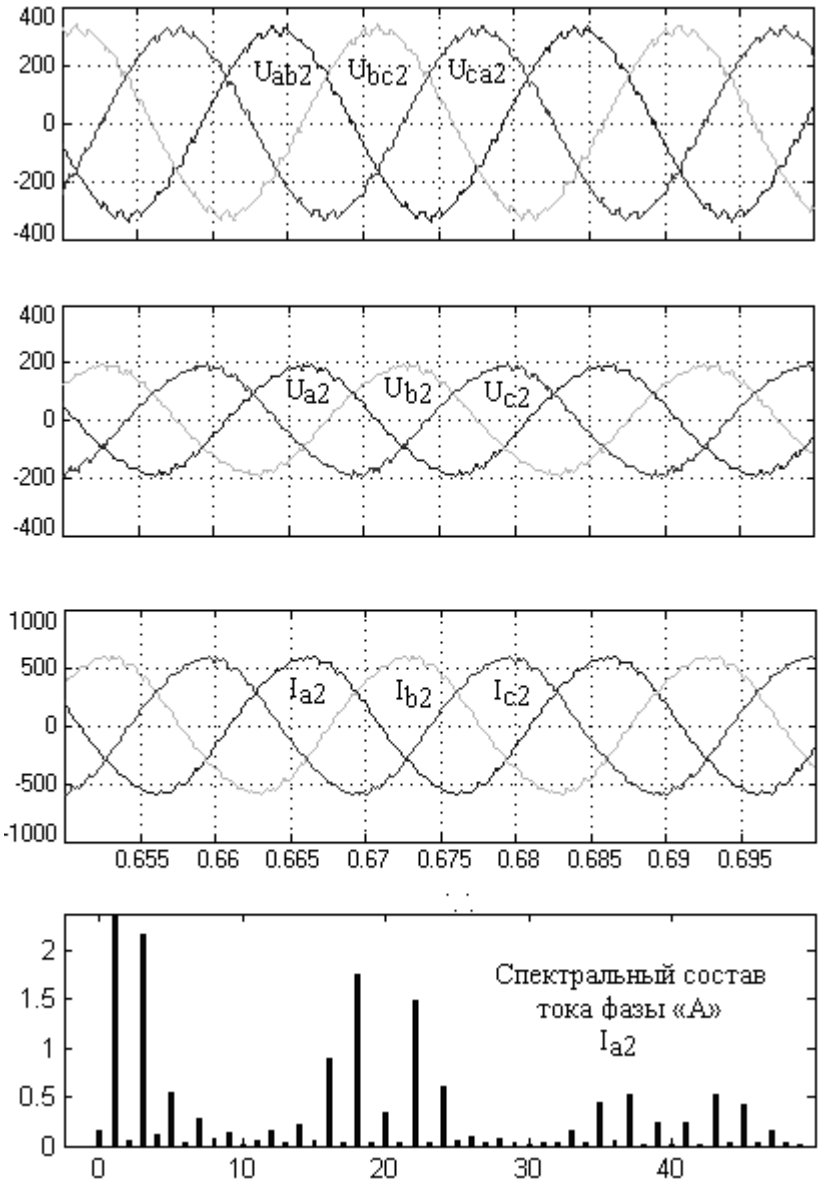


Рис. 3.8. Результаты моделирования преобразователя частоты с параллельным включением автономных инверторов и активным выпрямителем

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В учебном пособии рассмотрены различные структуры полупроводниковых преобразователей частоты, которые используются в различных электротехнических системах и комплексах с асинхронными электродвигателями.

Использование в выпрямителях и инверторах преобразователей частоты транзисторных ключей обеспечивает высокий уровень электромагнитной совместимости полупроводниковых устройств с сетью электроснабжения и нагрузкой (приводными электродвигателями). Высокочастотные транзисторные преобразователи обеспечивают минимальные искажения тока и напряжения.

За счет модернизации и повышения эффективности алгоритмов управления ключами полупроводниковых преобразователей, можно обеспечить их повышенные энергетические характеристики.

Таким образом, создание и изучение различных структур и алгоритмов управления, и внедрение высокотехнологических решений в этой области в производство, позволит обеспечить значительный рост эффективности промышленных объектов и технических средств нефтегазовой и горной отраслей минерально-сырьевого комплекса.

РЕКОМЕНДУЕМЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. ГОСТ Р 50397-2011. Совместимость технических средств электромагнитная. Термины и определения.

2. Белов М.П., Зементов О.И., Козярук А.Е. и др. Инжиниринг электроприводов и систем автоматизации. М.: Академия, 2006 – 368 с.

3. Шрйнер Р.Т., Калыгин А.И., Кривовяз В.К. Электропривода переменного тока на базе непосредственных преобразователей частоты с ШИМ. Екатеринбург: ФГАОУ ВПО «Рос. гос. проф.-пед. ун-т», 2012 – 223 с.

4. Шрейнер Р.Т Математическое моделирование электроприводов переменного тока с полупроводниковыми преобразователями частоты. Екатеринбург: УРО РАН, 2000. - 654 с.

5. Официальный сайт компании Siemens: ww.siemens.com.

6. Frank J., Bartos P. E. Medium-voltage drives shine offshore //Process & control engineering, 2006, № 59 (7).

7. Золотухин А.Б., Гудместад О.Т., Ермаков А.И. и др. Основы разработки шельфовых нефтегазовых месторождений и строительство морских сооружений в Арктике. М.: «Нефть и газ» РГУ нефти и газа им. И. М. Губкина, 2000 – 770 с.

8. Меньшов Б.Г., Ершов М.С., Яризов А.Д. Электротехнические установки и комплексы нефтегазовой промышленности. М.: ОАО «Издательство «Недра», 2000 – 487 с.

9. Лазарев Г.Б. Высоковольтные преобразователи для частотно-регулируемого электропривода. Построение различных систем // Новости электротехники, 2005. № 2 (32).

10. Зобов И.Б., Малиновский О.В, Лапшина А.А. Системы частотного регулирования с крупными и высоковольтными электродвигателями // Информационный бюллетень, 2007, № 2.

11. Лядов К.Б., Злобин А.Г., Мордовченко Д.Д. и др. Электроприводные агрегаты нового поколения производства «РЭП Холдинга» // Газотурбинные технологии, 2012, №4.

12. Пат. 2485353 Российская Федерация, RU № 2485353. Подводный газоперекачивающий агрегат для многониточного трубопровода. Козярук А.Е., Васильев Б.Ю; заявитель и патентообладатель ФГБОУ ВПО «Санкт- Петербургский государ-

ственный горный университет». № 2012100910/06; завл. 11.01.2012; опубл. 20.06.2013, бюл. № 17.

13. Толстов С.С., Мирзоев Д.А., Ибрагимов И.Э. Подводная технология добычи углеводородов – ключевой фактор освоения ресурсов шельфа Арктики // Газовая промышленность, 2011, №661.

14. Дурыманов В.В., Леонтьев С.А., Седов В.В. На суше и под водой: капсулированный компрессорный агрегат STC-ECO-II компании Siemens // Турбины и дизели, 2010, №2.

15. Пронин М.В., Воронцов А.Г. Силовые полностью управляемые полупроводниковые преобразователи (моделирование и расчет) / Под редакцией Крутякова Е.А. Санкт-Петербург: «Силовые машины» «Электросила», 2003 – 172 с.

16. Пронин М.В., Воронцов А.Г., Калачиков П.Н., Емельянов А.П. Электроприводы и системы с электрическими машинами и полупроводниковыми преобразователями (моделирование, расчет, применение)/Под редакцией Крутякова Е. А. Санкт-Петербург: «Силовые машины» «Электросила», 2004 - 252 с.

17. Козярук А.Е., Рудаков В.В. Системы прямого управления моментом в частотно-регулируемых электроприводах переменного тока. СПб: СПбЭК, 2005 – 100 с.

18. Козярук А.Е., Рудаков В.В. Современное и перспективное алгоритмическое обеспечение частотно-регулируемых электроприводов. Санкт-Петербург: СПЭК, 2004 – 127 с.

19. Худяков В.Ф., Хабузов В.А. Моделирование источников вторичного электропитания в среде MATLAB Санкт-Петербург: ГУАП, 2008 – 332 с.

20. Черных И.В. Моделирование электротехнических устройств в MATLAB, SimPowerSystems и Simulink. М.: ДМК Пресс, 2007 – 288 с.

21. Штовба С.Д. Проектирование нечетких систем средствами MATLAB. М.: Изд. Телеком, 2007 – 288 с.

22. Герман-Галкин С. Г. Компьютерное моделирование полупроводниковых систем в MATLAB 6.0. Санкт-Петербург: Люмена, 2001 – 320 с.

23. Дьяконов В.П. Matlab 6.5 SP1/7 + Simulink 5/6. Основы применения. М.: СОЛОН-Пресс, 2005 – 800 с.

24. Соколовский Г.Г. Электроприводы переменного тока

с частотным регулированием. М.: Академия, 2007 – 265 с.

25. Ефимов А.А., Шрейнер Р.Т. Активные преобразователи в регулируемых электроприводах переменного тока. Новоуральск: изд. НГТИ, 2001 – 250 с.

26. Виноградов А.Б. Векторное управление электроприводами переменного тока. Иваново: ГОУВПО «Ивановский гос. энер. ун-т им В.И.Ленина», 2008 – 298 с.

27. Усольцев А.А. Частотное управление асинхронными двигателями. Санкт-Петербург: СПбГУ ИТМО, 2006 – 94 с.

28. Шрейнер Р.Т Математическое моделирование электроприводов переменного тока с полупроводниковыми преобразователями частоты. Екатеринбург: УРО РАН, 2000. - 654 с.

29. Онищенко Г. Б. Электрический привод М.: РАСХН, 2003 – 320 с.

30. Браславский И.Я., Ишматов З.Ш., Поляков В.Н. Энергосберегающий асинхронный электропривод. М.: Академия, 2004 – 256 с.

31. Терехов В.М., Осипов О.И. Системы управления электроприводов. М.: Академия, 2006 – л 304 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ

Рассмотрим алгоритм доказательства адекватности математической модели на примере модели асинхронного двигателя [1А-4А]. Для этого необходимо иметь испытательную установку с асинхронным двигателем и ее математическую модель.

На испытательной установке была проведена серия экспериментов пуска асинхронного электродвигателя. Осциллограммы изменения частоты вращения и электромагнитного момента при пуске электродвигателя приведены на рис. А.1.

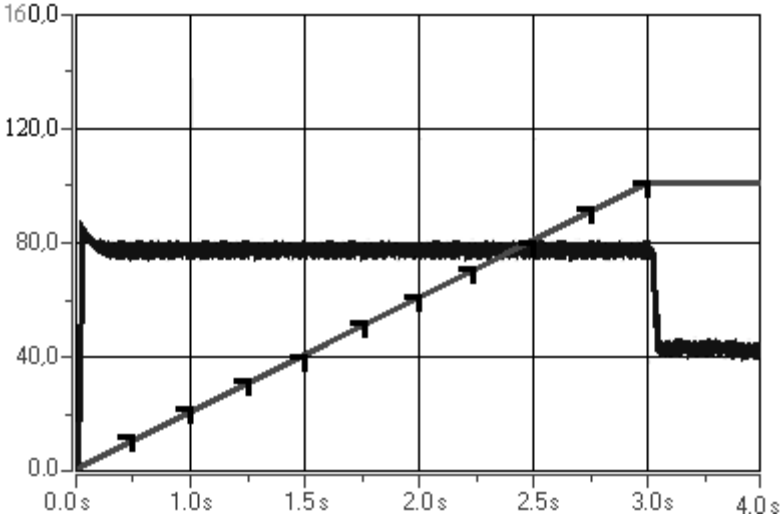


Рис. А.1. Осциллограммы, полученные при пуске асинхронного электродвигателя на испытательной установке

С использованием математической модели был смоделирован пуск такого же асинхронного двигателя в аналогичных условиях. Осциллограммы пуска представлены на рис.А.2.

Проверим адекватность математической модели. Для этого сформулируем нуль-гипотезу H_0: математическая модель асинхронного электродвигателя адекватна. Альтернативная гипотеза H_1: математическая модель электродвигателя неадекватна.

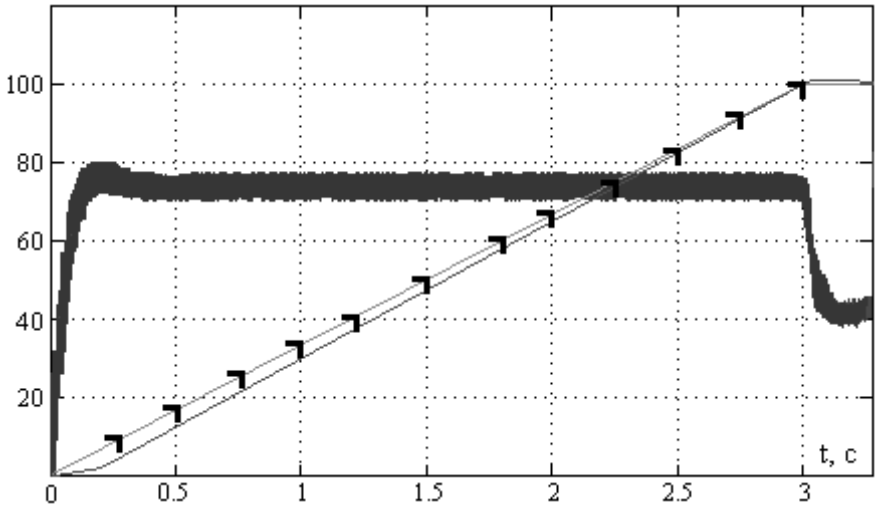


Рис. А.2. Осциллограммы, полученные при пуске асинхронного электродвигателя в MatLab

На стендовой установке было проведено три экспериментальных пуска асинхронного двигателя, т.е. n=3. Как говорилось выше, одна из осциллограмм приведена на рис. А.1. На каждой осциллограмме было выделено 13 точек, т.е. N=13, которые занесены в таблицу А.1. На теоретической кривой (рис.А2.) выделим точки в эти же моменты времени.

Далее рассчитаем средние значения частоты вращения в определенные таблицей А.1 моменты времени по формуле:

$$\overline{\omega}_i = \frac{1}{n}\sum_{j=1}^{n}\omega_{ij}, \quad \left(i = \overline{1, N}\right). \qquad \text{А.1}$$

Проделав эту операцию для всех 13 моментов времени, запишем результаты в таблицу А.3, во второй столбик.

Следующим шагом рассчитаем значения выборочных дисперсий (т.е. оценок дисперсий) для каждого из 13 моментов времени по следующей формуле

$$s_i^2 = \frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(\omega_{ij} - \overline{\omega}_i\right)^2, \qquad \left(i = \overline{1, N}\right). \qquad \text{А.2}$$

Таблица А.1. Результаты экспериментов на стенде

t_i, с	1.0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3	3,25	3,5	3,75	4
$\omega_{i,1}$,%$\omega_{ном}$	0	8	17	25	31	41	50	58	66	75	84	92	100
$\omega_{i,1}$,%$\omega_{ном}$	0	8,9	17,9	25,9	31,7	41,7	50,7	58,7	66,6	75,5	84,3	92,1	100
$\omega_{i,1}$,%$\omega_{ном}$	0	7,2	16,3	24,4	30,5	40,6	49,7	57,8	65,9	74,9	83,9	92	100

Таблица А.2. Результаты экспериментов на математической модели

t_i, с	1.0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3	3,25	3,5	3,75	4
$\omega_{мод}$,%$\omega_{ном}$	0	8	17	25	31	41	50	58	66	75	84	92	100

Таблица А.3. Результаты расчета

t_i	$\overline{\omega}_i$	s_i^2	$\hat{\omega}_i - \hat{\omega}(t_i)$	$(\overline{\omega}_i - \hat{\omega}_i)^2$
1.0	0	0	0	0
1,25	8,033333	1,446667	8	0,001111
1,5	17,06667	1,286667	17	0,004444
25	25,1	1,14	25	0,01
31	31,06667	0,726667	31	0,004444
41	41,1	0,62	41	0,01
50	50,13333	0,526667	50	0,017778
58	58,16667	0,446667	58	0,027778
66	66,16667	0,286667	66	0,027778
75	75,13333	0,206667	75	0,017778
84	84,06667	0,086667	84	0,004444
92	92,03333	0,006667	92	0,001111
100	100	0	100	0

Рассчитав, таким образом, все 13 выборочных дисперсий, запишем их также в таблицу А.3, в третий столбик

На следующем этапе проверим выполнение статистической гипотезы об однородности (равенстве) дисперсий во всех опытах, т.е. проверим гипотезу воспроизводимости. Для этого рассчитываем статистику критерия Кохрена по следующей формуле

$$G = \frac{s^2_{\max}}{s_1^2 + s_2^2 + \cdots + s_N^2}. \qquad \text{А.3}$$

и сравниваем ее с табличным значением $G_\alpha(\nu_1, \nu_2)$, где соответствующие степени свободы равны

$$\nu_1 = n - 1 \text{ и } \nu_2 = N,$$

при уровне значимости α=0,05.

Из третьего столбца таблицы А.3 видно, что $s^2_{\max} = 13333{,}33$. Следовательно

$$G = \frac{1{,}446667}{\left[\begin{matrix} 0 + 1{,}44 + 1{,}286 + 1{,}14 + 0{,}726 + 0{,}62 + 0{,}526 + \\ + 0{,}446 + 0{,}286 + 0{,}206 + 0{,}086 + 0{,}006 + 0 \end{matrix}\right]} = 0{,}2133.$$

Табличное значение критерия Кохрейна при $\nu_1 = 3 - 1 = 2$ и $\nu_2 = 13$ равно

$$G_{0{,}05}(2,\ 13) = 0{,}5250.$$

Таким образом,

$$G = 0{,}2133 \ < \ G_{0{,}05}(2,\ 6) = 0{,}5250.$$

Так как экспериментальное значение критерия Кохрена меньше табличного, следовательно, гипотеза об однородности дисперсий выполняется, а это означает, что можно рассчитать соответствующие дисперсии:

$$s^2_в = \frac{1}{N}\sum_{i=1}^{N} s_i^2 =$$

$$= \frac{1}{13}\left(\begin{matrix} 0 + 1{,}44 + 1{,}286 + 1{,}14 + 0{,}726 + 0{,}62 + 0{,}526 + 0{,}446 + 0{,}286 + 0{,}206 \\ + 0{,}086 + 0{,}006 + 0 \end{matrix}\right) = \qquad \text{А.4}$$

$$= 0{,}5215$$

$$s^2_{\bar{\omega}} = \frac{1}{n} s^2_в = \frac{1}{3} 0{,}5215 = 0{,}1738. \qquad \text{А.5}$$

Для проверки адекватность полученной модели воспользуемся

F-критерием Фишера. Занесем полученные результаты расчета с помощью математической модели в таблицу А.3 в четвертый столбец, а в следующем столбце той же таблицы рассчитаем разность квадратов экспериментального и рассчитанного по модели значений откликов. Затем, рассчитаем величину дисперсии адекватности по формуле:

$$s_{ad}^2 = \frac{1}{N-k}\sum_{i=1}^{N}\left(\overline{\omega}_i - \hat{\omega}_i\right)^2, \qquad \text{А.6}$$

где k – количество коэффициентов математической модели. В данном случае математическая модель замкнутого контура регулирования скорости имеет следующую передаточную функцию:

$$W_{kc}(p) = \frac{b_0}{1 + a_1 p}. \qquad \text{А.7}$$

Таким образом $k = 2$.

Итого значение дисперсии адекватности $s_{ad}^2 = 0{,}0515$.

Определим экспериментальное значение критерия Фишера

$$F = \frac{s_{ad}^2}{s_{\overline{\omega}}^2} = \frac{0{,}0515}{0{,}1738} = 0.0662.$$

Определим теоретическое значение критерия Фишера при $\nu_{ad} = N - k = 13 - 2 = 11$ и $\nu_в = N(n-1) = 12\cdot(3-1) = 22$.

Таким образом

$$F_{0,05}(11,\ 22) = 2.6346.$$

Отсюда можно заключить, что экспериментальное значение меньше теоретического, т.е.

$$F = 0.0662 < F_{0,05}(11,\ 22) = 2{,}6346,$$

следовательно, гипотеза H_0: математическая модель адекватна, обоснована.

Список литературы ПРИЛОЖЕНИЯ А:

1А. Ивоботенко Б.А., Ильинский Н.Ф., Копылов И.П. Планирование эксперимента в электромеханике. М.: Энергия, 1975.

2А. Хикс Ч., Основные принципы планирования эксперимента. М.: Мир, 1967.

3А. Спиридонов А.А. Планирование эксперимента при исследовании технологических процессов. М.: Машиностроение, 1981.

4А. Саушев А.В. Планирование эксперимента в электротехнике: учебное пособие. СПб.: СПГУВК, 2012.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРЕДЕЛЬНЫХ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ

Для построения векторной системы автоматического управления (САУ) электроприводом (ЭП) могут быть использованы любые пары векторов, с помощью которых можно представить электромагнитный момент асинхронного двигателя (АД), который вычисляется следующим образом

$$M = \frac{3}{2} pC\left(\bar{a} \times \bar{b}\right), \qquad \text{(Б.1)}$$

где p - число пар полюсов асинхронного двигателя; C - коэффициент, зависящий от выбора векторов $\bar{a}$ и $\bar{b}$, которые представлены в таблице Б.1, где $k_s = L_m / L_s$, $k_r = L_m / L_r$, $\sigma = 1 - k_s k_r$ – коэффициенты электромагнитной связи статора, ротора и коэффициент рассеяния соответственно) [1Б].

Таблица Б.1

		$\bar{b}$				
		Ψ_s	I_s	Ψ_r	I_r	Ψ_m
$\bar{a}$	Ψ_s	0	1	$-k_s k_r / \sigma L_m$	$-k_1$	–
	I_s	–1	0	$-k_r$	$-L_m$	–1
	Ψ_r	$k_s k_r / \sigma L_m$	k_2	0	–1	–
	I_r	k_1	L_m	1	0	1
	Ψ_m	–	1	–	–1	0

От выбора векторов в значительной мере зависит степень сложности векторной САУ. Желательно, чтобы величины, представленные векторами в уравнении электромагнитного момента были наблюдаемы, т.е., чтобы их можно было непосредственно измерить и воздействовать на них при управлении электромагнитным моментом. У короткозамкнутого АД есть только две такие величины – это напряжение U_s и ток статора I_s, и только одна из них, а именно ток статора I_s, может входить в уравнение момента. Тогда другой величиной может быть только ток ротора

I_r или какое-либо потокосцепление. Ток ротора I_r принципиально ненаблюдаем. Поэтому для выбора остаются три вектора потокосцепления: статора Ψ_s, ротора Ψ_r и основное Ψ_m, т.е. магнитный поток в зазоре АД. Потокосцепление статора Ψ_s и поток в зазоре АД Ψ_m можно непосредственно измерить и использовать этот сигнал в системе управления, что часто и делается при создании приводов высокого качества. В массовых же изделиях разработчики стараются использовать сигналы, доступные без установки датчиков, или вычисленные по мгновенным значениям все тех же токов I_s и напряжений U_s статора. Однако, при выборе потокосцепления статора Ψ_s или основного потокосцепления Ψ_m передаточные функции системы управления получаются довольно сложными и мало подходящими для практического использования.

Простейший вид имеют уравнения электромагнитных процессов в АД в случае представления их через вектор потокосцепления ротора Ψ_r. То обстоятельство, что его невозможно измерить не является препятствием для выбора, т.к. магнитный поток ротора легко вычисляется по потоку статора или по рабочему потоку [1Б-4Б].

Таким образом, выбор векторов тока статора I_s и потокосцепления ротора Ψ_r является наиболее целесообразным с точки зрения сложности структуры векторной САУ. Такие системы, с ориентацией по вектору потокосцепления ротора Ψ_r, получили название Field Oriented Control (FOC) или Trans-Vector [3Б,5Б,6Б]. Структурная схема векторной САУ с ориентацией по потокосцеплению ротора изображена на рис.Б 1.

Структура векторной САУ электроприводом

Векторная САУ построена в виде двух двухконтурных каналов: канал стабилизации модуля потокосцепления ротора и канал управления скоростью вращения ротора АД. Внутренние контуры обоих каналов – контуры регулирования составляющих тока статора I_{s1} и I_{s2}, которые являются проекциями вектора тока статора I_s на оси 1-2, и называются потокообразующими и моментообразующими, соответственно. Структурная схема внутренних контуров регулирования векторной САУ приведена на рис.Б2.

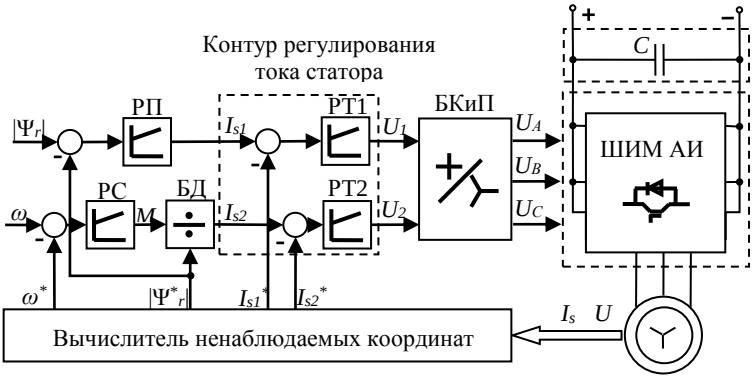


Рис.Б.1. Структурная схема ЭП с векторной САУ,
ориентированной по вектору потокосцепления ротора АД:
РП – регулятор потока ротора; РС – регулятор скорости; БД – блок деления;
РТ1 и РТ2 – регуляторы составляющих тока статора I_{s1} и I_{s2}, соответственно;
БКиП – блок компенсации и преобразования координат;
ШИМ АИ – автономный инвертор с широтно-импульсной модуляцией.

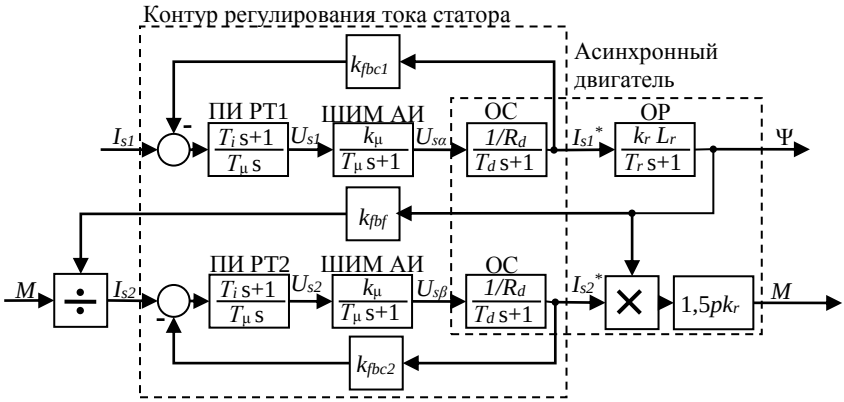


Рис.Б.2. Структурная схема внутренних контуров регулирования
векторной САУ

Электромагнитный момент АД для переменных $|\Psi_r|$ и I_{s2} в системе координат, связанной с вектором потокосцепления ротора Ψ_r , можно представить как [3Б]

$$M = \frac{3p}{2} k_r |\Psi_r| I_{s2} \qquad (Б.2)$$

При $|\Psi_r|$ = const электромагнитный момент M пропорционален составляющей тока статора I_{s2} и управление электромаг-

нитным моментом M сводится к управлению составляющей тока статора I_{s2}. Как правило, при настройке контура регулирования составляющей тока статора I_{s2} (и всех внутренних контуров регулирования), который является внутренним для контура частоты вращения, они уподобляются колебательному звену второго порядка с определенным коэффициентом демпфирования, то есть желаемая передаточная функция контура выглядит следующим образом

$$W_i(s) = \frac{1/k}{1 + 2\xi Ts + T^2 s^2}, \qquad (Б.3)$$

где k – коэффициент усиления контура; T – постоянное время; ζ – коэффициент демпфирования.

Параметры желаемой передаточной функции $W_i(s)$ настраиваются таким образом, чтобы получить в контуре переходный процесс минимальной длительности, т.е. обеспечить максимальное быстродействие. Как известно из теории автоматического управления, максимальное быстродействие колебательного звена достигается при $\zeta = 1/\sqrt{2} \approx 0{,}707$ [7Б, 8Б]. Это можно наблюдать на рис.Б3, где в виде трехмерной поверхности показано семейство переходных характеристик $h(t)$ при различных ξ ($k=1$).

Таким образом, передаточная функция колебательного звена, с максимальным быстродействием, имеет следующий вид

$$W_i(s)\big|_{\xi=\frac{1}{\sqrt{2}}} = \frac{1/k}{1 + \sqrt{2}Ts + T^2 s^2}. \qquad (Б.4)$$

Как видно по рис.Б2 передаточная функция объекта управления в контуре тока выглядит следующим образом

$$W_{CO}(s) = W_\mu(s)\, W_{IM}(s) = \frac{k_\mu}{T_\mu s + 1} \cdot \frac{1/R_d}{T_d s + 1}, \qquad (Б.5)$$

где $R_d = R_s + k_r^2 R_r$ – эквивалентное активное сопротивление АД; T_d – эквивалентная постоянная времени; k_μ – коэффициент усиления ШИМ АИ; T_μ – постоянная времени ШИМ АИ.

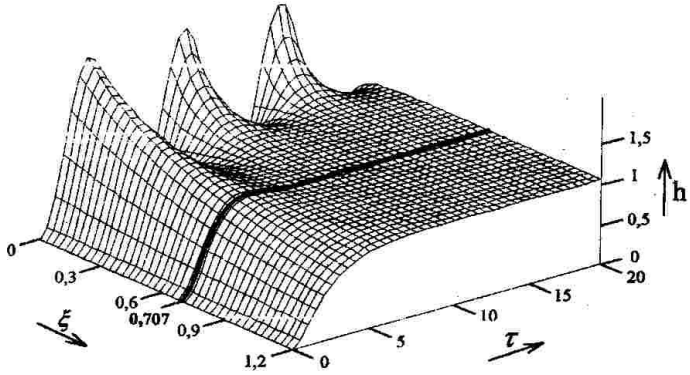


Рис.Б3. Переходные характеристики колебательного звена в зависимости от коэффициента демпфирования ζ (τ – относительное время)

При условии, что $T_\mu = 1/f_{cf}$, где f_{cf} – несущая частота ШИМ АИ, которая в современных автономных инверторах может достигать десятков килогерц, то постоянная времени ШИМ АИ $T_\mu << T_d$ и будет оказывать незначительное влияние на динамические характеристики контура регулирования составляющей тока статора. С учетом этого, при $T=\sqrt{2}\ T_\mu$, передаточная функция регулятора, обеспечивающего максимальное быстродействие в контуре регулирования составляющей тока статора I_{s2}, и передаточная функция замкнутого контура имеет вид

$$W_{RI2FOC}(s) = \frac{1}{R_d}\frac{T_d s + 1}{2T_\mu k_\mu k_{fbc2} s},$$
$$W_{CI2FOC} = \frac{1/k_{fbc2}}{2T_\mu s(T_\mu s + 1) + 1}. \qquad (Б.6)$$

Учитывая то, что передаточные функции объектов управления в обоих контурах регулирования составляющих токов подобны, то структура регулятора в контуре регулирования I_{s1}, при условии настройки его на максимальное быстродействие, аналогична. Следовательно, передаточная функция регулятора и замкнутого контура выглядят следующим образом

$$W_{RI1FOC}(s) = \frac{1}{R_d}\frac{T_d s + 1}{2T_\mu k_\mu k_{fbc1} s}, \qquad (Б.7)$$

$$W_{CI1FOC} = \frac{1/k_{fbc1}}{2T_\mu s\left(T_\mu s+1\right)+1}. \qquad (Б.8)$$

Структура САУ прямого управления моментом электропривода

Для управления ЭП на основе АД могут использоваться САУ на основе алгоритмов прямого управления моментом - Direct Torque Control (DTC). Главные особенности алгоритма прямого управления заключаются в том, что в САУ используются релейные регуляторы, а результирующее управляющее воздействие вычисляется по таблице переключений [9Б-13Б].

Основные преимущества DTC заключаются в простоте, надежности управления, а также инвариантности к внешним и параметрическим возмущениям за счет отсутствия в системе преобразователей координат, непрерывных регуляторов и специальных аппаратных и программных средств для обеспечения модуляционного контроля преобразователя частоты.

Структурная схема ЭП с системой DTC представлена на рис.Б4.

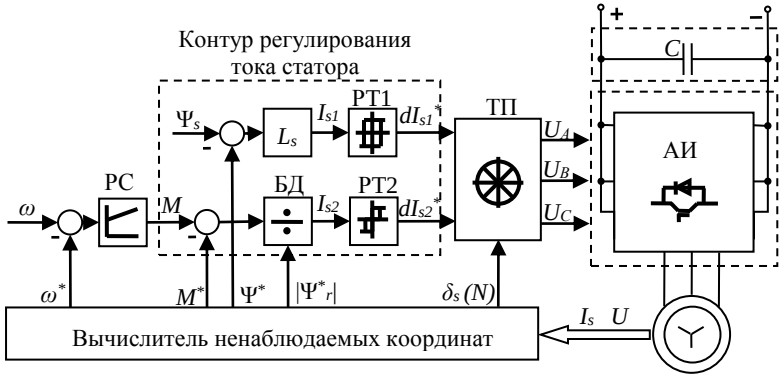


Рис.Б4. Структурная схема ЭП с системой DTC

В САУ установлены следующие регуляторы: регулятор скорости (РС); двухуровневый регулятор потокосцепления статора (РΨ); трехуровневый регулятор момента (РМ). Результирующий вектор выходного напряжения автономного инвертора и комбинация коммутируемых полупроводниковых ключей АИ

вычисляются по таблице переключений (ТП). В зависимости от структуры и требований к его динамическим характеристикам ЭП таблица переключений может иметь различное внутреннее содержание. Примеры таблиц переключений представлены в [Б10-Б13].

Анализ качества переходных процессов в контуре регулирования тока САУ DTC необходимо начать с линеаризации характеристик нелинейных регуляторов. Для этого можно воспользоваться различными методами линеаризации нелинейностей, представленными в [Б14-Б17]. В данном случае целесообразно воспользоваться способами вибрационной линеаризации, а именно, вибрационной линеаризацией внутренними высокочастотными колебаниями с помощью автоколебаний, искусственно вызванными во внутреннем контуре системы. Это обеспечивается за счет охвата регуляторов запаздывающими обратными связями.

Рассмотрим этот способ линеаризации на примере контура регулирования составляющей тока статора I_{s2} с трехпозиционным релейным регулятором. Обозначим следующие передаточные функции: $W_{RI2DTC}(s)$ – трехпозиционный релейный регулятор; $W_{su2}(s)$ – отрицательная обратная связь. Обозначив коэффициент усиления линеаризованного релейного регулятора через k_2, можно записать передаточную функцию линеаризованного автоколебаниями регулятора в следующем виде

$$W_{RI2DTC}(s) = \frac{k_2}{1 + k_2 W_{su2}(s)}. \qquad (Б.9)$$

Коэффициент k_2 достаточно велик вследствие большой крутизны характеристики релейного регулятора. Поэтому передаточную функцию $W_{RI2DTC}(s)$ можно переписать как

$$W_{RI2DTC}(s) = \frac{1}{1/k_2 + W_{su2}(s)} \approx \frac{1}{W_{su2}(s)}. \qquad (Б.10)$$

Если обратную связь выполнить в виде апериодического звена с передаточной функцией $W_{su2}(s) = k_{su2}/(T_{su2}s + 1)$, то (Б.10) можно записать как

$$W_{RI2DTC}(s) \approx \frac{1}{k_{su2}}(T_{su2}s + 1). \qquad (Б.11)$$

Схема линеаризованного релейного регулятора приведена на рис.Б5. На осциллограммах, представленных на рис.Б6, приведены сигналы при линеаризации релейного регулятора, установленного в контуре регулирования тока статора, из которых видно, что сигналы имеют идентичную форму.

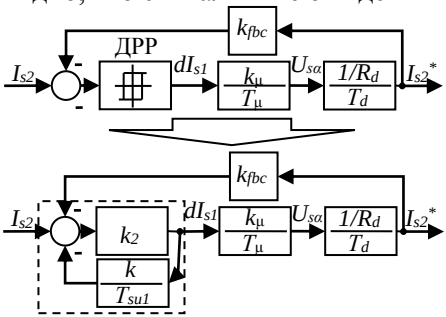


Рис.Б5. Схема линеаризованного релейного регулятора

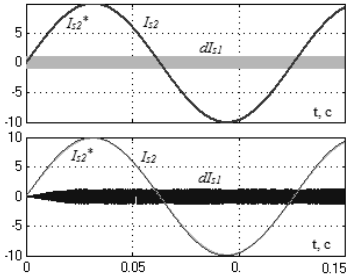


Рис.Б6. Анализ эффективности линеаризации регулятора

Структурная схема регулирования тока статора в электроприводе с системой прямого управления моментом с линеаризованными релейными регуляторами составляющих тока статора I_{s1} и I_{s2} , представлена на рис.Б7.

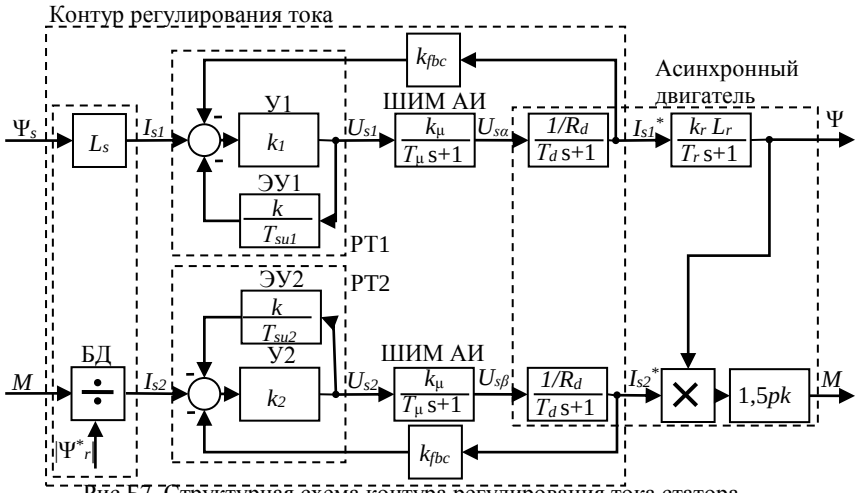


Рис.Б7. Структурная схема контура регулирования тока статора в электроприводе с системой прямого управления моментом

Передаточная функция прямого канала линеаризованного контура регулирования составляющей тока статора I_{s2}, структурная схема которого приведена на рис.Б7, с учетом выше сказанного, выглядит следующим образом

$$W_{RRI2}(s)=W_{RI2DTC}(s)\ W_{\mu}(s)\ W_{IM}(s)=\frac{k_2}{1+\dfrac{k_2 k_{su2}}{T_{su2}s+1}}\cdot\frac{k_{\mu}}{T_{\mu}s+1}\cdot\frac{1/R_d}{T_d s+1}\cdot \tag{Б.12}$$

Процесс линеаризации релейного регулятора аналогичен процессу модуляции. Релейный регулятор представляет собой модулятор, в котором дополнительное периодическое воздействие соответствует несущей частоте, а внешнее воздействие (управляющий сигнал) - модулирующему сигналу [8Б, 15Б]. Отсюда вытекает соотношение между частотой модулирующего сигнала и несущей, при которой процесс модуляции будет осуществлен без существенных искажений. Поэтому, значение постоянной времени обратной связи целесообразно выбрать $T_{su2}=T_{\mu}$, что также обеспечит компенсацию колебательности, вносимую в контур АИ. Тогда передаточная функция (Б.12) преобразуется к виду

$$W_{RRI2}(s)=\frac{k_{RRI2}}{T_d s+1}, \tag{Б.13}$$

где $k_{RRI2}=\dfrac{1}{R_d}\cdot\dfrac{k_{\mu}}{k_{su2}}$ - коэффициент усиления в прямом канале.

С учетом (Б.13), передаточную функцию замкнутого канала регулирования I_{s2} можно записать как

$$W_{CI2DTC}(s)=\frac{W_{RRI2DTC}(s)}{1+k_{fbc}W_{RRI2DTC}(s)}=\frac{k_{RRI2}}{T_d s+k_{CI2DTC}}, \tag{Б.14}$$

где $k_{CI2DNC}=1+k_{RRI2}k_{fbc}$.

Линеаризация двухпозиционного релейного регулятора в канале регулирования I_{s1} производится аналогичным способом, путем его охвата отрицательной обратной связью с передаточной функцией $W_{su1}(s)=k_{su1}/(T_{su1}s+1)$. Передаточные функции замкнутого контура регулирования составляющей тока статора

I_{s2} и линеаризованного двухпозиционного регулятора будут иметь следующий вид

$$W_{CI1DTC} = \frac{k_{RRI1}}{T_d s + k_{CI1DTC}}, \qquad (Б.15)$$

$$W_{RI1DTC}(s) = \approx \frac{1}{k_{su1}}(T_{su1} s + 1), \qquad (Б.16)$$

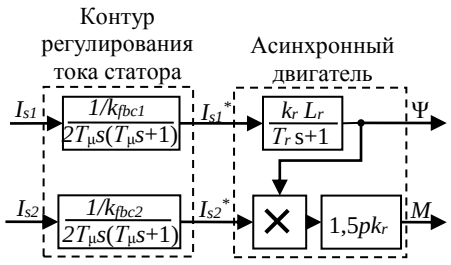
где $k_{CI1DTC} = 1 + k_{RRI1} k_{fbc}$.

Сравнение результирующих структур контуров регулирования тока статора в асинхронных электроприводах с использованием различных алгоритмов управления

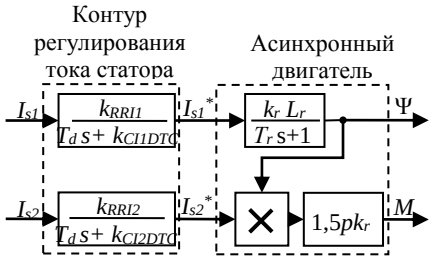
На рис.Б8 приведены структурные схемы каналов регулирования составляющих тока статора.

Как видно из структурных схем на рис.Б8 и выражений передаточных функций (Б.7-Б.8) (Б.13-Б.16) система DTC может обеспечить более высокое быстродействие в контуре тока, чем векторная система управления, т.к. порядок передаточной функции контуров регулирования составляющих токов системы DTC ниже, чем порядок передаточных функции контуров регулирования составляющих токов векторной системы.

При анализе быстродействия различных систем управления необходимо учитывать влияние на длительность переходных процессов структуры вычислителя ненаблюдаемых координат и таблицы переключений.



а) с векторной САУ



б) с САУ DTC

Рис.Б8. Структуры контуров регулирования тока статора

Список литературы ПРИЛОЖЕНИЯ Б:

1Б. Усольцев А.А. Частотное управление асинхронными двигателями. СПб: СПбГУ ИТМО, 2006 – 94 с.

2Б. Виноградов А. Б. Векторное управление электроприводами переменного тока / ГОУ ВПО «Ивановский гос. энерг. ун-т им. В.И.Ленина». Иваново, 2008 – 298 с.

3Б. Рудаков В.В., Столяров И.М., Дартау В.А. Асинхронные электроприводы с векторным управлением. Л.: Энергоатомиздат, 1987 – 136 с.

4Б. Козярук А.Е. Рудаков В.В. Современное и перспективное алгоритмическое обеспечение частотно-регулируемых электроприводов. СПб.: СПЭК, 2004 – 127с.

5Б. Floter W., Ripperger H. Die trans-vector-regelung fun den feldorientierten betrieb einer asynchron-maschinen // Siemens-Zeitschrift, 1971, № 45 (10).

6Б. Blaschke F., Ripperger H., Steinkönig H. Regelung umrichtergespeister asynchronmaschinen mit eingeprägtem ständerstrom // Siemens-Zeitschrift, 1968, № 42 (9).

7Б. Иванов Б.А. Системы управления электроприводами (теория и курсовое проектирование). Ухта: УИИ, 1997 – 107 с.

8Б. Бесекерский В.А. Теория систем автоматического управления. Спб.; Профессия, 2003 – 752 с.

9Б. Takahashi I., Noguchi T. A new quick-response and high efficiency control strategy of an induction motor. IEEE trans. ind. appl. 1986, № 22 (5).

10Б. Козярук А.Е. Рудаков В.В. Прямое управление моментом в электроприводе переменного тока машин и механизмов горного производства. СПб.: 2008 – 99 с.

11Б. Козярук А.Е., Васильев Б.Ю. Структура, состав и алгоритмы управления высокоэффективных электроприводов газоперекачивающих агрегатов // Электротехника, 2013, №2.

12Б. Васильев Б.Ю. Мехатронные перекачивающие комплексы на основе регулируемых электроприводов для подводного компремирования и транспортировки природного газа // Мехатроника, автоматизация, управление, 2013, №3.

13Б. Васильев Б.Ю., Козярук А.Е. Повышение эффективности асинхронных электроприводов с прямым управлением моментом // Вестник ЮУрГУ. Серия «Энергетика», 2013, Т 13,

№2.

14Б. Пугачев В.С. Теория автоматического управления. М.: Издательство «Наука», Главная редакция физико-математической литературы, 1967 – 680 с.

15Б. Борцов Ю.А., Юнгер И.Б. Автоматические системы с разрывным управлением. Л.: Энергоатомиздат, 1986 – 168 с.

16Б. Чаки Ф. Современная теория управления: нелинейные, оптимальные и адаптивные системы. М.: Мир, 1975 – 427 с.

17Б. Цыпкин Я.З. Релейные автоматические системы. М.: Наука, 1974 – 575 с.

18Б. Уткин В.И. Скользящие режимы и их применения в системах с переменной структурой. М.: Наука, 1974 – 272 с.

19Б. Панкратов, В.В., Нос О.В. Специальные разделы теории автоматического управления. Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2005 – 104 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение …….. 3
1. ОСНОВНЫЕ СТРУКТУРЫ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ОБЪЕКТОВ И ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ ……... 5
1.1. Общая классификация электроприводов с преобразователями частоты ……... 5
1.2. Электротехническая система перемещения и динамического позиционирования буровой платформы …… 9
1.3. Электропривод движителей плавучего добывающего комплекса корабельного типа ……. 13
1.4. Электроприводные агрегаты для транспортировки углеводородов по континентальным трубопроводам ……... 16
1.5. Подводные электроприводные комплексы для транспортировки углеводородов по шельфовым трубопроводам ……. 23
1.6. Электропривод механизмов экскаваторно-транспортного комплекса (карьерных экскаваторов и самосвалов) …… 26
1.7. Электропривод механизмов забойных горных машин (проходческих и очистных комбайнов) ……... 31
2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ОБЪЕКТОВ И ТЕХНИЧЕСКИХ СРЕДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ …… 35
2.1. Структура библиотек MatLab Simulink и SimPowerSystems ……... 35
2.2. Имитационные модели библиотеки MatLab SimPowerSystems (стандартные блоки силовых элементов) …… 36
2.3. Имитационные модели полупроводниковых выпрямителей (неуправляемых и управляемых) …….. 42
2.4. Имитационные модели полупроводниковых автономных инверторов …….. 67
2.5.Структура блоков управления полупроводниковыми преобразователями …….. 77

3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИМИТАЦИОННЫХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ …… 89
3.1. Двухтрансформаторный преобразователь частоты с низковольтными коммутаторами ……... 89
3.2. Преобразователь частоты с 12-пульсным выпрямителем и трехуровневым инвертором ……... 96
3.3. Преобразователь частоты с трехуровневым активным выпрямителем и трехуровневым автономным инвертором …… 103
3.4. Преобразователь частоты с параллельным включением автономных инверторов и активным выпрямителем …….. 110
ЗАКЛЮЧЕНИЕ ……... 116
РЕКОМЕНДУЕМЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК ...…….. 117
Приложение А 120
Приложение Б 126

Учебное издание

ВАСИЛЬЕВ Богдан Юрьевич

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА
(применение, моделирование, исследование)

Учебное пособие

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»
РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный»
Адрес университета и РИЦ: 199106, Санкт-Петербург, 21-я линия, 2

140

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ И ЗАДАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ И РЕМОНТ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Специальность
21.05.03 Технология геологической разведки

Специализация №3
Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых

форма обучения: очная, заочная

Екатеринбург
2020

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ……3

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ……..…….5

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ……..…6

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ…… 10

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫМ ЗАДАНИЯМ
…….....11

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ……...……..13

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ……...13

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ……..14

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа в высшем учебном заведении - это часть учебного процесса, метод обучения, прием учебно-познавательной деятельности, комплексная целевая стандартизованная учебная деятельность с запланированными видом, типом, формами контроля.

Самостоятельная работа представляет собой плановую деятельность обучающихся по поручению и под методическим руководством преподавателя.

Целью самостоятельной работы студентов является закрепление тех знаний, которые они получили на аудиторных занятиях, а также способствование развитию у студентов творческих навыков, инициативы, умению организовать свое время.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- предполагает освоение курса дисциплины;
- помогает освоению навыков учебной и научной работы;
- способствует осознанию ответственности процесса познания;
- способствует углублению и пополнению знаний студентов, освоению ими навыков и умений;
- формирует интерес к познавательным действиям, освоению методов и приемов познавательного процесса,
- создает условия для творческой и научной деятельности обучающихся;
- способствует развитию у студентов таких личных качеств, как целеустремленность, заинтересованность, исследование нового.

Самостоятельная работа обучающегося выполняет следующие функции:

- развивающую (повышение культуры умственного труда, приобщение к творческим видам деятельности, обогащение интеллектуальных способностей студентов);
- информационно-обучающую (учебная деятельность студентов на аудиторных занятиях, неподкрепленная самостоятельной работой, становится мало результативной);
- ориентирующую и стимулирующую (процессу обучения придается ускорение и мотивация);
- воспитательную (формируются и развиваются профессиональные качества бакалавра и гражданина);
- исследовательскую (новый уровень профессионально-творческого мышления).

Организация самостоятельной работы студентов должна опираться на определенные требования, а, именно:

- сложность осваиваемых знании должна соответствовать уровню развития студентов;
- стандартизация заданий в соответствии с логической системой курса дисциплины;
- объем задания должен соответствовать уровню студента;
- задания должны быть адаптированными к уровню студентов.

Содержание самостоятельной работы студентов представляет собой, с одной стороны, совокупность теоретических и практических учебных заданий, которые должен выполнить студент в процессе обучения, объект его деятельности; с другой стороны - это способ деятельности студента по выполнению соответствующего теоретического или практического учебного задания.

Свое внешнее выражение содержание самостоятельной работы студентов находит во всех организационных формах аудиторной и внеаудиторной деятельности, в ходе самостоятельного выполнения различных заданий.

Функциональное предназначение самостоятельной работы студентов в процессе лекций, практических занятий по овладению специальными знаниями заключается в самостоятельном прочтении, просмотре, прослушивании, наблюдении, конспектировании, осмыслении, запоминании и воспроизведении определенной информации. Цель и планирование самостоятельной работы студента определяет преподаватель. Вся информация осуществляется на основе ее воспроизведения.

Так как самостоятельная работа тесно связана с учебным процессом, ее необходимо рассматривать в двух аспектах:

1. аудиторная самостоятельная работа - лекционные, практические занятия;

2. внеаудиторная самостоятельная работа – дополнение лекционных материалов, подготовка к практическим занятиям, подготовка к участию в деловых играх и дискуссиях, выполнение письменных домашних заданий, Контрольных работ (рефератов и т.п.) и курсовых работ (проектов), докладов и др.

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

Таким образом, самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью процесса обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы и задания для обучающихся по дисциплине «Эксплуатация и ремонт геологоразведочного оборудования» обращают внимание студента на главное, существенное в изучаемой дисциплине, помогают выработать умение анализировать явления и факты, связывать теоретические положения с практикой, а также облегчают подготовку к выполнению *контрольной работы* и сдаче *зачета*.

Настоящие методические указания позволят студентам самостоятельно овладеть фундаментальными знаниями, профессиональными умениями и навыками деятельности по профилю подготовки, опытом творческой и исследовательской деятельности, и направлены на формирование компетенций, предусмотренных учебным планом поданному профилю.

Видами самостоятельной работы обучающихся по дисциплине «Эксплуатация и ремонт геологоразведочного оборудования» являются:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение тем курса (в т.ч. рассмотрение основных категорий дисциплины, работа с литературой);
- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);
- подготовка к практическим занятиям;
- подготовка к тестированию;
- подготовка контрольной работы;
- подготовка к зачету.

В методических указаниях представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

Тема1. ***Организация ремонта машин.***

1. Какие системы ремонта машин находят применение на ремонтных предприятиях горной отрасли*?*

2. Какие методы ремонта машин Вы знаете*?*

3.Какие стратегии ремонта оборудования применяются на горнодобывающих предприятиях?

4.Основные элементы системы ППР?

5. Структура ремонтного цикла и формы ее представления.?

6.Существующая система планирования ремонтных работ в горном производстве?

7. Методика расчета графика ППР на планируемый период.

8.Определение трудоемкости ремонтных работ на годовую программу?

9.Расчет штатов ремонтного персонала на парк оборудования?

10. Пути совершенствования системы ППР на ремонтных базах и в полевых условиях.

Тема 2. Подготовка ремонтных работ.

1. В чем заключается организационная подготовка ремонта?

2.Что включает в себя конструкторская подготовка ремонтных работ?

3.Из чего состоит технологическая подготовка ремонта горного оборудования?

4.Построение линейных графиков ремонта.

5.Кем разрабатываются сетевые графики ремонта машин?

6. Что включают в себя и что дают ремонтному производству сетевые графики ремонта?

7. Какое оборудование подлежит ремонту с использованием сетевых графиков ремонта?

6. Что характеризует критический путь на сетевом графике?

7.Назовите основные эксплуатационные документы, применяемые для горного оборудования?

8.Руководящие материалы, входящие в состав ремонтной документации?

9.В чем состоит отличие ремонтного чертежа от конструкторского?

10. Какие технологические карты на изготовление и восстановление деталей Вы знаете?

Тема 3. ***Дефектация и дефектоскопия*****.**

1.Назовите формы проявления неработоспособности горных машин.
2.Какие методы контроля дефектов деталей Вы знаете?
3.Перечислите основные средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей горного оборудования?
4.Сущность дефектации и сортировки деталей.
5.Классификация дефектов деталей.
6.Назовите показатели, характеризующие результаты сортировки деталей по группам годности.
7. Назовите методы обнаружения скрытых дефектов деталей, применяемые в ремонтном производстве.
8.Допустимый и предельный износ.
9.Признаки выбраковки деталей.
10. Меры по предупреждению разрушения деталей горных машин.

Тема 4. Технология ремонта типовых деталей.

1.Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.
2.Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критерию.
3.Разработка технологии ремонта валов и осей.
4.Ремонт втулок, подшипников скольжения и качения.
5.Основные дефекты корпусных деталей и их ремонт.
6.Расчет режимов восстановления изношенных поверхностей.
7.Расчет режимов механической обработки восстановленных поверхностей.
8. Каким образом осуществляется прогнозирование технического состояния машин?
9. Какое влияние оказывает режим работы и условия эксплуатации на интенсивность изнашивания?
10.Основные закономерности изнашивания деталей машин

Тема 5. Приемка машин после ремонта.

1. Особенности сборки машин после ремонта.
2. Проверка качества сборки и обкатка узлов промышленного оборудования на испытательных стендах.
3.Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.
4. Порядок проведения работ по приемке оборудования из ремонта.
5.Заполнение паспорта оборудования.
6. Сдача отремонтированных машин заказчику.
7. Состав приемной комиссии.
8. Испытания машин после ремонта в условиях эксплуатации.

9. Сдача отремонтированных машин заказчику.
10. Оформление акта приемки.

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ

Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка рекомендуемой литературы к дисциплине. При работе с книгой необходимо научиться правильно ее читать, вести записи. Самостоятельная работа с учебными и научными изданиями профессиональной и общекультурной тематики– это важнейшее условие формирования научного способа познания.

Основные приемы работы с литературой можно свести к следующим:

• составить перечень книг, с которыми следует познакомиться;

• перечень должен быть систематизированным (что необходимо для семинаров, что для экзаменов, что пригодится для написания курсовых и выпускных квалификационных работ (ВКР), а что выходит за рамками официальной учебной деятельности, и расширяет общую культуру);

• обязательно выписывать все выходные данные по каждой книге (при написании курсовых и выпускных квалификационных работ это позволит экономить время);

• определить, какие книги (или какие главы книг) следует прочитать более внимательно, а какие – просто просмотреть;

• при составлении перечней литературы следует посоветоваться с преподавателями и руководителями ВКР, которые помогут сориентироваться, на что стоит обратить большее внимание, а на что вообще не стоит тратить время;

• все прочитанные монографии, учебники и научные статьи следует конспектировать, но это не означает, что надо конспектировать «все подряд»: можно выписывать кратко основные идеи автора и иногда приводить наиболее яркие и показательные цитаты (с указанием страниц);

• если книга – собственная, то допускается делать на полях книги краткие пометки или же в конце книги, на пустых страницах просто сделать свой «предметный указатель», где отмечаются наиболее интересные мысли и обязательно указываются страницы в тексте автора;

• следует выработать способность «воспринимать» сложные тексты; для этого лучший прием – научиться «читать медленно», когда понятно каждое прочитанное слово (а если слово незнакомое, то либо с помощью словаря, либо с помощью преподавателя обязательно его узнать). Таким образом, чтение текста является частью познавательной деятельности. Ее цель – извлечение из текста необходимой информации.

От того, насколько осознанна читающим собственная внутренняя установка при обращении к печатному слову (найти нужные сведения, усвоить информацию полностью или частично, критически проанализировать материал и т.п.) во многом зависит эффективность осуществляемого действия. Грамотная работа с книгой, особенно если речь идет о научной литературе, предполагает

соблюдение ряда правил, для овладения которыми необходимо настойчиво учиться. Это серьёзный, кропотливый труд. Прежде всего, при такой работе невозможен формальный, поверхностный подход. Не механическое заучивание, не простое накопление цитат, выдержек, а сознательное усвоение прочитанного, осмысление его, стремление дойти до сути – вот главное правило. Другое правило – соблюдение при работе над книгой определенной последовательности. Вначале следует ознакомиться с оглавлением, содержанием предисловия или введения. Это дает общую ориентировку, представление о структуре и вопросах, которые рассматриваются в книге.

Следующий этап – чтение. Первый раз целесообразно прочитать книгу с начала до конца, чтобы получить о ней цельное представление. При повторном чтении происходит постепенное глубокое осмысление каждой главы, критического материала и позитивного изложения; выделение основных идей, системы аргументов, наиболее ярких примеров и т.д. Непременным правилом чтения должно быть выяснение незнакомых слов, терминов, выражений, неизвестных имен, названий. Студентам с этой целью рекомендуется заводить специальные тетради или блокноты. Важная роль в связи с этим принадлежит библиографической подготовке студентов. Она включает в себя умение активно, быстро пользоваться научным аппаратом книги, справочными изданиями, каталогами, умение вести поиск необходимой информации, обрабатывать и систематизировать ее.

Выделяют четыре основные установки в чтении текста:

- информационно-поисковая (задача – найти, выделить искомую информацию);
- усваивающая (усилия читателя направлены на то, чтобы как можно полнее осознать и запомнить, как сами сведения, излагаемые автором, так и всю логику его рассуждений);
- аналитико-критическая (читатель стремится критически осмыслить материал, проанализировав его, определив свое отношение к нему);
- творческая (создает у читателя готовность в том или ином виде – как отправной пункт для своих рассуждений, как образ для действия по аналогии и т.п. – использовать суждения автора, ход его мыслей, результат наблюдения, разработанную методику, дополнить их, подвергнуть новой проверке).

С наличием различных установок обращения к тексту связано существование и нескольких видов чтения:

- библиографическое – просматривание карточек каталога, рекомендательных списков, сводных списков журналов и статей за год и т.п.;
- просмотровое – используется для поиска материалов, содержащих нужную информацию, обычно к нему прибегают сразу после работы со списками литературы и каталогами, в результате такого просмотра читатель устанавливает, какие из источников будут использованы в дальнейшей работе;
- ознакомительное – подразумевает сплошное, достаточно подробное прочтение отобранных статей, глав, отдельных страниц; цель – познакомиться

с характером информации, узнать, какие вопросы вынесены автором на рассмотрение, провести сортировку материала;

- изучающее – предполагает доскональное освоение материала; в ходе такого чтения проявляется доверие читателя к автору, готовность принять изложенную информацию, реализуется установка на предельно полное понимание материала;

- аналитико-критическое и творческое чтение – два вида чтения близкие между собой тем, что участвуют в решении исследовательских задач.

Первый из них предполагает направленный критический анализ, как самой информации, так и способов ее получения и подачи автором; второе – поиск тех суждений, фактов, по которым, или, в связи с которыми, читатель считает нужным высказать собственные мысли.

Из всех рассмотренных видов чтения основным для студентов является изучающее – именно оно позволяет в работе с учебной и научной литературой накапливать знания в различных областях. Вот почему именно этот вид чтения в рамках образовательной деятельности должен быть освоен в первую очередь. Кроме того, при овладении данным видом чтения формируются основные приемы, повышающие эффективность работы с текстом. Научная методика работы с литературой предусматривает также ведение записи прочитанного. Это позволяет привести в систему знания, полученные при чтении, сосредоточить внимание на главных положениях, зафиксировать, закрепить их в памяти, а при необходимости вновь обратиться к ним.

Основные виды систематизированной записи прочитанного:

Аннотирование – предельно краткое связное описание просмотренной или прочитанной книги (статьи), ее содержания, источников, характера и назначения.

Планирование – краткая логическая организация текста, раскрывающая содержание и структуру изучаемого материала.

Тезирование – лаконичное воспроизведение основных утверждений автора без привлечения фактического материала.

Цитирование – дословное выписывание из текста выдержек, извлечений, наиболее существенно отражающих ту или иную мысль автора.

Конспектирование – краткое и последовательное изложение содержания прочитанного. Конспект – сложный способ изложения содержания книги или статьи в логической последовательности. Конспект аккумулирует в себе предыдущие виды записи, позволяет всесторонне охватить содержание книги, статьи. Поэтому умение составлять план, тезисы, делать выписки и другие записи определяет и технологию составления конспекта.

Как правильно составлять конспект? Внимательно прочитайте текст. Уточните в справочной литературе непонятные слова. При записи не забудьте вынести справочные данные на поля конспекта. Выделите главное, составьте план, представляющий собой перечень заголовков, подзаголовков, вопросов, последовательно раскрываемых затем в конспекте. Это первый элемент конспекта. Вторым элементом конспекта являются тезисы. Тезис - это кратко

сформулированное положение. Для лучшего усвоения и запоминания материала следует записывать тезисы своими словами. Тезисы, выдвигаемые в конспекте, нужно доказывать. Поэтому третий элемент конспекта - основные доводы, доказывающие истинность рассматриваемого тезиса. В конспекте могут быть положения и примеры. Законспектируйте материал, четко следуя пунктам плана. При конспектировании старайтесь выразить мысль своими словами. Записи следует вести четко, ясно. Грамотно записывайте цитаты. Цитируя, учитывайте лаконичность, значимость мысли. При оформлении конспекта необходимо стремиться к емкости каждого предложения. Мысли автора книги следует излагать кратко, заботясь о стиле и выразительности написанного. Число дополнительных элементов конспекта должно быть логически обоснованным, записи должны распределяться в определенной последовательности, отвечающей логической структуре произведения. Для уточнения и дополнения необходимо оставлять поля.

Конспектирование - наиболее сложный этап работы. Овладение навыками конспектирования требует от студента целеустремленности, повседневной самостоятельной работы. Конспект ускоряет повторение материала, экономит время при повторном, после определенного перерыва, обращении к уже знакомой работе. Учитывая индивидуальные особенности каждого студента, можно дать лишь некоторые, наиболее оправдавшие себя общие правила, с которыми преподаватель и обязан познакомить студентов:

1. Главное в конспекте не объем, а содержание. В нем должны быть отражены основные принципиальные положения источника, то новое, что внес его автор, основные методологические положения работы. Умение излагать мысли автора сжато, кратко и собственными словами приходит с опытом и знаниями. Но их накоплению помогает соблюдение одного важного правила – не торопиться записывать при первом же чтении, вносить в конспект лишь то, что стало ясным.

2. Форма ведения конспекта может быть самой разнообразной, она может изменяться, совершенствоваться. Но начинаться конспект всегда должен с указания полного наименования работы, фамилии автора, года и места издания; цитаты берутся в кавычки с обязательной ссылкой на страницу книги.

3. Конспект не должен быть «слепым», безликим, состоящим из сплошного текста. Особо важные места, яркие примеры выделяются цветным подчеркиванием, взятием в рамочку, оттенением, пометками на полях специальными знаками, чтобы можно было быстро найти нужное положение. Дополнительные материалы из других источников можно давать на полях, где записываются свои суждения, мысли, появившиеся уже после составления конспекта.

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ

Подготовка к практическому занятию включает следующие элементы самостоятельной деятельности: четкое представление цели и задач его

проведения; выделение навыков умственной, аналитической, научной деятельности, которые станут результатом предстоящей работы. Выработка навыков осуществляется с помощью получения новой информации об изучаемых процессах и с помощью знания о том, в какой степени в данное время студент владеет методами исследовательской деятельности, которыми он станет пользоваться на практическом занятии. Следовательно, работа на практическом занятии направлена не только на познание студентом конкретных явлений внешнего мира, но и на изменение самого себя. Второй результат очень важен, поскольку он обеспечивает формирование таких общекультурных компетенций, как способность к самоорганизации и самообразованию, способность использовать методы сбора, обработки и интерпретации комплексной информации для решения организационно-управленческих задач, в том числе находящихся за пределами непосредственной сферы деятельности студента. Подготовка к практическому занятию нередко требует подбора материала, данных и специальных источников, с которыми предстоит учебная работа. В ходе самого практического занятия обучающиеся выполняют задания и делают выводы по выполненному практическому заданию.

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ

Тесты – это вопросы или задания, предусматривающие конкретный, краткий, четкий ответ на имеющиеся эталоны ответов. При самостоятельной подготовке к тестированию студенту необходимо:

1. готовясь к тестированию, проработать информационный материал по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора учебной литературы;

2. четко выяснить все условия тестирования заранее. Студент должен знать, сколько тестов ему будет предложено, сколько времени отводится на тестирование, какова система оценки результатов и т. д.;

3. приступая к работе с тестами, внимательно и до конца нужно прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов; выбрать правильные (их может быть несколько); на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам;

- в процессе решения желательно применять несколько подходов в решении задания. Это позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант;

- не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, нужно переходить к другим тестовым заданиям; к трудному вопросу можно обратиться в конце;

- обязательно необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ

Контрольная работа – это письменная работа, выполняемая студентами самостоятельно, преимущественно по общим математическим и естественнонаучным, а также специальным дисциплинам, в которой, как правило, решаются конкретные задачи.

Цель контрольной работы – оценка качества усвоения студентами отдельных, наиболее важных разделов, тем и проблем изучаемой дисциплины, умения решать конкретные теоретические и практические задачи.

Контрольная работа, как правило, имеет аналитическую или описательную части, может решать проблемные ситуации путем проведения численного моделирования или расчетов, в том числе с использованием ПК. По типу они могут иметь характер задач, расчётов, алгоритмов, программ и т.п.

Контрольные работы выполняются студентами самостоятельно в соответствие с учебным планом.

Структура контрольной работы зависит от специфики изучаемой дисциплины. В общем виде контрольная работа должна содержать: титульный лист, введение, основную часть и заключение.

Во введении приводится формулировка контрольного задания, кратко излагается цель контрольной работы, место и роль рассматриваемого вопроса (проблемы) в изучаемой учебной дисциплине.

Основная часть контрольной работы должна, как правило, содержать основные определения, обоснования и доказательства, описание методики расчёта (формулы), а также иметь ссылки на используемые источники информации. Материал работы и ее отдельные положения должны быть взаимосвязаны. Основная часть может также включать анализ теории вопроса по теме контрольной работы. Здесь же приводятся исходные данные и значения параметров в соответствии с заданием на контрольную работу. После этого излагается ход рассуждений, описывается последовательность расчётов, приводятся промежуточные доказательства и результаты решения всей поставленной задачи.

В заключении формулируются краткие выводы по выполненной контрольной работе, а в её конце приводится список использованных источников информации.

Контрольные работы обучающихся выполняются согласно учебному графику и сдаются преподавателю за месяц до защиты контрольной работы. Преподаватель делает отметку о приеме работы в графике сдачи контрольных работ.

Ведущий преподаватель после проверки на титульном листе ставит оценку («зачтено» или «не зачтено») и подписывается. Выявленные в ходе проверки преподавателем замечания фиксируются на полях работы. Контрольные работы, выполненные с нарушением установленных требований, а также их ксерокопии к рассмотрению не принимаются.

Типичными ошибками, допускаемыми обучающихся при подготовке контрольной работы, являются:

– содержание работы не соответствует цели и поставленным задачам контрольной работы;

– нарушение требований к оформлению контрольной работы;

– использование информации без ссылок на источник;

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

При подготовке к *зачету* по дисциплине *«*Эксплуатация и ремонт геологоразведочного оборудования*»* обучающемуся рекомендуется:

1. повторить пройденный материал и ответить на вопросы, используя конспект и материалы лекций. Если по каким-либо вопросам у студента недостаточно информации в лекционных материалах, то необходимо получить информацию из раздаточных материалов и/или учебников (литературы), рекомендованных для изучения дисциплины *«*Эксплуатация и ремонт геологоразведочного оборудования*»*.

Целесообразно также дополнить конспект лекций наиболее существенными и важными тезисами для рассматриваемого вопроса;

2. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* особое внимание необходимо уделять схемам, рисункам, графикам и другим иллюстрациям, так как подобные графические материалы, как правило, в наглядной форме отражают главное содержание изучаемого вопроса;

3. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* (в случаях, когда отсутствует иллюстративный материал) особое внимание необходимо обращать на наличие в тексте словосочетаний вида «во -первых», «во-вторых» и т.д., а также дефисов и перечислений (цифровых или буквенных), так как эти признаки, как правило, позволяют структурировать ответ на предложенное задание.

Подобную текстовую структуризацию материала слушатель может трансформировать в рисунки, схемы и т. п. для более краткого, наглядного и удобного восприятия (иллюстрации целесообразно отразить в конспекте лекций – это позволит оперативно и быстро найти, в случае необходимости, соответствующую информацию);

4. следует также обращать внимание при изучении материала для подготовки к *зачету* на словосочетания вида «таким образом», «подводя итог сказанному» и т.п., так как это признаки выражения главных мыслей и выводов по изучаемому вопросу (пункту, разделу). В отдельных случаях выводы по теме (разделу, главе) позволяют полностью построить (восстановить, воссоздать) ответ на поставленный вопрос (задание), так как содержат в себе основные мысли и тезисы для ответа.

ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

Кафедра технологии и техники разведки МПИ

Усов Г.А.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ БУРОВЫМ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИМ ИНСТРУМЕНТОМ

Учебно-методическое пособие "Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ" по самостоятельной работе для студентов специальности

21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург, 2020

СОДЕРЖАНИЕ

1. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД 4

1.1. Общая характеристика механических способов разрушения горных пород при бурении скважин……4

1.2. Формирование зоны предразрушения при механическом разрушении горных пород……

1.3. Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении……

1.4. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из твердого сплава…….

1.4.1. Твердые сплавы и их свойства……

1.4.2. Основные типы бурового инструмента, вооруженного твердосплавными резцами……

1.4.3. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов…..

1.4.4. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов с поликристаллическими алмазами……..

1.5. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом……

1.5.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте…….

1.5.2. Разработки алмазных инструментов компаний Atlas Copco и Boart Longyear…….

1.5.3.Динамические нагрузки на алмазы в процессе разрушения горных пород……...

1.6. Разрушение горных пород шарошечными долотами…….

1.6.1.Конструкции и вооружение шарошечных долот……

1.6.2.Системы очистки забоя и интенсификация процесса разрушения при бурении шарошечными долотами……

1.7.Разрушение горных пород при вращательно-ударном, ударно-вращательном и ударном способах бурения…….

1.7.1.Разрушение горных пород при вращательно-ударном способе бурения……

1.7.2.Разрушение горных пород алмазным инструментом в режиме вращательно-ударного бурения……

1.7.3.Разрушение горных пород шарошечными долотами в режиме вращательно-ударного бурения……..

1.7.4.Разрушение горных пород при ударно-вращательном способе бурения…..

1.7.5.Разрушение горных пород при ударном способе бурения……..

1.8.Взрывное разрушение……..

1.8.1.Понятие о взрыве……..

1.8.2.Механизм разрушения пород взрывом……

2. БУРОВОЙ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ…….

2.1. Классификация породоразрушающих инструментов .....

2.2. Конструкции породоразрушающих инструментов.....

2.2.1. Лопастные породоразрушающие инструменты.....

2.2.2. Шарошечные породоразрушающие инструменты.....

2.2.3. Вооружение шарошечных породоразрушающих инструментов.....

2.2.4. Системы очистки забоя и элементов вооружения шарошечных породоразрушающих инструментов.....
2.2.5. Опоры шарошек шарошечных породоразрушающих инструментов.....
2.2.6. Система герметизации маслонаполненных опор шарошечных породоразрушающих инструментов.....
2.2.7. Типы и основные размеры шарошечных долот по ГОСТ 20692−75.....
2.2.8. Лицензионные шарошечные долота производства ОАО «Волгабурмаш» ...
2.2.9. Одношарошечные долота.....
2.2.10. Система кодирования износа шарошечных долот, принятая в России.....
2.2.11. Кодирование износа шарошечных породоразрушающих инструментов по кодам IADC.....
2.3. Алмазные долота, долота ИСМ и PDC.....
2.3.1 Алмазные долота.....
2.3.2. Кодирование износа алмазных (классических) долот.....
2.3.3. Долота ИСМ.....
2.3.4. Долота PDC.....
2.3.5. Кодирование износа долот PDC.....
2.4. Бурильные головки.....
2.4.1. Шарошечные и лопастные бурильные головки по ГОСТ 21210−75.....
2.4.2. Алмазные бурильные головки и бурильные головки ИСМ и PDC.....
2.5. Фрезерный инструмент…….
2.5.1. Фрезеры забойные и торцевые…….
2.5.2. Фрезеры забойно-кольцевые…….
2.5.3. Фрезеры кольцевые……..
2.5.4. Фрезеры пилотные……
2.5.5. Фрезеры колонные конусные (райберы)……..
2.5.6. Фрезеры-ловители магнитные……..
2.6. Элементы бурильной колонны……..
2.6.1. Калибраторы……...
2.6.2. Калибраторы-расширители……..
2.6.3. Переводники……
Литература.....

1. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО

РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. Общая характеристика механических способов разрушения горных пород при бурении скважин

Вращательное бурение резцовым твердосплавным инструментом (лопастными долотами, твердосплавными коронками).

Данный способ и инструменты предназначены для бурения мягких и средних по твердости горных пород как при роторном (с вращением бурильной колонны) бурении, так и бурении забойными двигателями – турбо-, электробурами, винтовыми забойными двигателями.

Реализуются резание и скалывание под действием: $P_{ос}$ – осевого усилия и $F_р$ – усилия резания (рис. 1.1).

Параметры резца: α – угол приострения резца; $\gamma_п$ -передний угол резца; $\gamma_з$ – задний угол резца; $\beta_р$ – угол резания.

Основные формы резцов: I – с положительным передним углом; II – с отрицательным передним углом; III – самозатачивающийся резец.

Вращательное бурение буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих материалов и поликристаллических алмазов. Применяется для бурения мягких, горных пород средней твердости с пропластками твердых при роторном бурении и бурении турбо -, электробурами, винтовыми забойными двигателями.

Элементом вооружения являются вставки из композиционного материала славутич или алмазно-твердосплавные пластины *PDC (policristalline diamont cutters) Stratapax* (*General Electric*, США*), Sindit* (*De Beers*, ЮАР), алмазно-твердосплавные пластины – АТП (ИСМ и ВНИИалмаз).

Пластинами *PDC* оснащают резцы бурового инструмента, предназначенные в основном для бурения мягких пород и пород средней твердости. Передний угол резцов с *PDC* $\gamma_п$ изменяется от –5 до –25° (рис.1.2).

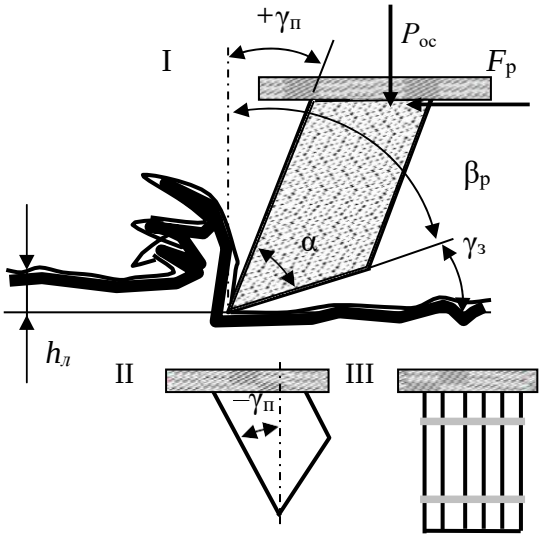


Рис. 1.1. Схема параметров вооружения твердосплавного инструмента

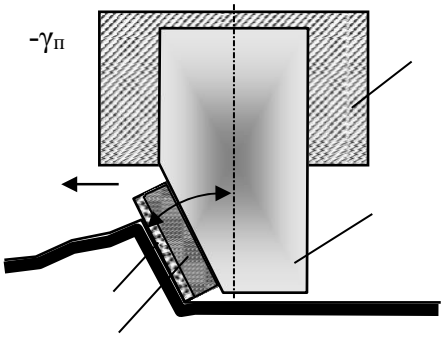


Рис. 1.2. Резец с пластиной PDC: 1 – слой поликристаллических алмазов; 2 – подложка из твердого сплава; 3 – твердосплавная опора; 4 – корпус коронки

При бурении пластично-хрупких пород разрушение осуществляется вдавливанием, резанием и сдвигом. При бурении хрупких пород (твердых) наблюдается раздавливание и скалывание породы алмазными резцами пластинки.

Вращательное бурение алмазным однослойным инструментом (алмазные долота, головки, коронки). Применяется для бурения горных пород средней твердости и твердых.

При бурении алмазным инструментом реализуются смятие, раздавливание, резание, скалывание породы.

Основная форма резцов:

- дробленый (необработанный) алмаз (по мере износа приобретает овальную форму);
- округлый – овализованный алмаз;
- округлый – полированный алмаз.

Размер резцов определяется зернистостью используемых алмазов. Зернистость алмазов изменяется в основном от 5–10 до 150–200 шт. на карат (1 карат = 0,2 г). Соответственно размер зерен от 3–2,5 мм до 0,8 и менее.

Овализованные и полированные алмазы реализуют в основном раздавливание, необработанные алмазы с острыми гранями резание-скалывание. Для повышения эффективности разрушения алмазы в коронках могут устанавливаться ориентированно наиболее твердыми гранями в направлении резания-скалывания.

При повышении размера алмаза процесс разрушения видоизменяется от резания к скалыванию, далее к раздавливанию и к упругому деформированию.

Более крупные и дробленые алмазы применяют для бурения менее твердых горных пород, более мелкие, овализованные и полированные, для бурения твердых и крепких горных пород.

Алмазный резец закреплен в твердосплавной матрице (WC+Co) и для эффективного разрушения может выступать из матрицы на высоту, в основном, не превышающую ⅓ диаметра алмаза.

Алмазный инструмент характеризуется разновысотностью резцов ($h_1 \neq h_2 \neq h_3$ на рис. 1.3), которая максимальна на начальном этапе бурения – приработке инструмента.

Для повышения эффективности разрушения горных пород алмазный инструмент изготавливают с заданным выступанием алмазов из матрицы.

Для эффективного разрушения горной породы необходимы высокие значения частоты вращения инструмента (800–1 000 мин$^{-1}$).

Вращательное бурение алмазными импрегнированными коронками. Бурение твердых и очень твердых горных пород. При бурении реализуется истирание, микрорезание.

Для эффективного разрушения горной породы необходимы высокие значения частоты вращения инструмента (1 000 мин$^{-1}$и более).

Для изготовления инструмента применяют природные и искусственные алмазы минимальных размеров. Размер зерна 0,9–0,5 мм (зернистость 150 и более шт./кар.).

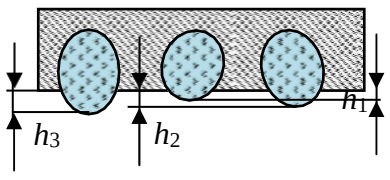


Рис. 1.3. Овализованные алмазы в матрице коронки.

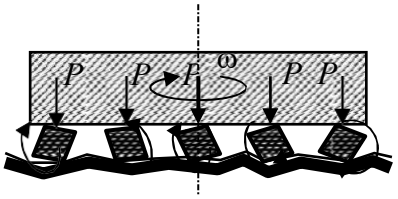


Рис.1.4. Схема работы дробовой коронки

Вращательное бурение дробовыми коронками (дробью). Бурение твердых и очень твердых горных пород (рис. 1.4). Реализуется смятие, раздавливание, скалывание.Дробовое бурение в значительном объеме применялось до периода широкого использования алмазного инструмента.

Вращательное бурение шарошечными долотами. Инструмент дробящее-скалывающего действия показан на рисунке 1.5.

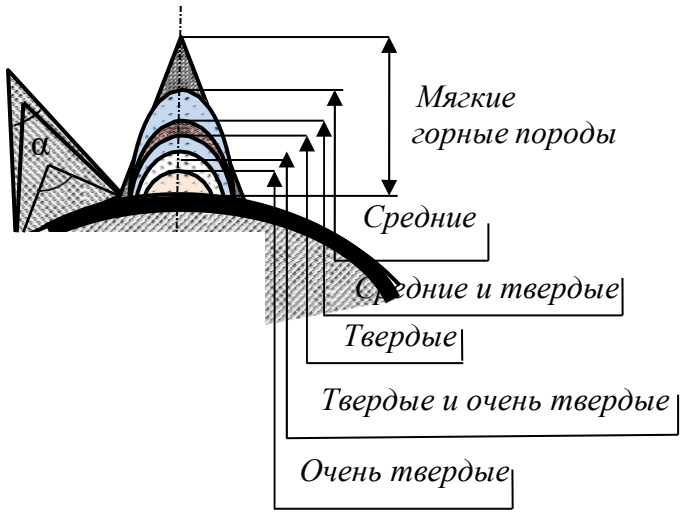


Рис.1.5. Геометрические размеры породоразрушающих элементов шарошечных долот для бурения различных по твердости горных пород

Способ предназначен для бурения горных пород как мягких, так и средней твердости, твердых и самых твердых. При бурении реализуются раздавливание, дробление, скалывание, резание породы при проскальзывании шарошек.

Этапы разрушающего действия:

- косой удар – скалывание породы под действием усилия P_y;
- раздавливание породы иуглубление лунки под действием усилия P_z;
- скалывание и подрезание породы при проскальзывании в направлении вращения шарошки.

По мере увеличения твердости горных пород от мягких до средних угол приострения α клиновидных зубьев увеличивается от 30–40 до 80–90°, а размер породоразрушающих зубьев и вставок уменьшается (рис. 1.5). Для бурения твердых и очень твердых пород используются овальные и шарообразные твердосплавные вставки.

Инструмент безударного раздавливающего действия. При бурении дисковые долота, вращаясь, перекатываются по забою и острыми ребрами шарошек раздавливают породу под действием осевого усилия и развиваемых в породе контактных напряжений.

Инструмент с зубчато-дисковыми шарошками. Реализует разрушение мягких и средней твердости горных пород резанием-скалыванием зубьями дисковых шарошек *1*, установленных в радиальном направлении относительно корпуса долота (рис. 1.6, 1.7). Вращение и перекатывание шарошек по забою происходит за счет зацепления зубьев с образовавшейся криволинейной поверхностью у стенки скважины.

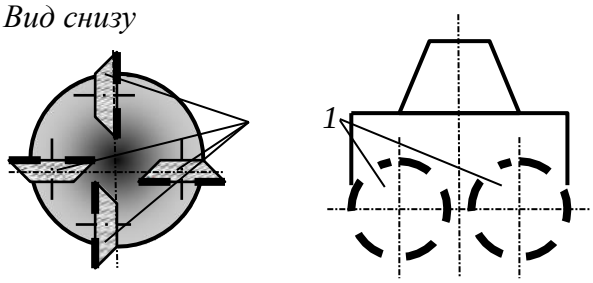


Рис. 1.6. Схема долота с зубчато-дисковыми шарошками

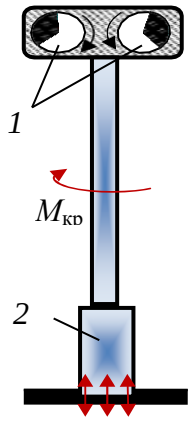


Рис. 1.7. Схема вибрационного бурения

Ударное бурение. Реализуется дробление и скалывание упругохрупких горных пород под действием удара.

Для бурения используются ударные способы разрушения горных пород под действием энергии сбрасываемого с определенной высоты бурового снаряда, например ударно-канатное бурение (способ применялся для бурения нефтяных скважин до 1900 г.) или забивной способ с помощью устройства ударного действия.

Комбинированное (с вращательным) механическое разрушение горных пород. Ударно-вращательный способ бурения. Реализуется разрушение за счет удара высокого уровня энергии, а вращение инструмента носит вспомогательный характер, определяя схему поражения забоя породоразрушающими вставками долота или коронки. Для бурения используются гидро-, пневмоударники и буровой инструмент с резцами в основном клиновидной и шарообразной формы. Способ успешно применяется для бурения горных пород самой различной твердости и при сооружении скважин различного назначения – взрывных, гидрогеологических, инженерно-геологических, геологоразведочных и др., диаметра и глубины.

Вращательно-ударный способ бурения. Способ применяется для бурения твердых горных пород алмазным инструментом при сооружении в основном геологоразведочных скважин.

При бурении реализуется разрушение породы за счет действия осевой силы и усилия резания. Ударное воздействие на породу с высокой частотой, но малой энергией дополняет породоразрушающее воздействие на породу основных факторов, характеризующих врашательное бурение – осевая нагрузка и частота вращения. Для бурения используются алмазный однослойный буровой инструмент или шарошечные долота и высокочастотные гидроударники.

Гидромеханический способ бурения. Реализуется при вращательном способе бурения скважин, при котором горные породы разрушаются под воздействием стационарных высоконапорных тонких струй промывочной жидкости (воды или бурового раствора) и механических породоразрушающих элементов (резец, шарошка).

Струями воды формируются щели в породе, а механическим инструментом производится скалывание ослабленных межщелевых блоков. При гидромеханическом разрушении осуществляется непрерывное динамическое и статическое воздействие на забой. Давление жидкости, необходимое для гидромеханического разрушения рыхлых пород, 20–50 МПа, мягких и средней твердости – 70–100, очень твердых – более 150 МПа. Рациональные окружные скорости перемещения насадок 10–40 см/с.

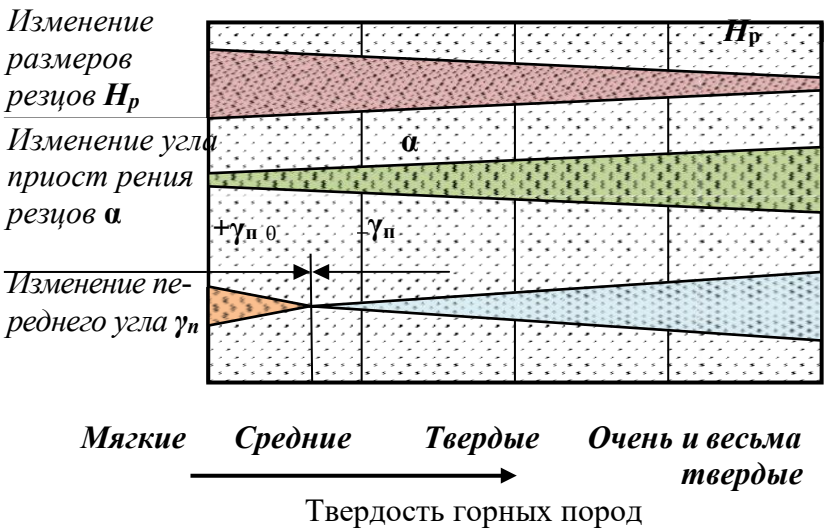
Термомеханический способ бурения. Вращательный способ бурения горных пород твердосплавным или алмазным буровым инструментом с одновременным нагреванием до высокой температуры торца инструмента и горной породы на забое.

Нагревание породы снижает ее твердость и упругость, повышает пластичность.

Вибрационное бурение. При вибрационном бурении используются приостренные наконечники (грунтоносы), которые соединяются через бурильные трубы с вибратором (рис. 1.7). Применяется для бурения преимущественно несвязных горных пород (пески). Углубление скважины происходит практически без разрушения горной породы за счет разуплотнения вследствие уменьшения сил трения между слабосвязанными частицами породы.

Компания *Sonic Samp Drill* разработала технику бурения на основе ударного бурения и высокочастотных вибраций для бурения самых прочных пород. Применение вибрационной установки колонкового бурения (рис. 1.7) позволяет в 1,5–2 раза увеличить производительность по сравнению с традиционными видами бурения. В зависимости от модели буровой установки колонкового бурения вибрационная мощность импульса составляет до 350 кН. В основе системы *Sonic* заключены два эксцентрика *1*, которые приводятся в движение двумя высокоскоростными (12 000 мин$^{-1}$) гидромоторами. Гидромоторы генерируют высокочастотные (до 180 Гц) вибрации, которые непосредственно передаются на буровой башмак *2* и вызывают активное разупрочнение и разрушение горной породы.

На рис. 1.8 приведены схемы, поясняющие связь основных параметров резцов буровых инструментов, таких как размер, угол приострения и передний угол, с твердостью горных пород.



Схема, обозначающая параметры резцов $H_р$, α, $\gamma_п$.

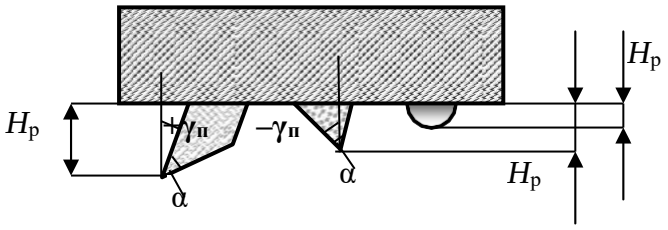


Рис. 1.8. Схемы, показывающие связь размеров резцов H, угла их приострения α и переднего угла $\gamma_п$ с твердостью горных пород.

Как следует из схемы на рис. 1.8, с увеличением твердости горных пород размеры резцов $H_р$ уменьшаются, угол приострения α возрастает, передний угол $\gamma_п$ из положительного становится отрицательным, а его отрицательное значение увеличивается по мере повышения твердости горных пород.

Наиболее производительным из механических способов бурения скважин в твердых породах является процесс бурения забойными пневмоударниками в режиме ударно-вращательного бурения при высоком значении давления подаваемого воздуха (механическая скорость более 20 м/ч по самым твердым породам).

Вращательное и вращательно-ударное бурение алмазным инструментом, шарошечными долотами твердых пород значительно уступают по производительности пневмоударному бурению.

При соударении шаров с твердой горной породой со скоростью порядка нескольких десятков метров в секунду она разрушается. Продукты разрушения частично циркулируют с инжектируемой жидкостью, измельчаются и выносятся из скважины восходящим потоком промывочной жидкости.

При бурении скважин на нефть и газ в настоящее время основными инструментами остаются шарошечные долота, реализующие дробяще-скалывающее воздействие на горную породу и долота режуще- скалывающего действия с резцами типа *PDC*. Если для современных шарошечных долот проходка на долото может составлять 100–200 и даже несколько сотен метров при скорости бурения 10–20 м/ч, то до- лота с резцами *PDC* показывают выдаю щиеся результаты при разрушении мягких и горных пород средней твердости: проходка может достигать 1 000 и более мет- ров, а механическая скорость 20–40 м/ч.

Например, в Эвенкии в июле 2012 г. успешно произведена отработка матричного *PDC* долота 215,9 мм серии *Tornado* производства компании *DDI*, США (рис. 1.9). Бурение осуществлялось ротором и винтовым гидродвигателем. Проходка на долото составила 1 150 м до первой реставрации при средней скорости бурения 20 м/ч, максимальная скорость достигала 40 м/ч.



Рис. 1.9. Долото PDC Tornado после проходки 1150 м.

1.2. Формирование зоны предразрушения при механическом разрушении горных пород

При механических способах бурения одновременно с отделением от массива продуктов разрушения горной породы в призабойном пространстве формируется особый слой породы, который ослаблен развитой системой микротрещин. Академик П. А. Ребиндер назвал этот слой породы зоной предразрушения [22].

Зона предразрушения горной породы имеет распространение по поверхности забоя, ствола скважины и керна. С точки зрения интенсификации процесса бурения и снижения энергоемкости разрушения горной породы наиболее продуктивна зона предразрушения забоя скважины.

Причинами появления зоны предразрушения являются напряжения и деформации горной породы, которые распространяются равномерно во все стороны от точек приложения разрушающих усилий со стороны породоразрушающих резцов и вставок бурового инструмента.

Таким образом, образование зоны предразрушения – закономерность процесса механического разрушения горных пород, проявляющаяся при всех механических

способах бурения.

Закономерности формирования зоны предразрушения исследовались с применением метода люминесцентной дефектоскопии. Зона предразрушения изучалась в призабойных участках пробуренных алмазным импрегнированным инструментом стволов скважин. Бурение осуществляли при различных осевых нагрузках и фиксировали углубление за один оборот инструмента на забое. После бурения производилась обработка призабойной зоны ствола люминесцентными жидкостями, обладающими высокой смачивающей и проникающей способностью. Полученные срезы призабойной зоны в дальнейшем исследовались на люминесцентном дефектоскопе. По свечению люминесцентной жидкости определяли область распространения трещин зоны предразрушения.

Результаты замеров глубины развития зон предразрушения, образовавшихся при бурении гранит-порфира, габбро и кварцито-песчаника, приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Результаты исследования зоны предразрушения

Порода	Показатели	Осевая нагрузка, даН				
		250	500	750	1 000	1 250
Гранит-порфир	Глубина зоны предразрушения $h_з$, мм;	1,8	2,5	2,85	3,0	3,1
	Углубление за оборот h, мм;	0,024	0,039	0,051	0,056	
	$h_з/h$	75	64	56	53	
Габбро	Глубина зоны предразрушения $h_з$, мм;	0,18	0,35	0,4	0,51	0,55
	Углубление за оборот h, мм;	0,0175	0,0335	0,039	0,055	0,0645
	$h_з/h$	10,2	10,4	10,2	9,2	8,5
Кварцито-песчаник	Глубина зоны предразрушения $h_з$, мм;	1,2	1,65	1,87	2,1	2,1
	Углубление за оборот h, мм;	0,0075	0,0125	0,0185	0,0215	0,024
	$h_з/h$	160	132	101	97	87

Как следует из полученных данных, зона предразрушения по своей глубине значительно превышает величину проходки за один оборот инструмента на забое (рис. 1.10). Это соотношение особенно велико в хрупких горных породах, а минимально у более пластичного габбро. С ростом осевого усилия в диапазоне 250–750 даН величина зоны предразрушения возрастает, а при дальнейшем повышении осевого усилия глубина развития зоны предразрушения увеличивается незначительно.

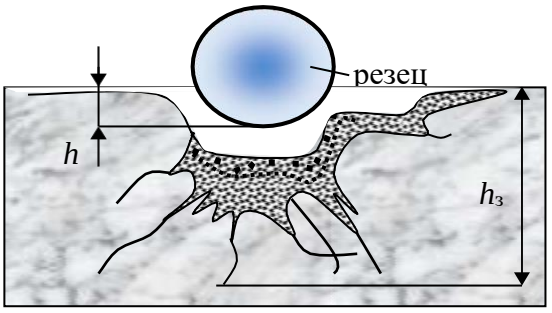


Рис. 1.10. Борозда разрушения и зона предразрушения, образовавшиеся при разрушении гранита резцом.

Исследование зоны предразрушения в тех же горных породах после бурения твердосплавными резцами показало, что наблюдаются выявленные при алмазном бурении закономерности, но глубина развития зоны предразрушения в сравнении с глубиной разрушения породы резцом значительно уменьшилась, особенно у габбро, что связано со значительным увеличением размеров резцов, снижением удельных контактных напряжений на породу и размеров ядра сжатия породы в сравнении с

глубиной внедрения резцов.

Таким образом, в результате экспериментов удалось установить:

- при взаимодействии бурового инструмента с породой помимо зоны разрушения формируется образованная системой микротрещин зона предразрушения;
- зона предразрушения образуется при всех рассмотренных видах взаимодействия инструмента с породой – резании, резании-скалывании, раздавливании и смятии;
- зона предразрушения способствует разрушению горной породы при дальнейших циклах нагружения;
- глубина развития зоны предразрушения при разных способах бурения и применяемых инструментах различна, но при этом сохраняются общие закономерности развития образующих зону предразрушения трещин;
- в пластичных горных породах и мягких минералах зона предразрушения не образуется.

Зона предразрушения в упруго-хрупком долерите и упругопластичном анизотропном спекшемся туфе изучалась визуально в процессе экспериментальных работ.

Из образцов забоев скважин, полученных после разбуривания блоков пород, были изготовлены шлифы для изучения в отраженном свете под микроскопом *Polam C-111*.

Для изготовления шлифов использованы штуфы забойных зон долерита и спекшегося туфа, полученные при бурении алмазным однослойным инструментом с водой и водным раствором 0,3 % сульфонола.

В процессе изучения шлифов под микроскопом сделаны фотографические снимки зон предразрушения горных пород.

С учетом вычисленных значений увеличения микроскопом и фотографическим аппаратом рассчитаны приближенные значения мощностей зон предразрушения горных пород.

На рис. 1.11 представлен фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита. На снимке показано, что зона предразрушения в твердой породе, в данном случае долерите, состоит из двух областей (границы областей на рис. 1.11 обозначены пунктирными линиями): чрезвычайно разрушенной и ослабленной трещинами. При этом мощность первой составляет 0,17 мм, а мощность второй 1,7 мм (см. рис. 1.11). Можно отметить, что форма зоны предразрушения практически повторяет форму забоя.

В спекшемся туфе, упругопластичной анизотропной породе зона предразрушения представлена также двумя областями (рис. 1.12): чрезвычайно разрушенной и пластических деформаций. Область чрезвычайно разрушенной (смятой, разрыхленной) породы расположена на глубине 0,12 мм от забоя породы. Область пластических деформаций охватывает призабойную область и область стенки скважины. Примерная мощность данной области – 0,42 мм.

Образец, фотографический снимок которого приведен на рис. 1.12, получен при бурении с осевым усилием – 600 даН, частотой вращения – 150 мин$^{-1}$ с применением эмульсионного промывочного агента.

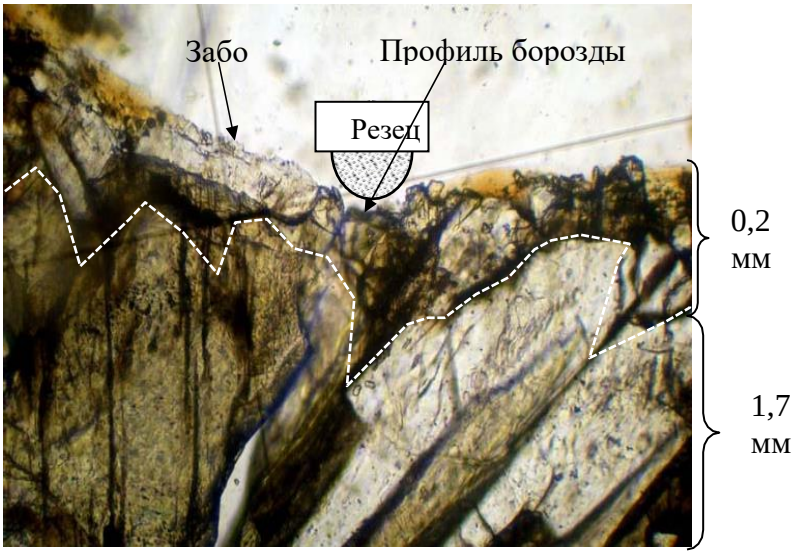


Рис. 1.11. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита с указанием областей, составляющих зону предразрушения: 0,2 мм – чрезвычайно разрушенной породы; 1,7 мм – ослабленной трещинами

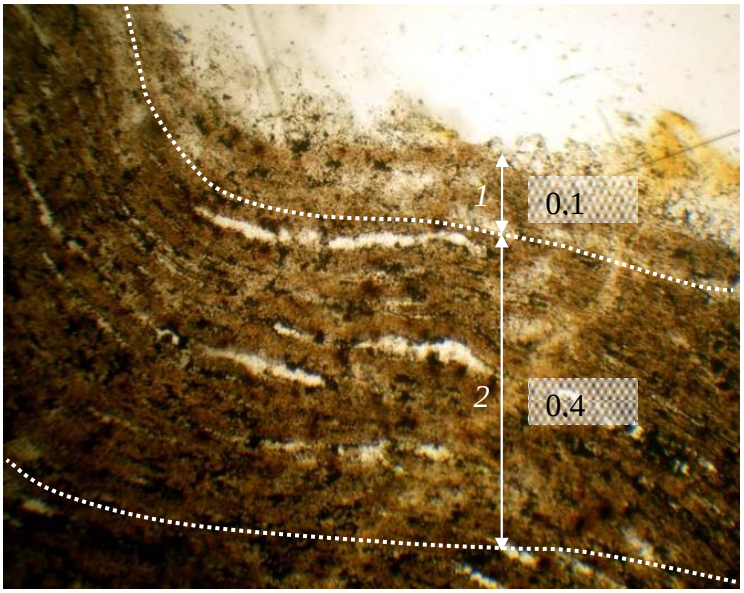


Рис. 1.12. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце спекшегося туфа с указанием размеров областей, составляющих зону предразрушения: *1* – разрушенной породы; *2* – пластических деформаций.

По результатам проведенного исследования на данной стадии работ можно сделать следующие выводы:

- размеры зоны предразрушения увеличиваются при повышении осевого усилия и несколько снижаются с ростом частоты вращения бурового инструмента;
- зона предразрушения в упруго-хрупком долерите представлена чрезвычайно разбитой трещинами породы, при этом трещины развиваются, как правило, между минеральными зернами, разрушению также подвергаются более хрупкие кристаллы;
- в породах более пластичных (спекшийся туф) зона предразрушения развивается в виде «разрыхленной», смятой породы без образования явных трещин;
- трещины зоны предразрушения анизотропных пород развиваются преимущественно вдоль плоскостей слоистости, сланцеватости или флюидальности.

Зона предразрушения горной породы при бурении является объектом

технологического воздействия с целью интенсификации процессов разрушения, например за счет адсорбционного понижения прочности.

Цель подобного воздействия – развитие зоны предразрушения, ослабление поверхностного слоя забоя скважины и снижение энергоемкости разрушения горных пород при бурении.

1.3. Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении

Экономическая оценка эффективности бурения оценивается стоимостью метра пробуренной скважины. Зависимость для расчета стоимости метра имеет следующий вид:

$$C_м = \frac{C_{ст}}{T \cdot v_м}\left(1 + \frac{T - T_б}{l_р}\right) + \frac{Ц}{L}, \qquad (1.1)$$

где: $C_т$ - стоимость станко-смены, руб.; T – длительность станко-смены, ч;

$T_б$ - время, затраченное непосредственно на углубление ствола скважины, ч;

Ц – стоимость бурового инструмента, руб.;

$v_м$ – механическая скорость бурения, м/ч;

$l_р$ – длина рейсовой проходки, м; L – проходка буровым инструментом (ресурс инструмента), м.

При бескерновом бурении длина рейсовой проходки равняется проходке буровым инструментом.

При колонковом бурении длина рейса ограничивается длиной керноприемной трубы, что при бурении снарядом со съемным керноприемником требует прекращения углубки ствола, подъема и последующего спуска керноприемника, что несколько снижает время, затрачиваемое непосредственно на углубление ствола скважины. Бурение снарядом без съемного керноприемника требует подъема всей бурильной колонны из скважины для извлечения керна, что еще более снижает долю времени $T_б$.

Из зависимости (1.1) следует, что стоимость метра бурения определяется такими параметрами, как механическая скорость бурения, стоимость бурового инструмента и его ресурс.

Анализ зависимости показывает, что на стоимость метра пробуренной скважины наиболее значительно влияет ресурс инструмента, а повышение механической скорости бурения будет оправдано при условии сохранения эффективного ресурса бурового инструмента.

На рис. 1.13 приведена кривая, равная стоимости 1 м проходки скважины, в координатах проходки на буровой инструмент и механической скорости бурения, по данным И. Ф. Вовчановского, для долот типа ИСМ. Из приведенных зависимостей следует, что одинаковую стоимость 1 м бурения скважины можно получить как путем увеличения механической скорости бурения, уменьшив при этом стойкость бурового инструмента, так и в результате повышения стойкости инструмента, но снижения механической скорости бурения. Выбор оптимального варианта сочетания стойкости бурового инструмента и механической скорости бурения следует производить с учетом глубины скважины.

При возрастающей глубине скважины более важной характеристикой будет большая стойкость инструмента, что позволит повысить время, затраченное на углубление скважины в балансе общих затрат времени на производство работ.

При бурении неглубоких скважин, когда спуско-подъемные операции занимают сравнительно малую долю в общем балансе производительного времени, можно допустить вариант форсированного бурения на высоких механических скоростях, но с несколько ограниченным ресурсом инструмента.

Поиск оптимальных условий производства буровых работ, параметров режима бурения, ориентированных на минимальную стоимость метра пробуренной скважины, является типичной задачей оптимизации.

При решении этой задачи опытным путем можно получить зависимости, отражающие влияние параметров режима бурения на ресурс бурового инструмента и значения механической скорости бурения при определенных постоянных значениях глубины скважины, горно-геологических условиях бурения и применяемых типах бурового инструмента. Полученные данные позволяют рассчитать стоимость метра проходки для каждого варианта сочетания параметров режима бурения и выбрать, таким образом, оптимальные параметры режима бурения для определенных условий производства работ.

На рис. 1.14 приведены подобные кривые, отражающие многосложную связь условий и параметров, определяющих себестоимость бурения шарошечными долотами большого диаметра. Как следует из графиков, по минимуму стоимость метра проходки следует выбрать из следующих параметров режима бурения: частота вращения долота 400 мин$^{-1}$, осевая нагрузка около 180 кН, так как повышение частоты вращения долота приводит к снижению проходки на долото и повышению стоимости метра бурения.

Оптимальные параметры режима бурения, выбор которых осуществляется по минимуму стоимости метра проходки, как правило, соответствуют наиболее эффективному процессу разрушения горных пород, характери- зующимуся минимальными затратами энергии на разрушение, высокими значениями механических скоростей бурения и эффективным ресурсом бурового инструмента.

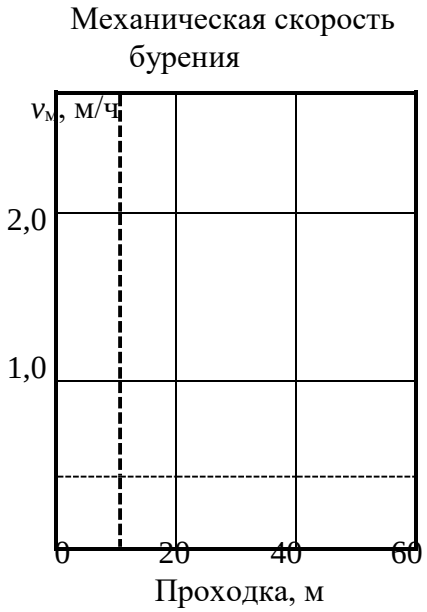


Рис. 1.13. Зависимость стоимости 1 м бурения от проходки и механической скорости бурения

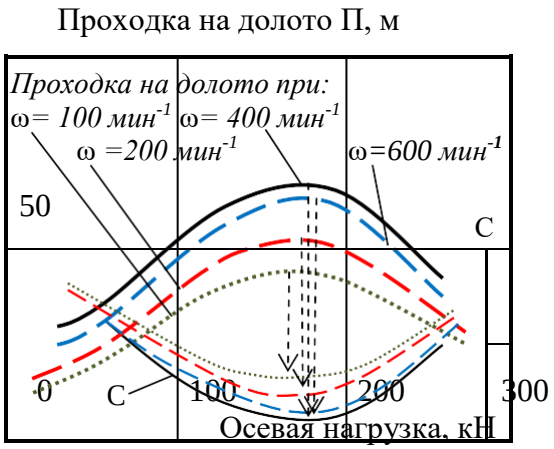


Рис. 1.14. Зависимости проходки на долото П и стоимости метра проходки на долото С от параметров режима бурения

Пример 1. При бурении на месторождении используются двухшарошечные долота типа ДДА-59 и трехшарошечные долота типа 3Ш-59К- ЦА. При равной стоимости – 3 000 рублей за долото, эти долота показывают различную механическую скорость – 12 и 9 метров в час и ресурс – 9 и 12 м соответственно. Стоимость станкосмены продолжительностью 8 ч – 32 000 руб. Время бурения в общем балансе затрат времени на производство работ – 50 %.

Рассчитаем стоимость метра бурения долотом ДДА-59:

$$C = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 - 4 \cdot \left(+ \frac{3\,000}{} + \right) + = 2\,52}$$

Аналогично рассчитаем стоимость метра бурения трехшарошечными долотами. В этом случае стоимость метра бурения составит 2 010 руб.

Для повышения эффективности бурения долотами ДДА произведена их модернизация путем размещения двух гидромониторных насадок (работы выполнены Иркутским отделением ВИТР). Стоимость долот, получив- ших обозначение ДДА-С, повысилась до 3 500 руб. Испытания показали, что достигнут рост механической скорости на 20 % – (14 м/ч) и проходки на долото на 40 % – (12 м).

Стоимость метра бурения долотом ДДА-С составила 1 897 руб., что подтвердило эффективность модернизации долот в сравнении со стандартным инструментом.

Пример 2. При бурении на месторождении применяют снаряд со съемным керноприемником (КССК). Длина керноприемника 4,5 м, что задает значение рейсовой проходки $l_р$ = 4,5 м. Ресурс буровой коронки 50 м, её стоимость 5 000 руб. Механическая скорость бурения 4,5 м/ч. При стоимости станко-смены 32 000 руб., длительности смены 8 ч и затратах времени непосредственно на бурение 6 часов стоимость метра скважины будет равна:

$$C = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 - 6 \cdot \left(+ \frac{5\,000}{} + \right) = 2\,740 \text{ руб.}} \qquad \frac{\text{м}}{8 \quad 4{,}5 \quad 4{,}5 \quad 50}$$

Ограничение длины рейсовой проходки до 2,5 м в связи с заклиниванием и истиранием керна при бурении трещиноватых пород привело к повышению непроизводительных затрат и снижению времени, затрачиваемого на бурение до 5 ч, ресурса инструмента до 40 м и механической скорости бурения до 4 м/ч, что следующим образом отразилось на повышении стоимости метра:

$$C_м = \frac{32\,000 \cdot 1}{8} \cdot \left(+ \frac{}{4} \right) + \frac{8 - 5 \cdot \left(+ \right)}{2{,}5} + \frac{5\,000}{40} = 5\,925 \text{ руб.}$$

Таким образом, влияние рейсовой проходки и ресурса бурового ин- струмента наиболее значительно при формировании затрат на бурение.

При бурении скважины буровым снарядом без съемного керноприемника произойдет рост затрат времени на проведение спуско-подъемных операций (СПО) и

снижение доли времени $T_б$.

При бурении неглубоких скважин (до 200–250 м) при прочих равных условиях в сравнении с КССК или ССК это не приведет к значительному росту стоимости метра бурения, но может отразиться на качестве керна и, соответственно, на стоимости бурения, если, например, для повышения сохранности керна при бурении потребуется несколько ограничить длину рейсовой проходки.

При проходке более глубоких скважин (250–300 м) затраты на бурение снарядом со съемным керноприемником будут значительно ниже, даже при большей длине керноприемной части колонкового набора. Например, если время бурения $T_б$ будет равно 3 ч, при длине колонковой трубы 6 м, то при сохранении значений всех остальных данных, использованных в первом расчете, стоимость метра бурения

$$C_м = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 \cdot 4{,}5} + \frac{8-3}{6} + \frac{5\,000}{50} = 4\,300 \text{ руб.}$$

Если для повышения сохранности керна в колонковой трубе потребуется ограничить длину рейсовой проходки, это приведет к еще более значительному росту стоимости метра бурения. Например, если длина рейсовой проходки будет равна рейсу при бурении КССК – 4,5 м, то стоимость метра бурения составит

$$C_м = \frac{32\,000 \cdot 1}{8 \cdot 4{,}5} + \frac{8-3}{4{,}5} + \frac{5\,000}{50} = 5\,2$$

руб.

При последних расчетах не учтено, то обстоятельство, что при проведении СПО, особенно в наклонных и искривленных скважинах, снижается ресурс как бурового снаряда, так и дорогостоящего бурового инструмента вследствие изнашивания о стенки скважины при подъеме и спуске. Опыт буровых работ показывает, что изнашивание буровых коронок и долот, расширителей, калибраторов в процессе спускаподъема может быть очень велик. Другой эффект от применения снарядов со съемным керноприемником состоит в том, что при спуско-подъемных операциях перепады давления промывочной жидкости, вызванные перемещением снаряда вызывают разрушение стенок скважины и их обваливание, соответственно сокращение операций СПО способствует сохранению ствола скважины без каких-либо дополнительных технологических операций. По этим причинам расчетная стоимость метра бурения снарядом без съемного керноприемника может быть еще выше. Соответственно, будут еще более значительны аргументы в пользу выбора для производства работ снарядов со съемным керноприемником, особенно если учесть, что в настоящее время отечественными и зарубежными производителями предлагаются буровые коронки, ресурс которых может составлять не десятки, а сотни метров.

1.4. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из твердого сплава

При вращательном бурении разрушение рыхлых, мягких и горных пород средней твердости, пластичных и упругопластичных успешно осуществляется резанием или резанием-скалыванием буровыми коронками или долотами, вооруженными твердосплавными резцами.

При разрушении горных пород реализуются:

- резание, т. е. непрерывное отделение пластичной породы или стружки кромкой прижатого к забою резца;
- скалывание, т.е. периодическое отделение осколков породы от забоя прижатым к породе с достаточным осевым усилием резцом или путем приложения ударного импульса к резцу;
- резание-скалывание, т. е. отделение крупных частей породы скалыванием или отрывом передней гранью резца с последующим срезанием мелких выступов до нового акта скалывания.

1.4.1. Твердые сплавы и их свойства

Твердосплавный породоразрушающий инструмент армируют главным образом спеченными твердыми сплавами различной формы и размеров.

Наплавочные твердые сплавы используют для повышения износостойкости лопастных долот режущего типа, шарошечных долот для бурения мягких горных пород и средней твердости, специальных коронок для вращательного бурения и башмаков обсадных колонн. Преимуществом наплавочных материалов является возможность многократного восстановления бурового инструмента. Основной материал для наплавок – релит, который характеризуется невысокой, в сравнении со спеченными твердыми сплавами, твердостью и износостойкостью.

Для армирования бурового инструмента используют в основном спеченные вольфрамокобальтовые твердые сплавы типа ВК, которые имеют большую твердость, сочетающуюся с высокой износостойкостью при нагреве до 1000°. Сплавы ВК почти не подвергаются заметной деформации, имеют большую прочность на сжатие, но в то же время обладают невысокой прочностью на изгиб и растяжение, небольшой ударной вязкостью.

Спеченные твердые сплавы состоят из карбида вольфрама WC и кобальта Co в различных процентных отношениях. Карбид вольфрама придает сплаву значительную твердость и износостойкость. Он не магнитен, имеет высокую теплопроводность и весьма хрупок.

Кобальт – ковкий и вязкий металл, в расплавленном состоянии он хорошо смачивает зерна карбида вольфрама и при затвердении прочно связывает их.

Спеченный сплав типа ВК3, ВК6, ВК8, ВК10, ВК15, ВК20, ВК25 изготавливают из порошковой смеси карбида вольфрама и кобальта путем прессовки в специальных графитовых пресс-формах и спекания при температуре ниже температуры плавления карбидов.

Цифры в марке сплава соответствуют процентному содержанию кобальта, в зависимости от которого сплавы отличаются прежде всего прочностью на изгиб, плотностью и твердостью.

Прочность на изгиб у сплава ВК3 составляет 1 100 МПа (минимальная), у сплава ВК25 – 2 000 МПа (максимальная). При этом более твердым является сплав ВК6 – 90 МПа. Твердость сплава ВК25 – 82 МПа.

Твердость сплава возрастает с увеличением содержания карбида вольфрама и уменьшением размеров его зерен. По структуре сплавы разделяются на мелко-, средне- и крупнозернистые. Мелкозернистые сплавы с размером зерен 1 мкм имеют индекс «М», крупнозернистые с размером зерен до 3–5 мкм индекс «В», среднезернистые – зерно 1–2 мкм не имеют индекса.

При увеличении содержания кобальта и зернистости возрастает ударная вязкость сплава. Предел прочности резцов из твердых сплавов может быть существенно повышен упрочнением, например охлаждением в азоте или алмазным шлифованием. Алмазное шлифование удаляет с поверхности резцов дефектный слой, что существенно повышает предел прочности сплава на изгиб и ударную вязкость на 20–50 %, ударную дол-

говечность в 10 раз.

С учетом основных физико-механических свойств среднезернистые и крупнозернистые сплавы с малым содержанием кобальта применяют для армирования инструмента, работающего в условиях безударных нагрузок, т. е. бурового инструмента для вращательного бурения. Сплавы со средним и высоким содержанием кобальта используют для армирования инструмента, работающего в условиях ударных нагрузок, т. е. инструмента для ударно-вращательного бурения и шарошечных долот, предназначенных для бурения пород высокой твердости. Эти сплавы обладают наибольшей прочностью, но они менее износостойки.

Более высокие и сбалансированные характеристики имеют сплавы *DP* компании *Sandvik*. Они за счет слоистой структуры, при которой максимальной твердостью вставка обладает на поверхности и в центре, а средний слой характеризуется высокой вязкостью, сочетают высокую прочность, ударную вязкость и твердость поверхности.

Основной проблемой нанесения наплавочных твердых вольфрамкобальновых сплавов является так называемая *температурная деградация*, которая заключается в значительном снижении твердости покрытия вследствие действия высоких температур.

Решение данной проблемы связано с применением тонких электродов, расплавляющихся при меньшей температуре и за меньший временной интервал, что в результате снижает температуру и время наплавления твердого сплава на поверхность бурового инструмента. В результате применения такой технологии уменьшается отрицательное влияние высокой температуры на качество и прочность твердого сплава.

Другим направлением повышения качества упрочнения поверхностей буровых инструментов твердыми сплавами является применение технологии порошковой металлургии. В этом случае достигается качество покрытия, соответствующее прочностным характеристикам твердосплавных вставок.

1.4.2. Основные типы бурового инструмента, вооруженного твердосплавными резцами

Твердосплавные коронки предназначены для колонкового вращательного бурения скважин в мягких и средней твердости горных породах подразделяются на три типа:

- для бурения мягких пород (ребристые, крупнорезцовые) – тип М;
- малоабразивных пород средней твердости (гладкостенные резцовые) – тип СМ;
- абразивных пород средней твердости (гладкостенные, микрорезцовые или самозатачивающиеся) – тип СА.

Эффективность работы коронки во многом зависит от угла заточки α переднего угла $\gamma_п$, угла поворота резцов, их числа и расположения резцов относительно друг друга.

Угол α выбирают в зависимости от характера проходимых пород: чем тверже порода, тем этот угол больше (см. рис. 1.15). Для пород средней твердости рациональным является прямой угол резания α, для мягких – 75–80о. Выход резцов за пределы наружного f2 и внутреннего f1 контура корпуса зависит от твердости пород: 0,75–1,0 мм – при бурении пород средней твердости и твердых и 3–6 мм для бурения мягких пород.

Размер резца (выступание резца над торцом коронки) также зависит от твердости горных пород и для горных пород средней твердости и твердых составляет 1,5–2,5 мм и 3–7 мм – мягких пород.

Разворот резцов относительно радиуса коронки на угол $\varphi_р$ = 10–15^o повышает их сопротивляемость сколу вследствие динамических нагрузок, характерных для бурения трещиноватых, твердых горных пород и пород с включением обломков – брекчий и конгломератов. При этом внутренние резцы размещают с поворотом внутрь коронки, а наружные в направлении внешнего диаметра (рис. 1.15, *б*).

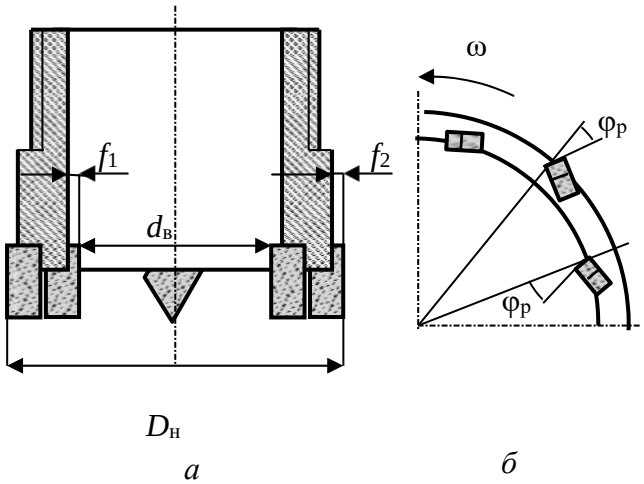


Рис. 1.15. Схема вооружения твердосплавной коронки: *а* – вид сбоку в разрезе; *б* – размещение резцов на торце коронки с поворотом на угол $\varphi_р$ в фронтальной плоскости резания-скалывания

Для бурения твердых и абразивных пород средней твердости применяют резцы с небольшой площадью сечения, которые в процессе работы самозатачиваются.

Эффективно работают резцы в коронке, конструкция которой обеспечивает ступенчатую форму разрушения забоя, так как наличие дополнительных обнаженных поверхностей забоя способствует более эффективному разрушению породы. Как следует из опытных данных, механическая скорость бурения при ступенчатом забое может быть в 1,9 раза выше, чем при плоском.

Коронка с плоскими поверхностями (рис. 1.16, *а*) используется с буровыми снарядами типа *GEOBOR S* для бурения в рыхлых породах. При бурении такими коронками разрушенная порода гранями резцов направляется в стороны, что, в свою очередь, приводит к снижению заклинивания керна.

Коронки с восьмигранными вставками (рис. 1.16, *б*) имеют угол наклона режущих поверхностей 10º. Вставки выполнены из износостойкого сплава ВК. В процессе эксплуатации они могут многократно затачиваться.

Коронка *Corborit* (рис. 1.16, *в*) имеет чрезвычайно шершавую многогранную рабочую поверхность, полученную при спекании матрицы, состоящей из зерен карбида вольфрама и специального сплава, который, расплавляясь, связывает зерна карбида W. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм. Коронка предназначена для бурения мягких, средней твердости и твердых горных пород.



Рис. 1.16. Твердосплавные коронки компании *Atlas Copco*

В процессе бурения коронка с подобным вооружением обладает большим количеством режущих кромок, вступающих в контакт с породой, что позволяет снизить вибрирование в процессе резания-скалывания. Она может применяться для бурения горных пород средней твердости с пропластками твердых горных пород.

Лопастные долота предназначены для бурения в основном мягких и пластичных

горных пород. Лопастные долота подразделяются по количеству рабочих органов в виде лопастей: на одно-, двух-, трех-, четырех-, шести- и многолопастные.

Достоинствами лопастных долот является простота конструкции, отсутствие подшипниковых узлов, крайне уязвимых для абразива, сравнительно низкая стоимость долот при достаточно высоком ресурсе (в мягких породах сотни и тысячи метров).

Недостатки лопастных долот – это интенсивная потеря диаметра долота и износ режущих элементов, работающих при высокой температуре, а также необходимость приложения большого крутящего момента, что особенно сложно обеспечить при бурении забойными двигателями и большом диаметре долот.

Однолопастные долота подразделяются на долота типа Ц, Р и пикобуры.

Долота типа Ц предназначены для разбуривания цементных пробок после цементирования обсадных колонн.

Долота типа Р используют для расширения ствола скважины и его проработки.

Пикобуры для бурения неглубоких скважин в песчано-глинистых породах.

Двухлопастные долота – для бурения преимущественно пластичных и мягких горных пород при относительно небольшой мощности привода.

Долота этой разновидности изготавливаются обычно в малых размерах, диаметром от 93 до 165,1 мм.

Двухлопастные долота выпускают двух типов: М и МС.

Долото трехлопастной конструкции (рис. 1.17) наиболее широко используются при бурении и представлены в самом широком ассортименте.

Их применяют в скважинах различного назначения и с разными типами привода, как забойного, так и роторного (верхний привод). Трехлопастные долота могут выпускаться с обычными промывочными каналами (обычно тремя) и тремя каналами с гидромониторными насадками.

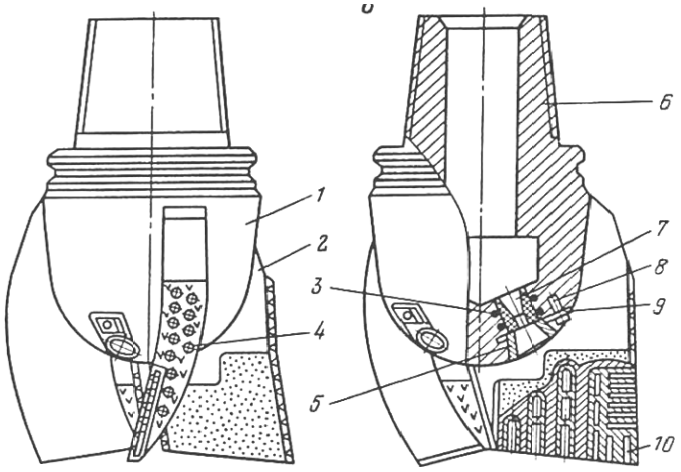


Рис. 1.17. Трехлопастное долото

Долото (рис. 1.17) имеет корпус *1*, лопасти *2*. Боковые поверхности лопастей *2* армируются твердосплавными штырями *3* и релитом, в проме

жутках между штырями. Сопло *7* гидромониторной насадки изготавливают из керамики и устанавливают, герметизируя уплотнительными резиновыми кольцами *4*. Сопло *7* удерживается в гнезде шайбой *5*, которая закрепляется стопорной шайбой *9* при помощи винта *8*. Для соединения с колонной у долота выполняется ниппельная резьба 6. В лезвиях лопастей *2* имеются пазы *10*, в которые укрепляются основные режущие элементы: твердосплавные пластины (долото типа М) или дробленые осколки (долото типа МС).

Долота типа М и МС в модификации с обычным промывочным каналом (пример обозначения 3Л-215,9 МС) выпускаются размером от 120,6 до 444,5 мм, а долота со струйной промывкой (пример обозначения 3ЛГ-244,5М) – диаметром от 190,5 до 444,5 мм.

1.4.3. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов

Для создания бурового инструмента резцового типа могут использоваться композиционные материалы, содержащие отдельные алмазные зерна в металлической и металлокерамической матрицах, к ним относится созданный в 1967 г. материал славутич.

Результаты испытаний показали, что с увеличением размеров алмазных зерен разрушающая нагрузка на них при бурении растет, а предел прочности резко снижается (рис. 1.18). Поэтому применение крупных алмазов, диаметр которых более 1,5 мм, может приводить к интенсивному разрушению резцов. Славутич представляет собой крупный алмазосодержащий резец, который обладает более высокой прочностью, чем крупный алмаз, так как состоит из мелких фракций алмаза, соединенных при спекании с порошковой шихтой твердосплавной основы.

Породоразрушающие вставки изготавливают формованием с последующим спеканием. На рис. 1.19, *а* показана отформованная композиция перед спеканием. Наружная оболочка вставки *1*, окружающая алмазосодержащую композицию *2*, не содержит алмазов. Спекание производится при температуре 1 400–1 460 ºС.

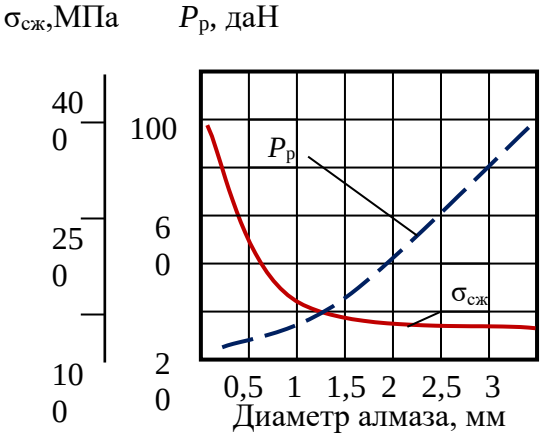


Рис. 1.18. Зависимости предела прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ и разрушающей нагрузки $P_р$ от размера алмазов

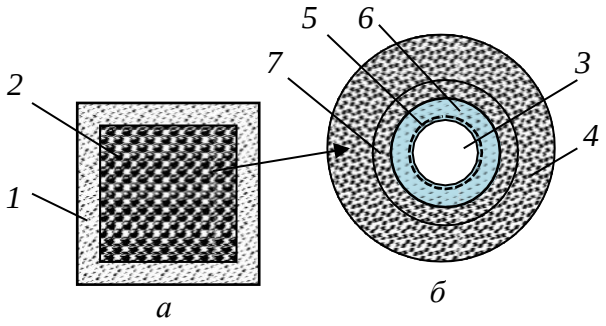


Рис. 1.19. Отформованная вставка славутича (*а*) и структура материала (*б*): *1* – твердо- сплавная оболочка; 2 – алмазосодержащая твердосплавная композиция; *3* – алмаз; *4* – твердый сплав; *5* – зона пластичного материала; *6* – зона контактного взаимодействия алмаза и твердого сплава; *7* – зона твердого сплава повышенной прочности

Выполненные исследования показали, что с увеличением температуры нагрева алмазы активно взаимодействуют с окружающими их металлами, образуя твердые растворы или карбиды. Поэтому при температуре спекания порошка твердого сплава *1*, в котором равномерно распределены алмазы *3*, образуется новая композиционная структура *2*. Алмаз при спекании частично растворяется по контакту с порошком твердого сплава, что приводит к образованию зон контактного взаимодействия 6, пластичного материала *5* и твердого сплава повышенной прочности *7* (рис. 1.19, *б*). Благодаря этому достигается прочное соединение алмаза с твердым сплавом и, таким образом, образуется новый сверхтвердый материал. Данные микроанализа позволили установить, что толщина зоны контактного взаимодействия составляет 4–5 мкм.

Внедрению славутича в промышленность способствовали его высокие эксплуатационные качества, в сравнении с крупными природными алмазами. Не уступая крупным природным алмазам в износостойкости, славутич значительно превосходит их по прочности. Стоимость славутича значительно ниже, чем стоимость крупных природных алмазов. При этом, если применение крупных алмазов для создания бурового инструмента имеет свои ограничения, ввиду их прочности (рис.1.18) и стоимости, то изделия из славутича могут быть изготовлены любых форм и размеров.

Для оснащения бурового инструмента изготавливаются вставки цилиндрической формы с плоским, сферическим и клиновидным рабочими торцами (рис. 1.20). С целью более рационального использования славутича породоразрушающие вставки выполняются с подложкой из твердого сплава. К корпусу бурового инструмента вставки славутича крепятся припаиванием специально подобранным припоем, включающим цинк, фосфор, железо и медь. Пайка осуществляется путем высокочастотного нагрева аппаратом СВЧ.

Для бурения скважин на нефть и газ выпускается различный буровой инструмент типа ИСМ. Это долота режущего (для мягких пород) и микрорежущего типа (для твердых пород), колонковые долота, калибраторы-стабилизаторы, долота для направленного бурения.

На рис. 1.21 показано долото ИСМ для бурения скважин большого диаметра, предназначенное для зарезания нового направления ствола скважины с искусственного (цементного) забоя при многоствольном бурении. На рис. 1.21 обозначено: *1* – корпус долота; *2* – вставки типа «славутич»; *3, 4, 5* – промывочные отверстия и каналы.

Для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые вставки из славутича могут использоваться в коронках для бурения твердых пород и средней твердости.

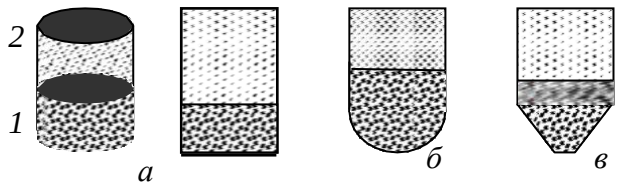


Рис. 1.20. Вставки из славутича:
а – цилиндрическая плоская,
б – сферическая и *в* – клиновидная;
1 – слой славутича;
2 – слой твердого сплава ВК.

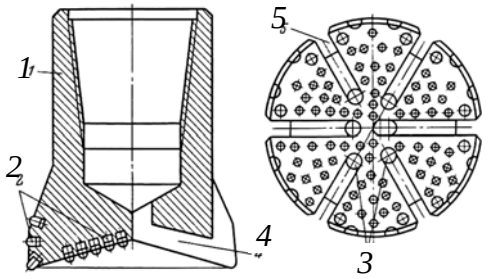


Рис. 1.21. Долото ИСМ с резцами из твердосплавноалмазного композита типа «Славутич».

Коронки типа БСС и БСИ оснащены вставками славутича в подрезном слое на торце коронки, а коронки БС как в торцевом, так и подрезном слое.

Коронки БС различных типов применяются для бурения горных пород средней твердости и твердых.

Кроме коронок с использованием славутича изготавливают также долота и расширители.

При бурении горных пород средней твердости и мягких резцы внедряются в горную породу на глубину, существенно превышающую величину выпуска алмазов из вставки, и единичным резцом следует считать вставку из материала славутич в целом.

Параметры режима бурения буровыми инструментами с резцами славутич выбирают аналогично методикам выбора параметров режима бурения резцовым инструментом при бурении мягких и средней твердости горных пород и определения параметров бурения твердых горных пород алмазным инструментом. Основными данными при выборе параметров режима бурения в данном случае будут физико-механические свойства горных пород и их состояние, а именно: твердость, трещиноватость, слоистость, абразивность и другие признаки, несколько ограничивающие значения частот вращения и осевых нагрузок на инструмент.

1.4.4. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов с поликристаллическими алмазами

Другой вариант изготовления алмазосодержащих твердых материалов состоит в создании спеканием либо прессованием поликристаллических алмазов, которые отличаются от композиционных алмазосодержащих материалов типа славутич наличием жесткого каркаса из сросшихся алмазных зерен. К таким материалам, получившим название *PDC (poli- cristalline diamont cutters)*, относится созданный в 1976 г. компанией *Gen- eral Electric* (США) материал *Stratapax*. Компания *De Beers* (ЮАР) выпускает его под названием *Sindet*.

Эти материалы, как показали исследования, не уступают по эксплуатационным качествам крупным природным алмазам и получили широкое распространение. С применением сверхтвердых материалов изготавливаются долота, коронки, расширители, которые успешно заменяют шарошечные долота, твердосплавные коронки, традиционный алмазный инструмент с резцами из природных алмазов, обеспечивая высокий ресурс бурового инструмента. Резцы с пластинами *Stratapax* способны бурить как мягкие породы с высокой механической скоростью, так и твердые с удовлетворительными механической скоростью и стойкостью бурового инструмента. Именно поэтому буровые инструменты, армированные пластинами *Stratapax*, наиболее эффективны при бурении в разрезах, представленных породами перемежающейся твердости и при наличии высокоабразивных горных пород. Таким образом, с появлением резцов с пластинами *Stratapax* удалось получить универсальный буровой инструмент, удовлетворяющий достаточно противоречивым требованиям процесса разрушения мягких пород резанием и твердых пород резанием-скалыванием и раздавливанием. В бурении используются твердосплавные пластины *Stratapax* толщиной 3,5 мм с поликристаллическим покрытием алмазов 0,5 мм. Алмазный слой состоит из спеченных между собой кристаллов размером 60–150 мкм. Твердость пластин, измеренная на приборе ПМТ-3, составляет 50–80 ГПа. Твердосплавная подложка пластины состоит из твердосплавной шихты, содержащей 95 % карбида вольфрама и 5 % кобальта. Формование пластин осуществляется либо спеканием, либо прессованием.

Пластина *Stratapax* получается при совместной обработке отдельных заготовок поликристаллических алмазов и твердого сплава при температуре 1 500°, давлении 5 ГПа и выдержке 5–10 мин. В результате алмазный слой синтезируется в виде однородной поликристаллической массы, образующей целое с твердосплавной подложкой и

обладающей очень высокой твердостью, износостойкостью и ударной прочностью.

Фирма *De Beers* выпускает материал *Sindit* в виде двухслойных пластин, состоящих из алмазного слоя толщиной 1–1,5 мм и твердосплавной подложки. Специалисты ВНИИалмаз (Россия) разработали несколько марок поликристаллических алмазов на подложке. Материал АТП (алмазные твердосплавные пластины) применяется преимущественно для оснащения бурового инструмента.

Сравнение эксплуатационных свойств *PDC*, природных алмазов и твердого сплава с содержанием кобальта 6 % свидетельствует о том, что основные свойства поликристаллических алмазов сопоставимы с природными.

Существенное колебание твердости природных алмазов объясняется анизотропией их структуры, тогда как кристаллы искусственных поликристаллических алмазов изотропны, т. е. физико-механические свойства кристаллов одинаковы во всех направлениях. Это способствует повышению прочности и износостойкости синтетических алмазов. По сравнению с твердым сплавом прочность синтетических поликристаллических алмазов на сжатие выше на 70 %, а твердость на 250 %. Износостойкость пластин *Stratapax* выше, чем природных алмазов, и в 100–150 раз превышает износостойкость твердого сплава. Основные характеристики пластин типа *Stratapax*, природных алмазов и твердого сплава ВК6 приведены в табл.1.2.

Таблица 1.2

Сравнительные данные физико-механических
и эксплуатационных свойств сверхтвердых материалов

Свойства материалов	Поликристал-лический алмаз	Природный алмаз среднего размера	Твердый сплав ВК6
Модуль упругости, ГПа	841	964	630
Модуль жесткости, ГПа	345	400	250
Коэффициент Пуассона	0,32	0,2	0,2
Прочность на растяжение, ГПа	1,29	2,6	1,8
Прочность на сжатие, ГПа	7,61	8,68	4,5
Прочность на изгиб, ГПа	1,1	–	4,9
Твердость HRC, ГПа	50	30–80	20
Коэффициент относительной износостойкости	200–300	100–245	2

Резцы из поликристаллических алмазов состоят из слоя алмазов *1*, твердосплавной подложки *2* и корпуса резца *3* (рис. 1.22). Для повышения прочности соединения алмазного слоя *1* с твердосплавной основой *2* последняя выполняется не плоской, а рифленой, с насечками, а для снижения скалывания края пластин, кромки выполняются скошенными.

При изготовлении резцов пластины *PDC* крепятся диффузионной сваркой при высоких температуре и давлении. Перед соединением поверхность пластинок покрывают тонким слоем никеля.

В буровом инструменте резцы с поликристаллическими пластинами устанавливают с отрицательным передним углом $\gamma_п$ в пределах от –5 до –25° в зависимости от твердости горных пород. В инструментах, предназначенных для бурения более твердых горных пород, передний отрицательный угол задается бо́льшим, что позволяет снизить динамическую составляющую разрушения горной породы, возрастающую при резании-скалывании твердых горных пород.

В настоящее время долота со вставками *PDC* очень широко применяются при бурении скважин на нефтяных и газовых месторождениях всего мира, особенно при проходке вертикально-горизонтальных стволов по продуктивным горизонтам, бурении мягких и средней твердости горных пород с прослоями твердых.



Рис. 1.22. Виды пластинок и резцов PDC и возможные формы:
1 – поликристаллические алмазы; *2* – подложка из твердого сплава; *3* – корпус резца

Примером наиболее современных среди созданных в настоящее время инструментов, являются долота компании *Tough-Drill™ Varel PDC*. Диаметр долот варьирует от 88,9 до 469,9 мм и они изготавливаются как в матричном исполнении, так и со стальным торцом (диаметр от 215,9 до 660,4 мм). Данные долота разработаны для бурения различных по твердости горных пород, в том числе и твердых. Они обеспечивают высокую скорость бурения и высокий ресурс в абразивных и твердых породах из-за высокоэффективных вставок *PDC*, улучшенной гидравлики очистки и охлаждения резцов долота. Улучшенные качества долот обеспечивают так же снижение износа, устраняется повторное перемалывание разрушенной породы, устраняются возможные зоны скопления шлама.

Для проектирования резцов и долот разработчиками используются современные компьютерные технологии инженерного проектирования на основе метода конечных элементов типа *Nastran, Patran, Ansys*.

Подразделение *Smith Bits* компании *SMITH* разработало интегрированную инженерно-аналитическую систему *IDEAS*, в которой рассматривается работа резца в динамической среде бурения с учетом влияния всех компонент буровой компоновки. Основной задачей *IDEAS* является производство оптимальных по эффективности конструкций долот и значительное сокращение времени цикла разработки инструмента.

Моделирование в системе *IDEAS* начинается с анализа показателей работы долота, геологических условий, условий бурения и износа долота. На основании этой информации разрабатываются и выполняются лабораторные испытания взаимодействия резцов с различными породами. По сравнению с другими системами проектирования долот, позволяющими оценить лишь взаимодействие резцов с породой, лабораторные данные из системы *IDEAS* представляют количественные параметры по фактическим усилиям на резцах и скоростям бурения. Информация используется для анализа конструкций долота с учетом литологических особенностей, аналогичных тем, для которых проектируется долото.

В результате получается буровое долото, обладающее динамической стабильностью при рабочих параметрах и условиях эксплуатации, для которых оно предназначено, что способствует увеличению срока службы и повышению скорости проходки. Оптимизированные параметры могут поддерживаться для обеспечения более быстрой и продолжительной работы долота при снижении нагрузки на компоновку и оборудование буровой установки.

Программа четырехмерного моделирования *i-Drill* как составная часть системы *IDEAS* при помощи метода конечных элементов и данных, полученных в ходе лабораторных исследований свойств горных пород с использованием сверхмощных вычислительных машин, позволяет прогнозировать поведение долота в скважине с учетом работы буровой компоновки.

Модель, построенная с помощью синхронизированного по времени моделирования с шестью степенями свободы, достаточно точно прогнозирует силы и вибрации, которые часто оказывают решающие воздействие на отклоняющее усилие на долоте, срок службы

забойных датчиков, целостность бурильной колонны и эффективность процесса бурения в целом.

Возможность выявления источника крутильных, осевых и поперечных колебаний позволяет специалистам по бурению и искривлению ствола скважины определить необходимые изменения в компоновке снаряда и оптимизировать режимы бурения. Программа *i-Drill* обеспечивает пометровую оценку прочности бурильной колонны, получаемую измерением момента на изгиб в двух осях. Направление отклоняющих усилий на долоте определяется силами, возникающими на долоте при взаимодействии с породой с учетом динамики всей бурильной колонны.

Компания *Smith Technologies* разработала программу моделирования гидравлики бурения и очистки ствола *Yield Point* с целью оптимизации выбора типа и свойств бурового раствора в соответствии с условиями бурения. После ввода исходных данных программа *Yield Point* выполняет графическое моделирование свойств бурового раствора, скорости движения промывочной жидкости, механической скорости проходки, а также площади сечения гидромониторных насадок, а затем позволяет оценить влияние соответствующих параметров на гидравлические характеристики долота и очистку ствола скважины.

База данных *Smith Bits* (*DRS*) содержит информацию о трех миллионах отработанных буровых долот практически со всех нефтяных и газовых месторождений мира. Помимо того что база данных используется для проектирования, она также позволяет системе оптимизации выбора буровых долот *DBOS* обеспечить правильный выбор долот для эффективного бурения конкретной породы.

Компанией *Varel* разработан собственный программный продукт под названием *SPOT*™ для проектирования инструмента. Компьютерное моделирование позволяет оценивать качества долот, их ресурс и производительность в процессе компьютерного тестирования. Улучшенная система очистки забоя обеспечивается установкой направляющих насадок долота, ориентирующих поток жидкости в радиальном направлении горизонтально забою вдоль линии расположения резцов (рис. 1.23). Горизонтальную струю жидкости создают насадки, установленные у центра долота, остальные насадки размещены ближе к периферии торца, направляя поток в направлении забоя. Такая комбинированная система размещения насадок на торце долота обеспечивает качественную очистку забоя и охлаждение резцов.



Рис. 1.23 . Долото компании *Varel* со вставками *PDC*

В компании *Smith bits* используют вычислительную гидродинамику (*CFD*) для моделирования взаимодействия бурового раствора с долотом и стволом скважины (рис. 1.24). Сложные алгоритмы дают возможность воспроизводить широкий диапазон забойных условий, а также позволяют осуществлять оценку влияния конфигурации лопастей и положения насадок на структуру потока с целью оптимизации работы долота и повышения эффективности бурения за счет максимально эффективного использования

имеющейся гидравлической энергии.

Одна из самых больших проблем применения долот *PDC* – это их недостаточно эффективное использование при бурении твердых пород. При бурении твердых пород возникают повреждения от ударного характера разрушения породы, перегрев и повышенный абразивный износ резцов, поэтому для проходки в твердых породах в основном используются шарошечные и алмазные долота.

Долота *Security DBS* серии *FM*3000 ™ компании *Varel* включают новый вариант износостойкого *PDC*. Эти долота успешно расширяют использование *PDC*-вооружения для бурения кристаллических пород, позволяют получить высокие результаты, как по скорости бурения, так и по ресурсу инструмента (рис. 1.25). Вооружение долота отличается тем, что часть резцов *PDC* выполнены эллипсовидными, а часть – круглыми. Эллипсовидные вставки располагаются на лопастях, занимая значительную часть размера лопасти, но на периферии лопасти резцы имеют круглую форму. Вставка в форме эллипса имеет более высокие значения контактных напряжений в породе по сравнению с круглым резцом и более значительное заглубление в породу. Удлиненная форма резца увеличивает ресурс вставки. В результате долота с эллипсовидными вставками *PDC* обеспечивают эффективное бурение более твердых горных пород при сравнительно более низких значениях осевого усилия.



а



б

Рис. 1.24. Визуализация образа в системе анализа гидродинамики долот при компьютерном проектировании: *а* – вид с торца долота; *б* – вид сбоку

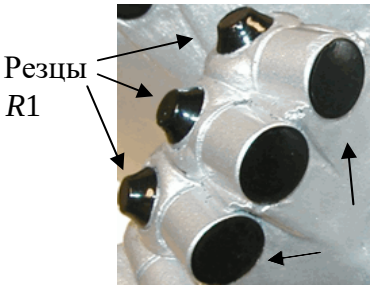


Рис.1.25. Вооружение долота *Security DBS* серии *FM*3000 ™

Долота *PDC* для бурения твердых пород разработаны с учетом динамики долота. Долота *FM*3000 оснащены в качестве основного резца резцом типа *Z*3™. Резцы Z3 опираются на вторичные *PDC* резцы *R*1, которые оптимизируют глубину резания основными резцами, ограничивая их чрезмерное заглубление в породу при переходе долота из более твердых пород к мягким породам, когда действующие осевые нагрузки оказываются чрезмерными.

Компания *Smiht Bits*, учитывая особенности износа пластин *PDC*, разработала долота с резцами *ONYX 360 и ONYX II*, которые установлены в наиболее нагруженных частях торца долота с возможностью вращения в процессе бурения на 360º (рис. 1. 26). Бурение абразивного песчаника долотами *ONYX 360* показало рост ресурса долота на 57 %, а скорости бурения на 26 %.



Рис. 1.26. Резцы ONYX 360

Компанией Волгабурмаш (ВБМ) разработано и освоено производство долот *PDC* диаметром от 83 до 444,5 мм для бурения мягких, мягких с пропластками средних по твердости; средних и средних по твердости с пропластками твердых горных пород.

По области применения долота *PDC* компании ВБМ подразделяются на две линии:

FD – долота для бурения сплошным забоем вертикальных и наклонно-направленных скважин (рис. 1.27, *а, б, в*); *BD* – бицентричные долота для бурения с одновременным расширением ствола скважины (рис. 1.28).

Долота *PDC* обладают высокой износостойкостью, что по сравнению с трехшарошечными долотами обеспечивает кратное увеличение проходки при более высокой механической скорости бурения. Долота *PDC* компании ВБМ оснащены твердосплавными или комбинированными насадками, ориентированными так, чтобы максимально обеспечить баланс потоков бурового раствора для очистки долота и забоя.



а *б*

Рис. 1.27. Долота *PDC* («Волгабурмаш») марки *FD* – конструктивные особенности – спиральная форма лопастей и установка зубков *PDC* на калибрующей части долота:
а – долота диаметром 214,3 мм – оснащены резцами обратной проработки; *б* –долото диаметром 215,9 мм – оснащены антивибрационной защитой долота



Рис. 1.28. Долото компании ВБМ марки *BD* для бурения с одновременным расширением ствола нефтяных и газовых вертикальных и наклонно- направленных скважин

Конструктивные особенности долот типа *FD* компании «Волгабурмаш» заключаются в следующих решениях (рис. 1.29):

- спиральная лопасть долота, что обеспечивает более высокую их прочность, большее число вставок на лопасти и позволяет обеспечивать более плавный режим работы долота и высокую управляемость при на правленном бурении (рис. 1.29, *а*);

- установка зубков *PDC* на калибрующей части лопастей, что обеспечивает более высокую износостойкость долот, сохранение диаметра скважины (рис. 1.29, *б*);

- антивибрационная защита долота обеспечивает плавный режим работы, повышение его ресурса (рис. 1.29, *в*);

- оснащение долот резцами обратной проработки обеспечивает при подъеме долота активную проработку и ствола скважины (рис. 1.29, *г*);

- устранение затяжек при сужении

- долото оснащается опорными вставками внутреннего конуса профиля долота, что снижает эффект «врезания» его в породу, дискретный рост крутящего момента и, как следствие, возникновение крутильных колебаний, повышается плавность хода при разрушении породы и управляемость при направленном бурении (рис. 1.29, *д*);

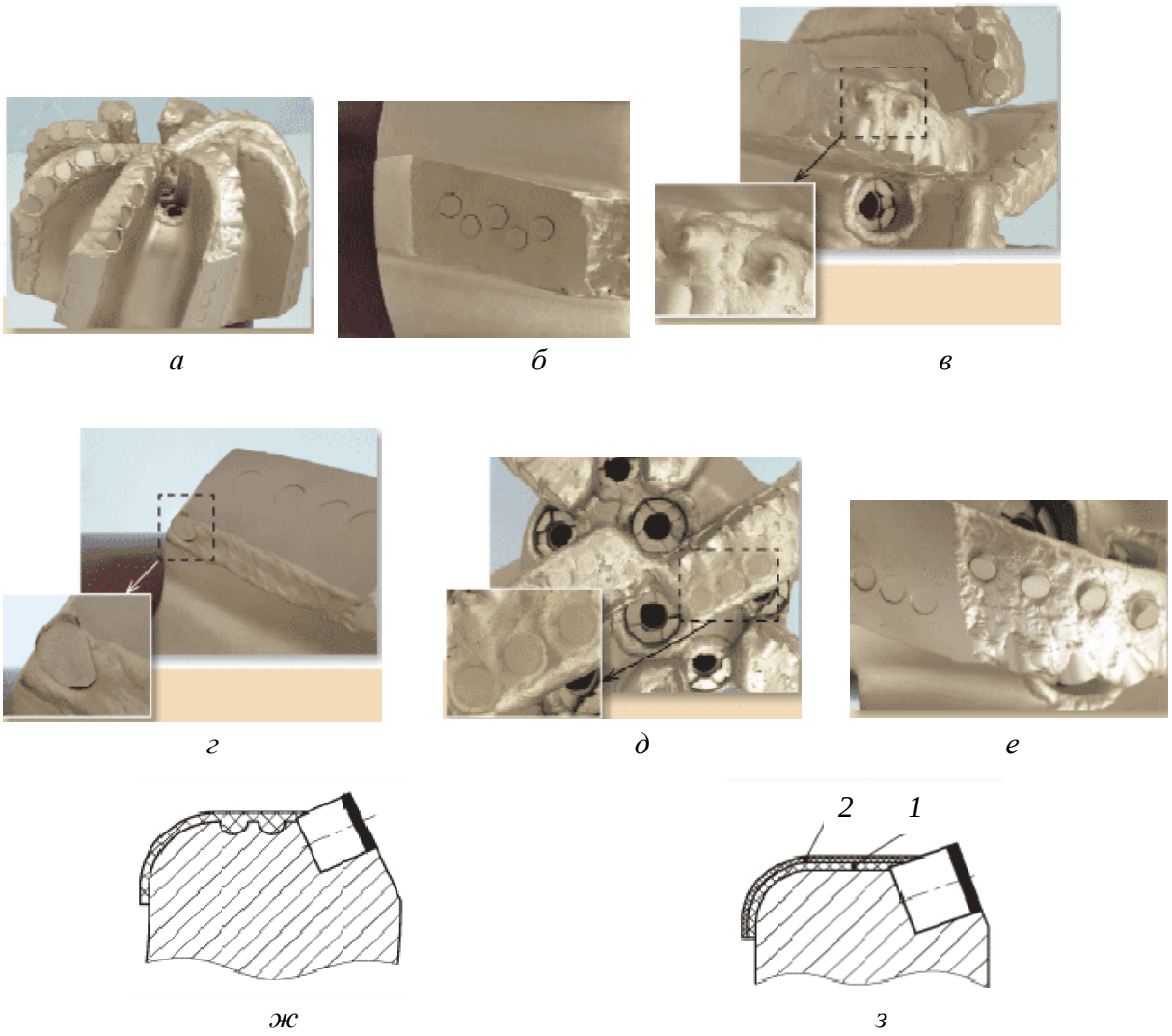


Рис. 1.29. Конструктивные оосбенности долот *PDC* конструкции компании «Волгабурмаш» (ВБМ)

- долото оснащается зубками предварительной деформации породы, которые устанавливаются позади основных резцов и ограничивают врезание этих резцов в породу, одновременно обеспечивают активное деформирование породы, ослабляют ее, что повышает плавность работы долота, его ресурс и управляемость при направленном бурении (рис. 1.98, *е*);

- усиленная наплавка на лопастях долота обеспечивает его высокий ресурс при бурении абразивных пород (рис. 1.29, *ж*);

- двухслойное покрытие корпуса долота дано на рис. 1.29, *з*, где *1* – защитное покрытие из плотной массы ультратвердых вольфрамовых карбидов; *2* – порошковое покрытие, имеющее гетерогенную смесь металлических порошков из пылеобразных матричных компонентов (карбидов вольфрама), выполненное методом газопламенного напыления с одновременным проплавлением, выполняет роль антивибрационного покрытия, обеспечивает сопротивление ударным нагрузкам (покрытие *1*) и защищает долота от изнашивания и эрозии, в том числе и при высокой температуре (покрытие *2*);

- упрочненный корпус долота за счет покрытия сплавом ВК;

- антисальниковое покрытие корпуса долота специальным сплавом снижает налипание породы на корпус и лопасти долота, что положительно сказывается на производительности бурения.

Для бурения мягких пород с целью снижения крутящего момента и улучшения их очистки на торцевой поверхности между основными резцами выполняются концентрические проточки. Такие долота с резцами *PDC* получили название *канавчатые.*

Долота с резцами *PDC* применяют для бурения и с отбором керна (рис. 1.30).



Рис. 1.30. Колонковое
долото с резцами *PDC*

Показатели работы инструмента с пластинами PDC могут составлять в различных горногеологических условиях по механической скорости от 2,3 до 30 м/ч, а по стойкости от 200 до 1 000 м.

Таким образом, при бурении осадочных пород в сравнении с твердосплавным инструментом использование *PDC* позволяет повысить скорость бурения в 1,5–5 раз и стойкость в 5–15 раз. При использовании коронок, оснащенных пластинами *PDC*, при бурении песчаников получена скорость бурения 16 м/ч при стойкости 120–260 м против 3,6 м/ч и 30–60 м у твердосплавных коронок.

При бурении с отбором керна механическая скорость бурения увеличивается по сравнению с однослойными алмазными коронками в 4–5 раз, твердосплавными – до 10 раз.

Коронки с резцами *PDC* способствуют повышению выхода керна. При бурении геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые коронки, армированные пластинами с поликристаллическими алмазами, особенно перспективны в сочетании со снарядами со съемным керноприемником.

Компания *Atlas Copco* выпускает резцовые коронки, вооруженные поликристаллическими алмазными вставками *Diapax* и *Tripax*.

Элемент *Diapax* выполнен в виде пластины с нанесенным слоем алмазов толщиной 0,5 мм, а *Tripax* в виде треугольных или квадратных блоков-резцов.

Коронки с пластинами *Diapax* (рис. 1.31) предназначены для бурения мягких, вязких глинистых, мерзлых грунтов, горных пород средней твердости. В подобных горных породах коронки с пластинами *Diapax* имеют очень высокий ресурс (до 1 000 м) и производительность. Недостатком таких коронок является низкая стойкость к ударным нагрузкам, что делает их непригодными для бурения массива с прослоями твердых горных пород.

При бурении пластины *PDC* изнашиваются по внешней режущей кромке, контактирующей с породой. Получившие односторонний износ пластины *Diapax* могут извлекаться из коронки и вновь устанавливаться с поворотом на некоторый угол, что позволяет восстанавливать инструмент 3–4 раза до полного изнашивания режущих кромок пластин. Суммарный объем бурения пластинами *Diapax* с учетом восстановления инструмента может, таким образом, составлять более 1 000 м.

Режим бурения коронками с пластинами *Diapax* предусматривает частоту вращения 50–80 мин$^{-1}$ и осевую нагрузку 10–20 кН.

Пластины *PDC* для бурения нефтяных и газовых скважин обеспечивают ресурс долот более 1000 м до первой реставрации.

Коронки с режущими вставками *Tripax* компании *Atlas Copco* состоят из поликристаллических алмазных компонентов, имеющих треугольную или квадратную форму (рис. 1.32, *а, б*). Масса вставки *Tripax* составляет 0,3–1,0 карат. Треугольная или квадратная форма создают хорошую режущую кромку и достаточно высокую прочность резца. Коронки со вставками *Tripax* применяются для бурения горных пород средней твердости и твердых. Их ресурс составляет от 50 до 250 м. В породах невысокой прочности ресурс коронок может составить около 1 000 м.

Коронками *Tripax* рекомендуется буритьс частотой вращения 200–300 мин$^{-1}$ и осевым усилием 10–20 кН.

Механизм работы коронок с пластинами *Diapax* и вставками *Tripax* при бурении мягких и пластичных горных пород аналогичен механизму работы твердосплавных резцов с отрицательными передними углами. Отличие может определяться формой резцов, которые чаще всего изготавливаются в виде круглых пластин.

Коронки со вставками *Tripax*, в случае бурения твердых горных пород, разрушают их отдельными алмазами. При этом механизм разрушения близок к процессу разрушения горных пород мелкими резцами алмазного бурового инструмента.

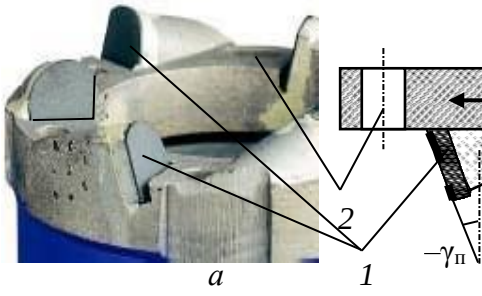


Рис. 1.31. Коронка с поликристаллическими вставками *Diapax* (*а*) и схема вставки (*б* – вид сбоку): *1* – вставка; *2* – отверстия для промывочной жидкости

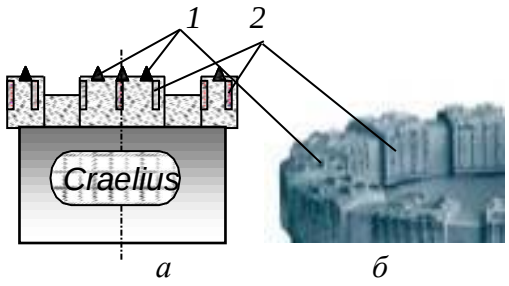


Рис. 1.32. Схема (*а*) и фото (*б*) коронок с элементами *Tripax*: *1* – вставки *Tripax*; *2* – подрезные вставки

Механизм работы резца, оснащенного *PDC* осуществляет разрушение пластичной породы путем резания с большим съемом породы. При этом механизм работы резцов *PDC* при бурении твердых горных пород отличается от механизма работы импрегнированного бурового инструмента, так как существенно зависит от формы и схемы расстановки резцов с пластинами *PDC* в коронке.

Например, исследования по оценке влияния угла поворота резцов *PDC* в фронтальной по отношению к торцу инструмента плоскости показали, что наиболее оптимальным углом поворота $\varphi_р$ будет значение 5–10°. Причем поворот резцов, расположенных по наружной кромке торца, осуществляется в направлении наружного диаметра торца, а резцы, размещаемые по внутреннему периметру торца, поворачиваются внутрь торца коронки (рис. 1.33). При размещении резцов в инструменте с углом $\varphi_р = 0°$ наблюдались заклинка керна и прижог пластин *PDC*. Это свидетельствует о накоплении разрушенной породы перед резцами и недостаточном их охлаждении, поскольку жидкость не попадает в зону контакта пластины *PDC* с горной породой. С целью удаления породы и более интенсивного охлаждения резцов коронки компании *Atlas Copco* (рис. 1.31) имеют фронтальные отверстия для подвода промывочного раствора непосредственно к резцам.

Установка резцов с углами поворота $\varphi_р$ обеспечивает отвод разрушенной породы из забоя в направлении керна и стенки ствола скважины при бурении коронками и стенки скважины при бурении долотами.

С увеличением значений угла $\varphi_р$ наблюдается повышение механиче- ской скорости бурения с одновременным снижением затрат мощности и вибрации инструмента (рис. 1.34).

При использовании бурового инструмента с резцами *PDC* особое значение имеет схема их размещения, которая существенно влияет на эффективность разрушения породы. Для повышения эффективности разрушения породы расстановка резцов должна максимально соответствовать условиям образования свободных поверхностей забоя скважины.

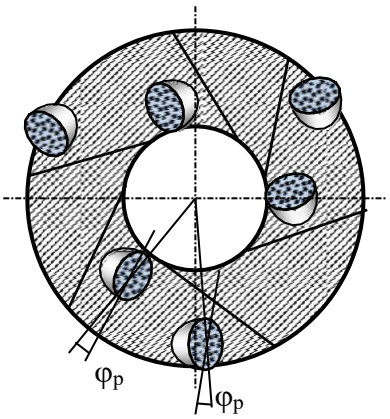


Рис. 1.33. Схема установки резцов с *PDC* на торце инструмента для обеспечения отрицательного угла резания со скважинно- и керно-образующими боковыми поверхностями

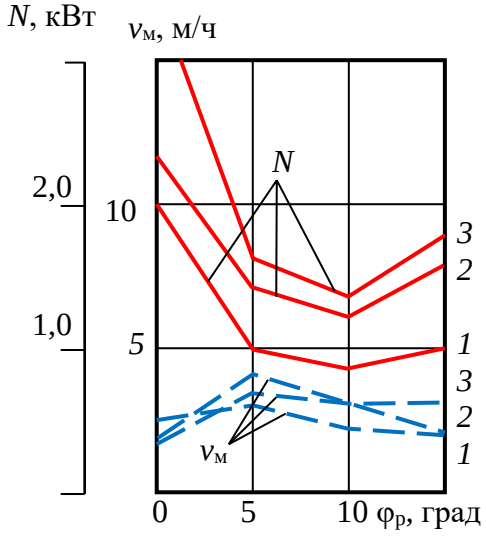


Рис. 1.34. Зависимость механической скорости бурения ($\nu_м$) и мощности на бурение (N) от величины угла $\varphi_р$: *1* – осевая нагрузка 500 даН; *2* – 750 даН; *3* – 1 000 даН

В работе приведены данные о стендовом бурении опытными долотами с тремя алмазными поликристаллическими пластинами *Stratapax*, установленными с передними углами –15 и –25° (угол $\varphi_р$), импрегнированной коронкой, вооруженной искусственными алмазами зернистостью 200–250 шт./карат и твердосплавной трехрезцовой коронкой, с передним отрицательным углом установки резцов –25°. Все коронки имели наружный диаметр 26 мм, внутренний – 14 мм.

В процессе эксперимента разбуривались три разновидности горных пород: гранит, известняк и доломит. Твердость гранита – $p_ш$ = 4,18 ГПа, коэффициент пластичности $К_п$ = 1; твердость известняка – 1,94 ГПа, $К_п$ = 1,8; твердость доломита – 1 ГПа, $К_п$ = 4,3.

Результаты бурения гранита тремя типами буровых инструментов приведены на графиках (рис. 1.35). Из полученных данных следует, что при более высоких и равных параметрах режима бурения механическая скорость бурения выше при бурении коронкой с *PDC* в сравнении с импрегнированной алмазной коронкой. Это объясняется тем, что контактные давления со стороны алмазов *PDC* существенно выше, чем со стороны алмазов импрегнированной коронки, так как последние равномерно распределены по всей поверхности матрицы, а у *PDC* расположены в пределах узких кромок боковых поверхностей пластин *PDC* (рис. 1.36).

В данном случае алмазы *PDC* работают в режиме эффективного объемного разрушения, при котором происходит скалывание, раздавливание и резание породы, тогда как алмазные резцы импрегнированной коронки могут работать при разрушении твердой породы в режиме поверхностного микроскалывания и истирания.

Подтверждением реализуемого механизма разрушения являются размеры борозд разрушения, оставленные на забое *PDC* и импрегнированной коронкой.

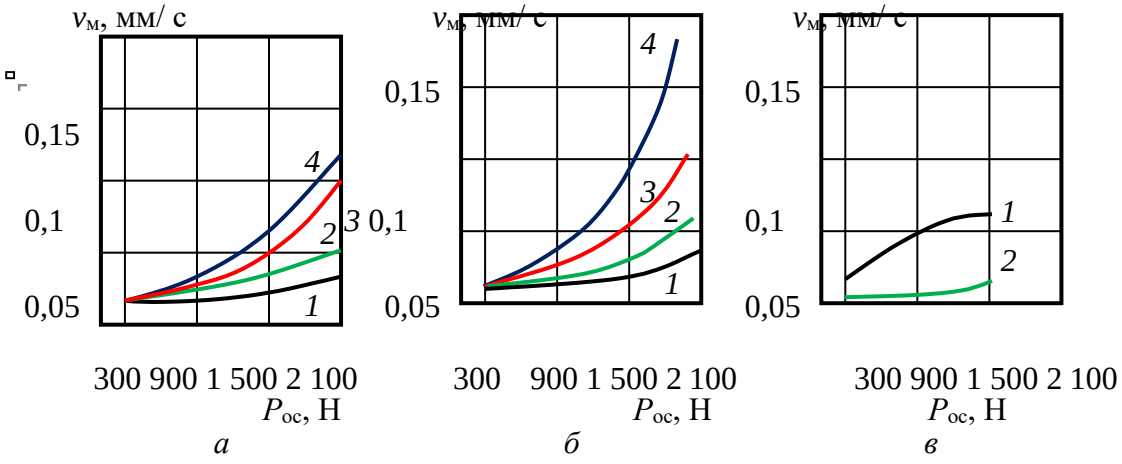


Рис. 1.35. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения гранита импрегнированной коронкой (*а*), коронкой с *PDC* (*б*) и твердосплавной коронкой (*в*): *1* – частота вращения ω – 170 мин$^{-1}$; *2* – 425 мин$^{-1}$; *3* – 685 мин$^{-1}$; *4* – 960 мин$^{-1}$



Рис. 1.36. Схема работы алмазных резцов импрегнированной коронки (*а*) и резца *PDC* (*б*)

При бурении импрегнированной коронкой ширина борозд разрушения 0,08 мм, глубина 0,02 мм, шлам существенно более мелкий 5 мкм в сравнении со шламом, который образуется при бурении коронкой с пластинами *PDC*.

При бурении гранита твердосплавными коронками видимых борозд на забое не образовывалось, шлам получен очень мелкий (не более 2 мкм). Эти признаки указывают на режим усталостно-поверхностного разрушения, при котором активно изнашиваются резцы коронки.

Данные, полученные при бурении гранита, известняка и доломита коронками с *PDC*, приведены в виде графиков на рис. 1.37.

Результаты эксперимента показали, что механическая скорость бурения доломитов в 6–8, а известняков в 7–14 раз превышает механическую скорость бурения гранита. При бурении доломита и известняков получены очень крупные частицы шлама.

Представленные данные позволяют установить [31], что при бурении известняков и доломитов резцы с *PDC* глубоко внедряются в породу, снимая слой разрушенной породы много больше размера алмазных зерен. Следует отметить, что буримость доломита оказалась ниже, чем у известняков, несмотря на то, что твердость известняка несколько выше. Очевидно, более значительные затраты энергии на разрушение доломита определены их повышенной пластичностью. Так, например, оказалось, что глубина борозд разрушения в доломите (0,04 мм) меньше в 3 раза глубины борозд разрушения в известняке (0,12 мм) при равной их ширине.

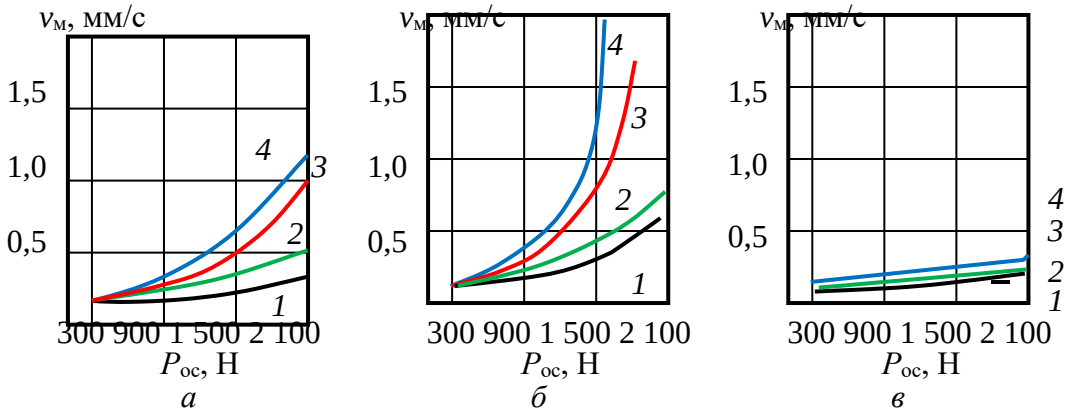


Рис. 1.37. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения коронкой с PDC доломита (*а*), известняка (*б*) и гранита (*в*): *1* – частота вращения ω – 170 мин$^{-1}$; *2* – 425 мин$^{-1}$; *3* – 685 мин$^{-1}$; *4* – 960 мин$^{-1}$

Таким образом, при бурении упругохрупких и хрупких твердых горных пород разрушение обнаженными алмазами резцов с *PDC* идет, главным образом, путем раздавливания и скалывания.

При бурении пластичных и пластично-хрупких пород разрушение происходит всем объемом алмазосодержащей пластины вдавливанием, пластическим резанием и скалыванием породы.

1.5. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом

1.5.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте

Производительность и работоспособность алмазного бурового инструмента во многом зависят от крупности, схемы размещения алмазов в матрице инструмента, ориентации их в направлениях к плоскости забоя и резания-скалывания по твердому вектору.

В 1939 г. в США ученые Краус и Лоусон установили для кристаллов алмаза грани и направления максимальной твердости, что позволило впоследствии изготавливать алмазный инструмент для бурения с ориентиро- ванной установкой алмазов. Производство алмазных коронок с ориентированной установкой алмазов в направлении разрушения горной породы впервые осуществлено в США в 1949 г. Опытное бурение показало, что достигается значительное снижение стоимости алмазного бурения (в 1,6 раза) и повышение проходки на коронку (в 1,37 раза).

Алмаз по шкале твердости минералов Мооса занимает максимальную 10 позицию (по шкале твердости М. М. Хрущова, микротвердость алмаза около 100000 МПа), а его твердость в 1000 раз превышает микротвердость кварца (7 позиция) и в 150 раз микротвердость корунда (9 позиция). Разница в твердости между алмазом и корундом значительно больше, чем между корундом и тальком, имеющим наименьшую твердость.

Величина алмаза с 1914 г. измеряется в каратах (0,2 грамма). Кристаллы алмаза крупнее 1 карата встречаются редко. Обычно вес их 0,2–0,4 карата.

Карат – мера веса драгоценных камней. Принята на Ближнем Востоке в средние века как вес зерна рожкового дерева.

Цвет алмазов определяется составом примесей и может быть от прозрачного до черного. Примеси в алмазах, например, металлы, являются причиной разрушения алмазного резца при бурении, поскольку примеси, имеют более значительный коэффициент теплового расширения по сравнению с алмазом, что может приводить при нагревании алмаза в процессе работы к его растрескиванию.

Для изготовления алмазного бурового инструмента применяют природные и искусственные алмазы.

Природные алмазы отличаются прочностью и износостойкостью, цветом и формой кристаллов (рис. 1.38).



а *б* *в* *г*

Рис. 1.38. Природные алмазы для изготовления алмазных долот: *а* – Конго кубической формы обладают средней износостойкостью и ударной прочностью; *б* – Конго сферические – стандартные монокристаллические алмазы сферической формы с шероховатой поверхностью обладают средней изно- состойкостью и хорошей ударной прочностью; *в* – Премиум двенадцатигранной формы обладают хорошей ударной прочностью и высокой износо- стойкостью; *г* – поликристаллические различной формы обладают высокой ударной прочностью и хорошей износостойкостью.

Широкое применение алмазный инструмент в практике бурения получил после открытия крупных месторождений в коренных горных породах – кимберлитах (от названия места – г. Кимберли, получила название алмазоносная площадь в ЮАР (Африка), которая открыта в 1871 г.).

В СССР первая кимберлитовая трубка «Зарница» открыта в 1954 г. в Якутии. С этих пор, после получения отечественного алмазного сырья, в стране начато производство алмазного инструмента и широкое развитие алмазного бурения взамен дробового.

Искусственные алмазы были получены в 1954 г. в США в лаборатории компании *General Electric* Г. Холлом и несколько позже одновременно в научно-исследовательских центрах Швеции, Японии, Бельгии и др. стран.

В СССР решением проблемы синтеза алмазов и организации их выпуска занимались Институт физики высоких давлений АН и Институт сверхтвердых материалов АН Украины, которыми промышленный выпуск алмазов осуществлен в 1960–1985 гг.

Буровой инструмент оснащается алмазами различной *зернистости*, измеряемой в количестве алмазов в карате (шт./кар.).

Основные размеры алмазов, применяемых в буровых инструментах, равны: 2–5 шт./кар. – диаметр зерна 3–4 мм; 10 шт./кар. – 2,5 мм; 15 шт./кар. – 2,0 мм; 20 шт./кар. – 1,8 мм; 50 шт./ кар. – 1,3 мм; 90 шт./кар. –1,1 мм; 150 шт./кар. – 0,9 мм.; 200–400 шт./кар. – 0,7–0,5 мм; менее 400 шт./кар. – менее 0,5 мм.



Рис. 1.39. Алмазные долота компании *Smith bits.*

В породах средней твердости наилучшие результаты показывают коронки, армированные алмазами зернистостью от 20 до 2 шт./кар., в твердых породах целесообразно использовать коронки с алмазами зернистостью от 200 – 20 шт./кар.) и в очень твердых породах – 600–150 шт./кар.

Для изготовления алмазных долот применяют алмазы зернистостью от 1 до 20 шт./кар. Конструкции алмазных долот показаны на рис. 1.39.

Долота, армированные природными алмазами, предлагаемые компанией *Smith Bits* (рис. 1.39), предназначены для бурения в различных породах – от средне-мягких до твердых. Долота отличаются профилями режущей структуры, системами промывки с зонами высокого и низкого давления жидкости или с радиальным потоком, а также имеют широкий выбор конфигурации алмазных вставок, что позволяет подобрать оптимальный тип долота для конкретных условий бурения.

При оснащении буровых инструментов, как правило, боковые – подрезные резцы изготавливают из более крупных алмазов, чем торцевые. Места перехода от торцевой к боковой части матрицы армируются также более крупными алмазами.

В связи с появлением таких сверхтвердых материалов, как *Stratapax*, крупные природные алмазы зернистостью 2–10 шт./кар. в буровом инструменте заменяются резцами *PDC*, потому что они отличаются большей прочностью и износостойкостью.

Величина выпуска алмазов из матрицы зависит от твердости буримых пород и размера алмазов. При бурении пород средней твердости она может быть до 30 % размера алмазов, твердых пород – до 20 %, а максимально твердых – до 10 %.

Различают коронки и долота без заданного выпуска алмазов, в которых он составляет 5–10 % размера алмаза, и с заданным выпуском алмазов, в котором выпуск резцов составляет 20–30 % их линейного размера.

Матрицы современного алмазного бурового инструмента изготавливают методом порошковой металлургии путём пропитки или горячего прессования. В первом случае матрица состоит из частиц тугоплавких металлов: карбида вольфрама, кобальта и пластичного связующего металла или сплава, например меди. Связующее вещество образует при спекании жидкую фазу, объединяющую при остывании все компоненты матрицы, в том числе и алмазы. Порошковые матрицы более износостойки, чем литые, и позволяют использовать очень мелкие алмазные зерна.

В каркас матриц, изготовляемых методом пропитки, могут входить в различных соотношениях вольфрам, карбид вольфрама, кобальт, железо, никель. Пропитывающий состав делают обычно из меди, никеля, алюминия. Кроме того, в составе матрицы могут быть наполнители (до 30 %): зерна релита, гранулы твердого сплава типа ВК и др.

В матрицы, изготавливаемые способом горячего прессования, могут входить: бор, гидрид титана, медь, карбид вольфрама, кобальт, никель, олово, титан, железо, цезий, фосфор, цинк.

Матрицы отличаются твердостью – важнейшей характеристикой, определяющей во многом эффективность алмазного бурового инструмента. Твердость матрицы вычисляют по методу Роквелла. Она может быть: HRc 10–20 – очень мягкая; HRc 15–20 – мягкая; HRc 25–30 – средней твердости; HRc 30–35 – твердая; HRc 50–55 – очень твердая.

Твердые матрицы предназначены для бурения абразивных и менее твердых горных пород, мягкие для бурения более твердых и менее абразивных горных пород. Правильный выбор твердости матрицы задает темп её изнашивания и, соответственно, обнажение алмазных резцов при бурении, что в результате определяет эффективность бурового процесса. Чрезмерный темп изнашивания матрицы приводит к потере алмазных резцов, а замедленный износ – к изнашиванию самих алмазов – их заполированию (рис. 1.40, *а*, *б*).

Заполирование алмазов – образование на их поверхности площадок износа, ориентированных параллельно забою скважины и имеющих гладкую полированную поверхность.

В идеальном случае при бурении импрегнированным буровым инструментом износ матрицы и алмазов происходит с одинаковой скоростью.

Вооружение алмазного бурового инструмента во многом определяется насыщенностью матрицы алмазами – отношением объема алмазов к объему матрицы инструмента в процентах. Опыт бурения показывает, что этот показатель должен составлять в среднем 5–10 %. В ряде случаев ведущие фирмы выпускают инструмент с насыщенностью алмазами 15–25%.

Насыщенность алмазами, ровно как и качество алмазов, определяют ресурс бурового инструмента, его стойкость.

Расход алмазов без рекуперации для организаций Министерства Геологии СССР обычно составлял 0,6–0,9 карат/м в зависимости от твердости горных пород и совершенства применяемой технологии бурения.

Рекуперация (лат. *recupertion – возвращение, получение обратно*) – *извлечение сохранившихся алмазов из отработанного алмазного инструмента с целью их повторного использования.*

По расположению алмазных резцов в матрице буровые инструменты подразделяются на однослойные и импрегнированные (рис. 1.41, *а*, *б*).

Для бурения применяют однослойные алмазные буровые инструменты с зернистостью резцов в основном от 10 до 150 шт./кар., в которых алмазы располагаются

на торце в один наружный слой, и импрегнированные алмазные коронки с более мелкими алмазами, которые располагаются в несколько слоев (5–9). Число слоев алмазов в импрегнированных буровых инструментах определяется зернистостью алмазов: чем более мелкие алмазы, тем больше число алмазных слоев имеет коронка.

В однослойных буровых инструментах алмазы могут располагаться по следующим основным схемам (рис. 1.42): *а* – в шахматном порядке; *б* – по радиальным направлениям; *в* – по косым радиусам; *г* – по концентрически окружностям.

Возможны, естественно, и иные схемы размещения алмазов, в том числе ориентированная их установка с учетом направлений максимальной твердости алмазного зерна. Критериями эффективного расположения алмазов в матрице являются равномерное распределение на торце и перекрытие движущимися резцами всего забоя буримой скважины тем количеством алмазов, которое необходимо разместить в коронке.

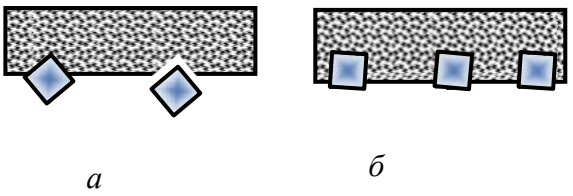


Рис. 1.40. Варианты аномального изнашив- ния матриц алмазных буровых инструмен- тов: *а* – интенсивный износ матрицы – потеря алмазных резцов; *б* – недостаточный износ матрицы – заполирование алмазных резцов

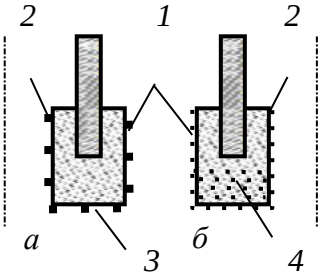


Рис. 1.41. Вооружение алмазных коронок и долот – однослойных (*а*) и импрегнированных (*б*): *1* – наружные подрезные резцы; *2* – внутренние подрезные резцы; *3* – торцевые резцы; *4* – слои алмазов

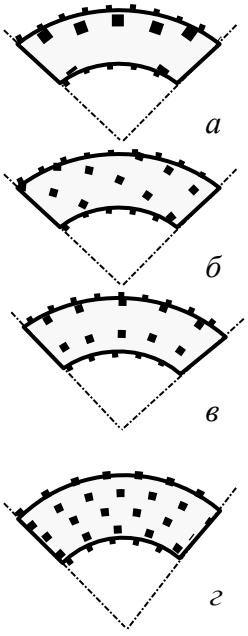


Рис. 1.42. Схема раскладки алмазов в коронках

Для повышения прочности соединения алмазов с матрицей применяют грануляцию алмазных зерен, которая состоит в покрытии алмаза металлом. Наиболее интересен вариант «металлизации» алмаза пористым хромом. В этом случае достигается не просто высокая адгезия зерна с матрицей, но и соединение за счет проникновения материала матрицы в поры оболочки из хрома.

Для бурения в основном применяют алмазы необработанные с острыми режущими гранями, овализованные и полированные.

Овализованные алмазы получают механической обработкой для приданияим им округлой формы.

Полирование овализованных алмазов производят для уменьшения силы их трения о породу при бурении. При овализации и последующем полировании алмазов удаляются их выступающие части, в результате образуется гладкая поверхностей камней и округлая форма. Овализация и особенно полирование убирают с поверхности алмаза трещины и дефекты, что повышает прочность алмазного зерна.

Таким образом, алмазные резцы геометрически могут соответствовать форме многогранника (пирамида, пирамида с площадкой износа) или округлого резца, форма которого близка к шару.

Импрегнированные алмазные долота. Для бурения самых твердых и абразивных пород при реализации высоких значений частот вращения винтовыми забойными двигателями и турбобурами в настоящее время успешно используются импрегнированные алмазные долота с различной формой торцевой породоразрушающей части.

На рис. 1.43 показано долото *Kinetic* компании *Smith Bits* с удлиненной калибрующей поверхностью и развитой комбинированной системой импрегнированного алмазного вооружения.

В буровых долот3х *Kinetic* компании *Smith Bits* используются комбинированные породоразршающие элементы с алмазными резцами в виде импрегнированных лопастей 1, отдельных цилиндрических вставок *GHI* 2 и резцов из поликристаллических алмазов типа *TSP* 3 (рис. 1.44).



Рис. 1.43. Импрегнированные алмазные долота *Kinetic*

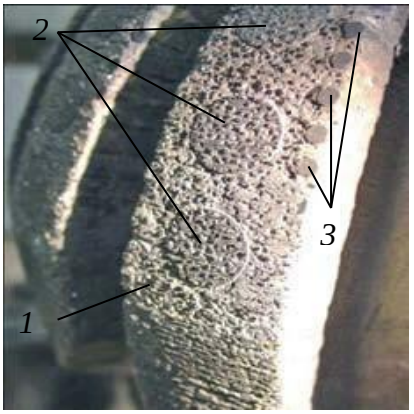


Рис. 1.44. Вооружение долота *Kinetic* с термостабильными по-ликристаллическими алмазны- ми резцами (*TSP*) на режущей кромке лопастей: *1* – импрегни- рорванная лопасть; *2* – вставки *GHI*; *3* – резцы *TSP*

Вставки *TSP* расположены на калибрующей поверхности с целью поддержания номинального диаметра скважины. При использовании в крайне абразивных породах они устанавливаются на периферийную часть профиля долота для увеличения прочности и износоустойчивости на данном участке лопасти, испытывающей при бурении максимальные усилия и изнашивание. Конструкции буровых долот имеют увеличенные по высоте лопасти, что позволяет распределить больший объем алмазного материала и обеспечивает большую проходку, чем при использовании традиционных импрегнированных буровых долот. Буровые долота *Kinetic* также характеризуются индивидуальным подходом при конструировании для конкретного типа забойного двигателя, применяемого в данных условиях. Профиль долота подбирается в зависимости от того, используется ли оно с винтовым забойным двигателем или турбобуром. Долото *Kinetic* демонстрирует высокую производительность бурения в комплексе с турбобурами за счет высокой частоты вращения, реализуемой данными забойными двигателями. Увеличенная калибрующая поверхность в сочетании со стабильностью турбобура обеспечивает высокое качество ствола скважины, исключая его винтообразное искривление, характерное для долот с резцами *PDC*.

В долоте используется комбинация распределения центрального потока жидкости и точечно размещенных промывочных отверстий для улучшения его охлаждения и обеспечения эффективной очистки. Конструкция бурового долота *Kinetic* позволяет производить эффективное бурение переслаивающихся пород при поддержании оптимальной механической скорости проходки, что исключает необходимость замены долота для бурения различных пород.

Долота *Kinetic* конструируют с использованием точно спроектированных горячепрессованных вставок *GHI* (рис. 1.45), алмазных резцов высшего качества, термостабильных поликристаллических алмазов (*TSP*) и матриц с импрегнированными алмазами. Компоненты *GHI* состоят из комбинации алмазных кристал лов и порошка карбидо-вольфрамовой матрицы, подобранной для обеспечения специальных свойств материалов, применяемых в конкретных условиях.

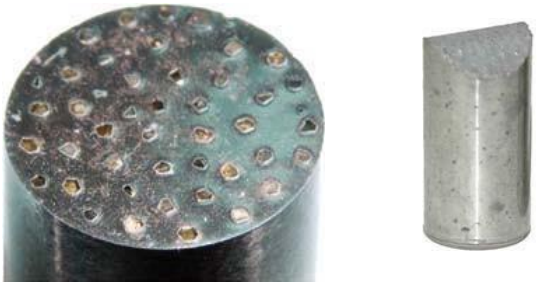


Рис. 1.45. Внешний вид горяче- прессованных вставок (*GHI*).

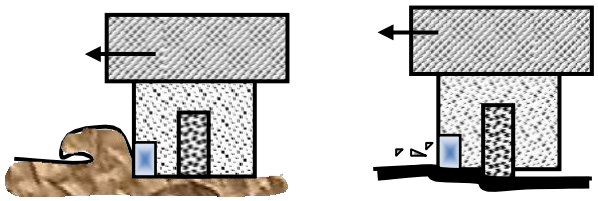
Для вставок *GHI* применяется гранулирование, обеспечивающее более равномерное распределение алмазного материала. Получаемый равномерный состав обладает большей прочностью, сохраняет форму и имеет высокую скорость бурения в течение более длительного периода.

При бурении вставки постоянно самозатачиваются путем стирания связующего материала и открытия новых алмазных резцов. Благодаря тому, что вставки *GHI* выступают над поверхностью лопастей, они обеспечивают высокий уровень контактных давлений на горную породу и режим эффективного разрушения самых твердых горных пород. В то же время импрегнированные долота *Kinetic* используются для бурения пород самой различной твердости за счет комбирированной системы вооружения,

которая позволяет реализовать резание лопастями мягких горных пород и резание-скалывание горных пород средней твердости, а также микрорезание и истирание алмазными резцами горных пород высокой твердости (рис. 1.46, *а, б*). Гибридные долота *Kinetic*, обозначаемые буквой *H*, имеют комбинированное вооружение из *PDC*-резцов, природных алмазов и термостабильных поликристаллических алмазов. Долота *Kinetic* могут модифицироваться за счет использования разных связующих материалов и различных по размеру кристаллов в соответствии со свойствами буримой породы и типом забойного двигателя для идеальной эксплуатации при высоких частотах вращения, возникающих при использовании турбобуров. Выступ вставок *GHI* из корпуса долота повышает объем потока жидкости перед долотом, что позволяет использовать его для разбуривания оснастки обсадной колонны, увеличить механическую скорость и применять их при бурении на регрессии, когда работа шарошечных долот и долот *PDC* приводит к снижению механической скорости и проходки на долото.

На рис. 1.47 представлено импрегнированное алмазное долото компании *UniDrill* (ОАО «Универсальное бурение», Россия). Данные долота имеют матричный корпус, в режущую структуру которых входят сегменты различной формы с импрегнированными в них мелкозернистыми искусственными алмазами.

Состав матрицы подбирается в зависимости от породы с таким расчетом, чтобы её износ происходил немного быстрее, чем износ алмазов. Долота предназначены для бурения с помощью ротора или забойных двигателей в твердых и сильно абразивных породах.



а *б*

Рис. 1.46. Схемы, поясняющие принцип работы импрегнированных долот *Kinetic*: *а* – в мягких горных породах и породах средней твердости; *б* – в твердых горных породах



Рис. 1.47. Импрегнированное алмазного долото компании *UniDrill* типа *UI*

1.5.2. Разработки алмазных инструментов компаний Atlas Copco и Boart Longyear

В настоящее время значительный объем геологоразведочного бурения выполняется на оборудовании и инструментом таких ведущих мировых производителей, как компании *Atlas Copco* и *Boart Longyear*.

В соответствии с рекомендациями компании *Atlas Copco* выбор инструмента и технологии бурения производят на основании оценки абразивности, трещиноватости и твердости горных пород, которые сгруппированы и разбиты на пять категорий.

К первой группе относятся крупнозернистые, сильнотрещиноватые и сверхабразивные породы (сланец, аргиллит и известняк). Для их бурения рекомендуются импрегнированные коронки типа *Craelius* и *Hobic* с максимально твердыми матрицами.

Вторая группа пород характеризуется как трещиноватые и абразивные (песчаник, доломит, туф, кремнистый сланец). Для бурения этих пород рекомендуются коронки с менее твердыми матрицами.

Третья группа пород характеризуется как среднеабразивная (андезит, базальт, пегматит, диабаз, габбро, диорит). Коронки, рекомендуемые компанией, имеют еще менее твердые матрицы.

Четвертая группа пород – это крепкие слабоабразивные породы

(гнейс, диорит, гранит, кварцит, порфир).

Пятая группа пород – очень крепкие и неабразивные породы (кварц, риолит, кремнистый известняк, таконит, лимонит, яшма). Для таких горных пород предлагается инструмент с наиболее мягкой матрицей.

Для изготовления импрегнированных коронок используют искусственные алмазы, однослойных коронок – природные алмазы зернистостью 30/50 или 20/25 шт./карат. Более крупные камни используются в коронках для бурения менее твердых, а более мелкие – более твердых горных пород. Алмазы в однослойных коронках применяются только группы *S*, в которую попадают обработанные и полированные алмазы повышенного качества.

Создаваемый буровой алмазный импрегнированный инструмент отличается не только формой торцевой части и промывочных каналов, но и высотой матриц. Например, коронки типа *Craelius* могут иметь матрицу высотой 6,5; 9,5; 12 и 16 мм. Коронки типа *Hobic* 6,5; 8; 10 мм. У коронок компании *Boart Longyear* типа *Alpha* высота матрицы может быть 9,5; 12 и даже более 25 мм.

Последняя из коронок имеет маркировку *Alpha Stage* 3 (рис. 1.48). Её уникальность в наличии трех рабочих «этажей», располагаемых по вертикали, при этом каждый из них оснащен тремя промывочными каналами.

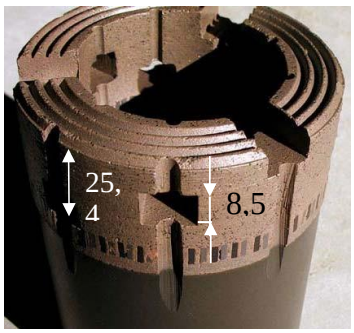


Рис. 1.48. Импрегнированная коронка компании *Boart Longyear* типа *Alpha Stage*3

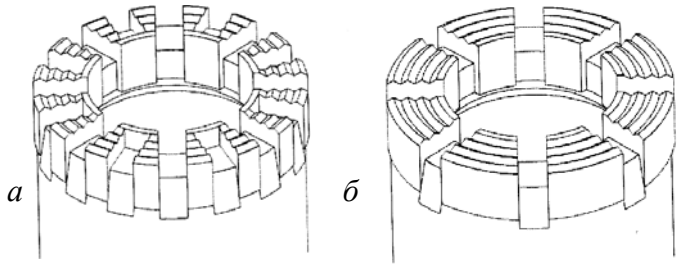


Рис. 1.49. Геометрия торца импрегнированных алмазных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear* типа *Express* с дополнительными каналами на торце (*а*) и стандартного типа (*б*)

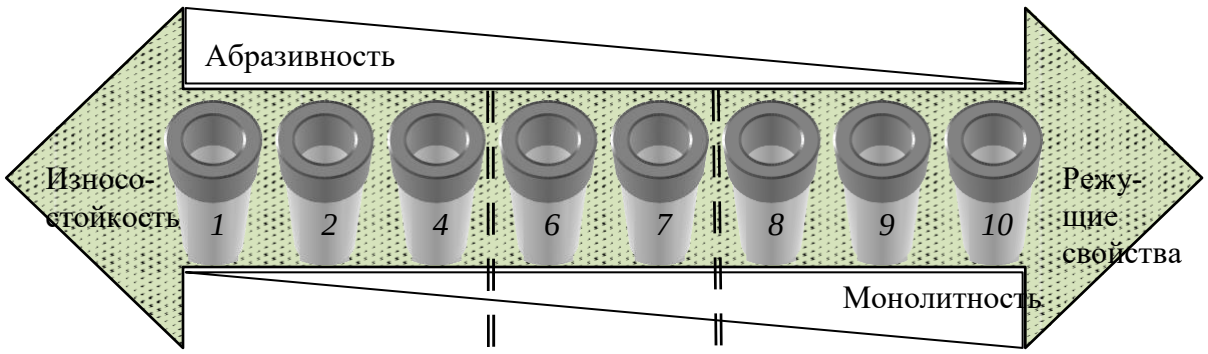
На первом этапе работы коронки действуют все три «этажа» матрицы, пропуская жидкость. При этом нижние окна обеспечивают проход жидкости для удаления шлама с забоя скважины. По мере срабатывания матрицы площадь, а затем и число каналов уменьшаются, а на заключительном этапе, когда в работе находится только последний «этаж» матрицы, работают только три оставшиеся промывочные каналы.

Сравнительные испытания коронок типа *Alpha Stage*3 и *Alpha Extended Crown* с высотой матрицы 12 мм показали, что интервал бурения первыми коронками в очень твердых породах составил 126–130 м, вторых 40–41 м. При бурении пород средней твердости соотношение длины проходки этими коронками составило соответственно 400–500/140–150 м.

Низкая (6,5, 8,0 мм) и стандартная (9,5 мм) высота матрицы используется для коронок, срок службы которых не влияет на количество операций спуска и подъема, а также если ожидается значительный износ коронки по диаметру. Для снарядов со съемным керноприемником обычно рекомендуются коронки с очень высокой матрицей (12 мм) и суперматрицей (16 и 25 мм).

Для импрегнированных коронок основным является W-профиль, эффективный за счет образования свободных поверхностей разрушения горной породы, что способствует ее разрушению.

Методика выбора коронок типа *Alpha* (рис. 1.49) компании *Boart Longyear* рассмотрена на рис. 1.50. Эти коронки выпускаются со значительным числом модификаций и оснащены алмазами в оболочке из хрома, что повышает прочность соединения их с матрицей и эксплуатационные показатели инструмента.



ТИП ГОРНОЙ ПОРОДЫ

Мягкая и средней твердости:	*Твердая:*	*Очень твердая:*
андезит, перидотит, пегматит, сланец, выветрелый гранит и др. выветрелые твердые породы	кварцит, гнейс, гранит, риолит, диорит, габбро	джаспелит, таконит, кварц, роговик

Рис. 1.50. Технологическая схема выбора алмазных импрегнированных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear*: 1) коронки с матрицами от 6 до 10 серии могут изготавливаться с дополнительными каналами на торце (*Express*) и увеличенной высотой матрицы (*Extended Crown*); 2) коронки могут изготавливаться с увеличенной шириной промывочных окон (*Super-Flush*) и дополнительными торцевыми промывочными отверстиями (*Face Discharge*); 3) для бурения твердых и одновременно абразивных, а также трещиноватых горных пород коронки стандартной серии 6,7 и 8 изготавливаются с более твердой и прочной матрицей в версии *Abrasive*; 4) для бурения очень твердых горных пород коронки стандартных серий 6, 7, 8, 9 и 10 изготавливаются в версии *Competent.*

Как следует из представленного (рис. 1.50) материала, методика выбора алмазной коронки компании *Boart Longyear* аналогична методике компании *Atlas Copco* и основывается на разделении горных пород по абразивности, монолитности (твердости) и трещиноватости.

При управлении процессом бурения для каждого типа коронки компаниями *Atlas Copco* и *Boart Longyear* рекомендуется рациональная частота вращения, выбор которой определяется по линейной скорости в пределах 2–5 м/с, и усилие подачи, которое должно обеспечить определенную скорость проходки. Критерием оптимального управления алмазным бурением является значение показателя *RPI* (число оборотов на сантиметр подачи).

Таблица 1.3.

Пример выбора параметров режима бурения в соответствии с управлением по методике рациональной *RPI*

Типоразмер коронки	Расход промывочной жидкости, л/мин	Частота вращения, мин$^{-1}$	Скорость бурения см/мин при *RPI*, об/см		Осевая нагрузка, даН
			80	100	
BQ – 59,6 мм	23-30	1 700	22	17	900–2 300
		1 000	13	10	
		700	9	7	
NQ – 75,3 мм	30-38	1 350	17	14	1 400–2 700
		800	10	8	
HQ – 96,1 мм	38-45	1 000	13	10	1 800–3 600
		600	8	6	
PQ – 122,6 мм	68-87	800	10	8	2 300–4 500
		600	6	5	

В табл. 1.3. приведены рекомендуемые параметры режима бурения импрегнированными коронками компании *Boart Longyear*, выбираемые в соответствии с критерием *RPI.*

Например, при частоте вращения 1 200 мин$^{-1}$ и скорости проходки 6 дюймов (15 см) показатель *RPI* составит 1 200/15 = 80. Управление процессом бурения осуществляют, ориентируясь на *RPI* = 80–100, но считаются допустимыми и более высокие скорости проходки, для которых *RPI* = 60–50. В данном случае критерием выбора параметров режима бурения и скорости углубления является износостойкость инструмента.

1.5.3.Динамические нагрузки на алмазы в процессе разрушения горных пород

Повышенная хрупкость алмаза делает его очень чувствительным к вибрации. При сильной вибрации ресурс алмазного бурового инструмента может снижаться в десятки раз по сравнению с инструментом, отработанным без наложения вибрации.

Вибрации бурового инструмента возникают из-за неравномерности разрушения горной породы и несовершенств самого инструмента, например вследствие неперпендикулярности торца, несовпадения осей корпуса, матрицы, резьбы и др.

Как правило, колебания инструмента происходят с частотой, кратной частоте вращения снаряда. Так, при частоте вращения колонны 200–800 мин$^{-1}$ алмазная коронка претерпевает от 3,3 до 13,3 колебаний в секунду [14]. Колебания инструмента приводят к динамическим нагрузкам на алмазы. Исследования динамических усилий, возникающих при разрушении горной породы единичным алмазом, показали [12], что процесс разрушения горной

породы резанием-скалыванием происходит скачкообразно. Амплитуда как осевого, так и тангенциального усилий разрушения непрерывно меняется. Причем каждому импульсу силы на осциллограмме (рис. 1.51) соответствует единичный акт разрушения горной породы. Запись единичных актов разрушения при больших скоростях позволяет утверждать, что по внешнему виду осциллограмма единичного акта разрушения во многом сходна с графиком разрушения упругохрупкой породы индентором.

При этом рассмотрение каждого отдельного импульса на осциллограмме (рис. 1.51) показывает, что нагрузка на алмазе возрастает от минимальных до максимальных значений в сотые и тысячные доли секунды. По существу, каждый импульс на осциллограмме соответствует микроудару алмаза по горной породе.

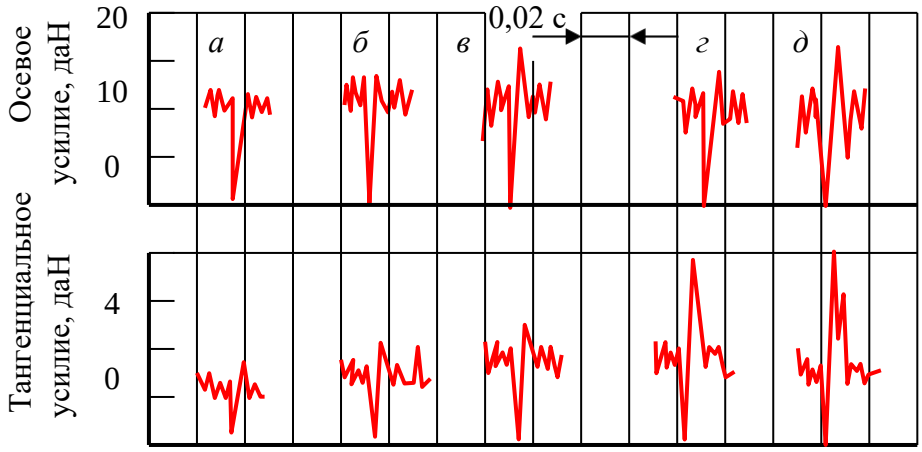


Рис. 1.51. Осциллограммы микроударов алмаза при пересечении трещины на различной глубине резания альбитофира (твердость 2 760 МПа, коэффициент пластичности 1,5), мм: *а* – 0,05; *б* – 0,75; *в* – 0,1; *г* – 0,13; *д* – 0,15.

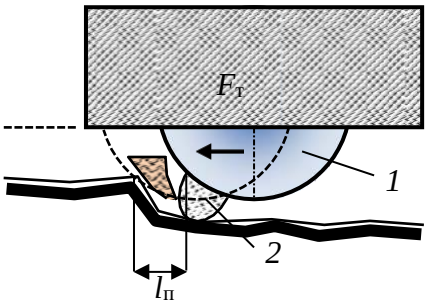


Рис. 1.52. Схема работы алмазного резца

Таким образом, в твердых упругохрупких и хрупких породах разрушение происходит циклически: микроудар – холостой ход – микроудар – холостой ход и т. д.

Динамический характер разрушения связан прежде всего с тем, что, произведя скалывание породы передней гранью и создав относительно свободное пространство перед собой, алмаз определенный участок пути $l_п$ может пройти вхолостую, а затем, достигнув неразрушенной породы на пути своего движения, вновь столкнуться с породой, испытывая при этом динамические нагрузки (рис. 1.52).

В табл. 1.4. приведено соотношение динамических, тангенциальных и осевых усилий разрушения, а также импульс силы при разрушении хрупкого мигматита (твердость 3 000 МПа, коэффициент пластичности 1).

При проведении эксперимента наряду с микроударами при резании-скалывании монолитной породы фиксировался микроудар алмазного резца при пересечении открытой трещины.

Представленные данные показывают, что алмаз воспринимает в зависимости от частоты вращения инструмента от 300 до 700 микроударов в секунду, но с увеличением скорости перемещения резца количество микроударов на единицу пути уменьшается. Сила удара, воспринимаемого алмазом при пересечении трещины, зависит от твердости горных пород и глубины его внедрения в породу (рис. 1.52).

Таблица 1.4.

Зависимость изменения характеристик микроудара алмаза по горной породе от нагрузки и скорости резания.

Частота вращения, мин$^{-1}$	Осевая нагрузка, даН			Тангенциальное усилие, даН			Импульс силы при пересечении трещины, даН		Продолжительность импульса, с
	min	max	Импульс силы, даН	min	max	Импульс силы, даН	Осевая сила, даН	Тангенциальное усилие, даН	
120	4,2	7,1	2,9	1,4	3,2	1,8	7,3	4,0	0,003
	4,9	7,9	3,0	2,0	4,0	2,0	6,25	4,25	0,003
	6,1	8,9	2,7	2,3	3,4	1,1	7,25	4,3	0,002
	6,9	12,2	5,3	2,1	4,5	2,4	9,5	5,4	0,004
	7,25	12,75	5,5	2,9	3,15	1,25	15,0	5,7	0,004
	8,5	11,2	2,7	2,5	3,5	1,0	9,5	5,0	0,004
375	4,5	7,0	2,5	1,5	3,1	1,6	7,25	4,7	0,002
	5,3	8,6	3,25	2,0	3,5	1,5	6,5	4,3	0,002
	5,5	8,0	2,5	2,1	3,1	1,0	5,6	3,25	0,0015
500	3,75	6,05	2,3	1,6	2,8	1,2	5,25	3,4	0,002
	5,5	7,0	1,5	1,6	3,0	1,4	5,75	3,8	0,002
	5,75	7,5	1,75	2,0	3,0	1,0	5,75	3,2	0,001
700	6,5	8,7	2,2	2,0	3,0	1,0	6,5	2,8	0,0016
	6,8	8,3	1,5	2,0	2,9	0,9	7,0	3,0	0,0016
	7,0	9,3	2,3	2,1	3,1	1,0	7,6	4,4	0,001

При ширине трещины, равной или несколько превышающей размер внедрившейся части алмаза, в момент пересечения трещины нагрузка на алмаз падает до нуля, а затем резко возрастает. С увеличением глубины внедрения алмаза в породу (повышение осевой нагрузки на резец) меняется амплитуда колебаний усилий до 1,5–2 раз. Отсюда следует, что максимальные динамические нагрузки на алмазный резец возникают при разрушении более твердого габбро, а при разрушении перидотита не наблюдается значительных колебаний осевого и тангенциального усилий.

Наличие трещины приводит к значительным перегрузкам на резец, которые особенно заметны на фоне незначительных динамических колебаний осевого и тангенциального усилий при разрушении перидотита.

Горная порода является диссипативной системой, что приводит к поглощению энергии ударного столкновения алмаза с ней. Влияние *диссипативных* свойств породы можно учесть через коэффициент внутреннего трения горной породы, который равен tg $\varphi_п$.

Диссипация (от лат. *dissipatio* – рассеяние) – *явление рассеивания механической энергии при движении, деформировании с переходом кинетической энергии в тепловую.*

Бурение в трещиноватых горных породах имеет ряд особенностей. Значительное влияние на процесс бурения в трещиноватых горных породах оказывает оптимальное сочетание режимных параметров, в первую очередь осевой нагрузки на буровой инструмент и частоты вращения.

Экспериментальными исследованиями и данными практики установлено, что осевая нагрузка на буровую коронку и частота вращения снаряда должны снижаться по мере увеличения степени трещиноватости пород до 50 % от значений, принятых для монолитных пород. Это связано с тем, что при появлении трещиноватости горных пород изменяется механизм их разрушения.

Трещины способствуют развитию деформаций в породе, возрастает объем разрушенной породы при подходе резца к трещине, увеличивается и размер разрушенных частиц породы (рис. 1.53). При подходе резца к трещине наблюдается расширение и углубление борозды разрушения в 1,5–2 раза.

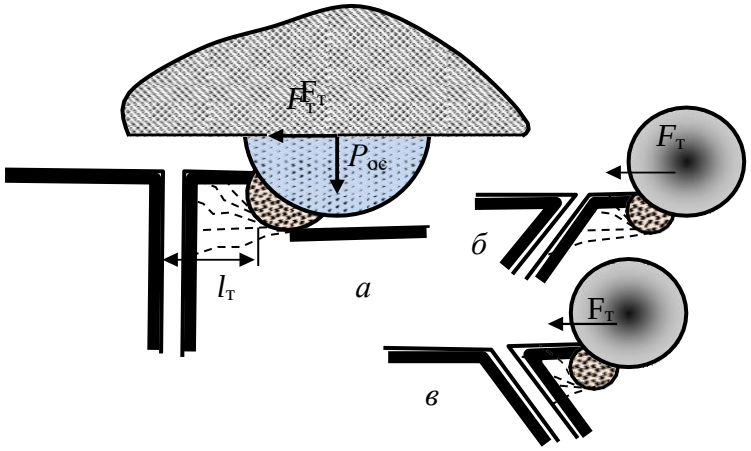


Рис. 1.53. Схемы, поясняющие процесс разрушения породы резцом перед трещиной

Таким образом, наличие трещин способствует разрушению горной породы. Степень понижения прочности забоя скважины определяется размером трещины, их количеством на единице площади забоя и ориентацией по отношению к забою скважины.

В то же время работа резца, пересекающего трещину, как уже отмечено выше, носит чрезвычайно динамический характер, так как скол породы при подходе к трещине обеспечивает резцу «пробег» на интервале $l_т$ без какого-либо сопротивления до противоположного борта трещины (рис. 1.53, *а*), а при встрече резца с бортом трещины происходит удар, в результате которого может произойти слом резца.

Особенно чувствительны к подобным ударным нагрузкам буровые инструменты резцового типа – твердосплавные коронки, лопастные долота и алмазные буровые коронки.

Импульсный характер процесса бурения трещиноватых горных пород приводит к тому, что тангенциальное усилие на резце в момент пересечения им открытой трещины резко изменяется.

Наиболее значительные ударные нагрузки на резцы инструмента будут в случаях, при которых плоскость трещины или перпендикулярна направлению движения резца (рис. 1.53, *а*), или, если плоскость трещины наклонена по направлению движения резца (рис. 1.53, *б*). В случае если плоскость трещины ориентирована в направлении перемещения резца, динамический характер работы резца будет несколько снижен (рис. 1.53, *в*), поскольку он пересекает трещину по касательной.

С увеличением трещиноватости горных пород за счет снижения прочности забоя и увеличения количества ударов и энергии каждого удара начинает расти механическая скорость бурения, но одновременно с этим увеличивается и сила ударов по резцам, что может приводить к интенсивному износу алмазных коронок, сколам и выкрашиванию алмазных резцов. Снижение динамической нагрузки на резцы буровых коронок следует осуществлять прежде всего за счет уменьшения частоты их вращения. Снижение частот вращения, особенно при алмазном бурении, следует определять исходя из допустимой

энергии удара алмазов при пересечении ими трещин с учетом количества или размеров самих трещин.

1.6. Разрушение горных пород шарошечными долотами

1.6.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот

Одним из наиболее распространенных буровых инструментов, предназначенных для бурения горных пород различной твердости – от мягких до самых твердых, без отбора керна и с отбором керна, являются шарошечные долота.

Шарошечное долото создано в конце XIX – начале XX в. Долото с коническими шарошками запатентовано Говардом Хьюзом (США) в 1909 г.

Шарошечное долото (рис. 1.54) состоит из корпуса с резьбой *1*, лап *2* и шарошек *3*, размещаемых на осях – цапфах *4*. Шарошки 3 имеют вооружение в виде армированных зубьев *5*. При вращении корпуса долота *1* с лапами *2* шарошки *3* вращаются вокруг цапф 4. Поэтому между шарошками *3* и цапфами *4* размещают шариковые или роликовые подшипники *6*, а в долотах малого размера применяют подшипники скольжения. Очистной агент подается к забою по каналу *7*. Отверстие *8* предназначено для доставки в канал между шарошкой *3* и цапфой *4* шариков подшипника *6*, которые, выполняя функцию подшипника, служат также в качестве фиксаторов шарошки *3* на цапфе *4*. После сборки долота канал *8* закрывают.

Уникальность этого инструмента состоит в сочетании ударного, раздавливающего и скалывающего действией, реализуемых одновременно, что позволяет успешно бурить как мягкие и пластичные, так и твердые и хрупкие горные породы.

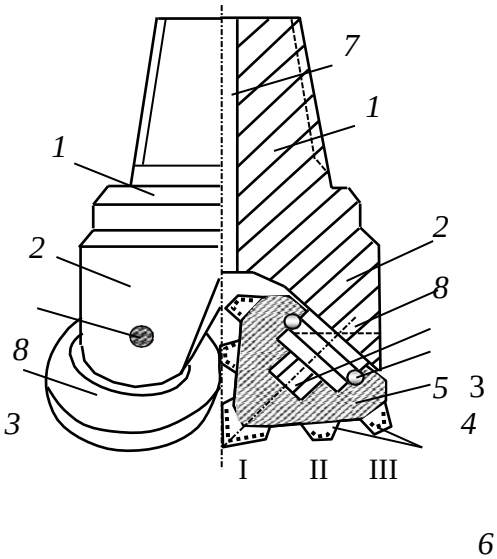


Рис. 1.54. Схема трехшарошечно- го долота с центральным промывочным каналом, зубчатым вооружением и опорой качения на подшипниках

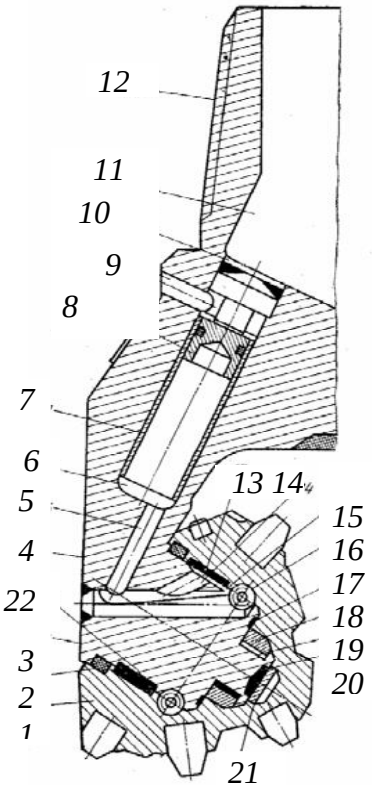


Рис. 1.55. Долото с герметизированной маслонаполненной опорой

При вращении долота шарошки перекатываются по забою, опираясь (каждая из них) на породу то одним, то двумя зубьями. Таким образом, одновременно в контакте с породой находятся несколько зубьев шарошки, а остальные остаются как бы в резерве. Если сопоставить вооружение шарошечного долота с инструментом режущего типа, например лопастным долотом, можно убедиться, что запас вооружения у шарошечного долота увеличивается в десятки раз, хотя удельное давление на забой при равной осевой нагрузке при этом остается прежним.

Зубья шарошечного долота находятся в контакте с горной породой весьма короткое время, а выйдя из контакта, интенсивно охлаждаются промывочной жидкостью. Это позволяет резко увеличить удельную мощность, реализуемую зубьями, по сравнению с резцами режуще-скалывающего инструмента, без опасности развития катастрофического изнашивания вооружения.

Ресурс шарошечных долот определяется довольно часто не стойкостью вооружения, а износостойкостью опор вращения шарошек. Для повышения ресурса шарошечных долот большого размера применяют герметизирующие подшипниковые узлы уплотнения, а также долота с маслонаполненными под давлением опорами.

На рис. 1.55 приведена схема долота с герметизированной маслонаполненной опорой серии *L* французской фирмы *Creusot-Loire*.

Долото имеет герметизированную опору благодаря наличию манжеты *2*, перекрывающей зазор между шарошкой *1* и цапфой *3*. В состав герметизированной системы, заполненной смазкой, входят просверленные в лапе *4* смазочный соединительный канал *5* и лубрикатор *6*. В лубрикаторе *6* установлены гидроцилиндр *7* с поршнем *8*, которые образуют компенсатор, обеспечивающий автономную подачу смазки из лубрикатора *6* и гидроцилиндра *7* через канал *5* к элементам опоры в процессе бурения под действием нисходящего потока промывочной жидкости. Для выравнивания давлений, действующих с одной стороны на манжету *2*, а с другой – на поршень *8*, просверлен отводной канал *9*, сбрасывающий часть жидкости, поступающей в верхнюю часть *10* лубрикатора над поршнем из внутренней полости 11 резьбовой головки *12* долота. К фрикционным поверхностям *13* и *22* большого подшипника смазка подводится от соединенного канала *5* через канал *14*, а к шариковому замковому подшипнику *16* через канал *15*. Под шариковым подшипником *16* предусмотрен дополнительный торцевой подшипник *17* скольжения. Малый фрикционный узел со стороны шарошки выполнен вставной фрикционной втулкой *18*, а со стороны цапфы 3 – поверхностью 19, армированной защитным покрытием таким же образом, как и в зоне большого подшипника, по нижнему нагруженному сегменту. Защитным покрытием армируется и концевой торец *20* цапфы, контактирующий с подпятником *21*, запрессованным в шарошку.

Защита подшипниковых опор шарошечного долота является одной из важнейших задач при его работе в условиях высокой температуры и давления, воздействия корозионных пластовых флюидов и промывочной жидкости.

Примером современного решения по созданию герметизированных опор шарошечных долот является двойное сальниковое уплотнение долот *Gemini R*, производимых компанией *Smith bits* (рис. 1.56).

Система двойного сальникового уплотнения *Gemini R* является наиболее долговечной и надежной среди подобных. Она состоит из первичного уплотнительного кольца для защиты подшипников и вторичного, обеспечивающего защиту первичного сальникового уплотнения. Первичное уплотнение новой конструкции усилено по динамическим поверхностям особым износостойким эластомером и новым энергоемким материалом, обладающим постоянным давлением в зоне соприкосновения. Первичное кольцо пулевидной формы имеет широкий поперечный профиль и обеспечивает максимальную защиту подшипника.

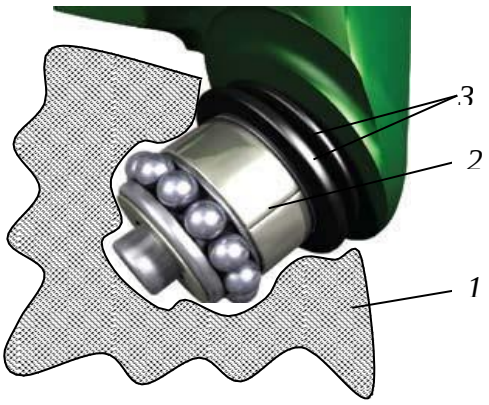


Рис. 1.56. Долото с двойным сальниковым уплотнением опоры качения:
1 – шарошка; *2* – цапфа; *3* – сдвоенные сальники.

Вторичное уплотнительное кольцо также изготавливается из нескольких специально разработанных материалов и предназначено для защиты подшипникового уплотнительного кольца от абразивного воздействия твердых частиц, присутствующих в скважинных флюидах. Специально разработанный термостойкий материал *Kevlar* расположен на торцевой поверхности уплотнения в зоне контакта герметичного кольца и цапфы. Он обеспечивает повышенный уровень износостойкости, а также защиту от абразивного воздействия скважинных жидкостей.

Эластомерная матрица обеспечивает упругость и превосходные уплотняющие свойства. Хотя уплотнительные кольца функционируют независимо друг от друга, в паре они создают превосходную герметизацию подшипникового узла и надежную работу в условиях высокой частоты вращения инструмента, больших нагрузок на долото, при проходе участков со значительным искривлением ствола, повышенном содержании твердой фазы в буровом растворе и высоком забойном давлении. Долота могут иметь 1, 2, 3, 4 и более шарошек. Основными являются трехшарошечные долота (рис. 1.57).

По назначению шарошечные долота разделяются на следующие основные виды:

- для бескернового вращательного бурения;
- бурения с отбором керна (колонковые долота);
- бурения с продувкой;
- специального назначения.

Для производства буровых работ выпускаются бескерновые шарошечные долота следующих типов: М (для мягких пород), МЗ (для мягких абразивных), МС (для мягких пород с пропластками пород средней твердости), МСЗ (для мягких абразивных пород с пропластками пород средней твердости), С (для горных пород средней твердости), СЗ (для абразивных пород средней твердости), СТ (для горных пород средней твердости с пропластками твердых пород), Т (для твердых пород), ТЗ (для твердых абра- зивных пород), ТК (для твердых горных пород с пропластками крепких пород), ТКЗ (для абразивных твердых пород с пропластками крепких пород), К (для крепких пород), ОК (для очень крепких горных пород).

Все перечисленные долота подразделяются на две группы, которые отличаются как по характеру взаимодействия и разрушения горной породы на забое, так и конструктивному исполнению рабочих породоразрушающих органов – шарошек долота.



Рис. 1.57. Трехшарошечные долота: *а* – для бурения мягких горных пород с фрезерованными на шарошках зубьями; *б*, *в* – для бурения средних по твердости и твердых горных пород с твердосплавными по- родоразрушающими вставками; *1* – траектории движения венцов шарошек долота; *2* – сопло для выхода промывочной жидкости с боковым расположением; *3* – шарошки; *4* – лапы долота; *5* – резьба.

Первая группа – долота с зубчатыми шарошками, производящие раздавливающее-дробящее-скалывающее воздействие (долота типа М, МЗ, МС, МЗС, СЗ). Раздавливание, дробление и скалывание породы реализуется при качении шарошки по забою, а вследствие проскальзывания (поступательного движения шарошки без вращения на оси) осуществляется дополнительное резание-скалывание породы.

Как следует из характеристики процесса разрушения горной породы шарошечным долотом, статические формы разрушения (раздавливание) сочетаются с динамическими (скалывание), в том числе с ударными (дробление), что и делает шарошечные долота универсальными инструментами для бурения самых различных по твердости горных пород.

Разрушение горных пород шарошечными долотами может производиться при различных соотношениях режуще-скалывающего и дробящего воздействия. Чтобы создать долота, производящие на горную породу только ударные – дробящие нагрузки, необходимо придать шарошкам такую геометрическую форму, при которой последние осуществляли бы чистое качение. Этим условиям соответствует одноконусная шарошка с образующими, пересекающимися на оси долота. Любое отклонение от указанной геометрии приводит к проскальзыванию шарошек при вращении долота на забое.

Проскальзывание шарошек является важным показателем конструкции долота, который оценивается коэффициентом проскальзывания ($К_{пр}$) – отношением длины траектории проскальзывания зубца за один оборот долота на забое к длине концентрической окружности на забое скважины, по которой перемещается зубец при вращении долота. Проскальзывание достигается за счет формы шарошек и углового или продольного смещения осей вращения шарошек от оси долота. Например, для долот с

конусными шарошками $К_{пр}$ = 0, для двух-, трех- конусных шарошек $К_{пр}$ = 0,05–0,1, для бочкообразных $К_{пр}$ = 0,1–0,15, для долот со смещением осей шарошек от оси долота коэффициент проскальзывания может достигать 0,3 . Значит, в последнем случае почти треть пути по забою зубцы шарошек осуществляют поступательное перемещение как зубцы твердосплавных коронок и долот и только две трети пути по забою перекатываются, совершая дробяще-скалывающее и раздавливающее воздействие на горную породу.

Вооружение шарошек долот первой группы выполняется зубчатым. Зубцы фрезеруются непосредственно на шарошке и армируются наплавляемым твердым сплавом.

Долота, предназначенные для бурения абразивных пород, имеют вооружение в виде запрессованных в шарошки твердосплавных вставок с клиновидной формой рабочей поверхности.

Вторая группа – долота с увеличенным дробящим воздействием на породу и минимальным проскальзывание шарошек (СТ, Т, ТЗ, ТКЗ, К, ОК). Именно поэтому у долот этого типа в основном одноконусные шарошки, установленные в долоте без смещения осей вращения. При этом шарошки долот типа СТ и Т выполняются зубчатыми, ТК, К, ОК армируются твердосплавными вставками со сферическими торцами, а шарошки долот типа ТЗ и ТКЗ имеют комбинированное вооружение – зубья чередуются с твердосплавными вставками.

Шарошечные долота могут оснащаться гидромониторными насадками, повышающими скорость истечения струй промывочной жидкости из центрального канала долота, для улучшения очистки забоя и шарошек от продуктов разрушения.

Как уже отмечено, породоразрушающими элементами шарошек могут быть зубья или твердосплавные вставки с клиновидной, шарообразной и др. формами рабочих поверхностей.

Зубья и вставки на шарошках долота располагают венцами. Венцы и зубья со вставками в них располагают таким образом, чтобы за один полный оборот долота вся поверхность забоя была покрыта зонами разрушения.

Зубья шарошек могут иметь различную геометрическую форму. Наиболее типичной является клиновая с площадкой притупления на вершине зуба (рис. 1.58). Зубья шарошек характеризуются определенными параметрами: α – углом приострения зуба; *a* – шириной площадки притупления; *b* – длиной зуба; *H* – высотой зуба; *S* – шагом расстановки зубьев.

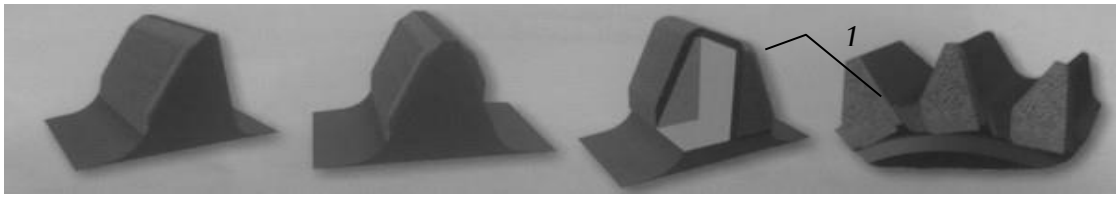


Рис. 1.58. Формы фрезерованных зубьев шарошечных долот:
1 – наплавляемый твердый сплав

Элементы вооружения (зубья или вставные зубки-вставки) располагаются на шарошках таким образом, чтобы предотвратить образование
«рейки» на забое и обеспечить полное перекрытие. Имеется вариант исполнения вооружения по самоочищающейся схеме, когда зубья соседних шарошек входят в бесконтактное зацепление, подобно двум шестерням в механической передаче, но без взаимодействия (рис. 1.59). Подобная схема выполняется с целью очистки шарошек и особенно пространства между зубьями от налипающей горной породы.

Долота оснащаются твердосплавными вставками, например разработанными компанией *Hughes Tool Company* (рис. 1.60). Каждая вставка имеет цилиндрическое основание со скошенной у нижнего торца фаской. Рабочая головка вставки может иметь

различную форму в зависимости от назначения вставки. Так, вставка с круглой (овоидальной) головкой (рис. 1.60, *а*) предназначена для скалывания и дробления породы, поэтому она применяется для оснащения долот при бурении очень твердых горных пород (ОК).

Зубок со сводчатой формой (рис. 1.60, *б*) используется в долотах, предназначенных для бурения твердых (Т) и крепких (К) горных пород. Высота головки несколько больше, чем у предыдущей вставки, поэтому при перекатывании шарошки зубок внедряется в породу на бóльшую глубину, а это возможно в породах менее твердых, чем разбуриваемые вставкой с круглой головкой. Воздействие на породу со стороны шарошки в этом случае так же дробяще-скалывающее.

Вставка со сводчато-черпаковидной головкой (рис. 1.60, *в*) характеризуется еще большей высотой. Кроме дробления-скалывания она благодаря черпаковидной выемке производит и механическое извлечение разрушенной породы из лунок забоя. Предназначена такая вставка для бурения горных пород средней (С) твердости.

Коническая рабочая головка вставки (рис. 1.60, *г*) способствует дробящему воздействию на породу, но она производит также и небольшое скребуще-режущее воздействие, а поэтому применяется для оснащения долот, предназначенных для бурения горных пород средней (С) твердости. Зубиловидная головка вставки (рис. 1.60, *д*) характеризуется пересечением граней под углом 90º. Она предназначена для разрушения горных пород средней (С) твердости дроблением и скалыванием.

Долотовидная вставка (рис. 1.60, *е*) с затуплением вершины предназначен для разрушения горных пород средней (С) твердости и мягких (М) и характеризуется наряду с дроблением-скалыванием также и скребущим действием.

Клиновидно-коническая вставка (рис. 1.60, *ж*) характеризуется весьма значительным закруглением вершины и может применяться для бурения горных пород средней твердости (С) и мягких (М).

Вставка с черпаковидной головкой и со смещением вершины (рис. 1.60, *з*) предназначена для разрушения преимущественно мягких (М) и рыхлых горных пород. Зубок обеспечивает фрезерующе-сребущее воздействие на породу и извлечение из лунок забоя разрушенных осколков породы, предотвращая их многократное перемалывание. Высота этого зубка максимальна.

Черпако-долотчатая вставка (рис. 1.60, *и*) обладает теми же свойствами, что и предыдущий, но характеризуется бóльшим притуплением его вершины и меньшей высотой, что допускает возможность его применения для разрушения более плотных пород, т. е. средней (С) твердости.

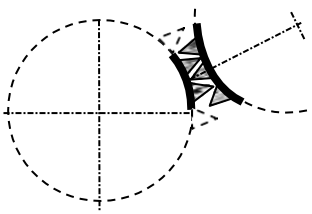


Рис. 1.59. Исполнение вооружения шарошек по самоочищающей схеме

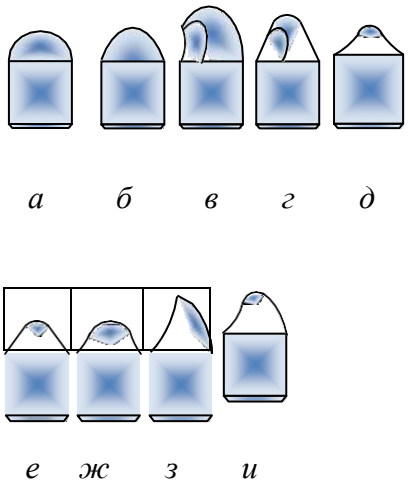


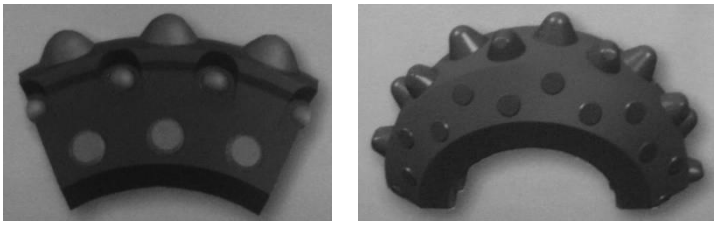
Рис. 1.60. Разновидности вставок, применяющихся в долотах

У долот фирмы *Hughes Tool Company* также выполняется усиление калибрующего вооружения твердосплавными вставками, преимущественно овоидальной формы, устанавливаемыми через один-два фрезерованных зуба. При этом вершина фрезерованного зуба срезается и в образуемой площадке ближе к тыльной стороне высверливается гнездо под вставку. Такое усиление называют «Heel Pac», т. е. упрочнение пяты – тыльной части шарошки (рис. 1.61).

Для повышения эффективности разрушения горных пород применяют долота с венцами, зубья которых имеют различную длину торцевых площадок. Такие долота получили название долот с волнообразными венцами. Ресурс этого долота и скорость бурения увеличены за счет скола зубьями более крупных частиц породы: более острые зубья *1* проникают в породу на бóльшую глубину, а более широкие зубья *2* скалывают боковые поверхности лунок, образовавшихся от ударов острых зубьев *1* (рис. 1.62). Обязательным условием при конструировании шарошечных долот является создание достаточно долговечной опоры шарошек. С этой целью трущиеся детали долот выполняются из высококачественных сталей и подвергаются специальной термообработке. Особенно сложной представляется задача создания долговечных опор качения шарошек у долот диаметром 76, 59 и 46 мм в связи с резким снижением прочностных характеристик всех деталей и трудностью использования шариковых затворов шарошек, вызванными малыми размерами цапф, лап и низкой прочностью шариков приемлемых размеров.

В связи с этим для бурения скважин диаметром 76–46 мм в Среднеазиатском НИИ геологии и минерального сырья предложена оригинальная и эффективная конструктивная схема малогабаритного долота, получившего маркировку ДДА (долото двухшарошечное асимметричное). Долота ДДА-46, 59, 76 и 93 предназначены для бурения твердых и очень твердых горных пород.

Долото ДДА (рис. 1.63) состоит из корпуса с резьбой *1* из двух секций, соединенных сварными швами *2*. На цапфах *3* корпуса смонтированы шарошки *4* полусферической формы, армированные цилиндрическими зубками *5* из твердого сплава ВК8. Опора долот (цапфа *3*, шарошка *4*) представлена подшипником скольжения, что позволяет выполнить её конструктивно более прочной, так как не требуется размещение на опоре шариков и роликов подшипниковых узлов. Шарошки долота *4* закрепляются на лапах распорным *V*-образным пальцем *6* с упорными буртами, который своими концами вставляется в отверстия пустотелых цапф *3*, создавая, таким образом, дополнительную опору.



а *б*

Рис. 1.61. Варианты усиления тыльной части шарошек долот: *а* – калибрующие вставки и один ряд вставок для защиты; *б* – два ряда вставок для защиты

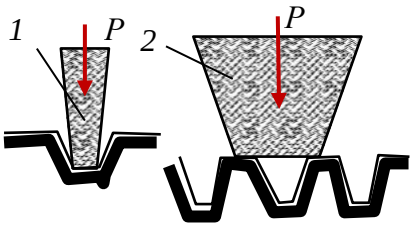


Рис. 1.62. Схема поражения забоя шарошечным долотом с зубьями в венце различной ширины

В этом случае шарошки *4* размещены в долоте не консольно, как это принято по основной схеме, а в пределах замкнутого контура «цапфа *1* – *V*-образный палец-лапа *2*», что существенно повышает прочность долота и практически исключает отделение шарошек от корпуса при бурении. Угол наклона цапф *6* к оси долота 65º. Детали долота изготавливаются из легированной стали и подвергаются термообработке, цементации, закалке и отпуску.

Исследования, выполненные при создании конструкции долота ДДА, показали, что проскальзывание является одним из основных факторов, интенсифицирующих процесс разрушения при бурении не только мягких и пластичных пород, но и твердых горных пород.

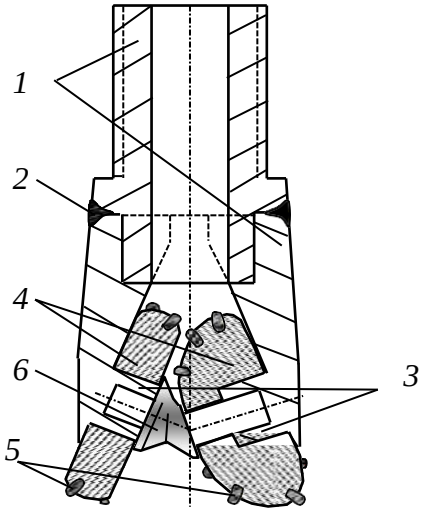


Рис. 1.63. Шарошечное долото ДДА

При бурении долотами типа ДДА достигается более высокая механическая скорость бурения при относительно равном ресурсе в сравнении с другими долотами, например трех- или двухшарошечными долотами типа К, конструкции СКБ Министерства геологии, которые выполнены по классической схеме.

1.6.2.Системы очистки забоя и интенсификация процесса разрушения при бурении шарошечными долотами

Поскольку при шарошечном бурении образуется большое количество продуктов разрушения (шлама), осколков и достаточно крупных обломков, эффективное разрушение горных пород шарошечными долотами возможно только при совершенной системе очистки забоя, под которой подразумевается система, обеспечивающая немедленное и полное удаление продуктов разрушения, образующихся в результате взаимодействия зубьев долота с породой из зоны породоразрушающего действия инструмента. Обломки породы, отделенные от забоя одним зубом, должны быть удалены до взаимодействия с породой следующего зуба таким образом, чтобы все породоразрушающие элементы долота постоянно контактировали только с породой забоя, не производя повторного измельчения разрушенной породы. В таком случае при определенном количестве затраченной на разрушение породы механической энергии скорость проходки будет максимальной. В другом случае часть энергии будет расходоваться бесполезно на разрушение уже образовавшихся, но не удаленных с забоя обломков породы.

Одной из причин уменьшения скорости бурения может быть зашламование долота, особенно при бурении пластичных пород. В шарошечных долотах шламом забивается пространство между зубьями и даже шарошками, а в алмазных инструментах – между

алмазными резцами и в каналах на торце.

Немедленное удаление шлама из призабойной зоны может быть достигнуто при обеспечении эффективной циркуляции промывочного раствора.

К факторам, определяющим эффективность циркуляции, относятся:

- расход жидкости;
- скорость истечения струи из промывочного канала или гидромониторного сопла;
- геометрия системы промывки долота: число и форма насадок (или отверстий), их расположение и расстояние до забоя;
- характеристики промывочной жидкости: плотность, содержание твердой фазы, фильтрационная способность, вязкость, смачивающая способность и др.;
- свойства разбуриваемых горных пород: прочность, проницаемость, пластовое давление.

Процесс промывки забоя можно условно разделить на три этапа:

- удаление обломков породы с поверхности забоя;
- вынос шлама из зоны действия зубьев долота в кольцевое пространство между буровым снарядом и стенкой скважины;
- транспортирование шлама по кольцевому пространству к устью скважины.

Достижение максимальных скоростей бурения возможно лишь при оптимизации всего процесса и параметров промывки, характеристик промывочной жидкости.

Определяющим для эффективной работы долота является этап быстрого удаления обломков после отделения их зубьями долота от массива породы. Эта задача решается применением той или иной системы промывки долот. В наиболее традиционных и часто применяемых для бурения трехшарошечных долотах используются три основные системы промывки: центральная, периферийная, комбинированная.

При центральной промывке буровой раствор поступает в призабойную зону через внутренний канал долота. Поток раствора омывает шарошки, очищая их от шлама, а затем достигает забоя, подхватывает шлам и через зазоры между лапами долота и стенкой скважины поступает в затрубное пространство. Часто вместо одного центрального канала создают три промывочных отверстия – одно для каждой шарошки долота. Скорость струй промывочной жидкости изменяется от 20–40 м/с.

При периферийной схеме промывки буровой раствор поступает в призабойную зону через отверстия между шарошками, причем струи направляются непосредственно на забой скважины. Здесь струи растекаются параллельно плоскости забоя, очищают поверхность забоя и зубья шарошек, после чего жидкость через зазор между долотом и стенкой скважины поступает в затрубное пространство. Обычно в промывочных отверстиях запрессованы сменные гидромониторные насадки (керамические или карбида вольфрама). Скорость струй раствора составляет 70–150 м/с. Комбинированная система промывки применяется в долотах большого диаметра. В данном случае сочетаются две первые схемы.

Примером комбинированной схемы промывки может быть гидродинамическая система долот компании *Smith bits*.

Для оценки потока жидкости в системе промывки *Typhoon* компании *Smith bits* применяется усовершенствованная расчетная модель гидродинамики жидкости (*CFD*), которая обеспечивает оптимизацию потока для более эффективной очистки шарошек, выноса бурового шлама, а также во избежание его повторного перемалывания. В системе промывки *Typhoon* используются как векторные (направленные) удлиненные насадки *VE* для очистки внешней части вооружения, так и насадки для очистки внутренней части вооружения *J*3 (рис. 1.64).

Векторные удлиненные насадки для очистки внешней части вооружения *VE* точно направляют поток жидкости к передней кромке шарошек, в то время как насадки *J*3 для очистки внутренней части вооружения распределяют потоки в пространство между шарошками. Совместное действие этих шести точно направленных насадок формирует режим потока, который улучшает путь прохождения и скорость бурового раствора. Это позволяет оптимизировать очистку резцов и вынос бурового шлама с забоя, что приводит к максимальному увеличению механической скорости бурения. В настоящее время система промывки *Typhoon* предлагается для долот с наружным диаметром 406 мм и более.

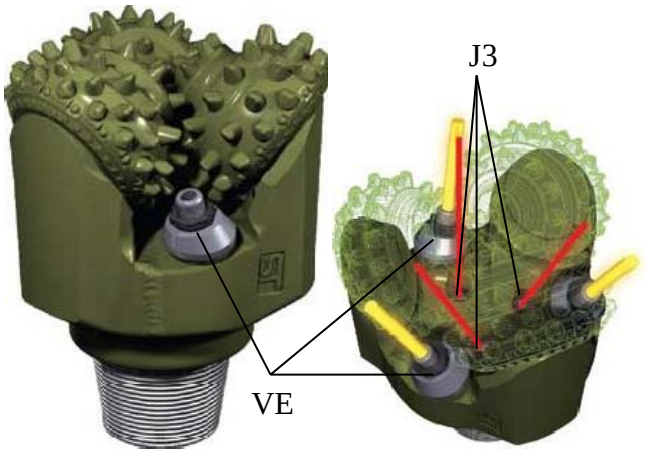


Рис. 1.64. Долота *Shamal Typhoon* компании *Smith bits* с тремя векторными насадками (VE) для очистки внешней части вооружения и тремя насадками для очистки внутренней части вооружения (J3).

Параметры, определяющие качество промывки забоя (средняя скорость струй, мощность, сила удара и динамическое давление струй, скорость параллельных забою потоков), имеют максимальное значение при небольшом расстоянии между насадкой и забоем.

Поэтому один из путей улучшения характеристик долот с периферийной системой промывки состоит в приближении насадок к забою скважины на расстояние, которое меньше длины ядра струи (в котором скорость струи постоянна). Это расстояние будет равно (4–6) d_o, где d_o – диаметр насадки в точке истечения раствора. Чаще всего расстояние размещения насадок составляет (10–20) d_o. Для размещения насадок используют специальные удлинители.

В долотах фирмы *Smit tul* расстояние от насадки до забоя составляет

38 мм – (2,5–4) d_o.

Другой способ повышения эффективности шарошечных долот заключается в применении асимметричной схемы промывки.

Например, известно применение долота (Бухарестский институт нефти и газа), в котором часть жидкости проходит через канал в одной из лап долота, через её цапфу и конус шарошки. Струя жидкости выходит почти параллельно плоскости забоя и при вращении долота смывает шлам из центральной зоны к периферии, откуда его легче удалять в затрубное пространство.

Во Франции разработано и испытано долото с двумя насадками (рис. 1.65), расположенными между шарошками, и одной, направленной вверх. Последняя, создает эжекционный эффект и ускоряет удаление шлама с забоя.

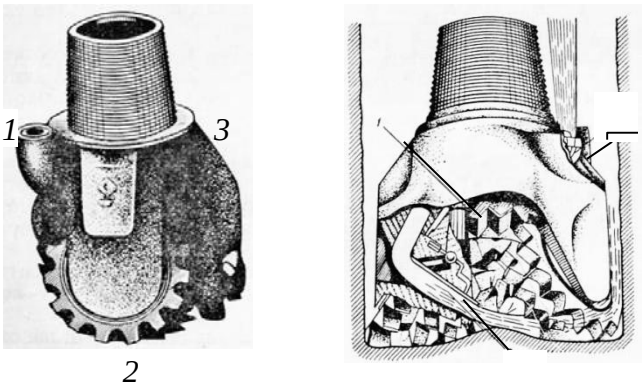


Рис. 1.65. Долота с гидродинамической насадкой, ориентированной вверх.

Эжектор (франц. *egoutteur* – выбрасывать) – *струйный насос, в котором жидкость перемещается (циркулирует), увлекаемая потоком (струей) жидкости или газа.*

Известно также применение долота с комбинированной асимметричной системой промывки: одна обычная периферийная насадка, один канал истечения струи через лапу и еще один промывочный канал, направленный вверх.

Результаты бурения долотами с асимметричной промывкой показали рост скорости проходки и ресурса вооружения и опор долота.

В малогабаритных долотах диаметром 112–46 мм традиционно применяется центральная система промывки забоя.

Гидромониторная струя жидкости, выходящая из сопла долота, распространяется в ограниченном пространстве. Расчет такой струи производится на основе теории затопленных струй.

Анализ показывает, что если струя жидкости к забою будет направлена по касательной, то её породоразрушающее действие может усилиться. В данном случае наибольший эффект может быть достигнут, если струя будет направлена по касательной непосредственно в зону работы зубца шарошечного долота.

Конструкция долот позволяет использовать удлиненные насадки и направлять струю под углом 15–25^{o} к забою в приконтакную зону зубьев шарошки с породой. В приконтактной зоне зуба долота с забоем порода деформирована зубьями, имеет выступы, которые образуются при внедрении в забой, и может быть легко разрушена струей жидкости.

При бурении более прочных пород – твердых и очень твердых, динамическое давление струи должно обеспечить сдвиг и отрыв от поверхности забоя частицы разрушенной породы.

При внедрении зуба шарошечного долота в породу на забое образуются магистральные трещины, направленные от ядра сжатия к поверхности забоя. Скалывание породы по направлениям развития магистральных трещин приводит к образованию лунок выкола. Препятствием этому является угнетающее давление, которое связано с действием гидростатического давления столба жидкости, пластового давления и динамического потока струй жидкости из промывочных каналов долота.

Для эффективного отделения (отслаивания) от забоя отколотых зубьями кусочков породы необходимо направить поток жидкости в зону разрушения по направлению именно в образующуюся трещину отрыва (рис. 1.66).

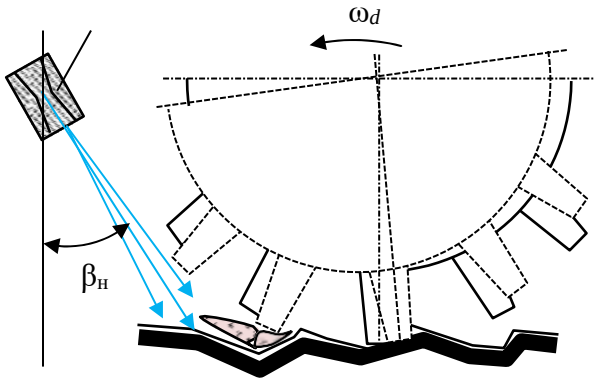


Рис. 1.66. Схема для определения рационального направления струи промывочного раствора из насадки .*1*

Представленная на рис. 1.66 модель интенсификации процесса разрушения твердой горной породы позволила повысить механическую скорость бурения на 30 %, а ресурс долот увеличить на 20 %.

1.7. Разрушение горных пород при вращательно-ударном, ударно-вращательном и ударном способах бурения

1.7.1. Разрушение горных пород при вращательно-ударном способе бурения

Эффективность вращательного бурения твердых горных пород алмазным и шарошечным буровым инструментом может быть существенно повышена за счет наложения высокочастотных ударных импульсов.

Вращательно-ударный способ бурения – это метод разрушения пород вследствие воздействия осевой нагрузки, крутящего момента, характерных для вращательного бурения, и динамической нагрузки, прилагаемой к буровому инструменту в режиме высокочастотных ударных импульсов малой и средней энергии.

Вследствие приложения высокочастотных ударных импульсов в горной породе развиваются дополнительные напряжения и формируются трещины. Особенно значительным становится эффект от ударных импульсов при бурении чрезвычайно твердых, хрупких и малоабразивных горных пород, поскольку применяемые осевые нагрузки на инструмент при вращательном бурении скважин диаметром 46, 59, 76 мм могут быть недостаточны для создания необходимых для объемного разрушения горных пород напряжений. При этом более вероятен недостаток разрушающих напряжений при алмазном бурении твердых и очень твердых горных пород коронками с увеличенной шириной матричного кольца (коронки для бурения снарядами со съемным керноприемником – ССК) и бурении долотами, поскольку в данных случаях особенно проблематично создание достаточных для разрушения контактных напряжений из-за увеличенной площади торца буровых инструментов. Повышение же осевой нагрузки до определенных пределов при вращательном бурении твердых горных пород сдерживается ограниченной прочностью бурильных колонн (особенно колонн ССК), их деформируемостью и, соответственно, вибрацией при бурении, ограничением мощности привода буровых станков при бурении на близких к предельным, по мощности привода, глубинах, наличием кривизны ствола скважины и др. В этих случаях дополнительным силовым фактором, способным интенсифицировать процесс разрушения горной породы, является ударный импульс малой и средней мощности, передаваемый буровой компоновке и буровому инструменту с высокой частотой.

Немаловажным обстоятельством, определяющим повышение эффективности бурения при наложении высокочастотной вибрации на буровую компоновку, является снижение коэффициента трения между колонной и стенкой скважины, что приводит к значительному улучшению условий работы деформированной бурильной колонны.

Так, например, вибрационный, с наложением крутильных колебаний, вид движения бурильной колонны и бурового инструмента преобразуется в более равномерный, максимально соответствующий оптимальным условиям передачи к буровому инструменту осевой нагрузки и крутящего момента.

Рост показателей вращательно-ударного бурения связан со снижением подклинок керна в колонковом снаряде, что также является следствием продольного вибрирования бурового снаряда.

1.7.2. Разрушение горных пород алмазным инструментом в режиме вращательно-ударного бурения

Анализ условий работы алмазных резцов показывает, что стойкость алмазов при вращении обусловлена прежде всего изгибающими напряжениями, а не напряжениями на раздавливание. Таким образом, имеющийся значительный резерв прочностных свойств резцов на сжатие при вращательном бурении не реализуется, поскольку повышение осевого усилия приводит к скалыванию резцов, испытывающих значительные поперечные нагрузки, сопровождающиеся ударами, характерными для процесса скалывания твердых и хрупких горных пород. Реализовать резерв прочности резцов в осевом направлении возможно за счет импульсного приложения нагрузки в направлении перпендикулярном плоскости забоя. В этом случае, в результате кратковременности действия ударного импульса силы трения на границе резец – горная порода не успевают развиваться и тангенциальная составляющая разрушения породы, несмотря на передачу дополнительной энергии, увеличивается незначительно. При этом важным обстоятельством является вибрирование инструмента и ударный характер нагрузок, что приводит к снижению коэффициента трения и способствует скалыванию и отделению кусочков породы от забоя.

Таким образом, прилагая нагрузку в виде кратковременных импульсов, направленных перпендикулярно к плоскости забоя, можно передавать для разрушения горной породы бóльшую энергию и интенсифицировать процесс вращательного бурения. При этом более полно будет использован потенциал прочности породоразрушающих резцов бурового инструмента.

На рис. 1.67, *в* приведена схема работы алмазного резца при вращательном бурении. Из данной схемы следует, что приложение ударного импульса интенсифицирует разрушение породы за счет повышения осевой силовой составляющей, что приводит к росту глубины внедрения резца и дополнительному развитию трещин предразрушения забоя. При этом тангенциальное усилие возрастает в меньшей степени в сравнении с вращательным бурением, что незначительно увеличивает износ и сохраняет работоспособность резцов.

При приложении к алмазной коронке ударных импульсов алмазы внедряются в породу, а избыточный запас энергии удара воспринимает матрица коронки. Повышение контактных напряжений и увеличение глубины внедрения алмазов в породу приводит к увеличению объема слоя породы, разрушаемого за один оборот. В результате отмечается образование крупных частиц шлама, происходит интенсивный абразивный износ матрицы и более активное, в сравнении с вращательным бурением, обнажение алмазов. Таким образом, в меньшей степени проявляются условия, приводящие к заполированию алмазов.

Практика гидроударно-алмазного бурения подтверждает чрезвычайно редкие случаи заполирования алмазов [31], что позволяет рекомендовать вращательно-ударное бурение алмазным инструментом горных пород, склонных вызывать заполирование алмазов.

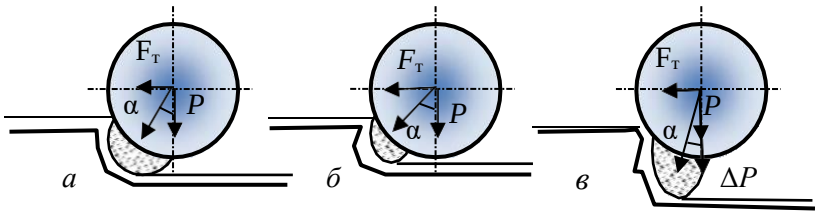


Рис. 1.67. Схемы для анализа процесса разрушения породы алмазным резцом при изменении усилия $F_т$ в процессе вращательного бурения (*а*, *б*) и приложения ударного импульса ΔP (*в*).

На рис. 1.68 представлены результаты исследования влияния ударных импульсов на показатели бурения алмазными коронками диаметром 59 мм.

Как следует из графиков, зависимости изменения механической скорости бурения и проходки на коронку имеют оптимальное значение при 15–20 Дж. С увеличением твердости горных пород оптимальные значения величины энергии удара смещаются в сторону меньших значений энергии.

Осмотр алмазных коронок показал, что с увеличением твердости пород и энергии удара интенсивность износа алмазов увеличивается, что и приводит к снижению проходки на коронку.

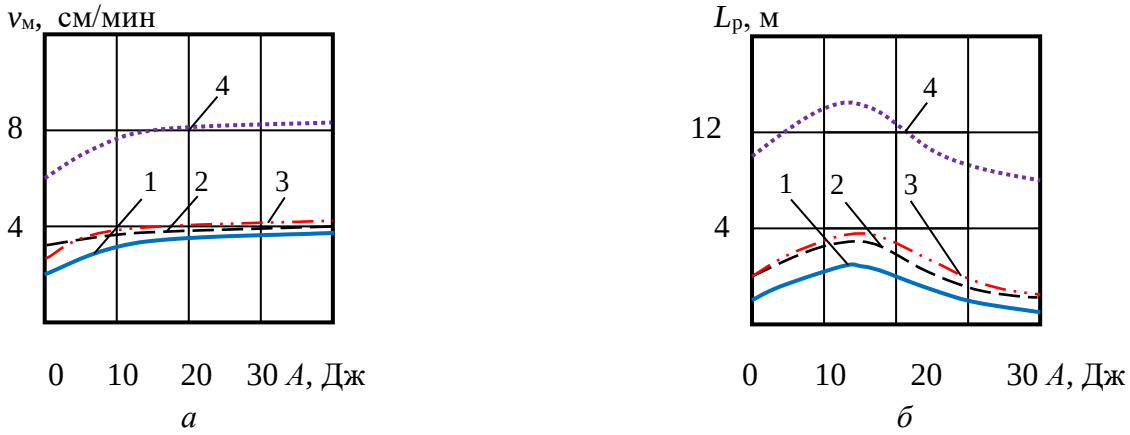


Рис. 1.68. Зависимости показателей бурения алмазной коронкой 01А3 от энергии удара *А*: *а* – механической скорости; *б* – проходки на коронку по породам:
1 – кварцит; 2 – гранит; 3 – лабрадорит; 4 – песчаник.

Рациональной для алмазных коронок диаметром 59 мм оказалась энергия удара 15 Дж, для коронок диаметром 76 мм – 20 Дж.

Оптимальная частота ударных импульсов $n_{уд}$, передаваемых породе, при вращательно-ударном бурении должна быть равна частоте циклов разрушения породы резцами.

Частота циклов разрушения породы за один оборот инструмента на забое $n_ц$ определится из соотношения длины периметра забоя радиусом R и интервала скола породы передней гранью резца $l_ц$[12]:

$$n_ц = \frac{2\pi R}{l_ц}.$$

Оптимальная частота ударных импульсов при принятом условии равенства частоте циклов разрушения породы резцами будет определяться из зависимости

$$n_{уд} = \frac{\omega n_{ц}}{n_{р}} = \frac{2\pi R \operatorname{tg} \gamma_{ск}}{h_{л} n_{р}} \omega, \qquad (1.2.)$$

где $h_{л}$ – глубина борозды разрушения резцом, м; $n_{р}$ – число активно работающих резцов в линии резания на торце коронки; $\gamma_{ск}$ – угол скалывания породы резцом, град.

Из формулы 1.2. следует, что оптимальная частота ударов по забою пропорциональна частоте вращения инструмента, а значит, при повышении частоты вращения бурового инструмента частота ударных импульсов должна повышаться в равной степени. Действительно, опыт вращательно- ударного бурения свидетельствует, что с увеличением частоты вращения инструмента при постоянной частоте ударов эффективность наложения ударных импульсов снижается: рост механической скорости бурения при частоте вращения 300 мин$^{-1}$ составил 1,5–2,0 раза, а при частоте вращения 1 000 мин$^{-1}$ – только 1,1–1,3 раза.

Рациональная частота вращения бурового инструмента с учетом абсолютного значения механической скорости бурения и ресурса инструмента, возможно, заключена между приведенными значениями частот вращения 300 и 1 000 мин$^{-1}$.

При известной частоте ударов $n_{уд}$, реализуемой гидроударником, которая может варьировать в пределах 2 500–3 500 ударов в минуту, важно определить рациональную частоту вращения бурового инструмента. С учетом зависимости для расчета числа активно работающих резцов $n_{р}$ из зависимости 1.2. получим

$$\omega = \frac{n_{уд} N_0 h}{2\pi R \operatorname{tg} \gamma_{ск}} \qquad (1.3.)$$

где N_0 – число резцов в линии резания на торце коронки (средняя линия торца матрицы на расстоянии от центра торца, равном R); h – глубина внедрения резца в породу.

Из приведенной зависимости следует, что для эффективной реализации вращательно-ударного алмазного бурения на высоких частотах вращения бурового инструмента следует применять забойные ударные машины, реализующие максимально возможные частоты ударов. Резерв повышения эффективности определяется также повышением глубины внедрения резцов в породу. Поэтому лучшие результаты бурения могут быть получены при использовании алмазного инструмента с заданным увеличенным выпуском резцов. Более высокой оптимальная частота вращения будет при бурении импрегнированными коронками, так как существенно возрастает число работающих резцов.

Результаты алмазного вращательно-ударного бурения в ПГО «Севзапгеология» (данные И. С. Афанасьева и др.) свидетельствуют, что лучшие результаты по механической скорости бурения получены при частотах вращения 300–780 мин$^{-1}$, при этом интенсивность роста механической скорости бурения импрегнированными коронками оказалась выше, чем при бурении однослойными. В то же время эффект применения высокочастотных гидроударников ГВ-6 и Г-59В снижается при использовании однослойных коронок с более крупными алмазами.

Осевая нагрузка при вращательно-ударном бурении играет не меньшую роль, чем частота вращения, и должна подбираться наряду с частотой вращения. Для месторождений Северо-Запада по результатам буровых работ определено, что при частоте вращения инструмента 430 мин$^{-1}$ оптимальными для однослойных коронок будут осевые нагрузки 1 200–1 600 даН, а для импрегнированных – 1 100–1 800 даН.

При алмазном вращательно-ударном бурении на забой необходимо подавать пониженное количество промывочной жидкости, соответствующее требованиям бурения алмазным инструментом. В то же время для работы гидроударника требуется значительное количество промывочной жидкости, существенно превышающее нужное количество по условию эффективного разрушения породы алмазным инструментом.

Для уменьшения количества поступающей на забой промывочной жидкости в корпусе кернорвателя сверлят отверстия или применяют специальные делители потока промывочной жидкости.

Максимальный эффект от применения вращательно-ударного бурения в различных производственных организациях получен при бурении твердых, хрупких и малоабразивных горных пород, при разрушении которых алмазными коронками имеет место заполирование алмазов: механическая скорость возрастает на 30–40 %, углубление за рейс увеличивается на 15–25 %, ресурс коронок повышается на 35–50 %, выход керна возрастает с 70 до 80–90 %, снижается интенсивность естественного искривления скважин.

1.7.3. Разрушение горных пород шарошечными долотами в режиме вращательно-ударного бурения

Интенсификация процесса разрушения горных пород наложением ударных импульсов возможна и при бурении шарошечными долотами. Особенно оправдано применение ударных забойных машин при бурении достаточно твердых горных пород, для разрушения которых требуется значительная осевая нагрузка на долота.

Опыт применения (по данным А. Т. Киселева и В. Г. Кардыша) гидроударных забойных машин показал, что вследствие роста удельных контактных напряжений в породе при бурении горных пород VII–XII категорий по буримости при осевой нагрузке 15–20 кН и частоте вращения 280–430 мин$^{-1}$ средний ресурс двухшарошечных долот диаметром 76 мм возрос вследствие применения высокочастотных гидроударников с 11 до 19 м, а скорость бурения увеличилась с 3,4 до 4,8 м/ч.

При этом достигнут более значительный рост показателей при бурении трехшарошечными долотами в сравнении с двухшарошечными, что подтверждает вывод о влиянии на эффективность разрушения породы прежде всего контактного напряжения, которое существенно возрастает при наложении ударного импульса. У трехшарошечных долот, как известно, площадь контакта вставок с породой забоя несколько выше, чем у двухшарошечных, а значит, роль дополнительной ударной нагрузки оказалась более значительной.

Применение гидроударников при бурении шарошечными долотами позволяет бурить на пониженных осевых нагрузках, но с более высокой механической скоростью, что в результате и сказывается на ресурсе долот.

При бурении шарошечными долотами в режиме вращательно- ударного бурения отмечено, что с повышением частоты вращения бурового инструмента эффективность разрушения породы снижается, т. е. остается справедливой закономерность, отмеченная ранее для вращательно- ударного бурения алмазным инструментом.

В зависимости от диаметра долот рекомендуются для использования гидроударники с различной энергией удара: для бурения долотами диаметром 59 мм подходят высокочастные ударные машины с энергией удара 15 Дж, для долот диаметром 76 мм гидроударники со средней частотой удара и энергией удара 60–80 Дж, а при бурении долотами диаметром 93 мм целесообразно использование гидроударников с высокой энергией и малой частотой ударного импульса.

Таким образом, для бурения долотами больших размеров более подходит ударно-вращательный способ бурения, при котором преобладает ударное разрушение горной породы над режимом вращательного бурения.

1.7.4. Разрушение горных пород при ударно-вращательном способе бурения

Ударно-вращательный способ бурения – способ разрушения горных пород ударными нагрузками, под действием которых происходит скалывание и дробление породы, а осевая нагрузка на инструмент и вращение бурового инструмента исполняют вспомогательную роль, обеспечивая процесс ударного разрушения породы.

Он применяется при бурении скважин погружными пневмоударниками и шпуров в твердых горных породах перфораторами.

Ударно-вращательный способ характеризуется высокими значениями энергии удара (не менее 40 Дж), малыми значениями частоты вращения бурового инструмента (10–60 мин$^{-1}$) и осевой нагрузки (300–600 даН на инструмент диаметром 59–105 мм).

Вращение инструмента в сочетании с частотой ударов обеспечивает определенную схему поражения забоя (расстояние между ударами вставок о породу), которая может быть эффективной только при определенном соотношении частот удара и вращения.

Привод вращения бурового инструмента при реализации ударно- вращательного бурения может быть:

- от бурового станка, т. е. за счет вращения всей бурильной колонны;
- поворотного механизма, обеспечивающего поворот долота во взаимодействии с циклом ударных нагрузок;
- возможно вращение колонны забойным гидродвигателем.

Осевая нагрузка при этом способе бурения носит вспомогательный характер и должна обеспечивать не внедрение резцов инструмента в породу, как это происходит при вращательном способе бурения, а постоянный контакт долота или коронки с забоем.

Результаты экспериментов, приведенные в, показывают, что при малых значениях энергии удара статическая осевая нагрузка способствует снижению энергоемкости разрушения, однако дальнейшее повышение энергии удара приводит к преобладающему влиянию на процесс разрушения динамической силы и влияние статической нагрузки становится несущественным (рис. 1.69).

Очевидно, что при ударно-вращательном бурении значительный недостаток осевого усилия приведет к отскакиваниям долота от забоя и эффект передачи ударного импульса будет снижен.

Чрезмерная осевая нагрузка приводит к тому, что породоразрушающие вставки будут находиться в постоянно заглубленном в породу положении, а это не позволит реализовать задаваемую вращением инструмента эффективную схему поражения забоя между ударами. В то же время высокая осевая нагрузка и задавливание резцов в породу при наложении мощного ударного импульса приводят к разрушению породоразрушающих вставок.

При ударно-вращательном бурении крайне важна схема поражения забоя породоразрушающими вставками бурового инструмента.

В представлены результаты оценки влияния схемы нанесения ударов по забою клиновидными (острым и притупленным, рис. 1.70, *а, б*) инденторами. Эти исследования важны при обосновании параметров технологии ударно-вращательного бурения, в частности частоты вращения инструмента.

При рассмотрении трех схем поражения забоя (рис. 1.70, *а, б, в*) установлено, что минимальная энергоемкость разрушения достигается при реализации второй схемы поражения забоя острым индентором.

Результаты исследований приведены в табл. 5. Анализ данных показывает, что энергоемкость разрушения снижается при нанесении ударов по подготовленному и предварительно ослабленному забою. В этих условиях будут достаточно эффективны острые инденторы.

При радиальном равномерном размещении резцов на торце коронки или долота вторая схема поражения забоя (рис. 1.70) может рассматриваться как основная при обосновании параметров режима бурения.

Таблица 1.4.

Энергоемкость разрушения породы при различных схемах поражения забоя

Форма торца индентора	Энергоемкость разрушения, Дж/см^3		
	Схема поражения забоя на рис. 1.70, *а*	Схема поражения забоя на рис. 1.70, *б*	Схема поражения забоя на рис. 1.70, *в*
Притупленный клин	2 000	260	370
Острый клин	400	160	280

Обязательным условием осуществления рациональной схемы нанесения ударов является смещение (отставание) ударов от предыдущих на определенное расстояние. Это, прежде всего, связано с тем, что вследствие вращения инструмента удар по забою наносится не под прямым углом, а с некоторым отклонением (косой удар). Именно поэтому для рационального использования энергии удара следует обеспечивать некоторое смещение центра удара, а расстояние *К* от следа первого удара может составлять 0,6–0,75.

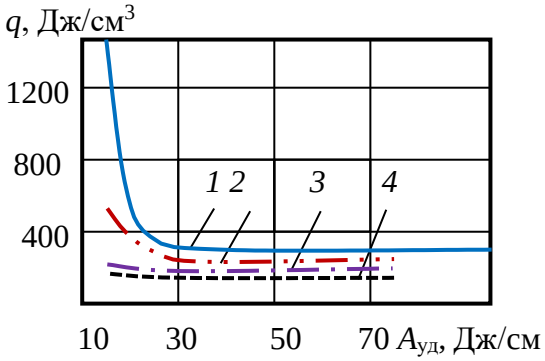


Рис. 1.69. Зависимости энергоемкости разрушения *q* притупленным клином от энергии удара $A_{уд}$ при различных значениях статической нагрузки: *1* – 0,1 кН/см; *2* – 1 кН/см; *3* – 3,3 кН/см; *4* – 6,7 кН/см

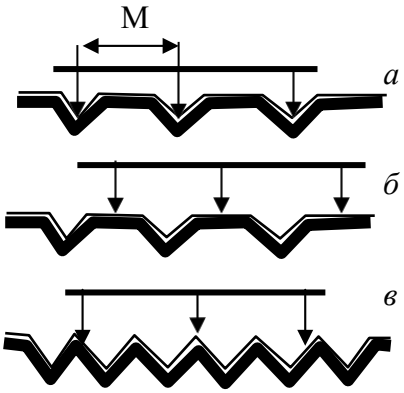


Рис. 1.70. Схемы нанесения ударов в плоскости забоя (М = 16 мм): *а* – лунки не взаимодействуют друг с другом; *б* – повторные удары наносятся между лунками; *в* – удары по нарушенному забою

На рис. 1.71. дана зависимость механической скорости бурения при пневмоударном бурении долотами, вооруженными лезвиями с радиальным расположением от частоты вращения. Из графиков следует, что в диапазоне частот вращения 0–100 мин$^{-1}$ отмечается 2–3 экстремальных значения. Представленные графики подтверждают наличие рациональной схемы поражения забоя, которая определяется частотой вращения инструмента. Минимальная скорость бурения (точки *2*, 2^{I}) получена при совпадении лунок разрушения с повторным нанесением ударов. Максимальная скорость бурения (точки *1*, 1^{I}, *3*, 3^{I}) получена при нанесении ударов по выступам, расположенным между лунками разрушения.

В случае если породоразрушающие вставки располагаются на торце инструмента не по радиальной схеме, зависимость механической скорости бурения от частоты вращения будет иной, отличной от представленной на рис. 1.72. Поперечное расположение лезвий на торце, а также применение сферических породоразрушающих вставок приводит к тому, что зависимость механической скорости бурения от частоты вращения инструмента получила форму параболы с одним максимумом (рис. 1.73).

При этом характерно, что для менее твердых пород максимум частоты вращения, при котором достигнута наиболее высокая механическая скорость бурения, смещен в сторону больших значений (~ 50 мин$^{-1}$), а при бурении твердых и крепких пород максимальная скорость бурения полу- чена при малых значениях частоты вращения (~ 30 мин$^{-1}$). На рис. 1.73 эта закономерность отмечена восходящей стрелкой через вершины максимальных значений графиков скорости бурения.

Зависимость скорости ударно-вращательного бурения от осевой нагрузки определяется тем, что с ее увеличением в начале рейса механическая скорость бурения возрастает, но в течение рейса снижается и тем интенсивнее, чем она выше (рис. 1.74). Эти данные показывают, что чрезмерные осевые нагрузки при ударно-вращательном бурении приводят к более интенсивному разрушению породоразрушающих вставок.

Зависимость скорости бурения от давления сжатого воздуха показывает практически прямопропорциональный рост скорости бурения при повышении давления.

При этом повышение давления сжатого воздуха, например, при бурении бесклапанными пневмоударниками высокого давления фирмы *Atlas Copco* типа *Cop* до значений 2–2,5 МПа приводит к значительному росту механической скорости, предельные значения которой не установлены.

Более высокая скорость бурения достигается в более твердых гранитах в сравнении с существенно менее твердым известняком.

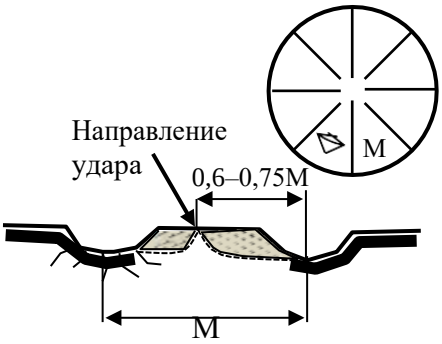


Рис. 1.71. Схема поражения забоя при ударно-вращательном бурении.

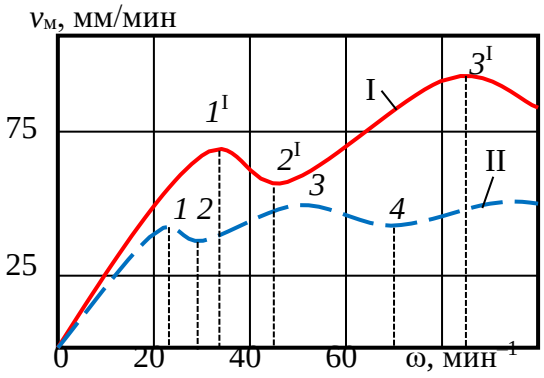


Рис. 1.72. Зависимость механической скорости бурения от частоты вращения:
I – известняк VII категории по буримости; II – кварцит X категории по буримости

Пневмоударники типа *Cop* 32, *Cop* 42, *Cop* 52, *Cop* 62 предназначены для бурения скважин диаметром 85–165 мм, в том числе по технологиям *OD*, *ODEX* и *DEPS*.

OD, ODEX, DEPS – системы ударно-вращательного бурения по валунно-галечникам с одновременным креплением ствола скважины обсадной колонной компании *Atlas Copco*:

OD(over drilling) – погружной пневмоударник инициирует удары как по вращаемой обсадной колонне с породоразрушающим башмаком, так и внутренней бурильной колонне;

ODEX (over drilling excentrics) – усовершенствованная система *OD*, в которой происходит бурение расширенного ствола скважины специальным эксцентричным долотом и одновременное его крепление обсадной колонной;

DEPS – удары по обсадной и бурильной колонне наносятся двумя различными пневмоударниками, что удваивает ударную мощь системы и позволяет бурить более глубокие скважины.

Забойные ударные машины *Cop* 32 работают при давлении воздуха 0,6–1,2 МПа с частотой 1 300–1 650 ударов в минуту и предназначены для бурения скважин диаметром 85–100 мм. Пневмоударники *Cop* 42 работают при давлении 0,6–2,5 МПа с частотой ударов 1300–2100 ударов в минуту и предназначены для бурения скважин диаметром 105–125 мм.

В настоящее время ударно-вращательное бурение пневмоударниками высокого давления является наиболее производительным из всех существующих механических способов бурения.

Этот способ бурения становится все более популярным при выполнении геологоразведочных работ, что объясняется его более низкой стоимостью. В то же время шламовая проба не может по качеству быть сопоставима с керном, но в настоящее время техника бурения и техническое оснащение методов оценки пробы достаточно усовершенствованы и соответствуют требованиям геологической службы.

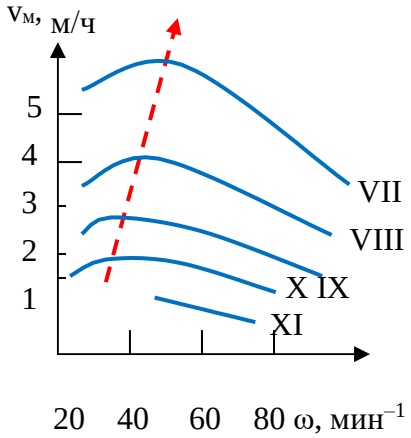


Рис. 1.73. Зависимость скорости бурения от частоты вращения снаряда в породах различной категории по буримости долотами с поперечно-радиальным расположением вставок на торце.

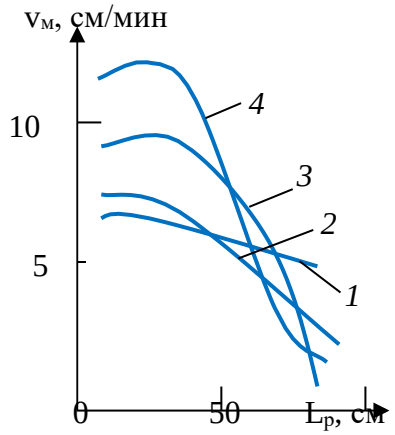


Рис. 1.74. Зависимость скорости бурения от длины рейса при частоте вращения снаряда 40 мин$^{-1}$ и различных осевых нагрузках: *1, 2, 3, 4* – осевая нагрузка 5, 10, 15 и 20 кН соответственно.

На сегодняшний день в таких станах, как США, ЮАР, Австралия, в силу сложившихся тенденций значительная часть скважин бурится с опробованием, которое основывается на комбинированном варианте: до рудной зоны бурение ведется с обратной циркуляцией очистного агента с отбором шламовой пробы, а по рудной зоне производится отбор керна.

Таким образом, ударно-вращательное бурение получает все большее распространение при проведении геологоразведочных работ, появляются новые мощные забойные машины и инструменты, совершенствуется технология бурения и методика опробования по шламу.

С повышением глубины скважины вследствие увеличения сопротивлений и давления воздуха скорость бурения снижается. Например, при повышении глубины скважины от 100 до 200 м скорость бурения снизилась на 35 %. Поэтому с глубиной снижается производительность бурения пневмоударниками, наблюдается намокание шлама и образование сальников, осложнены условия опробования вследствие влияния подземных вод.

При этом важно подчеркнуть, что эффективность пневмоударного бурения в слабообводненных породах снижается, если используется низкое давление воздуха в пределах 0,3–0,5 МПа. При бурении пневмоударниками высокого давления подобные проблемы могут возникнуть только при значительной (более 500 м) глубине скважин в связи со снижением давления подаваемого воздуха вследствие роста аэродинамических сопротивлений с глубиной скважины, что ведет к ухудшению выноса шлама, образованию сальников и осложнениям при подъеме инструмента.

Одним из средств борьбы с осложнениями в этих условиях является применение воздуха с добавками поверхностно-активных веществ (ПАВ).

В то же время известно, что применение смеси воздуха и ПАВ дает снижение механической скорости бурения вследствие падения ударной мощности забойной машины. Например, при расходе ПАВ в пределах 5–6 л/мин с изменением концентрации в растворе от 0,5 до 4 % скорость бурения понижается незначительно (в пределах 10 %), а при повышении концентрации ПАВ до 5 % и более ведет к снижению механической скорости на 25–35 %.

Других особенностей бурения с ПАВ, которые бы могли повлиять на выбор параметров режима бурения, в практике не отмечено.

1.7.5. Разрушение горных пород при ударном способе бурения

Ударный способ разрушения горных пород относится к наиболее древним. В настоящее время он реализуется при проведении геологоразведочных работ как ударно-канатный и ударно-забивной. Ударно-канатный способ бурения чаще всего применяют при разведочных работах на россыпных месторождениях, а ударно-забивной – при бурении всухую рыхлых и мягких пород с целью получения качественной пробы.

Различают также ударно-штанговое бурение, которое вместе с ударно-канатным относится к ударно-поворотному способу бурения.

Породоразрушающие инструменты, применяемые при ударно-канатном бурении имеют клиновидную форму рабочей торцевой поверхности (рис. 1.75, *а, б, в*). Основными элементами таких долот являются лезвие *1*, щеки *2*, корпус *3* и резьбовая головка *4* для присоединения к буровому снаряду.

Лезвие долота имеет следующие параметры:

- угол приострения α;

- длину, которая определяет диаметр скважины;

- форму, которая может быть плоской (рис. 1.75, *а*), вогнутой (рис. 1.75.*б*) или дугообразной (рис. 1.75, *в*).

У долот может быть различным и количество лезвий: у плоских долот одно лезвие,

крестовых – два пересекающихся лезвия, двутавровых – одно основное и два дополнительных по краям и др.

Усилия, разрушающие породу при ударном бурении, носят динамический характер, а разрушение происходит за счет дробления, смятия и скалывания породы.

При внедрении лезвия долота в твердую хрупкую породу под его торцом она дробится, а разрушенная вытесняется из под торца долота. Разрушение породы определяется влиянием ряда факторов, таких как сила удара $P_д$, количество ударов m, наносимых по забою, величина угла поворота долота после каждого удара.

Внедрение бурового инструмента в породу сопровождается образованием четырех зон разрушения (рис. 1.76) [26]. Величина и соотношение этих зон зависят от свойств породы, определяющих ее способность разрушаться под действием ударного импульса, формы лезвий долота и их числа, величины ударного импульса и др.

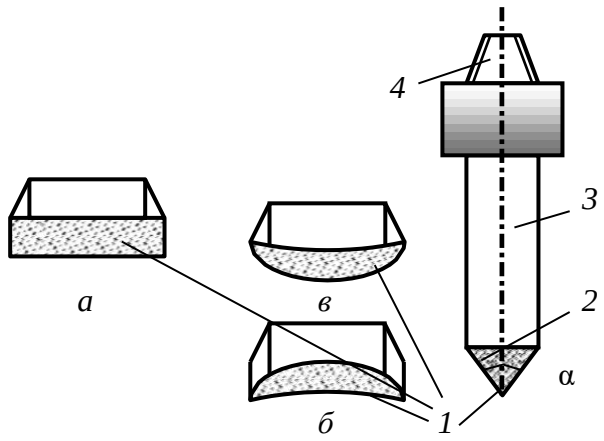


Рис. 1.75. Долото для ударного бурения:
а – плоское; *б* – вогнутое; *в* – дугообразное

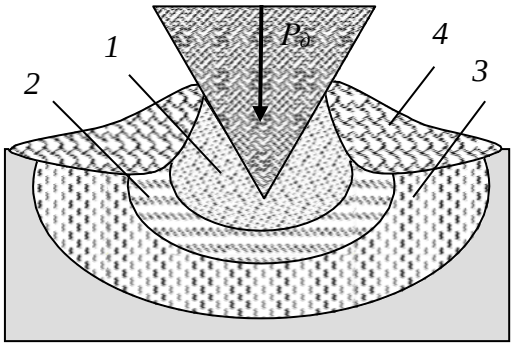


Рис. 1.76. Схема внедрения бурового инструмента в породу:
1 – зона дробления; *2* – зона разрушения; *3* – зона трещинообразования; *4* – зона скола.

1.8. Взрывное разрушение

1.8.1. Понятие о взрыве

Взрывные работы широко применяют в геологоразведочном деле и при добыче полезных ископаемых. Взрывным способом создают котлованы, дамбы, плотины, дороги и другие сооружения, при которых применяют взрывы на сброс или выброс. Особое место занимают взрывные работы при проведении горноразведочных работ.

В геологоразведке взрывные работы применяют при сейсморазведке для возбуждения упругих волн, по скорости распространения которых определяют свойства горных пород, выделяют геологические структуры и наличие залежей углеводородов и других полезных ископаемых.

Взрывным способом ликвидируют аварии при бурении скважин, повышают дебит газа и нефти за счет увеличения трещиноватости пластов. Взрывные работы используют при тушении пожаров.

При проведении горноразведочных горных выработок взрыванием обеспечивается формирование канав и разрушение породы (отбойка) в забое горной выработки.

Технология разрушения горных пород взрывом существенно усовершенствовалась при появлении короткозамедленного взрывания.

Взрывные работы характеризуются высокой производительностью и экономичностью, поэтому они нашли широкое применение при проведении горно-разведочных выработок, особенно для разрушения твердых горных пород.

Впервые задача физической сущности взрыва была исследована М. В. Ломоносовым, в работе «О природе и рождении селитры» в 1748 г. Им дано определение взрыва как очень быстрого выделения значительного количества энергии и большого объема газов.

В современной интерпретации *взрыв – процесс сверхзвукового физического или химического превращения взрывчатого вещества за счет прохождения по нему детонационной волны, сопровождающейся переходом потенциальной энергии этого вещества или продуктов его превращения в кинетическую*.

Взрывчатым веществом называют смеси и химические соединения, способные под влиянием внешнего воздействия (нагрева, удара, трения) взрываться, т. е. чрезвычайно быстро превращаться в другие соединения с образованием большого количества тепла и газов.

Таким образом, взрыв, взрывчатое превращение – это быстро протекающая в веществе химическая реакция, сопровождающаяся образованием большого количества газов и значительным выделением тепла, в результате чего газы нагреваются до высокой температуры, а в месте нахождения взрывчатого вещества развивается высокое давление. Взрывчатое вещество применяют в зарядах, под которыми понимают определенную массу вещества, подготовленную к взрыву.

Скорость взрывчатого разложения внутри заряда взрывчатого вещества может быть разной и в значительной степени определяет разрушительное действие взрыва на окружающую среду.

По характеру воздействия на горную породу взрывчатые вещества делятся на две группы:

- бризантные;
- метательные (пороха).

Среди бризантных взрывчатых веществ в особую группу выделяют обладающие высокой чувствительностью инициирующие вещества, которые применяют в качестве средств инициирования (детонаторы).

Промышленные взрывчатые вещества предназначаются для дробления, разрушения и перемещения горных пород.

Существуют три формы химических превращений взрывчатых веществ:

- медленное химическое превращение;
- горение;
- детонация.

Медленное химическое превращение протекает при низких температурах по всему объему вещества.

При горении передача тепла от слоя к слою происходит в результате теплопроводности. Скорость горения может быть от долей сантиметра до десятков метров в секунду.

Взрыв, распространяющийся с постоянной и высокой скоростью, называют детонацией. При детонации энергия по заряду взрывчатого вещества распространяется со скоростью 2–8 тысяч в секунду.

Быстрое химическое и физическое превращение вещества, сопровождается мгновенным переходом потенциальной энергии в тепловую, резким повышением давления на окружающую среду и звуковым эффектом. По своей природе взрывы делятся на:

- физические, которые приводят только к физическим преобразованиям веществ, например беспламенное взрывание с помощью сжатого воздуха;

- химические, при которых наблюдаются быстрые химические реакции с выделением тепла;

- ядерные, в основе которых реакции деления ядер вещества с образованием новых элементов.

При взрывных работах на горных предприятиях применяют химические взрывы.

Физическая сущность детонации. Ударная волна характеризуется резким скачкообразным изменением параметров вещества – давления, плотности, температуры и скорости. Поэтому детонационная волна от ударной отличается тем, что за фронтом ударной волны идет зона химической реакции, где выделяется энергия взрывчатого превращения, часть которой расходуется на поддержание устойчивого распространения детонации.

Промежуточным между горением и детонацией является взрывное горение, которое от основных форм отличается непостоянством скорости. Формы взрывчатого превращения в зависимости от условий могут переходить одна в другую (горение в детонацию и наоборот). Порохам присуще сравнительно медленное разложение в форме горения, поэтому они оказывают на внешнюю среду преимущественно метательное действие.

Ударная волна, проходящая по взрывчатому веществу, сжимает и разогревает его, вызывая химическую реакцию. Реакция сопровождается выделением большого количества тепла, которое трансформируется в энергию сжатых газов и передается в головную ударную волну, компенсируя потери ее энергии на сжатие вещества (рис. 1.77).

При этом начинается химическая реакция и давление достигает максимального значения p_{max} при объеме V_{min}. Реакция развивается с выделением тепла и расширением продуктов взрыва, давление при этом падает, а объем увеличивается. Заканчивается реакция в точке *N* на ударной диабате продуктов взрыва, называемой точкой Чепмена–Жуге, с параметрами $p_ж$ и $V_ж$. При этом прямая 2 соединяет параметры состояния исходного вещества с параметрами всплеска в состоянии максимального сжатия и завершения реакции.

Вещество в детонационной волне последовательно проходит все состояния по прямой *ANM*. Участок *AN* соответствует зоне сжатия в ударной волне, участок *NM* – зоне химических реакций.

По гидродинамической теории детонации взрывчатое вещество характеризуется ударной адиабатой *1*, а конечные продукты – адиабатой *3*. Продолжительность химической реакции в детонационной волне составляет 10^{-6}–10^{-7} с.

Скорость детонации $Ω_д$, скорость движения продуктов взрыва $Ω_п$ и скорость звука в продуктах взрыва *C* связаны соотношением $Ω_д = Ω_п + C$.

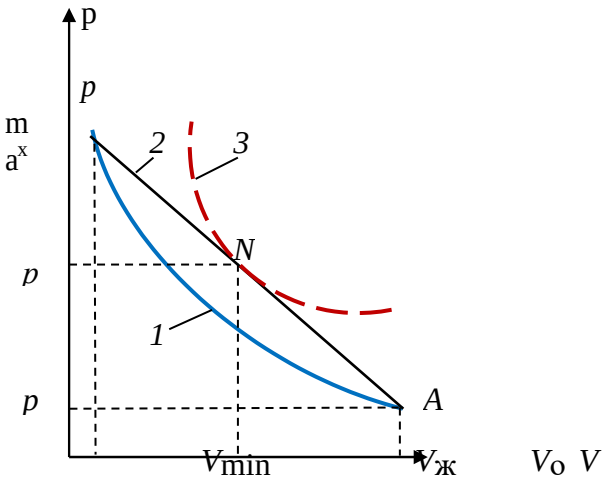


Рис. 1.77. Изменение состояния взрывчатого вещества в детонационной волне

1.8.2.Механизм разрушения пород взрывом

В результате взрывного разрушения за счет высокой скорости приложения нагрузки и деформирования среды образуется множество трещин в отличие от статического разрушения, для которого характерно образование единичных трещин.

В безграничной среде, где влияние свободной поверхности мало, взрывное разрушение протекает двустадийно.

Первичное разрушение происходит на динамическом фронте дробления – поверхности, где достигается предельное упругое состояние среды и образуются макротрещины по двум механизмам: сколом – при достижении предельных сдвиговых напряжений (в ближней к центру взрыва зоне, где напряжения сжимающие), отрывом – при достижении прочности на отрыв (в дальней зоне, где действуют растягивающие напряжения). Преобладающая масса среды на фронте дробления разрушается отрывом, так как прочность на сдвиг в хрупких средах и горных породах значительно превосходит прочность на отрыв. В результате образуется зона радиальныхтрещин.

Вторичное разрушение протекает при последующем сдвиговом деформировании нарушенной среды. Оно преобладает около взрывной полости, где деформации имеют наибольшее значение, являются основной причиной переизмельчения среды и бесполезных тепловых потерь энергии, обусловленных внутренним трением в разрушенной среде. Трещины при вторичном взрывном разрушении ориентированы беспорядочно. Это так называемая зона дробления. Влияние вторичного дробления растет с деформацией, поэтому его наибольший вклад будет в случае сильного взрыва (ядерного), когда степень деформирования существенно возрастает по сравнению с химическим взрывчатым веществом.

Размер зоны дробления R существенно зависит от интенсивности взрывного источника. Если начальное давление продуктов взрыва близко к прочности на сжатие, зона дробления может вообще отсутствовать. В этом случае преобладает разрушение отрывом, а зона радиальных трещин начинается от взрывной полости.

При взрыве вблизи свободной поверхности массива описанный механизм разрушения дополняется отколом – разрушением путем отрыва под действием растягивающих радиальных напряжений, возникающих при отражении взрывной волны от свободной поверхности (рис. 1.78). При откole трещины ориентированы в основном параллельно свободной поверхности. Максимальная глубина зоны откольного разрушения не превышает половины длины фазы сжимающих напряжений взрывной волны.

Качество взрывного разрушения характеризуется распределением кусков по размеру. При взрыве в однородной среде (без начальной трещиноватости) установлена чёткая корреляция между механизмом разрушения и гранулометрическим составом разрушенной среды. Первичное разрушение приводит к образованию в горной массе примерно равного количества кусков различного размера, при вторичном разрушении большая часть кусков имеет приблизительно одинаковый размер.

В реальных горных породах всегда существуют дефекты (неоднородности) различного масштаба – от естественной трещиноватости массива до дислокаций в зернах минералов, которые приводят к зарождению трещин и определяют гранулометрический состав разрушенной взрывом горной породы. Преимущественное влияние тех или иных неоднородностей зависит от величины действующих напряжений и проявляется дифференцированно в зависимости от расстояния от центра взрыва и интенсивности взрывного источника. Около взрывной полости, где действуют максимальные напяжения, разрушению могут подвергаться даже самые прочные минералы, входящие в горную породу. Наибольшее влияние на формирование гранулометрического состава оказывают макро- и микротрещиноватость и слоистость.

Например, при слабом взрыве в породе с чётко выраженной блочной структурой

гранулометрический состав определяется в основном начальной системой трещин. На взрывное разрушение, т. е. на создание новых поверхностей в массиве, расходуется около 1 % от всей энергии взрыва.

Если взрыв производят в слоистых породах в направлении, перпендикулярно слоям, то сдвиг породы происходит вдоль слоев, а отрыв перпендикулярном к слоям. Так как предел прочности на сдвиг будет минимален в направлении вдоль слоев, то минимальная энергоемкость разрушения будет тогда, когда сдвиг происходит вдоль слоистости.

Управление разрушающим действием взрыва состоит в возможном регулировании среднего размера куска и набора фракций. С этой целью применяют короткозамедленное и буферное взрывание.

Для разрушения горных пород взрывом в практике геологоразведочных работ используют шпуровые, скважинные, котловые, камерные и накладные заряды.

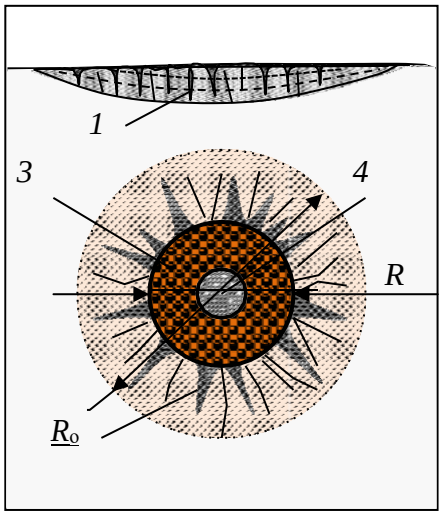


Рис. 1.78. Схема зон взрывного разрушения: *1* – откольного; *2* – радиальных трещин; *3* – дробления; *4* – полость.

Шпуровые заряды выполняют размещением взрывчатого вещества в шпуре (рис. 1.79.). Длина заряда может составлять до 2–3 м при диаметре 32 или 40 мм. Шпур заполняется на ⅔–¾ длины взрывчатым веществом – патронированным или россыпным *1*, а остальная часть забойкой *2* (специальной пробкой или породой). Инициирование взрыва осуществляют при помощи средств взрывания – электродетонаторов *3*, соединяемых в схему электропроводом *4*.

Для взрывания одиночных зарядов или группы из нескольких зарядов могут применяться огнепроводные шнуры, капсюля-детонаторы и детонирующие шнуры.

В большинстве случаев донные части шпуров после взрывания остаются неразрушенными. Эти части носят название «стаканов», а отношение полезно используемой длины шпура к его полной длине называется коэффициентом использования шпура (КИШ). Величина этого коэффициента составляет 0,8–0,9.

Для повышения коэффициента полезного действия взрыва (КИШ) следует использовать наиболее плотную забойку шпура, а также инициировать взрыв в направлении от дна шпура (обратная схема инициирования), рис. 1.79.

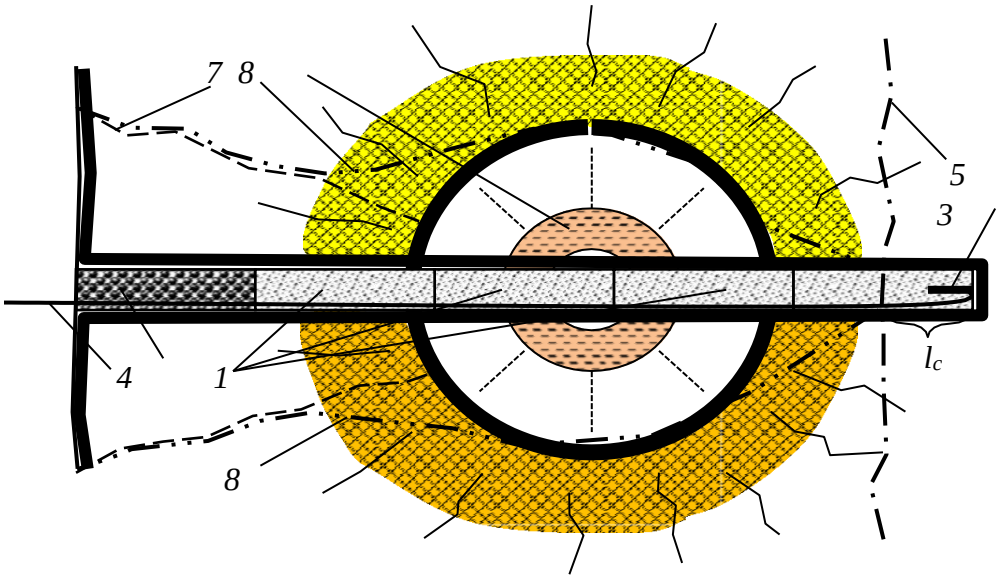


Рис. 1.79. Схема шпурового заряда и его действия при отбойке породы в забое горной выработки: *1* – патроны взрывчатого вещества; *2* – забойка шпура; *3* – электородетонатор; *4* – провод для соединения электродетонаторов; *5* – линия отрыва породы при взрыве группы шпуров в забое выработки; *6* – центр взрыва с расходящимися от центра зонами раздробленной и разбитой трещинами породы; *7* – линия отрыва породы; *8* – линия разрушенной породы в случае взрывания одного заряда; l_c – длина «стакана».

Действие взрыва приводит к дроблению и распространению трещин в породе в направлении от центра взрыва *6*. Направление действия взрыва определяется наличием свободной поверхности, к которой распространяются трещины отрыва *7*. При взрыве одного заряда образуется достаточно узкая полость, контур которой примерно соответствует линии *8*. Взрыв всех шпуров, входящих в систему отбойки породы, приводит к отделению породы по линии *5*.

Шпуровые заряды позволяют производить сравнительно равномерное дробление породы и применяются в самых разнообразных горно- геологических условиях.

Метод скважинных зарядов заключается в том, что во взрываемой породе бурят скважину (глубина более 5 м и диаметр более 75 мм), в которую помещают удлиненные заряды. Этот метод применяют при выполнении взрывных работ на карьерах, когда глубина шпуров недостаточна для размещения нужного количества взрывчатого вещества или если требуется получить большое количество равномерно раздробленной породы. При заряжании скважины для повышения эффективности взрыва более мощные взрывчатые вещества, если применяют взрывчатку различных сортов, рекомендуется помещать в нижней части скважины.

Метод котловых зарядов состоит в том, что шпур или скважину над забоем путем многократного взрывания в них небольших зарядов взрывчатых веществ расширяют до образования камеры, близкой по форме к шару. В эту камеру (котел) после очистки ее от разрушенной породы помещают расчетный заряд взрывчатого вещества для основного взрывания. Операции по получению котлов называют простреливанием шпуров или скважин, а шпур или скважину с котлом в призабойной части – котловым шпуром или котловой скважиной.

Метод котловых зарядов применяется тогда, когда расчетный заряд при заданных глубине шпура или скважины не может поместиться в шпуре или скважине и в тех случаях, если линия сопротивления породы (расстояние от центра заряда до поверхности)

настолько велика, что заряд взрывчатого вещества не в состоянии его преодолеть без концентрации заданного объема взрывчатки.

Метод камерных зарядов заключается в том, что отбойка породы производится путем взрывания сосредоточенных зарядов большой величины (до нескольких десятков и даже сотен тонн), которые помещают в специальные горные выработки, называемые зарядными камерами или просто камерами.

Накладные заряды применяют для разрушения крупных обломков, глыб, больших камней путем наложения взрывчатого вещества непосредственно на объект.

Кроме перечисленных методов взрывания различают еще взрывание на выброс, сброс и др.

Наиболее часто при проведении горноразведочных выработок для разрушения породы применяют шпуровые заряды. Принятые схемы расположения шпуров в забое должны обеспечить отрыв породы в забое выработки в соответствии с ее проектным контуром, а также равномерное дробление породы.

Эффективность буровзрывных работ зависит от количества и схемы расположения шпуров в забое. По назначению шпуры делятся на врубовые, вспомогательные, оконтуривающие.

Врубовые шпуры предназначены для предварительного образования вруба (углубления) с целью создания дополнительных плоскостей обнажения в массиве породы в пределах контура выработки. Врубовые шпуры взрываются первыми, создавая поверхность обнажения, в направлении которой отбивают породу вспомогательные, а затем и оконтуривающие шпуры. Вспомогательные шпуры служат для расширения выемки, образованной при взрывании врубовых шпуров. Применяются вспомогательные шпуры при проходке выработок большого поперечного сечения.

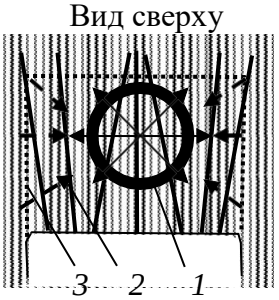


Рис. 1.80. Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (шпуры *1–6*): *1* – очаг взрыва врубовых шпуров; *2* – направление отбойки породы при взрыве оконтуривающих шпуров; *3* – контур отбитой, в результате взрывания шпуров, породы.

Оконтуривающие шпуры служат клиновым врубом, форма которого и расположение заданы с учетом условий залегания горных пород и отбойки породы до пределов проектного контура сечения выработки. Поэтому располагаются они по периметру выработки и взрываются с задержкой последними.

Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (рис. 1.80) применяется при вертикальной слоистости горных пород, когдаслои совпадают с направлением продвижения горной выработки или в случае разрушения равномернозернистой породы. Для образования клинового вруба бурят четное количество врубовых шпуров, которые располагают в двух вертикальных плоскостях, направленных под углом к центру выработки.

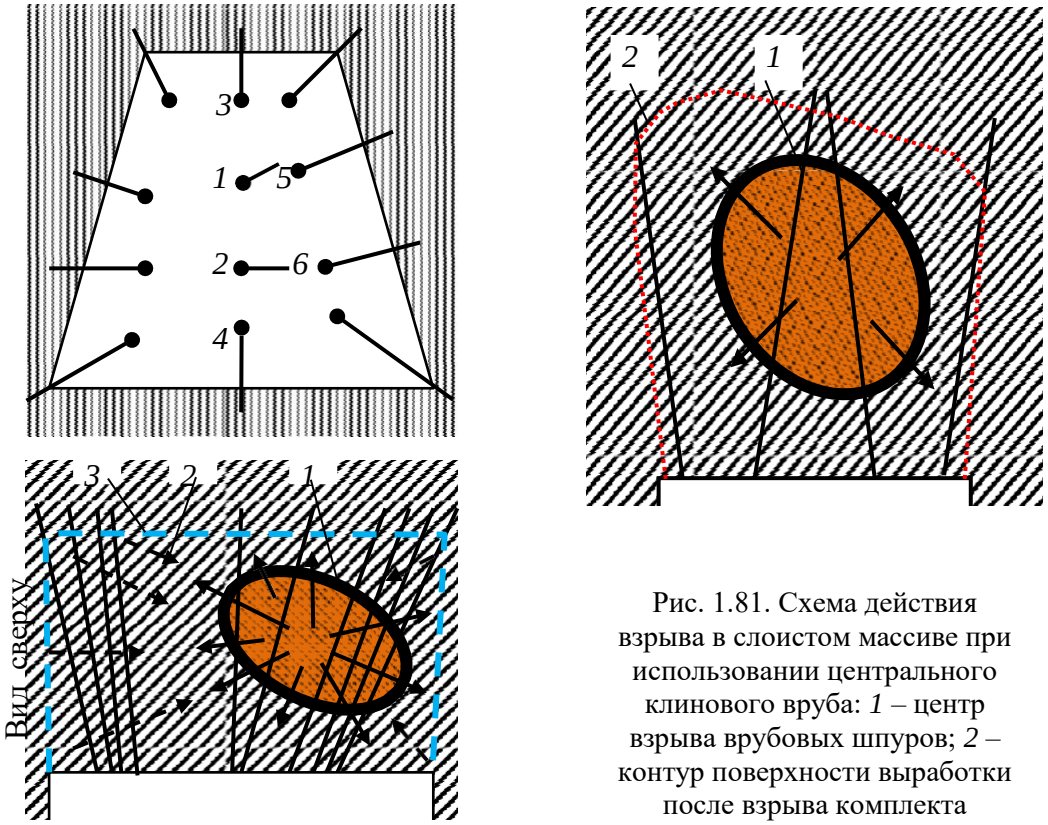


Рис. 1.81. Схема действия взрыва в слоистом массиве при использовании центрального клинового вруба: *1* – центр взрыва врубовых шпуров; *2* – контур поверхности выработки после взрыва комплекта шпуров.

При взрывании шпуров первыми приводят в действие врубовые шпуры, взрыв которых создает полость в центральной части массива породы *1* (рис. 1.81). Вслед за врубовыми шпурами с замедлением 0,1–0,2 сек. производят взрывание вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При взрыве оконтуривающих шпуров порода отбивается в направлении центра взрыва врубовых шпуров *2*. В результате взрывания всего комплекта шпуров образуется новая поверхность горной выработки *3*.

В ряде случаев после взрывания врубовых шпуров и замедления взрывают вспомогательные шпуры и только после очередного микрозамедления – оконтуривающие. Последняя схема применяется в случае проходки горных выработок большого сечения.

В случае если при вертикальном расположении слоев горной породы они пересекают выработку под углом со стороны правой стенки, вруб направляется в сторону правой же стенки выработки, т. е. в направлении слоев горных пород. Данная схема расположения вруба позволяет направить энергию взрыва в массив породы с наибольшей прочностью, поскольку порода в этом случае более деформируема, активнее разрушается вкрест слоистости и менее податлива в направлении слоев.

Отмеченная закономерность предопределена анизотропией механических свойств слоистых горных пород, в которых деформации и разрушающие напряжения развиваются неравномерно, а преимущественно в направлении минимальной прочности.

При смещении врубовых шпуров от оси выработки вправо центр взрыва врубовых шпуров *1* смещается от оси выработки также вправо, а взрывание оконтуривающих шпуров с замедлением позволит добиться более равномерного и полного разрушения массива породы перед выработкой и создания новой поверхности выработки в соответствии с проектным контуром *3*.

При симметричном же расположении шпуров горная порода со стороны, совпадающей с направлением слоев, будет разрушаться не в полной мере, а с противоположной стороны более интенсивно. В результате не будет сохранено прямолинейное проектное направление горной выработки и нарушена форма ее поперечного сечения.

2. БУРОВОЙ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ

2.1. Буровые коронки твердосплавные

Буровые коронки являются важнейшей частью бурового оборудования. По характеру рабочей поверхности они делятся на 2 типа: твердосплавные и алмазные. Они используются для вращательного бурения скважин сравнительно небольшого диаметра, например:

- геологоразведочных;
- взрывных;
- шпуров и т.д.

Коронки твердосплавные внешне представляют собой короткий цилиндр с твердосплавными пластинами с одной стороны и резьбой – с другой. Сама коронка изготавливается из стали, а пластины и специального высокопрочного сплава. Каждая коронка рассчитана на бурение породы определенной категории. Очистка забоя в большинстве случаев осуществляется с помощью промывочной жидкости.

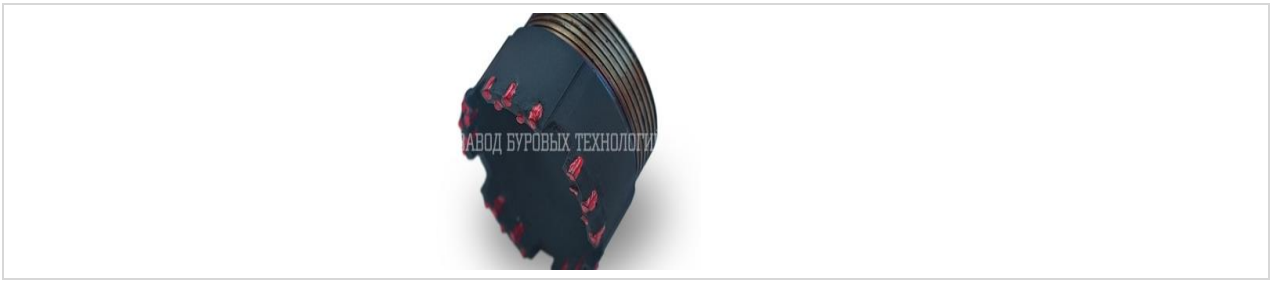


Рис. 2.1. Коронка твердосплавная КТ-2 Ǿ 112.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 108 мм.



Рис.2.2. Коронка твердосплавная КТ-2 Ǿ 132.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис.2.3. Коронка твердосплавная КТ-2 Ǿ 151.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис. 2.4. Коронка твердосплавная КТ-2 Ǿ 172.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 168 мм.



Рис. 2.5. Коронка твердосплавная КТ-2 Ǿ 76.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис.2.6. Коронка твердосплавная КТ-2 Ǿ 93.

Применяется при бурении мало абразивных пород V-VI категорий. Слабые песчаники, гипсы, песчаные сланцы, известняки, мягкие сульфиды без кварца, каменные соли, аргиллиты, мягкие сланцы и т.д. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис. 2.7. Коронка твердосплавная М-5 Ǿ 112.

Применяется при бурении мягких пород до IV категории. Глины, слабосцементированные песчаники, гипсы, ангидриды, глинистые сланцы с прослоями валунно-галечных отложений. .Диаметр колонковой трубы 89мм.



Рис.2.8. Коронка твердосплавная СА-4 Ǿ 112.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 108мм.



Рис.2.9. Коронка твердосплавная СА-4 Ǿ 132.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис. 2.10. Коронка твердосплавная СА-4 Ǿ 151.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис. 2.11. Коронка твердосплавная СА-4 Ǿ 76.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис. 2.12. Коронка твердосплавная СА-4 Ǿ 93.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород VI-VIII категорий. Габбро, пироксениты, порфириты, диориты, дациты, диопсидомагнетитовые и гранатовые скарны. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис. 2.13. Коронка твердосплавная СА-6 Ǿ 112.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Диаметр колонковой трубы 108 мм.



Рис. 2.14. Коронка твердосплавная СА-6 Ǿ 132.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис. 2.15. Коронка твердосплавная СА-6 Ǿ 151.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис.2. 16. Коронка твердосплавная СА-6 Ǿ 59.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 57 мм.



Рис. 2.17. Коронка твердосплавная СА-6 Ǿ 76.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис.2. 18. Коронка твердосплавная СА-6 Ǿ 93.

Применяется при бурении абразивных пород VI-VIII категорий. Песчаники, алевролиты, габбро, диориты, порфириты, окварцованные известняки. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис.2. 19. Коронка твердосплавная СМ-5 Ǿ 112.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 108 мм.



Рис. 2.20. Коронка твердосплавная СМ-5 Ǿ 132.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 127 мм.



Рис.2. 21. Коронка твердосплавная СМ-5 Ǿ 59.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 57 мм.



Рис. 2.22. Коронка твердосплавная СМ-5 Ǿ 93.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 89 мм.



Рис. 2.23. Коронка твердосплавная СМ-5 Ǿ 76.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, глинистые и песчаные сланцы, серпентиниты. Диаметр колонковой трубы 73 мм.



Рис. 2.24. Коронка твердосплавная СМ-6 Ǿ 151.

Применяется при бурении абразивных, монолитных, слаботрещиноватых пород V-VI категорий. Доломиты, известняки, серпентиниты, перидотиты. Диаметр колонковой трубы 146 мм.



Рис.2. 25. Резец РП-3 У 33.00.00.000.

Зуб бара предназначен для усиления твердосплавного вооружения при обсаживании скважины.

2.2. Коронки алмазные импрегнированные

Импригнированные алмазные коронки предназначены для бурения пород V111-X11 категорий и характеризуются равномерным распределением по всему объему матриц относительно мелких природных или синтетических алмазов. Подобное строение импрегнированной коронки обеспечивает ее эффективность при бурении по твердым продам.



Рис.2.26. Алмазная коронка 02ИЗ, 02И4.

Категория буримости порд V111- X11, малообразивные, очень крепкие, плотные монолитные, тонкозернистые, скрытокристаллические, абразивные, мелко- и скрыто-зернистые. Диаметр бурения 36, 46, 59, 76, 93 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис.2.27. Импригнированная буровая коронка 08ИЗ.

Категория буримости порд 1Х-Х1, мало- и среднеобразивные, очень крепкие, плотные монолитные, тонкозернистые, скрытокристаллические, абразивные, мелко- и скрыто-зернистые. Диаметр бурения 46 мм. Бурение бескерновое многозабойное.



Рис. 2. 28. Импригнированная буровая коронка БИТ.

Категория буримости порд V11-Х, монолитные и среднетрещиноватые. Диаметр бурения 59, 76, 93, 112, 132 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.29. Импригнированная буровая коронка К-01-3.

Категория буримости порд Х-Х1, монолитные, слабо-трещиноватые, мало-абразивные и абразивные. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.30. Импригнированная буровая коронка К- 08.

Категория буримости порд V111-X, плотные, средне-трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.31. Импригнированная буровая коронка К-09И2Г.

Категория буримости порд 1X-X1, плотные, средне-трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.32. Импригнированная буровая коронка 17И3.

Категория буримости порд V11-X1, монолитные, плотные, среднетрещиноватые, мало- и среднеабразивные. Диаметр бурения 76 мм. Бурение с отбором керна с комплексом КССК-76.



Рис. 2.33. Импригнированная буровая коронка БИТ ССК 59.

Категория буримости порд V11-X, монолитные и среднетрещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК-59.



Рис. 2.34. Импрегнированная буровая коронка 21М3.

Категория буримости порд 1Х-Х1, твердые. Диаметр бурения 46, 59,76, 93, 112, 136, 172, 222 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.

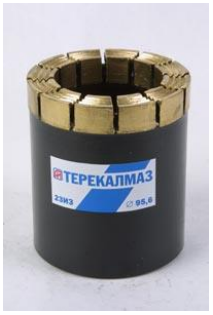


Рис. 2.35. Импрегнированная буровая коронка 23И3.

Категория буримости порд V111-1X, средне-твердые, твердые, слабо-абразивные и частично трещиноватые. Диаметр бурения 59,6; 75,3; 95,6; 122 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК.



Рис. 2.36. Импрегнированная буровая коронка 27И3.

Категория буримости порд V111-1X, средне-твердые, твердые, слабо-абразивные и частично трещиноватые. Диаметр бурения 59,6; 76 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК.



Рис. 2.37. Импрегнированная буровая коронка 28И3.

Категория буримости порд V111-1X, средне-твердые, слабо-абразивные и частично трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59, 76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.38. Импригнированная буровая коронка 28И4.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 46, 59, 76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.39. Импригнированная буровая коронка 26И.

Категория буримости порд V11-Х11, абразивные и трещиноватые. Диаметр бурения 75,3/60,2; 91,8/76; 95,6/76; 117,5/100; 143,5/123,8 мм. Для забуривания или при установке обсадных труб.



Рис. 2. 40. Импригнированная буровая коронка 28И.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности . Диаметр бурения 46/31; 59/42; 76/58; 93/73; 112/92;151/132 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.41. Импригнированная буровая коронка 29И.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности . Диаметр бурения 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/85 мм. Бурение с отбором керна с комплексом ССК.



Рис. 2.42. Импригнированная буровая коронка 30И.

Категория буримости порд 1Х-Х1, различной твердости и абразивности . Диаметр бурения 75,3 мм. Бурение сплошным забоем с комплексом ССК.



Рис. 2.43. Импригнированная буровая коронка 32И.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности . Диаметр бурения 75,3/47; 95.,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.44. Импригнированная буровая коронка 33И.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности . Диаметр бурения 46/31,7 66,8/50,4; 76/57; 76/57,5; 76/61,7; 56/45,2 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.45. Импригнированная буровая коронка 36И.

Категория буримости порд 1X-X11, средней твердости до твердых, слабо абразивные, частично трещиноватые. Диаметр бурения 46/31,7 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.46. Импригнированная буровая коронка 37И.

Категория буримости порд 1X-X11, для крепких и очень крепких пород незначительно разрушенных. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.47. Импригнированная буровая коронка 38И.

Категория буримости порд X-X1, для сложных горно-геологических условий, сильно раздробленные или трещиноватые породы. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122 / 85 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.48. Импригнированная буровая коронка 34И КЛМ.

Категория буримости порд V11-X1, для монолитных, слаботрещиноватых и трещиноватых пород. Диаметр бурения 75,3/40 мм. Бурение с обратной промывкой, гидротранспортом керна с комплексом ССК-NK.



Рис. 2.49. Импригнированная буровая коронка 23И.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95.6/63.5; 122/85 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.50. Импригнированная буровая коронка 27И.

Категория буримости порд V11-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 46,5/30,3; 56,5/39; 59.6/42; 75.3/56 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.51. Импригнированная буровая коронка К04 КП.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 76/48 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.52. Импригнированная буровая коронка К04.

Категория буримости порд 1Х-Х11, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 59/35,4;76 /48 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.53. Импригнированная буровая коронка К-01-3.

Категория буримости порд V111-X1, монолитные, слабо трещиноватые и трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.

2.3. Коронки алмазные однослойные

Алмазы в однослойных коронках располагаются в верхнем слое матрицы. Используются крупные природные и синтетические алмазы, которые обеспечивают высокую скорость проходки и высокую эффективность буровых работ. Алмазы в однослойных коронках располагают по определенной схеме, которая меняется в зависимости от размеров используемых алмазов, что в значительной мере определяет ресурс коронки и скорость бурения.



Рис. 2.54. Однослойная буровая коронка 01А3, 01А4.

Категория буримости порд V11-1X, малообразивные, монолитные, трещиноватые. Диаметр бурения 36, 46, 59, 76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.55. Однослойная буровая коронка 08А3.

Категория буримости порд V11-1X, мало и средне абразивные. Диаметр бурения 46 мм. Бурение бескерновое многозабойное.



Рис. 2.56. Однослойная буровая коронка 09А3.

Категория буримости порд V11-1X, мало и средне абразивные. Диаметр бурения 59 мм. Бурение бескерновое многозабойное.



Рис. 2.57. Однослойная буровая коронка К16.

Категория буримости порд V1- V111, перемежающиеся. Диаметр бурения 76 мм. Бурение с отбором керна комплексом КССК-76.



Рис. 2.58 Однослойная буровая коронка К01.

Категория буримости порд V11- 1X, плотные слабо и средне трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК-59.



Рис. 2.59. Однослойная буровая коронка К01-1.

Категория буримости порд V11- 1X, плотные. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК-59.



Рис. 2.60. Однослойная буровая коронка К01-2.

Категория буримости порд V11- 1X, средне трещиноватые. Диаметр бурения 59 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК-59.



Рис. 2.61. Однослойная буровая коронка 01КС.

Категория буримости порд V-1X, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,76, 93, 112, 132, 151, 245/225 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.62. Однослойная буровая коронка 02КС.

Категория буримости порд V-1X, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,76, 93, 112, 132, 151 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.63. Однослойная буровая коронка 01А3СВ.

Категория буримости порд V111, монолитные и слабо трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59,76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.64. Однослойная буровая коронка 01А4СВ.

Категория буримости порд V111, монолитные и слабо трещиноватые. Диаметр бурения 46, 59,76, 93, 112 мм. Бурение с отбором керна одинарными колонковыми трубами.



Рис. 2.65. Однослойная буровая коронка 07КС.

Категория буримости порд V-1X, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/83 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.66. Однослойная буровая коронка 07КС2.

Категория буримости порд V-V111, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/83 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.67. Однослойная буровая коронка 07КС-0.

Категория буримости порд V-V111, абразивные, переслаивающиеся по твердости и абразивности. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5; 122/83 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.68. Однослойная буровая коронка К-06.

Категория буримости порд V11-1X, плотные, слабо и средне трещиноватые. Диаметр бурения 75,3; 95,6 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.69. Однослойная буровая коронка 07КС-2-0.

Категория буримости порд V11-1X, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.70. Однослойная буровая коронка 23А.

Категория буримости порд V111-X, малоабразивные, абразивные, плотные, монолитные, мелко и среднезернистые, трещиноватые. Диаметр бурения 59,6/36,4; 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.71. Однослойная буровая коронка 29А.

Категория буримости порд V111-1X, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 75,3/47,6; 95,6/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.



Рис. 2.72. Однослойная буровая коронка 31А.

Категория буримости порд V111-X, различной твердости и абразивности. Диаметр бурения 93, 112 мм. Бурение сплошным зобоем.



Рис. 2.73 Однослойная буровая коронка ГБА.

Категория буримости порд V1-V111, абразивные горные породы. Диаметр бурения 215,9/100 мм. Бурение с отбором керна.



Рис. 2.74. Однослойная буровая коронка Б-1.

Категория буримости порд V1-1X, резко перемежающиеся горные породы. Диаметр бурения 117,5/63,5 мм. Бурение с отбором керна комплексом ССК.

2.4. Алмазные расширители

Алмазные расширители предназначены для поддержания заданного диаметра скважины. В буровом снаряде расширитель устанавливается между коронкой и колонковой трубой. Расширители заменяются, когда их диаметр становится меньше диаметра новой коронки. Поэтому только самая последняя часть калибруется при установке новой коронки. Алмазный расширитель помогает стабилизировать колонковую трубу. Выпускаются расширители для всех типов колонковых труб и коронок. В расширителях для армирования секторов применяются специально отобранные природные или синтетические алмазы.



Рис. 2.75. Алмазный расширитель РСА.

Категория буримости порд 1X- X, мало и средне абразивные. Диаметр бурения 46,4; 59,4; 76,4; 93,4 мм.



Рис. 2.76. Алмазный расширитель РСА-1.

Категория буримости порд V11 - X, плотные, слабо и средне трещиноватые. Диаметр бурения 59,4 мм.



Рис. 2.77. Алмазный расширитель РЦК.

Категория буримости порд V1 - X, плотные, малообразивные и средне трещиноватые. Диаметр бурения 76,4 мм.



Рис. 2.78. Алмазный расширитель РСА 23П.

Категория буримости порд V11–X11, твердые, очень твердые, средне абразивные и трещиноватые. Диаметр бурения 60; 75,7; 96 мм.



Рис. 2.79. Алмазный расширитель РСА 27П.

Категория буримости порд V11–X1, плотные и слабо трещиноватые. Диаметр бурения 60 мм.



Рис. 2.80. Алмазный расширитель РСН.

Категория буримости порд V11–X11, твердые, очень твердые, среднеабразивные и трещиноватые, плотные. Диаметр бурения 46,4; 59,4; 76,4; 93,4 мм.



Рис. 2.81. Алмазный расширитель РАС.

Категория буримости порд V11–X, плотные, малоабразивные и средне трещиноватые. Диаметр бурения 112,4; 136,7; 172,7 мм.



Рис. 2.82. Алмазный расширитель РСА 33.

Категория буримости порд V111–X1, монолитные, слаботрещиноватые и трещиноватые. Диаметр бурения 76,4 мм.



Рис. 2.83. Переходник центратор ПЦ.

Переходник центратор ПЦ служит для центрирования верхнего конца колонковой трубы в скважине с целью снижения искривления скважины и вибрации снаряда, а так же для снижения износа колонковой трубы. Служит для соединения бурильных труб с колонковой трубой или шламовой трубой. Диаметр бурения 59,6; 75,3; 96; 122,6 мм.



Рис. 2.84. Башмаки обсадных труб.

Башмаки обсадных труб применяются для забуривания или при установке обсадных труб в скважены. Изготавливаются стандартных и иных размеров.

2.5. Лопастные породоразрушающие инструменты

Лопастные породоразрушающие инструменты состоят из корпуса и лопастей (рис. 2.85.). В верхней части корпуса нарезается присоединительная резьба, а в нижней части просверливаются сквозные промывочные отверстия для подачи промывочной жидкости на забой. Боковые калибрующие и другие рабочие поверхности лопастей обычно покрывают релитом, чугуном или армируют порошкообразным карбидом вольфрама.

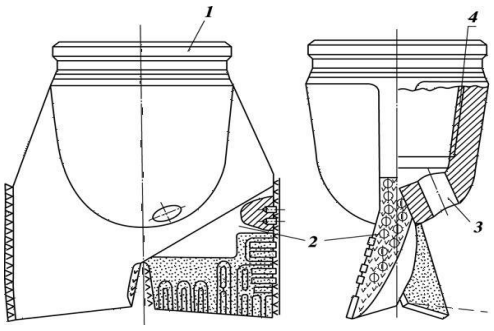


Рис. 2.85. Двухлопастное долото:
1 − корпус; 2 − лопасти; 3 − промывочные отверстия;
4− присоединительная резьба.

Лопастные долота выпускаются следующих пяти разновидностей:
2Л − двухлопастные;
3Л − трехлопастные (рис. 2.86.);
3ИР − трехлопастные истирающе-режущие;
6ИР − шестилопастные истирающе-режущие;
П − пикообразные (однолопастные).

Лопастные породоразрушающие инструменты в соответствии с их назначением производятся четырех типов: М, МС, МСЗ и С.
Породоразрушающие инструменты разновидностей 2Л и 3Л выпускаются двух типов: М и МС.

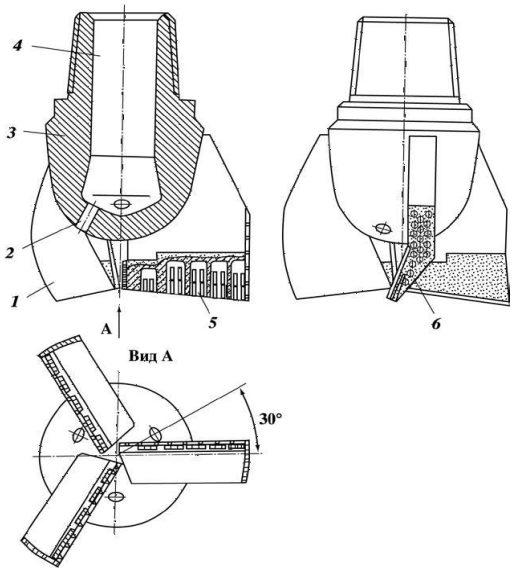


Рис. 2.86. Трехлопастное долото:
1 − лопасть; 2 − промывочное отверстие; 3 − корпус; 4 − присоединительная резьба;
5 − твердосплавные пластины; 6 − армирование торца лопасти.

Конструктивно породоразрушающие инструменты типа М отличаются от долот типа МС армированием передней поверхности зерновым релитом в пазах, прорезанных по определенной схеме с учетом характера износа лопастей и усилением с наружи чугуном. В породоразрушающих инструментах типа МС вместо релита в тех же пазах устанавливаются и припаиваются твердосплавные победитовые пластины прямоугольной формы. Породоразрушающие инструменты разновидности 3ИР относятся к типу МСЗ, а разновидности 6ИР − к типу С. Пикообразные породоразрушающие инструменты изготовляют двух типов: ПЦ − для разбуривания цементных пробок и металлических деталей низа обсадных колонн (рис. 3); ПР − для расширения ствола скважины.

Согласно ОСТ 26-02-1282−75 все лопастные породоразрушающие инструменты должны изготавливаться только с ниппельной присоединительной резьбой, выполненной соответствии с ГОСТ 20692−75, диаметром от 94,4 до 469,9 мм. По способу соединения корпуса с лопастями выделяются цельнокованые породоразрушающие инструменты и инструменты сварные, т.е. с приварными к корпусу лопастями. По конструкции промывочного устройства выделяются породоразрушающие инструменты с обычной и гидромониторной промывкой.

Примеры условной записи лопастных породоразрушающих инструментов (долот):
2Л-76М: 2Л − двухлопастное; 76 − номинальный диаметр, мм; М − для мягких пород;
3Л-161М: 3Л − трехлопастное; 161 − номинальный диаметр, мм; М − для мягких пород.

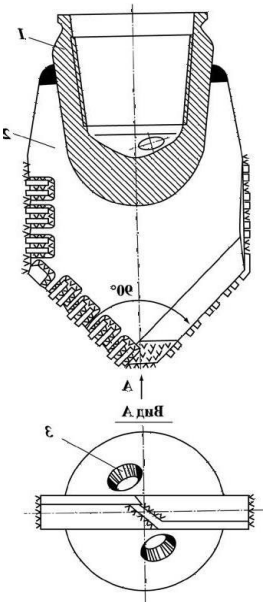


Рис.2.87. Пикообразное долото для разбуривания цементных стаканов в обсадной колоне:
1 − корпус; 2 − лопасть; 3 − промывочные отверстия.

2.6. Шарошечные породоразрушающие инструменты

Впервые породоразрушающий шарошечный инструмент был изобретен и изготовлен в США предпринимателем Юзом в 1909 г.

Шарошечные породоразрушающие инструменты относятся к группе инструментов дробяще-скалывающего действия, за исключением одношарошечных. В настоящее время шарошечные породоразрушающие инструменты производят в двух-, трех - и многошарошечном исполнении. Свое название они получили по конструктивному элементу − зубчатому катку − шарошке, на которой кольцевыми рядами (венцами) располагаются элементы вооружения (зубцы), разрушающие горную породу.

Породоразрушающие инструменты в двух- и трехшарошечном исполнении

составляют группу инструментов, разрушающих породу сплошным забоем. Их называют буровыми шарошечными долотами.

Шарошечное долото (рис.2.88.) состоит из секций, сваренных между собой. Верхняя часть сваренных между собой секций образует корпус. На верхнем конце корпуса нарезается присоединительная резьба. Число секций равно числу шарошек. В шарошечных долотах выделяют:

− вооружение долота − совокупность всех зубцов на всех шарошках;
− опору долота − совокупность подшипников всех шарошек;
− систему промывки долота
− совокупность всех промывочных узлов долота.

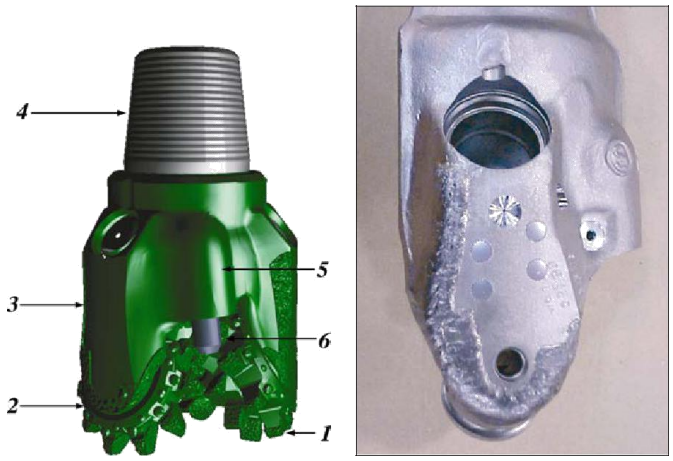


Рис.2.88. Общий вид трехшарошечного долота:
1 − шарошка; 2 − козырек лапы; 3 − лапа; 4 − присоединительная резьба;
5 − насадочный прилив; 6 – насадка.

Рис.2.89. Общий вид лапы.

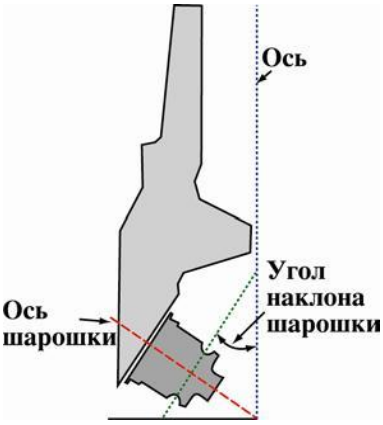


Рис.2.90. Основные элементы лапы

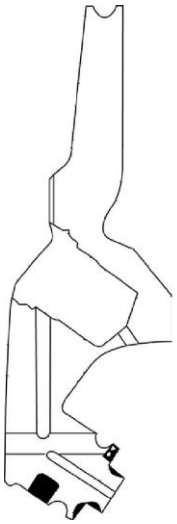


Рис. 2.91. Схема лапы с внутренними каналами.



Рис. 2.92. Общий вид цапфы.



Рис. 2.93. Общий вид шарошки с фрезерованным вооружением.

Собранная секция состоит из лапы (рис.2.89, 2.90, 2.91) заканчивающейся цапфой (рис.2.92.). На цапфе на подшипниках смонтирована свободно вращающаяся шарошка (рис.2.93.). Взаимная ориентация секций в долоте осуществляется с помощью двухгранного угла, фрезеруемого на каждой лапе, и сборочных штифтов.

Вооружение шарошечных породоразрушающих инструментов

Вооружение предназначено для разрушения горной породы. Шарошки, как правило, имеют коническую форму и могут быть одно- (рис.2.94, 2.95) и многоконусными. Тело одноконусной шарошки (рис 2.94) ограничено двумя коническими поверхностями. Конус 1 называется основным, а конус 2 − обратным.

Тело двухконусной шарошки (рис.2.96) ограничено тремя коническими поверхностями, а трехконусной − четырьмя. Конусы, расположенные между основным и обратным конусами, называются дополнительными. Вершины дополнительных конусов направлены к оси долота и их боковые поверхности взаимодействуют с забоем. Дополнительные конусы принято нумеровать, начиная от основного конуса в сторону обратного.

Шарошка характеризуется следующими геометрическими параметрами: диаметр $d_ш$, углы основного 2α и дополнительного $2\alpha i$ конусов, высота $H_ш$.

Угол при вершине основного конуса определяет объем шарошки.

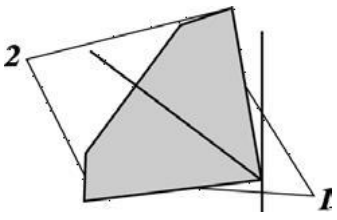


Рис.2.94**.** Тело одноконусной шарошки.

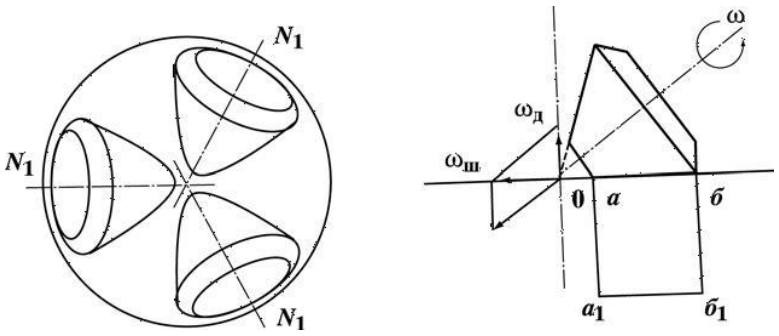


Рис. 2.95. Кинематика одноконусной шарошки:
ωд - угловая скорость вращения долота; ωш - угловая скорость шарошки;
а, а1, б, б 1 - проекция образующей корпуса шарошки на забой.

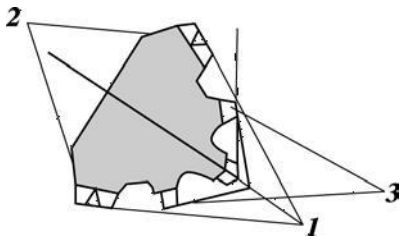


Рис. 2.96. Тело двухконусной шарошки:
1 – основной конус; 2 − обратный конус;
3 − дополнительный конус.

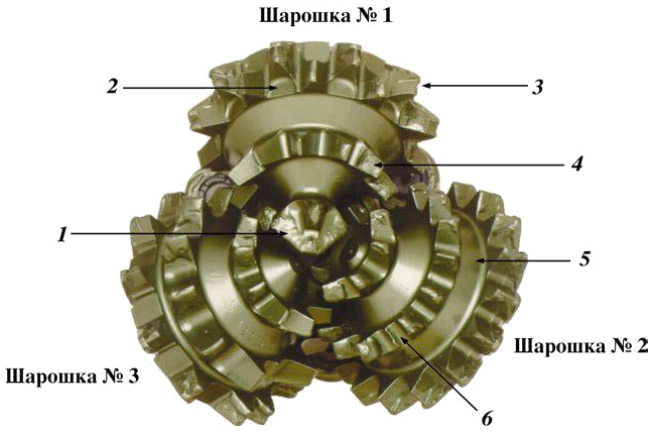


Рис.2.97. Основные элементы шарошек долота с твердосплавным вооружением:
1 − внутренние венцы; 2 − пирамидальный резец внутреннего венца; 3 − зазор между резцами; 4 − резцы калибрующего венца; 5 − межвенцовая канавка

Шарошки принято нумеровать в зависимости от того, какое место занимает первый венец по отношению к оси долота (рис.2.98, 2.99). Шарошке, у которой первый венец расположен в зоне оси долота и разрушает центральную часть забоя, присваивается

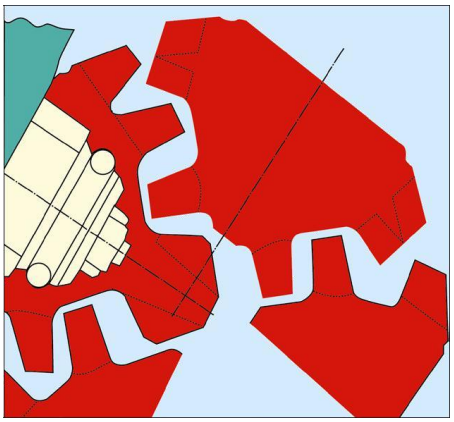


Рис.2.98. Смещение осей шарошек.

первый номер. Шарошка, первый венец которой разрушает кольцо, прилегающее к центральной части забоя, является второй.

Расположение шарошек относительно оси долота определяется следующими параметрами:

− углом наклона оси шарошки к оси долота β;

− выносом вершины шарошки за ось долота, f;

− величиной смещения осей шарошек в плане k.

Угол наклона оси шарошки к оси долота для современных серийных шарошечных долот лежит в пределах $51^0\ 57^0 30'$ и определяется типом долота.

Величина выноса вершины шарошки за ось долота определяется типоразмером долота и лежит в пределах 0−12 мм.

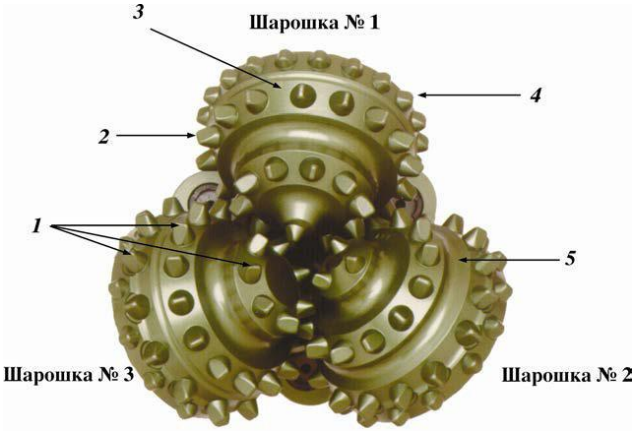


Рис. 2.99. Основные элементы шарошек долота с фрезерованным вооружением:
1 − центральная точка; 2 − уменьшенный зубец; 3 − зубцы калибрующего венца;
4 − защитное покрытие; 5 − межвенцовая канавка; 6 − зазор между зубцами.

В плане оси шарошек расположены относительно друг друга под углом 120^0, а по отношению к оси долота возможны два варианта расположения:

− долота с несмещенными осями шарошек, оси которых пересекаются в одной точке на оси долота;

− долота со смещенными осями шарошек (рис.2.100).

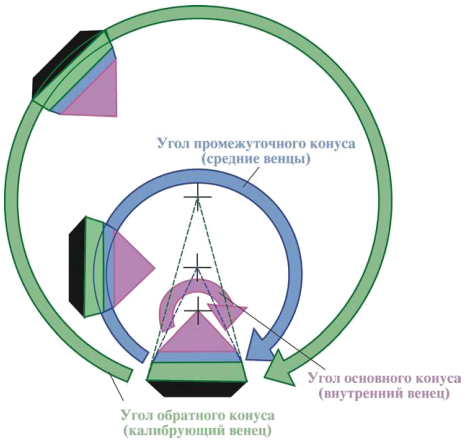


Рис.2.100. Схема смещения осей шарошки.

Оси смещаются в сторону вращения долота, и при этом смещение считается положительным. Величина смещения лежит в пределах 4−10 мм и определяется типоразмером долота. Долота считаются с несмещенными осями шарошек, если они имеют смещение, не превышающее 1,5 мм. Такое смещение называют технологическим. Оно гарантирует отсутствие отрицательного смещения шарошек, которое могло появиться в результате неблагоприятного сочетания допусков на размеры лап и неточностей сборки и сварки секций в корпус.

По расположению шарошек относительно друг друга следует различать два вида долот:

− долота с самоочищающимися шарошками, у которых центральные венцы каждой из шарошек входят в межвенцовое пространство соседних шарошек;

− долота с не самоочищающимися шарошками, у которых контуры соседних шарошек не пересекаются.

На венцах шарошек фрезеруются или крепятся элементы вооружения (зубцы), предназначенные для разрушения горной породы.

Совокупность всех зубцов на всех шарошках называют вооружением долота. Вооружение долот бывает трех видов:

− фрезерованное, армированное твердым сплавом;

− твердосплавное зубковое (штыревое);

− комбинированное (по спецзаказу) (рис.2.101).



Рис.2.101. Комбинированное вооружение.

В современных шарошечных долотах используются фрезерованные зубки разных форм для обеспечения лучшей породоразрушающей способности и долговечности (рис. 2.102).

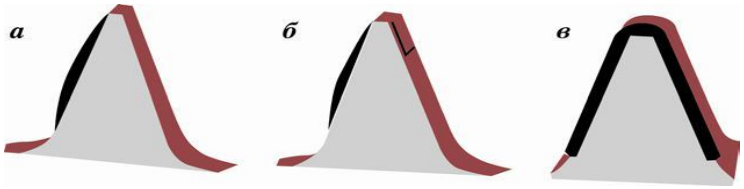


Рис.2.102. Типовые формы фрезерованных зубцов шарошечных долот производства ОАО «Волгабурмаш»:
а − тип 1, наплавляется только набегающая грань; б − тип 2, наплавляются набегающая грань и начало сбегающей грани; в − тип 3, наплавляются полностью все четыре грани и площадка притупления

Для обеспечения долговечности фрезерованного вооружения шарошки изготавливаются из малоуглеродистых легированных сталей (например, марок 17Н3МА, 18ХН3МА, 20ХН3А) с последующей их химико-термической обработкой. Химико-термическая обработка позволяет получить высокую твердость поверхностного цементированного слоя глубиной 0,6−2,4 мм в зависимости от диаметра долота (с увеличением диаметра глубина цементации возрастает), необходимую прочность и ударную выносливость сердцевины.

Боковые и торцовые грани зубцов, а также калибрующие поверхности обратных конусов шарошек направляются (армируются) твердым зерновым сплавом − релитом, представляющим измельченный литой карбид вольфрама.

Кроме того, в некоторых конструкциях долот в обратные конуса шарошек запрессовываются цилиндрические твердосплавные (сплав типа ВК11ВК) вставки с последующей наплавкой. Для улучшения охлаждения наплавленных поверхностей обратных конусов на них выполняются канавки.

В долотах некоторых типов в качестве элементов вооружения на центральных и периферийных венцах используются твердосплавные зубки, изготовленные из вольфрамокобальтового сплава типа ВК11ВК. Зубок имеет форму цилиндра, один торец которого плоский, а другой является рабочей головкой зубка, непосредственно воздействующий на горную породу (рис.2.103).

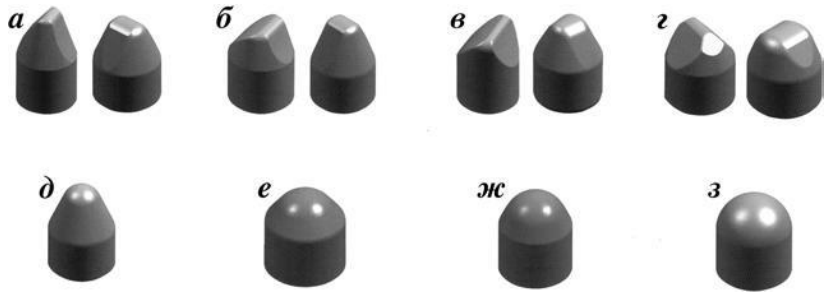


Рис. 2.103. Формы твердосплавных зубков шарошечных долот производства ОАО «Волгабурмаш»:
а − для очень мягких пород; б − для мягких пород; в − для мягких пород, перемежающихся со средними; г − для средних пород; д − для средних пород, перемежающихся с твердыми; е − для твердых пород; ж − для твердых пород, перемежающихся с крепкими; з − для крепких пород

Важным геометрическим параметром вооружения шарошечного долота является коэффициент перекрытия забоя, который рассчитывается по формулам:
(для долот с фрезерованными зубцами)

$$\eta = {}^{\Sigma}\sum l_{ij}/R_{д}, \qquad (2.1)$$

где η − коэффициент перекрытия забоя; l_{ij} − сумма длин зубцов по одному с каждого венца всех шарошек (i − номер шарошки, j
− номер венца); $R_{д}$ − радиус долота;
(для долот с твердосплавными зубками)

$$\eta = {}^{\Sigma}\sum d_{ij}/R_{д}, \qquad (2.2)$$

где d_{ij} − сумма диаметров зубков по одному с каждого венца всех шарошек (i -номер шарошки, j − номер венца).

Системы очистки забоя и элементов вооружения шарошечных породоразрушающих инструментов

Система очистки забоя предназначена для формирования потоков промывочной жидкости или продувочного агента и направления его в нужную часть забоя. Она включает в себя внутреннюю полость долота 1, подводящий канал 2 (один или несколько), выходное отверстие 3 (одно или несколько) (рис.2.104).

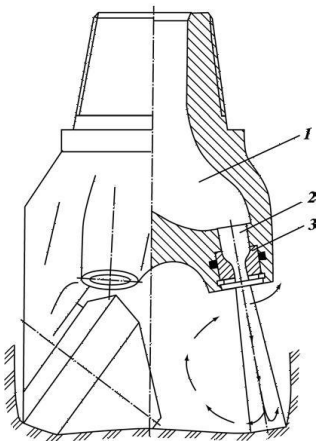


Рис. 2.104. Схема системы промывки шарошечных долот

В зависимости от направления струи промывочного агента долота подразделяются на долота:

− с центральной промывкой или продувкой (рис.2.105);

− с боковой гидромониторной промывкой или продувкой.

У первых долот струя направлена в центральную часть забоя на шарошки. Выходное отверстие выполнено в центре долота и имеет в большинстве случаев круглое сечение.

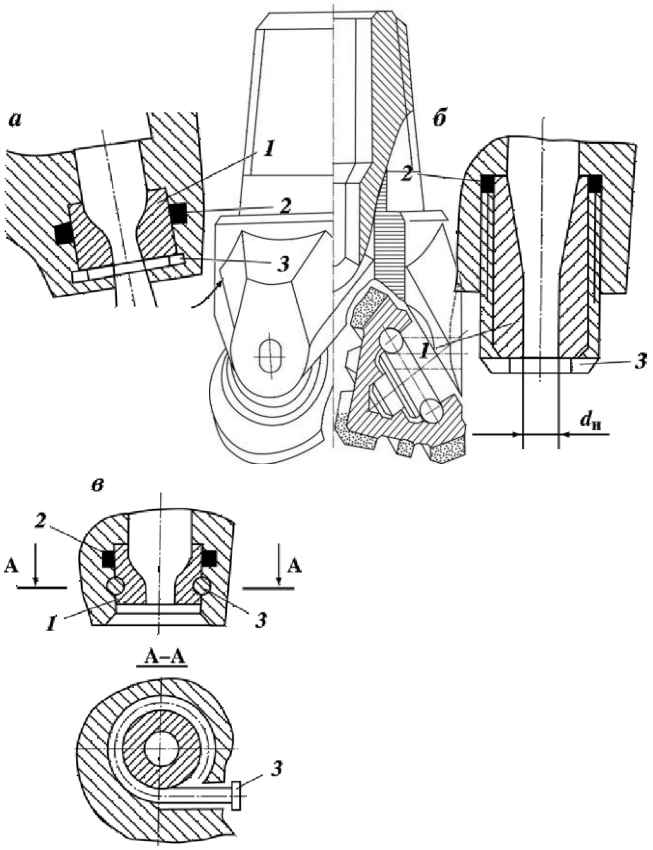


Рис.2.105. Схема долота с центральной системой промывки

У вторых долот выходные отверстия направляют струи жидкости между шарошками на периферийную часть забоя под некоторым углом к оси долота. Это обеспечивает направление струи одновременно к стенке скважины и в сторону, противоположную направлению вращения долота.

Струи непосредственно воздействуют на породу, интенсифицируя очистку забоя от шлама. Долота с такой системой промывки принято называть гидромониторными.

Для предотвращения размыва выходных отверстий в гидро-мониторных долотах устанавливаются гидромониторные насадки. Эти системы образуют гидромониторные узлы (ГМУ).

Рис. 2.106. Схемы ГМУ шарошечных долот:
а − крепление пружинным кольцом; б − крепление резьбовой втулкой; в − крепление гвоздем

Каждый ГМУ (рис.2.106.) включает три обязательных элемента: насадку 1, уплотнение 2, удерживающий замок 3. Насадка является сменной и изготавливается из твердого материала, способного противостоять эрозионному изнашиванию. Уплотнение 2 предназначено для герметизации зазора между насадкой 1 и корпусом. Переток промывочной жидкости по этому зазору приводит к интенсивному размыву отверстия в корпусе и выпадению из него насадки. Замок 3 предназначен для удержания насадки 1 в корпусе долота.

Герметизация зазора между насадкой 1 и корпусом во всех трех рассмотренных конструкциях осуществляется тороидальным резиновым кольцом 2.

Основной эксплуатационный параметр ГМУ − выходной диаметр dn насадки.

Гидравлическая система современных долот позволяет выбирать схему промывки забоя и вооружения долота, обеспечивающую наилучший эффект их очистки в зависимости от свойств породы и условий бурения. Это достигается применением различных схем промывки центральной, периферийной или асимметричной.

Под асимметричной схемой промывки понимают работу двух или даже одной периферийной насадки вместо трех. В большом числе случаев весьма эффективны комбинированные схемы, когда одновременно работают центральная и периферийные насадки.

Для бурения скважин с продувкой забоя сжатым газом выпускаются долота с продувкой. Отличительной особенностью этих долот является наличие центрального продувочного канала уменьшенного сечения в корпусе долота и каналов в каждой лапе, которые подводят часть нагнетаемого газа в полости опор шарошек для их охлаждения и очистки от возможного попадания в них мелких выбуренных частиц породы и пыли (рис.2.107).

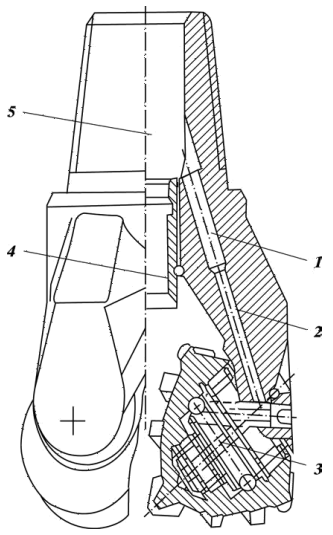


Рис.2.107. Схема ГМУ для продувки сжатым газом:
1, 2 − продувочные каналы в лапе долота; 3 − замковый подшипник;
4 − центральный промывочный узел; 5 − внутренняя полость в корпусе долота

МЕЖГОСУДАРСТВЕННЫЙ СТАНДАРТ

2.7. Типы и основные размеры шарошечных долот по гост 20692−2003

ДОЛОТА ШАРОШЕЧНЫЕ

Технические условия

Roller bits. Specifications

Дата введения 2004—07—01

1 Область применения

Настоящий стандарт распространяется на шарошечные долота для сплошного бурения скважин.

Требования, изложенные в разделах 3—5 (кроме 5.2), разделах 6—8, являются обязательными.

Обязательные требования, обеспечивающие безопасность работы с шарошечными долотами, изложены в 4.4—4.6.

2 Нормативные ссылки

В настоящем стандарте использованы ссылки на следующие стандарты:

ГОСТ 9.032—74 Единая система защиты от коррозии и старения. Покрытия лакокрасочные. Группы, технические требования и обозначения

ГОСТ 15.309—98 Система разработки и постановки продукции на производство. Испытания и приемка выпускаемой продукции. Основные положения

ГОСТ 164—90 Штангенрейсмасы. Технические условия

ГОСТ 577—68 Индикаторы часового типа с ценой деления 0,01 мм. Технические условия

ГОСТ 3242—79 Соединения сварные. Методы контроля качества

ГОСТ 7918—75 Замки для геолого-разведочных бурильных труб диаметром 50 мм. Технические условия

ГОСТ 14192—96 Маркировка грузов

ГОСТ 15150—69 Машины, приборы и другие технические изделия. Исполнения для различных климатических районов. Категории, условия эксплуатации, хранения и транспортирования в части воздействия климатических факторов внешней среды

ГОСТ 28487—90 Резьба коническая замковая для элементов бурильных колонн. Профиль. Размеры. Допуски*

3 Классификация и основные размеры

3.1 Долота следует изготовлять следующих видов:

I — одношарошечные;

II — двухшарошечные;

III — трехшарошечные.

* На территории Российской Федерации действует ГОСТ Р 50864—96 Резьба коническая замковая для элементов бурильных колонн. Профиль, размеры, технические требования.

Издание официальное

3.2 Долота следует изготовлять следующих типов:

М — со стальными зубьями для бурения мягких пород;

МЗ — с твердосплавными зубками для бурения мягких абразивных пород;

МС — со стальными зубьями для бурения мягких пород с пропластками средней твердости;

МСЗ — с твердосплавными зубками для бурения мягких абразивных пород с пропластками средней твердости;

С — со стальными зубьями для бурения пород средней твердости;

СЗ — с твердосплавными зубками для бурения абразивных пород средней твердости;

СТ — со стальными зубьями для бурения пород средней твердости с пропластками твердых;

Т — со стальными зубьями для бурения твердых пород;

ТЗ — с твердосплавными зубками для бурения твердых абразивных пород;

ТК — со стальными зубьями и твердосплавными зубками для бурения твердых пород с пропластками крепких;

ТКЗ — с твердосплавными зубками для бурения твердых абразивных пород с пропластками крепких;

К — с твердосплавными зубками для бурения крепких пород;

ОК — с твердосплавными зубками для бурения очень крепких пород.

3.3 По расположению и конструкции промывочных и продувных узлов (каналов) долота следует изготовлять с:

центральной промывкой — Ц;

боковой гидромониторной промывкой — Г;

комбинированной промывкой — ЦГ;

центральной продувкой — П;

боковой продувкой — ПГ.

3.4 Опоры шарошек следует изготовлять на:

подшипниках с телами качения и одном или более упорных подшипниках скольжения, или без упорных подшипников скольжения — В;

подшипниках с телами качения и одном или более упорных подшипниках скольжения и герметизацией опоры — ВУ;

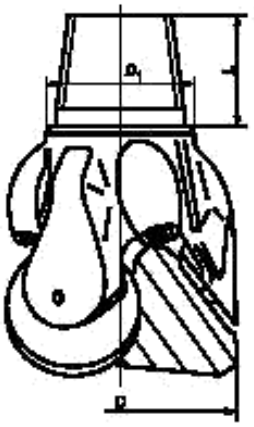
одном радиальном и одном или более упорных подшипниках скольжения (остальные подшипники с телами качения) — Н;

одном радиальном и одном или более упорных подшипниках скольжения (остальные подшипники с телами качения) и герметизацией опоры — НУ;

двух или более радиальных подшипниках скольжения с одним или более упорным подшипником скольжения — А;

двух или более радиальных подшипниках скольжения с одним или более упорным подшипником скольжения и герметизацией опоры — АУ.

3.5 Основные размеры долот и обозначения присоединительной резьбы должны соответствовать указанным на рисунке 1 и в таблице 1.



Примечание — Рисунок не определяет конструкцию долота

Рисунок 1

Таблица 1

Размеры в миллиметрах

Диаметр долота D		Диаметр упорного уступа D_1 ± 0,4	Длина ниппеля L − 4,8	Обозначение присоединительной резьбы
Номин.	Пред. откл.			
76,0	+ 0,6	57,0	50	3-42
93,0	+ 0,8	65,0; 77,4; 78,18	76; (60)	3-50
95,3		77,4; 78,18; 83,0		3-63,5; 3-66
98,4				
114,3				
117,5		92,47	88,9; (70)	3-76
120,6				
127,0				
130,2		92,47; 105,17	88,9; 95,25; (70)	3-76; 3-88
132,0				
139,7		83,0; 105,17	70,0; 95,25; (60)	3-63,5; 3-88
146,0				
151,0				
161,0				
165,1				
171,4				
187,3				
190,5		136,13	107,95; (80)	3-117
200,0				
212,7				
215,9				
222,3				
238,1				
241,3		142,1; 187,72	102; 127; (80)	3-121; 3-152
244,5				
250,8				
269,9				
295,3				
304,8				
311,1				
320,0				
349,2				
365,1	+ 1,6	187,72; 196,0; 203*; 215,9	127,0; (80); 133,35	3-152; 3-171; 3-177
368,3				
371,5				
374,6				
393,7				
444,5				
469,9	+ 2,4	196,0; 215,9; 243,28; 243,8	127,0; 133,35; 136,53; 137,0	3-171; 3-177; 3-201
473,1				
490,0				
508,0				

* Для корпусных долот с муфтовой присоединительной резьбой.

Примечания

1 Размеры в скобках указаны для долот с укороченной резьбой.

2 По заказу потребителя допускается изготовление долот с размерами, отличными от указанных.

3 Долота с опорами А и В следует изготовлять: с $D = 76\,^{+0,6}_{-0,3}$ мм, с D от $93\,^{+1,0}_{-0,3}$ мм до $320,0\,^{+1,0}_{-0,3}$ мм, с D от (349,2 ± 1,5) мм до (393,7 ± 1,5) мм; с $D \geq 444,5$ мм ± 2,0 мм.

Пример условного обозначения трехшарошечного долота диаметром 215,9 мм для бурения абразивных пород средней твердости (СЗ), с боковой гидромониторной промывкой (Г), на двух или более радиальных подшипниках скольжения с одним или более упорным подшипником скольжения и герметизацией опоры (АУ):

Долото шарошечное III 215,9 СЗ-ГАУ ГОСТ 20692—2003

4 Технические требования

4.1 Долота следует изготовлять в соответствии с требованиями настоящего стандарта, по рабочим чертежам, утвержденным в установленном порядке.

4.2 Точность изготовления долот должна соответствовать значениям, указанным в таблице 2.

Таблица 2

Размеры в миллиметрах

Наименование параметра	Тип долота	Норма точности для долот диаметрами, не более							
		от 76,0 до 98,4 включ.	св. 98,4 до 171,4 включ.	св. 171,4 до 250,8 включ.	св. 250,8 до 311,1 включ.	св. 311,1 до 349,2 включ.	св. 349,2 до 393,7 включ.	св. 393,7 до 490,0 включ.	св. 490,0
Разновысотность шарошек относительно упорного уступа	М, МС, С, М3, МС3, С3	1,1	1,5	1,6		2,2	2,4	2,6	3,3
	СТ, Т, Т3, ТК3	0,9	1,3	1,6		2,0	2,4	2,6	3,3
	ОК, К	0,7	1,0	1,2		1,5	1,7	2,6	—
Радиальное биение шарошек относительно оси резьбы	М	1,0	1,1	1,4	2,0	2,3	2,8	3,0	3,8
	МС, С, М3, МС3, С3	1,0	1,1	1,4	1,6	2,0	2,5	3,0	3,8
	СТ, Т, Т3, ТК3	0,8	1,0	1,3	1,5	1,8	2,3	3,0	3,0
	ОК, К	0,6	0,8	1,2	1,4	1,5	1,8	3,0	—

4.3 Долота следует изготовлять с правой конической замковой резьбой.

Резьбы З-42 и З-63,5 — по техническому документу, утвержденному в установленном порядке.

Резьба З-50 — по ГОСТ 7918.

Остальные резьбы (кроме величины натяга) — по ГОСТ 28487.

Соответствие обозначений присоединительной резьбы по настоящему стандарту и спецификации 7 Американского нефтяного института (API Spec 7) приведено в приложении А.

4.4 Натяг конической замковой резьбы должен быть:

$10{,}35^{+0{,}4}$ мм — для ниппельной резьбы З-42;

$10{,}00^{+0{,}4}$ мм — для ниппельной резьбы З-50;

$16{,}00^{+0{,}4}$ мм — для ниппельной резьбы З-63,5;

$15{,}875\ ^{+0{,}25}_{-0{,}80}$ мм — для ниппельных резьб З-88, З-117, З-121, З-152, З-171, З-177, З-201;

$0\ ^{+0{,}35}_{-0{,}25}$ мм — для муфтовых резьб З-88, З-117, З-121, З-152, З-171, З-177, З-201.

4.5 Система промывки гидромониторных долот диаметрами 190,5 мм и более должна быть герметична при давлении жидкости 7,85 МПа; диаметрами менее 190,5 мм — при давлении жидкости 5 МПа.

4.6 Насадки в гидромониторных долотах с боковой промывкой диаметрами 190,5 мм и более должны удерживаться при давлении жидкости 7,85 МПа; диаметрами менее 190,5 мм — при давлении жидкости 5 МПа. Насадки должны быть сменными.

4.7 В сварных швах на поверхностях упорного уступа ниппеля и на расстоянии 25 мм над упорным уступом ниппеля не допускаются дефекты сварки, на остальной резьбовой части ниппеля

допускаются единичные поры и раковины диаметром не более 1 мм в количестве не более 3 шт. на каждом шве. На резьбовой части корпусных долот допускаются единичные поры и раковины диаметром не более 2 мм в количестве до 5 шт.

4.8 Требования к материалам, химико-термической обработке, комплектующим, краскам, смазкам должны соответствовать нормативной и технической документации, утвержденной в установленном порядке.

4.9 Поверхность долот, кроме присоединительной резьбы, упорного уступа ниппеля (упорного торца муфты), торца ниппеля и заходной фаски должна быть покрыта ровным слоем краски. После высыхания краска должна прочно удерживаться на долоте. Класс покрытия VII — по ГОСТ 9.032.

4.10 Поры, вздутия, мелкие пузыри и выступания коррозии через краску, а также попадание краски на присоединительную резьбу, упорный уступ, клапаны, в отверстия крышек смазочных резервуаров, промывочные каналы гидромониторных долот не допускаются.

4.11 Присоединительная резьба должна быть покрыта антикоррозионной смазкой.

4.12 Опоры шарошек должны быть заполнены смазкой. Заполнение смазкой долот с опорой НУ следует проводить до появления смазки из-под манжеты. Долота с опорами АУ и ВУ перед заполнением смазкой вакуумируют.

4.13 Шарошки долот с опорами АУ, НУ, ВУ должны проворачиваться на опорах от руки со значительным усилием. Шарошки долот с опорами Н, В, А должны свободно и плавно проворачиваться на опорах от усилий руки.

Зацепление зубьев или зубков одной шарошки за зубья или зубки, а также за корпус другой шарошки не допускается.

4.14 Пружинное кольцо компенсационного узла долота должно заходить по всему периметру в канавку и не иметь повреждений, а крышка не должна проворачиваться от руки.

4.15 Требования надежности

4.15.1 Срок сохраняемости долот — не менее 18 мес со дня изготовления.

4.16 Комплектность

4.16.1 В комплект поставки входят: долото с установленными насадками и (или) клапанами, а также паспорт долота.

По согласованию с потребителем допускается поставка долот без насадок.

4.17 Маркировка

4.17.1 Маркировка долот должна быть четкой и сохраняться на протяжении срока службы долота.

4.17.2 На торце ниппеля (пояске муфты) маркируются:

- товарный знак предприятия-изготовителя;
- условное обозначение долота (допускается обозначение стандарта не маркировать);
- обозначение присоединительной резьбы (по требованию потребителя);
- порядковый номер долота по системе нумерации предприятия-изготовителя;
- дата изготовления (месяц, год);
- клеймо технического контроля.

Примечание — Допускается маркирование товарного знака предприятия-изготовителя на других поверхностях долота.

4.18 Упаковка

4.18.1 Поверхность присоединительной резьбы, включая упорный уступ ниппеля (упорный торец муфты), торец ниппеля и заходную фаску, должна быть полностью покрыта ровным слоем консервационной смазки по технической документации, утвержденной в установленном порядке.

4.18.2 Долота упаковывают в соответствии с технической документацией, утвержденной в установленном порядке.

По согласованию с потребителем допускается не упаковывать долота, при этом должна быть обеспечена защита присоединительной резьбы.

Каждое долото должно сопровождаться паспортом, содержащим:

- наименование продукции;
- наименование страны-изготовителя;
- наименование предприятия-изготовителя;
- область применения продукции;
- основные технические характеристики;
- изображение знака соответствия для сертифицированной продукции;
- юридический адрес предприятия-изготовителя (продавца);
- массу нетто;

2.8. Лицензионные шарошечные долота производства ОАО «Волгабурмаш»

В 1997 г. ОАО «Волгабурмаш». сертифицировало свою продукцию, выпускаемую по лицензии американской фирмы «Dresser», в Международной организации по стандартам (International Standards Organization − ISO) и Американском нефтяном институте (American Petroleum Institute − API) с получением сертификатов соответствия ISO 96-371 и API 7-0268. После этого выпускаемые ОАО «Волгабурмаш» долота классифицированы по международной системе IADC (I − International, A − Association, (of), D − Drilling, C − Contractors).

Система IADC базируется на четырехсимвольном коде, отражающем конструкцию долота и тип горной породы, для бурения которой оно предназначено.

Первые три символа кода − цифровые, а четвертый − буквенный.

Последовательность цифровых символов определяет: серию вооружения (породы) − тип вооружения (породы) − конструкцию опоры/калибрующих поверхностей.

Четвертый буквенный символ − дополнительные характеристики.

Первая цифра кода (1−8) − восемь серий вооружения, соответствующих восьми категориям разбуриваемых пород.

Серии 1−3 соответствуют долотам с фрезерованным вооружением.

Серии 4−8 соответствуют долотам с твердосплавным зубковым (штыревым) вооружением.

Вторая цифра кода характеризует тип вооружения (породу) внутри серии.

Каждая серия разделена на четыре типа пород по твердости. Чем больше цифра − тем выше твердость породы, для бурения которой предназначено долото.

Третья цифра характеризует конструкцию опоры и наличие (или отсутствие) дополнительной защиты калибрующих поверхностей (венцов шарошек) от износа по диаметру:

1 − открытая опора качения;

2 − открытая опора качения для бурения с продувкой воздухом;

3 − открытая опора качения + твердосплавные вставки на калибрующих поверхностях шарошек (обратных конусах шарошек);

4 − герметизированная опора качения;

5 − герметизированная опора качения + твердосплавные вставки на калибрующих поверхностях шарошек (обратных конусах шарошек);

6 − герметизированная опора на подшипниках скольжения;

7 − герметизированная опора на подшипниках скольжения + твердосплавные вставки на калибрующих поверхностях шарошек (обратных конусах шарошек);

8, 9 − резервные, для использования в будущем.

Некоторые зарубежные фирмы уже используют эти резервные обозначения. Так, например на фирме «Smith International, Inc.»:

8 − долота для бурения горизонтальных и наклонных скважин (L, XP);

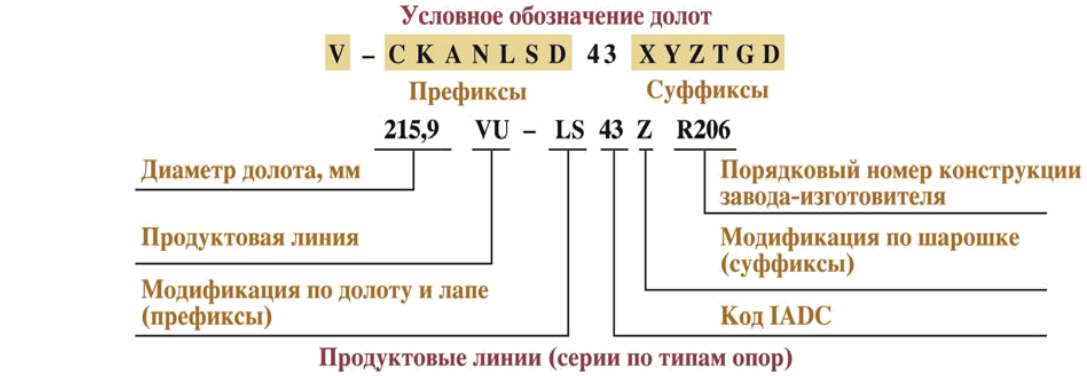
9 – долота для геотермального бурения (G) и бурения забойными двигателями (M).

Четвертый буквенный символ кода − дополнительные характеристики − содержит 16 английских букв и используется для обозначения специальных конструкций вооружения, опор, систем промывки и защиты корпусов долот от износа, но он является необязательным для производителей долот:

A − для бурения с продувкой воздухом;

B − для высокооборотного бурения (> 450 об/мин); C − центральная насадка;

D − специальная конструкция вооружения, уменьшающая самопроизвольное искривление ствола скважины;



Продуктовые линии (серии по типам опор)

A	V	N	VU	NU	AU	AUP	AUL
два радиальных подшипника скольжения	только подшипники качения	один подшипник скольжения (остальные подшипники качения)	только подшипники качения с уплотнением	один подшипник скольжения с уплотнением	два радиальных подшипника скольжения с уплотнением	долота малого диаметра до 172 мм	два радиальных подшипника скольжения с уплотнением (разрезная плавающая втулка и упорная шайба)

	Префиксы
C	центральныая насадка
K	комбинированная промывка
A	продувка воздухом
N	удлиненные насадки
L	наплавка козырька и набегающей грани лапы
S	армирование спинки лапы твердосплавными зубками
D	армирование спинки лапы зубками с алмазным покрытием

	Суффиксы
X	клиновидный зубок
Y	конический зубок
Z	зубок прочей формы, отличный от клиновидного и конического
T	усиленная объемная наплавка зубьев
G	дополнительное армирование твердосплавными зубками обратного конуса шарошки
D	армирование обратного конуса шарошки зубками с алмазным покрытием

Рис. 2.108. Условные обозначения лицензионных долот производства ОАО “Волгабурмаш”.

E − удлиненные насадки;
G − усиленная защита козырьков лап от износа;
H − долота для наклонного и горизонтального бурения;
J − гидромониторное долото для набора зенитного угла (кривизны);
L − калибрующие накладки на спинках лап, усиленные твердосплавными штырями;
M − долота для бурения винтовыми забойными двигателями;
S − стандартные долота с фрезерованным вооружением;
T − двухшарошечные долота;
W − усовершенствованное вооружение, запатентованное производителем;
X − твердосплавные зубки клиновидной формы;
Y − твердосплавные зубки конической формы;
Z − другие формы зубков.

После сертификации продукции ОАО «Волгабурмаш» изменило обозначение и кодирование шарошечных долот, выпускаемых по лицензии американской фирмы «Dresser», в своих каталогах (рис. 32).

Продуктовые линии (серии долот по типам опор) лицензионных долот в соответствии с ГОСТ 20692−75 нормируют эксплуатационные частоты их вращения:

(V) (> 450 об/мин);
(VU) (> 450 об/мин);
(N) (250−450 об/мин);
(NU) (250−450 об/мин);
(AU) (< 90 об/мин).

В табл. 9. показаны примеры обозначения шифров лицензионных шарошечных долот производства ОАО «Волгабурмаш» после сертификации.

Таблица 2.1.

Примеры обозначения долота по продуктовым линиям

Твердосплавное вооружение	
76,0 A-C74ZR306	76,0 − диаметр долота, мм; A − продуктовая линия; C − центральная промывка; 74 – крепкие породы по IADC; Z − сферический зубок (отличный от клиновидного и конического); R306 – порядковый номер конструкции завода - изготовителя
215,9 V-NL63YR276	215,9 − диаметр долота, мм; V – продуктовая линия; N − удлиненные насадки; L – наплавка козырька и набегающей грани лапы; 63 – твердые абразивные породы по IADC; Y – конический зубок; R276 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
311,1 N-43XR102M	311,1 − диаметр долота, мм; N – продуктовая линия; 43 − очень мягкие абразивные породы по IADC; X − клиновидный зубок; R102M − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 VU-LS43ZR206	215,9 − диаметр долота, мм; VU – продуктовая линия; L − наплавка козырька и набегающей грани лапы; S − армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 43 − очень мягкие абразивные породы по IADC; Z − ковшеобразный зубок (отличный от клиновидного и конического); R206 − порядковый номер конструкции завода - изготовителя
215,9 NU-62XR05	215,9 − диаметр долота, мм; NU – продуктовая линия; 62 − твердые абразивные породы по IADC; X − клиновидный зубок; R05 − порядковый номер конструкции завода - изготовителя
165,1 AU-L51XR111	165,1 − диаметр долота, мм; AU – продуктовая линия; L − наплавка козырька и набегающей грани лапы; 51 − мягкие абразивные породы по IADC; X − клиновидный зубок; R111 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
124,0 AUPLS54XR413	124,0 − диаметр долота, мм; AUP – продуктовая линия; L − наплавка козырька и набегающей грани лапы; S − армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 54 − средние абразивные породы по IADC; X − клиновидный зубок; R413 – порядковый номер конструкции завода - изготовителя
311,1 AULLS83Y R29	311,1 − диаметр долота, мм; AUL – продуктовая линия; L − наплавка козырька набегающей грани лапы; S − армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 83 − очень крепкие породы по IADC; Y − конический зубок; R299 -порядковый номер конструкции завода-изготовителя
Фрезерованное вооружение	
93,0 A-C31R307	93,0 − диаметр долота, мм; A − продуктовая линия; C − центральная промывка; 31 − твердые породы по IADC; R306 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
444,5 V-K11TGR130	444,5 − диаметр долота, мм; V − продуктовая линия; K − комбинированная (боковая и центральная) промывка; 11 − мягкие породы по IADC; T − усиленная объемная наплавка зубьев; G − дополнительное армирование твердосплавными зубками

	обратного конуса шарошки; R130 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 N-N21R163	215,9 − диаметр долота, мм; N − продуктовая линия; N − удлиненные насадки; 21 − средние породы по IADC; R163 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 VU-LS21R190	215,9 − диаметр долота, мм; VU – продуктовая линия; L − наплавка козырька и набегающей грани лапы; S − армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 21 − средние породы по IADC; R190 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 NU-LS11TGR183	215,9 − диаметр долота, мм; NU – продуктовая линия; L − наплавка козырька и набегающей грани лапы; S − армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 11 − мягкие породы по IADC; T −усиленная объемная наплавка зубьев; G − дополнительное армирование твердосплавными зубками обратного конуса шарошки; R183 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
200,0 AU-11TR133	200,0 − диаметр долота, мм; AU – продуктовая линия; 11 − мягкие породы по IADC; T − усиленная объемная наплавка зубьев; R133 – порядковый номер конструкции завода-изготовителя
215,9 AULLS13TGR415	215,9 − диаметр долота, мм; AUL – продуктовая линия; L − наплавка козырька и набегающей грани лапы; S − армирование спинки лапы твердосплавными зубками; 13 − мягкие средние породы по IADC; T − усиленная объемная наплавка зубьев; G − дополнительное армирование твердосплавными зубками обратного конуса шарошки; R415 − порядковый номер конструкции завода-изготовителя

2.9. Одношарошечные долота

Конструкционная схема одношарошечного долота показана на рис.2.109, а его общий вид приведен на рис. 2.110, 2.111. Сферическая шарошка оснащена твердосплавными штырями. Центр сферы располагается в точке пересечения осей. Ось шарошки наклонена под углом 30^0 к оси долота. Промывка осуществляется через отверстие в корпусе долота. Опора долота гораздо больше, чем в трехшарошечных долотах, и состоит из цапфы и трех подшипников: скольжения, шарикового и шарикового замкового.

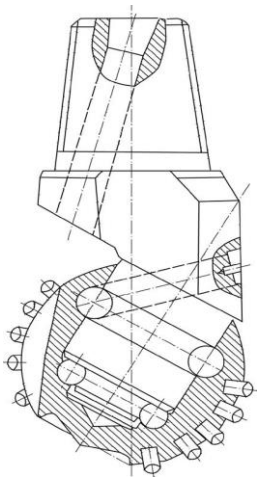


Рис.2.109. Схема одношарошечного долота

Одношарошечные долота выпускают диаметрами 138-216 мм. Они предназначены для низкооборотного бурения в породах средней твердости. Поскольку часть зубков при бурении находится в постоянном контакте с породой, серийное одношарошечное долото относится к долотам режуще-скалывающего действия.

2.10. Система кодирования износа шарошечных долот, принятая в России

Система кодирования износа шарошечных долот, применяемая в России, разработана ВНИИБТ, бывшим главным научно-исследовательским институтом буровой техники в СССР. Система оценивает износ шарошечных долот по четырем направлениям: износу вооружения, износу опор, износу диаметра и аварийный износ.

Износ вооружения (хотя бы одного венца):

В1 − уменьшение высоты зубцов на 1/4;

В2 − уменьшение высоты зубцов на 1/2 (2/4);

В3 − уменьшение высоты зубцов на 3/4;

В4 − уменьшение высоты зубцов на 4/4 (полностью).

При наличии скола фрезерованных зубцов, скола и выпадения твердосплавных зубков добавляется индекс С. Общее количество (в %) сколотых фрезерованных зубцов и выпавших твердосплавных зубков записывается в скобках. Например: С(20).

При закруглении зубцов периферийных венцов добавляется индекс Р. Например: С(20)Р.



Рис.2.110. Общий вид одношарошечного долота с герметизированной маслонаполненной опорой



Рис.2.111. Общий вид одношарошечного долота с открытой опорой

Износ опоры (хотя бы одной шарошки):

П1 − износ небольшой: «качка» торца шарошки относительно оси цапфы невелика (например, до 2 мм для долота диаметром 190−214 мм; до 4 мм для долот диаметром 243−295 мм); тела качения не обнажены;

П2 − износ средний: «качка» торца шарошки большая (например, до 5 мм для долот диаметром 190−214 мм, до 8 мм для долот диаметром 243−295 мм); тела качения не обнажены;

П3 − износ большой: «качка» торца шарошки значительная (например, 5 мм для долот диаметром 190−214 мм; больше 8 мм для долот диаметром 243−295 мм); значительный износ или разрушение части тел качения; имеется опасность их выпадения; «заедание» шарошки при вращении от руки;

П4 − отказ (разрушение) опор: разрушение и поворот роликов; разрушение шариков, козырьков лап и тыльной части шарошек с выпадением тел качения; трещины и «лыски» на шарошках.

В случае повреждения узла герметизации маслонаполненной опоры (выход из строя уплотнения или его выпадение) добавляется индекс У, количество поврежденных узлов указывается в скобках. Например: У(2).

В случае заклинивания, шарошек добавляется индекс К, количество заклиненных шарошек указывается в скобках. Например: К(2).

В случае повреждения гидромониторного узла (размыв гнезда, выпадение насадок) добавляется индекс Г, количество поврежденных узлов указывается в скобках. Например: Г(3).

Износ по диаметру. Уменьшение диаметра долота обозначается индексом Д и выражается в мм. Например: Д6.

Аварийный износ:

Ав − «оставление» вершин шарошек на забое;

Аш − «оставление» шарошек на забое;

Ас − «оставление» секций на забое;

Ац − «оставление» цапфы с шарошкой на забое.

Количество «оставленных» на забое лап, шарошек и их вершин указывается римскими цифрами в скобках. Например:

Ав(I); Аш(I, II); Ас(I); Ац(III).

Примеры применения кода для оценки износа долот

1. Вооружение «сработано» на 10 %, опоры имеют средний износ, «заклинены» две шарошки, диаметр долота сохранился: В1П2К(2)Д0.

2. Вооружение изношено на 3/4, 50 % зубцов имеют сколы, калибрующие кромки зубцов периферийных венцов закруглены, опоры имеют большой износ, «качка» торца шарошки 10 мм, диаметр долота уменьшился на 7 мм: В3С(50)РП3Д7.

3. Вооружение «сработано» полностью, опора разрушена, часть тел качения выпала, первая шарошка «оставлена» на забое: В4П4Аш(I).

4. В скважине оставлены все шарошки: Аш(III).

Примеры записи износа долот с помощью кода в буровом журнале и суточном рапорте:

269,9 С-ГНУ № 8639 – В2С(30)РП3Д6Г(2)У3;

190,5 С-ГВ № 1642 – В1П1К(I)Ав(I)Д0;

215,9 С-ГВ № 2894 – В4П4Ас(II);

244,5 Т-ЦВ № 6785 – В2П3Ац(I);

244,5 С-ГН № 9735 – В1П2К(2)Д3Г(1).

В современной России работают зарубежные фирмы, а наши буровые предприятия используют импортные буровые долота, чаще с инженерным сопровождением. В связи с эти возникла потребность в оценке износа по системе IADC, применяемой за рубежом.

Кодирование износа шарошечных породоразрушающих инструментов по кодам IADC

25 лет назад Международная ассоциация буровых подрядчиков (IADC) ввела стандартизированную систему описания износа породоразрушающих инструментов всех видов, в том числе и шарошечных долот.

За рубежом износ долот кодируют по трем параметрам: износ вооружения, износ опор, износ диаметра. Кроме того, в примечаниях приводятся повреждения других видов, причины подъема долота и прочие сведения (рис.2.112, 2.113.).

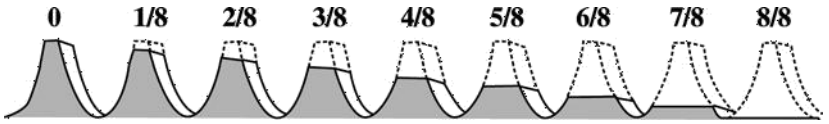


Рис.2.112. Структурная схема кодирования износа долот по IADC

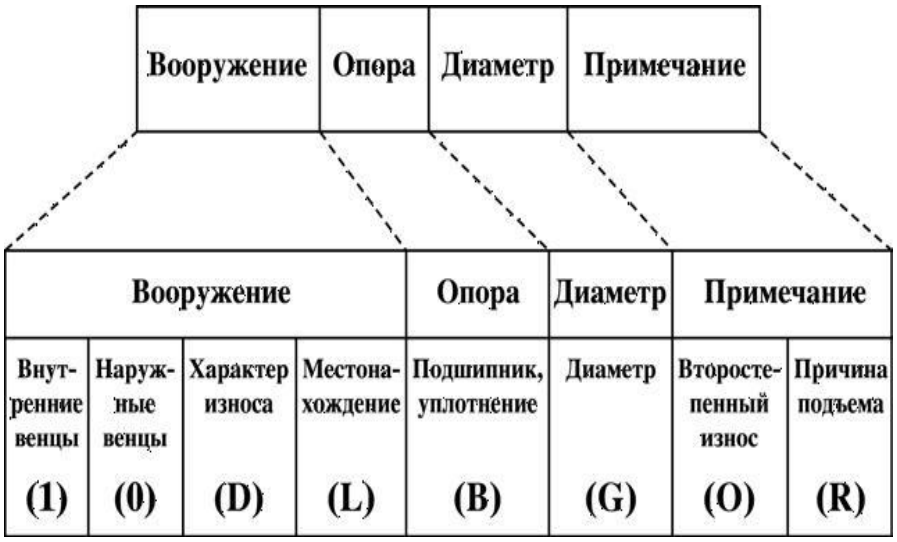


Рис. 2.113. Схема оценки износа вооружения долот с фрезерованным вооружением

1. Износ вооружения:

(I) – износ внутренних венцов;

(O) – износ наружных венцов;

(D) – характер износа;

(L) – местонахождение.

Пример определения кода износа твердосплавного (штыревого) вооружения: (Пу · 8) + (Пи · Ки) = Кд, где Пу − количество сломанных и/или утерянных зубков, в долях; 8 − оценка их износа (8/8); Пи − количество изношенных (вследствие истирания) зубков в долях; Ки − оценка их износа, в восьмых долях высоты зубка; Кд − код износа.

Например, у долота отсутствует половина зубков вследствие слома или утери, тогда остальные зубки имеют 50%-ный износ по высоте (4/8) вследствие истирания, код износа такого долота равен шести (6), т.е. (0,5 · 8) + (0,5 · 4) = 6.

D − харак те р износ а:

BC − слом шарошки;

CR − кернение долота;

LN − потеря насадки;

RO − кольцевой износ;

BF − отлом алмаза, пластины;

CT − скол зубков;

LT − потеря зубков (резцов);

SD − повреждение козырька;

BT − скол зубков (резцов);

ER − эрозия;

OC − эксцентричный износ;

SS − самозатачивание зубков;

BU − образование сальника;

FC − затупление вершины зубка;

PB − механическое повреждение при спуско-подъемных операциях (СПО);
TR − трекинг;
CC − трещина в шарошке;
HC − трещины перегрева;
PN − закупорка насадки;
WO − промыв инструмента;
CD − истирание заклиненной шарошки
JD − метал на забое; (промывочного канала);
WT − износ зубков (резцов);
CI − взаимозацепление шарошек;
LC − потеря шарошки;
RG − износ по диаметру;
NO − отсутствие износа.
L − место нахождение износ а:
N − носовый венец (центральный);
M − средние венцы;
G − наружный венец;
A − все венцы. Шарошка №: 1; 2; 3.

2. Износ опоры (B) − износ подшипников или уплотнений.
Открыта я опора:
0 − ресурс опоры не использован;
8 − ресурс использован полностью (шарошка заклинена или утеряна).
Герметизированная опора:
E − работоспособная опора (уплотнение);
F − отказ уплотнений (разрушены, утеряны);
N − невозможность определения состояния опоры (уплотнения).

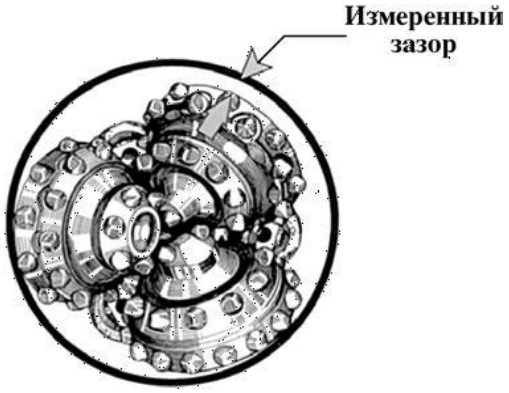


Рис. 2.114. Схема измерения износа по диаметру

3. Износ долота по диаметру:
G − уменьшение диаметра долота, в долях дюйма (1/16 (1,5875 мм)).
При оценке износа по диаметру применяют специальный шаблон (измерительный инструмент) и правило 2/3.
Износ по диаметру равен зазору, измеренному при помощи шаблона (рис.2.114) и умноженному на 2/3 (0,75).
4. Примечание:
O − второстепенный износ; описываются любые другие виды износа долота в дополнение к ранее приведенным в колонке D;
R − причина подъема долота:
BHA − смена компоновки низа бурильной колонны (КНБК);

RIG − ремонт бурового оборудования;
HR − подъем по времени;
DST − пластовые испытания;
CM − обработка. бурового раствора;
TD − проектный забой (колонна);
LIH − потеря инструмента на забое;
DTF − отказ инструмента;
CP − отбор керна;
TQ − рост момента;
LOG − геофизическое исследование скважин (ГИС);
FM – смена геологической обстановки;
PP − изменение давления на стояке;
TW − отворот инструмента (трубы);
DP − разбуривание цементного стакана;
HP − авария;
PR − падение механической скорости проходки;
WC − погодные условия;
DSF − повреждение бурильной колонны.

Приведем практические примеры описания износа шарошечных долот по кодам IADC.

Пример 1. Долото выглядит изношенным в процессе бурения пород тверже предела, на который это долото было рассчитано (рис.2.115). На этот факт указывают сильный износ зубков внутреннего ряда, а также подъем по причине падения механической скорости, вызванной сломом зубков при бурении слишком твердых для данного долота пород. Слишком высокая осевая нагрузка на долото также может привести к подобному внешнему виду долота после подъема. Правильным подбор долота был в случае, если долбление продолжалось не слишком долго, и при этом отсутствуют второстепенные характеристики износа, состояние уплотнения рабочее, и долото не изношено по диаметру. Однако если долбление продолжалось по времени меньше ожидаемого, подбор долота был ошибочным. Долото могло быть слишком «мягким» для пород данного типа, либо осевая нагрузка превышала допустимые значения. Далее приведена оценка его износа по коду IADC: 7.1.BT.M.E.I.WT.PR.



Рис.2.115. Общий вид отработанного долота, описанного в примере

Пример 2. Долото выглядит изношенным в процессе бурения пород тверже предела, на который это долото было рассчитано (рис.2.116). На этот факт указывают сильный износ зубков внутреннего ряда, а также подъем по причине падения механической скорости, вызванной сломом зубков при бурении слишком твердых для данного долота пород. Слишком высокая осевая нагрузка на долото также может привести к подобному

внешнему виду долота после подъема. Правильным подбор долота был в случае, если долбление продолжалось не слишком долго, и при этом отсутствуют второстепенные характеристики износа, состояние уплотнения рабочее, и долото не изношено по диаметру. Однако если долбление продолжалось по времени меньше ожидаемого, подбор долота был ошибочным. Долото могло быть слишком «мягким» для пород данного типа, либо осевая нагрузка превышала допустимые значения. Далее приведена оценка его износа по коду IADC: 5.8.WT.A.3.2.FC.HRS.



Рис.2.116. Общий вид отработанного долота, описанного в примере 2.

2.11. Алмазные долота, долота ИСМ и PDC

Главной особенностью алмазных (классических) долот является наличие в них алмазных режущих элементов (натуральных или искусственных алмазов). В буровых долотах обычно используют наименее ценную разновидность натуральных алмазов − борт, баллас и карбонадо. В производстве долот используют только карбонадо (бразильские технические алмазы) или черные алмазы.

Перед использованием в буровых долотах природные алмазы обычно окатывают путем трения алмаза об алмаз. В результате такой обработки получают более прочные овализованные алмазы, подверженные раскалыванию в меньшей мере, чем остроугольные. Искусственные (синтетические) алмазы по прочности близки к естественным алмазам. Технические показатели алмазных долот во многом зависят от качества и размеров алмазов. Качество алмазов определяют группой и категорией. К высшим группе и категории относятся крупные алмазы диаметром 2−3 мм (от 3 до 12 зерен на карат) и мелкие (до 1000 зерен на карат). Карат равен 0,2 г.

Стальной корпус с присоединительной резьбой по всей поверхности контакта спаян с матрицей. Матрицы изготавливают из композиционного материала, называемого шихтой, состоящей из кобальта и зерен карбида вольфрама, являющегося основным износостойким компонентом. Промывочные отверстия в матрице выходят на торцовую часть долота и переходят в промывочные каналы. Последние делят поверхность матрицы на секторы. На рабочей и калибрующей поверхностях секторов матрицы по определенной схеме размещены и закреплены алмазы. Алмазы закрепляют в процессе изготовления матрицы методами порошковой металлургии. После изготовления долота вылет алмазов над рабочей поверхностью матрицы должен составлять 0,10−0,25 их диаметра.

По форме и направлению пазов, промывочных каналов, рабочих органов и всей рабочей части выделяют алмазные долота двух типов, производимых в России: долота спиральные (ДС) (см. рис. 2.117. а) и радиальные (ДР) (см. рис. 2.117., б).

По размещению алмазов в матрице различают долота с поверхностной вставкой алмазов (однослойные) (рис. 2.118.) и импрегнированные (рис. 2.119.).

Долота с поверхностной вставкой алмазов получают при однослойной укладке относительно крупных алмазов в специальную огнеупорную форму, а импрегнированные

− равномерным перемешиванием мелких и невысокого качества алмазов в поверхностном слое толщиной от 6 до 10 мм.

Диаметры алмазных долот несколько (примерно на 2 мм) меньше диаметров шарошечных долот.

По профилю рабочих поверхностей алмазные долота подразделяются на:

− долота с системой мелких торовидных выступов (ДР, ДИ) (см. рис. 2.117, д);

− долота с системой крупных торовидных выступов (ДК, ДИ, ДУ) (см. рис. 2.117., г);

− долота с гладким профилем рабочих поверхностей (ДР, ДО, ДЛС) (см. рис. 2.117., в).

По способу армирования изготавливаются алмазные долота трех модификаций:

− однослойные долота (ДЛ, ДР);

− импрегнированные долота (ДИ, ДКСИ);

− комбинированные долота с однослойным и импрегнированным армированием (ДУ, ДУС). Долота с поверхностной вставкой алмазов получают при однослойной укладке относительно крупных алмазов в специальную огнеупорную форму, а импрегнированные − равномерным перемешиванием мелких и невысокого качества алмазов в поверхностном слое толщиной от 6 до 10 мм.

Диаметры алмазных долот несколько (примерно на 2 мм) меньше диаметров шарошечных долот.

По профилю рабочих поверхностей алмазные долота подразделяются на:

− долота с системой мелких торовидных выступов (ДР, ДИ) (см. рис. 2.117, д);

− долота с системой крупных торовидных выступов (ДК, ДИ, ДУ) (см. рис. 2.117, г);

− долота с гладким профилем рабочих поверхностей (ДР, ДО, ДЛС) (см. рис. 2.117., в).

По способу армирования изготавливаются алмазные долота трех модификаций:

− однослойные долота (ДЛ, ДР);

− импрегнированные долота (ДИ, ДКСИ);

− комбинированные долота с однослойным и импрегнированным армированием (ДУ, ДУС).

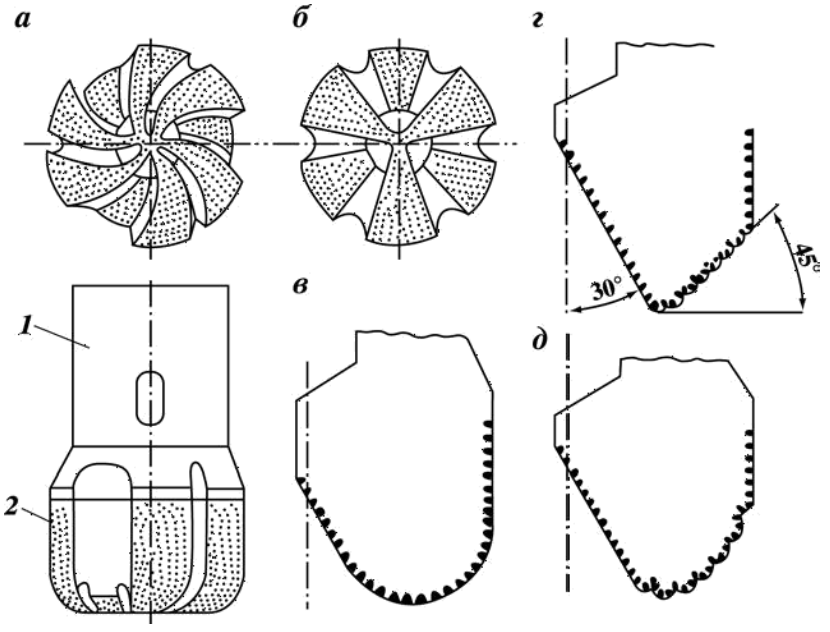


Рис. 2.117. Алмазные долота выпускаемые в России.



Рис. 2.118. Общий вид однослойного алмазного долота, оснащенного крупными натуральными алмазами



Рис. 2.119. Общий вид импрегнированного алмазного долота

Примеры условной записи (шифра) алмазных долот:
ДК-212М6:
Д − обозначение алмазного долота;
К − долото со ступенчатым профилем;
212 − номинальный диаметр, мм;
М − для мягких пород (выполняется однослойным);
6 − номер модели;
ДИ-188С6:
Д − обозначение алмазного долота;
И − импрегнированное долото;
188 − номинальный диаметр долота, мм;
С − для средних пород;
6 − номер модели;
ДР-159СТ1:
Д− обозначение алмазного долота;
Р − радиальное долото;
159 − номинальный диаметр, мм;
СТ − для среднетвердых пород (выполняются только однослойными);
1 − номер модели;
ДКС-138С:
Д − обозначение алмазного долота;
К − долото со ступенчатым профилем;
С − долото с синтетическими алмазами;
138 − номинальный диаметр, мм;
С − для средних пород;
ДЛС-267С1:
Д − обозначение алмазного долота;
Л − однослойное радиальное лопастное;
267 − номинальный диаметр, мм;
С − для средних пород;
1 − номер модели.

2.12. Кодирование износа алмазных (классических) долот

Кодирование износа проводится по системе, принятой в России (ВНИИБТ). Виды износа алмазных долот записывают буквой и цифрами, обозначающими расположение и размер выработки.

Буквами обозначают вид и форму износа:

О − обнажение алмазов;

Ц − выработка в центральной части долота;

Т − кольцевая выработка на торцовой рабочей поверхности;

П − выработка периферийной рабочей поверхности;

d − износ кернообразующего отведения бурильной головки;

D − износ по диаметру.

Результаты общего состояния долота записывают словами:

«в работе» или «отработано».

«В работе» − это значит, что долото после очередного рейса осталось работоспособным и может быть использовано повторно.

«Отработано» − долото непригодно для дальнейшего использования из-за:

− выработки в центральной части долота;

− кольцевой выработки в центральной, торцовой или периферийной частях долота;

− износа долота по диаметру более чем на 3 мм;

− выпадения алмазов в результате эрозионного износа матрицы долота;

− других видов износа.

Примеры записи видов износа алмазных долот:

Ц40 · 20 − выработка в центральной части долота диаметром 40 мм и глубиной 20 мм;

Т140 · 150 · 5 − кольцевая выработка на торцовой поверхности долота между диаметрами 140 и 150 мм глубиной 5 мм;

П208 · 35 − выработка периферийной части долота от края долота до диаметра 208 мм глубиной 35 мм;

О 1/2.Д212.d82 − обнажение зерен алмазов торцовой поверхности на 0,5 размера зерна, износ долота по диаметру до 212 мм, увеличение диаметра кернообразующего отверстия до 82 мм.

Примеры записи износа алмазных долот в буровом журнале: отработано, Д212Т140 · 150 · 5 − долото непригодно к дальнейшему использованию, долото по диаметру сработано до 212 мм (номинальный диаметр был 214,3 мм), на торцевой поверхности образовалась кольцевая выработка между диаметрами 140 и 150 мм глубиной 5 мм; в работе, Д214,3Т140 · 150 · 2Т70 · 80 · 1 − долото пригодно к дальнейшему использованию, диаметр долота не изменен, имеет две торцовые выработки: первую между диаметрами 140 и 150 мм глубиной 2 мм; вторую между диаметрами 70 и 80 мм глубиной 1 мм.

2.13. Долота ИСМ

Конструкция долота ИСМ, разработанного Украинским научно-исследовательским институтом сверхтвердых материалов, приведена на рис. 2.120,2.121, 2.122.



Рис.2.120. Общий вид долота ИСМ радиального типа.



Рис.2.121. Общий вид долота ИСМ торцового типа.



Рис.2.122. Общий вид долота ИСМ секторного типа.

Стальной корпус с присоединительной замковой резьбой на торцовой профильной рабочей поверхности и калибрующей поверхности имеет вставки из сверхтвердого материала «Славутич», обладающего высокой износостойкостью . Вылет вставок над рабочей поверхностью корпуса составляет 3−5 мм. На калибрующей поверхности вставки утоплены, т.е. их вылет равен 0. Для оснащения долот применяют цилиндрические вставки диаметром 8−12 мм с плоскими, полусферическими и клиновыми рабочими торцами.

Рабочие элементы крепятся к стальному корпусу методом пайки.

На обратном конусе вставки размещены по спирали, на его поверхности проточена спиральная канавка для дополнительной циркуляции бурового раствора, выноса шлама и охлаждения вставок.

Буровой раствор из промывочных отверстий поступает в основные и дополнительные промывочные каналы. Основные промывочные каналы делят всю рабочую и калибрующую поверхность долота на секторы.

Долота ИСМ могут быть как с обычной промывкой (отверстия без насадок), так и гидромониторными (с насадками). При этом насадки изготавливаются из твердого сплава согласно ТУ 88 УССР ИСМ-472−75 и ГОСТ 3882−74. Их форма обычно такая же, как и форма насадок для шарошечных долот.

Долота ИСМ с обычной промывкой используют, как правило, при турбинном бурении, а гидромониторные − при роторном способе бурения.

Форма рабочей поверхности вставок марки «Славутич» и количество вставок

определяются физико-механическими свойствами горных пород.

Долота ИСМ выпускаются трех разновидностей: режущие, торцовые и истирающие.

Режущие долота ИСМ предназначены для бурения в мягких и средних пластичных породах. Количество вставок минимально возможное, обеспечивающее не более чем полутора кратное перекрытие забоя. Это позволяет при относительно небольших нагрузках на долото создавать значительные удельные нагрузки. Общее содержание вставок марки «Славутич» в долоте режущей разновидности в 6−10 раз меньше, чем в истирающем ИСМ. Оно возрастает от центра к периферии долота.

Форма рабочей части лопасти может быть либо выпуклой, либо выпукло-вогнутой.

Торцовые долота ИСМ предназначены для забуривания нового ствола при бурении направленных скважин, а также для ликвидации аварий. Кроме того, они применяются в среднемягких горных породах.

Истирающие долота ИСМ предназначены для бурения мягких и средних малоабразивных пород. Они могут быть либо радиальными, либо секторными. Первая конструкция применяется для турбинного бурения, вторая − для роторного и турбинного.

Секторные долота имеют комбинированное вооружение. Их наружный ступенчатый корпус оснащен вставками с клиновидной рабочей головкой, а внутренний − вставками с круглой рабочей головкой. Такое вооружение применяется в долотах, предназначенных для бурения пород перемежающейся твердости.

Примеры условной записи долот ИСМ:

ИСМ-188-РГ-10:
- ИСМ − вид долота;
- 188 − номинальный диаметр, мм;
- Р − режущее;
- Г − гидромониторное;
- 10 − номер модели;

ИСМ-292-А-МС:
- ИСМ − вид долота;
- 292 − номинальный диаметр, мм;
- А − для аварийных работ;
- МС − мягкие и средние породы.

ИСМ-267-МС-2:
- ИСМ − вид долота;
- 267 − номинальный диаметр, мм;
- МС − мягкие и средние породы;
- 2 − номер модели.

2.14. Долота PDC

Общий вид долота PDC (P − polycrystalline, D − diamond, C − cutter) представлен на рис. 2.123.. Долото состоит из корпуса с присоединительной замковой резьбой и рабочей части долота − матрицы с лопастями, оснащенными резцами. В матрице между лопастями в промывочных каналах смонтированы гидромониторные промывочные узлы.

Резцы долот PDC двухкомпонентные. Тело резца состоит из прессованного карбида вольфрама. Рабочая кромка резца упрочнена поликристаллическими синтетическими алмазами толщиной 0,5−0,7 мм.

Упрочнение резцов поликристаллическими алмазами повышает износостойкость резцов, а наличие карбидовольфрамового тела (подкладки) увеличивает пластичность резцов в целом (рис.2.124.).

Размеры резцов и их формы показаны на рис.2.125, 2.126.

Резцы вручную впаиваются в гнезда лопастей специальным припоем, как показано на

рис. 2.127., 2.128.

После оснащения лопастей резцами проводят балансировку долота на специальном стенде, добиваясь минимального дисбаланса сил, действующих на долото при разрушении горной породы. При балансировке минимизируются вибрации долота, что приводит к увеличению скорости бурения, срока службы долота и достижению высокого экономического эффекта. Долота PDC изготавливают двух видов: долота с цельным стальным корпусом и матричные, с твердосплавной матрицей, припаеной к стальному корпусу.



Рис. 2.123. Общий вид долота PDC.

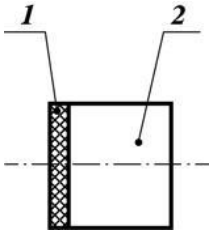


Рис. 2.124. Схема резца долота PDC:
1 − алмазный слой; 2 − твердосплавная основа.

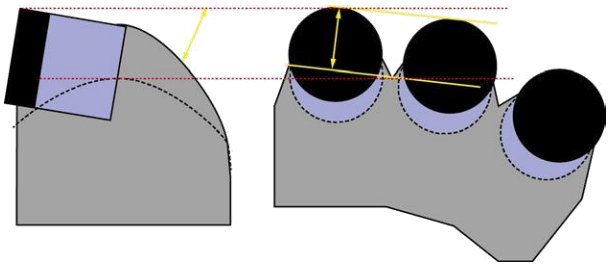


Рис. 2.125. Формы резцов долот PDC.

В долотах PDC первого вида целиковый корпус изготавливается резанием на специальных станках, там же высверливаются гнезда под резцы, в которые их впаивают по специальной технологии. При работе таких долот вместе с резцами изнашивается корпус долота, который не подлежит реставрации.

В матричных долотах корпус с присоединительной резьбой изготавливается из стали резанием, а импрегнированная матрица – методом порошковой металлургии, т.е. в водородной печи шихта (смесь порошкообразного карбида вольфрама и кобальта) спекается при температуре 1300 ^{0}C.

В форму под матрицу (опоку) по шаблону в места, предназначенные под резцы,

вставляют графитовые стержни. После спекания матрицы стержни извлекают, а на их место впаивают резцы. Готовую матрицу по всей плоскости припаивают к стальному корпусу. После этого долото балансируется. При работе таких долот импрегнированная матрица не изнашивается.

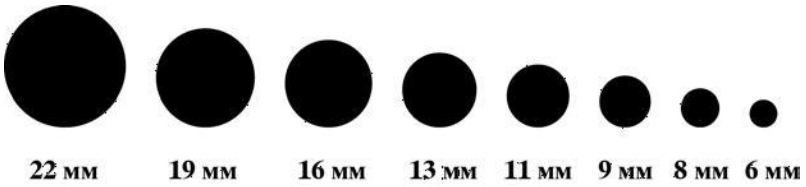


Рис. 2.126. Диаметры резцов долот PDC.

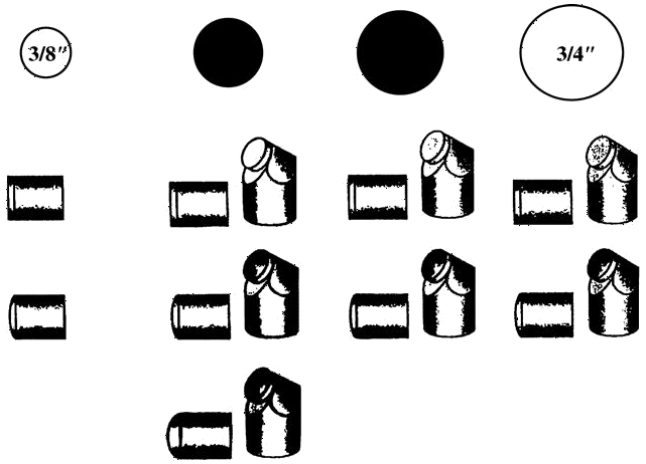


Рис. 2.127. Положение резца в лопасти долота PDC.



Рис. 2.128. Общий вид готового к работе долота PDC.

Изнашиваются в основном резцы. Поэтому такие долота подлежат реставрации. При реставрации изношенные резцы выпаивают, а на их место впаивают новые. За счет реставрации существенно снижается стоимость таких долот.

Особую группу долот PDC составляют бицентричные долота (рис. 2.129, 2.130).

Особенность работы бицентричных долот заключается в том, что при бурении они образуют новый ствол большего диаметра, чем проходной ствол.

Схемы спуска и бурения бицентричными буровыми долотами показаны на рис. 2.131, 2.132, 2.133, 2.134.



Рис. 2.129. Общий вид бицентричного долота



Рис. 2.130. Элементы бицентричного долота

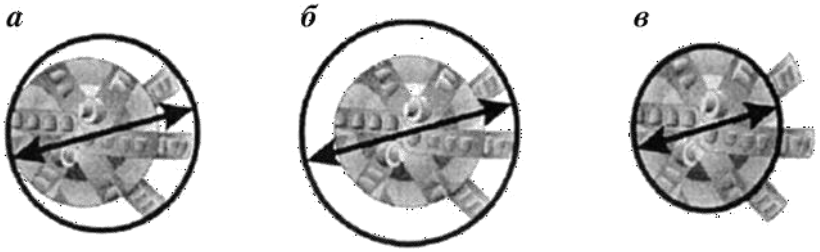


Рис.2.131. Схемы формирования диаметра скважины бицентричным долотом: а − проходной диаметр; б − разбуриваемый диаметр; в − диаметр «пилота»

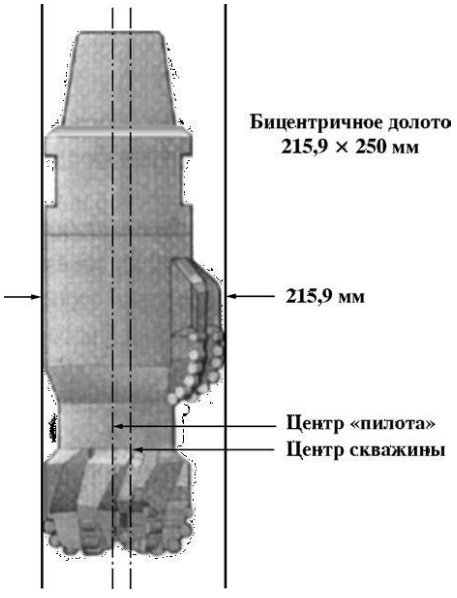


Рис. 2.132. Схема спуска бицентричного долота в скважину



Рис.2.133. Схема бурения скважины бицентричным долотом

Бицентричные долота используют при бурении вторых стволов, при необходимости намывки гравийных фильтров в зоне продуктивного пласта.

В последние годы буровые долота PDC получили широкое применение во всем мире, в том числе и в России за счет их высокой стойкости (тысячи метров на долото) и высоких механических скоростей бурения. На сегодня в России имеется шесть производителей породоразрушающих инструментов PDC: ООО «Азимут», ООО НПП «Буринтех», ОАО НПП «Бурсервис», ОАО «Волга-бурмаш», ЗАО «Проммашсервис», СП ЗАО «Удол», что указывает на повышенный спрос данного инструмента.

Основными мировыми производителями породоразрушающих инструментов PDC являются фирмы США и Китая. Они же являются изготовителями шарошечных и алмазных (классических) породоразрушающих инструментов.

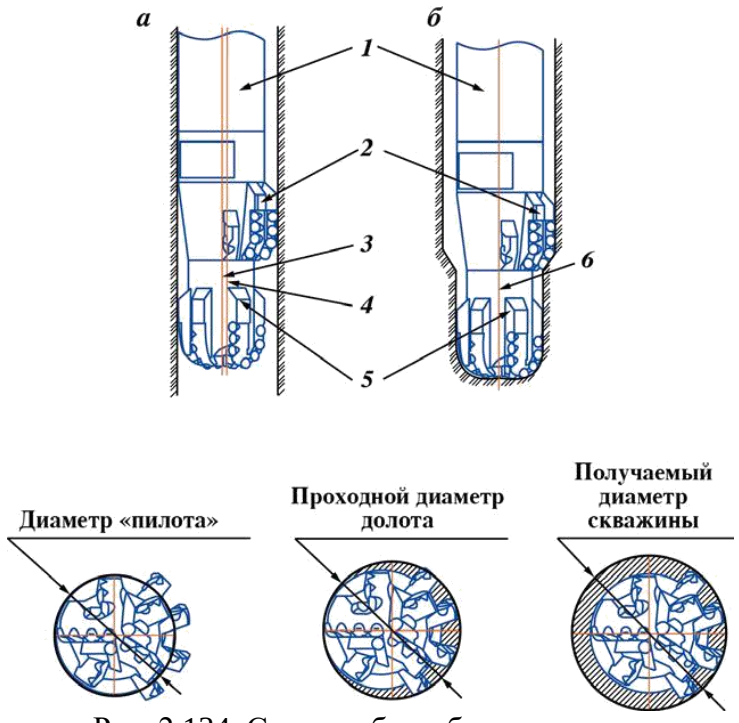


Рис. 2.134. Схема работы бицентричного долота:
а − при спуско-подъемных операциях; б − при бурении; 1 − гидра-влический забойный двигатель; 2 − расширитель; 3 − ось «пилота»; 4 − ось скважины; 5 − «пилот»; 6 − оси «пилота» и скважины (совпадают)

Буровые долота PDC классифицируют по системе IADC (табл.2.2).
Пример условной записи долота PDC S121:
S − стальной корпус;
1 − для мягких пород;
2 − диаметр резцов 19 мм;
1 − короткий профиль.

Таблица 2.2.

Классификация долот PDC по коду IADC

Тип корпуса	Тип горных пород		Диаметр резцов, мм		Тип профиля долота
M – матричный корпус	1	Очень мягкие	2 3 4	19 13 8	1 − короткий «рыбий хвост»
	2	Мягкие	2 3 4	19 13 8	2 − короткий профиль
S – стальной корпус	3	Мягкие средние	2 3 4	19 13 8	3 − средний профиль
	4	Средние	2 3 4	19 13 8	4 − длинный профиль

В связи с широким применением буровых долот PDC в России приведем некоторые общие рекомендации по их эксплуатации:

по осевой нагрузке:

0,25−1,0 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 1,1 тс) при бурении в мягких породах;

0,5−1,1 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 1,4 тс) при бурении в породах средней твердости;

0,7−1,8 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 2,0 тс) при бурении в твердых породах;

0,9−1,8 тс на 1 дюйм диаметра долота (но не более 2,0 тс) при бурении в крепких породах.

по частоте вращения:

100−180 об/мин в неабразивных породах; 60−80 об/мин в абразивных породах;

по гидравлической мощности, подводимой к долоту, на 1 дюйм^2 площади забоя скважины:

2−7 л/с на 1 дюйм^2 площади забоя при использовании бурового раствора на водной основе;

1−5 л/с на 1 дюйм^2 площади забоя при использовании бурового раствора на нефтяной основе.

В табл. 6 приведены рекомендуемые подачи бурового раствора для буровых долот различных диаметров.

Таблица 2.3.

Диаметр долота RDC, дюйм (мм)	Подача насоса, л/мин	Удельный расход на 1″ диаметр долота, л/мин
17 1/2 (444,5)	3 000−4 000	170−230
12 1/4 (331,1)	2 300−2 800	190−230
8 1/2 (215,9)	1 200−1 500	140−180
6 (152,4)	600−800	100−135

2.15. Кодирование износа долот PDC

Очень важно ввести аналогичную систему описания износа и для долот с неподвижными резцами, т.е. всех не шарошечных (безопорных).

В 1987 г. такая система была разработана подкомитетом по буровым долотам Международной ассоциации буровых подрядчиков. В 1991 г. система была отредактирована. Систему описания износа можно применять для не шарошечных долот всех типов, включая долота с природными поликристаллическими (PDC) и термостойкими поликристаллическими (TSP) алмазами, а также импрегнированные бурильные головки и долота безопорные, не оснащенные алмазным вооружением (ИСМ).

Система описания износа едина для буровых долот и бурильных головок всех конструкций. Таблица описания износа долот стандарта IADC включает коды для обозначения износа шарошечных долот и долот с неподвижными резцами. Параметры износа вносятся в соответствующие восемь колонок.

Табл. 2.4. аналогична схеме кодирования износа шарошечных долот по системе IADC: колонки 1−4 − код износа вооружения («Вооружение»); колонка 5 (B) − код износа опоры («Подшипник, уплотнение»), так как в безопорных долотах (долотах с неподвижными резцами) нет опор, в этой колонке всегда ставится знак «X»; колонка 6 (G) − износ долота по диаметру («Диаметр»); колонки 7 и 8 − второстепенный износ (или вторичные характеристики износа) и причина подъема («Второстепенный износ» и «Причина подъема»).

Таблица 2.4.

Кодирование износа безопорных долот по IADC

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16″	Второстепенный износ	Причина подъема
2	6			X			

Степень износа внутренних и внешних рядов вооружения долота с поверхностно-вставленными алмазами определяется при помощи линейной шкалы от 0 до 8, аналогично шарошечным долотам. Цифры увеличиваются с ростом степени износа: 0 означает отсутствие износа, 8 − полный износ, 4 − 50%-ный износ.

Износ резца долота PDC определяется по линейной шкале от 1 до 8 от края до края алмазной пластины, независимо от формы, размера, типа или вылета резца.

Степень износа резцов схематично показана на рис. 2.135. Для определения степени износа записывают среднюю величину износа каждого сектора.

Как показано (см. рис. 2.135), 2/3 радиуса представлено внутренними рядами. Пять

резцов имеют степень износа «2».

Проведем расчет путем определения средней степени износа для каждого резца в группе из пяти:

(4 + 3 + 2 + 1 + 0)/ 5 = 2.

Для сектора «Внешние ряды» степень износа рассчитывается аналогично:

(5 + 6 + 7)/3 = 6.

Таким образом, степень износа внешних рядов − «6».

Цифры вносят в таблицу описания износа долот стандарта IADC (табл. 2.5.).

В колонках 3 и 7 указывают характеристики износа, т.е. наиболее заметные изменения физического состояния применяемого долота по сравнению с новым, используя двухбуквенные коды (табл. 2.5) На рис. 2.136, 2.137. показаны характеристики износа.

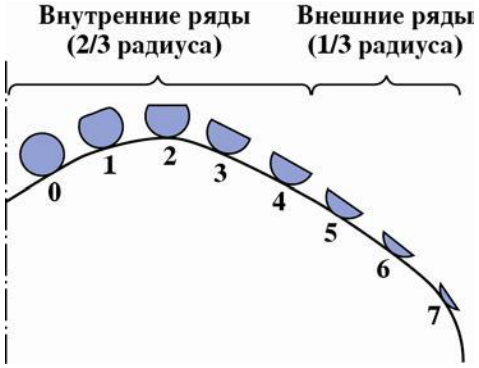


Рис. 2.135. Схема износа вооружения (внутренние и наружные венцы) (для бурильной головки осевая линия будет проходить по внутреннему диаметру).

Таблица 2.5.

Кодирование износа безопорных долот по IADC

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахож-дение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16″	Второстепенный износ	Причина подъема
		WT		X		RO	
П р и м е ч а н и я: 1. В колонке «Местонахождение» укажите номер (а) шарошки (шарошек). 2. При отсутствии износа поставьте Л/О в колонке «Описание износа». 3. При отсутствии второстепенного износа поставьте Л/О в колонке «Второстепенный износ»							

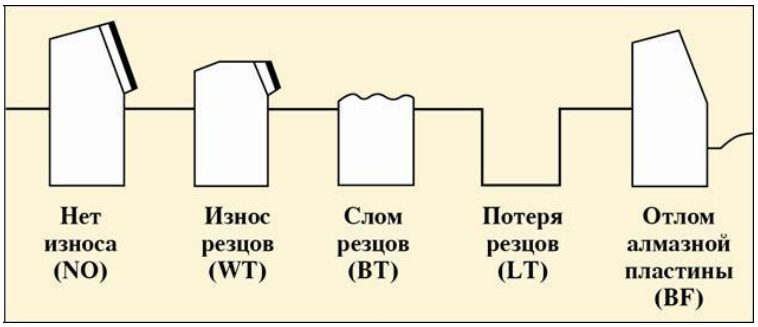


Рис. 2.136 Формы износа твердосплавных резцов, запрессованных в тело полости долота.

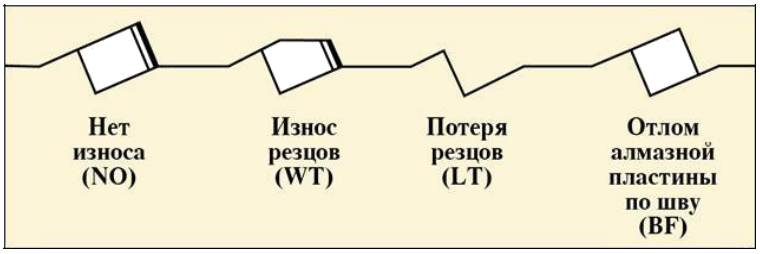


Рис. 2.137. Формы износа твердосплавных резцов

Кодовые обозначения типов второстепенного износа:
∗BC − слом шарошки;
CR − кернение долота;
LN − потеря насадки;
RO − кольцевой износ;
BF − отлом алмазной пластины по шву;
CT − скол зубков (резцов);
LT − потеря зубков (резцов);
SD − повреждение козырька;
BT − скол зубков (резцов);
ER − эрозия;
OC − эксцентричный износ;
SS − самозатачивание резцов;
BU − образование сальника;
FC − затупление верхушек резцов;
PB − механическое повреждение при СПО;
TR − трекинг;
∗CC − трещина в шарошке;
HC − трещины перегрева;
PN − закупорка насадки;
WO − промыв инструмента;
∗CD − истирание заклиненной шарошки (промывочного канала);
JD − метал на забое;
WT − износ зубков (резцов);
CI − взаимозацепление шарошек;
∗LC − потеря шарошки;
RG − износ по диаметру;
NO − отсутствие износа;
RR − подлежит повторному спуску;
NR − не подлежит повторному спуску.
Примеры описания износа долот PDC показаны на рис. 2.138, 2.139, 2.140.



Рис. 2.138. Износ резцов (WT)



Рис. 2.139. Скол резцов (BT)



Рис. 2.140 Кернение долота (CR)

В колонке «Местонахождение» указывается местоположение износа вооружения, описанного в колонке 3.

На рис. 2.141. показаны четыре существующих профиля долота с неподвижными резцами и коды для описания местоположения износа. Один (или больше) из этих кодов используют при указании местоположения характеристики износа.

В колонке G указывают износ диаметра долота по калибру. Буква I означает сохранение диаметра. Уменьшение наружного диаметра измеряется в 1/16″.

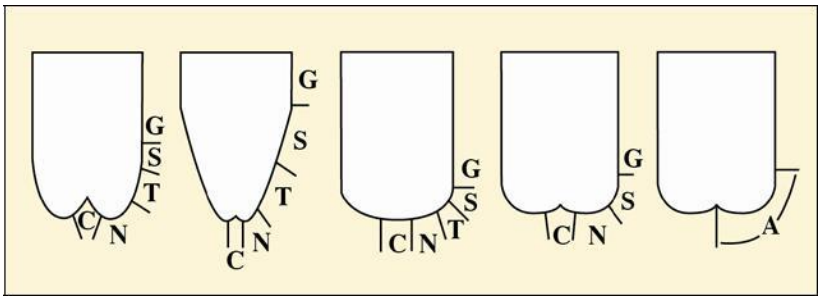


Рис. 2.141. Профили долот с неподвижными резцами:
C − конусный сектор; N − торцевой сектор; T − крыло; S − плечевой сектор; G − наружный диаметр; A − все участки

Приведем обозначения износа долот с фиксированными резцами:
I − сохранение диаметра;
1/16 − износ по диаметру до 1/16″;
2/16 − износ по диаметру от 1/16″ до 1/8″;
3/16 − износ по диаметру от 1/8″ до 3/16″;
4/16 − износ по диаметру от 3/16″ до 1/4″.

Кодовые обозначения причин подъема долота:
BHA − смена КНБК;
DMF − отказ забойного двигателя;
DSF − повреждение бурильной колонны;
DST − испытания пластов;
DTF − отказ инструмента;
LOG − ГИС (каротаж, инклинометр);
RIG − ремонт бурового оборудования;
CM − обработка бурового раствора;
CP − отбор керна;
DP − разбуривание цементного стакана;
FM − смена геологической обстановки;
HP − авария;
HR − подъем по времени;
PP − изменение давления на стояке;
PR − падение скорости проходки;
TD − проектный забой (колонна);
TQ − рост крутящего момента;
TW − отворот инструмента (трубы);
WC − погодные условия;
WO − промыв бурильной колонны.

Приведем практические примеры описания износа долот с фиксированными резцами.

Пример 1. Долото R437GN применялось для горизонтального бурения глинистых сланцев. КНБК включала забойный двигатель 6 3/4" Mach 1 с фиксированным углом перекоса. Во время первого долбления было пробурено 118 м за 8,5 ч. Долото поднято с глубины 1433 м. Механическая скорость бурения составляла 13,9 м/ ч. При обследовании долота после подъема не было обнаружено признаков износа (рис.2.142.).



Рис.2.142. Общий вид долота после подъема. Спецификация долота: тип R437GN; размер 8,5″; общая площадь потока 0,6

Результаты обследования внесены в табл. 2.4.

Таблица 2.4.

Кодовое описание износа долота R437GN (пример 1)

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16″	Второстепенный износ	Причина подъема
0	0	NO	A	X	I	NO	TD

Пример 2. Долото R437GN применялось при бурении интервала от хрупких до вязких глин и песчаника в горизонтальной скважине. Было пробурено 387 м за 29,5 ч со средней механической скоростью 13,1 м/ч.

КНБК включала забойный двигатель 6 3/4″ Mach 1 с изменяемым углом перекоса. Долото поднято с глубины 1820 м по причине низкой механической скорости бурения. После поднятия долота выяснилось, что снижение механической скорости бурения произошло по причине кернения долота и потери всех четырех насадок, а на оставшихся резцах не было обнаружено значительных признаков износа (рис.2.143.).

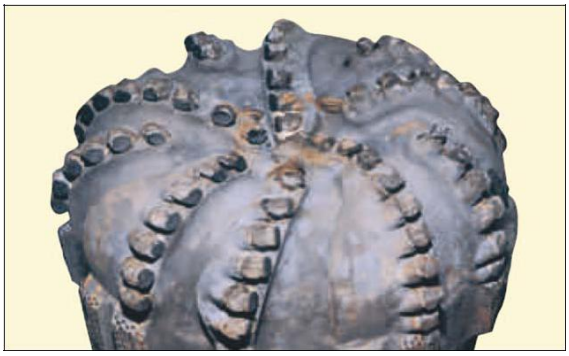


Рис.2. 143. Общий вид долота. Спецификация долота: тип R437GN; размер 8,5″; общая площадь потока 0,6

Результаты обследования внесены в табл. 10.

Пример 3. В районе Северного моря долото R435SG применялось на протяжении четырех СПО. Всего было пробурено 977 м за 166,3 ч в основном в соленых и агидритных породах (цехштейн). В трех из четырех спусков КНБК включала забойный двигатель Mach 1 DTU (210−320 об/мин). При обследовании после двух первых спусков не было выявлено существенного износа вооружения.

Таблица 2.5.

Кодовое описание износа долота R437GN (пример 2)

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16″	Второстепенный износ	Причина подъема
6	2	CR	C	X	T	LN	PR
Примечание. Хотя произошла потеря всех четырех насадок, в колонке «Описание износа» указано «Кернение долота» (CR), так как главной причиной потери насадок является кернение. Потеря насадок (LN) отмечена в колонке «Второстепенный износ».							

В колонке «Причина подъема» в обоих случаях было указано «Отказ инструмента» (DTF).

После третьего спуска (пробурено 389 м за 89,5 ч) долото было поднято по причине смены КНБК. При этом наблюдался равномерный износ ±20 % внутренних и внешних рядов вооружения.

При обследовании долота после четвертого спуска было выявлено 50 % износа внутренних рядов и 60 % износа внешних рядов вооружения. Также наблюдались сильная эрозия и потеря резцов в секторе крыла (рис. 2 .144).

Результаты обследования внесены в табл.2.6. Содержащуюся в описании износа

информацию можно использовать для нескольких целей. С ее помощью изготовители долот могут проанализировать прочность конструкции и область применения своей продукции.

Буровики могут усовершенствовать программы бурения. Систему оценки можно компьютеризировать и создать всемирную базу данных с целью повышения эффективности подбора долот для конкретных условий применения.



Рис. 2.144. Общий вид долота после четвертого спуска. Спецификация долота: тип R435SG; размер 12,25″; общая площадь потока 0,65− 1,60.

Таблица 2.6.

Кодовое описание отработанного долота R435SG (пример 3)

Таблица описания износа долот стандарта IADC							
Вооружение				B	G	Примечание	
Внутренние ряды	Наружные ряды	Описание износа	Местонахождение	Опора. Уплотнение	Диаметр 1/16″	Второстепенный износ	Причина подъема
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 1							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 2							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 3							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF
Спуск 4							
0	0	NO	A	X	I	NO	DTF

Основной причиной введения единой системы оценки является необходимость стандартизации сведений о долоте, независимо от места и конкретных условий его применения.

2.16. Шарошечные и лопастные бурильные головки гост 21210−75

Породоразрушающий инструмент для бурения скважин кольцевым забоем называют бурильными головками.

Бурильные головки предназначены для бурения скважин с отбором керна. Они могут использоваться со стационарными либо съемными керноприемниками.

Бурильные головки могут быть шарошечными, лопастными, фрезерными, алмазными (классическими) ИСМ или PDC.

Шарошечные бурильные головки (рис. 2.145) выполняются с одной, тремя, четырьмя, пятью, шестью, восемью и более рабочими органами. Шарошки в бурильной головке могут быть:

− коническими;

− одно-, двух-, или трехконусными;

− в виде усеченного конуса;

− цилиндрическими;

− цилиндроконическими;

− сферическими;

− чечевицеобразными.

Число и конструкция подшипников в опоре каждой шарошки также могут быть различными в зависимости, главным образом, от формы исполнения, габаритных размеров шарошки и бурильной головки.

Лопастные бурильные головки предназначены для отбора керна в мягких породах роторным способом в комплекте с несъемным керноприемником (табл.2.7).

Промывочный узел состоит обычно из нескольких каналов, просверленных в лапах или корпусе бурильной головки. Выходные промывочные отверстия во избежание размыва керна располагаются между шарошками подальше от центра.

Важными параметрами конструкции бурильной головки являются высота и коэффициент керноприема.

Высотой керноприема принято называть расстояние от зоны образования керна до кернорвателя, а коэффициентом керноприема − отношение к этому расстоянию диаметра керна.

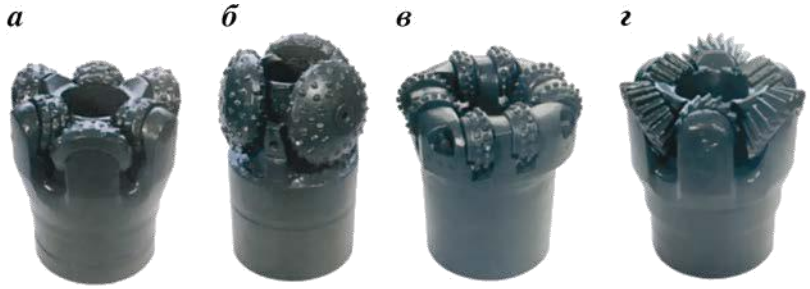


Рис.2.145. Общий вид шарошечных бурильных головок:
а − ТКЗ; б − СЗ; в − МСЗ; г − СТ

Таблица 2.7.

Типы, область применения бурильных головок и исполнение их рабочей части по ГОСТ 21210−75

Тип	Область применения	Исполнение рабочей части
М	Бурение мягких устойчивых пород	Лопасти со вставными твердосплавными зубцами, с наплавкой твердого сплава и без наплавки
МСЗ	Бурение мягких пород с пропластками пород средней твердости	Шарошки со вставными твердосплавными зубками
СЗ	Бурение пород средней твердости	
СТ	Бурение пород средней твердости с пропластками пород твердых	Шарошки со вставными твердосплавными зубками или фрезерованными зубцами с наплавкой или без наплавки твердым сплавом
ТЗ	Бурение твердых пород	Шарошки со вставными твердосплавными зубками
ТКЗ	Бурение твердых абразивных пород с пропластками пород крепких	

Пример условного обозначения бурильной головки для керноприемных устройств без съемного керноприемника (К) с наружным диаметром D = 139,7 мм, внутренним диаметром d = 52 мм для бурения мягких пород:

К 139,7/52 М ГОСТ 21210−75.

Пример условного обозначения бурильной головки для керноприемных устройств со съемным керноприемником (КС) с наружным диаметром D = 187,3 мм, внутренним диаметром d = 40 мм для бурения пород средней твердости:

КС 187,3/40 СЗ ГОСТ 21210−75.

2.17. Алмазные бурильные головки и бурильные головки ИСМ и PDC

Промышленностью выпускаются алмазные (классические) бурильные головки, оснащенные как природными, так и синтетическими алмазами (рис. 2.146, 2.147).

Бурильные головки первого класса изготавливаются трех разновидностей: однослойные радиальные, однослойные ступенчатые и импрегнированные.

Однослойные радиальные бурильные головки выпускаются серийно одного типа СТ двух модификаций в четырех моделях:



Рис.2.146. Общий вид импрегнированной алмазной бурильной головки

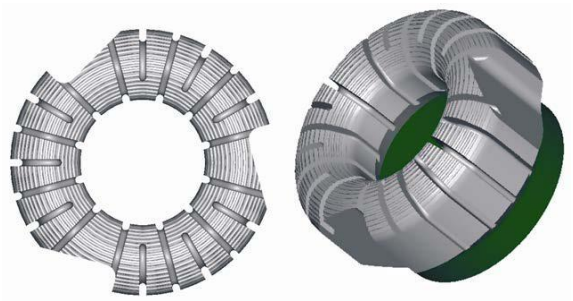


Рис. 2.148. Общий вид однослойной алмазной бурильной головки

КР 159/67 СТ2;

КР 188/80 СТ2;

КР 212/80 СТ2;

КР 188/40 СТ1.

В записи бурильных головок приняты следующие обозначения:

К − бурильная головка;

Р − радиальная разновидность;

159/67 − номинальный наружный диаметр бурильной головки/диаметр керноприемного отверстия, мм;

СТ − тип бурильной головки;

2 − порядковый номер модификации.

Однослойные ступенчатые бурильные головки выпускаются двух типов М и С:

тип М − одной модификации 2 в одной модели:

КТ 188/40 М2;

типа С − двух модификаций 3 и 5 в двух моделях:

КТ 138/52 С3;

КТ 138/45 С5.

Импрегнированные бурильные головки выпускаются только типа С модификации 3 в двух моделях:

КИ 188/80 С3;

КИ 212/80 С3.

В бурильных головках обеих моделей с твердосплавной матрицей перемешаны алмазы XXXIV группы.

Бурильные головки второго класса с синтетическими алмазами изготавливаются двух разновидностей: однослойные и импрегнированные ступенчатые.

Они выпускаются только одного типа С и одной модификации 3.

Однослойные ступенчатые бурильные головки изготовлялись в двух моделях:

КТС 188/80 С3; КТС 212/80 С3.

Импрегнированные − в трех моделях:

КТСИ 138/52 С3; КТСИ 188/8 С3;

КТСИ 212/80 С3.

Алмазные бурильные головки производятся в соответствии с отраслевым стандартом ОСТ 39.026−76.

Бурильные головки для колонковых снарядов со съемным керноприемником изготавливаются с ниппельной наружной присоединительной резьбой, а бурильные головки для колонковых снарядов с несъемным керноприемником − с муфтовой внутренней резьбой.

ОСТ 39.026−76 также предусмотрено выполнение бурильных головок для колонковых снарядов со съемным керноприемником следующих семи размеров, мм:

185,7/40;

188,9/40;

211,1/60;

214,3/60;

242,1/60;

267,5/60;

292,9/60.

Бурильные головки размерами 185,7/40 и 188,9/40 выпускаются с ниппелем З-147, размером 211,1/60 и 214,3/60 − с ниппелем З-161, а остальные − с ниппелем З-171. Бурильные головки для керноприемных снарядов с несъемным керноприемником производятся следующих размеров, мм:

130,4/60;
138,1/60;
141,3/52;
147,6/52;
157,1/67;
163,5/67;
169,8/67;
185,7/80;
188,9/80;
195,3/80;
211,1/80;
214,3/80;
220,7/80;
242,1/100;
267,5/100;
292,9/100;
308,7/100;
317,6/100;
346,8/100.

Бурильные головки ИСМ, вооруженные вставками со сверхтвердым материалом «Славутич», выпускаются в настоящее время одной и той же разновидности (рис. 72) и одного типа МС.

Эти бурильные головки армируются вставками с материалом «Славутич» по

наружной рабочей поверхности шести лопастевидных рабочих органов, составляющих единое целое с продолговатым полым корпусом, а также по внутренней центральной части, обеспечивающей образование керна.

Изготовление таких бурильных головок проводится в соответствии с ТУ 88 УССР ИСМ 472−76. Этими техническими условиями предусматривается изготовление бурильных головок под общим шифром ИСМ трех типов: М, МС и С.

Общий вид бурильных головок ИСМ и PDC представлен на рис. 2.149, 2.150. Бурильные головки, как и буровые долота, имеют стальной корпус с присоединительной резьбой и рабочие органы в виде лопастей, оснащенные резцами из поликристаллических синтетических алмазов.

Бурильные головки могут быть цельнометаллические стальные и матричного типа, аналогично буровым долотам. Технология изготовления бурильных головок PDC аналогична технологии изготовления буровых долот.

Бурильные головки PDC применяют для бурения с отбором керна в породах от мягких до средней твердости.



Рис.2.149. Общий вид бурильных головок ИСМ

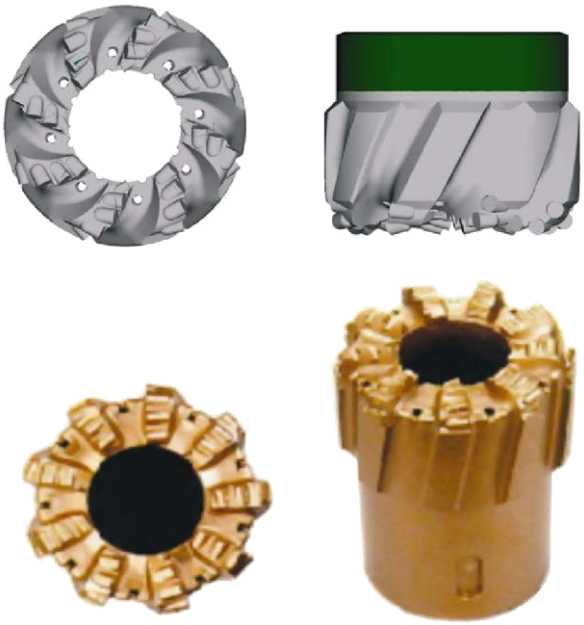


Рис.2.150. Общий вид бурильной головки PDC



МИНОБРНАУКИ РФ

ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Л. И. Кралина, Г. А. Усов, Ф. П. Сердюков

Методическое пособие к комплексу практических занятий по дисциплине «Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ» для студентов специальности 21.05.03 Технология геологической разведки Очного и заочного обучения

Часть 1
Исследование процессов разрушения и физико-механических свойств горных пород

Екатеринбург
2020

СОДЕРЖАНИЕ

Введение……

1. Исследование свойств горных пород методом вдавливания

Лабораторная работа № 1. Исследование деформационных свойств горных пород и энергоемкости их разрушения……

Лабораторная работа № 2. Исследование явления скачкообразности процесса разрушения горных пород……

Лабораторная работа № 3. Исследование влияния микротвердости и структуры кристаллитов и минералов, слагающих горную породу, на абразивные свойства породы……

2. Исследование механических свойств горных пород при статических и динамических нагрузках

Лабораторная работа № 1. Определение предела прочности горных пород при одноосном сжатии……

Лабораторная работа № 2. Исследование процесса разрушения горных, пород при воздействии динамических нагрузок……

Лабораторная работа № 3. Определение дробимости горных пород……

3. Исследование дисперсных сред

Лабораторная работа № 1. Исследование закономерностей изменения удельной поверхности порошков при диспергировании горных пород……. ……

Лабораторная работа № 2. Исследование влияния среды на процесс разрушения и диспергирования горных пород…….....

4. Комплексное исследование свойств и процессов разрушения горных пород

Лабораторная работа № 1. Определение физико-механических параметров скальных горных пород……

Лабораторная работа № 2. Определение упругих свойств горных пород……

Лабораторная работа №3. Определение энергоемкости процесса распиловки горных пород алмазным диском……..
Лабораторная работа № 4. Исследование акустического спектра резания горной породы алмазным диском…….....
Литература…….....

ВВЕДЕНИЕ

Настоящее методическое пособие предназначено для выполнения практических занятий по профилирующим дисциплинам для студентов специальности 21.05.03 специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ. Предложенные в методическом пособии практические занятия выполняются с целью закрепления теоретических знаний, приобретения практических навыков в выполнении работ лабораторного характера, в том числе с элементами НИРС, расчетов, необходимых при изучении студентами профилирующих дисциплин, курсовом и дипломном проектировании. При выполнении работ используются справочные материалы, которые приведены в приложении. Большинство работ рассчитано на выполнение и оформление непосредственно на занятиях. Если работа не закончена, то с разрешения преподавателя она может быть оформлена и сдана к следующему занятию.

Структурно, в зависимости от теоретического характера лабораторных исследований, методическое пособие представлено в трех частях:

часть 1 - Исследование процессов разрушения и физико-механических свойств горных пород;

часть 2 - Исследование буровых промывочных жидкостей и тампонажных растворов;

часть 3 - Методика обработки результатов исследования при выполнении лабораторных работ и справочные материалы.

Список литературы, использованной при написании методического пособия, приведен в конце каждой части.

В подготовке материалов по комплексному исследованию свойств и процессов разрушения горных пород (часть 1) принимал участие студент Сазонов М. В.

Объем данных работ рассчитан, в основном, на 2-4 часа, реже - на 6-8 часов в случае проведения студентами

комплексных исследований повышенной сложности и детальности.

Полученные результаты лабораторных исследований оформляются студентами в виде отчета, содержащего следующие данные и разделы:

1. Полное наименование работы.
2. Состав исполнителей.
3. Руководитель работы.
4. Задание, дата.
5. Исходные данные.
6. Порядок выполнения работы.
7. Выводы и рекомендации по результатам исследований.

1. ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ ВДАВЛИВАНИЯ

Лабораторная работа № 1. Исследование деформационных свойств горных пород и энергоемкости их разрушения

Целью работы является исследование деформационных свойств горных пород и энергоемкости их разрушения при воздействии на породы высоких механических полей.

Задача работы состоит в определении механических свойств горных пород методом вдавливания штампа, в проведении расчетов параметров деформационных свойств и энергоемкости разрушения пород, а также в технико-технологической оценке результатов лабораторных исследований

При выполнении настоящей лабораторной работы студенты знакомятся с методикой определения показателей механических свойств горных пород методом вдавливания штампа на установке УМГП-3, проводят испытания образцов горной породы и обрабатывают полученные при испытаниях графики "нагрузка-деформация" [1, 2].

Полученные результаты лабораторных исследований являются основой для расчетов показателей твердости, упругости, пластичности и энергоемкости разрушения горных пород при разной степени деформирования. В конце оформления отчета по данной лабораторной работе дается практическая оценка полученных результатов лабораторных исследований применительно к различным технологическим процессам горного производства, сопровождающимся деформацией и разрушением горных пород.

Содержание работы

Исходные материалы: цилиндрические образцы горных пород (керна) высотой 30-50 мм и диаметром 40-60 мм. Лабораторная работа выполняется группой (бригадой) по 3-4 человека в течение 2-х часов. Перед началом выполнения лабораторной работы руководитель выдает каждой группе (бригаде) образцы исследуемых горных пород, решает вопрос о количестве исследуемых образцов. Причем лабораторная работа, выполняемая каждой группой студентов по отдельности, может являться частью целого комплекса исследований физико-механических свойств. В данном случае результаты лабораторных исследований объединяются вместе и подвергаются анализу в их совокупности.

В процессе выполнения лабораторной работы студенты проводят определение показателей механических свойств горных пород методом вдавливания штампа (рис. 1).

Метод вдавливания цилиндрического штампа с плоским основанием в специально приготовленную плоскую поверхность цилиндрического образца (керна) горной породы высотой 30-40 мм и диаметром 40-60 мм является основным методом для получения количественных характеристик механических свойств горных пород, разрушаемых при бурении скважин.

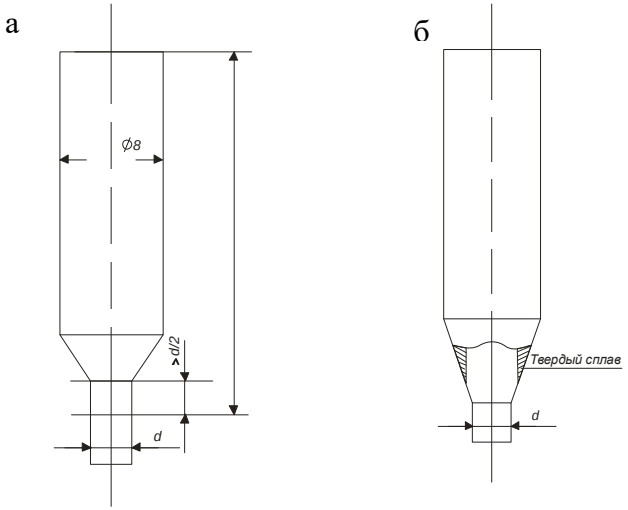


Рис. 1. Виды цилиндрических штампов:

(а - для пониженной твердости горных пород, б - для твердых горных пород)

При вдавливании в твердые горные породы (твердость 3000 МПа) применяются твердосплавные цилиндрические штампы, при меньшей твердости - штампы из закаленной стали. При испытании плотных и однородно пористых пород можно использовать штампы площадью 2 мм^2, а для пород с величиной зерна больше 0,25 мм лучше использовать штампы площадью 3 мм^2. Для сильно пористых и малопрочных пород необходимы штампы с площадью основания 5 мм^2 и более. Эти площади соответствуют притуплению зубьев шарошечных долот. Подготовка установки УМГП-3 к проведению испытаний и испытание ведется аналогично тому, как описано в лабораторной работе 2, за исключением того, что после получения скачка разрушения горной породы (для хрупких, например, гранита и пластично-хрупких пород, например, мрамора) выключается двигатель кнопкой "стоп-нагрузка",

а двигатель записи деформации оставляется включенным до остановки барабана.

Полученные результаты испытаний на установке УМГП-3 обрабатывают следующим образом.

Все горные породы по характеру поведения при вдавливании штампа делятся на три класса: I – хрупкие, II – пластичнохрупкие, III – высокопластичные и сильно пористые. Каждому классу пород соответствуют характерные графики "нагрузка-глубина вдавливания" (рис. 2).

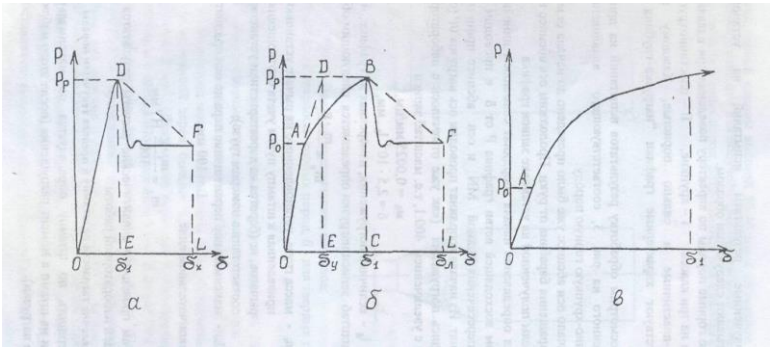


Рис. 2. График «Нагрузка-глубина вдавливания»

Рассмотрим обработку результатов испытаний на примере графика, приведенного на рис. 3, соответствующего вдавливанию штампа в пластично-хрупкую горную породу.

Начало оси абсцисс уже было проведено до начала опыта, когда P=0, путем вращения барабана от руки. Продолжим ось абсцисс: на 1-2 см далее за пределы полученной на установке записи графика.

Для определения начала координат совмещаем линейку с линейным участком восходящей ветви графика P от δ и проводим прямую MN. Точку пересечения прямой MN и оси абсцисс принимаем за начало координат. Из начала координат проводим ось нагрузок OP (ось ординат).

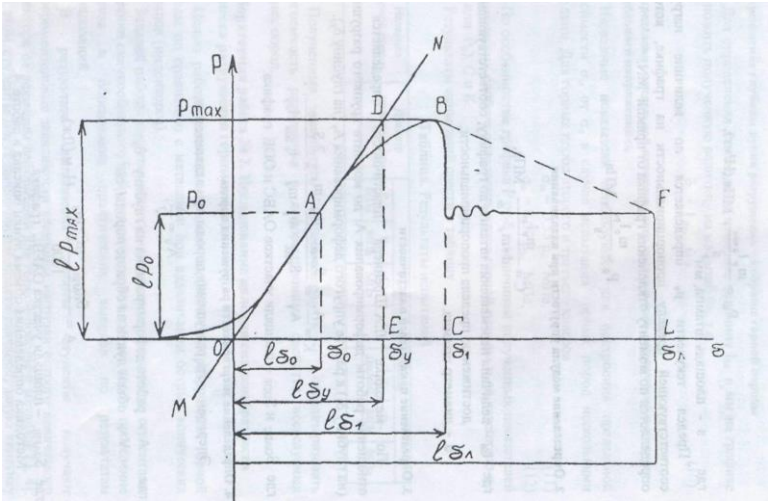


Рис.3. Обработка графика Р от δ при вдавливании штампа.

Запись погружения (как уже отмечалось в лабораторной работе 2) ведется с увеличением 400:1, т.е. масштаб записи

$$M_{\delta} = 0{,}0025 \text{ мм/мм},$$

$$\delta = 2{,}5\times10^{-3}\, l_{\text{g}}, \text{ мм}, \qquad (1)$$

где l_{g} - величина погружения, измеренная на графике, мм.

Масштаб записи нагрузки определяется следующим образом:

$$m_p = \frac{m_i \cdot g}{L} \qquad (2)$$

где m_i - масса груза, установленного на рычаге установки, приведенная к штампу путем учета соотношения плеч рычагов, кг (берется из характеристики установки в соответствии с номером груза);

L - максимальное перемещение пера по оси ординат:

$$L = 100\text{мм}.$$

В окончательном виде

$$m_p = \frac{m_i \cdot g}{100}, \text{ Н/мм;}$$

Затем проводятся аналитические расчеты результатов исследований настоящей лабораторной работы.

1. Определение твердости по штампу и предела текучести породы

Твердость по штампу определяется по максимальной величине нагрузки на штамп в момент разрушения (после этого наблюдается резкое падение нагрузки):

$$P_{\text{ш}} = \frac{m_p l_{\text{pmax}}}{S}, \text{ МПа (Н/мг),} \qquad (4)$$

где S - площадь штампа, мм^2.

Предел текучести p_0 определяется по величине нагрузки, соответствующей пределу пропорциональности на графике, который определяется по моменту отклонения графика от прямой MN.

$$P_0 = \frac{m_p l_{\text{p0}}}{S}, \text{ МПа} \qquad (5)$$

2. Определение модуля упругости при вдавливании

$$C = \frac{m_{\text{p}} l_{\text{p0}}}{d m_{\delta} l_{\delta 0}}, \text{ МПа,} \qquad (6)$$

где $l_{\delta 0}$ - величина перемещения штампа по графику, соответствующая достижению предела пропорциональности;

d - диаметр штампа.

3. Определение показателей пластичности

По методике Л. А. Шрейнера пластичность определяется как отношение работы деформирования A_1 до момента хрупкого разрушения (на глубину 6) к работе упругого деформирования A_2 (на глубину δ_y).

$$K = \frac{A_1}{A_y} = \frac{S_{OABC} \cdot m_p \cdot m_\delta}{S_{ODE} \cdot m_p \cdot m_\delta} = \frac{2S_{OABC}}{l_{p\max} \cdot l_{\delta y}}, \quad (7)$$

где S_{OABC} и S_{ODE} - площади участков OABC и ODE графика.

4. Определение энергоемкости разрушения породы

Энергоемкость разрушения породы при вдавливании

$$A_v = \frac{A}{V}, \quad (8)$$

где A - работа деформирования на глубину $\delta_л$;
V - объем лунки на образце породы, $см^3$.

$$A = \frac{S_{OAFBL} \cdot m_p \cdot m_\delta}{1000}, \text{ Н·м (Дж)}, \quad (9)$$

где S_{OAFBL} - площади участка OAFBL графика.

Методика определения объема лунки описана в работе 4.

5. Определение глубины лунки разрушения на образце горной породы

Для определения необходимо измерить величину $l_{\delta л}$ в мм на графике и умножить полученную величину на масштаб m_δ, т.е.

$$\delta_л = l_{\delta л}, \text{ мм}. \quad (10)$$

6. Определение предельной интенсивности касательных напряжений и среднего нормального напряжения σ_0.

Названные показатели используются для построения предельной зависимости σ_{is} от σ_0 в случае испытания горных пород несколькими методами. Для горных пород второго и третьего классов

$$\sigma_{is} = 0{,}55\ p_0, \quad \text{МПа}, \tag{11}$$

$$\sigma_0 = 0{,}50\ p_0, \quad \text{МПа}, \tag{12}$$

По особенностям графика Р от δ и величинам полученных показателей механических свойств определить класс горной породы и ее категорию по $P_ш$ (или P_0), С и К.

Результаты испытаний свести в таблицу.

Таблица

Результаты испытаний

Название горной породы	Диаметр штампа d, мм	Расчетные показатели						
		$P_ш$, МПа	P_0, МПа	C_1, МПа	К	A_v, Дж/см^3	σ_{is}, МПа	σ_0, МПа

Полученные результаты проанализировать и охарактеризовать энергоемкость разрушения и деформационные свойства исследуемых горных пород.

Лабораторная работа № 2. Исследование явления скачкообразности процесса разрушения горных пород

Целью работы является изучение особенностей разрушения горной породы по сравнению с металлами при вдавливании острых конических штампов (инденторов).

Задачей работы является экспериментальное исследование студентами кинетики скачкообразного процесса разрушения горных пород, проведение анализа и

обоснование практических выводов по результатам исследований.

В результате выполнения работы студенты получают экспериментальные зависимости величины нагрузки острого конического индентора от величины деформации для горной породы и металлов [3, 4]. При этом студенты могут лично пронаблюдать скачкообразную кинетику процесса разрушения горной породы, в отличие от процесса разрушения металла, и сделать соответствующие практические выводы. Полученные в ходе лабораторных исследований диаграммные бланки на установке УМГП-3 студентами обрабатываются, строятся графики "нагрузка-деформация" как для образцов горной породы, так и для образцов металла, даются рекомендации по повышению эффективности разрушения горных пород и технологии работы породоразрушающих инструментов.

Содержание работы

Исходные материалы: образцы горной породы в форме цилиндров (например, размером 50×50 мм) со шлифованной торцевой поверхностью и пластинки металла (железо, медь, бронза и др.) размером порядка 30×30×5 со шлифованной испытуемой поверхностью. Лабораторная работа выполняется группой студентов по 3-4 человека в течение 2-х часов. Основная часть лабораторных исследований проводится на установке УМГП-3 (рис. 4, 5).

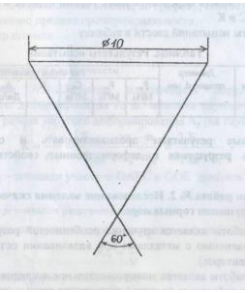


Рис. 4. Острый конус индентора

Устройство установки

Установка УМГП-3 предназначена для изучения по графику деформации механических свойств горных пород и самого процесса разрушения при вдавливании острого конуса и цилиндрического штампа с плоским основанием площадью от 1 до 5 мм^2 [2].

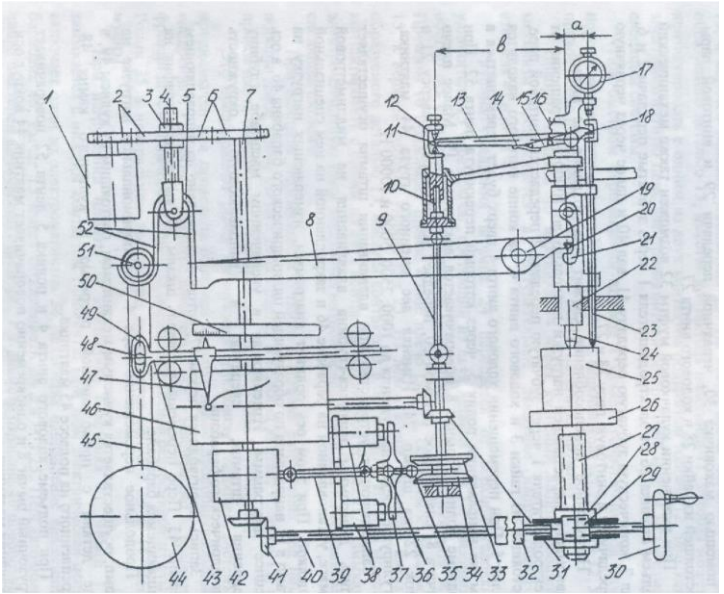


Рис. 5. Схема установки УМГП-3

Установка состоит из четырех частей:

1) подвижного столика, 2) нагрузочного приспособления, 3) устройства для визуального измерения глубины внедрения индентора, 4) устройства для записи диаграммы нагрузка-глубина внедрения при вдавливании инденторов.

Подвижный столик 26 служит для установки вертикального перемещения образца 25 до соприкосновения со штампом 24 и штоком 22 нагрузочного

приспособления. Это перемещение осуществляется вручную с помощью маховичка 30, червячной передачи 29 и винтовой пары, состоящей из гайки 28 и ходового винта 27.

При включении кулачковой муфты 32 возможен также механический подъем столика 26 от электродвигателя 1 через зубчатые передачи 2 и 6, вал 7, коническую зубчатую передачу 41, вал 40 и далее через червячную передачу 29 и винтовую пару 28 и 27.

Нагрузочное приспособление служит для создания на штамп 24 равномерно нарастающей нагрузки предельно до 10000 Н. Вращение от электродвигателя 1 через зубчатую передачу 2 передается винтовой паре, состоящей из гайки 3 и ходового винта 4, на конце которого находится ролик 5. При перемещении ходового винта 4 вверх будет перемещаться в том же направлении ролик 5, через который перекинута лента 52. При подъеме ролика 5 рычаг 8 поворачивается вокруг оси 19. Малое плечо рычага 8, снабженное призмой 20, передает усилие через траверсу 21 и шток 22 на штамп 24. Изменяя вес сменного груза 44 маятника, регулируют предел нагружения до 1000, 2500, 5000 и 10000 Н.

Записывающее устройство при вдавливании штампа осуществляет запись диаграммы нагрузка-глубина вдавливания на миллиметровой бумаге, установленной на барабане 46 и закрепленной на нем специальной защелкой. При этом ось ординат диаграммы, измеряющая нагрузку на штамп в Н, направлена по образующей цилиндрического барабана 46, а ось абсцисс диаграммы. Измеряющая в увеличенном масштабе глубину внедрения штампа, свернута в направляющую окружность цилиндрического барабана.

Запись производится пером 47, которое закреплено на направляющем стержне 43. Перо перемещается вдоль шкалы 50, вычерчивая график на вращающемся барабане.

Продольное перемещение пера 47, пропорциональное нагрузке на штамп, осуществляется кулисным механизмом, состоящим из кулисы 49, в виде детали с прямолинейной прорезью и кулисного камня 48, закрепленного на подвесе 45 маятника.

При подъеме ходового винта 4 и ролика 5 лента 52 поворачивает нагрузочный рычаг 8 и одновременно поворачивает маятник 44 вокруг оси 51 качания маятника.

Поворот подвеса 45 маятника 44 через кулисный выпрямляющий механизм превращается в поступательное движение направляющего стержня 43 и пера 47.

Глубина внедрения штампа 24 передается от верхней головки удлинителя 23 через рычаг, состоящий из двух деталей 15 и 13, имеющих общую ось вращения 18 и связанных между собой плоской пружиной 14. Пружина 16 прижимает правое малое плечо рычага, образуемое деталью 15, к верхней головке удлинителя 23. На левом конце большого плеча, образуемого деталью 13, имеется контактная пластинка 11, которая может контактировать с одним из двух контактов подвижной головки 12, замыкая электромагнитную цепь электромагнитной реверсивной муфты механизма следящей системы.

При быстром перемещении штампа в момент разрушения под ним породы левое плечо рычага 13 опирается о верхний контакт головки 12, а правое плечо поворачивается вокруг оси 18, натягивая пружину 14.

Поворот подвеса 45 маятника 44 через кулисный выпрямляющий механизм превращается в поступательное движение направляющего стержня 43 и пера 47.

Глубина внедрения штампа 24 передается от верхней головки удлинителя 23 через рычаг, состоящий из двух деталей 15 и 13, имеющих общую ось вращения 18 и связанных между собой плоской пружиной 14. Пружина 16 прижимает правое малое плечо рычага, образуемое деталью 15, к верхней головке удлинителя 23. На левом конце большого плеча, образуемого деталью 13, имеется

контактная пластинка 11, которая может контактировать с одним из двух контактов подвижной головки 12, замыкая электромагнитную цепь электромагнитной реверсивной муфты механизма следящей системы.

При быстром перемещении штампа в момент разрушения под ним породы левое плечо рычага 13 опирается о верхний контакт головки 12, а правое плечо поворачивается вокруг оси 18, натягивая пружину 14.

Это предохраняет рычаг от поломки. Механизм следящей системы предназначен для проворота барабана на угол прямо пропорциональный внедрению штампа. Электродвигатель 42 непрерывно вращает фрикционный конический ролик 35 электромагнитной реверсивной муфты Ролик 35 в нейтральном положении не касается конусов 33 и 34 этой муфты.

При нагружении штампа 24 контактная пластинка 11 рычага 13 замыкается с нижним контактом головки 12. При этом электрическая цепь включает один из электромагнитов 38, задающих направление вращению барабана 46. Рычаг 13 имеет отношение плеч а:в=1:25. Передаточные числа шестерен конической передачи 31 и диаметр барабана 46 подобраны таким образом, что пир перемещении головки 12 на I мм окружность барабана перемещается на 16 мм. Следовательно, окружность барабана 46 перемещается на величину в 25×16 = 400 раз большую, чем перемещение штампа 24 при его внедрении в образец 25. Поэтому один мм записи деформации на бланке соответствует 2,5 мкм реального перемет штампа. Это необходимо знать при расшифровке диаграмм записи «нагрузка-деформация».

При нагрузке штампа контактная пластина 11 замыкается с верхним контактом головки 12, электрическая цепь включает другой электромагнит 38, срабатывает рычаг 37 с якорем, поворачиваясь вокруг оси 36, ролик 3 прижимается к конусу 33 фрикционной муфты, карданный вал 9 начинает вращаться в обратном направлении, ходовой винт 10 вывинчивается из гайки головки 12, и эта головка

поднимается вверх в исходное положение до отрыва пластинки 11 от верхнего контакта головки 12.

Подготовка установки УМГП-3 к работе

1. На барабан установить диаграммный бланк. Для этого открыть замок барабана (защелка на оси барабана), снять барабан с вала, открыть защелку на барабане, установить диаграммный бланк и закрыть защелку на барабане. Установить барабан на вал, закрыть замок.
2. Прочистить перо и заправить его чернилами,
3. Установить требуемое (по заданию) число грузов на рычаг. С этой целью отвернуть гайку с рычага и снять или добавить грузы, закрепить гайку (при пределе измерений свыше 0-1000 Н малый груз не снимается).
4. На поверхность штока установки установить штамп, предварительно измерив с помощью микрометра его диаметр. Торцевую поверхность штампа, прикладываемую к штоку установки, смазать машинным маслом.
5. Установить выбранный образец на столик прибора.
6. Включить вилку прибора в сеть.
7. Включить тумблер "сеть" прибора. При включении тумблера "сеть" загорается сигнальная лампочка на панели прибора.
8. Штурвалом 30 подвести образец породы в соприкосновение со штампом. Соприкосновение штампа с образцом породы считается правильным, если перо прибора не сдвинулось по образующей (нет предварительного нагружения штампа вручную) и горит лампочка "деформация-увеличение". Регулировка длины ножки индикатора деформации производится специальными гайками, устанавливаемыми на обоих концах ножки индикатора Регулировку вести очень плавно с тем, чтобы четко настроить ножку индикатора на момент включения "Деформация – увеличение" сразу

после сигнала "Деформация-увеличение". Оба этих сигнала контролируются загоранием сигнальных лампочек и слабыми щелчками (включение электромагнитов).

9. Осторожно опустить перо на бланк на барабане и плавным движением барабана дать направление (прочертить) нулевой линии длиной 5-6 см.

Проведение опыта

Одновременным нажатием кнопок "нагрузка" и "деформация" включаются оба электродвигателя. Вдавливание конических штампов в горную породу производится до получения нескольких скачков разрушения или до полного выбора деформации (предел измерения деформации составляет 750 мкм - один оборот барабана), в металле - до ? оборота барабана. Кнопками "стоп" выключают электродвигатели. Включается кнопка "разгрузка". Разгрузка производится до нулевой линии (электродвигатель выключается конечным микровыключателем автоматически). Разгрузку можно производить и вручную (быстрее), для чего штурвал вывести из зацепления в зубчатой муфте и вращением против часовой стрелки, следя за пером, доводят нагрузку до нуля.

При малой нагрузке вращение вести медленно, чтобы не пропустить щелчка микровыключателя, в противном случае будет поломка микровыключателя. После разгрузки установки штурвалом отвести столик прибора с образцом и включить кнопку электродвигателя "деформация", электродвигатель оставлять включенным до полной остановки барабана (барабан вращается в обратную сторону). При пропуске этой операции в следующем опыте деформация записываться не будет.

После опыта диаграммный бланк снимается с барабана.

Техника безопасности при работе на установке УМГП-3

1. К работе на установке УМГП-3 студенты допускаются только после проверки знаний по правилам работы на установке.

2. Установка УМГП-3 работает от электросети напряжением 380 в. Перед началом работы необходимо убедиться в надлежащем заземлении.

3. Изучение устройства установки вести только после отключения прибора от сети.

После окончания экспериментальных исследований студенты должны на диаграммном бланке записать дату испытания, материал образца (порода или металл) и построить ось нагрузки (ось ординат) и ось деформации (ось абсцисс). Начало координат находится путем совмещения линейки с линейным участком первой восходящей ветви графика нагрузка-деформация и проведения прямой, пересекающей нулевую линию. Из начала координат провести ось нагрузки. По резкому падению нагрузки при вдавливании конуса в породу выделить на графике "нагрузка - глубина вдавливания" первый, второй и третий скачки разрушения. Описать качественное отличие в разрушении металла и горной породы. Сделать выводы и рекомендации по выполненной работе.

Лабораторная работа № 3. Исследование влияния микротвердости и структуры кристаллитов и минералов, слагающих горную породу, на абразивные свойства породы

Цель работы - исследования степени влияния микротвердости размеров и формы составных элементов горной породы (минералов, кристаллитов, цементов, и т.п.) на абразивные свойства горных пород.

Задача работы состоит в определении микротвердости составных элементов горной породы,

определении ее абразивных свойств и определении взаимосвязи между параметрами микротвердости горной породы и ее абразивными свойствами.

В процессе выполнения работы студенты занимаются изучением методики определения микротвердости минералов на приборе ПМТ-3 и методики определения абразивности по методу Барона [5]. Затем производится подготовка проб в соответствии с требованиями вышеуказанных методов и сами лабораторные исследования. По результатам лабораторных данных строятся графики: $A = f\left(\frac{H_{м,\max}}{H_{м,\min}}\right)$ и $A = f\left(H_{м,\max}\right)$ [1, 6]. Дается анализ полученных лабораторных данных и их влияния на эффективность разрушения горных пород породоразрушающим инструментом (алмазным, твердосплавным и др.).

Содержание работы

Исходные материалы: шлифовальные образцы горных пород, вдавленные в кристаллы на предметном стекле и шлифовальные образцы в виде дисков (керна) высотой 25-40 мм. Количество образцов определяется руководителем. Лабораторная работа выполняется группой студентов в количестве 3-4 человек и рассчитывается на 4 часа: 2 часа - на изучение методик определения микротвердости и абразивности горных пород, знакомство с приборами и подготовку проб; 2 часа - на проведение исследований и обработку полученных результатов, написание отчета.

Выполнение настоящей лабораторной работы производится в следующем порядке.

1. Определение микротвердости составных элементов, слагающих породу (минералов, кристаллитов, цементов, зон ослаблений и т.п.)

Разрушение породы, например, при бурении или резке камня всегда сопровождается износом породоразрушающего инструмента и, в первую очередь, его вооружения. Горную породу можно рассматривать как агрегаты, состоящие из одного (мономинеральная горная порода) или нескольких (полиминеральная горная порода) минералов. От соотношения твердости минералов, входящих в горную породу, и материалов породоразрушающего инструмента будет зависеть интенсивность износа последнего. В связи с этим возникает необходимость определения микротвердости минералов и металлов. Определение микротвердости минералов и металлов производится на стандартном приборе ПМТ-3, созданном в 1949 году под руководством академика В. Л. Линника. Прибор предназначен для измерения твердости материалов вдавливанием пирамиды от 0,02 до 2Н [1, 2, 5]. Общий вид прибора показан на рис. 6.

Известно, что при вдавливании в хрупкие тела микронаконечников с большими углами заострения хрупкие тела не разрушаются, а при вдавливании образуются пластические отпечатки. Измеряя эти отпечатки и зная нагрузку, при которой проводилось вдавливание, определяют микротвердость.

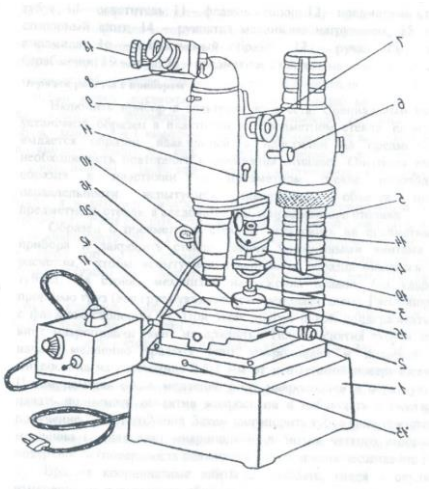


Рис. 6. Прибор ПМТ-3

Устройство прибора ПМТ-3

Общий вид прибора ПМТ-3 приведен на рис. 6. Прибор состоит из следующих основных узлов и деталей: 1 - станина; 2 - координатный винт; 3-стойка механизма нагружения; 4 - механизм нагружения; 5 - стойка; 6 - винт микроподачи; 7 - винт макроподачи; 8-окулярный микрометр, 9-тубус; 10 - осветитель; 11 - флажок-стопор; 12 - предметный столик, 13 -стопорный винт, 14 - рукоятка механизма нагружения, 15 - алмазная пирамида; 16 - испытуемый образец; 17 - ручка; 18 - отсчетный барабанчик; 19 - груз; 20 - предметное стекло.

Порядок работы с прибором

Включить прибор в электрическую сеть. Специальным устройством установить образец в пластилин на предметном стекле. Если студентам выдается образец, вдавленный в пластилин на предметном столе, необходимость повторного вдавливания отпадает. Операция вдавливания образца в пластилин на предметном стекле необходима для параллельности испытуемой

поверхности объекта поверхности предметного стекла, а следовательно, и предметного столика.

Образец с предметным стеклом установить на предметный столик прибора и закрепить стекло сверху прижимными винтами с таким расчетом, чтобы испытуемая поверхность образца оказалась под осью тубуса. На стойку механизма нагружения плавно, без удара, ввести прорезью груз (вес груза указывается преподавателем). Расстопорить тубус с флажком-стопором 11. При этом другой рукой поддерживать тубус за винт макроподачи (винт не вращать). После снятия тубуса со стопора начать медленно вращать винт макроподачи и подвести объектив микроскопа на расстояние 0,5-1 мм от испытуемой поверхности образца. Потом, вращая очень медленно винт макроподачи в обратную сторону, начать поднимать объектив микроскопа и наблюдать в окуляре тубуса получение "светлого" поля. Затем застопорить тубус флажком-стопором и, медленно вращая винт микроподачи, добиться четкого изображения на поверхности (поверхность появляется в поле зрения неожиданно резко).

Вращая координатные винты 2, выбрать, глядя в окуляр, место измерения на поверхности образца (если в поле зрения попали отпечатки, вращая координатные винты 2, вывести их из поля зрения). Вращая столик, плавно до упора перевести испытуемый образец под механизм нагружения. Плавным поворотом (в течение 5 с) рукоятки нагружения одним пальцем до упора против часовой стрелки опустить груз на испытуемую поверхность В течение 10 с держать пирамиду под заданной нагрузкой для получения отпечатка Обратным плавным движением разгрузить пирамиду (поднять груз). Убедившись, что пирамида поднята над поверхностью, можно плавно поворачивать столбик обратно на 180^0 до упора и тем самым перевести образец под объектив.

Измерение диагонали отпечатков

Измерение диагонали отпечатков производится окулярным микрометром АМ9-2 и мерной линейкой, встроенной в тубус, с применением креста нитей и двух рисок, также встроенных в тубус.

Перед измерением диагонали нужно расположить крест нитей так, чтобы он перемещался по одной из диагоналей отпечатка (рис. 7). Само измерение производится следующим образом: фиксируют положение креста нити в начале диагонали отпечатка и берут отсчет. Первая цифра отсчета - целое число делений на мерной линейке, вторая цифра отсчета - десятки делений на барабане окулярного микрометра, третья цифра - единицы делений на барабане окулярного микрометра. Например: на мерной линейке две риски находятся между цифрами 3 и 4, первая цифра отсчета будет 3; на барабане 60, вторая цифра - 6; единиц деления на барабане окулярного микрометра 7, третья цифра будет 7. Первый отсчет -367.

Затем перемещают крест нити по диагонали отпечатка и в конце диагонали фиксируют положение креста и берут второй отсчет. Например, второй отсчет 442. Величина перемещения креста нитей будет равна 442-367=75 (в делениях). Цена деления микрометра АМ9-2 при апертуре А=0,65 равна 0,3 мкм. Тогда измеренная длина диагонали отпечатка равна 75-0,3 =22,5 мкм.

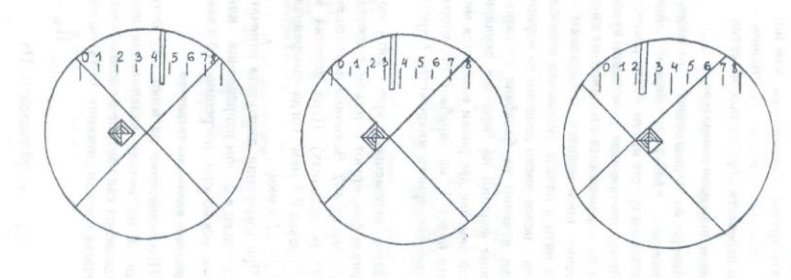


Рис. 7. Расположение креста нитей в тубусе прибора на отпечатке исследуемого элемента горной породы (*P* выражается в ньютонах, *d* в мкм).

При измерении диагонали отпечатка необходимо передвигать крест нитей только в одном направлении - или слева направо, или справа налево с целью исключения погрешностей в замерах из-за люфта винта.

Определение величины твердости

При испытании на микротвердость как при обычном испытании на твердость по методу вдавливания пирамиды величина микротвердости определяется как частное от деления нагрузки P на боковую поверхность F отпечатка в предположении, что углы отпечатка такие же, как у пирамиды

$$H_{м} = \frac{P}{F}\ , \qquad (1)$$

где $H_м$ - микротвердость, Па.

В свою очередь

$$F = \frac{d^2}{2\sin\frac{\alpha}{2}} \qquad (2)$$

где d - длина диагонали, мкм;

α - угол при вершине пирамиды Виккерса, равный 136°. В окончательном виде

$$H = \frac{1.854 \cdot 10^6 \cdot P}{d^2}\text{, МПа.} \qquad (3)$$

Для ускорения вычисления твердости приведены таблицы твердости 1, 2 и 3 для нагрузок 0,2; 0,5 и 1 Ньютон. При нагрузках в 10 раз больших или меньших эти таблицы

также применимы, соответственно число твердости необходимо уменьшить или увеличить в 10 раз.

2. Определение абразивности образцов горной породы методом Барона

Настоящие методики определения абразивности горных пород разработаны в институте горного дела им. А. А. Скочинского, Л. И. Бароном и А. В. Кузнецовым. Сущность ее заключается в истирании о поверхность образца горной породы торца вращающегося стержня из незакаленной стал и -серебрянки с последующим определением весового износа стержня во время опыта. За критерий абразивности принимается суммарная потеря в весе стержня за стандартное время опыта 10 минут. Опытное потирание стержня производится при осевой нагрузке 150 Н и скорости вращения 400 об/мин [5].

Испытания производятся на установке, выполненной на базе обычного сверлильного станка типа НС - 1 2 А.

Образец горной породы устанавливается в зажимном приспособлении таким образом, чтобы истираемая поверхность была перпендикулярна шпинделю станка. В патроне станка закрепляется эталонный стержень из инструментальной калиброванной стали-серебрянки У8А, диаметром 8 мм. Изготовление стержней производится на токарном станке, где пруток разрезается на части, длиной 70 мм. В одном из торцов каждого стержня высверливается центральное отверстие диаметром 4 мм и глубиной 12 мм.

Определение абразивности породы производят "Сверлением" образца породы эталонным стержнем, предварительно взвешенным на аналитических весах с точностью до 0,1 мг. Исследования производят по схеме парных опытов: сначала "сверление" осуществляется в течение 10 мин одним концом стержня, затем в течение 10 мин – другим.

После опыта стержень очищается и снова взвешивается на аналитических весах с точностью до 0,1 мг.

Коэффициент абразивности породы вычисляется на основании результатов исследований по формуле

$$A = \frac{\sum q_i}{2n_n}, \qquad (4)$$

где A - коэффициент абразивности, мг,

q_i - потеря массы эталонного стержня за каждый парный опыт, мг;

n_n - число парных опытов.

На каждом образце горной породы проводится 3-5 парных опытов, а в целом по пробе необходимо провести 9-15 таких опытов

Необходимое число единичных опытов определяется с учетом коэффициента вариации, зависящего от структуры горных пород, на основании величины отношения

$$a = \frac{K_{доп}}{K_{вар}} \qquad (5)$$

где $K_{доп}$ - допускаемое отклонение точности определения коэффициента абразивности;

$K_{вар}$ - коэффициент вариации, принимаемый согласно табл. 4

Согласно абсолютной величины a необходимо определить минимальное число единичных опытов, руководствуясь табл. 5.

Таблица 1

Определение чисел твердости в МПа при испытании алмазной квадратной пирамидой с двухгранным углом при вершине 136° для нагрузки *P*, равной 0,2 Н

Диагональ от отпечатка, мкм	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	-	-	-	-	-	14840	10300	7560	5800	4580
10	3700	3060	2580	2200	1892	3648	1448	1284	1141	126
20	928	841	766	701	644	594	548	508	473	442
30	412	386	362	340	320	302	286	270	256	244
40	232	220	210	200	191,6	183,2	175,2	168,0	161	154,4
50	148,4	142,6	137,2	132	127,2	122,6	118,2	114,2	110,2	106,6
60	103,0	99,8	95,6	93,4	90,6	87,8	85,2	82,6	80,2	78,0
70	75,6	73,6	71,6	69,6	67,8	66,0	64,2	62,6	61,0	59,4
80	58,0	566	55,2	53,8	52,6	51,4	50,2	49,0	48,0	46,8
90	45,8	44,8	43,8	42,8	42,0	41,0	40,2	39,4	38,6	37,8
100	37,0	38,4	35,6	35,0	34,2	33,6	33,0	32,4	318	31,2
110	30,6	30,2	29,6	29,0	28,6	28,0	27,6	27,0	26,6	26,2
120	25,8	254	35,0	24,6	24,2	23,8	23,4	23,0	22,6	22,2
130	22,0	21,6	21,2	21,0	20,6	20,4	20,0	19,76	19,48	19,2
140	18,92	8,66	18,4	18,14	17,88	17,64	17,40	17,16	16,94	16,7
150	16,48	6,26	16,06	15,84	15,64	15,44	15,24	15,05	14,86	14,68
160	14,48	14,30	14,14	13,96	13,80	13,2	13,46	13,30	13,41	12,98

Таблица 2

Определение чисел твердости в МПа при испытании алмазной квадратной пирамидой с двухгранным углом при вершине 136° для нагрузки *P*, равной 0,5 Н

Диагональ отпечатка, *d*, мкм	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	-	-	-	-	-	14840	25750	18900	14500	11540
10	9250	7650	6450	5500	4730	4120	3620	3210	2860	2570
20	2320	2100	1920	1750	1610	1480	1370	1270	1180	1105
30	1030	965	905	850	800	755	715	67,5	640	610
40	580	550	525	500	479	458	438	420	402,5	38,6
50	371	356	343	330	318	306,5	295,5	285,5	275,5	266,5
60	257,5	249	239	233,5	226,5	219,5	213	2065	200,5	195,0
70	189,0	184,0	179,0	174,0	169,5	165,0	160,5	56,5	152,5	148,5
80	145,0	141,5	138,0	134,5	131,5	128,5	125,5	122,5	120,0	117,0
90	114,5	112,0	109,5	107,0	105,0	102,5	100,5	985	96,5	94,5
100	92,5	91,0	89,0	87,5	85,5	84,0	82,5	81,0	79,5	78,0
МО	76,5	75,5	74,0	72,5	71,5	70,0	69,0	67,5	66,5	65,5
120	64,5	63,5	62,5	61,5	60,5	59,5	58,5	57,5	56,5	55,5
130	55,0	54,0	53,0	52,5	51,5	51,0	50,0	49,4	48,7	48,0
140	47,3	46,6	46,0	45,3	44,7	44,1	43,5	42,9	42,4	41,8
150	41,2	40,7	40,2	39,5	39,1	38.6	38,1	37,6	37,2	36,2
160	36,2	35,8	35,4	34,9	34,5	34,1	33,7	33,2	32,8	32,5

Таблица 3

Определение чисел твердости в МПа при испытании алмазной квадратной пирамидой с двухгранным углом при вершине 136° для нагрузки *P*, равной 1 Н

Диагональ отпечатка, *d*, мкм	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	18500	15300	12900	11000	9460	8240	7240	6420	5720	5140
10	4640	4200	3830	3500	3220	2970	2740	2540	2360	2210
20	2060	1930	1810	1700	1600	1510	1430	1350	1280	1220
30	1160	1100	1050	1000	958	916	976	840	805	772
40	742	713	686	660	636	613	591	671	551	533
50	515	498	478	467	453	439	426	413	401	390
60	378	368	358	348	339	330	321	313	305	297
70	290	283	276	269	263	257	251	245	240	234
80-	229	224	219	214	210	205	201	197	193	189
90	185	182	178	175	171	168	165	162	159	156
100	153	151	148	145	143	140	138	135	133	130
110	129	127	125	123	121	119	117	115	113	111
120	110	108	106	105	103	102	100	988	974	960
130	946	933	920	907	894	882	870	858	847	935
140	824	813	803	792	782	772	762	752	743	734
150	724	715	707	698	690	681	673	665	657	649
160	642	634	627	620	673	606	599	592	585	579

Таблица 4

Определение коэффициента вариации $\kappa_{вар}$

Структура пород	Размер зерен, мм	$\kappa_{вар}$, %
Крупнозернистая	5	30
Среднезернистая	3-5	22
Мелкозернистая	0.3-0.2	19
Тонкозернистая с включениями	0.2	34

Таблица 5

Определение минимального числа единичных опытов

a	2,0	0,98	0,69	0,57	0,49	0,48
n	1	4	8	12	16	20

Запись результатов измерений и вычислений производится в таблице 6.

Таблица 6

Определение абразивности горных пород

№	Порода		Номер образца опыта	Масса стержня. $G_{1,2}$, мг		Потеря массы, мг	Абразивность. А, мг				Примечание
	шифр	название		до опыта	после опыта		по опыту	по образцу	среднее по пробе	коэф. вариац, %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12

3. Построение графиков и выводы результатов работы

Построение графиков по результатам измерений и вычислений настоящей лабораторной работы. Количественный и качественный анализ зависимостей $A = f\left(\frac{H_{м,\max}}{H_{м,\min}}\right)$ и $A = f\left(H_{м,\max}\right)$ а также степени зернистости (крупно-, средне-, мелко-, микрозернистости) исследуемых образцов горных пород.

Обосновать практическое значение полученных результатов лабораторных исследований и дать практические рекомендации.

2. ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ СТАТИЧЕСКИХ И ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗКАХ

Лабораторная работа № 1. Определение предела прочности горных пород при одноосном сжатии

Целью данной работы является определение предела прочности горных пород путем разрушения образцов правильной формы.

Задачей работы является освоение студентами методики определения предела прочности горных пород при одноосном статическом нагружении и изучение взаимосвязи указанного параметра с известными характеристиками крепости горных пород.

Величина критических сжимающих напряжений, при которых происходит разрушение породы, называется пределом прочности на сжатие Показатель сопротивления пород одноосному сжатию $\sigma_{сж}$ является наиболее распространенной оценкой прочностных свойств пород и определяется как частное от деления максимальной разрушающей силы Ртах, полученной при одноосном раздавливании образца горной породы, на начальную площадь поперечного сечения образца S:

$$\sigma_{сж} = \frac{P_{\max}}{S} \qquad (1)$$

Это условное разрушающее напряжение называют также прочностью при одновременном сжатии. Однако этот показатель может рассматриваться только как некоторая относительная характеристика, которая может быть использована для сравнения крепости различных пород. Показатель прочности горных пород зависит от ряда факторов, связанных с природным несовершенством строения и структурными особенностями горных пород, таких как:

- неоднородность петрографического состава,
- слоистость;
- наличие микротрещин.

Вместе с тем, прочность образцов в значительной степени зависит от условий и техники проведения испытаний:

- формы и размеров образца;
- соотношения между размерами образцов;
- скорости приложения нагрузки и др.

С учетом перечисленных факторов прочность горных пород на одноосное сжатие определяется по следующей методике [5, 6].

Рекомендуется использовать образцы цилиндрической формы с диаметром d=42 мм и отношением высоты к диаметру 1/d = 1. Отклонения этих величин для диаметра и высоты допускаются в пределах от 40 до 45 мм и до 5 % для отношения высоты к диаметру. Цилиндрические образцы получаются при разрезании кернов на части, причем торцевые поверхности должны быть строго параллельны друг другу и перпендикулярны к образующей цилиндра Отклонение от параллельности образцов по диаметру основания образца и отклонение от перпендикулярности торцов к образующей цилиндра должно быть не более 0,05 мм.

Подготовленный образец помещают между плитами пресса и доводят до разрушения. Значение максимальной нагрузки разрушения фиксируется, а прочность при сжатии определяется по формуле (1). В том случае, если образец имеет отношение высоты к диаметру отличное от 1, необходимо произвести пересчет по формуле:

$$\sigma_N = \frac{9\sigma_{сж}}{7 + 2\frac{d}{1}} \qquad (2)$$

где σ_N - прочность на сжатие, определенная на образце с иным соотношением $\frac{d}{1}$.

Как уже отмечалось выше, полученное значение прочности может быть использовано для сравнения крепости различных пород. Термин "крепость" применим как для характеристики горных пород в отношении сопротивления их разрушению при добывании, так и в отношении их устойчивости с точки зрения сохранности горных выработок. Он пригоден для характеристики любых видов разрушения и поэтому можно рассматривать крепость как сопротивление разрушению вообще. Мерой крепости горных пород является коэффициент крепости f, предложенный профессором Протодьяконовым М. М. (см. табл. 9 Приложения)

Определять коэффициент крепости породы проф. Протодьяконов предложил по величине предела прочности пород на одноосное сжатие

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{100 \cdot 10^5} \qquad (3)$$

где $\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на основе сжатия, Па.

Коэффициент крепости проф. Протодьяконова М. М. является величиной безразмерной и может иметь максимальное значение, равное 20. В процессе выполнения лабораторной работы студенты знакомятся с методикой оценки прочностных свойств горных пород, в частности, $\sigma_{сж}$, при статическом нагружении образцов на прессе и требованиями к подготовке исследуемых образцов После проведения исследований образцов горных пород на прессе рассчитываются значения предела прочности горных пород при одноосном сжатии - $\sigma_{сж}$, а результаты работы оформляются в виде таблицы В заключении даются анализ

полученных результатов исследований и практические рекомендации по их применению.

Содержание работы

Исследуемые виды горных работ выбираются, преимущественно, с различными прочностными свойствами. Количество образцов пород определяется руководителем и составляет 3-5 штук

Образцы горных пород, предназначенные для исследования студентами, могут быть приготовлены заранее.

Необходимым оборудованием и измерительными приборами для проведения исследований являются:

- пресс любой, например, марки П-50;
- камнерезный и шлифовальный станки,
- штангенциркуль;
- микрокалькулятор.

Лабораторная работа выполняется группой студентов в количестве 2-3 человека и рассчитана на 2 часа без подготовки образцов.

Выполнение настоящей работы производится в следующем порядке:

- подготавливают к работе пресс;
- измеряют площадь поперечного сечения образца и устанавливают его на нижнюю плиту;
- опускают верхнюю плиту до касания ею верхнего торца образца;
- включают двигатель маслонасоса,
- поворачивая ручку управления по часовой стрелке, осуществляют подачу масла в гидроцилиндр пресса;
- после разрушения образца сбрасывают давление масла и выключают двигатель;
- определяют по шкале нагрузок разрушающее усилие Рт» и рассчитывают по следующей формуле предел прочности породы одноосному сжатию:

$$\sigma_{сж} = \frac{4P_{\max}}{\pi d^2} \quad (4)$$

где d - диаметр образца.

При необходимости используется формула (2) эксперимента заносятся в таблицу.

Таблица

Результаты эксперимента

Номер образца	Испытуемая порода	S,м^2	$P_{\max}$, Н	$\sigma_{сж}$, Па	f

Обработка и анализ результатов исследований

По формуле (3) определяют коэффициент крепости породы по проф. Протодьяконову М. М. Затем дается руководителем задание рассчитать прочность породы на одноосное сжатие, если известен коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова (например, при f = 2, 5, 10, 15, 18) и определить коэффициент крепости f по данной шкале, если известны прочности пород на одноосное сжатие (полученные при проведении настоящих исследований или заданные руководителем произвольно). Дать практические выводы по результатам исследований прочностных свойств горных пород при статическом одноосном их нагружении.

Лабораторная работа № 2. Исследование процесса разрушения горных пород при воздействии динамических нагрузок

Целью работы является исследование энергозатрат при динамическом нагружении горных пород.

Задача работы состоит в изучении процесса динамического вдавливания в горную породу на копровой установке со свободно падающим ударником с породоразрушающим элементом. При этом исследуются

зависимости удельной объемной работы разрушения, глубины лунки h, объема разрушенной породы $V_л$ от кинетической энергии удара Т. Такие зависимости представляют большой практический интерес при любых технологических процессах, сопровождающихся разрушением горных пород при динамическом воздействии на них породоразрушающих элементов [3, 7].

Так, например, при бурении скважин имеют место исключительно динамические процессы. Поэтому с точки зрения бурения скважин представляет интерес динамическое приложение нагрузки со стороны элементов породоразрушающего инструмента к горной породе. При экспериментальном изучении динамического деформирования и разрушения пород используются принципы приближенного моделирования, которые реализуются на специальных установках [2].

В процессе выполнения работы студенты знакомятся с устройством копровой установки, на которой производится динамическое вдавливание в породу породоразрушающего элемента, и проводят серию исследований по установленной руководителем программе. Результатами работы являются произведенные студентами расчеты удельной объемной работы разрушения $A_у$, построенные графики зависимостей $A_y = f(T)$ и $V_л = f(T)$, а также практические рекомендации по кинетике разрушения горных пород в различных производственных процессах: в бурении, обработке камня, измельчении и диспергации горных пород.

Содержание работы

Исходными материалами для исследований являются образцы горных пород в форме цилиндров высотой 30-50 мм и диаметром 40-60 мм Количество испытуемых образцов горных пород определяется руководителем. Лабораторная работа выполняется группой (бригадой) по 3-4 человека в течение 2-х часов.

Опыты проводятся на вертикальном копре (рис. 1). Копер состоит из основания 6, направляющих 7, стойки 8, масштабной линейки 5, ударника 2, сменных грузов 1, плиты для крепления образцов горной породы 9, штанги 4. В штанге прессовой посадкой крепится цилиндрический штамп с плоским основанием.

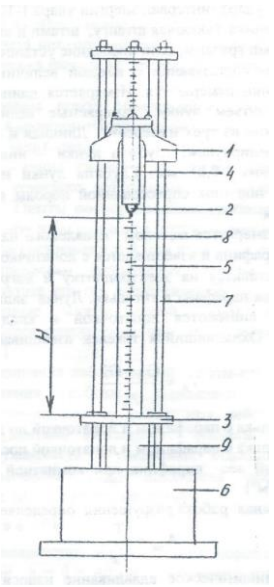


Рис. 1. Копровая установка со свободнопадающим ударником с породоразрушающим наконечником

Выполнение лабораторной работы и обработка результатов исследований проводятся в следующем порядке.

Исследуемый образец устанавливают на основании копра. Крепят плиту, завинчивая гайки "от руки". Гайки устанавливаются как над плитой, так и под плитой. Последние предохраняют штамп от разрушения в случае раскалывания образца. По заданной преподавателем

энергии удара определяется высота сбрасывания ударника по формуле:

$$H = \frac{T}{G} \qquad (1)$$

где H - высота сбрасывания;

T - энергия удара (интервал энергии удара 1-10 Дж);

G - вес ударника (включая штангу, штамп и шпильки со сменными грузами, если последние установлены).

Проводится три сбрасывания с каждой величиной энергии удара. Образовавшиеся лунки измеряются. Измеряется длинная и короткая ось лунки, глубина и объем лунки. Замеряемые величины берутся как среднеарифметические из трех измерений. Длинная и короткая оси лунки измеряются штангенциркулем, глубина лунки - индикатором часового типа с ценой деления 0,01 мм. Глубина лунки измеряется в самой глубокой части, но порошок спрессованной породы под штампом (ядро сжатия) не удаляется.

Объем лунки измеряется методом "плавленого парафина". В тигелек кладется кусочек парафина и взвешивается с лопаточкой на аналитических весах, после чего ставится на электроплитку и нагревается до 70° С - момент расплавления парафина в тигельке. Лунка заливается парафином. Избытки парафина снимаются лопаточкой и кладутся в тигелек с лопаточкой вместе. Охладившийся тигелек взвешивается. Объем лунки определяется так

$$V_{л} = \frac{G1 - G2}{\gamma_{п}} \qquad (2)$$

где $G1$ - вес тигелька с парафином и лопаточкой до заливки;

$G2$ - вес тигелька с парафином и лопаточкой после заливки;

$\gamma_п$ - удельный вес парафина при комнатной температуре (9200 Н/м^3) Удельная объемная работа разрушения определяется по формуле

$$A_{уд} = \frac{T}{V_л} \qquad (3)$$

Последующее динамическое вдавливание наносится на расстоянии двух диаметров лунки от предыдущего. Значение $A_{уд}$ для одной точки графика определится как среднеарифметическое из 3-х измерений.

По полученным данным построить графики зависимости $A_{уд} = f(T)$ и $V_л = f(T)$. Сделать выводы и практические рекомендации.

Техника безопасности при работе на копре

Сбрасывать груз только после того, как убедитесь, что руки товарищей убраны с поражающей штампом поверхности горной породы.

Лабораторная работа № 3. Определение дробимости и горных пород

Целью работы является определение характеристик разрушаемости горных пород под действием динамических нагрузок

Задачей работы является освоение студентами методики проведения исследований и расчета показателей разрушаемости и дробимости горных пород при динамических нагрузках, производимых на вертикальном копре при сбрасывании.

Дробимость горных пород определяется энергетической оценкой разрушения породы в сложном напряженном состоянии.

Это сложное напряженное состояние характеризуется тем, что деформации и напряжения сжатия трансформируются, превращаясь в трудноопределимый

комплекс деформаций и напряжений, вызывающих разрушение породы. Опыты по определению дробимости проводятся на породных образцах, при этом считается, что возникающее в этих образцах сложное напряженное состояние в той или иной мере приближает опыты к технологическим процессам разрушения породы на производстве Получаемые в результате опытов энергетические характеристики разных пород, сопоставленные между собой, дают представление об энергоемкости процесса разрушения при выполнении технологических горных работ [3, 5, 7].

В процессе выполнения лабораторной работы студенты знакомятся с методикой проведения работы, выполняют экспериментальные исследования разрушения горных пород при действии динамических нагрузок. Затем студентами выполняются расчеты и дается анализ характеристик разрушаемости исследуемых образцов горных пород: показателя разрушаемости V_{max}показателя дробимости $tg\alpha$ и коэффициента вариации их средних значений.

Содержание работы

Для испытания используют образцы горных пород правильной формы, диаметром и высотой h = d = 40 см. Допускается отклонение размеров ± 2мм. Количество образцов устанавливается руководителем. Разрушение образцов производят на обычном вертикальном копре - грузом массой 16 кг. Разрушенный материал подвергается ситовому анализу на ситах с диаметром отверстий 7,0; 3,0; 0,25 мм. Лабораторная работа выполняется группой студентов в количестве 2-3 человека.

Проведение эксперимента производится в следующем порядке.

Образцы породы взвешивают, затем разрушают грузом массой 16 кг, падающим с высоты 0,5 м.

Разрушенный материал подвергают ситовому анализу. По результатам ситового анализа определяют итоговые показатели. Основным показателем является суммарный выход фракций, крупностью (-7мм), выраженный в кубических сантиметрах.

Дополнительным показателем, характеризующим качество дробления, является $tg\alpha$, вычисленный по известной формуле:

$$tg\alpha = \frac{tgV_{\max} - \lg V_{\min}}{\lg d_{\max} - \lg d_{\min}} \quad (1)$$

где $V_{\max}$ и $V_{\min}$ - объемы фракций, см^3, прошедшие через сига с диаметром отверстий $d_{\max}$ = 7 мм и $d_{\min}$ = 0,25мм.

Показатели дробимости и разрушаемости горных пород определяют в соответствии с данными, приведенными в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Показатели разрушаемости горных пород

Класс	Характеристика	$V_{\max}$, см^3
I	В высшей степени трудно разрушаемые породы	менее 1,8
II	Весьма трудно разрушаемые	1,8÷2,7
III	Трудно разрушаемые	2,7÷4,0
IV	Породы средней разрушаемости	4,0÷6,0
V	Легко разрушаемые	6,0÷9,0
VI	Очень легко разрушаемые	свыше 9,0

Таблица 2

Показатели дробимости горных пород

Класс	Характеристика	tgα
I	Весьма трудно дробимые	менее 1,8
II	Трудно дробимые	0,9-0,7
III	Средней дробимости	0,7-0,5
IV	Легко дробимые 0,7×0,5	

Экспериментальные данные и результаты расчетов заносят в таблицу 3.

Таблица 3

Экспериментальные данные и расчеты

№ п/п	Порода	Плотность, г/см^3			Размеры образца			tgα	Классификация породы
		h, см	d, см	V, см^3	-7 мм	-3 мм	-0,25 мм		

Конечным результатом работы являются средние значения tgα и V_{max} коэффициенты вариации их средних значений и анализ полученных результатов исследований.

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ДИСПЕРСНЫХ СРЕД

Лабораторная работа № 1. Исследование закономерностей изменения удельной поверхности порошков при диспергировании горных пород

Цель работы исследование кинетики измельчения твердых материалов во времени в зависимости от их физико-механических свойств (прочностных, деформационных, наличия дефектов в структуре, крупности исходного и конечного продукта и прочее).

Задача работы сводится к определению закономерностей изменения удельной поверхности различных сыпучих и твердых материалов (горные породы, цемент, различные композиционные материалы, например, ферритовые порошки и др.) в зависимости от продолжительности их диспергирования в измельчительной машине и от физико-механических свойств твердых материалов. В процессе выполнения данной лабораторной работы студент должен освоить методику определения удельной поверхности сыпучих материалов методом

воздухопроницаемости и получить практические навыки работы на приборе ПСХ-4, широко применяемом на производстве [1, 8].

Выполнение настоящей лабораторной работы включает в себя подготовку проб для определения удельной поверхности сыпучих твердых материалов путем их диспергирования в различных трех-пяти временных режимах различных материалов трех-четырех видов на центробежной мельнице МКЦ-3. Затем проводится определение удельной поверхности выбранных для исследования проб из приготовленных порошков твердых материалов. По результатам измерений лабораторной работы строятся графики $S_{уд} = f(t)$ и $S_{уд} = f(\sigma)$ (где $S_{уд}$ - удельная поверхность, м^2/г; t - время измельчения, с; σ - прочность твердых материалов, Па). Дается качественная и количественная оценка кинетики измельчения твердых материалов в зависимости от их физико-механических свойств.

Содержание работы

Исходные материалы: цементы различных марок, горные породы, шлаки, композиционные материалы и др. крупностью не более 5 мм. Лабораторная работа выполняется группой (бригадой) по 3-4 человека и рассчитана на 4 часа: 2 часа на изучение методики исследования и подготовку проб (в количестве 6-8 штук) и 2 часа - на работу на приборе ПСХ-4 по определению удельной поверхности порошковых проб, обработку результатов исследований и написание отчета. При выполнении работы студенты обеспечиваются следующими приборами и оборудованием:

1. Мельница для сверхтонкого сухого измельчения твердых материалов (типа каскадной центробежной мельницы МКЦ-3).

2. Прибор для определения удельной поверхности порошков ПСХ-4 (в комплекте с лабораторным гидравлическим прессом до 1,5 МПа).
3. Лабораторные весы.
4. Секундомер.

Перед началом работы руководитель формулирует задание и выдает каждой группе (бригаде) студентов различные виды твердых материалов для проведения выше указанных исследований и решает вопрос о количестве исследуемых проб. После приготовления проб в центробежной мельнице МКЦ-3 студенты знакомятся с устройством и методикой проведения измерений на приборе ПСХ-4.

Назначение прибора

Прибор ПСХ-4 предназначен для определения дисперсности порошкообразных материалов по величине удельной поверхности, которая связана со средним размером частиц соотношением:

$$d_{ср} = \frac{60000}{S_{уд}} \qquad (1)$$

где $S_{уд}$ - удельная поверхность, см^2/г;

$d_{ср}$ - средний размер частиц в микронах;

γ - удельный вес, г/см^3.

Принцип действия прибора основан на соотношении Козени-Кармана, устанавливающем зависимость между дисперсностью частиц, пористостью слоя и его проницаемостью.

Устройство прибора

Схема прибора ПСХ-4 показана на рис 1. Прибор состоит из кюветы 1, соединительных трубок 2 и 3, верхнего резервуара 4, манометра жидкостного (с контрольными рисками 1,2 и 3, 4, 0), нижнего резервуара 6,

крана 7 и резиновой груши 8 с обратным клапаном. Стеклянная часть ПСХ-4 смонтирована на панели, прикрепленной к внутренней стенке прибора.

Кювета 1 предназначена для укладки в ней слоя испытуемого порошка. Она представляет собой (рис. 2) металлическую камеру 1, перегороженную на некоторой высоте диском с высверленными в нем отверстиями. Часть камеры, ограниченная диском и дном кюветы, с помощью штуцера и гибкой резиновой трубки присоединена к жидкостному манометру. На внешней поверхности кюветы нанесена миллиметровая шкала 2. Плунжер 3 (рис. 2), посредством которого производится уплотнение слоя материала в кювете, выполнен в виде цилиндра с упорным диском. В теле плунжера просверлен канал и отверстия 4 для прохождения воздуха Цилиндр подогнан к кювете с просветом 0,15 мм. К вырезу упорного диска прикреплена планка с нониусом, которая со шкалой 2 на внешней поверхности кюветы позволяет измерить толщину слоя испытуемого материала.

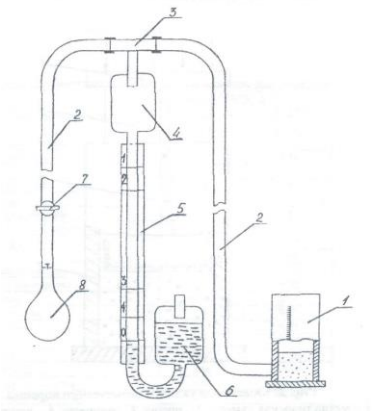


Рис. 1. Общая схема прибора ПСХ-4:

1 - кювета, 2, 3 - соединительные трубки; 4 - верхний резервуар; 5 - манометр жидкостный; 6 - нижний резервуар; 7 - кран; 8 - резиновая груша с обратным клапаном.

В устройстве прибора ПСХ-1 резиновая груша с клапанами служит для создания разрежения под слоем испытываемого материала. Манометр 5 предназначен для определения давления под слоем испытуемого материала и в сочетании с секундомером используется для определения воздухопроницаемости слоя испытуемого материала. Прибор снабжен стеклянным одноколейным манометром длиной около 300 мм, заполненным подкрашенной водой.

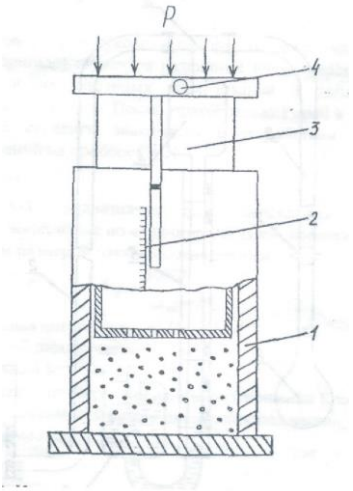


Рис. 2. Кювета для укладки испытуемого порошка:

1 - металлическая камера; 2 - шкала; 3 - плунжер, 4 - отверстие для прохождения воздуха.

В комплект прибора входят гидравлический пресс, секундомер, аптекарские весы и разновесы.

Проведение анализа

Для определения величины удельной поверхности необходимо:

1. Высушить материал до воздушносухого состояния в течение 2-х часов при температуре 105-110 ° (известь-кипелку и цемент высушивать не следует).

2. Для определения удельной поверхности необходимо рассчитать вес пробы в граммах по формуле Q=3,33 γ, где γ - удельный вес в г/см^3. В табл.1 приведен вес пробы для некоторых материалов.

Таблица 1

Перечень материалов и величины навесок для определения удельной поверхности на приборе ПСХ-4

№	Наименование материала	Удельный вес материала	Навеска материала
1.	Известь-пушенка	2,20	7,32
2.	Пегматит	2,38	7,86
3.	Пемза	2,40	7,99
4.	Белая сажа	2,45	8,16
5.	Песок	2,65	8,83
6	Кирпичный бой	2,66	8,86
7.	Стекольная шихта	2,70	9,00
8.	Ферросилицит	2,70	9,00
9.	Опока	2.73	9,09
10.	Асбестовая галька	2,79	9,32
11.	Известь - кипелка	2,80	9,32
12.	Шлак	2,80	9,32
13.	Известняк	2,80	9,32
14.	Доломит	2,90	9,73
15.	Цемент	3,00	10,00
16.	Зола	3,00	10,00
17.	Клинкер	3,00	10,00
18.	Очажные остатки	3,00	10,00
19	Силикатная глыба	3,00	10,00
20.	Карборунд	3,20	10,66
21.	Корунд искусственный	3,96	13,20
22.	Двуокись титана	4,00	13,32
23.	Титановый концентрат	4,30	14,30
24.	Гематит	5,10	17,00
25.	Хром. Руда	3,95	13,15
26.	Окалина		17,50

Пробу охладить до комнатной температуры и взвесить с точностью до 0,01 г. В тех случаях, когда

определению подлежит смесь материалов, приведенных в табл. 1, величина навески вычисляется по формуле:

$$Q = 3{,}33(A/\gamma_1 + B/\gamma_2 + C/\gamma_3)^{-1} \qquad (2)$$

где A, B, C - выраженное в весовых долях содержание компонентов в смеси, г;

$\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ соответственно их удельный вес, г/см^1.

3. Удельный вес порошка определяют следующим образом. Мерную колбу с 2гмя метками заполняют дистиллированной водой до нижней метки при температуре 20° С. От высушенной навески 60 г, взятой с точностью ± 0,01 г, порошок небольшими порциями засыпают в мерную колбу (волюмометр) до тех пор, пока уровень жидкости не достигнет второй метки при сохранении температуры 20° С. Остаток навески Q_0 взвешивают и по разности находят вес порошка в колбе $Q_k = 60 - Q_0$,

Удельный вес γ рассчитывают по формуле:

$$\gamma = \frac{Q_k}{V}, \text{ г/см}^3 \qquad (3)$$

где V - объем жидкости в колбе между метками, см^3; Q_k - вес порошка в колбе, г.

4. Навеску порошка $Q = 3{,}33\gamma$, взятую с точностью до 0,0] г, помещают в кювету прибора, в которую предварительно вложен кружок фильтровальной бумаги.

5. Легким постукиванием разравнивают слой, накрывают порошок сверху вторым кружком фильтровальной бумаги и уплотняют плунжером с помощью пресса при давлении Р=100 кг/см^2. Давление по манометру рассчитывается по формуле

$$P = \frac{100 D_1^2}{D_2^2},$$

где D_1 -диаметр плунжера, D_2 - диаметр поршня пресса.

6. С помощью нониуса и шкалы измеряют высоту слоя материала Н, вычитая из нее толщину двух кружков фильтровальной бумаги, равную 0,02 мм.

7. Удаляют плунжер из кюветы, открывают кран и посредством груши создают разрежение под слоем порошка. Разрежение должно быть таким, чтобы жидкость в манометре поднялась до уровня верхней колбочки.

8. Закрывают кран и измеряют по секундомеру время Т прохождения мениска жидкости в манометре между рисками 1-2 или 3-4. Время Т берется среднее из 3-х определений.

9. Фиксируют температуру воздуха на градуснике t°, установленном на приборе.

10. По измеренной температуре воздуха t° и высоте слоя порошка в кювете h находят в табл. 2 значение параметра М.

Вычисления

Для расчета величины удельной поверхности следует:

1. По измеренным значениям высоты слоя *h* и температуре воздуха *t*° найти в табл. 2 величину параметра М.

2. Произвести вычисление удельной поверхности по формуле:

$$S_{уд} = K \frac{M\sqrt{T}}{P} \qquad (4)$$

где $S_{уд}$ - удельная поверхность порошка, см^2/г;

K - постоянная прибора для той пары рисок, между которыми наблюдалось падение столба жидкости за время *T* (значение *K* содержится в паспорте прибора);

P - величина навески, г.

Проверка исправности прибора

1. Количество жидкости в манометре должно быть таким, чтобы ее уровень приходился против нижней риски Уровень жидкости проверяется при пустой и открытой кювете.

2. Прибор должен быть герметичен. Для проверки герметичности кювета плотно закрывается пробкой.

В приборе, как описано выше, создается разрежение и наблюдается положение уровня жидкости в манометре. Если прибор герметичен, этот уровень не опускается.

3. Опустить плунжер в кювету, в которую положено два слоя фильтровальной бумаги, и проверить совпадение нулевых делений нониуса и шкалы. Если имеется какое-либо несоответствие (нулевые деления не совпадают), то его следует учитывать при измерении высоты слоя испытуемого материала

Проверка и определение постоянной прибора *к:*

Для проверки и определения постоянной прибора *к* может применяться порошок с известной величиной удельной поверхности. С этим порошком производится такой же опыт, как и при определении удельной поверхности, и постоянная *к* вычисляется по формуле:

$$к = \frac{S_{уд} Q}{\sqrt{TM}} \qquad (5)$$

где $S_{уд}$ - известная величина удельной поверхности, см^2/г; *Q, M, T* - определяются из опыта.

Величина *к* зависит от объекта системы, поэтому изменять длину резиновой трубки или заменять ее трубкой другого сечения также, как и заменять другие детали

прибора, запрещается. После каждого ремонта прибора следует проверять постоянную *к*.

Определение удельной поверхности грубодисперсных порошков

Для определения удельной поверхности грубодисперсных порошков (с удельной поверхностью менее 1500 $см^2/г$) следует брать навеску, численно равную удесятеренному удельному весу (см. табл. 1) и измерять время падения столба манометра между рисками 3 и 4.

Величина М в этом случае определяется по табл. 2 (приложение 2) для одной трети измеренной высоты слоя, а расчет удельной поверхности производится по формуле:

$$S_{уд} = 1{,}73k\frac{M\sqrt{T}}{Q} \qquad (6)$$

При окончании эксперимента студенты строят график, характеризующий процесс кинетики тонкого и сверхтонкого диспергирования твердых материалов. Анализируются результаты исследований и даются рекомендации по режимам измельчения твердых риалов, в зависимости от их физико-механических свойств и тонкости помола.

Лабораторная работа № 2. Исследование влияния среды на процесс разрушения и диспергирования горных пород

Цель работы - исследование влияния изменения удельной поверхностной энергии на энергозатраты при разрушении и диспергации горных пород.

Задача работы сводится к определению энергозатрат при взаимодействии ПАВ с горной породой на ее разрушение и диспергирование.

При этом студенты должны изучить теоретические основы настоящей лабораторной работы (приложение 3),

исследовать процесс снижения прочностных свойств горных пород при взаимодействии их с ПАВ, подобрать виды ПАВ, наиболее эффективно снижающие удельную поверхностную энергию пород, и сделать практические выводы- По данным лабораторных исследований необходимо построить график

$$l_{уд} = f(c),$$

где $l_{уд}$ - удельные энергозатраты на измельчение горной породы, (Вт·ч)/м^2;

c - содержание ПАВ в пробе при сухом измельчении. Конечным итогом исследований является подбор типа ПАВ и разработка рецептуры его использования для наиболее эффективного снижения энергозатрат при разрушении и диспергации исследуемых горных пород.

Содержание работы

Объектом исследования являются:

- различные горные породы;
- цементы;
- шлаки;
- композиционные материалы и др.

Лабораторная работа выполняется группой (бригадой) по 3-4 человека в течение 4-х часов. Из них: 2 часа на подготовку проб для исследования, выбор ПАВ, изучение теоретических основ и методики проведения исследований (приложение 3). При выполнении работы студенты обеспечиваются следующими приборами и оборудованием:

1. Мельница для сверхтонкого сухого измельчения твердых материалов (тип каскадной центробежной мельницы МКЦ-3).
2. Прибор для измерения активной мощности на лабораторной измельчительной установке типа электроизмерительного комплекта К-540.
3. Лабораторные весы.

4. Секундомер.

5. Прибор для определения удельной поверхности порошков ПСХ-4 (в комплекте с лабораторным гидравлическим прессом до 1,2 МПа).

Перед началом работы руководитель формулирует задание и выдает каждой группе (бригаде) студентов различные виды твердых материалов для проведения вышеуказанных исследований и решает вопрос о количестве проведения экспериментов с выбранной пробой. После изучения методик проведения исследований и теоретического материала по данной работе выбираются типы ПАВ и количество содержания ПАВ в пробе каждого эксперимента.

Затем исследуют процесс разрушения твердых материалов на мельнице МКЦ-3 с применением ПАВ до различной степени дисперсности, измеряя и рассчитывая при этом полезную мощность $W_п$ расходуемую на измельчение материала на электроизмерительном комплекте К-540: удельную поверхность измельченного продукта на приборе ПСХ-4 и удельные энергозатраты $l_{уд}$ на его разрушение.

По полученным данным в ходе эксперимента строят график $1_{уд}=f$ (c), определяют оптимальную рецептуру применения ПАВ в качестве понизителя твердости для конкретно исследуемой горной породы или другого твердого тела и дают практические выводы о влиянии среды на процесс разрушения горных пород в области технологии бурения скважин, измельчения или обработки камня в зависимости от физико-механических свойств исследуемых пород.

4. КОМПЛЕКСНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ И ПРОЦЕССОВ РАЗРУШЕНИЯ СОРНЫХ ПОРОД

Задачи комплексного исследования физико-механических свойств горных пород

Задачей исследования является определение в лабораторных условиях кафедры техники и технологии разведки МПИ физико-механических свойств (ФМС) горных пород, влияющих на процесс их механического разрушения алмазным породоразрушающим инструментом.

Основное влияние на процесс разрушения алмазным инструментом оказывают прочностные, абразивные и упругие свойства Поэтому для определения свойств, влияющих на процесс разрушения, необходимо выполнить:

- лабораторную работу по определению физико-механических параметров, характеризующих динамическую прочность и абразивность горных пород;
- лабораторную работу по определению упругих свойств горных

пород.

Для установления влияния ФМС горных пород на процесс механического разрушения выполняются:

- лабораторная работа по определению энергоемкости процесса резания алмазным диском;
- лабораторная работа по исследованию акустического спектра резания алмазным диском.

Лабораторная работа №1. Определение физико-механических параметров скальных горных порол

Для оценки прочностных свойств горных пород определяются коэффициент динамической прочности (крепости и дробимости) $F_д$, а для оценки абразивных свойств - коэффициент абразивности - $К_{абр}$.

Методика разработана в ЦНИГРИ под руководством Н. И. Любимова и рекомендована для исследований ФМС скальных горных пород [9].

Отбор н подготовка образцов горных пород

Отбор образцов горных пород производится, как правило, из керна. Можно также отбирать образцы произвольной формы соответствующего размера.

Размеры образцов из керна: длина 20-25 см при бурении коронками диаметром 46-59 мм и 15-18 см при бурении коронками диаметром 76-92 мм.

Подготовка проб из образцов осуществляется в следующем порядке:

- исследуемый образец породы разбивается на куски изометрической формы без острых углов размером 1,5-2,0 см в поперечнике;
- набираются две пробы: каждая проба состоит из 25 кусков и разделяется на пять частей по пять кусков.

Оборудование и материалы, необходимые для исследований

При определении прочностных и абразивных свойств горных пород по методике ЦНИГРИ применяются:

- прибор ПОК для определения динамической прочности (крепости) горных пород;
- прибор ПОАП-2М для определения абразивности горных пород;
- весы типа ВЛКТ-100 г / 5-3

Прибор ПОК состоит из трубчатой ступы (рис.1а) и объемомера (рис.1б). Составными частями трубчатой ступы являются: загрузочный стакан 1, направляющая труба 2, удерживающий шплинт 3, гиря 4, упор 5, шнур 6 и рукоятка 7.

Объемомер состоит из стакана 1 и поршня со шкалой 2.

Прибор ПОАП-2м, схема которого приведена на рис. 2, состоит из электродвигателя АОЛБ 22-4 мощностью 0,18 кВт с числом оборотов 1420 об/мин., двух рабочих органов с загрузочными камерами и пульта управления со счетчиком оборотов двигателя.

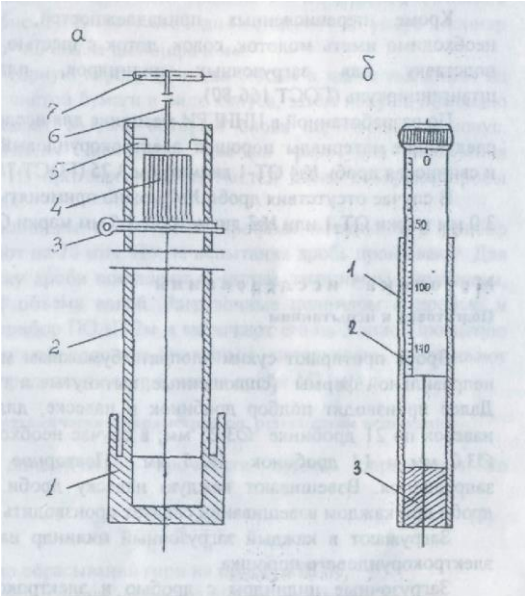


Рис. 1. Прибор ПОК для определения динамической прочности горных пород:

а – трубчатая ступа: 1 – загрузочный стакан; 2 – направляющая труба; 3 – шплинт удерживающий; 4 – гиря; 5 – упор; 6 – шнур; 7 – рукоятка; б – объемомер: 1 – стакан; 2 – поршень со шкалой; 3 – дно.

В приборе ПОАП-2м рабочий орган представляет собой жесткое сварное соединение 8, трех загрузочных камер 4, шатуна 7 и эксцентрикового вала 2, совершающего колебательно-вращательное движение в шариковых подшипниках 10.

Опорой рабочего органа служат маятниковые шатуны 3, которые с помощью шариковых подшипников 6 шарнирно связывают рабочий орган с плитой прибора.

Загрузочные цилиндры вставляются в камеры 4 прямоугольной формы и закрываются крышками 5 при помощи натяжных замков.

Привод рабочего органа прибора осуществляется от электродвигателя 1 через эксцентриковый вал 2 с насаженным на него маховиком 9. При помощи вала 2 загрузочные камеры совершают возвратно-поступательное движение, обеспечивающее интенсивное перемешивание помещенного в них материала.

Механический редуктор-счетчик оборотов 12, который присоединяется к валу электромотора при помощи двух шкивов и приводного ремня, позволяет контролировать число колебаний рабочего органа.

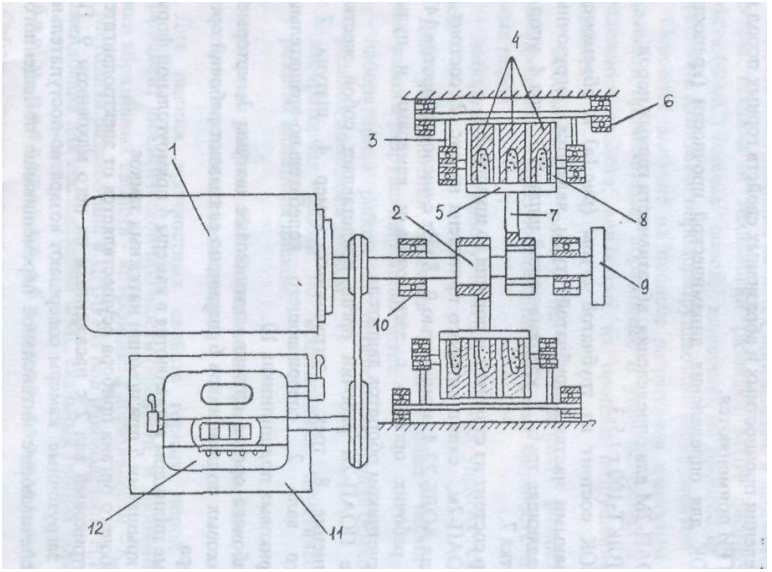


Рис. 2. Схема прибора ПОАП-2М для определения абразивности горных пород:

1 – электродвигатель; 2 – эксцентриковый вал; 3 – шатуны; 4 – загрузочные цилиндры; 5 – крышка; 6 – опоры; 7 – шатун; 8 – рабочие органы; 9 – маховик; 10 – подшипники; 11 – пульт управления; 12 – счетчик.

Весы типа ВЛКТ-100г/5-3 предназначены для определения потери веса эталонного материала при определении абразивности пород с требуемой точностью

Для исследований на приборах ПОК и ПОАП-2м используются:

- загрузочные цилиндры из стекла органического СОЛ (ГОСТ 15809-70) - 18 шт. (6 для проведения опыта, 6 - для промывки дроби после опыта, 6 - запасные);
- сито из сетки №5 (ГОСТ 3826-66),
- мерка емкостью 1 $см^3$.

Кроме перечисленных принадлежностей, учтенных в ОСТе, необходимо иметь молоток, совок, лоток с шестью ячейками для дроби, подставку для загрузочных цилиндров, пластинку, лопаточку, штангенциркуль (ГОСТ 166-80).

По разработанной в ЦНИГРИ методике для исследований необходимы следующие материалы: порошок электрокорундовый №12 (ГОСТ 3647-80) и свинцовая дробь №4 ОТ-1 диаметром 3.25 (ГОСТ 7837-76).

В случае отсутствия дроби №4 можно применять дробь №5 диаметром 3.0 мм марки ОТ-1 или №3 диаметром 3.5 мм марки ОТ-П.

Методика исследований

Подготовка к испытаниям

Дробь протирают сухим хлопчатобумажным материалом. Дробинки неправильной формы (сплющенные, вытянутые и т.п.) отбраковываются. Далее производят подбор дробинок в навеске, для чего заготовляют 6 навесок по 21 дробинке Ø 3,25 мм; в случае необходимости 26 дробинок Ø 3,0 мм и 14 дробинок Ø 3,5 мм Повторное использование дроби запрещается. Взвешивают каждую навеску дроби. Определение массы дроби при каждом взвешивании следует производить с точностью до 5 мг.

Загружают в каждый загрузочный цилиндр навеску дроби и 1 см электрокорундового порошка.

Загрузочные цилиндры с дробью и электрокорундовым порошком помещают в прибор и включают его на 20 минут, при этом электродвигатель

должен совершить 28 тыс. оборотов, которые контролируются счетчиком прибора.

Каждую навеску дроби после указанного опыта помещают в сосуд с водой и после перемешивания (всполаскивания) извлекают и протирают насухо чистым хлопчатобумажным материалом.

Промытую дробь взвешивают. Потеря массы дроби в каждой пробирке должна быть 200±10 мг. В случае отклонения потери массы дроби от указанного необходимо изменить количество дробинок в навеске и повторить тарировочные работы вновь.

Проведение испытаний

Каждую часть пробы, состоящую из 5 кусков, помещают в стакан прибора ПОК и производят 10 сбрасываний гири массой 2,4 кг с высоты 600 мм (груз поднимается до упора). Продукт разрушения всех пяти частей каждой пробы породы просеивается через сито с размером стороны ячейки а свету 0,5 мм. Прошедшую через сито фракцию 0,5 мм и менее ссыпают в трубу объемомера (рис. 2). В трубу свободно вставляют до упора цилиндр и снимают отсчет "h" по шкале цилиндра в мм

Раздробленную горную породу фракции 0,5 мм и менее высыпают из объемомера на лист чистой бумаги в виде конуса, затем конус с помощью пластинки развертывают в диск, который снова пересыпают в конус. Процесс перемешивания повторяют два-три раза для получения однородной среды. Из противоположных частей диска отбирают пробы объемом 1 $см^3$ каждая.

Загрузочные цилиндры с дробью и пробами помещают в прибор ПОАП-2м и включают на 20 мин. После испытания дробь промывают. Для этого каждую навеску дроби помещают в чистые загрузочные цилиндры, заполненные на 2/3 объема водой. Загрузочные цилиндры с дробью и водой помещают в прибор ПОАП-2м и включают его на 3 мин. Промытую дробь протирают сухим

хлопчатобумажным материалом, взвешивают каждую навеску и определяют потерю массы дроби ΔQ (мг).

Определение физико-механических параметров по результатам испытаний

Коэффициент динамической прочности породы определяет по формуле:

$$F_д = \frac{20n}{h} = \frac{200}{h}, \quad (1)$$

где n=10 - число сбрасываний гири на приборе ПОК;

h - отсчет по шкале цилиндра объемомера в мм.

Коэффициент абразивности исследуемой породы определяют по формуле:

$$K_{абр} = \frac{\Delta Q}{100} \quad (2)$$

где ΔQ - потеря массы дроби, мг.

Коэффициенты динамической прочности и абразивности определяются по двум пробам.

За средние значения $F_д$ или $K_{абр}$ принимаются среднеарифметические двух определений при условии:

$$Z = \frac{X_1 - X_2}{(X_1 + X_2)/2} \cdot 100 \langle 25\% \quad (3)$$

где X_1 и X_2 - значения двух определений $F_д$ и $K_{абр}$.

В случае отклонения от приведенного условия проводятся дополнительные определения. Из полученных значений $F_д$ и $K_{абр}$ выбираются те два, для которых выполняется условие (3).

На основании определенных опытным путем значений динамической прочности $F_д$ и коэффициента абразивности $K_{абр}$ можно определить объединенный комплексный показатель бурности $\rho_м$ по формуле:

$$\rho_м = 3F_д^{0.8} \cdot K_{абр} \quad (4)$$

Лабораторная работа № 2. Определение параметров упругости

Параметры упругости скальных горных пород наиболее целесообразно определять динамическим способом, измеряя скорость прохождения в образцах продольных волн υ_p ультразвуковых колебаний (УЗК). При этом используются известные соотношения между модулем продольной упругости Е (модуль Юнга), коэффициентом Пуассона ν, плотностью ρ и скоростью прохождения продольных волн υ_p УЗК, установленные в теории упругости для горных пород.

Формулы, характеризующие эти взаимосвязи, имеют следующий вид:

в неограниченной упругой среде - массиве горной породы

$$\upsilon_p = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho(1+\nu)(1-2\nu)}}; \qquad (1)$$

в образце горной породы, имеющем форму стержня

$$\upsilon_{pCC.} = \sqrt{\frac{E}{\rho}}; \qquad (2)$$

в образце горной породы, имеющем форму тонкой пластины

$$\upsilon_{pПП} = \sqrt{\frac{E}{\rho(1-\nu)^2}}; \qquad (3)$$

Где υ_p - скорость продольных волн УЗК, м/с;

Е - модуль продольной упругости, Па;

ν - коэффициент Пуассона;

ρ - плотность, кгс/м^3.

Подготовка образцов горных пород для измерения скорости прохождения продольных волн

Образцы горных пород должны иметь прямоугольную форму стержня или пластины. Торцы образцов, прижимаемые к пьезодатчикам ультразвукового генератора колебаний, должны быть строго параллельны и хорошо отполированы.

Длина образца должна быть не менее половины длины продольной волны источника УЗК Расчет длины волны λ УЗК используемого измерительного прибора производится по формуле:

$$\lambda = \frac{\upsilon_p}{f_{рез}}, \qquad (4)$$

где λ - длина волны, м;

υ_p - скорость прохождения продольных волн, м/с;

$f_{рез}$ - резонансная частота кристалла датчика колебаний прибора, l/c (берется из паспорта прибора)

Например, при частоте 25 кГц и скорости продольных волн 2500 м/с длина волны составит 0,1 м.

Оборудование для измерения скорости продольных волн в образце горной породы

Для исследований упругих свойств горных пород динамическим методом используется дефектоскоп ДУК-20. Принцип измерения скорости прохождения УЗК через образец горной породы следующий (рис. 3). К одной из граней образца прижимают пьезоэлектрический датчик УЗК, а к противоположной - пьезоприемник. Датчик и приемник УЗК сделаны из кристаллов сегнетовой соли. Генератор УЗК 1 посылает к датчику 2 электрические импульсы длительностью 1-2 мкс через каждые 0,04 с. Эти импульсы кристаллом пьезоэлектрика в датчике 2 преобразуются в механические колебания с резонансной частотой кристалла $f_{рез}$ =*25* кГц и в виде продольной волны

проходят через образец 3, преобразуются приемником 4 в электрическое колебание с частотой $f_{рез}$. Далее электрические импульсы через усилитель поступают на вход осциллографа 5 ждущей разверткой, где можно снять время задержки импульса, прошедшего через датчик и образец, от момента выхода импульса из генератора (рис. 4).

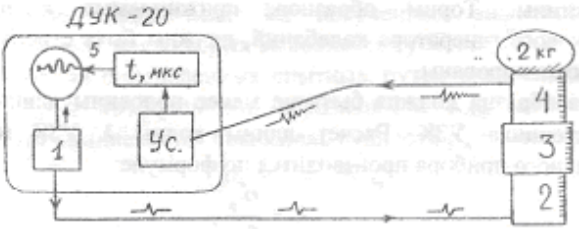


Рис. 3. Схема измерения скорости продольных волн УЗК в образцах горных пород:

1 - генератор УЗК; 2 - датчик; 3 - образец; 4 - приемник; 5 – осциллограф.

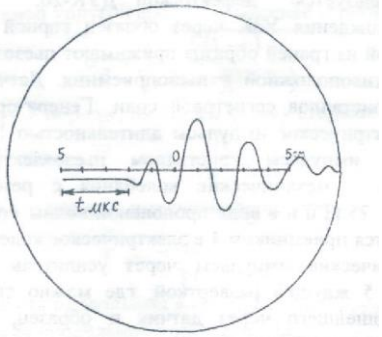


Рис. 4. Вид на экране осциллографа трассы УЗК.

Методика измерения скорости продольных волн в образце горной породы на приборе ДУК-20

Измеряется длина образца штангенциркулем с точностью до 0,01 мм. Измерения скорости продольных колебаний на ДУК-20 необходимо проводить в следующей последовательности.

1. Включить дефектоскоп. Ручками "смешение х", "смещение у" установить начало развертки луча осциллографа в левую часть экрана. Ручками "задержка мкс", "развертка" установить масштаб развертки сигнала на экране.

2. Совместить приемник и датчик, определить время задержки УЗК в датчиках $1_{дат}$.

3. Смазать торцевые грани образца вязкой смазкой (солидол, вазелин и т.п.).

4. Поместить образец между датчиками в вертикальном положении и придавить грузом.

5. Снять 4-6 раз время задержки УЗК в образце датчика t (рис А).

6. Определить время задержки в образце $t_{обр}$ по результатам 4-6 наблюдений t из условия:

$$t_{обр} = t - t_{дат} \qquad (5)$$

7. Провести расчет скорости продольных колебаний в образце по формуле:

$$\upsilon_p = \left(\frac{1}{\bar{t}_{обр}} \right) \cdot 10^3 \qquad (6)$$

где υ_p - скорость продольных колебаний, м/с;

l - длина образца, мм;

$\bar{t}_{обр}$ - время прохождения в образце продольной волны, как среднее арифметическое 4-6 наблюдений, мкс.

Для оценки достоверности измерений на ДУК-20 рассчитать коэффициент вариации измерения 1 из условия:

$$K_{вар} = \frac{S}{\bar{x}} 100 \quad (7)$$

где $K_{вар}$ - коэффициент вариации, %;

$\bar{x}(\bar{t}_{обр})$ - среднее арифметическое значение измеряемого параметра, мкс;

S - среднее квадратическое отклонение результата наблюдения.

$$S = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}(x_i - \bar{x})^2} \quad (8)$$

где n - количество наблюдений.

Для оценки точности вычисления определяется величина стандартной ошибки среднего арифметического:

Результаты наблюдений и расчетов заносятся в табл.1.

Таблица 1

Результаты наблюдений

Наблюдения $t_{обр}$ и расчетные параметры	Обр. 1 l_1, мм	Обр. 2 l_2, мм	Обр. 3 l_3, мм	Обр. 4 l_3, мм
1 … 6				
t, мкс				
$K_{вар}$, %				
S_x, мкс				
Скорость волны V_p, м/с				

Методика определения плотности образца горной породы

Плотность породы определяется методом прямых измерений массы и объема образца. Для этого измеряются линейные размеры образца в мм и вычисляется объем

образца в см^3. Затем образец взвешивают с точностью до 0,1 г. Плотность образца вычисляется по формуле:

$$\rho = \frac{m}{V} \qquad (10)$$

где ρ - плотность, г/см^3;

m - масса образца, г;

V - объем образца, см^3.

Результаты измерений и расчетов параметров образца заносятся в табл. 2.

Таблица 2

Результаты измерений при определении ρ

Параметры	Обр. 1	Обр. 2	Обр. 3	Обр. 4
Масса образца m, г				
Объем образца V, см^3				
Плотность ρ, г/см^3				

Методика расчета параметров, характеризующих упругие свойства горных пород

Расчетные формулы для определения модуля продольной упругости (модуля Юнга) согласно (1), (2), (3) имеют следующий вид:

В неограниченной среде

$$E = \upsilon_p^2 \rho \frac{(1+\nu)(1-2\nu)}{(1-\nu)}, \qquad (11)$$

В образце, имеющем форму стержня

$$E = \upsilon_{pCm.}^2 \rho, \qquad (12)$$

В образце, имеющем форму тонкой пластины

$$E = 0{,}56\upsilon_{pn\rho}^2\rho \qquad (13)$$

где E - модуль упругости, Па;

υ_p - скорость прохождения упругих волн, м/с;

ρ - плотность, г/см^3;

ν - коэффициент Пуассона.

Коэффициент Пуассона для большинства упругих горных пород составляет 0,22-0,28. Для упрощения в расчетах по (II) его можно принять равным 0,25 или использовать данные из справочной литературы. При выводе формул (12) и (13) коэффициент Пуассона принят равным 0,25.

Лабораторная работа №3. Определение энергоемкости процесса распиловки горных пород алмазным диском

Распиловка является начальной операцией в обработке каменного сырья. Для распиловки горных пород используют несколько типов алмазных пил и станков, конструкция которых зависит от размеров камней и конкретной цели распиловки.

Процесс распиловки можно контролировать по показаниям электроприборов, которые устанавливаются в системе электропривода для измерения силы тока, напряжения и потребляемой мощности.

Оценка процесса распиловки возможна по удельным затратам электроэнергии на единицу площади распиливания, которая зависит от ФМС горных пород, параметров режущего инструмента и технологических параметров распиливания,

Задачей исследования является определение энергоемкости процесса распиливания горных пород с различными ФМС на камнерезном станке.

Технические средства для определения энергоемкости процесса распиловки

В качестве распиловочного механизма используется серийный камнерезный станок ПТ-44, оснащенный алмазным отрезным диском

Техническая характеристика камнерезного полуавтомата ПТ-44

Наибольшая высота обрабатываемой заготовки, мм	150
Наибольшая длина обрабатываемой заготовки, мм	160
Частота вращения шпинделя, об/мин	1500
Инструмент: круг отрезной, 2726-0272 ГОСТ 10110-78 диаметр, мм толщина, мм	1000 450 2,4
Скорость подачи (продольное перемещение салазок), мм/мин при модуле червячной передачи m = 1 m = 2	 5,4-31,5 10,8-63
Питающая эл. сеть: род тока частота тока, Гц напряжение, В	 Переменный 50 220, 380
Электродвигатель тип мощность, кВт частота вращения, об/мин Габариты, мм, не более Масса, кг, не более	 4А80В (АИР90В) 1,5 (2,2) 1500 1240 890 940 350

Принцип работы камнерезного полуавтомата ПТ-44

Привод станка осуществляется от электродвигателя 1 (рис. 5) Вращение от двигателя передается через клиноременную передачу на шпиндель 2, на котором закреплен алмазный круг 10. Вращение шпинделя двухскоростное, т.к. шкив шпинделя имеет два ручья с разными диаметрами.

При распиловке заготовок продольная подача заготовки 11 производится механически от двигателя 1

через клиноременную передачу, червячную передачу 7, передачу "винт-гайка", гайка 8 которой является разъемной. При разомкнутом положении гайки механическая подача на заготовку не происходит. Заготовка при распиловке надежно закрепляется в зажимном устройстве 9, которое имеет возможность продольного перемещения по направляющим 4. Скорость продольной подачи во время распиловки регулируется бесступенчатым вариатором 6. При переводе рычага влево подача замедляется, вправо - ускоряется

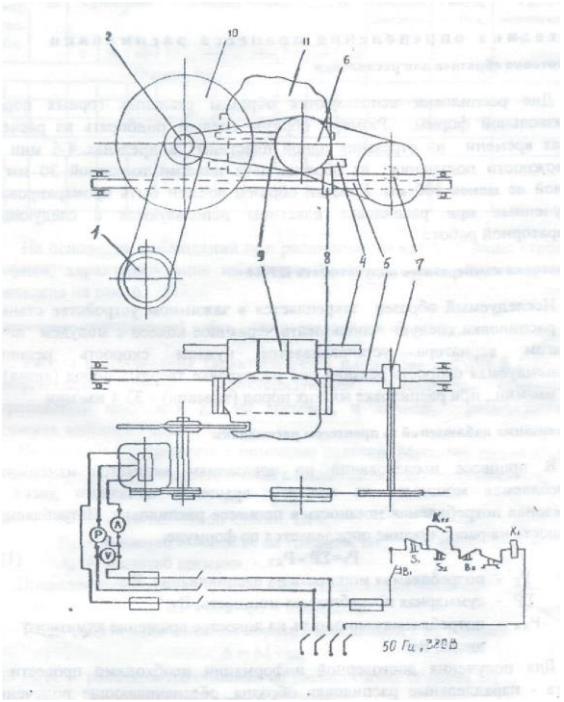


Рис. 5. Электромеханическая схема ПТ-44

Приборы для контроля процесса распиловки

Для контроля процесса распиловки камнерезный полуавтомат ПТ-44 имеет электрический щит, оборудованный вольтметром с ценой деления 20В в

диапазоне 500В, амперметром с ценой деления 0,5А в диапазоне ЮЛ и ваттметром с ценой деления 0,5 кВт в диапазоне 1,4 кВт.

Для проведения исследований необходимо иметь секундомер.

Методика определения процесса распиловки

Подготовка образцов для распиловки

Для распиловки используются образцы скальных горных пород произвольной формы. Размеры образца следует подбирать из расчета затрат времени на отрезание одной пластины в пределах 4-6 мин. и возможности получения из образца двух пластин толщиной 30 мм и длиной не менее 100 мм. Каждый образец должен быть промаркирован Полученные при распиловке пластины используются в следующей лабораторной работе.

Подготовка камнерезного полуавтомата ПТ-44

Исследуемый образец закрепляется в зажимном устройстве станка. Для распиловки следует использовать червячное колесо с модулем m=1, Рычагом вариатора устанавливается нужная скорость резания. Рекомендуемая скорость резания при распиловке твердых пород (яшма) - 23,4 мм/мин., при распиловке мягких пород (змеевик) – 33,4 мм/мин.

Организация наблюдений за процессом распиловки

В процессе исследований по показаниям ваттметра измеряется потребляемая мощность на холостое вращение алмазного диска и суммарная потребляемая мощность в процессе распиловки. Потребляемая мощность на распиливание определяется по формуле:

$$P_p = \sum P - P_{xx} \qquad (1)$$

где P_p - потребляемая мощность на распиливание, Вт;

$\sum P$ - суммарная потребляемая мощность, Вт;

P_{xx} - потребляемая мощность на холостое вращение алмазного диска, Вт.

Для получения достоверной информации необходимо провести 3 опыта - параллельные распиловки образца, обеспечивающие получение двух пластин.

Каждый опыт начинается с регистрации потребляемой суммарной мощности в момент начала распиловки. Затем суммарная потребляемая мощность регистрируется с помощью секундомера через каждые 30с до окончания распиловки.

Результаты наблюдений и обработки заносятся в таблицу.

Таблица

Регистрация результатов наблюдения и расчетов

Номер парал. набл.	P_{xx}	Суммарная потребляемая мощность $\sum P$, Вт										Площадь распила, S,м^2	Работа, А, Вт-с	Удельная энергоемкость, W, Вт·с/м^2
		0	30	60	90	120	150	180	210	240	270			
Образец №1														
1														
2														
3														
Образец №2														
1														
2														
3														

На основании наблюдений при распиловке каждого образца строятся графики, характеризующие изменение P_P во времени. Форма графика приведена на рис. 6.

Определение произведенной работы для распиливания образца

Работа распиливания характеризуется площадью фигуры 5 (рис. 6), ограниченной кривой, характеризующей изменение суммарной потребляемой мощности $\sum P$ во времени, и линией, ограничивающей мощность холостого вращения P_{xx}.

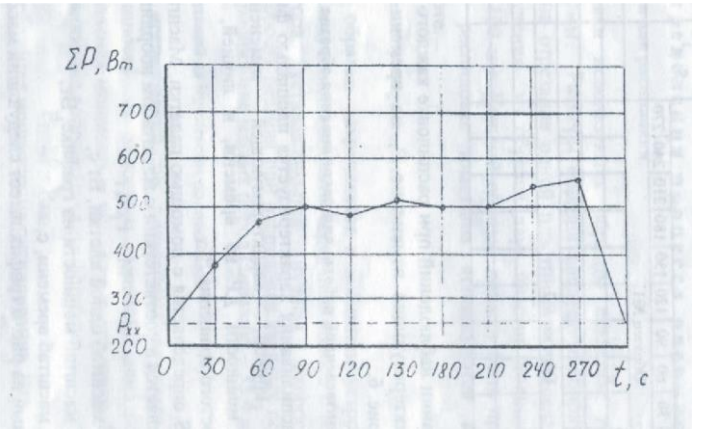


Рис. 6. График изменения потребляемой мощности во времени при распиловке яшмы технической.

Площадь 3 определяется с помощью палетки. Масштаб одной клетки палетки определяется в соответствии с масштабом координат графика

$$M = P_p t_н , \qquad (2)$$

где M - масштаб одной клетки, Вт·с;

P_p - масштаб мощности на графике, Вт;

$t_н$ - масштаб времени, с. Приведенный на рис. 6 график имеет следующий масштаб:

M = 100·30 = 3000, Вт·с.

Тогда работа распиливания образца определяется из условия:

$$A = Mm, \quad (3)$$

где A - работа, затрачиваемая на распиливание образца, Вт·с;

M - масштаб одной клетки, 3000 Вт·с;

m - количество расчетных клеток палетки в пределах площади, ограниченной кривой изменения РР во времени, шт.

Для определения количества расчетных клеток под кривой методом палетки подсчитывается количество полных клеток n_1 и количество неполных клеток n_2. Затем приближенно определяется общее количество расчетных клеток из условия:

$$M=(n_1+n_2)/2 \quad (4)$$

Определение площади распила

Площадь поверхности распила образца горной породы определяется так же по палетке. В качестве палетки может быть использован лист миллиметровки или разлинованный в клетку тетрадный лист. На палетку накладывается распиленный образец горной породы, и фиксируется площадь распила. Масштаб палетки принимается равным

$$M= 1 \text{ см}^2 = 0{,}0001 \text{ м}^2$$

Площадь распила рассчитывается из условия:

$$S=Mm, \quad (5)$$

где S - площадь распила, м^2;

M - масштаб палетки, м^2;

m - количество расчетных клеток палетки, шт.

Определение удельной энергоемкости процесса распиливания

Удельная энергоемкость распиливания на единицу площади горной породы рассчитывается по формуле:

$$W = \frac{A}{S} \tag{6}$$

где W - удельная энергоемкость распиливания, Вт·с/м^2;

A - работа, Вт·с,

S - площадь распила, м^2.

Методика статистической обработки результатов наблюдений

Обобщающими результатами наблюдений, характеризующих энергоемкость процесса распиловки, являются удельные затраты мощности на единицу площади распиловки W_1, W_2, W_3, …, W_n, которые получены при проведении параллельных опытов при распиловке образца определенной горной породы.

Энергоемкость процесса распиловки образца горной породы характеризуется удельными затратами мощности, которые определяются как среднее арифметическое значение удельных затрат мощности при проведении параллельных опытов по формуле:

$$\overline{W} = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} W_i \tag{7}$$

Дисперсия удельных затрат мощности параллельных опытов, характеризуются степень разброса вокруг среднего значения, рассчитывается по формуле:

$$D = \frac{1}{1-n}\sum_{i=1}^{n} (W_i - \overline{W})^2 \tag{8}$$

Среднее квадратическое отклонение результата каждого опыта как абсолютный показатель изменчивости удельных затрат мощности определяется из выражения:

$$S = \sqrt{\frac{1}{1-n}\sum_{i=1}^{n} (W_i - \overline{W})^2} \tag{9}$$

Отдельным показателем изменчивости удельных затрат мощности параллельных опытов является коэффициент вариации, который рассчитывается по формуле:

$$K_{вар} = \frac{S}{W}100\% \qquad (10)$$

Лабораторная работа № 4. Исследование акустического спектра резания горной породы алмазным диском

Отбор и подготовка образцов

Для исследований необходимо использовать образцы горных пород с известными параметрами динамической прочности, абразивности и модуля продольной упругости Образец должен иметь форму пластины толщиной 30 мм. Рекомендуется использовать пластины, полученные при выполнении лабораторной работы № 3 данного раздела. Каждый образец должен иметь свою маркировку.

Технические средства для регистрации акустического спектра

Для исследования акустического спектра резания горных пород алмазным диском используется анализатор спектра АС-1.

Акустический спектр регистрируется анализатором спектра АС-1 в пределах звуковых колебаний 16 Гц-20 кГц при распиловке образца горной породы на камнерезном станке ПТ-44, оснащенном алмазным отрезным диском АС-50 315/250 50 М. Для контроля процесса резания станок оснащен ваттметром, вольтметром и амперметром.

Техническая характеристика анализатора спектра АС-1

Прибор состоит из измерительного блока и двух микрофонов МД 52 Измерительный блок предназначен для

- усиления сигналов, поступающих от микрофонов;
- выделения из шумового спектра основных гармонических составляющих;
- измерения частоты звуковых колебаний в трех диапазонах (I–20-200Гц, II - 200-2000 Гц, III - 2-16 кГц);
- измерения уровня звукового давления акустического спектра ре, с помощью микроамперметра.

Расположение приборов и регуляторов на лицевой панели измерительного блока показано на рис. 7, Функциональная схема АС-1 представлена на рис. 8. На схеме показаны:

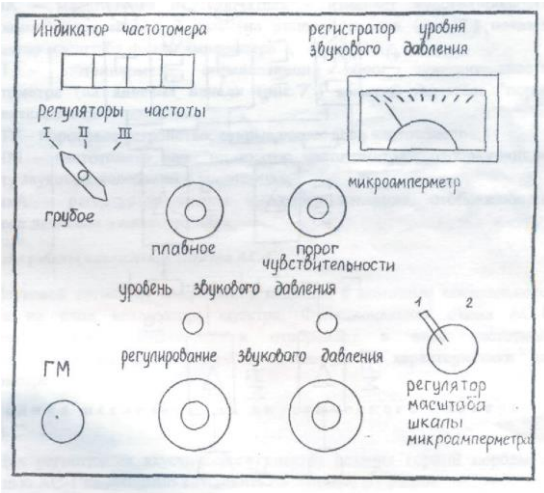


Рис. 7. Схема лицевой панели АС-1

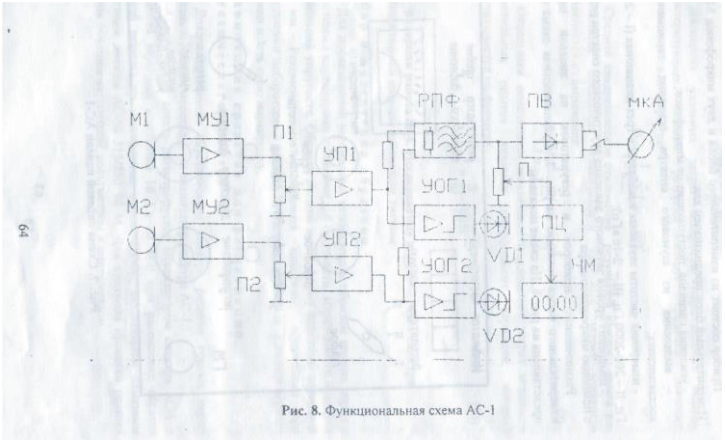


Рис. 8. Функциональная схема АС-1

Рис. 8 . Функциональная схема АС-1

МУ1, МУ2 -микрофонные усилители 1 и 2 каналов;

П1, П2 - потенциометры установки уровня сигналов с микрофонных усилителей (ручки потенциометров П1 и П2 выведены на лицевую панель (рис. 7) и обозначены "регулирование звукового давления 1 канал и 2 канал"),

УП1, УП2 - предварительные усилители;

УОГ1, УОГ2 - усилители-ограничители шумового сигнала с выходом на светоиды VD1, VD2 (на лицевой панели (рис. 7) светоиды обозначены "уровень звукового давления");

РПФ - режекторный полосовой фильтр с высокой добротностью, (перестройка частоты фильтра осуществляется ручками (рис. 7) "регуляторы частоты грубое, плавное", расположенными на лицевой панели);

ПВ - прецезионный выпрямитель выделяет положительную полуволну первой гармоники шумового сигнала;

SA - масштабный переключатель - изменяет чувствительность микроамперметра мкА в 2 раза (на лицевой панели (рис. 7) показан "регулятор масштаба шкалы амперметра");

П - потенциометр, определяющий порог чувствительности частотометра (на лицевой панели (рис. 7) имеется указатель "порог чувствительности");

ПУ - пороговое устройство, открывающее вход частотометра;

ЧМ - частотометр или "индикатор частотометра", отображающий частоту звуковых колебаний в килогерцах;

мкА - регистратор уровня звукового давления, отображающий звуковое давление в микроамперах.

Принцип работы анализатора спектра АС-1

Звуковой сигнал от микрофонов подается с помощью специального кабеля на вход анализатора спектра. Функциональная схема АС-1 усиливает сигнал, фильтрует и отображает в виде частотной характеристики на частотометре и амплитудной характеристики на амперметре.

Методика исследования акустического спектра на АС-1

Для регистрации акустического спектра резания горной породы с помощью АС-1 необходимо выполнить следующие операции.

1. Установить микрофоны в непосредственной близости от режущего инструмента, обеспечив условия предотвращения попадания влаги на микрофоны

2. Подключить микрофоны к гнезду ГМ прибора.

3. Подключить прибор к сети 220 В.

4. Установить ручки управления прибора в положение, соответствующее готовности прибора к работе. Для этого необходимо выполнить следующие операции.

4.1. Ручки потенциометров "регулирование звукового давления" (П1 и П2) установить в крайнее левое положение (повернуть против часовой стрелки до упора);

4.2. Переключатель "регуляторы частоты грубое, плавное" установить в крайнее левое положение;

4.3. Ручку "порог чувствительности" установить в крайнее левое положение, при этом индикатор частотометра должен показывать 00.00;

4.4. Переключатель 3А "регулятор масштаба шкалы микроамперметра" установить в крайнее левое положение, при этом стрелочный индикатор мкА должен быть на нуле.

5. Включить камнерезный станок, установить режим подачи с помощью вариатора в зависимости от физико-механических свойств распиливаемого образца и обеспечить работу станка в установившемся режиме резания горной породы.

6. Медленно поворачивать ручки потенциометров П1 и П2 "регулирование звукового давления" по часовой стрелке до включения светоидов УВ1 и УО2. После включения светоидов повернуть ручки П1 и П2 против часовой стрелки, стараясь уловить положение регуляторов уровня сигнала, соответствующее моменту затухания светоидов.

7. Произвести измерения параметров акустического спектра, выполняя последовательно следующие операции.

7.1. Поворачивая ручку "регуляторы частоты плавное" по часовой стрелке установить по микроамперметру на положение ручки, соответствующее максимальному уровню сигнала в выбранном частотном диапазоне. Точнее можно найти положение ручки, поворачивая ее по или против часовой стрелки.

7.2. Повернуть ручку "порог чувствительности" до включения частотометра в режим счета частоты. Рекомендуется поворачивать ручку не плавно, а дискретно, изменяя угол поворота в связи с некоторым запаздыванием включения счетного устройства.

7.3. Показания частотометра и стрелочного индикатора занести в таблицу. При необходимости взять еще 1-2 отсчета на этом же частотном диапазоне, стремясь отыскать локальный максимум.

7.4. Повернуть ручку "порог чувствительности" против часовой стрелки до сброса показаний индикатора частотометра (до установки 00.00).

7.5. Повернуть ручку "регуляторы частоты плавное" в крайнее левое положение и перейти на следующий частотный диапазон, переключив переключатель «регуляторы частоты грубое» по часовой стрелке в следующее положение.

7.6. Повторить измерения на вновь избранном диапазоне частоты, выполнив пункты 7.1-7.3 Результаты измерений занести в таблицу.

7.7. Выполнив пункты 7.4. и 7.5. и перейти на третий диапазон частот, установив переключатель "регуляторы частоты грубое" в положение III (крайнее правое).

7.8. Повторить измерения на III диапазоне частот, выполнив пункты 7.1. - 7.3. Результаты измерений занести в таблицу.

Таблица

Результаты измерений исследования акустического спектра резания горной породы алмазным диском

Диапазон	I			II			III		
Уровень звукового давления, мкА									
Частота звуковых колебаний, кГц									

Примечания.

1. После выполнения пункта 7.3. положение ручки "регулирование звукового давления" нельзя изменять до окончания работы, в противном случае достоверность характера спектрограммы будет нарушена.

2. В некоторых случаях на одном или двух диапазонах частот могут отсутствовать ярко выраженные основные максимумы, в этом случае рекомендуется ограничиться регистрацией локальных максимумов, стараясь как можно точнее устанавливать порог чувствительности

порогового устройства частотомера ручкой "порог чувствительности".

3. Если при измерении локальных максимумов показания стрелочного измерительного прибора весьма малы и отсчет взять затруднительно, можно перевести переключатель SA "регулятор масштаба шкалы микроамперметра" в крайнее правое положение. В этом случае в таблицу следует заносить численное значение, равное 1/2 от показания прибора.

Методика обработки результатов наблюдения

Графическое построение измеренных спектров производится на полулогарифмической бумаге для того, чтобы весь диапазон измеряемых частот умещался в размерах одного листа формата А4 и при этом масштаб был бы читаемым. Построение спектрограммы (рис. 9), характеризующей процесс резания, производится по следующей методике.

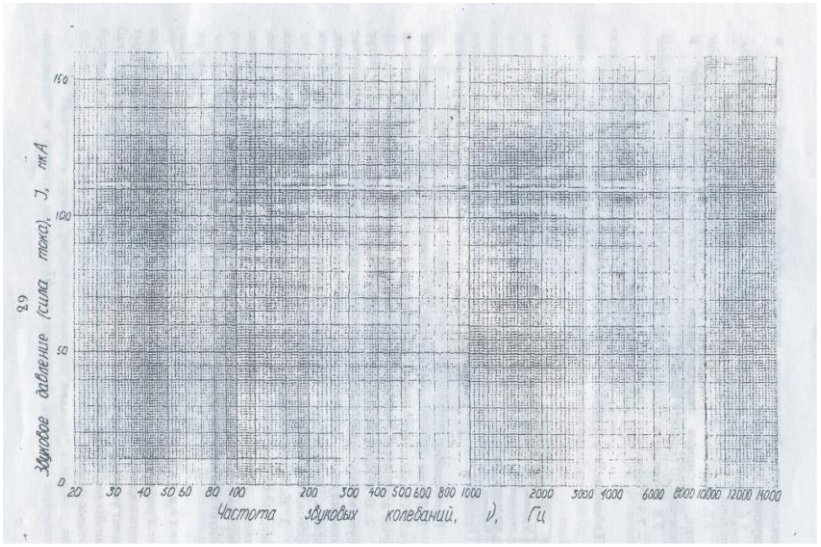


Рис. 9. Спектрограмма звуковых колебаний процесса резания.

1. На логарифмической шкале абсцисс, соответствующей трем диапазонам АС-1, откладываются частоты в герцах, на линейной шкале ординат – уровни звукового давления акустического спектра резания в микроамперах.
2. На спектрограмме находится уровень звукового давления, соответствующий зарегистрированному максимуму длины полуволны акустического спектра.

ЛИТЕРАТУРА

1. Спивак А. И., Попов А. Н. Разрушение горных пород при бурении скважин: Учебник для вузов. – 4-е изд. Перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. 208 с.
2. Ямщиков В. С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982.
3. Ржевский В. В., Новик г. Я. Основы физики горных пород: Учебник для вузов – 5 изд. Перераб. и доп. – М.: Недра, 1989. 359 с.
4. Инструкция по применению прибора ПСХ-4 для определения удельной поверхности измельченных материалов. Издание Госкомитета по промышленности строительных материалов при Госстрое СССР. – М.: 1964. 14 с.

ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

Кафедра технологии и техники разведки месторождений полезных ископаемых

Усов Г.А.

ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

Методическое пособие по самостоятельной работе
дисциплина "Бурение скважин"
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург 2020

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ…….....3
1. МЕХАНИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ……. 4
2. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ…… 10
3. СПОСОБЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ДИСПЕРГАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ……..14
4. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ И ЭМУЛЬСИОННЫХ РАСТВОРОВ…….. 17
5. ПЕРЕМЕШИВАТЕЛИ…….21
5.1. Гидравлические перемешиватели……..21
5.2. Механические перемешиватели…….23
5.3. Перемешиватели, выпускаемые зарубежными фирмами……24
6. ГИДРОАКУСЧТИЧЕСКИЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ РАЗРАБОТАННЫЕ НА КАФЕДРЕ “ТТР МПИ”……26
6.1. Малогабаритная многосекционная роторная мельница «ММР-2»…….26
6.2. Барабанный измельчитель……...28
6.3. Струйная вихревая мельница……..29
6.4. Гидродинамическая роторная мельница ГРМ-2…….31
6.5. Многоступенчатая струйно-вихревая мельница “СВМ - 3”……...32
6.6. Многоступенчатая микромолотковая мельница для приготовления механоактивированных буровых растворов……..34
6.7. Лопастной механоактиватор “ЛМА-2М”……...37
6.8. Малогабаритная щеточная мельница ММЩ-2М для приготовления буровых промывочных жидкостей……39
6.9. Вихревой гидродинамический излучатель “ГДИ”……41
6.10 Центробежная мельница мокрого помола “МЦ-Т”……43
6.11 Малогабаритная щеточная мельница «МЩ-1»…….45
6.12 Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей……...46
6.13 Экспресс технология производства импортозамещающих буровых реагентов с использованием эффекта механоактивации крахмалосодержащего сырья……50
6.14 Универсальный буровой реагент “РБЦ-4” на основе механоактивированного древесного волокна с повышенным содержанием смол……52
6.15 Буровой реагент для освоения шельфовых нефтегазовых месторождений «Peat-MA».64
7. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ……69
7.1 Меры безопасности при работе с промывочными жидкостями……69
7.2 Производственная санитария……72
7.3 Меры пожарной безопасности……..73
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ……..…….75

ВВЕДЕНИЕ

.

По современным представлениям со все возрастающими объемами и глубинами бурения увеличение скорости проходки скважины возможно лишь при быстром и качественном приготовлении буровых промывочных жидкостей. Производительность приготовления и качество применяемых очистных агентов оказывает влияние практически на все показатели в бурении, например, скорость проходки скважин может быть увеличена до 20-30% и выше. При этом общая доля затрат на приготовление буровых промывочных жидкостей составляет от 5 до 14% стоимости сооружения скважин. К промывочным жидкостям предъявляются требования с учетом комплекса геологических, технологических и организационных факторов, возникающих в процессе бурения. Это обуславливает необходимость применения разнотипных машин для приготовления буровых очистных агентов по принципу действия, энергозатрат, производительности, металлоемкости, габаритов и т.д.

Для приготовления промывочных жидкостей из сухих порошкообразных материалов требуется лишь тщательное перемешивание частиц твердой и жидкой фазы и создание условий для полного смачивания твердых частиц. Для приготовления промывочных жидкостей из комовых материалов или влажных порошков необходимо предварительное дробление кусков или слипшихся комков. Процессы дробления исходных твердых материалов и перемешивание их с жидкостью, в частности с водой, осуществляются в механических или гидравлических мешалках.

Машиностроительные заводы по заявкам предприятий бурения продолжают выпускать оборудование для приготовления и утяжеления промывочных жидкостей из комовых материалов. В настоящее время можно найти описание некоторых видов такого оборудования, применяемого различными объединениями, хотя известно, что наиболее прогрессивным, наиболее экономичным является оборудование для приготовления промывочных жидкостей из сухих порошкообразных материалов, что подтверждается зарубежной практикой.

Глинистые растворы приготовляют в специальных устройствах — глиномешалках механическим или гидравлическим способами. Глиномешалки соответственно подразделяются на механические и гидравлические. Механические глиномешалки по характеру действия делятся — прерывного (циклового) и непрерывного; по конструктивному исполнению — лопастные, роторные, шаровые; по расположению валов — с горизонтальным и вертикальным расположением. Лопастные глиномешалки делятся по числу валов - наодновальные и двухвальные.

В методическом пособии рассмотрены конструкции основных технических средств для приготовления буровых промывочных жидкостей, применяемых в геолого-разведочной и нефтегазодобывающей отраслях, а так же гидродинамические и гидромеханические измельчительные устройства разработанные на кафедре ТТР МПИ за последние 30 лет.

1. МЕХАНИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ

Механические глиномешалки используются для приготовления глинистых растворов, как из комовых, так и из порошковых глин. Привод глиномешалок осуществляется от индивидуальных двигателей или через трансмиссию.

Механические глиномешалки могут быть одновальные, двухвальные, трехвальные с вертикальным или горизонтальным расположением валов. Привод глиномешалок осуществляется от индивидуальных двигателей или через трансмиссию.

Характеристика глиномешалок, применяемых при разведочном бурении, приведена в табл.1.

Механическая лопастная глиномешалка с горизонтальным валом (рис.1) состоит из металлической емкости-корпуса *1,* в которой вращается вал *4* с укрепленными на нем поперечными лопастями *6* для измельчения и перемешивания глины с водой. Лопасти расположены одна относительно другой под углом 90°. Между внутренней поверхностью корпуса и лопастями имеется просвет в 30—35 мм.

Таблица 1

Техническая характеристика глиномешалок

Тип глиномешалки	Емкость, $м^3$	Расположение валов	Число валов	Скорость вращения рабочих валов,об/мин.	Мощность приводного двигателя, кВт.	Габариты, мм.			Масса, кг.
						Длина	Ширина	Высота	
Г-1-0,25	0,25	горизонт.	1	80	2,0	1400	870	1150	260
Г1-0,30	0,30	горизонт.	1	37	2,0	2230	895	1080	309
ГМ-0,7	0,70	горизонт.	1	125	5,0	1650	1000	1250	-
ГМЭ-0,75	0,75	горизонт.	2	78	2,8	2050	1450	1317	696
ОГХ-7А	0,75	вертик.	1	95	6,0	1250	1220	1685	385
ГК-1	1,0	горизонт.	2	-	3,0	-	-	-	-
МГ-1-0,75	0,75	горизонт.	-	-	2,8	-	-	-	-
МГ-1-0,80	0,80	горизонт.	2	165	4,5	2450	1130		760
Г2-П-2-4	4,0	горизонт.	2	95	21,5	-	-		3734
МГ-2-4	4,0	горизонт.	2	90-100	14,0	3890	3015		3565
	3,0	горизонт.	2	-	8,8	-	-		-
	2,0	горизонт.	2		7,0	1450	2150		1857

Глину загружают через загрузочный люк 5, который закрывается крышкой. Приготовленный раствор выпускают через спускной люк 7. Вращение с рабочего шкива *2* на горизонтальный вал передается с помощью зубчатого редуктора 3. Как правило, глиномешалка устанавливается на полозьях. Для приготовления глинистого раствора лопастную глиномешалку заполняют водой примерно на $^1/_3$ объема и загружают в нее необходимое количество глины, периодически проворачивая вал с помощью электродвигателя. Затем доливают воду до верха глиномешалки, закрывают люк крышкой и включают электродвигатель.

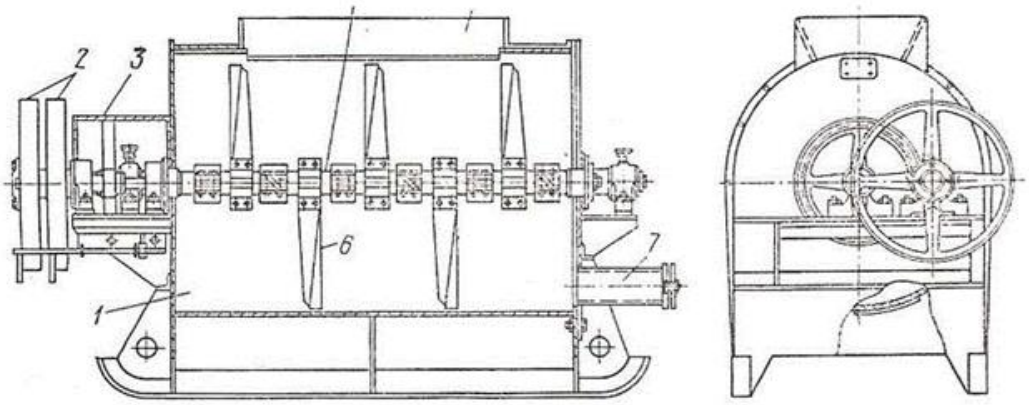


Рис. 1. Горизонтальная одновальная глиномешалка.

Глиномешалка МГ-2-4Х (рис. 2) представляет собой овальный сварной барабан 1, внутри которого на шарикоподшипниках, закрепленных на кронштейнах 6, параллельно установлены два рабочих вала 7 квадратного сечения. К этим валам с помощью болтов крепятся лопасти. Привод валов осуществляется от электродвигателя, передающего вращение ведомому шкиву *9*, расположенному на одном валу с шестерней *8*, которая, в свою очередь, передает вращение зубчатым колесам *5* на валу 7. Вода, глина и другие компоненты раствора подаются в барабан через загрузочный люк *2*. Барабан установлен на раме *4*. Рабочие лопасти, вращаясь, разбивают комья глины, в результате чего при смешивании их с водой образуется глинистый раствор. Приготовленный раствор сливается через спускной патрубок 3, расположенный в нижней части барабана, с помощью специального рычага. Конструкция глиномешалки ГКЛ-2М отличается от МГ-2-4Х несущественно.

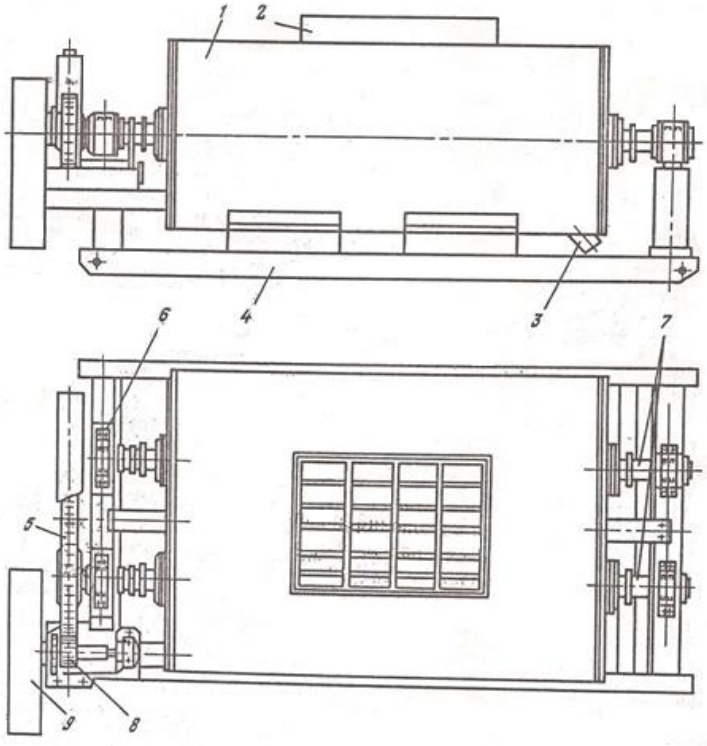


Рис. 2. Глиномешалка МГ-2-4Х

Техническая характеристика лопастных глиномешалок

Тип глиномешалки.....	МГ-2-4Х	ГКЛ-2М
Вместимость барабана, $м^3$.....	4	2
Число рабочих валов	2	2
Частота вращения валов, об/мин.....	90—100	184
Максимальная производительность по комовой глине, $м^3/ч$	2	1,5
Мощность приводного двигателя, кВт	14	7
Габариты, мм:		
Длина	3890	1450
ширина.....	3015	2150
высота…….. ……	1445	1500
Масса, кг	3565	1957

Механические лопастные глиномешалки отличаются простотой конструкции, но имеют и ряд существенных недостатков: сравнительно невысокую производительность; трудность доступа внутрь глиномешалки для выполнения ремонта и чистки; частые заклинивания и поломки лопастей при попадании в глину твердых включений большого размера; уменьшение рабочего объема глиномешалки при налипании глины к внутренним стенкам. Разновидность механических глиномешалок — фрезерно - струйные мельницы (ФСМ), разработанные Воронежским инженерно-строительным институтом для приготовления и утяжеления промывочных растворов. ФСМ— машины непрерывного действия, используются для приготовления глинистых растворов из комовых глин и глинопорошков.

Фрезерно-струйная мельница (рис.3) состоит из следующих основных узлов: лопастного ротора *2,* приемного бункера 9, предохранительной шарнирной плиты *13,* диспергирующей рифленой плиты *1,* ловушки *16* и лотка *4* для отвода готового глинистого раствора.

Комовые или порошкообразные материалы подаются, в приемный бункер *9,* вода—по перфорированной трубе 11. Подвижной щиток *10* ограничивает предельный размер комьев, попадающих из бункера во внутреннюю часть корпуса. Исходные материалы попадают по предохранительной плите *13* на вращающийся, на валу 3 ротор *2.* Большие камни или куски металла, имеющиеся в глинистом материале, заклиниваются между лопастями ротора и предохранительной плитой. Значительные усилия, возникающие при ударе лопастей 7 ротора о крупные твердые включения, приводят к срезыванию специальных сменных штифтов *15.* При этом предохранительная плита, поворачиваясь вокруг шарнира *12,* отходит к задней стенке корпуса мельницы, а посторонние включения проваливаются в ловушку *16,* закрытую снизу специальной откидной крышкой *18* с резиновой прокладкой *17.* Из ловушки они периодически удаляются путем открывания крышки с помощью механизма *19.*

Расстояние между лопастным ротором и предохранительной плитой изменяется путем перестановки штифтов в регулирующей планке *14.* В нижней части корпуса мельницы расположена сменная диспергирующая рифленая плита 1, огибающая с небольшим зазором четверть ротора. В боковой части корпуса укреплена решетка 6. Размер отверстий ее обусловлен требованиями, предъявляемыми к приготовляемому раствору. Сверху решетка закрыта отражательным щитком *5,* который может быть откинут поворотом вокруг шарнира *8.*

Готовый раствор стекает, по внешней поверхности решетки и по лотку *4* отводится в сторону. Корпус мельницы укреплен на раме *20.* Предусмотрен разъем

корпуса по горизонтальной плоскости, проходящей через ось вала лопастного ротора.

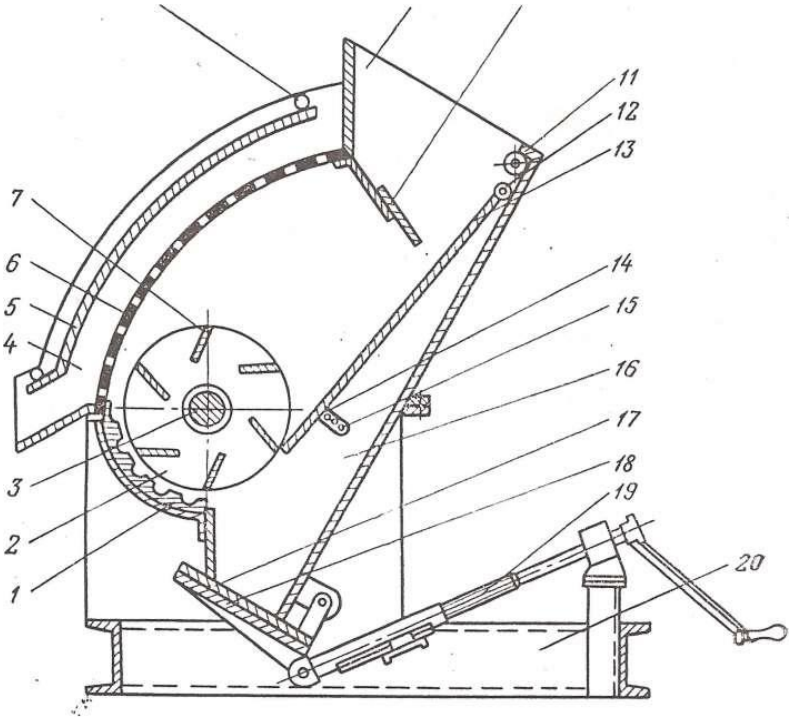


Рис. 3 Фрезерно-струйная мельница ФСМ-7

Принцип работы ФСМ заключается в следующем. Глина и вода, подаваемые в приемный бункер мельницы, захватываются лопастями ротора. При перемещении вдоль диспергирующей плиты происходит первичное измельчение глины. Дополнительное более тонкое измельчение их осуществляется при ударе струй, выбрасываемых лопастями ротора, о выходную решетку, а также при последующем перемещении суспензии вдоль решетки и прохождении раствора через ее отверстия. Частицы, не успевшие измельчиться в мельнице, вследствие циркуляции раствора вновь попадают под лопасти ротора.

Имеется ряд типов ФСМ: ФСМ-3, ФСМ-7, ФСМ-12, отличающихся, друг от друга, несущественными конструктивными изменениями.

Техническая характеристика фрезерно-струйной мельницы ФСМ-7

Производительность, т/ч:
по комовой глине ……. .....……...8—10
по глинопорошку..... .....…….20—25
Диаметр ротора, мм ……...……400
Частота вращения ротора, об/мин .....……500
Мощность приводного электродвигателя, кВт ..... ……28
Габариты, ……..……...1950x1530x1410
Масса, кг……..…….....1400

Бесперебойная работа фрезерно-струйной мельницы может быть обеспечена только при наличии механизированной загрузки исходных материалов.

К преимуществам ФСМ относятся: высокая производительность, как по комовым глинам, так и по глинопорошку; простота конструкции и небольшие габариты; высокая экономичность.

Недостатками являются: низкое качество раствора, так как он содержит много нераспустившихся частиц глины относительно высокая приводная мощность, исключающая применение ФСМ в отдаленных партиях с ограниченными энергетическими ресурсами.

Первый недостаток устраняется многократной циркуляцией раствора по схеме ФСМ — емкость — насос — ФСМ. При приготовлении глинистого раствора по такой схеме производительность ФСМ остается более высокой, чем у лопастных глиномешалок.

В Канимансурской ГРЭ С. В. Яковлевым предложена, а Э. Н. Карповским усовершенствована высокопроизводительная вихревая глиномешалка с небольшой приводной мощностью.

Глиномешалка состоит (рис. 4) из корпуса *5* с конусной нижней частью и сливным крапом *10* и кронштейна 1, на котором установлен электродвигатель *2*. Вращение от электромотора на рабочий элемент — активатор 8 (диск с ребрами на наружной поверхности) передается через вертикальный вал *6* и соединительную муфту 3. Вал крепится в верхней части к кронштейну с помощью опоры *4* с подшипниковым узлом внутри, а в нижней — фиксируется специальным опорным устройством *9*. При работе с мерзлой глиной над активатором устанавливается предохранительный конус 7.

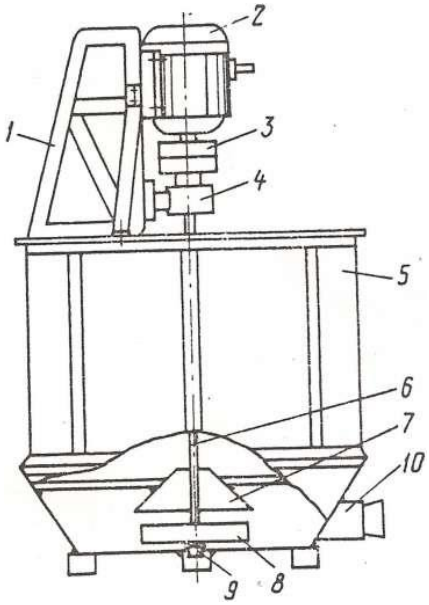


Рис. 4 Вихревая глиномешалка с вертикальным валом

При вращении активатора внутри глиномешалки создается завихрение жидкости и происходит размыв глины струями воды. Комья глины, отбрасываемые от активатора, после удара о стенки корпуса подхватываются струями раствора и вновь ударяются о ребра активатора, что способствует более интенсивному их разрушению.

Производительность вихревых глиномешалок примерно в три раза выше известных лопастных. Так, вместо 30—40 мин на приготовление 0,5 м^3 раствора из комовой глины затрачивается 10—12 мин. За счет применения электродвигателя небольшой мощности (глиномешалка емкостью 0,5 м^3 имеет двигатель мощностью 2,3 кВт) и повышения скорости приготовления раствора в несколько раз сокращается расход электроэнергии.

Вихревые глиномешалки просты по устройству и могут быть изготовлены в условиях механических мастерских экспедиций. Емкость их может быть практически любой.

Последнее время в некоторых геологоразведочных организациях применяется новая скоростная высокопроизводительная глиномешалка-диспергатор со шнековым перемешивающим устройством (рис.5**)** производительностью при механизированной загрузке до 240 м^3/сут. Габариты ее примерно в два раза меньше, чем у двухвальной глиномешалки, масса 800 кг. Принципиальная схема глиномешалки приведена на рис. 5. Она состоит из шнекового перемешивающего устройства, диспергирующих крыльчаток, вращающихся на одном валу, и броневых гребенок со сменными пропускными решетками, неподвижно закрепленных в корпусе. Общий вид профиля пропускной решетки показан на разрезе *А—А*. Регулировка производительности глиномешалки осуществляется вентилями.

Приготовление раствора производится следующим образом: глина из приемного бункера захватывается шнеком и направляется на диспергирующее устройство. Удаление твердых включении, не поддающихся диспергированию, производится через ловушку с нижней откидной крышкой. Глиномешалка может работать в замкнутом прямом и обратном цикле. Принудительная циркуляция создается вращением шнека и крыльчаток.

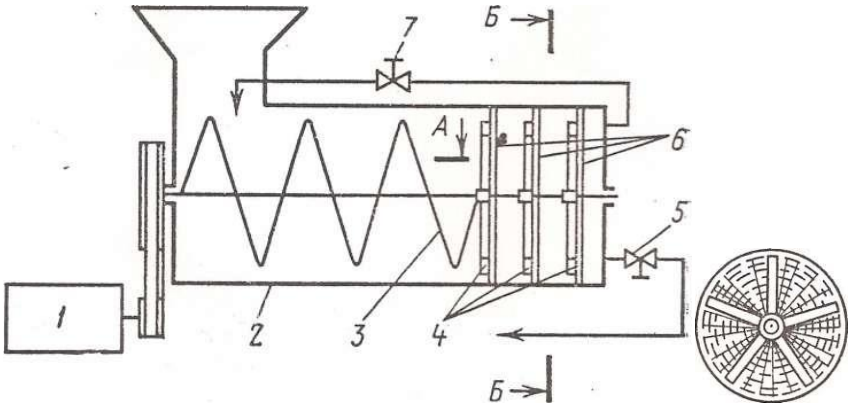


Рис. 5. Скоростная глиномешалка.

1- электромотор; 2- корпус; 3- шнековое устройство; 4- диспергирующие крыльчатки; 5- регулировочный вентиль; 6- пропускные решетки ; 7- регулировочный вентиль

Шаровые глиномешалки выпускали несколько последних лет. В качестве истирающих элементов в них применялись металлические шары. Барабан таких глиномешалок вращается, что приводит к перекатыванию шаров и истиранию твердой фазы. При более сложной конструкции производительность шаровых глиномешалок остается низкой, что и обусловило их снятие с производства.

Невысокая производительность лопастных и шаровых глиномешалок и высокая энергоемкость ФСМ вынуждают искать более приемлемые конструкции устройства, которые бы в большей мере учитывали конкретные условия работ. Так, имеются глиномешалки вихревого типа, (в которых перемешивание осуществляется по принципу, заложенному в стиральной машине), комбинированного типа, (в которых совмещены процесс предварительной пластической деформации и измельчения глины и перемешивание ее с жидкостью) и др.

2. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ.

В разведочном бурении подчиненное значение имеет гидравлический способ приготовления глинистых растворов, при котором для разрушения части твердой фазы используется только кинетическая энергия струи. Устройства для гидравлического способа приготовления глинистых растворов получили название гидравлических смесителей или гидромешалок. Различают гидромониторные и эжекторные гидросмесители.

Гидромониторные глиномешалки ГСТ, ГВФТ, Папировского, Резниченко и другие используют при бурении глубоких скважин. Производительность таких гидромешалок 40—120 м^3/ч, давление жидкости перед насадками гидромониторов 4—10 МПа. Для условий разведочного колонкового бурения наиболее приемлем гидромониторный смеситель ГСТ (рис. 6)

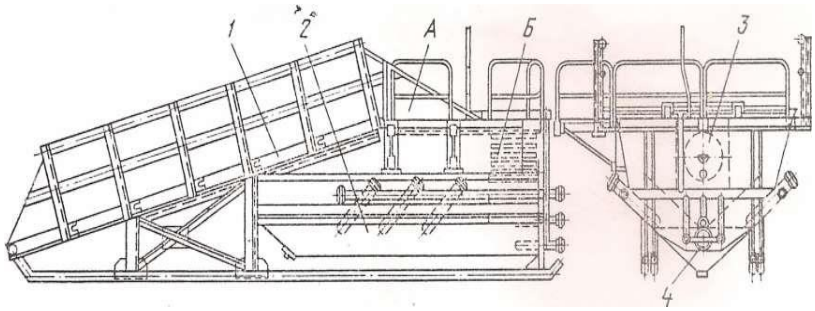


Рис. 6. Гидромониторный смеситель ГСТ.

Смеситель состоит из резервуара *2* и загрузочного трапа 1, по которому бульдозером подаются в резервуар исходные материалы. Резервуар разделен перегородкой на два сообщающихся отсека *А* и *В*. В отсек *А* встроены шесть мониторов, направленных под углом к оси резервуара. Такое расположение гидромониторов обеспечивает создание в отсеке А мощного потока, интенсивно размывающего глину.

В отсек *Б* встроены три гидромонитора. Образовавшаяся в отсеке*А* суспензия движется в отсек Б, который разделен перегородками на четыре полости. Проходя между перегородками, жидкость теряет нераспустившиеся комки глины, которые под действием трех гидромониторов возвращаются в отсек *А*. Освобожденная от комков суспензия поступает в барабанный фильтр 3, а оттуда через сливную трубу в приемный или запасной резервуар. Смеситель очищается через люк 4.

За один цикл нельзя получить высококачественный глинистый раствор, поэтому в процессе приготовления суспензия несколько раз циркулирует по замкнутому циклу буровой насос — смеситель — запасной резервуар — буровой насос до полной диспергации твердой фазы.

Производительность гидромониторного смесителя ГСТ 40 м^3/ч, объем резервуара 14 м^3, рабочее давление при работе одного насоса 4—5 МПа, двух насосов 7,5—9,5 МПа, масса 8390 кг.

Для получения глинистых растворов из комовых глин используют гидромониторную мешалку (гидросмеситель) Л. Т. Папировского (рис. 7). Она представляет собой корпус 6, имеющий форму горизонтально расположенного цилиндра, усеченного в нижней части. В корпусе на специальных опорах *2* монтируется нагнетательная линия, состоящая из нагнетательного кольца 1, с размывными трубками *3* и задвижками *9*.

Приготовление глинистого раствора осуществляется по замкнутому циклу. После заправки глиномешалки расчетным количеством глины и воды включается насос. Жидкость забирается насосом из глиномешалки по всасывающей линии и вновь поступает в нее по нагнетательной линии. Для предохранения от попадания во всасывающую линию насоса крупных комков глины в корпусе глиномешалки устанавливают две сетки 7 и *8*.

Загрузку глиномешалки глиной осуществляют при помощи бульдозера или автомашин-самосвалов. Вода подается из трубопровода или с помощью насоса.

Количество приготовленного раствора зависит от скорости истечения жидкости из размывных сопел и времени перемешивания. Количество одновременно работающих мониторов может меняться путем отключения части мониторов задвижками. Давление в нагнетательной линии должно поддерживаться в пределах 30—40 кгс/см^2. Длительность приготовления составляет 1,0— 1,5 ч.

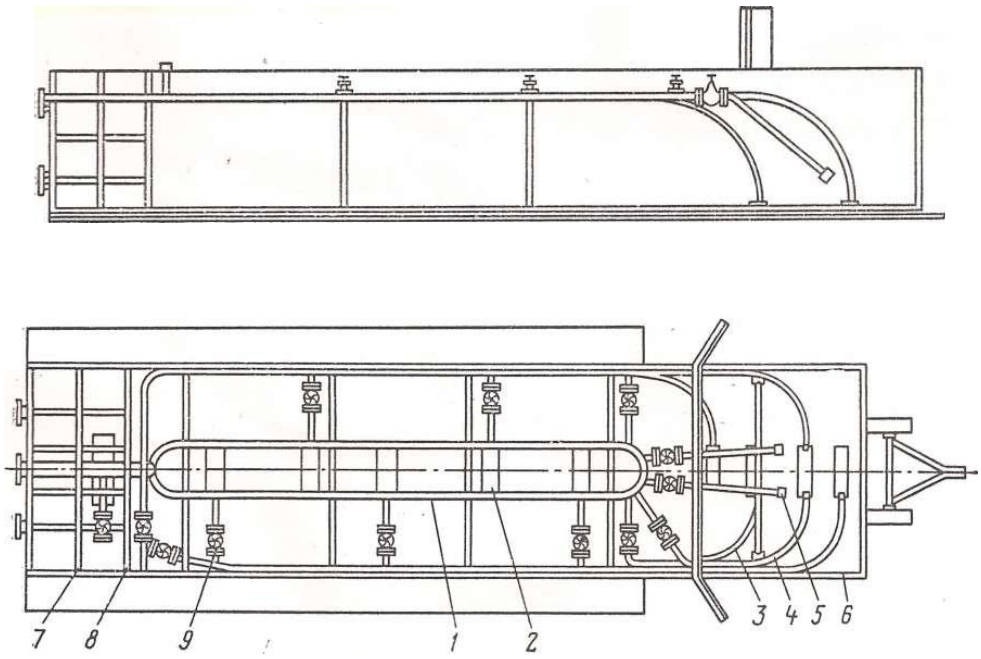


Рис. 7. Общий вид гидромониторной мешалки Л. Т. Папировского:
1 — нагнетательное кольцо гидромониторной системы; *2* — опора нагнетательного кольца; 5 —размывная трубка; *4* — водяная линия; *5* — штуцер размывной трубки; *6* — металлический корпус гидромешалки; 7 и *8* — металлические защитные сетки; *9* — задвижкавысокого давления

Емкость глиномешалок Л. Т. Папировского может быть различной (от 25 до 200 м^3). Производительность ее зависит от объема и примерно в 10—15 раз превышает производительность наиболее крупных лопастных глиномешалок МГ2-4 и Г2-П-2-4.

Для приготовления растворов из глинопорошка используются гидравлические мешалки эжекторного типа (гидроворонки). Это устройство непрерывного действия.

Гидравлические мешалки эжекторного типа (гидроворонки) используются для приготовления раствора из глинопорошка. Это — устройство непрерывного действия, наиболее распространена гидравлическая мешалка ГДМ-1 (рис. 8.). Она состоит из воронки *2* для загрузки глинопорошков, сопла 1, камеры смешения 3 и бака 5, смонтированных на общей раме 6. К соплу 1 под давлением подводится вода; при истечении ее в камере смешения образуется вакуум, благодаря чему туда засасывается порошок из воронки *2.* Образовавшаяся пульпа поступает в бак и ударяется о специальный башмак, что способствует измельчению комочков глины и более интенсивному их перемешиванию с водой. Готовый глинистый раствор сливается через выходную трубу *4* в верхней части бака. Поднимаясь вверх, раствор теряет скорость, и из него выпадают на дно нераспустившиеся комочки глины.

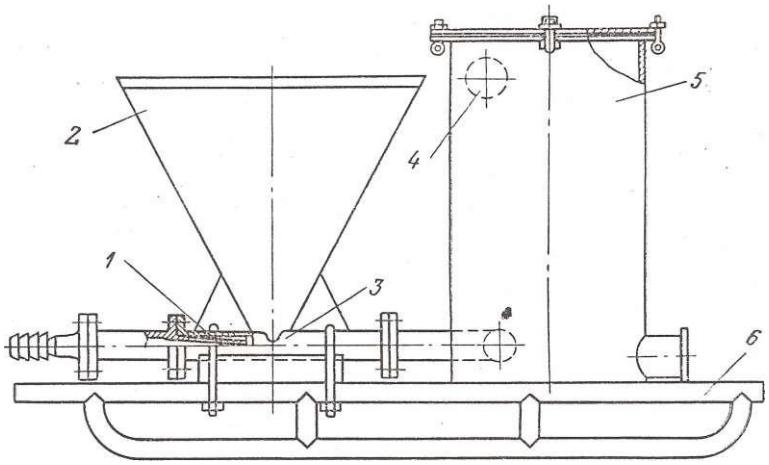


Рис. 8. Гидравлическая мешалка ГДМ-1

Имея относительно небольшие массу и габариты, гидроворонки отличаются высокой производительностью. Так, производительность гидравлической мешалки ГДМ-1 составляет по готовому раствору 70—90 $м^3$/ч при объеме воронки 0,175 $м^3$ и объеме бака 1 $м^3$. Масса гидроворонки 1120 кг.

Следует отметить, что качество глинистого раствора, приготовленного в гидроворонках, довольно низкое. Несмотря на тонкий помол, частицы глинопорошка в процессе перемешивания с водой должны пройти дальнейшее диспергирование. Однако такое диспергирование происходит недостаточно интенсивно. За счет броуновского движения происходит частичная диспергация глины, но качество раствора остается хуже, чем при приготовлении в лопастных глиномешалках.

Качество раствора может быть существенно улучшено его многократным пропуском через гидроворонку без добавления твердой фазы.

Гидроэжекторный смеситель (рис. 9.) используется для приготовления глинистых растворов из глинопорошков. Смеситель для нужд разведочного бурения серийно не выпускается. Однако в различных конструктивных вариантах изготовляется в ГРЭ, широко использующих глинопорошки. Он состоит из насадки /, загрузочной воронки *2* с клапаном $3_у$ приемной *4* и смесительной *5* камер, диффузора *6* и сливного патрубка 7. Жидкость, прокачиваемая насосом через насадку /, создает разрежение, под действием которого глинопорошок поступает в камеру гидросмесителя, где смешивается с жидкостью. Порошок может вводиться в смеситель через воронку *2* вручную.

Раствор, полученный в гидроэжекторном смесителе, для дополнительной диспергации глины должен выстоять в течение нескольких часов в приемной емкости с последующим интенсивным перемешиванием и обработкой в специальном диспергаторе.

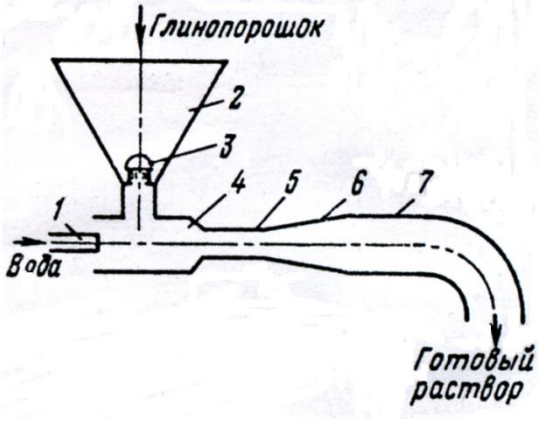


Рис. 9. Гидроэжекторный смеситель

Гидравлический диспергатор ДГ-1 (рис. 10.) состоит из корпуса с камерой 2, внутри которой помещены соосно керамические (металлокерамические, твердосплавные) насадки 3, закрепленные с помощью накидных гаек в посадочных выточках. Сверху камера закрыта глухим фланцем, открывающим доступ для смены насадок. К ней приварены входные и выходной патрубки для подачи и слива бурового раствора. Выходной патрубок *4* позволяет подсоединяться к гидроэжекторному смесителю БПР. На входной трубе 1 устанавливается задвижка высокого давления, манометр и предохранительный клапан на давление до 15 МПа.

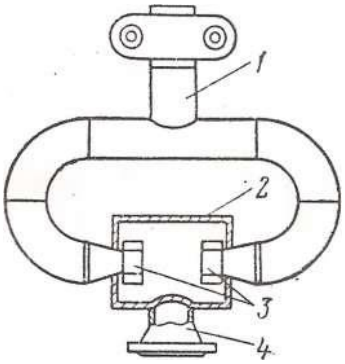


Рис. 10. Гидравлический диспергатор ДГ-1

Техническая характеристика ДГ-1

Рабочее давление, МПа ....…… ……..12 – 15
Подача по готовому буровому раствору, м^3/ч……...…15 – 20
Диаметр насадок, мм.....…….……9; 11; 13; 16
Масса, к г … … … … … … … … … … … … … … … … … … … 7 6

Принцип действия гидравлического диспергатора основан на том, что при соударении высокоскоростных встречных струй в камере ограниченного объема возникают кавитационные явления, ультразвук и другие эффекты, интенсифицирующие процессы диспергирования. Обработанные таким способом суспензии или эмульсии в последующем не изменяют своих свойств под влиянием менее мощных диспергирующих эффектов, возникающих при работе насосов, турбобуров, долот и других механизмов, в процессе бурения скважины. Кроме того, происходит дополнительное измельчение

глиноматериалов, нефти, битума, в результате чего для получения бурового раствора с одними и теми же показателями этих материалов и химических реагентов (стабилизаторов, эмульгаторов) требуется меньше.

3 СПОСОБЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ДИСПЕРГАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ

Приготовление глинистых растворов в рассмотренных выше устройствах не обеспечивает полной диспергации твердой фазы. Увеличение времени перемешивания оказывается неэффективным, так как при этом резко падает производительность глиномешалок. Поэтому при необходимости глинистые растворы подвергают дополнительной обработке, пропуская их через специальные устройства — диспергаторы (иногда их называют также активаторами, дезинтеграторами). Методы диспергирования делятся на гидродинамические и механико-гидравлические.

Гидродинамическое воздействие обусловлено комплексом эффектов, из которых в качестве основных можно отметить энергию пульсирующих давлений в жидкости, взаимодействие ударных волн, гидравлический перетир слоев промывочной жидкости с твердой фазой, соударение частичек твердой фазы. Основной фактор измельчения частиц при гидродинамическом воздействии — кавитационный эффект, возникающий в поле переменного давления потока жидкости. Гидродинамическое воздействие реализуется гидравлическим, гидроакустическим и электрогидравлическим методами.

Механико-гидравлические методы воздействия осуществляются за счет энергии движущихся элементов механических устройств. Такие элементы могут быть либо свободно- движущимися телами, либо жесткозакрепленными.

В настоящее время разработаны и применяются диспергаторы различных конструкций. Примером гидравлического диспергатора является разработанное во ВНИИК нефти устройство, принцип действия которого основам па соударении двух струй жидкости, направленных навстречу друг другу.

Струйный диспергатор (рис. 11.) состоит из корпуса *8,* в который вмонтированы два патрубка *4* с насадками *6,* удерживающимися заглушками 7. Гайками 5 патрубки крепятся к корпусу. Глинистый раствор подается через тройник 1, быстроразъемные соединения 2, по изогнутым трубкам 3 к насадкам *6.* В корпусе происходит встреча потоков, обработанный раствор отводится по патрубку 9. У выходной кромки вследствие понижения давления образуются газовые пузырьки, которые, захлопываясь в зоне встречи струй, создают скачки давления, достигающие десятков и сотен МПа.

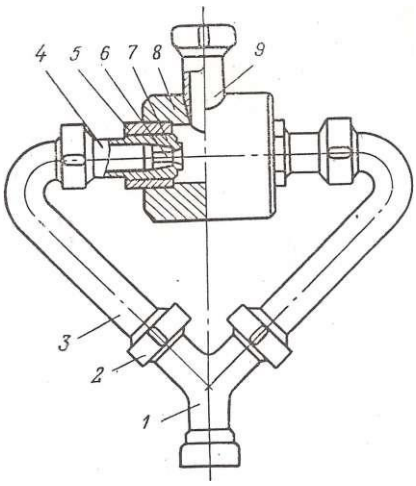


Рис. 11. Струйный диспергатор

Гидродинамический шаровой диспергатор представляет собой патрубок, заполненный стальными шарами, которые фиксируются с обеих сторон решетками. Он прост по устройству. Решетки удерживаются крышками с быстросъемными соединениями. Буровой раствор, проходя через толщу шаров, разделяется на ряд потоков, каждый из которых характеризуется множеством последовательных чередований зон повышения и понижения давления. Диспергация происходит за счет соударений частиц твердой фазы с шарами, а также вследствие кавитации.

Вихревой диспергатор ИГВ-2 (рис. 12.) представляет собой ультразвуковой излучатель. Устройство состоит из корпуса 5, в который с помощью стакана *4* вмонтирована улитка *2 с* многоходовой винтовой канавкой и осевым соплом 1. Раствор под давлением поступает одновременно через осевое сопло и по канавкам улитки, попадая в вихревую камеру 3. Закручиваясь в ней, струи жидкости образуют вихревой слой, в котором генерируется мощное акустическое поле, усиливаемое диафрагмой 5. При встрече осевого потока и вихревого •слоя за счет кинетической энергии встречных затопленных струй формируется кавитационный эффект.

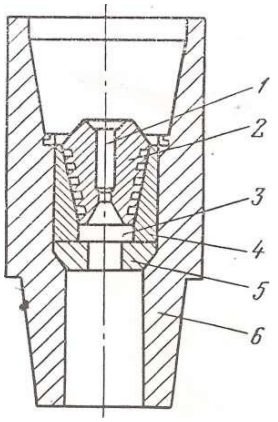


Рис. 12. Вихревой диспергатор ИГВ-2

Дисковый измельчитель (рис. 13.) состоит из корпуса 1 с подающим *2* и сливным 3 патрубками. В корпусе 1 смонтированы верхний неподвижный диск *4* и нижний диск 5, соединенный непосредственно с валом вертикально установленного электродвигателя 6. Глинистый раствор, поступая по патрубку *2* в зазоры между дисками и корпусом, приобретает вращательное движение, при котором частицы твердой фазы интенсивно истираются.

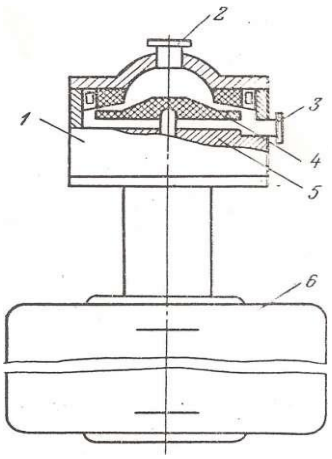


Рис. 13. Дисковый измельчитель

Гидродинамический шариковый диспергатор показан на рис. 14. Диспергация происходит за счет соударения частиц твердой фазы с шарами, а также кавитации. Избыточное давление 1—3 МПа.

Многокамерный дисковый диспергатор приведен на рис. 15. Гидродинамический режим работы диспергатора обеспечивается тем, что отверстия в дисках расположены по концентрическим окружностям с попеременным смещением в ряду.

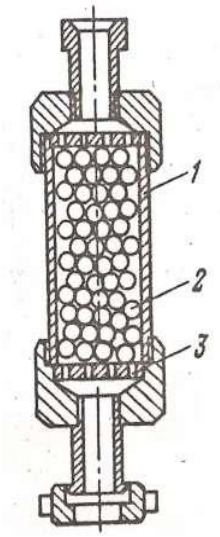


Рис. 14. Гидродинамический шариковый диспергатор
1-корпус;
2-стальные шары
3-решетки

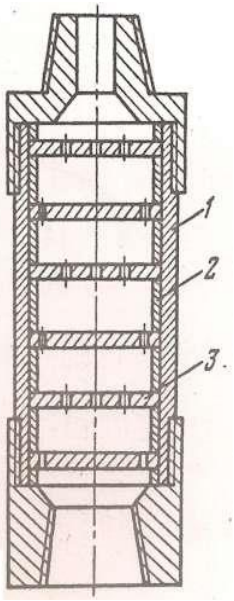


Рис. 15. Многокамерный дисковый диспергатор
1- корпус
2 – распорное кольцо
3 – диск с отверстиями

Стержневой ультразвуковой излучатель УГИ-С (рис. 16.) предназначен для улучшения и интенсифицирования процесса эмульгирования. Он состоит из цилиндрического корпуса *4* с пазами, регулировочного штока / отражателей 2 патрубка-сопла 5, штифта 3. Смесь воды и эмульгирующего реагента под давлением 0,5-0,6 МПа поступает в патрубок и с большой скоростью отбрасывается отражателем в узкую кольцевую щель сопла в виде веерообразной струи. Турбулентно обтекаяпластины жидкость возбуждает упругие колебания ультразвуковой частоты, способствующие тонкому диспергированию эмульгируемой смеси и улучшению качества эмульсионного

раствора. Спектр, упругих колебании излучателя 5-12 кГц, интенсивность колебаний (1,0-И,2)-10 Вт/м .

Для каждого диспергатора существует определенная длительность процесса, увеличение которой уже не приводит к дальнейшему диспергированию твердых частиц. Наоборот, увеличение времени воздействия на глинистые растворы, особенно при ультразвуковой обработке, вызывает обратный процесс т. е. агрегирование частиц дисперсной фазы. Оптимальное время обработки зависит от типа глины и колеблется от 8,5 мин для монтмориллонита до 4,5 мин для каолина.

Диспергаторы можно устанавливать в нагнетательной линии циркуляционной системы скважин; на буровой установке в качестве самостоятельного аппарата с индивидуальным приводом или приводом от бурового насоса; входить в качестве узла в состав комбинированных установок для приготовления глинистых растворов (например, в агрегате АПР-I совместно с гидромониторным смесителем).

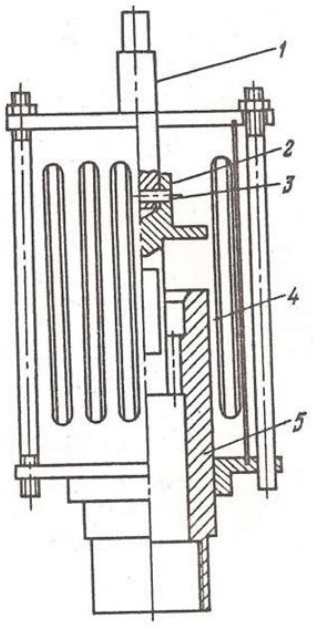


Рис. 16. Стержневой ультразвуковой излучатель УГИ-С

Все рассмотренные устройства могут использоваться и для приготовления прочих промывочных жидкостей.

4. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ И ЭМУЛЬСИОННЫХ РАСТВОРОВ

Некоторые полимеры трудно растворяются в воде, поэтому приготовление раствора из них сводится к постепенному уменьшению их концентрации, Так, при использовании ПАА сначала исходный 8%-ный реагент разбавляют до 1%-ной концентрации, а затем добавляют в воду до заданной концентрации. Для механизации процесса приготовления применяют различного рода устройства. На рис. 17 показана установка для приготовления полимерных растворов ППР, разработанная ВИТРом.

Установка представляет собой бак 5, заключенный в водяную рубашку 4 с нагревательными элементами *2.* В баке смонтировано лопастное устройство 3 с электродвигателем 7 для перемешивания компонентов. Дополнительное

перемешивание осуществляется вихревым^ насосом 11.через систему трубопроводов. Компоненты загружают через устройство 6, которым управляют с пульта Р, расположенного в шкафу 10. Для регулирования температуры, которая контролируется термометром 8, служит температурное реле 1.

Техническая характеристика установки ППР

Полезная вместимость бака, $м^3$……..……..…….0,25
Вместимость бака водяной рубашки, $м^3$……...0,12
Частота вращения перемешивающего устройства, об/мин…….955
Потребляемая мощность, кВт:
нагревательными элементами……..…….……10,5
электродвигателем перемешивающего устройства……..4,0
электродвигателем насоса……1 , 5
Габариты, мм:
длина ..... ……..……2090
ширина ..... …….……920
высота.....……..…..1740
Масса, кг……450

Время приготовления раствора 1,5—3%-ной концентрации из желеобразного ПАА составляет 15—25 мин, а из сухого гранулированного без предварительного замачивания — 2—3 ч. Установка ППР позволяет осуществлять гидролиз ПАА.

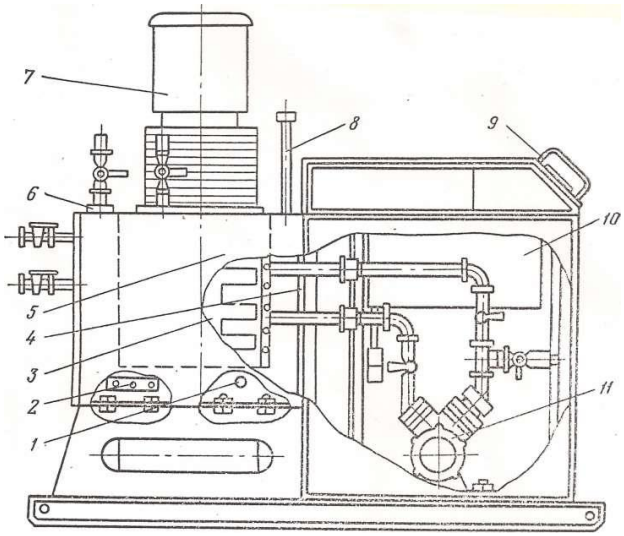


Рис. 17. Установка для приготовления полимерных растворов ППР

Наряду с глиномешалками широко распространены ультразвуковые генераторы. Установка на базе ультразвукового генератора (рис. 18.) отличается простотой, экономичностью, относительно высокой производительностью. Приготовление эмульсий на ней производится следующим образом.

В бак 3 установки (см. рис. 18.), смонтированной на раме 1, заливается вода (или другая исходная жидкость), а в маслобак *4* — концентрат-эмульгатор, например мылонафт. Концентрат подогревается с помощью тепло-электронагревателя 7 до 50— 60 °С. Затем включается насос *2,* из бака 3 по всасывающему трубопроводу *8* в насос поступает эмульгируемая жидкость, а из маслобака по маслопроводу 9— концентрат. Образующаяся смесь подается в гидродинамический излучатель 6, а получаемая эмульсия из приемного бака *5*

отводится в емкость. Затем эмульсия дозируется в соответствии с заданной концентрацией и подачей насоса в процессе эмульгирования.

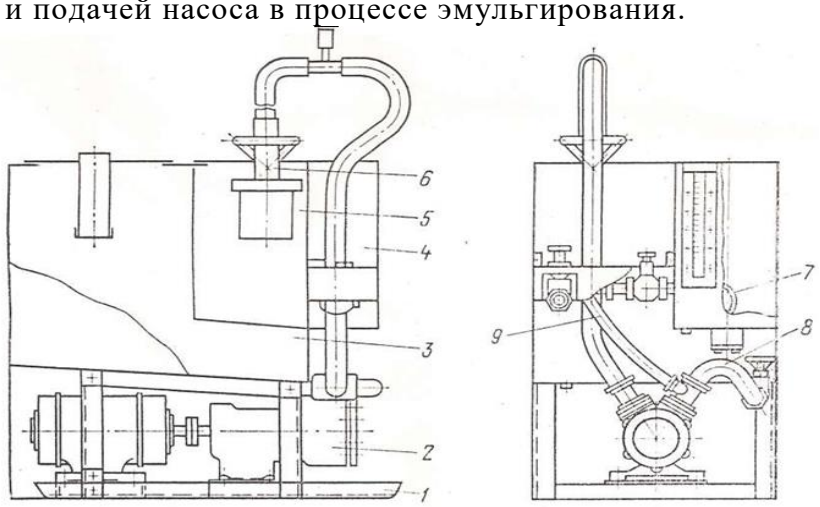


Рис. 18. Ультразвуковая установка для приготовления эмульсионных промывочных жидкостей

Принцип работы используемого в установке ультразвукового генератора (рис. 19.) заключается в следующем. Смесь исходной промывочной жидкости с эмульгируемым составом нагнетается насосом под давлением 0,6—0,8 МПа и поступает в зазор между насадкой *2* и отражателем *4.* Выходя из зазора веерообразной струей, жидкость ударяется о пластины 5, закрепленные в дисках 3 и *6.* Упругие колебания, образующиеся в результате завихрений жидкости, усиливаются резонансными колебаниями пластин и передаются в окружающую среду. Изменяя величину зазора между насадкой и отражателем- с помощью штурвала 7, можно получить разную толщину выходящей струи смеси и настроить излучатель на оптимальный режим работы. Излучатель помещается в корпусе 1 и соединяется с нагнетательной линией с помощью муфты *8.*

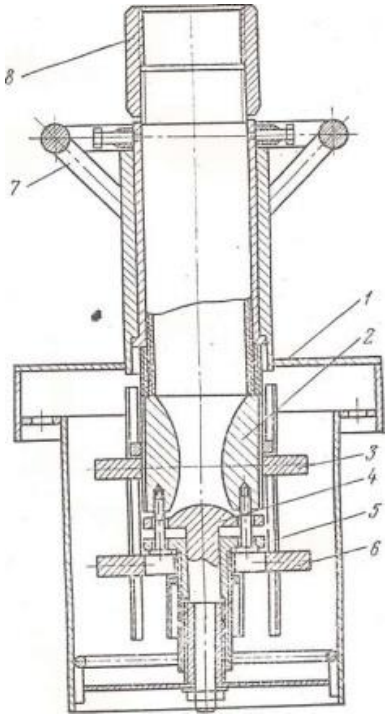


Рис. 19. Ультразвуковой генератор

Установка для приготовления эмульсионных растворов УЭМ-5 разработана в ИГО «Красноярскгеология». Она предназначена для приготовления тонкодисперсных эмульсий. Установка УЭМ-5 (рис. 20) выполнена в виде автономного агрегата, состоящего из насоса , электродвигателя 15, трехпозиционного крана 14, фильтра 13, всасывающего трубопровода 2, бака для воды 2, всасывающего трубопровода для эмульсола крана 4у бака для эмульсола 7, тройника 5, соединенного с излучателем 5, установленного в приемной камере 9, водонагревательного бака 6, уровнемеров 10 и 11 и пульта контрольно-измерительной аппаратуры.

Принцип действия установки заключается в следующем. При работе насоса 1 из бака 12 по всасывающему трубопроводу 2 (или непосредственно из водоема) поступает вода, а из бака 7 — разогретый концентрат (эмульсол). Смесь воды и концентрата через тройник 5 поступает в излучатель 5, где под действием ультразвукового эффекта в приемной камере 9 образуется тонкодисперсная эмульсия.

Установка УЭМ-5 при необходимости может быть использована для приготовления эмульсий непосредственно на скважине.

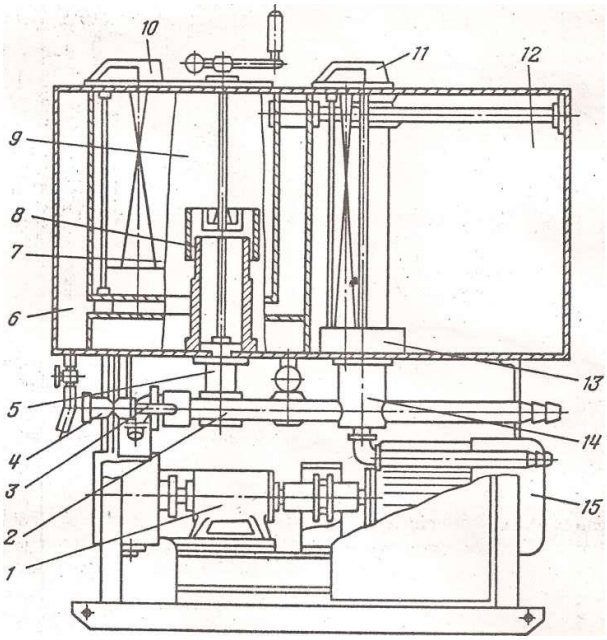


Рис. 20. Установка для приготовления эмульсионных растворов УЭМ-5

Техническая характеристика установки УЭМ-5

Производительность (для эмульсий 1-1.5 %-ной концентрации), $м^3$/ч…….5
Тип излучателя…….гидродинамический стержневой (УГИ-С)
Частота возбуждаемых колебаний, кГц…….……6-20
Давление на излучателе, МПа…….……..……..……..0,5
Объем бака, $м^3$:
для воды……..…….0,25
для эмульсола……..…….……..0,05
Мощность, кВт:
электродвигателя…….…….…5,5
нагревателя ТЭН……..…….……7,5
Габариты, мм:
длина…….…….1000
ширина……..……700
высота……..……..……..1500
Масса, кг……..…….350

5. ПЕРЕМЕШИВАТЕЛИ

Основная функция перемешивателей — не допустить расслоения бурового раствора и обеспечить равномерное распределение его компонентов во всем объеме циркуляционной системы. Для приготовления, обработки и циркуляции бурового раствора в практике бурения скважин применяют гидравлические и механические перемешиватели.

5. 1 Гидравлические перемешиватели

Отечественная промышленность выпускает гидравлические перемешиватели трех типов: 4УПГ, ПГ и ПГС. Перемешиватель 4УПГ (рис. 21) состоит из корпуса *2*, вращающегося в тройнике *3* ствола *4* и закрепленной на консоли ствола насадки *5*. Подвижные сочленения выполнены таким образом, что ствол с насадкой имеет возможность поворачиваться в двух взаимно перпендикулярных плоскостях, обеспечивая тем самым любое направление струи посредством рукоятки 1.

Техническая характеристика перемешивателя 4УПГ

Рабочее давление, МПа	4,0
Диаметр сменной насадки, мм	16; 20; 30; 40
Расход жидкости, л/с	15—90
Габариты, мм	335x170x2200
Масса, кг	33,5

Раствор подается буровым или центробежным насосом по манифольду в корпус гидравлического перемешивателя, откуда через тройник и ствол поступает к насадке. Здесь поток существенно ускоряется и с высокой скоростью выбрасывается из насадки. Поворачивая ствол за рукоятку, оператор направляет струю бурового раствора в застойные и наиболее отдаленные от приема насоса зоны, тем самым обеспечиваются вовлечение всего объема бурового раствора в циркуляцию, гомогенизации раствора, диспергирование твердой фазы и эмульгирование жидких компонентов при приготовлении эмульсионных растворов.

Принцип работы перемешивателя ПГ такой же, как и 4УПГ, однако перемешиватель ПГ позволяет фиксировать с помощью двух пальцев положение монитора по отношению к корпусу и корпуса по отношению к приемному патрубку. Для этой цели к приемному патрубку и к корпусу приварены диски с отверстиями. Угольник монитора и приемный патрубок фиксируют в корпусе от осевого перемещения при помощи шариков, которые выполняют также роль подшипников качения. В связи с тем, что основные детали перемешивателя литые, масса его в 1,5 раза меньше массы перемешивателя 4УПГ.

Техническая характеристика перемешивателя ПГ

Наибольшее рабочее давление, МПа	6,0
Диаметр сменной насадки, мм	20; 25; 30; 40
Габариты, мм	273x160x2000
Масса, кг	23,8

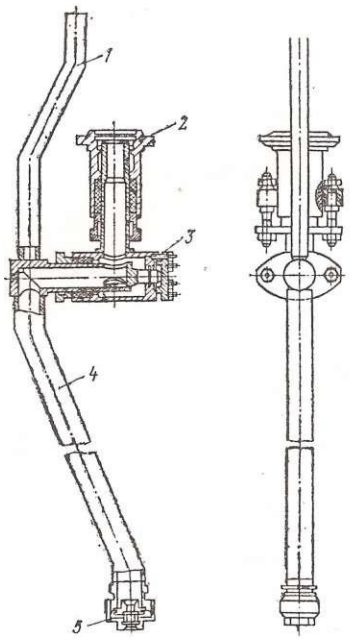


Рис. 21. Гидравлический перемешиватель 4УПГ

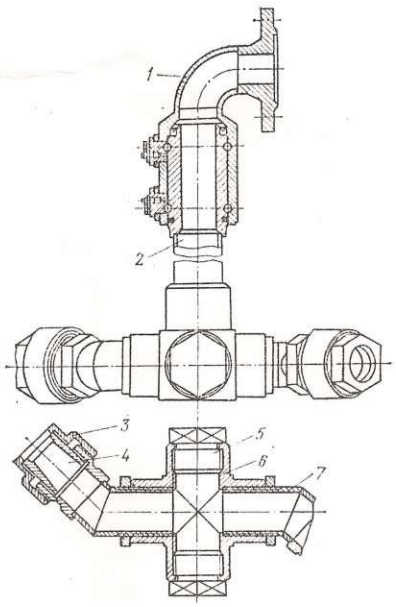


Рис. 22. Гидравлический перемешиватель ПГС

Гидравлический самовращающийся перемешиватель ПГС (рис. 22.) перемешивает жидкость без вмешательства оператора. Он состоит из приемного патрубка 7, ствола *2,* крестовины *6*, двух колен 7 с резьбовыми ниппелями, сменных насадок 4, закрепляемых с помощью накидных гаек 3. Сочленение ствола с приемным патрубком осуществляется при помощи специального шарикового подшипника. Крестовина присоединяется к нижней части ствола при помощи резьбы. Два конца крестовины заглушены пробками 5, а к двум другим (противолежащим) подсоединены колена с насадками.

Техническая характеристика ПГС

Наибольшее рабочее давление, МПа.....4,0
Диаметр, мм:
сменных насадок 20; 25; 30; 40
окружности, описываемой вращающимися коленями 480
Высота, мм 1777
Масса, кг.....38

Буровой раствор, нагнетаемый насосом в ствол перемешивателя, с большой скоростью вытекает из насадок в противоположных направлениях. Возникающая при этом реактивная пара сил заставляет вращаться крестовину в подшипнике, в результате чего изменяется направление действия струи с некоторой постоянной скоростью, зависящей от рабочего давления, развиваемого насосом, и реологических свойств бурового раствора. Крестовина вращается против часовой стрелки.

Основной недостаток перемешивателя типа ПГС – направление действия струи бурового раствора изменяется только в одной плоскости.

5.2 Механические перемешиватели

Для циркуляционных систем буровых установок отечественной промышленностью выпускаются механические перемешиватели ПМ, $ПМ_4$, $ПМ_2$, $ПЛ_1$, $ПЛ_2$.

Механический перемешиватель ПМ (рис. 23.) состоит из мотор-редуктора который крепится болтами к опоре 2, установленной на сварной раме 3, промежуточного вала 4, закрепленного на валу мотор-редуктора при помощи пальцевой муфты, лопастного вала *5* и перемешивающего органа *6.* Промежуточный вал установлен в двух шариковых подшипниках, расположенных в верхнем и нижнем концах цилиндрического корпуса, прикрепленного жестко к раме 3. Подшипники защищены от внешних воздействий и загрязнении кожухом, который при варен к фланцу промежуточного вала и вращается вместе с ним.

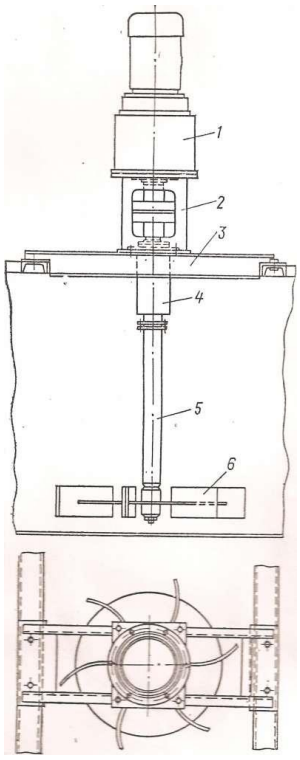


Рис. 23. Механический перемешиватель ПМ

Сварная рама ПМ устанавливается на верхней площадке емкости циркуляционной системы так, что зазор между лопастями и дном емкости составляет не менее 90 мм. На каждую емкость (или отдельный отсек) циркуляционной системы устанавливают, как правило, два механических перемешивателя.

На $ПМ_1$ установлен взрывозащищенный электродвигатель, а $ПМ_2$ отличается от описанного отсутствием цилиндрической опоры и пальцевой муфты.

В настоящее время налажен:» серийное производство наиболее совершенных механических перемешивателей ПЛ1 и $ПЛ_2$ (рис. 24.). Главным преимуществом их является то? что они оснащены комбинированным турбинно-пропеллерным перемешивающим органом, позволяющим значительно повысить эффективность перемешивания буровых растворов. Кроме того, их конструкция упрощена, а вместо дефицитного мотор-редуктора МПО2-15В-5,5/45,5 используются редукторы массового производства.

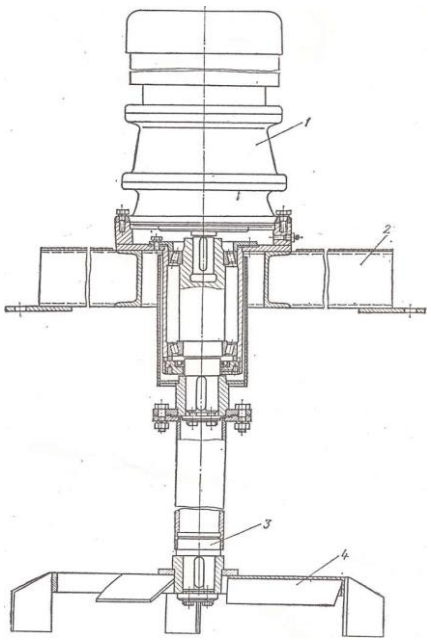


Рис. 24. Механическийперемешиватель с турбинно-пропеллерной мешалкой:
1 — мотор-редуктор; 2 — основание; *3*— вал; *4* — мешалка

Техническая характеристика механического перемешивателя

Шифр……..ПМ
Привод перемешивателя……мотор-редуктор МПО2-15В-5,5/45,5
Тип электродвигателя…….……..АО-42-4
Мощность электродвигателя, кВт……..…….…….5,5
Передаточное число планетарного редуктора……..…….32,1
Скорость вращения вала с лопастями, об/мин……..……45,5
Диаметр лопастей мешалки, мм……..……..……..950
Габаритные размеры, мм:
длина .....…….……1430
ширина ....……...……950
высота…….…...3262
Масса, кг……..……477

5.3. Перемешиватели, выпускаемые зарубежными фирмами

Зарубежные фирмы выпускают гидравлические перемешиватели, называемые гидравлическими пушками, трех, разновидностей.

Неподвижный перемешиватель, состоящий из патрубка диаметром 125—200 мм, внутри патрубка установлена насадка, питающаяся от нагнетательного трубопровода циркуляционной системы. Использование патрубка увеличивает эффективность действия струи, вытекающей из насадки. Неподвижные перемешиватели монтируют у дна резервуаров. Обычно монтируют два перемешивателя в двух противоположных углах резервуара. Насадки перемешивателей направлены параллельно продольным стенкам резервуара. Таким образом создаются условия: для вращения слоя жидкости, ограниченного стенками резервуара, а по высоте — эффективностью действия струй.

Фирма «Пенрод дриллинг компани» монтирует неподвижные перемешиватели посередине резервуара на расстоянии 450 мм от дна.

Самовращающиеся гидравлические перемешиватели, использующие для вращения реактивное действие вытекающих из насадок струй, благодаря чему осуществляется равномерное интенсивное перемешивание жидкости в плоскости насадок (рис. 25).

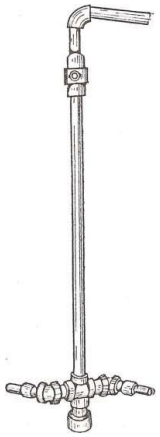


Рис. 25. Самовращающийся гидравлический перемешиватель.

Фирма «Сосьетэ де форажпетролье» применяет вращающиеся перемешиватели в прямоугольных резервуарах емкостью по 24 м^3. В каждом резервуаре установлено по четыре перемешивателя, две насадки в каждом. Диаметр насадок 32 мм. Насадки укреплены на вращающейся трубе на расстоянии 300 мм от дна и наклонены под углом к горизонту вниз. Такое их расположение, по данным фирмы, приводит к образованию турбулентных потоков, направленных от дна резервуара кверху.

При этом газ, имеющийся в жидкости, выносится этими потоками на поверхность, воздух же не проникает в жидкость. По данным той же фирмы, описанная установка при скорости вращения насадок 60 об/мин способна за 3 мин привести в однородное состояние 24 м^3 промывочной жидкости плотностью 2 г/см^3, которая перед этим оставалась в покое в течение 3 сут.

Поворотные гидравлические перемешиватели изготовляют двух типов — одношарнирные и двухшарнирные. На (рис. 26) показан двухшарнирный перемешиватель фирмы «Демко», установленный на буровой установке «Айдекопиньёпи». Перемешиватель состоит из трубы с рукояткой, на конце трубы смонтирована сменная насадка, двух шарниров с фиксирующими дисками и приемного патрубка, смонтированного на пусковой задвижке. Благодаря наличию двух шарниров труба с помощью рукоятки может направляться оператором в любую точку резервуара. Наличие фиксирующих дисков с пальцами позволяет оператору зафиксировать трубу с насадкой в любом положении.

Фирма «Лайтнин» (США) изготовляет механические перемешиватели двух типов —лопастные (рис. 27.) и пропеллерные.

Перемешиватели приводятся от электродвигателей мощностью от 2 до 15 л. с. Перемешиватели крепятся на резервуарах или желобах в вертикальном положении, при этом лопасти вращаются в горизонтальной плоскости. Скорость вращения лопастного вала составляет около 60 об/мин. Наружный диаметр лопастей колеблется от 700 до 1200 мм. В зависимости от диаметра лопастей выбирают мощность приводного электродвигателя.

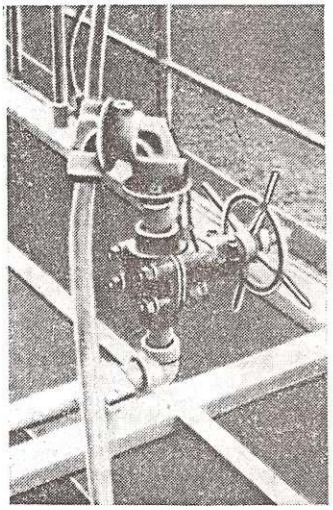


Рис. 26. Двухшарнирный гидравлический перемешиватель фирмы «Демко»

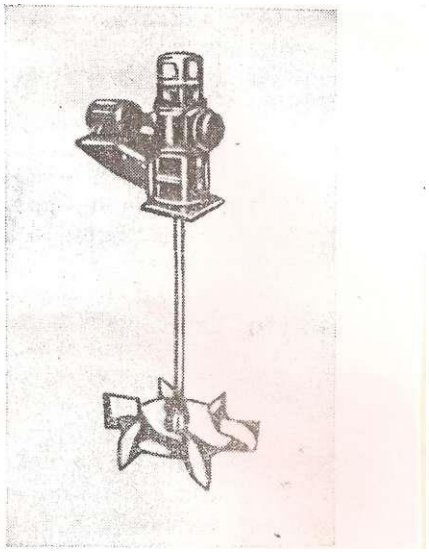


Рис. 27. Лопастной механический перемешиватель фирмы «Лайтнин»

У перемешивателей, устанавливаемых на желобах, предусматриваются лопасти диаметром менее 700 мм. Нижняя кромка лопастей отстоит от дна резервуара или желоба на 50— 100 мм.

6. ГИДРОАКУСЧТИЧЕСКИЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ РАЗРАБОТАННЫЕ НА КАФЕДРЕ “ТТР МПИ”

6.1. Малогабаритная многосекционная роторная мельница «ММР-2»

Целью настоящей разработки конструкции мельницы с лопастным ротором явилась необходимость повышения степени измельчения и однородности твердой фазы в приготовлении суспензии роторными мельницами. Другой задачей явилось обеспечение предварительного измельчения крупных кусков исходной твердой фазы приготовляемых суспензий.

Работает мельницы следующим образом (рис. 28): исходный материал например, крупно-комовая глина непрерывно подается в загрузочный бункер 1, одновременно в мельницу подается жидкая фаза по трубопроводу 16. Крупные куски твердого материала проходят предварительное измельчение на более мелкие фракции между дисками 14 и лопастями 10 первой ступени ротора, т.е. предварительное измельчение твердой фазы невозможно без вращения ротора. При этом за счет свободного поворота дисков на оси 13 и наличия на них зубцов (или выступов) происходить смена режущих кромок в зазоре между дисками 14 и лопастями 10. Отсюда, в процессе измельчения участвуют все режущие кромки, расположенные по окружности дисков, и длительное время они остаются острыми, не затупляются из-за их значительной протяженности.

Вращаясь, диски 14 одновременно очищаются зубьями гребенки 15. Струя жидкости, истекая под давлением из сплошной щели трубопровода 16, дополнительно промывает диски. Дисками, очищенными от кусков налипшего или застрявшего между ними твердого материала, производится наиболее эффективно предварительное измельчение. Независимое друг от друга свободное вращение дисков обеспечивает наилучшее прохождение и измельчение более крупных кусков твердого материала.

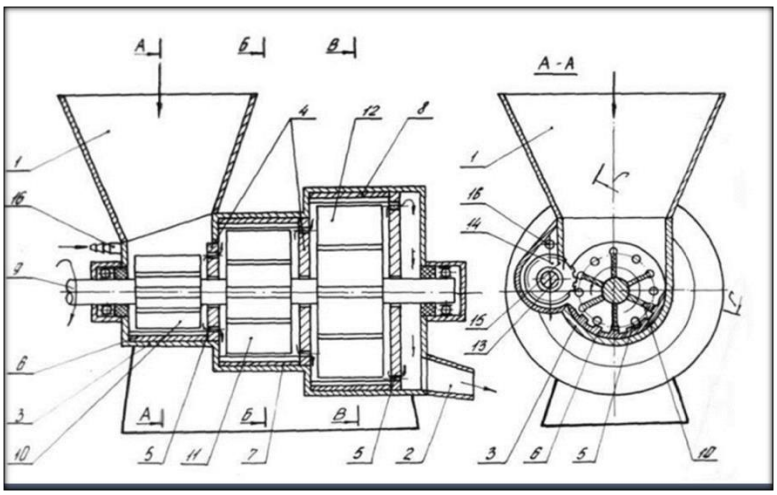


Рис. 28. Конструктивная схема роторной мельницы «ММР-2»

Пройдя стадию предварительного измельчения, твердая фаза продолжает измельчаться лопастями 10 о ребристую поверхность ударной плиты 6. Затем полученная в первой секции корпуса 3 крупнодисперсная пульпа под действием центробежных сил (а значит и давления пульпы), возникающих во вращающемся потоке, по сквозным отверстиям 5, расположенным в боковой стенке 4, поступает во вторую секцию. Во второй и последующей секциях крупнодисперсная пульпа претерпевает более тонкое измельчение, после чего готовая суспензия по отводному лотку 2 выводится наружу. Малый диаметральный размер первой секции корпуса 3 позволяет увеличить силовое усилие лопасти для раздавливания твердых комков исходного продукта измельчения, и , наоборот увеличения размеров последующих секции обеспечивает лучшее измельчение твердой фазы крупнодисперсной пульпы (приготовление в первой секции) при больших окружных скоростях движущегося потока пульпы в зонах измельчения (находящихся между ребристой поверхностью ударных плит 7,8 и периферийными кромками лопастей 11,12). Последовательное измельчение в первой, второй и третьей секциях позволяет получить суспензию однородной по фракционному составу и значительно повысить степень измельчения ее твердой фазы.

Производительность описанной мельницы выше известных в 2, 3 раза и более (в зависимости от числа секции корпуса). Она обеспечивает быстрое и качественное приготовление больших объемов буровых растворов, что позволяет уменьшить простой и осложнения при бурении скважин и получить существенный экономический эффект. Далее, уменьшается рабочая площадь глинозаводов, поскольку данная мельница заменяет несколько известных роторных мельниц типа «ФСМ». Более эффективно измельчение мельницы сокращает расход электроэнергии в 1.2-1.3 раза.

Техническая характеристика многосекционной роторной мельницы.

Вид измельчаемого материала…….любая горная порода
Крупность кусков исходного материала (в поперечнике), мм.до 100/150
Производительность , $м^3$/час……..……до 30
Частота вращения лопастного ротора в минуту……1000
Диаметр лопастного ротора, мм:
первой ступени……...30
второй ступени……..…….....50
третьей ступени…….…….....70
Длина лопастного ротора, мм……..……..1100

Потребляемая мощность, кВт…… ……20

Габаритные размеры, м

Длина…… ... ….……200

Ширина…… …….. …….1600

Высота……..…….. .1050

Масса (без электродвигателя), кг……..……420

6.2. Барабанный измельчитель.

Конструктивные особенности барабанного измельчителя в отличие от всех других устройств гидромеханического типа, применяемых для приготовления буровых промывочных жидкостей, позволяют реализовать в нем принципиально новый и эффективный способ диспергации глинистого материала. Отличие заключается и в расширении функциональных возможностей; разработанный измельчитель работает не только в качестве диспергатора, он осуществляет транспортирование промывочной жидкости, т.е. одновременно выполняет функцию перекачивающего насоса.

Принципиальная конструктивная схема измельчителя представлена на рис. 29: а- продольный разрез устройства; б- сечение по А-А. Барабанный измельчитель имеет цилиндрический корпус 1 с приводом и станину 2.внутри корпуса 1 соосно ему неподвижно закреплен на станине 2 рабочий орган, содержащий два параллельно расположенных диска 3 и 4. В центре диска 3 выполнено отверстие, соединенное посредством полой оси 5 с разгрузочным патрубком 6.

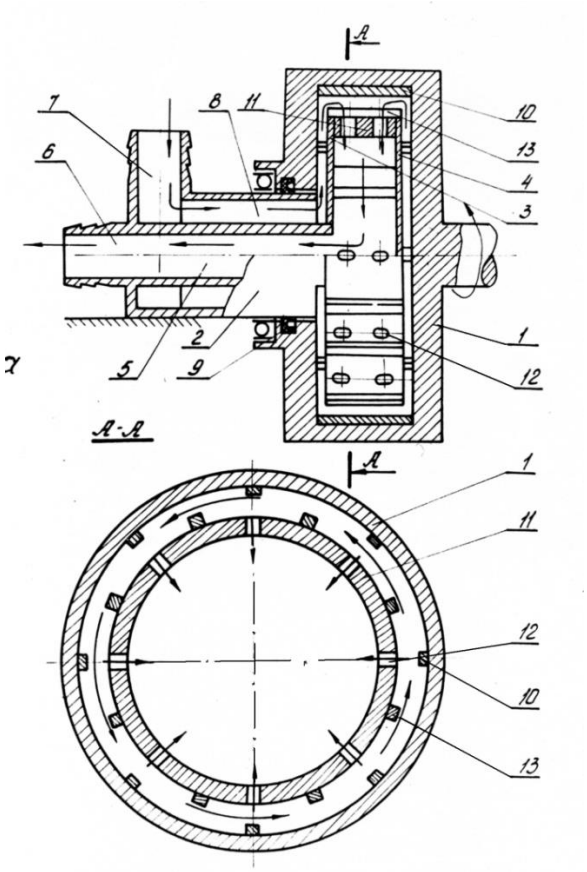


Рис.29. Конструктивная схема барабанного измельчителя.
а- продольный разрез; б- сечение по А-А.

1- цилиндрический корпус; 2- станина; 3- диск; 4- диск; 5-полая ось; 6-разгрузочный патрубок; 7- загрузочный патрубок;8- кольцевые каналы; 9- герметизирующее устройство; 10- продольный ребра; 11- кольцевая муфта; 12- отверстия; 13- износостойкие вставки.

Загрузочный патрубок 7 соединен с внутренней полостью корпуса 1 с помощью кольцевых каналов 8, размещенных в станине 2. Для герметизации внутренней полости корпуса между ним и станиной 3 установлено герметизирующее устройство 9, в виде сальникового уплотнителя.

На внутренней поверхности корпуса 1 смонтированы продольные ребра 10, а диски 3 и 4 по периферии соединены между собой герметично кольцевой муфтой 11. В муфте 11 выполнены отверстия 12, сообщающие зону измельчения с внутренней полостью рабочего органа. Муфта 11 армирована с наружной поверхности износостойкими вставками 13.

Измельчитель работает следующим образом. Вращательное движение от привода передает корпусу 1, вследствие чего наступающая через кольцевые каналы приготавливаемая промывочная жидкость под действием центробежной силы отжимается к периферии корпуса 1, где образует высокоскоростной круговой поток. Ребра 10 на внутренней поверхности корпуса 1 способствуют лучшему захвату поступающей жидкости вращающимся корпусом 1, в результате чего по всей цилиндрической внутренней поверхности корпуса 1 создается круговой поток. Двигающийся высокоскоростной поток в результате взаимодействия с нормально расположенными к его оси вставками 13 тормозится. В результате происходит диспергация глинистых частиц промывочной жидкости, которая характеризуется процессом объемного их разрушения.

Одновременно в результате торможения потока происходит относительное смещение его движущихся слоев, следовательно Постоянное смещение диспергируемых частиц относительно друг друга и воздействие на них центробежной силы, возникающей во вращающемся круговом потоке, вызывает между ними интенсивное трение, что приводит к их разрушению. Из зоны диспергации приготовленная промывочная жидкость по отверстиям 12 поступает во внутреннюю полость рабочего органа. Выгружается приготовленный продукт через отверстие в диске 3, канал полой оси 5 и разгрузочный патрубок 6.

Техническая характеристика барабанного измельчителя.

Вид измельчаемого материала…….....…….глина бентонитовая
Степень измельчения (линейный размер частиц), м;
исходная……..……..10^{-4}
минимальная……..……...10^{-6}
Производительность по глиноматериалу, $м^3$/ч…….……1
Потребляемая мощность, кВт……...…….6
Угловая скорость вращения рабочего органа, рад/с…….104,6
Статический напор потока на выходе измельчителя ,МПа……..…0,2
Габариты , мм : ширина……...……800
длина…….……1200
высота…….650
Масса (без привода), кг…….……....……..158

6.3. Струйная вихревая мельница.

Разработанная струйная вихревая мельница конструктивно отличается от других подобных устройств, работающих по принципу гидродинамических генераторов тем, что содержит два когерентных источника звуковых колебаний, соединяющихся общим выходным каналом. Такое отличие позволило интенсифицировать процесс измельчения твердой фазы озвучиваемых буровых промывочных жидкостей за счет удвоения энергии звуковой волны.

Конструкция мельницы представлена на рис. 30. Мельница состоит из двух полых цилиндрических вихревых камер 1, снабженных тангенциально расположенными насадками 2 входного 3 и выходного 4 патрубков. Между вихревыми камерами 1 и выходным патрубком 4 помещены шайбы 5 с калиброванными отверстиями. В конструкции выходного патрубка 4 предусмотрена возможность расположения здесь приемника звуковых колебаний 6 для измерения параметров работы мельницы.

Мельница работает следующим способом. В полость вихревых камер 1 по тангенциальным насадкам 2 поступает обрабатываемая промывочная жидкость, подаваемая насосом через входной патрубок 3 мельницы. В камерах 1 поступающая жидкость раскручивается, образуя так называемый первичный вихрь. За счет вязкостного трения получает вращательное движение промывочная жидкость, которая уже находилась в полости камер, образуя вторичный вихрь. Вакуумизация осевой части вторичного вихря в полости камеры 1 вызывает поступление сюда жидкости из выходного патрубка 4, в результате чего происходит гидравлический удар с повышением давления в полости камеры до значения звукового. После рассеивания избыточного давления, т.е. после единичного звукового импульса, процесс повторяется.

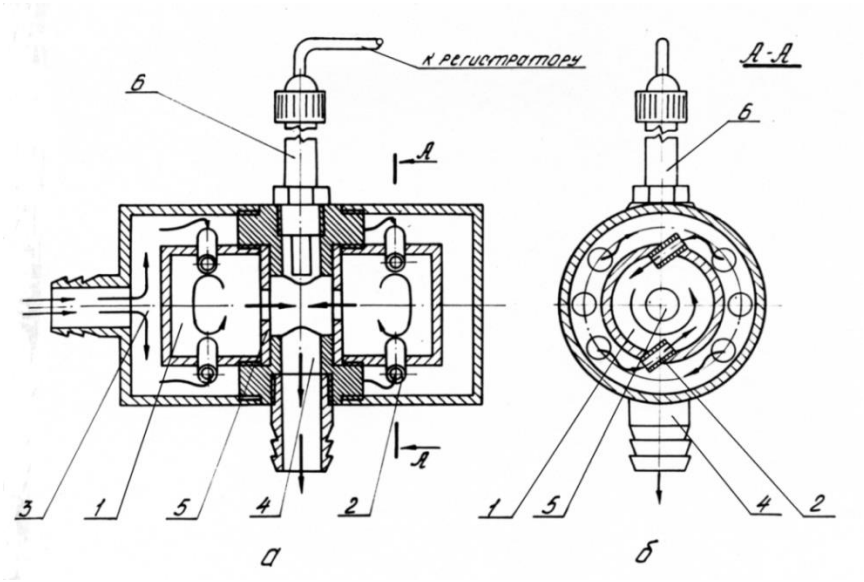


Рис. 30. Конструктивная схема струйной вихревой мельницы.
а-продольный разрез; б- сечение по А-А.
1-вихревая камера; 2- насадки; 3- входной патрубок; 4- выходной патрубок;
5- калибровочные шайбы; 6- приемник звуковых колебаний.

Техническая характеристика струйной вихревой мельницы.

Вид измельчаемого материала……...…….глина бентонитовая
Степень измельчения (линейный размер частиц), м
исходный…….....…….……10^{-6}
минимальный…….…….....…….10^{-7}
Производительность по сухому глиноматериалу, $м^3/ч$…….....0,5
Удельный затраты энергии на привод, $кВт/м^3$…….…….....2,4
Давление пульпы, МПа:
на выходе…….……...…….0,4
на входе……...…….4,4
Частота генерируемых звуковых колебаний, кГц……..……..…20

Амплитуда звукового давления генерируемой волны, МПа…….....0,12
Диаметр вихревой камеры, мм……...……..100
Габариты, мм длина……...……..….600
ширина…….…….……..…..420
высота……...……720
Масса мельницы, кг…….…….…….80

6.4. Гидродинамическая роторная мельница ГРМ-2

Обработка промывочных жидкостей с целью дальнейшей диспергации твердой фазы под воздействием гидроакустических колебаний в последнее время находит широкое применение. Одновременно остается не решенной задача измельчения и диспергирования различных видов глиноматериала с высокой степенью дисперсности конечного продукта до 10^{-5} - 10^{-7} м. Такая задача может быть успешно решена лишь при совмещении в одном устройстве двух известных способов диспергирования: механического и гидродинамического.

Целью настоящей разработки гидроакустической роторной мельницы ГРМ - 2 является повышение эффективности измельчения путем дополнительного ослабления связей между частицами твердого материала, за счет воздействия на исходный продукт гидроакустическим полем в процессе его измельчения в рабочей камере мельницы механическим способом. Общий вид гидроакустической мельницы показан на рис. 35.

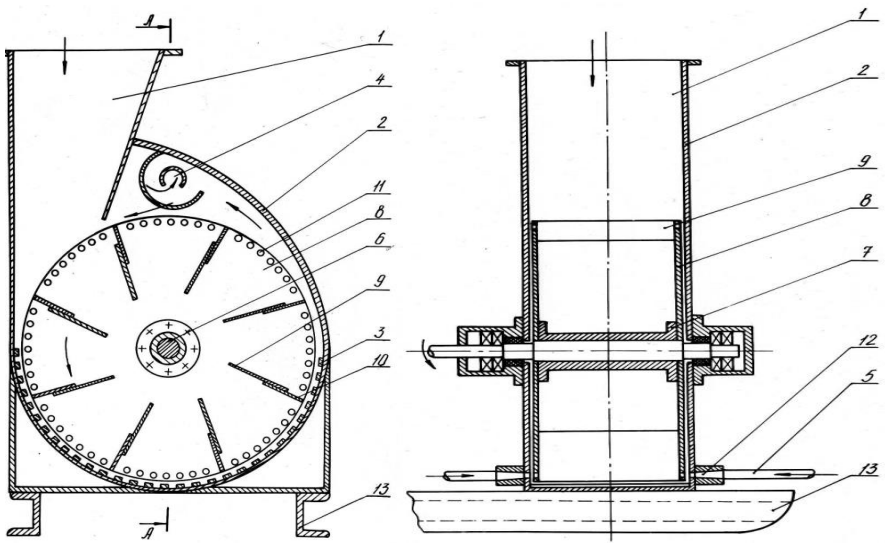


Рис. 35. Гидроакустическая мельница “ГРМ -2”

1 - загрузочный бункер; 2 - корпус; 3 - ударная плита; 4 - выходной патрубок; 5 - трубопровод; 6 - вал; 7 - соединительная втулка; 8 - диск; 9 - лопасти; 10 - насадки; 11 - отверстия; 12 - сопла; 13 - рама,

Мельница состоит из загрузочного бункера 1, корпуса 2, внутри которого размещен горизонтальный лопастной ротор, ударная плита 3, выходной патрубок 4 трубопровода 5 для подачи жидкой фазы. На валу 6 ротора через соединительную втулку 7 жестко закреплены диски 8, между которыми установлены лопасти 9 со сменным насадками 10. На периферии дисков 8 по окружности выполнены отверстия 11, напротив которых в боковых стенках корпуса 2 установлены сопла 12, соединенные с трубопроводом 5 для подачи жидкой фазы в мельницу. Корпус мельницы с приводом установлен на раме 13.

Работает мельница следующим образом. Исходный материал, например, комовая глина, подается в бункер I. Затем исходный материал захватывается лопастями 9 и, попадая на ударную плиту 3, измельчается силовым усилием лопастей. Одновременно по трубопроводу 5 подается под давлением (до 2,0 - 5,0 МПа) жидкая фаза, например, вода, которая, истекая из сопел 12 с высокой скоростью через отверстия 11 в дисках 8, попадает в зону измельчения, расположенную между кромками лопастей 3 и ударной плитой 3, Поскольку диски 8 вращаются вместе с лопастями 9, то струя жидкости, истекающая из сопел 12, периодически прерывается; при этом достигается частота порядка 1500-2000 Гц. В результате в зоне измельчения предложенной мельницы возникает мощное гидроакустическое поле. В это поле лопастями ротора подаются все новые и новые порции твердого материала. При этом исходный твердый материал одновременно с силовым разрушающим воздействием лопастей ротора подвергается мощным звуковым колебаниям, передаваемым жидкой средой в зону измельчения. Данные колебания резко ослабляют связи между твердыми частицами, вследствие чего материал легко разрушается от силового воздействия лопастей ротора. Измельчаемый твердый материал вместе с жидкой фазой в виде суспензии выводится наружу через выходной канал 4. Подача глиноматериала лопастями 9 ротора в зону измельчения делает процесс разрушения материала непрерывным [3]. Техническая характеристика гидроакустической роторной мельницы МГР-2 представлена в таблице.

Техническая характеристики измельчительной машины “ГРМ-2”

Вид измельчаемого материала	Глина, мел, барит, слюда и др.
Линейный размер частиц, м:	
Исходный, не более	0,05
Конечный	10^{-6} … 10^{-7}
Производительность по глиноматериалу, $м^3/ч$	1,5…2,0
Частота генерируемых гидроакустических колебаний в рабочей камере, Гц	1500…2000
Потребляемая мощность, кВт	28
Габаритные размеры, мм	
высота	1720
длина	1340
ширина	1065
Масса без электродвигателя, кг	280

Благодаря высокой эффективности измельчения в данной гидроакустической мельнице в несколько раз сокращается число циклов повторного прохождения суспензии через мельницу для измельчения твердого материала до требуемой фракции. В результате производительность мельницы увеличивается в 2-4 раза по сравнению с известными роторными мельницами. Это особенно важно для быстрого и качественного приготовления промывочных жидкостей при бурении скважин в сложных геологических условиях.

6.5 Многоступенчатая струйно-вихревая мельница “СВМ - 3”

В предлагаемой измельчительной машине реализован перспективный принцип постадийного измельчения исходного продукта. Разработанная мельница конструкции “СВМ – 3” отличается от аналогичных конструкций тем, что позволяет на порядок

повысить дисперсность приготавливаемых суспензий при одновременном снижении энергозатрат на 30-40 % на работу устройства. Мельница предназначается для активации промывочных жидкостей после их длительного хранения и дополнительного диспергирования грубодисперсных промывочных жидкостей. Конструкция струйной вихревой мельницы поясняется чертежами на рис.36.

Мельница состоит из герметичного корпуса 1, выполненного в виде барабана с входным 2 и выходным 3 патрубками, расположенными по оси корпуса 1 с противоположных торцов. Внутри корпуса 1 размещен смеситель, выполненный из группы последовательно расположенных дисков 4 и 5, которые жестко прикреплены к корпусу 1 перпендикулярно его оси. В дисках 4 и 5 в направлении от входного 2 к выходному 3 патрубку выполнены отверстия 6 и 7 с определенной последовательностью. Первый диск 4 имеет периферические отверстия 6, второй диск 5 - центральные отверстия 7. Корпус 1 выполнен с возможностью вращения, которое передается от двигателя (на чертеже он не показан) с помощью клиноременной передачи через шкив 8, установленный на входном патрубке 2. Для обеспечения возможности вращения корпуса 1 входной 2 и выходной 3 патрубки установлены в опорах на радиальных самоустанавливающихся подшипниках 9.

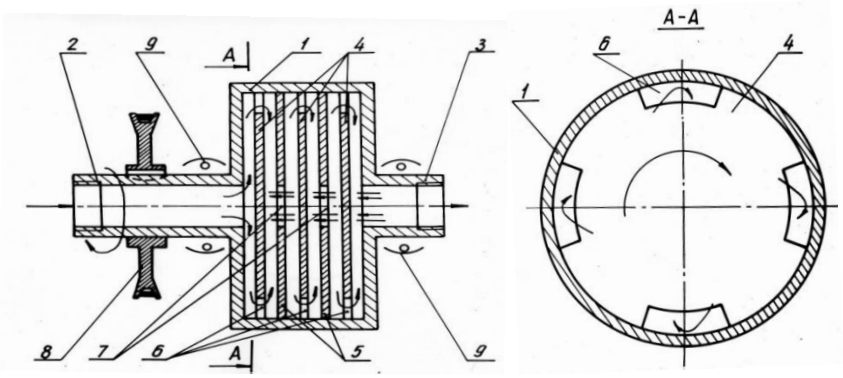


Рис. 36. Струйная вихревая мельница для активации промывочной жидкости СВМ-3
1 - корпус; 2 - входной патрубок; 3 - выходной патрубок; 4 и 5 - диски; 6 и 7 - отверстия; 8 - шкив; 9 - подшипники.

Работает мельница следующим образом.

Во внутрь вращающегося корпуса 1 по входному патрубку 2 через вертлюг (на чертеже не показан) непрерывно под давлением подают крупнодисперсную пульпу. Здесь пульпа, двигаясь по зазору между торцом корпуса 1 и диском 4 и через периферические отверстия 6, благодаря наличию сил трения внутри жидкости, раскручивается и приобретает частоту вращения, равную частоте вращения корпуса 1. Во вращающемся потоке происходит измельчение твердой фазы пульпы. Кроме того, пульпа, раскручиваясь в корпусе 1, под действием центробежных сил, возникающих во вращающемся потоке, прижимается к боковым стенкам корпуса 1. В результате этого в центре вращающегося потока около отверстия 7 диска 5 образуется зона разряжения. С одной стороны, в зону разряжения из отверстия 7 устремится часть пульпы, с другой стороны сюда по зазору между дисками 4 и 5 пульпа поступает непрерывно. Вследствие этого объем вращающегося потока возрастает, и пульпа стремится выйти по зазору между дисками 4 и 5, в результате происходит гидравлический удар встречных потоков. Одновременно с этим давление в зазоре между дисками 4 и 5 возрастает, в результате чего происходит выброс части пульпы через отверстие 7 в сторону выходного патрубка 3. А в центре вращающегося потока около отверстия 7 опять возникает зона разряжения и процесс повторяется с высокой частотой, достигая звукового или ультразвукового диапазонов. Так как смеситель мельницы выполнен в виде группы дисков, то пульпа, двигаясь через него, периодически и многократно подвергается колебаниям с высокой частотой, а твердая фаза интенсивно разрушается. Это повышает эффективность измельчения и

позволяет с высокой производительностью осуществлять приготовление буровых промывочных жидкостей [3]. Техническая характеристика многоступенчатой струйно-вихревой мельницы СВМ - 3 представлена в таблице.

Техническая характеристика измельчительной машины СВМ-3

Параметры	Значения
Вид измельчаемого материала	Крупнодисперсная пульпа
Линейный размер частиц, м:	
Исходный, не более	10^{-5}
Конечный	10^{-7} … 10^{-8}
Производительность по глиноматериалу, $м^3/ч$	18…20
Частота генерируемых гидроакустических колебаний в рабочей камере, Гц	20000
Потребляемая мощность, кВт	18
Габаритные размеры, мм	
высота	650
длина	1340
ширина	720
Масса без электродвигателя, кг	176
Статистический напор потока, МПа:	
на выходе	0,4
на входе	4,5
Амплитуда звукового давления генерируемой волны, МПа	0,12

6.6 Многоступенчатая микромолотковая мельница для приготовления механоактивированных буровых растворов

Важным резервом повышения производительности бурения скважин и сокращения сроков разведки месторождений полезных ископаемых является правильный выбор технологии бурения, в том числе вида и качества промышленных жидкостей с высокой степенью механоактивации исходных компонентов. При этом для приготовления таких механоактивированных промывочных жидкостей используются самые разнообразные по физико-механическим свойствам сходные компоненты из твердых материалов: глина, мел, барит, гипс, доломит, гематит, торф, целлюлозосодержащие твердые материалы и другое минеральное и органическое сырье. Исходя из этого для качественного и производительного приготовления механоактивированных промывочных жидкостей необходимо использовать энергонапряженнную измельчительную технику, обеспечивающую высокий потенциал передачи механической энергии мелющих органов измельчаемому продукту. Особенно это требование важно, как показывает практика, для разрушения при измельчении вязких и пластичных материалов с высокими деформационными характеристиками физико-механических свойств.

Учитывая вышеизложенное, на кафедре ТТР МПИ разработана новая технология энергонапряженного измельчения минерального и органического сырья с повышенным диапазоном величин прочностных и деформационных параметров физико-механических свойств этих твердых материалов. Причем конструкция измельчительного устройства, реализующая данную технологию измельчения, выполнена с учетом технологических и эксплуатационных требований приготовления высококачественных

буровых промывочных жидкостей из самых разнообразных исходных компонентов. Основными задачами разработки предлагаемой технологии измельчения многоступенчатой мельницей микромолоткового типа являлось повышение эффективности измельчения и однородности по степени дисперсности готового продукта путем создания условий для последовательного перемещения всей массы материала через зоны наиболее интенсивного измельчения, а также увеличение долговечности работы мелющих тел.

Измельчительная машина (рис. 37.), реализующая предлагаемую технологию измельчения, представлена на рисунке. Она содержит камеру дробления 1, два вертикально установленных ротора на валах 2 и 3 с дисками 4. В дисках 4 на окружностях разного диаметра выполнены отверстия 5, в которых установлены оси 6 с размещенными на них пакетами длинных 7 и коротких 8 молотков. В некоторых местах вместо них установлены молотки 9 в форме лопастей. Количество лопастей, их размещение в пространстве камеры дробления и угол установки по отношению к потоку определяются свойствами материала и заданной степенью его измельчения. Камера дробления 1 снабжена входным 10 и выходным 11 каналами. Молотки 7 и 8 упрочнены по всей поверхности, например, путем цементирования, борирования, нитрирования и т. д., так, что толщина неупрочненной части составляет 40 % от общей толщины молотка, обычно равной 2-3 мм. По мере износа молотков их переставляют на новые места крепления так, чтобы сохранился заданный наружный диаметр молотков, установленных на роторе.

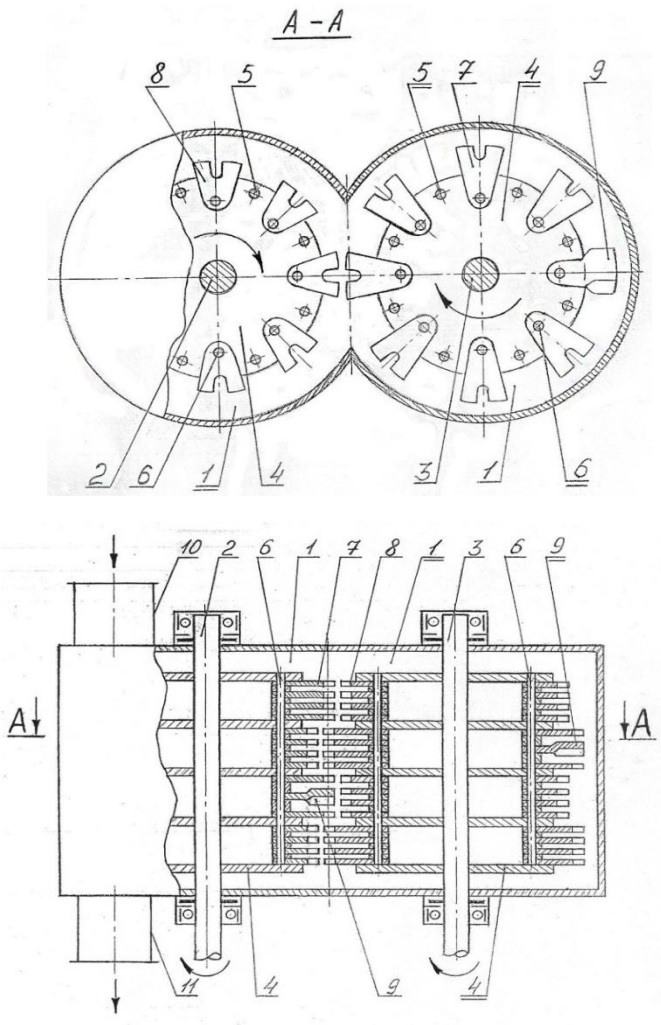


Рис. 37. Схема многоступенчатой микромолотковой мельницы конструкции МММ-2.

При работе устройства измельчаемый материал через входной канал 10 подается в верхнюю часть камеры дробления 1 к пакету длинных молотков 7 ротора на валу 2, вращающегося в одном направлении с ротором на валу 3. Измельчаемый и перемещаемый этими молотками в кольцевом пространстве вокруг ротора на валу 2 материал поступает в зону встречного движения молотков 7 и 8, где интенсивно измельчается благодаря удвоенной скорости взаимодействия частиц материала с молотками в стесненных условиях и полностью перемещается в кольцевое пространство вокруг ротора на валу 2 за счет окружной скорости потока, большей, чем окружная скорость потока материала в кольцевом пространстве вокруг ротора на валу 3. По мере измельчения молотками 8 частицы материала под действием силы тяжести опускаются к нижележащему пакету длинных молотков 7 ротора на валу 3, и процесс измельчения повторяется аналогичным образом до тех пор, пока материал не достигнет самого нижнего пакета коротких молотов 8, после чего измельченный материал поступает в нижний выходной канал 11. Скорость перемещения продукта в зоне измельчения регулируют путем варьирования количеством на роторах молотков 9 и направлением угла атаки их лопастей.

Предлагаемая конструкция многоступенчатой микромолотковой мельницы МММ-2 имеет следующие технические данные.

Вид материала	Глина, барит, доломит, известняк, цемент, полевой шпат, слюда, тальк, древесный и каменный уголь, доменные шлаки и др.
Линейный размер частиц, м: исходного продукта конечного продукта	 (2-10)*10-3 (5-20)*10-6
Степень измельчения	30-50
Число единовременно протекающих актов разрушения твердого материала в измельчительной машине, с-1	(1,1-1,4)*104
Общее количество ударных рабочих элементов, шт.	2240
Тип системы охлаждения	Водяное
Потребляемая мощность, кВт	75
Производительность, т/ч	1,0-1,5
Габариты, мм	3200x2150x1650
Масса, кг	3950

Проведенные стендовые исследования опытного образца многоступенчатой молотковой мельницы МММ-2 показали высокую эффективность ее работы при измельчении материалов с различными прочностными и деформационными свойствами (глина комовая, барит, гематит, каменный уголь, торф и т. д.). Это позволяет рекомендовать ее для эксплуатации в различных геологоразведочных организациях при приготовлении весьма разнообразных по составу буровых промышленных жидкостей, поскольку помимо высокой эффективности измельчения твердых материалов данная мельница обеспечивает высокую степень массообмена (т. е. перемешивания) при измельчении. Наконец, предлагаемая конструкция мельницы МММ-2 может найти широкое применение при получении высокодиспергированных пульп и порошков различных технологических материалов в горно-обогатительной, химической, строительной и других отраслях промышленности.

6.7 Лопастной механоактиватор “ЛМА-2М”

Мокрый метод механоактивации дисперсных систем является наиболее технологичным при реализации в полевых условиях, с целью повышения вяжущих свойств тампонажных буровых растворов. Поэтому разработка новых высокоэффективных методов данного вида механоактивации дисперсных систем вяжущих материалов является актуальной проблемой, особенно при цементировании нефтегазовых скважин.

Эффективность мокрого метода механоактивации тампонажных смесей на основе цементов авторами предварительно исследовалась в лабораторных условиях. Выполнение лабораторных работ включало в себя предварительную активацию исходных вяжущих, из которых готовятся исследуемые тампонажные смеси, а затем активировались сами смеси. В качестве вяжущих использовались цементы следующих марок: М200; М300; М400.

Активация вяжущих осуществлялась путем мокрого механического сверхтонкого измельчения лабораторными лопастными активаторами до размеров частиц преимущественно от 10 до нескольких микрон с удельной поверхностью до 0,6-0,8 $м^2$ /г. Пробы были изготовлены из цементного теста, подвергшегося вышеуказанному гидромеханическому воздействию. Мокрая механоактивация растворов производилась на протяжении разных интервалов времени (20, 40, 60 мин.).

Анализ результатов лабораторных исследований подтверждает эффективность мокрого метода механоактивации вяжущих (предел прочности цементного камня на сжатие $\sigma_{сж}$ увеличивается на 30-40 %) и необходимость существенного увеличения энергонапряженности процесса механоактивации вяжущих. Для повышения эффективности мокрой механоактивации, как показали лабораторные исследования, целесообразно повышение скорости движения измельчающей среды. Это возможно осуществить в закрученных потоках жидкости.

Закрученный поток формирует поле центробежных массовых сил и обладает следующими специфическими особенностями:

- в случае формирования кольцевых закрученных потоков без механического воздействия на него рабочих органов измельчительного аппарата успешно решается проблема чистого помола, так как в кольцевом закрученном потоке реализуется процесс самоизмельчения;
- поток имеет соизмеримые значения осевой, вращательной и радиальной составляющих скорости;
- поток имеет продольный и поперечный градиенты статического и полного давления;
- поток имеет существенное значение градиента скорости в поперечном сечении; отличается высоким уровнем турбулентных пульсаций;
- осуществляет активное и консервативное воздействие центробежных сил на поток.

Закрученные потоки эффективно используются во многих механизмах для реализации сложных процессов.

Принцип работы предложенного способа, работающего в режиме самоизмельчения в кольцевом закрученном потоке, поясняется эскизом на рисунке 1.

Устройство, с помощью которого реализуется предлагаемый способ измельчения твердых материалов (рис.38), состоит из цилиндрического горизонтального корпуса 1 с футеровкой 2 внутренней его поверхности, загрузочного бункера 3 и выгрузочного патрубка 4 с регулировочным краном 5. Внутри корпуса 1 соосно размещен ротор, содержащий вал 6 с подшипниковыми опорами 7, две ступицы 8, на которых закреплены лопасти 9 с одинаковым зазором 10 между периферийной кромкой лопасти 9 и поверхностью футеровки 2 корпуса 1.

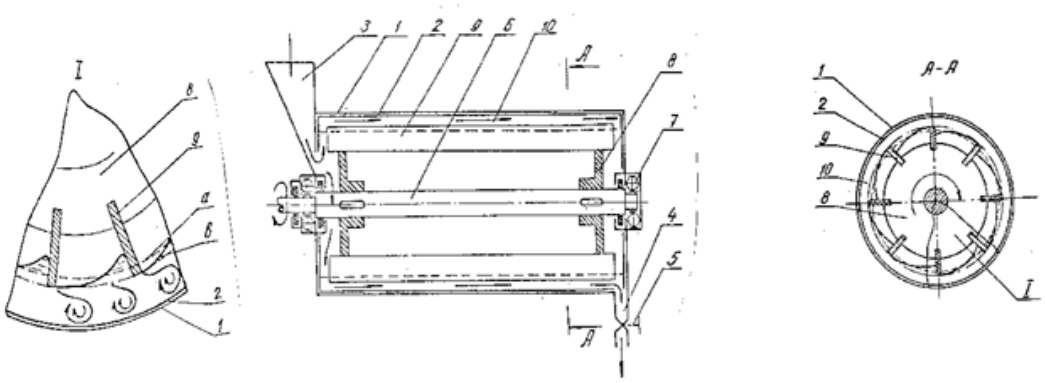


Рис. 38. Схема лопастного механоактиватора “ЛМА-2М”

Измельчение твердых материалов по предлагаемому способу осуществляется следующим образом.

При вращающемся роторе исходный продукт подается в рабочую камеру в виде пульпы с крупностью кусков от 1 до 10-15 мм при водотвердом отношении в пределах от 0,5 до 1,5. Вращающиеся лопасти 7 ротора механически формируют внутри корпуса кольцевой закрученный поток с усредненной внутренней поверхностью S'. При этом лопасти 7, вращаясь с высокой скоростью, порядка 1500-3000 об/мин, интенсивно деформируют внутреннюю поверхность кольцевого потока до некоторой граничной области S''. В результате такой деформации во всем объеме кольцевого потока на всю его толщину возникают завихрения, обладающие повышенными турбулентными характеристиками. Твердый материал при этом активно взаимодействует друг с другом и с лопастями 7 ротора, измельчаясь вследствие малого значения водотвердого отношения измельчаемого продукта. Кроме того, находясь в области активного протекания кавитационных процессов в закрученном потоке, материал также эффективно разрушается. В процессе работы устройства необходимая толщина закрученного кольцевого потока устанавливается регулировочным краном 5. Проходя через рабочую камеру, исходный продукт в виде текучей пульпы измельчается и выводится наружу через выгрузочный патрубок 4.

Предлагаемое водотвердое отношение в пределах 0,5-1,5 обеспечивает высокую степень взаимодействия твердых частиц друг с другом и рабочими органами, например, лопастями вышеприведенного устройства, что способствует существенному повышению интенсификации разрушения твердых частиц путем их истирания. При этом во встречных закрученных потоках, имеющих, как известно, высокие скорости вращения, твердые частицы дополнительно разрушаются при соударении друг с другом.

Процесс механической активации дисперсных систем возможно интенсифицировать двумя путями: за счет увеличения доли динамической составляющей разрушающей нагрузки и за счет увеличения количества единовременно протекающих актов разрушения, что обеспечивает сокращение интервалов времени между двумя последовательными актами. Реализация намеченных путей может быть достигнута только при высоких скоростях движения рабочих органов и их количестве в устройстве. Однако ключевым условием эффективности измельчения по предложенному способу, как показали экспериментальные исследования, является водотвердое отношение в пределах 0,5-1,5 %. Это вполне отвечает требованиям приготовления буровых тампонажных растворов, в том числе при цементировании нефтегазовых скважин. Экономически внедрение предлагаемой разработки в производство, по мнению авторов, является крайне актуальным.

6.8 Малогабаритная щеточная мельница ММЩ-2М для приготовления буровых промывочных жидкостей

Разработанная щеточная мельница отличается от других измельчителей механического типа, применяемых для приготовления буровых промывочных жидкостей тем, что процесс измельчения глиноматериала осуществляется за счет непрерывного разрушения его поверхностного слоя щеткой ротора. Как показали теоретические исследования, затраты энергии на измельчение глиноматериала в мельницах со щеточным вооружением ротора гораздо ниже, чем в мельницах с лопастным ротором, где процесс разрушения материала носит объемный характер.

Конструктивная схема разработанной щеточной мельницы представлена на рис. 39. Мельница состоит из вертикального цилиндрического корпуса 1 с приемным бункером 2 и выходным каналом 3. Цилиндрические стенки внутри полости корпуса 1 покрыты футированной поверхностью 4. По оси в корпусе 1 размещен ротор 5, выполненный в виде щетки 6, охватывающий вал 7 ротора 5 по всей длине. Между валом 7 и щеткой 6 ротора 5 выполнен кольцевой канал 8. В его нижней части соосно с валом 7 установлена потоконаправляющая труба 9 с окнами 10, закрепленная с корпусом 1. Вал ротора 5 снабжен шнеком 11, расположенным внутри потоконаправляющей трубы 9.

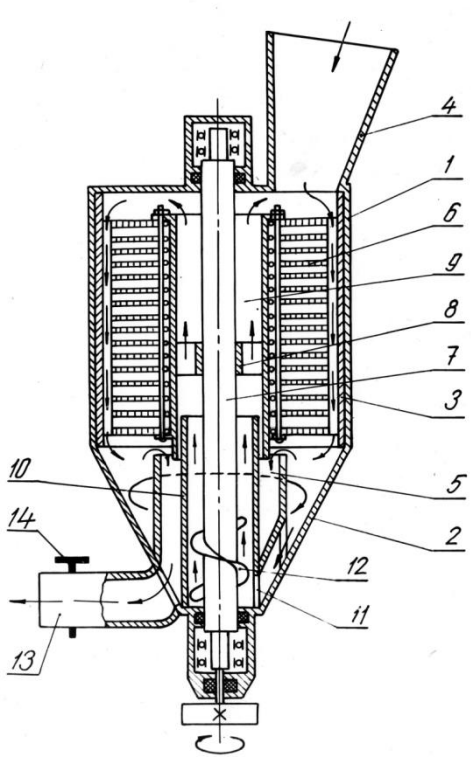


Рис.39. Схема щеточной мельницы ММЩ-2М.

Мельница работает следующим образом. В корпус 1 через приемный бункер 2 производится непрерывная подача твердой и жидкой фазы приготавливаемой буровой промывочной жидкости. Перемещаясь в корпусе 1 сверху вниз глиноматериал подвергается разрушению и одновременно перемешивается с жидкой фазой под воздействием щеток 6 вращающегося ротора 5. В нижней части корпуса 1 мельницы происходит разделение потока приготавливаемой промывочной жидкости. Приготовленная жидкость (глиноматериал измельчен до частиц заданного линейного размера) отводится из корпуса 1 через выходной канал 3. Недоизмельченные частицы твердой фазы, линейный размер

которых больше задаваемого, осаждаются в нижней части корпуса 1 мельницы. Отсюда они подхватываются движущимся потоком жидкости, который создается шнеком 11 и перемещаются через окна 10 по полости потоконаправляющей трубы 9 и кольцевому каналу 8 к верхнему пространству корпуса 1,т.е. в исходное положение.

Разработанная конструкция щеточной мельницы позволяет производить разделение измельчаемого глиноматериала по фракциям и выводить из рабочей полости готовую промывочную жидкость с частицами твердой фазы, измельченными до заданной степени дисперсности. Это способствует сокращению непроизводительных затрат энергии на осуществление процесса приготовления бурового раствора, т.к. практически конструкция мельницы исключает процесс переизмельчения.

Затраты мощности $N_щ$ на привод мельницы складываются из затрат мощности на осуществление процесса измельчения $N_щ^/$, на преодоление вязкостного трения $N_в$ при вращении ротора мельницы в среде приготавливаемой промывочной жидкости и на транспортирование $N_т$ недоизмельченного глиноматериала в рабочей полости мельницы

$$N_щ=N_щ^/+N_в+N_т \quad (1)$$

Затраты мощности $N_щ^/$ на осуществление процесса измельчения определяются производительностью $Q_щ$ мельницы по глиноматериалу и величиной удельной энергии $E_щ$, затрачиваемой на измельчение единицы его объема.

$$N_щ^/=E_щ*Q_щ \quad (2)$$

Затраты мощности на преодоление вязкостного трения при вращении ротора мельницы в среде приготавливаемой промывочной жидкости определяется как

$$N_в=\frac{200\mu в\omega 2\pi}{1}((R_щ^4-Ч_щ^4)*2/Z_1+(h_щ*R_щ^3)/Z_2) \quad (3)$$

где μ- динамический коэффициент вязкости приготавливаемой промывочной жидкости;

ω- угловая скорость вращения ротора;

$R_щ$ и $Ч_щ$- радиусы рабочей полости и ротора мельницы;

$h_щ$- длина ротора;

Z_1 и Z_2 - зазоры, соответственно, между торцевыми поверхностями ротора и верхней и нижней крышками корпуса, и между щеткой ротора и футированной поверхностью корпуса.

Затраты мощности $N_т$ на транспортирование недоизмельченного материала в рабочей полости определяется как

$$N_т=2,72Q_т*q_р*h_щ*K_т(W+1) \quad (4)$$

где $Q_т$- производительность транспортирования шнеком;

$K_т$- коэффициент учитывающий потери на трение ($К_т$=1,3-1,5);

q- постоянная (q=9,82);

W- опытный коэффициент сопротивления при перемещении материала шнеком (W=1,9-2,3)

$$Q_т=1800\pi^2D_в^2\psi h_в£ \quad (5)$$

где $D_в$- диаметр шнека;

ψ- коэффициент заполнения шнека (ψ=1);

$h_в$- шаг винта шнека;

£- коэффициент, учитывающий влияние угла наклона оси шнека к горизонту на его производительность (при $\delta= 90^0$,£=0,4).

Решение уравнений (3), (4) и (5) при следующих конструктивных параметрах: $\mu=10^{-4}$Нс/м^2; ω=104,86 рад/; $R_щ$= 0.25м и $Ч_щ$=0.24м; Z_1=0.25 м и Z_2=0.81 м; $h_щ$=0.6 м.;$D_в$=0.15 м; $h_в$=0.07 м, дало следующие численные значения:$N_в$=6.88 кВт; $N_т$=1.77 кВт при $Q_т$=16.11 м^3/ч.

Затраты энергии на привод мельницы без учета затрат на осуществление процесса измельчения составляет 8,65 кВт*ч. В зависимости от степени измельчения S и подачи $Q_щ$

материала в мельницу общие затраты мощности, необходимые для осуществления процесса измельчения будут изменяться от 9,0 кВт до 12,5 кВт.

Техническая характеристика мельницы:

Вид материала……..глина бентонитовая
Линейный размер частиц ,м; исходная…….0,1
минимальная……..10^{-4}
Производительность, $м^3$/ч……..……16
Мощность, кВт*ч…….……..12,5
Скорость вращения ротора, рад/с……104,86
Габариты рабочего органа ,м;
диаметр…….0,48
длина…….0,60
Габариты шнекового устройства, м;
диаметр……..……..0,15
длина……..…….……...0,35
шаг винта шнека…….……..0,07
Габариты мельницы, мм;
длина…….……1500
ширина……..……1000
высота…….…..…….1800
Масса, кг…….350

Следует отметить, что щеточная мельница, как показали результаты ее эксплуатации в производственных условиях, может с успехом применяться не только для приготовления буровых промывочных жидкостей на основе глиноматериалов, но и с использованием мела, извести, цемента, их смесей и одновременной обработкой различными химическими реагентами.

6.9 Вихревой гидродинамический излучатель “ГДИ”

Обработка промывочных жидкостей, с целью дальнейшей диспергации твердой фазы, под воздействием ультразвуковых колебаний в последнее время находит широкое применение. В практике для этих целей используются два типа излучателей звуковых колебаний: с резонансными клиньями и с вихревой камерой. Последние нашли большое распространение при обработке буровых промывочных жидкостей ввиду простоты конструкции и малых габаритов, что позволяет производить их установку в колонне бурильных труб (рис. 40).

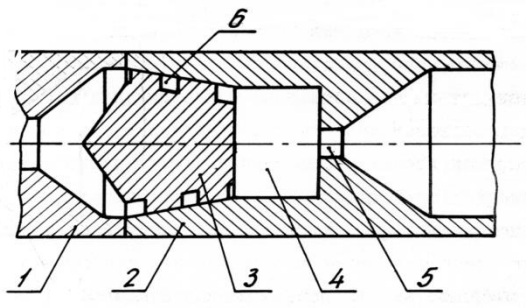


Рис. 40. Схема вихревого гидродинамического излучателя “ГДИ”
1 - корпус; 2 - крышка; 3 - вкладыш; 4 - вихревая камера; 5 - входное сопло;
6 – входные каналы

Генерирование звуковых колебаний в излучателях с вихревой камерой осуществляется за счет создания в системе интенсивного энергообмена между первичным, вводимым тангенциально в цилиндрическую полость камеры, и вторичным, поступающим из выходного патрубка, вихрями. При этом давление на выходном патрубке меняется с частотой f, определяемой диаметром камеры D и перепадом давлений P_1 и P_2 на входе и выходе излучателя [1]:

$$f = \frac{C}{\Pi D} \left(\frac{P_1 - P_2}{P_2}\right)^{0,5}, \quad (1)$$

где: C - скорость распространения звуковой волны в обрабатываемой среде

Излучатели с вихревой камерой надежны в работе, просты в конструктивном исполнении.

Их мощность в ультразвуковом диапазоне (до 30 кГц) составляет от 0,5 до 3 Вт.

Процесс диспергации твердой фазы суспензии в ультразвуковом поле происходит двумя путями: во-первых, под действием ударных волн, возникающих при захлопывании кавитанионных пузырьков, которые зарождаются при частоте свыше 20 кГц и мощности звуковой волны до 1 Вт; во-вторых, под действием микроструек жидкости, возникающих при захлопывании несферических кавитанионных пузырьков. Преобладание того или иного механизма разрушения обуславливается масштабным фактором, так как связано с начальной формой кавитационного пузырька при его захлопывании. Если размер кавитационного пузырька преобладает над размерами диспергируемых частиц, то условий для начального искажения формы пузырька нет, и он захлопывается с образованием ударной волны. В том случае, когда размер диспергируемых частиц больше диаметра кавитационного пузырька, последний теряет свою форму и при захлопывании образует микроструйку жидкости. При обработке буровых промывочных жидкостей имеет место механизм разрушения, связанный с действием ударных волн, что обусловлено малым линейным размером (до 10^{-6} м) частиц твердой фазы.

Причиной возникновения кавитации является высокочастотный перевод жидкостной среды обрабатываемой суспензии в метастабильное состояние, а затем возвращение ее в исходное. Переход в метастабильное состояние осуществляется вследствие создающегося отрицательного давления в местах разряжения распространяющейся звуковой волны. Кавитационный пузырек, попадая в область высокой интенсивности ультразвуковых колебаний, начинает пульсировать. Частота колебаний пузырька, кавитирующего под действием звуковых волн, практически равна частоте последних:

$$f = \frac{1}{2\Pi R_0} \sqrt{\frac{3K}{\rho_в}} \left(P_1 - P_2 + \frac{2\sigma_в}{R_0}\right), \quad (2)$$

где: K- отношение удельных теплоемкостей среды;
$\sigma_в$ - поверхностное натяжение;
R_0 - радиус кавитационного пузырька.

Зависимость, определяющая радиус кавитационного пузырька, была эмпирически найдена Брониным Ф.А.:

$$R_0 = \frac{0,4}{f} \left(1 - \frac{P_г}{P}\right) \left(\frac{P}{\rho_в}\right)^{0,5}, \quad (3)$$

где: $P_г$- величина гидростатического давления, $P_Г = P_1 - P_2$;
P - величина звукового давления.

На скорость протекания процесса ультразвуковой диспергации оказывает влияние тот факт, что единичный кавитационный пузырек обрабатывает одновременно только те

частицы, которые находятся в его зоне захвата, определяемой радиусом R_K воздействия кавитационного пузырька:

$$R_K = (XR^3_0 \rho_Г f / \eta)^{0,5}, \quad (4)$$

где: $\rho_Г$ - плотность материала твердых частиц обрабатываемой суспензии;

η - сдвиговая вязкость кавитирующей среды.

В результате захвата кавитационным пузырьком диспергируемые частицы флотируются у его поверхности, при этом их концентрация не должна быть выше

$$n_m \leq 4R^2_0 / X^2, \quad (5)$$

в противном случае наблюдается блокировка кавитационного пузырька.

Анализ материалов исследований показывает, что при диспергировании в ультразвуковом поле механизм разрушения частиц носит поверхностный характер. При каждом единичном всхлапывании кавитационного пузырька, энергия ударной волны распространяется на частицы, флотированные у его поверхности. Под воздействием ударной нагрузки происходит отшелушивание материала с их поверхности. Величина энергии ударной волны, передаваемой диспергируемым частицам, определяется исходя из условия равенства кинетической энергии E_K жидкости, движущейся в поле кавитационного пузырька, и согласно Новицкому Б.Г. равна

$$E_k = 2П \rho_в R_0^5 f^2, \quad (6)$$

где : $\rho_в$ -плотность жидкой фазы обрабатываемой суспензии.

Так как флотированные частицы твердой фазы суспензии располагаются вблизи поверхности кавитационного пузырька, то величину эффективной энергии E' ударной волны, т.е. энергии волны в месте расположения частиц суспензии, определит соотношение:

$$E' = E_k / R^2_0, \quad (7)$$

Процесс ультразвукового диспергирования суспензии значительно интенсифицируется, если наряду со знакопеременным звуковым давлением на жидкость наложить определенное постоянное или гидростатическое давление. Очевидно, исходя из приведенной выше зависимости (3), определяющей радиус кавитационного пузырька, что при повышении гидростатического давления размер последнего будет уменьшаться, а это в свою очередь ведет к увеличению скорости распространения ударной волны при его всхлапывании. Принцип работы и конструктивное исполнение излучателей с вихревой камерой позволяют регулировать величину гидростатического давления в весьма широких пределах.

6.10. Центробежная мельница мокрого помола “МЦ-Т”

Мокрый метод механоактивации дисперсных систем является наиболее технологичным для повышения вяжущих свойств тампонажных буровых растворов в полевых условиях. Поэтому разработка новых высокоэффективных методов данного вида механоактивации дисперсных систем вяжущих материалов является актуальной проблемой, особенно при цементировании нефтегазовых скважин.

Эффективность мокрого метода механоактивации тампонажных смесей на основе цементов авторами предварительно исследовалась в лабораторных условиях. Выполнение лабораторных работ включало в себя предварительную активацию исходных вяжущих, из которых готовятся исследуемые тампонажные смеси, а затем активировались сами смеси. В качестве вяжущих использовались цементы следующих марок: М400 и М500. Для повышения эффективности мокрой механоактивации, как показали лабораторные

исследования, целесообразно повышение скорости движения измельчающей среды. Это возможно осуществить в закрученных потоках жидкости.

Закрученный поток формируется в поле центробежных сил и обладает следующими специфическими особенностями: - в случае формирования кольцевых закрученных потоков без механического воздействия на него рабочих органов измельчительного аппарата успешно решается проблема чистого помола, так как в кольцевом закрученном потоке реализуется процесс самоизмельчения; - поток имеет соизмеримые значения осевой, вращательной и радиальной составляющих скорости; - поток имеет продольный и поперечный градиенты статического и полного давления; - поток имеет существенное значение градиента скорости в поперечном сечении, отличается высоким уровнем турбулентных пульсаций; - осуществляет активное и консервативное воздействие центробежных сил на поток.

Принцип работы предложенного способа, работающего в режиме самоизмельчения в кольцевом закрученном потоке, осуществляется измельчительной машиной центробежного типа МЦ-Т и поясняется эскизом на рис. 41. Измельчение твердых материалов по предлагаемому способу осуществляется следующим образом.

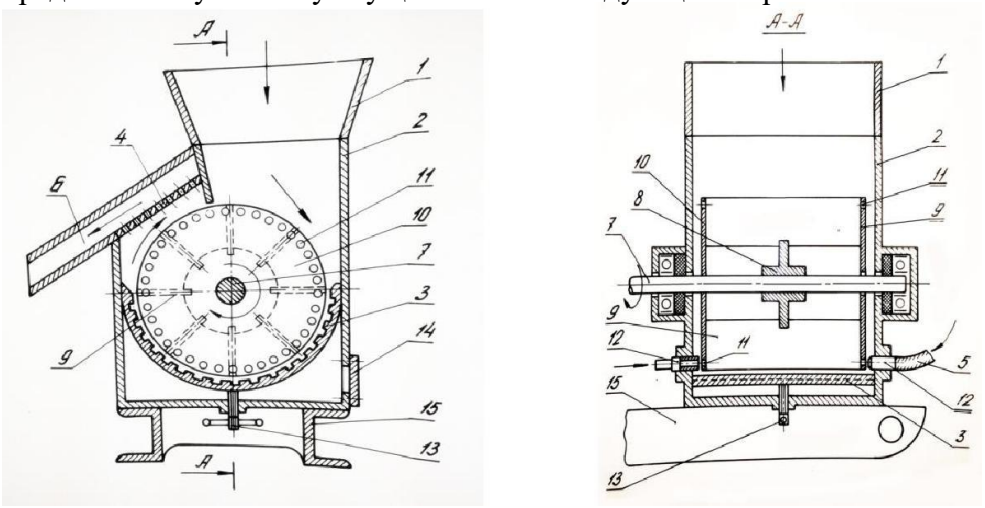


Рис. 41. Схема центробежной мельницы мокрого помола “МЦ-Т”

При вращающемся роторе исходный продукт подается в рабочую камеру в виде пульпы с крупностью частиц до 3 мм и водо-твердом отношением в пределах от 0,5 до 1,5. Вращающиеся лопасти 9 ротора механически формируют внутри корпуса кольцевой закрученный поток с усредненной внутренней поверхностью S'. При этом лопасти 9, вращаясь с высокой скоростью, порядка 1500-3000 об/мин, интенсивно деформируют внутреннюю поверхность кольцевого потока до некоторой граничной области S''. В результате такой деформации во всем объеме кольцевого потока на всю его толщину возникают завихрения, обладающие повышенными турбулентными характеристиками. Твердый материал при этом активно взаимодействует друг с другом и с лопастями 9 ротора, измельчаясь вследствие малого значения водотвердого отношения измельчаемого продукта. Кроме того, находясь в области активного протекания кавитационных процессов в закрученном потоке, материал также эффективно разрушается. В процессе работы устройства необходимая толщина закрученного кольцевого потока устанавливается регулировочным краном 5. Проходя через рабочую камеру, исходный продукт в виде текучей пульпы измельчается и выводится наружу через выгрузочный патрубок 6. Формирование закрученного кольцевого потока, состоящего из текучей пульпы, с повышенным содержанием твердой фазы позволяет при заявленном способе производить механическое деформирование этого потока, например, лопастями 9 с высокими скоростями до 30-50 м/с. Механическое деформирование кольцевого потока при этом

производится частично с внутренней стороны. Высокие скорости деформирования кольцевого потока позволяют существенно повысить эффективность разрушения твердого материала, так как известно, что при высокодинамическом воздействии на твердое тело его разрушение происходит при меньших нагрузках по сравнению с низкоскоростным его нагружением.

Аналогичное высокоскоростное механическое воздействие на диспергируемую пульпу во всем объеме корпуса невозможно в известных гидромеханических способах из-за неоправданно высоких затрат энергии на вязкое течение потока. В то время как предлагаемый способ реализуется при относительно низких затратах энергии, которая расходуется на раскручивание небольшой массы потока и на частичное деформирование этого потока. Аналогичное высокоскоростное деформирование потока диспергируемой пульпы достигается лишь в струйных мельницах. Однако работа струйных мельниц характеризуется гораздо большими энергозатратами, в 4-6 раз по сравнению с предложенным способом, так как в них используется гидравлический привод с КПД, равным в пределах 6-7 %, не более.

Предложенный энергонапряженный гидродинамический способ измельчения твердых материалов, по сравнению с известными, обеспечивает активно протекающие процессы взаимодействия твердых частиц друг с другом и с рабочими органами измельчительных машин, а интенсивные процессы кавитации во всем объеме кольцевого потока существенно повышают эффективность измельчения материала по предлагаемому способу. Увеличение эффективности измельчения достигается также за счет высокоскоростного механического воздействия вращающихся рабочих органов устройства со скоростью до 40-60 м/с на измельчаемый материал, а также за счет многократной доставки закрученными потоками твердого тела в зону интенсивного измельчения, т. е. в зону скоростной механической деформации кольцевого потока.

Механическое измельчение как физический процесс характеризуется законом, который выражает соотношение между линейными размерами измельчаемого тела, его удельной поверхностью и удельными затратами энергии на разрушение. Следовательно процесс механической активации дисперсных систем возможно интенсифицировать двумя путями: за счет увеличения доли динамической составляющей разрушающей нагрузки и за счет увеличения количества единовременно протекающих актов разрушения, что обеспечивает сокращение интервалов времени между двумя последовательными актами. Реализация отмеченных путей может быть достигнута только при высоких скоростях движения рабочих органов и их количестве в устройстве. Однако ключевым условием эффективности измельчения по предложенному способу, как показали экспериментальные исследования, является водотвердое отношение в пределах 0,5-1,5 %. Это вполне отвечает требованиям приготовления буровых тампонажных растворов, в том числе при цементировании нефтегазовых скважин. Экономически внедрение предлагаемой разработки в производство, по мнению авторов, является крайне актуальным

.

6.11 Малогабаритная щеточная мельница «МЩ-1»

Для приготовления тампонажных смесей или реагентов на основе трудно смешиваемых компонентов (например, полиакриламида, УЩР и т. п.) очень важное значение приобретает увеличение перемешивающей способности и степени измельчения исходного продукта.

В предлагаемой мельнице МЩ-1 (рис. 42) выполнение рабочих органов ротора в виде щетки, состоящей из большого количества упругих стержней, повышает степень измельчения исходного продукта за счет увеличения числа наносимых ударов по измельчаемому продукту, по сравнению с лопастным ротором. Кроме того, щетка из упругих стержней гораздо лучше, чем лопасти, перемешивает и истирает измельчаемый

продукт за счет увеличения трения между отдельными кусками продукта, что также повышает степень измельчения материала.

Малогабаритная роторная мельница МЩ-1 может использоваться при бурении поисково-разведочных, гидрогеологических, инженерно-геологических скважин и позволяет решать следующие задачи:

- приготовление естественных промывочных жидкостей из неглинистых пород;
- приготовление глинистых, утяжеленных и тампонажных растворов;
- дегазация буровых растворов;
- восстановление качественных характеристик буровых промывочных жидкостей.

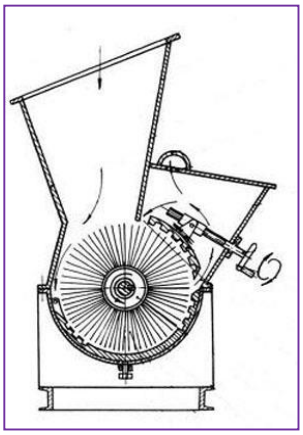


Рис. 42. Схема малогабаритной щеточной мельницы «МЩ-1»

Техническая характеристика

Вид измельчаемого материала…….глина, мел, слежавшийся цемент и т. п.
Частота вращения ротора в минуту……..……1000-1500
Диаметр щеточного ротора, мм……450
Длина щеточного ротора, мм……600
Потребляемая мощность, кВт……....15
Габаритные размеры, мм
длина……1300
ширина……1000
высота……..1250
Масса без электродвигателя, кг……..350

6.12 Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей.

Вообще, разработка измельчителей производилась с целью создания единого как стационарного, так и передвижного комплекса, способных удовлетворить потребности современной геологоразведочной партии по объему приготавливаемых промывочных жидкостей и их качеству и типам. Ниже будет рассмотрена передвижная установка, созданная на основе разработанных машин, в число которых вошли щеточная и струйная вихревая мельницы, барабанный измельчитель. Основное назначение установки состоит в обеспечении отдельного участка буровых работ из 5-7 буровых агрегатов комплексом промывочных жидкостей. Конструкция установки позволяет производить ее транспортировку волоком, с погрузкой на трейлер, вертолетом. Все это делает ее

пригодным для применения в труднодоступных районах, удаленных геологоразведочных партиях, отдельных участках буровых работ.

Технические средства, используемые в передвижной установке, позволяют при различных вариантах их применения получать глинистые растворы обрабатывать их реагентами, приготавливать растворы на основе полиакриламида и т.п. Наличие в установке перекачивающих средств делает возможным заливку приготовленных промывочных жидкостей в емкость автоцистерны или резервуары установки, подачу по трубопроводам к буровым агрегатам.

На рис. 31 и 32 показан вид агрегатного отсека установки. Все машины, осуществляющие процесс приготовления промывочных жидкостей смонтированы в единую технологическую линию, содержащую скреперную лебедку 1 марки ЛС-30, щеточную мельницу 2, барабанный измельчитель 3 и перекачивающий насос 4 со струйной вихревой мельницей 5.Основанием установки служит металлическая рама с настилом, выполненная в виде саней. В здании передвижной установки помещены резервуары 6, 7, 8, в которые производится заливка приготавливаемых промывочных жидкостей. Общий полезный объем резервуаров составляет 7,5 м^3, т.е. рассчитан на получасовую работу установки. На крыше здания размещены привод лебедки 1 и питающие емкости 11, 12, 13, заполняемые концентрированными растворами УЩР, КМЦ и гидролизом полиакриламида. Управление оборудованием производится с пульта 9. Регистрация рабочих режимов струйной вихревой мельницы осуществляется комплексом ИШВ-1-10. Управление лебедкой 1 может осуществляться с выносного пульта 9.

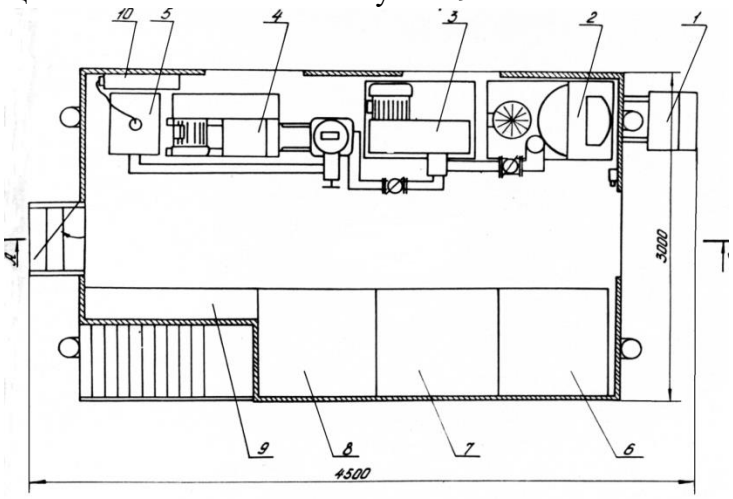


Рис. 31. Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей. 1 – скреперная лебедка; 2 – щеточная мельница; 3 – барабанный измельчитель; 4 – перекачивающий насос; 5 – струйная вихревая мельница; 6, 7, 8 – резервуары; 9 – пульт управления; 10 – комплекс ИЖВ-1.

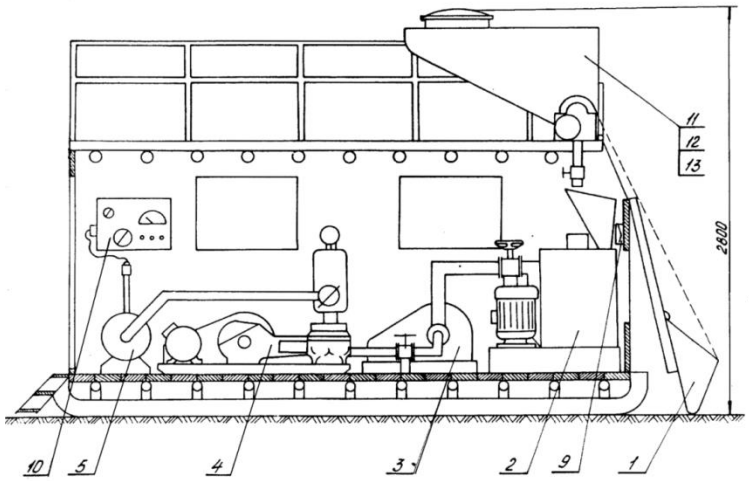


Рис. 32. Вид агрегатного отсека передвижной установки для приготовления буровых промывочных жидкостей, в плане.

1- скреперная лебедка; 2- щеточная мельница; 3- барабанный измельчитель; 4- перекачивающий насос; 5- струйная вихревая мельница; 6, 7, 8- резервуары; 9 - пульт управления; 10- комплекс ИШВ-1.

На рис. 33 показана схема управления гидросистемой установки. Кранами 14, 15, 16 и 17 регулируется подача в приемный бункер щеточной мельницы 2 воды, УЩР, КМЦ, полиакриламида, поступающих из питающих емкостей 11, 12, 13. Изменением объема подачи воды или реагентов регулируют плотность приготавливаемых промывочных жидкостей. Краны 18 и 19 служат для перекрытия трубопроводов к барабанному измельчителю 3 и струной вихревой мельницы 5. Перекрытие осуществляется в том случае, когда производиться приготовление крупнодисперсных глинистых растворов, применяемых при забурке скважин. Краны 20, 22 и 24 перекрывают отвод приготовленных промывочных жидкостей при их сливе в автоцистерны.

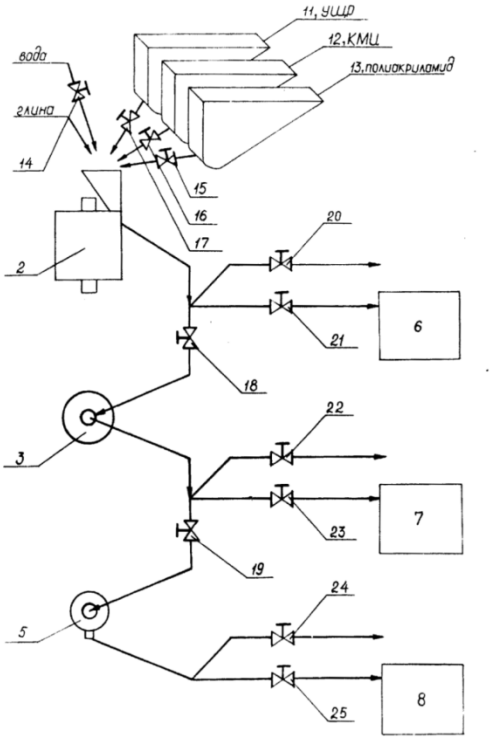


Рис. 33. Схема управления гидросистемой установки.

1- щеточная мельница; 3- барабанный измельчитель; 5- струйная вихревая мельница; 6, 7, 8- резервуары; 14, 15, 16, 17- краны регулировки подачи материала в бункер щеточной мельницы; 18, 19- краны перекрытия трубопроводов; 20, 22, 24-краны перекрытия отвода в автоцистерны; 21, 23, 25- краны перекрытия отвода в резервуары.

Краны 21,23 и 25 установлены для осуществления слива жидкостей в резервуары 6,7 и 8.Технологическая схема приготовления буровых промывочных жидкостей (рис. 34.) в зависимости от применяемых компонентов может быть осуществлена по следующим вариантам.

Первый вариант: приготовление жидкостей из комовых глин. Скреперной лебедкой 1 производят загрузку комовой глины в приемный бункер щеточной мельницы 2, при этом должен быть открыт кран 14 подачи сюда же воды. Крупнодисперсная пульпа, приготавливаемая мельницей 2, поступает на доизмельчение в барабанный измельчитель 3, а оттуда в струйную вихревую мельницу 5. Для этого должны быть открыты краны 18 и 19. Приготовленная промывочная жидкость может быть отведена открытием кранов 24 или 25 в емкость автоцистерны или в резервуар 8.

Второй вариант: приготовление глинистого раствора с обработкой его УЩР, КМЦ или приготовление малоглинистого раствора с обработкой полиакриламидом. При приготовлении данных типов растворов кроме воды и глины в приемный бункер щеточной мельницы подается один из вышеперечисленных компонентов. Их подача из питающих емкостей 11, 12 и 13 осуществляется открытием кранов 15, 16 и 17. Приготовление осуществляется последовательно в щеточной мельнице 2, барабанном измельчителе 3 и струйной вихревой мельнице 5.

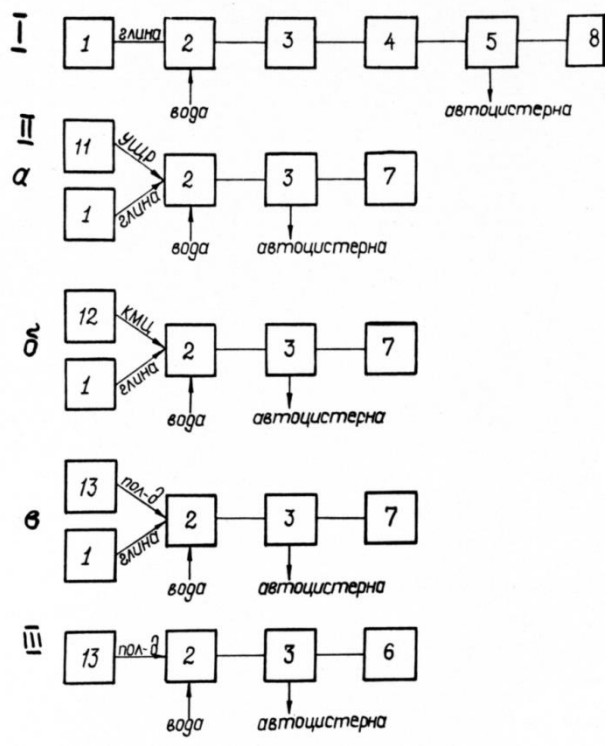


Рис. 34. Схема приготовления различных буровых растворов.

I- приготовление глинистого раствора из комовых клин; II- приготовление глинистых растворов обработанных; III- приготовление полиакриламидного раствора; а- углещелочным реагентом; б- КМЦ; в- полиакриламидом

.

Третий вариант: приготовление промывочной жидкости на основе полиакриламида. В этом случае гидролиз полиакриламида из питающей емкости 13 поступает в бункер щеточной мельницы 2, сюда же подается вода. Расход компонентов регулируется кранами 14 и 15. Приготовление осуществляется в щеточной мельнице 2 и барабанном измельчителе3. Готовый продукт отводится открытием кранов 22 или 23 в автоцистерну или резервуар 7.

Конструктивное исполнение передвижной установки позволяет производить замену машин приготавливающих промывочные жидкости в зависимости от применяемых компонентов.

Техническая характеристика передвижной установки для приготовления буровых промывочных жидкостей.

Производительность по объему приготавливаемых жидкостей, $м^3$/ч..10
Потребляемая мощность, кВт……..……..65
Удельный расход энергии на приготовление 1$м^3$ промывочной жидкости, кВт.ч/$м^3$…….…….……..…3,0-4,2
Габаритные размеры, мм: длина…….……4500
ширина……...……...…….3000
высота……..……....……..2800
Масса установки, кг…….……2500
Количество обслуживающего персонала в смену, чел……..……..…..…2

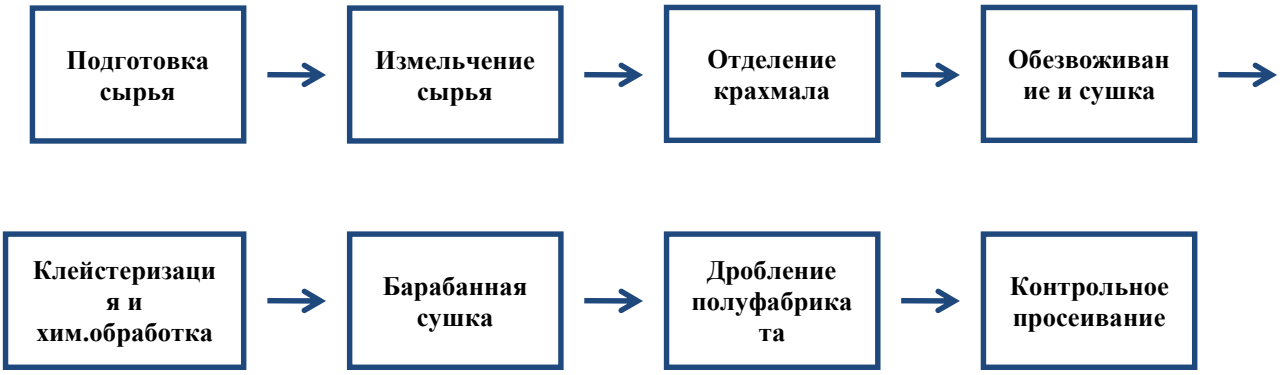
6.13 Экспресс технология производства импортозамещающих буровых реагентов с использованием эффекта механоактивации крахмалосодержащего сырья

При освоении нефтегазовых месторождений на сегодняшний день основной объем скважин проходится с использованием роторного и турбинного способов бурения, что позволяет бурить наклонно-направленные скважины, а так же скважины с горизонтальным окончанием. Эффективность бурения скважин во многом определяется составом очистного агента, а также схемой и режимом промывки скважины. Практически невозможно подобрать универсальный очистной агент, который бы удовлетворял всем заданным параметрам. В зависимости от геолого-технологических условий бурения подбирается какой-то один вид очистного агента, а его технологические свойства регулируются посредством химических реагентов с учетом определенных практических требований.

Одним из важнейших показателей буровых промывочных жидкостей является водоотдача глинистого раствора и соответственно его способность создавать малопроницаемую фильтрационную корку. Наиболее универсальным понизителем водоотдачи, позволяющим проходить как обычные, так и сильноминерализованные толщи осадочных пород являются модифицированные органические полимеры на основе крахмала. Основным недостатком существующих на рынке крахмальных реагентов отечественного и импортного производства является значительная стоимость (особенно зарубежных), связанная с большими затратами энергии при производстве по традиционным технологиям, которые в том числе, не позволяют обрабатывать модифицируемые крахмалы всем спектром необходимых реагентов с целью регулирования свойств конечного продукта. Научным коллективом кафедры “ТТР МПИ” частично решены обозначенные проблемы и разработаны рецептуры крахмальных реагентов увязанные с новой технологией модификации непосредственно крахмалосодержащих исходных продуктов (фуражная пшеница, ячмень, рожь, кукуруза и др.) современным, более экономичным и универсальным способом - сухой холодной механохимической деструкции, минуя стадию

получения нативного крахмала из исходного сырья и энергоемкие процессы его клейстеризации, сушки и дробления (рис. 43).

Традиционная схема производства модифицированных крахмалов



Экспресс-технология получения модифицированных крахмалов из зерновых продуктов

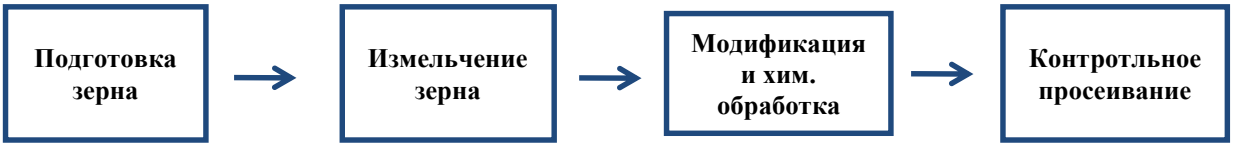


Рис. 43. Схемы традиционной и экспресс-технологии производства модифицированных крахмалов.

Разработанный на кафедре ТТР МПИ опытный образец каскадной измельчительной машины центробежного типа МКЦ-М (рис. 44.) работает в режиме энергонапряженного измельчения твердых материалов при ультраскоростных разрушающих нагрузках в измельчаемом продукте, находящимся в стесненных условиях. Рабочая камера измельчительной машины имеет три зоны измельчения, отличающихся по форме, массе и степени оснащения мелющими телами. В первой (самой верхней) зоне измельчения происходит дробление зерна и перемешивание с добавленным химреагентом, во второй зоне с мелющими телами, имеющими большую степень кривизны, а значит большую контактную нагрузку на измельчаемый материал, происходит измельчение зерновой смеси и химреагента до размеров сопоставимых с размерами кристалла крахмала, т.е. до состояния муки очень тонкого помола. В третей зоне оснащенной значительно большим количеством (в 5 раз) мелющих тел с большой кривизной рабочей поверхности происходит модификация, высвободившегося из белковой оболочки, крахмала и его обработка необходимыми химреагентами.

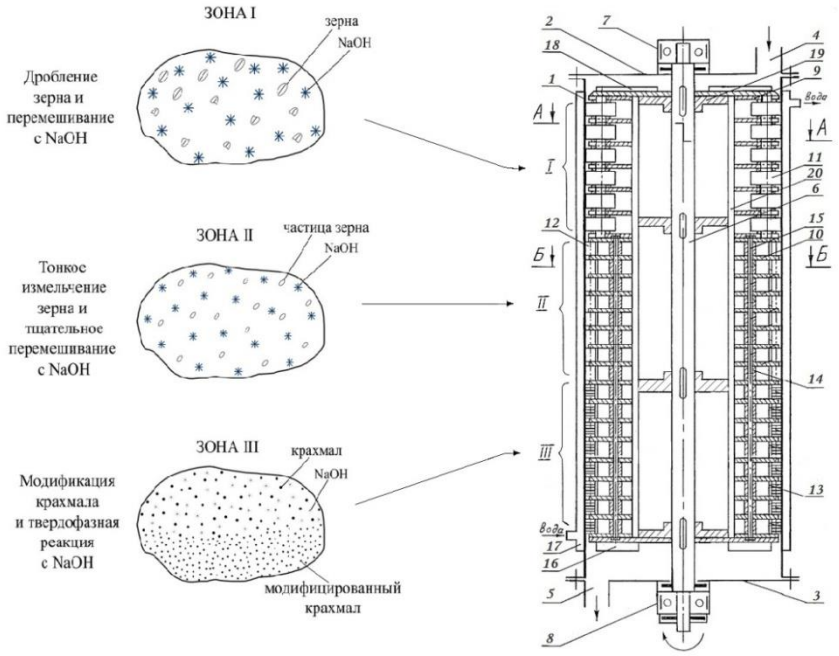


Рис.44. Схема процесса модификации крахмалосодержащего сырья методом механоактивации

Разработанная авторами экспресс-технология модификации нетрадиционного крахмалосодержащего сырья позволит значительно снизить себестоимость производства импортозамещающих, высокоэффективных буровых реагентов (на десятки процентов), за счет исключения операций производства самого нативного крахмала, его полследующей клейстеризации, сушки и дополнительного дробления готового продукта.

Потенциальными потребителями крахмальных реагентов являются не только нефтегазодобывающие и геологоразведочные организации, но и горнообогатительные предприятия, производители строительных материалов, целлюлозо-бумажные, текстильные и другие предприятия. Экономический эффект от внедрения разработанной технологии только в нефтегазодобывающей отрасли ориентировочно может составить порядка 45-50 млн. рублей в год. На основе разработанной технологии и техники возможно открытие стационарного, многотоннажного, достаточно компактного и быстро окупаемого производства по выпуску импортозамещающих высокоэффективных буровых крахмальных реагентов типа “РБК-М” из нетрадиционного крахмалосодержащего сырья.

6.14 Универсальный буровой реагент “РБЦ-4” на основе механоактивированного древесного волокна с повышенным содержанием смол

В практике разведочного бурения из всего перечня геологотехнических осложнений наиболее трудоемкими являются поглощения промывочной жидкости, затраты календарного времени на ликвидацию которых составляют от 4 до 10 %. Поглощения приурочены, в основном, к карбонатным породам с естественной кавернозностью и трещиноватостью вторичного (экзогенного) и тектонического происхождения, а также песчаникам и некоторым разновидностям глин, где наблюдаются провалы бурильного

инструмента от 0.5 до 4 м и более, Поглощения техногенного характера связаны с гидроразрывом пласта в виду избыточного гидростатического давления, которое возникает при повышении плотности и реологических показателей бурового раствора.

Основными технологическими мероприятиями по предупреждению и ликвидацыии поглощений буровых промывочных жидкостей в нефтегазовом и геологоразведочном бурении являются следующие:

-регулирование гидравлического равновесия в системе “пласт-скважина” путем использования облегченных промывочных жидкостей и технологических ограничений при бурении (понижение скорости спускоподьемных операций, уменьшение подачи промывочной жидкости в скважину, увеличение зазора между буровым инструментом и стенками скважины, долив бурового раствора в скважину и др.);

- регулирование реологических свойств буровых растворов, путем перехода на бурение структурированными промывочными жидкостями с обработкой химическими реагентами;

- применение комбинированных методов (химическая обработка аэрированных жидкостей и растворов с пониженным содержанием твердой фазы);

- закупоривание каналов поглощения одновременно с их вскрытием путем использования наполнителей различных типов.

Впервые наполнители для ликвидации поглощений применили в 40-е годы в США, в России их использование началось в начале 60-х годов. В зарубежных компаниях девяносто процентов всех поглощений ликвидируется путем добавки наполнителей, в качестве которых используются отходы различных производств. Наполнители подразделяются на волокнистые, зернистые (жесткие или упругие) и чешуйчатые (рис. 45.). Кроме этого, используется твердая фаза получаемая химическими методами (коагуляция, конденсация и др.), а также разбухающие наполнители. Большинство наполнителей закачиваемых в составе тампонажных смесей, позволяет закупорить трещины размером не более 6 мм, а в виде тампонов или при намыве до 20 мм. Волокнистые наполнители применяют при ликвидации всех видов поглощений при их размере ½ диаметра поглощающего канала, но в первую очередь, в крупно пористых и трещиноватых породах с размером каналов 3-5 мм. При вводе в комплексе зернистых и чешуйчатых - соотношение составляет 1:1:1. Зернистые жесткие наполнители применяются при ликвидации всех видов поглощений при этом их размеры должны быть в три раза меньше поглощающих каналов. Зернистые упругие наполнители по своей закупоривающей способности занимают промежуточное положение между волокнистыми и зернистыми жесткими, при этом соотношение к гранулированным жестким составляет от 2:1 до 3:1. Чешуйчатые наполнители применяются при ликвидации поглощений с размером каналов в породах от 2.5 до 30мм, при этом эффект закупорки выше при их сочетании с волокнистыми и зернистыми наполнителями в соотношении 2:1:1 (при профилактике поглощений такое сочетание не рекомендуется) [2].

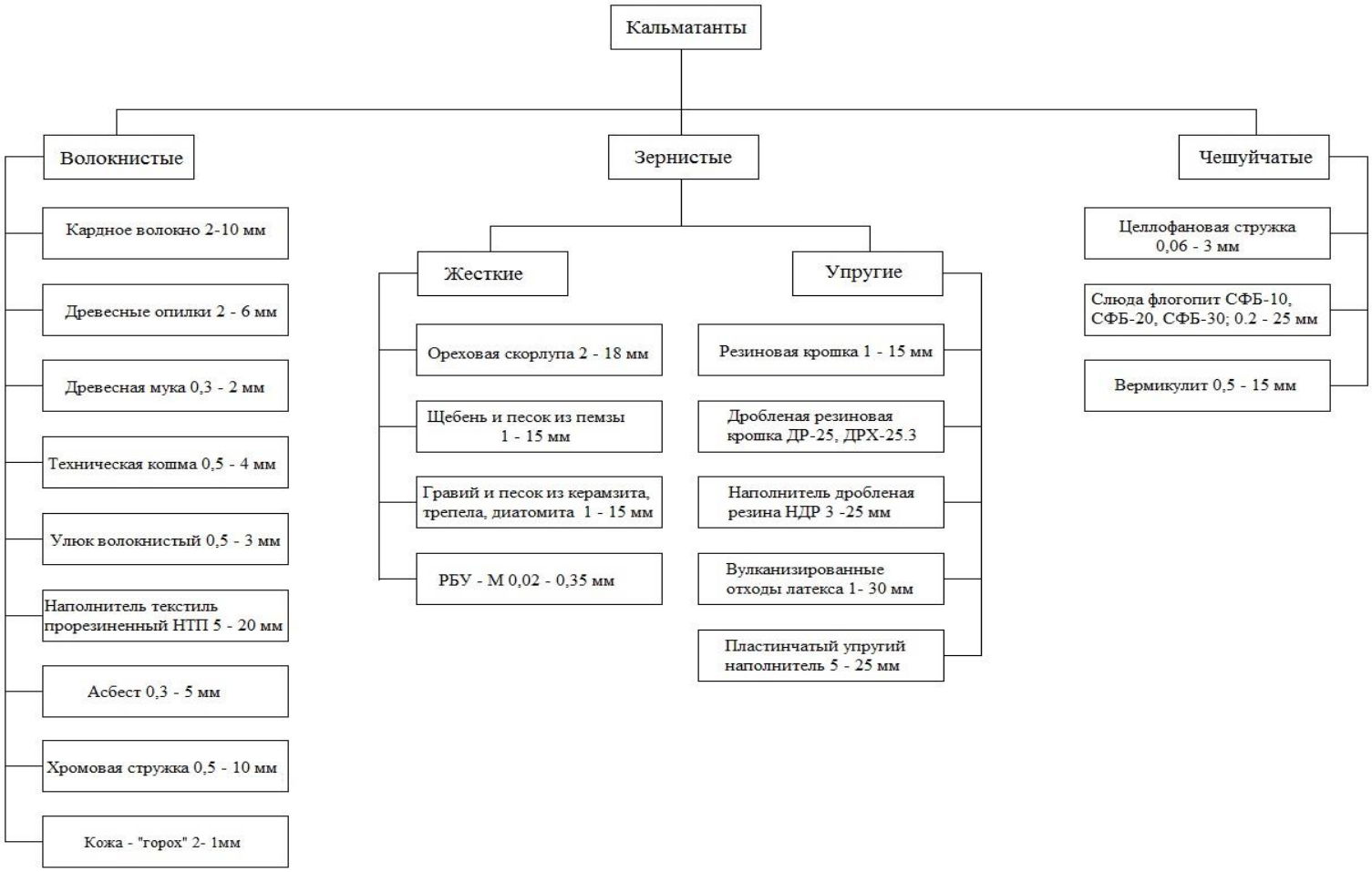


Рис. 45. Классификация материалов используемых в качестве кальматантов при ликвидации поглощений промывочной жидкости

Проведенный авторами анализ производственного опыта использования наполнителей и предварительные лабораторные исследования по использованию наиболее дешевых, доступных и экологически чистых материалов в качестве кальматанта позволяет сделать следующие выводы:

- с точки зрения экологической чистоты буровых промывочных жидкостей наиболее приемлемо использование органических материалов, подвергающихся после их применения разложению на безвредные составляющие;
- по кальматирующим свойствам, доступности и дешевезне исходного сырья наиболее подходящими являются целлюлозосодержащие материалы в измельченном состоянии с разной степенью дисперсности;
- улучшенные реологические и закупоривающие свойства буровых растворов с наполнителями на основе целлюлозосодержащих материалов обьясняются сложным вещественным составом исходного сырья и возможностью его модификации путем химической обработки в процессе механоактивации;
- наиболее подходящим для решения поставленной задачи по мнению авторов является древесное волокно, состоящее из необходимого набора исходных компонентов, позволяющих в процессе их механохимической деструкции и химобработки получить многофункциональный буровой реагент.

Древесина - продукт биологического (растительного) происхождения, представляющий сложный комплекс, как в анатомическом, так и химическом отношении. Вещество древесины - это вещество оболочек клеток (клеточных стенок) и биологическое происхождение этого вещества обусловливает его сложный химический состав, представленный на рис. 46.



Рис. 46. Схема химического состава древесины.

Древесина примерно на 99% состоит из органических веществ. Минеральные вещества составляют обычно очень небольшую часть - до 1 %. Элементный состав органической части древесного вещества у различных древесных пород практически одинаков: 49. ..50 % углерода, 43...44 % кислорода, около 6 % водорода и 0,1...0,3 % азота по отношению к массе абсолютно сухой древесины.

Структурные компоненты древесины подразделяют на углеводную и ароматическую части. Углеводная часть, представляющая комплекс полисахаридов, называется

холоцеллюлозой. Массовая доля холоцеллюлозы составляет в древесине примерно 70...80 %, причем ее содержание в древесине лиственных пород выше по сравнению с хвойными. Выход холоцеллюлозы при выделении ее из древесины различными методами составляет в среднем для хвойных пород 70...73 %, лиственных пород - 72. ..79 %.

Ароматическая часть древесины - лигнин представляет собой смесь ароматических полимеров родственного строения фенольной природы, построенных из мономерных звеньев, называемых фенилпропановыми структурными единицами. Массовая доля лигнина в древесине составляет 20...30%, причем хвойные породы содержат больше лигнина, чем лиственные.

Целлюлоза в нативном состоянии представляет собой полимолекулярное соединение, в состав которого входят молекулы, идентичные по своему строению, но отличающиеся по длине. Элементарные звенья макромолекулы целлюлозы находятся в форме кресла, гидроксильные группы расположены в горизонтальном направлении, а атомы водорода — в вертикальном (рис. 47). Каждое второе звено цепи повернуто на 180° по отношению к оси молекулы.

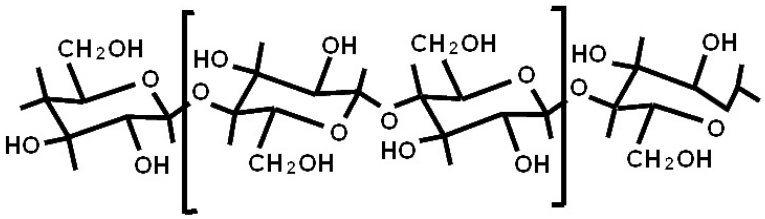


Рис. 47. Молекулярное строение целлюлозы

Целлюлоза состоит из звеньев β-D-глюкозы. Эмпирическая формула целлюлозы ($C_6H_{10}O_5$). В одной молекуле целлюлозы находится 10 000 единиц глюкозы. Молекулы целлюлозы соединены друг с другом в пучки. Самый маленький пучок в стенке клетки называется элементарной или начальной фибриллой, диаметр которой равен приблизительно 3,5 нанометра ($3,5*10^{-9}$ м).

Фибриллы состоят приблизительно из 40 расположенных в одном направлении молекул целлюлозы. Элементарные фибриллы объединены в более крупные пучки - микрофибриллы, которые состоят из двух или больше элементарных фибрилл. Микрофибрилла – это самая маленькая частица волокна. Ее можно без особого труда наблюдать под электронным микроскопом. (Рис. 48).

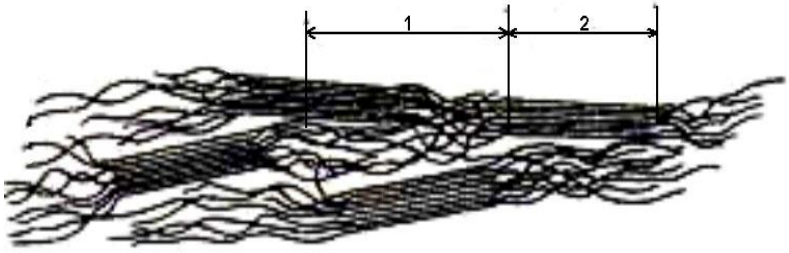


Рис.48. Элементарные фибрилы под микроскопом.
1 – кристаллический участок
2 – амфорный участок

О строении микрофибриллы существует много разных теорий. Одни ученые считают, что она почти цилиндрической формы (диаметр 20—30 нм), другие считают ее плоской нитью, ширина которой 10—30 нм, толщина 5—10 нм и длина несколько микрон (1 мкм = 10^{-6} м). Между микрофибриллами находятся каналы шириной 10 нм, которые содержат лигнин и другие компоненты. Предполагают, что внутри микрофибрилл, точнее между элементарными фибриллами, имеются капилляры шириной 1 нм, по которым могут проходить молекулы воды и другие небольшие молекулы [3].

Макромолекулы целлюлозы в первичных фибриллах образуют однородные высокоупорядоченные кристаллические зоны (кристаллиты), которые чередуются с неоднородными менее упорядоченными аморфными зонами. В кристаллитах существует трехмерный дальний порядок в расположении цепей целлюлозы. В аморфных участках дальний порядок отсутствует и сохраняется лишь общая продольная направленность цепей. В аморфных участках относительно легко могут проходить реакции целлюлозы с другими веществами. Длина макромолекул целлюлозы значительно больше длины кристаллических участков, поэтому каждая макромолекула проходит последовательно ряд кристаллических и аморфных участков.

Первичные фибриллы целлюлозы соединяются между собой с помощью водородных связей в микрофибриллы, которые и являются основными звеньями строения волокон целлюлозы. Микрофибриллы состоят из нескольких первичных фибрилл, поперечное сечение их составляет примерно 100 х 200 ангстрем, длина — около 600 ангстрем (рис. 49). Между первичными фибриллами в микрофибрилле находится лигнин и гемицеллюлозы.

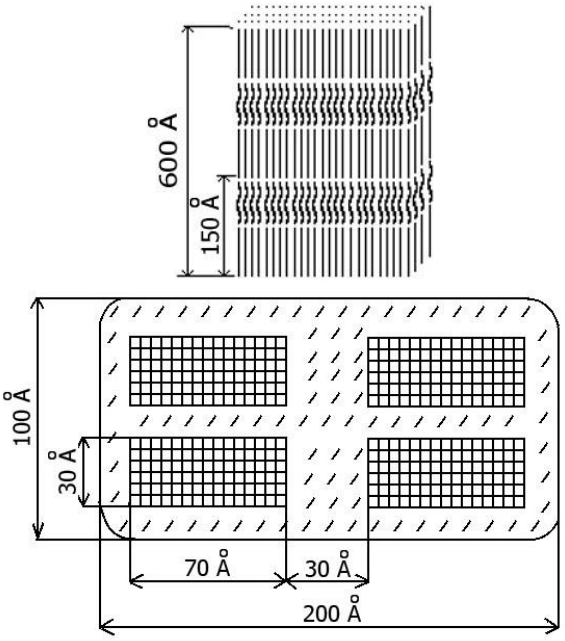


Рис. 49. Модель микрофибриллы целлюлозы (по теории Фрей-Висслинга)

Согласно данным большинства исследователей, лигнин впервые обнаруживается в растениях семейства папоротниковых и его появление связывается с выходом растений на сушу и возникшей в связи с этим необходимостью обеспечения механической прочности стеблей и стволов. Фрёйденберг еще в 1931 г. высказал предположение, что лигнин играет роль наполнителя, пронизывающего стенки растительных клеток и вместе с гемицеллюлозами заполняющего пространство между целлюлозными фибриллами, и в этом отношении его можно сравнить с цементом в армированном бетоне.

Лигнин — это ароматическая часть древесного вещества. С аналитической точки зрения лигнин рассматривают как ту часть древесины, которая получается в виде нерастворимого «негидролизуемого» остатка после удаления экстрактивных веществ и полного гидролиза полисахаридов сильной кислотой. В действительности лигнин нельзя считать негидролизуемым полимером, поскольку при действии кислот в лигнине могут гидролизоваться углерод-кислородные связи, но сохраняются существующие в нем углерод-углеродные связи и образуются новые.

Массовая доля лигнина в древесине хвойных пород составляет в среднем 27...30 %, а в древесине лиственных пород - 18...24 %. В отличие от целлюлозы и других

полисахаридов выделенный из древесины лигнин не является индивидуальным веществом, а представляет собой смесь ароматических полимеров родственного строения.

Размол древесины увеличивает доступность лигнина и вызывает его механическую деструкцию. При механической деструкции происходят реакции гемолитического расщепления связей лигнина с гемицеллюлозами и связей С-О-С и С-С в сетке лигнина с возникновением промежуточных свободных радикалов, которые вступают в реакции рекомбинации и инициируют реакции полимеризации и окисления кислородом воздуха.

Экстрактивными веществами называют вещества, которые могут извлекаться (экстрагироваться) из растительных тканей нейтральными растворителями: вода, диэтиловый эфир, петролейный эфир, толуол, метанол, этанол, ацетон и др. (рис. 50). Экстрактивные вещества широко распространены в природе. Они содержатся во всех древесных породах и травянистых растениях. Каждое растение, естественно, не может обладать всем набором экстрактивных веществ, но у любого ботанического вида их состав достаточно богат.



Рис. 50. Состав экстрактивных веществ

Содержание экстрактивных веществ в древесине пород умеренной климатической зоны, как правило, невелико; их массовая доля обычно не превышает 3...4 % (за исключением дуба и лиственницы, в древесине которых много водорастворимых веществ). Древесные породы тропической климатической зоны могут содержать значительно больше экстрактивных веществ, в отдельных случаях до 20...40 %.

По методу выделения экстрактивные вещества подразделяют на эфирные масла, древесные смолы и водорастворимые вещества (рис. 50). Эфирные масла представлены веществами с высокой летучестью, способными отгоняться с водяным паром. В их состав входят преимущественно монотерпены и другие летучие терпены и терпеноиды, а также ряд низкомолекулярных соединений различных классов (летучие кислоты, сложные и простые эфиры, лактоны, фенолы и др.). Древесные смолы (смола) - группа веществ, экстрагируемых из древесины органическими растворителями, но не способных растворяться в воде. Это - гидрофобные вещества, находящиеся в смолообразном состоянии из-за взаимного ингибирования кристаллизации. В смолах выделяют свободные кислоты (смоляные и жирные) и нейтральные вещества; последние, в свою очередь, подразделяют на омыляемые (жиры, воски) и неомыляемые (фитостерины, терпеновые спирты, высшие алифатические спирты, нелетучие терпеновые углеводороды и др.). Смолистые вещества древесины подразделяют на кислоты и нейтральные вещества. Массовая доля смоляных кислот в смоле хвойных пород может достигать 30...40 %, тогда как в смоле лиственных пород они отсутствуют (за редкими исключениями).

Смоляные кислоты относят к трудноэтерифицируемым кислотам. Карбоксильная группа в их молекуле находится у третичного атома углерода, т.е. в стерически затрудненном положении. Поэтому в отличие от жирных кислот смоляные кислоты находятся в древесине преимущественно в свободном виде. Соли смоляных кислот иногда называют резинатами.

Химические свойства наиболее распространенных смоляных кислот определяются также наличием в молекуле двух двойных связей - сопряженных или несопряженных. По этому признаку смоляные кислоты часто подразделяют только на две группы - кислоты абиетинового (17-52 % от всех смоляных кислот в живице хвойных пород деревьев) и пимарового типов.

Водорастворимые вещества экстрагируются холодной или горячей водой. Они содержат различные фенольные соединения (таннины, красящие вещества и др.), углеводы, гликозиды, растворимые соли [4].

Предварительные исследования проведенные в лаборатории кафедры ТТР МПИ подтвердили возможность использования в качестве регулятора структурно-механических и реологических свойств промывочных жидкостей, понизителя водоотдачи (за счет гидрофобизации абиетатом натрия глинистой корки стенок скважины), смазочной противоизносной добавки (за счет большой концентрации дитерпенов) и тонкодисперсного кальматанта - модифицированное древесное волокно с повышенным содержанием смол.

Данный эффект возможен благодаря уникальному вещественному составу основных компонентов древесины (целлюлоза, гемицеллюлоза, лигнин, древесные смолы, дитерпены и другие вещества) модификация которых путем обработки едким натром в процессе сухой холодной механохимической деструкции приводит к следующим химическим изменениям последних:

1. измельченная целлюлоза является тонкодисперсным кальматантом (с повышенной проникающей способностью) и выполняет функцию твердой фазы бурового раствора с очень малым удельным весом;

- гемицеллюлоза, освобожденная в процессе измельчения от лигнина и под воздействием каустической соды частично переходят в щелочную целлюлозу, то есть становятся структкрообразователем на уровне карбонатметилцеллюлозы с небольшой атомной массой;

2. при механоактивации лигнина в присутствии едкого натра получается щелочной лигнин, являющийся понизителем вязкости бурового раствора и в определенных условиях термическим стабилизатором;

3. абиетиновая кислота входящая в состав древесных смол (0,8-1,5 % от массы древесины хвойных пород) при обработке каустиком в процессе механоактивации омыляется с образованием абиетата натрия (канифольного мыла), который в свою очередь является сильнейшим гидрофобизатором и микропенообразователем;

4. дитерпены высвобождающиеся из смолистой части древесины являются уникальной смазывающей добавкой снижающей износ буровых, обсадных труб и породоразрушающего инструмента в 10 раз и более.

При разработке рецептуры реагента РБЦ-4 и технологии его получения авторами решались следующие научно-исследовательские задачи:

- выбор породы древесины наиболее подходящей по вещественному составу и экономико-технологическим показателям;

- определение оптимального соотношения исходных компонентов древесная мука и гидроксид натрия;

- подбор оптимальных режимов процесса механоактивации древесного волокна, обеспечивающих возможность получения щелочной целлюлозы и омыления абиетиновой кислоты минуя жидкую фазу химического процесса;

- исследование структурообразующей и стабилизирующей способностей механоактивированных органопорошков древесины при обработке различных типов буровых промывочных жидкостей;

5. исследование влияния концентрации гидрофобизатора (абиетата натрия) в буровом растворе на водопроницаемость глинистой корки и соответственно на его водоотдачу;

6. исследование смазывающей способности разработанного реагента методом истирания стержня по Барону Л.И. в присутствии водного раствора РБЦ-4;

7. исследование кальматирующих свойств буровых промывочных жидкостей на основе механоактивированной древесины;

8. исследование возможности использования реагента РБЦ-4 для получения облегченных и аэрированных растворов.

Механоактивированные органопорошки древесины для проведения лабораторных исследований готовились путем сверхтонкого измельчения древесной муки из хвойных пород деревьев с повышенным содержанием древесной смолы на лабораторном стенде каскадной мельницы центробежного типа МКЦ-2М, оснащенной десятью рядами мелющих тел шарообразной формы (рис. 51). Результаты дисперсионного анализа механоактивированных порошков древесины показали - средний диаметр получаемых частиц при измельчении на лабораторном стенде каскадной мельницы центробежного типа МКЦ колеблется в пределах 35-50 микрон, а удельная поверхность 990-1550 $см^2/г$, при этом 60 % частиц порошка имеют средний размер меньше 50 микрон и 25-30 % - меньше 20 микрон. Необходимая степень механоактивации смеси древесной муки с едким натром при измельчении на МКЦ определялась по минимальному количеству сухого остатка после растворения органопорошка в воде. Полученные образцы с максимальной степенью ратворимости исследовались в качестве буровых реагентов для различных типов промывочных жидкостей на стандартных приборах в “Лаборатории промывочных жидкостей и тампонажных смесей” кафедры ТТР МПИ. Особое внимание уделялось изучению кальмотирующих свойств разработанного реагента РБЦ-4, возможности его использования в качестве гидрофобизатора глинистой корки и стенок скважины и смазывающей противоизносной функции реагента.

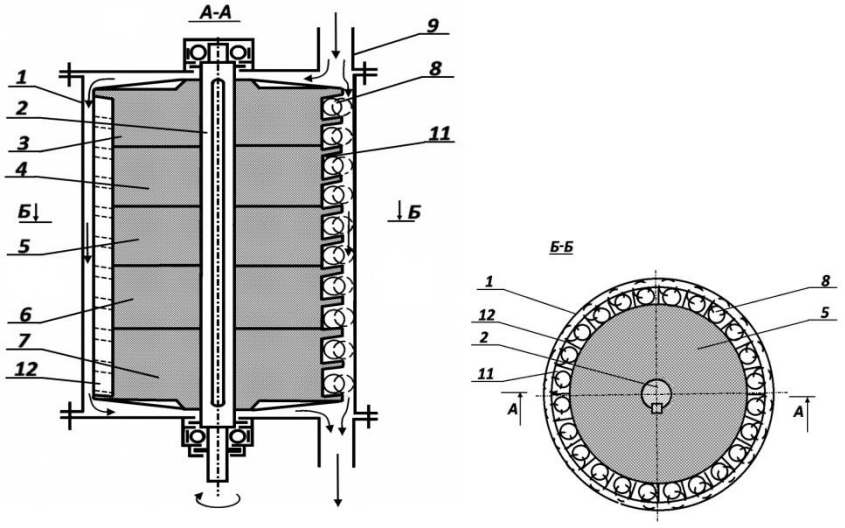


Рис. 51. Каскадная центробежная мельница МКЦ-2М.
1- корпус; 2 - вал; 3,4,5,6,7 - диски; 8 - мелющие тела; 9 - загрузочный; патрубок; 10 - выгрузочный патрубок; 11 - глухие радиальные каналы; 12 - пластина.

Фильтрационные свойства горных пород, определяющие в конечном счете поглощающую способность вскрытого скважиной пласта (интервала), характеризуются коэффициентом проницаемости «К» или просто проницаемостью. Наиболее распространенной практической единицей измерения коэффициента проницаемости

является 1 Д (дарси), когда через поперечное сечение породы площадью в 1 кв. см при перепаде давления в 1кгс/см на 1 см пути проходит 1 см/с жидкости вязкостью 1 сП. В системе СИ единицей проницаемости является квадратный метр (1 $м^2$ = 10^{12} Д). В гидрогеологической литературе наиболее удобной единицей измерения проницаемости считается коэффициент фильтрации Кф в метрах в сутки (или реже в см/с).

Процесс фильтрации - это механическое движение свободной воды под действием градиента напора в порах и трещинах горных пород , т.е. их способность пропускать через себя воду. Водопроницаемость зависит от размера сообщающихся между собой пор и трещин в горных породах и характеризуется коэффициентом фильтрации, имеющим размерность скорости (см/с, м/с, м/сут). Такая размерность получается из закона линейности фильтрации – закона Дарси, согласно которому количество фильтрующей воды в единицу времени прямо пропорционально коэффициенту фильтрации $К_ф$, площади фильтрации F и гидравлическому градиенту J [5]:

$$Q = K*F*J \quad (1)$$

Разделив правую и левую части этого уравнения на F, получим

$$Q/F = K*J, \quad где\ Q/F = V \quad (2)$$

Из формулы (2) следует, что коэффициент фильтрации есть скорость фильтрации при градиенте, равном единице.

$$V = K \ при\ J = 1 \quad (3)$$

Формулой (2) определяется скоростная размерность коэффициента фильтрации горных пород.

Следует отметить, что расчетная скорость фильтрации отличается от истинной скорости движения воды в породах, так как жидкость движется не через всю площадь, а через площадь поровых и трещинных пространств. Величина коэффициента фильтрации зависит от физических свойств горных пород (гранулометрический состав, плотность сложения и др.). Средние значения коэффициента фильтрации для различных горных пород приведены в таблице 1.

В связи с вышеизложенным авторами предложено в лабораторных исследованиях оценивать кальмотирующий эффект разработанных реагентов по коэффициенту фильтрации песчаных пород с помощью прибора – трубка “СпецГео” по методике учебного пособия «Общая гидрогеология» для студентов специальности 080300.

Группа	$К_ф$, м/сут	Типы проницаемых пород
Весьма проницаемые	>100	Крупный гравий, закарстованные сильнотрещиноватые известняки, галечник с песчаным наполнителем
Хорошо проницаемые	100 -10	Гравийно-галечниковые отложения, крупнозернистые пески, сильнотрещиноватые породы
Проницаемые	10 -1	Пески разной зернистости, трещиноватые породы
Слабопроницаемые	$1\text{-}10^{-1}$	Мелко- и тонкозернистые пылеватые пески, слаботрещиноватые породы
Весьма слабопроницаемые	$10^{-1}\text{-}10^{-3}$	Мелкие и средние суглинки, песчаные породы
Относительно водоупорные	10^{-3}	Средние глины, плотные суглинки

В качестве поглощающей породы был использован гранитный отсев Шарташского корьера следующего фракционного состава:

- 1,5 – 5 мм – 50 %;
- 5 – 10 мм – 25 %;
- 10 – 20 мм – 25 %.

Данная модель поглощающего горизонта при испытаниях на технической воде показала коэффициент фильтрации 9,8 м/сут., что соответствует группе проницаемых пород (согласно табл. 2).

Лабораторным испытаниям подвергался биокомпозиционный реагент на основе механоактивированного древесного волокна РБЦ-4 четырех модификаций, отличающихся друг от друга степенью механоактивации и обработки исходного сырья гидроксидом натрия. Отдельно исследовались пробы РБЦ-4 с повышенным содержанием соли абиетиновой кислоты полученные при использовании в качестве исходного сырья наиболее смолистой древесины (подсочная сосна, корневая древесина срубленных деревьев) или путем дополнительного добавления канифоли в опил перед процессом механоактивации совместно с каустиком. Наиболее показательные результаты лабораторных исследований представлены в таблице 2 и на графиках (рис. 52 и 53).

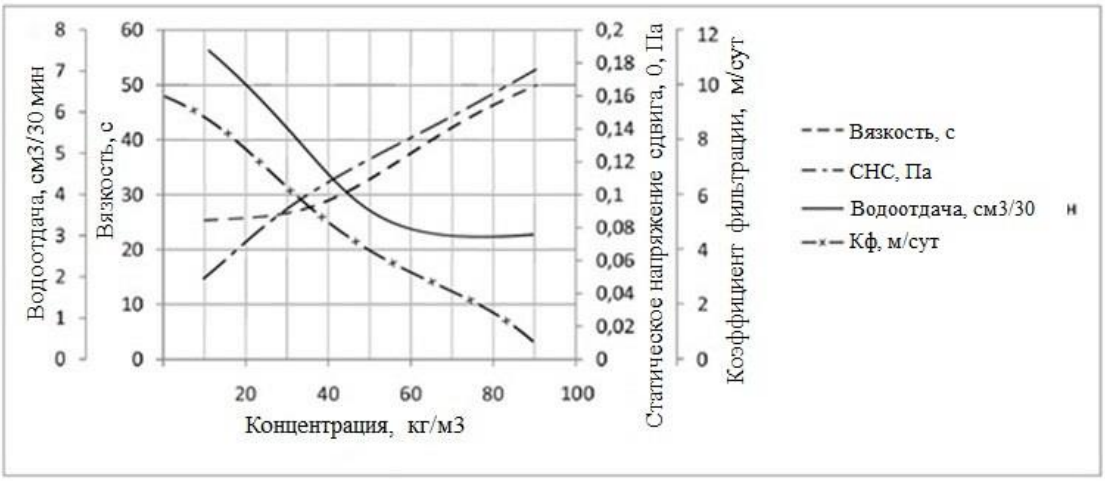


Рис. 52. Зависимость свойств биополимерного раствора на основе древесного волокна от концентрации реагента РБЦ-4

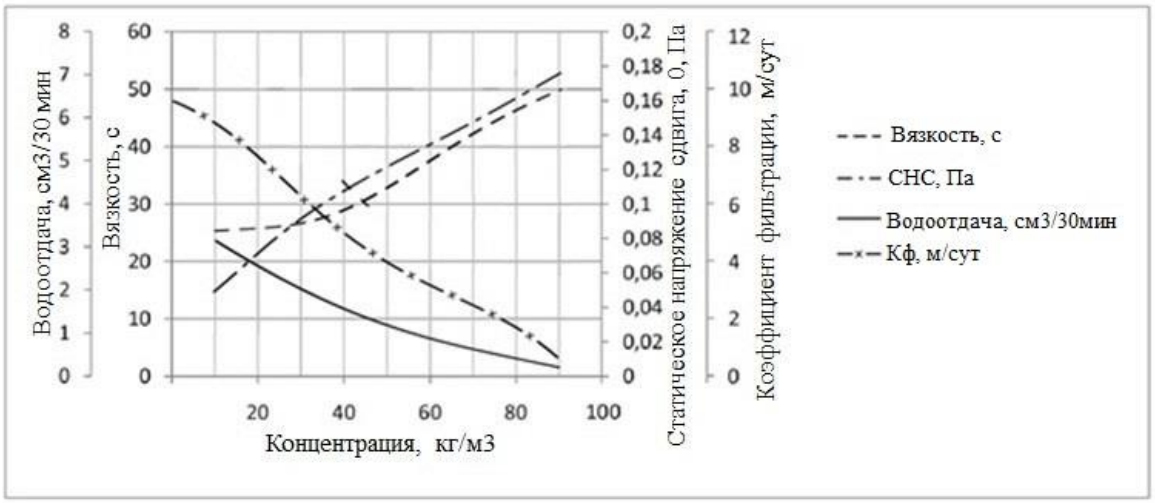


Рис. 53. Зависимость свойств биополимерного раствора на основе древесного волокна от концентрации соли абиетиновой кислоты в реагенте РБУ-М

Основные параметры бурового раствора на основе механоактивированого органопорошка РБЦ-4

№	Состав	Параметры

	пробы	Плотность ρ, г/см^3	Вязкость Т, с	Водоотдача В, см^3/30 мин	Толщина корки К, мм	СНС θ_1, Па	$К_ф$, м/сут
1	1 л. – вода 7 г. – NaOH 35 г. – РБЦ-4	1,02	25	7,5	1	0,05	7,9
2	1 л. – вода 7 г. – NaOH 50 г. – РБЦ-4	1,025	27	5,5	1	0,092	5,5
3	1 л. – вода 7 г. – NaOH 75 г. – РБЦ-4	1,025	33	3,5	1,2	0,12	3,7
4	1 л. – вода 7 г. – NaOH 100 г. – РБЦ-4	1,028	42	3	1,3	0,15	1,8
5	1 л. – вода 7 г. – NaOH 150 г. – РБЦ-4	1,028	50	3	1,5	0,175	0,3

Результаты лабораторных исследований влияния механоактивированных органопорошков (на основе древесного волокна хвойных пород деревьев с повышенным содержанием смолы) на свойства дисперсных систем различных типов буровых растворов позволяют авторам сделать следующие выводы рекомендательного характера:

- буровой раствор на основе реагента РБЦ-4 обладает высокими кальматирующими, структурообразующими, реологическими и смазывающими свойствами;

- при соответствующей химической обработке в процессе приготовления буровых промывочных жидкостей, обеспечивает приготовление высококачественных облегченных безглинистых промывочных жидкостей с плотностью до 1,02 - 1,03 г/см куб с весьма высокими структурно-механическими и реологическими показателями и возможностью их изменять в широких пределах, в зависимости от геолого-технических условий бурения скважин;

- в рецептурах буровых промывочных жидкостей органопорошок марки РБЦ-4 в отличие от глин эффективно структурирует как пресные, так и соленасыщенные буровые промывочные жидкости различной степени минерализации;

- буровая промывочная жидкость на основе органопорошка существенно снижает трение бурового снаряда о стенки скважины при его вращении и спускоподъемных операциях, что достигается за счет достаточно высокой степени омыления смолистой составляющей органопорошка марки РБЦ-4 и высвобождения дитерпенов в процессе его приготовления;

- органопорошок марки РБЦ-4 является экологически безвредным продуктом, т.к. подвергается бактериологическому разложению, не образуя вредных веществ;

- регулирование структурно-механических и реологических параметров промывочных жидкостей, приготовленных на основе данного структурообразователя и кальматанта органопорошка РБЦ-4 можно производить в весьма широких диапазонах с применением традициониых буровых химических реагентов: полиакриламида, КМЦ, гипана, крахмальных реагентов и других отечественных и зарубежных химреагентов.

Технология и техника приготовления разработанного бурового универсального реагента марки РБЦ-4 защищена 5 патентами РФ на изобретения.

6.15. Буровой реагент для освоения шельфовых нефтегазовых месторождений «Peat-MA»

Повышение мировой потребности в углеводородном сырье и истощение его запасов на суше активизировали поисково – разведочные работы в акваториях морей и океанов, приведшие к существенному росту морской нефтегазодобычи. В 2010 – 2011 годах доли морской нефти и газа от мирового объема добычи составили, соответственно, 44 % и 35 %. Россия обладает около 21 % шельфа Мирового океана (свыше 6,2 млн. км^2), при этом наиболее перспективный и доступный с точки зрения бурения шельф превышает 60 % площади ее акваторий. Общепризнанным является высокий углеводородный потенциал шельфа России – суммарные извлекаемые ресурсы оцениваются ведущими отечественными специалистами в 100 млрд. т., из которых газовая составляющая достигает 80 %. В соответствии с Энергетической стратегией РФ на период до 2030 г. освоение нефтегазовых месторождений на шельфе северных и дальневосточных морей является одним из стратегических направлений развития экономики (рис. 54).



Рис. 54. Увеличение объемов добычи нефти и газа на шельфе РФ.

Кроме того нефтегазоносные площади на материковой части нашей страны (например Западно-Сибирский регион) в основном имеют низконапорные продуктивные горизонты. Для успешного их вскрытия при бурении скважин применяют облегченные промывочные жидкости, приготовленные из дорогостоящих зарубежных (США, Канада) бентонитовых глинопорошков стоимостью 1,2 – 1,5 $ за килограмм и более, (например: Унифлок, ДК-дрилл, Сайдрил, Поликем-Д) которые содержат аномальное количество химреагентов, в том числе синтетических полимеров.

Такие промывочные жидкости, как известно, оказывают крайне недопустимую кальматацию (закупоривание) продуктивных горизонтов, вследствие чего на десятки

процентов снижается добыча полезных ископаемых. Так же, при этом происходит загрязнение акватории и практически неустранимое экологическое загрязнение земных недр, вызванное чрезмерным количеством используемых синтетических трудно разлагающихся полимеров входящих в рецептуру промывочных жидкостей [1].

Значительную часть названных экологических проблем возможно решить путем использования специальных буровых очистных агентов и тампонажных растворов разработанных на основе экологически безопасных материалов органического происхождения (торфопорошки), прошедших специальную механо-химическую обработку. В связи с этим авторами статьи разработана эксклюзивная технология производства дешевого, экологически чистого бурового реагента «Peat-MA» (Peat - Mechanical Activation) для использования при бурении нефтегазовых скважин на шельфе и вскрытии низконапорных продуктивных горизонтов на материковых месторождениях. Непосредственно разработка рецептур и оценка эффективности регулирования параметров различных типов промывочных жидкостей реагентами типа «Peat-MA» проводилась научным коллективом кафедры ТТР МПИ. В качестве измельчающего устройства и механоактиватора при разработке технологии использовалась каскадная измельчительная машина центробежного типа МКЦ-4М (рис. 55) - так же авторская разработка кафедры.

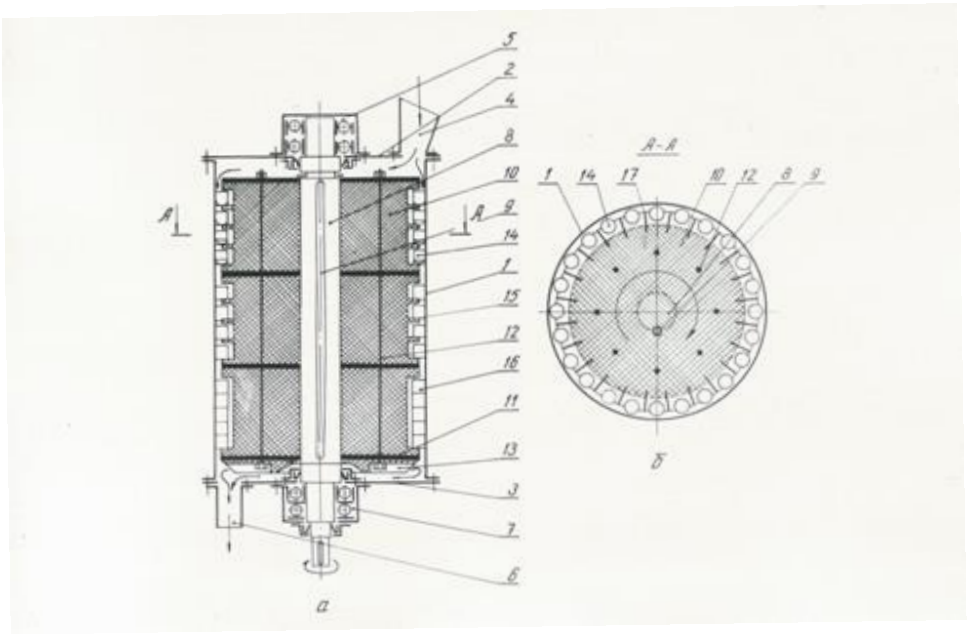


Рис. 55. Сема каскадной измельчительной машины центробежного типа МКЦ-4М. 1-корпус мельницы; 2 – крышка верхняя; 3 – нижняя плита; 4 – загрузочный патрубок; 5 – верхний подшипниковый узел; 6 – разгрузочный патрубок; 7 – нижний подшипниковый узел; 8 – вал ротора; 9 – шпонка; 10 – ротор; 11 – разделительный диск; 12 – стягивающие шпильки; 13 – выгребные лопатки; 14, 15, 16 – мелющие тела; 17 – толкающая пластина.

При выполнении значительного объема лабораторных работ решались следующие технико-технологические задачи:

-получение механоактивированных порошков путем их сверхтонкого измельчения на экспериментальном стенде каскадной центробежной мельницы;

- исследование структурно-механических и реологических параметров водных растворов и суспензий на основе механоактивированных порошков торфа «Peat-MA», применительно к требованиям параметров буровых промывочных жидкостей, используемых при бурении нефтяных скважин;

- модификация буровых промывочных жидкостей при обработке их буровым реагентом «Peat-MA»;

- исследование и оценка устойчивости к минеральной агрессии промывочных жидкостей, приготовленных на основе механоактивированных порошков торфа;

- исследование эффективности модификации технологических свойств буровых промывочных жидкостей, базовым материалом которых является реагент «Peat-MA», с использованием традиционных, применяемых в бурении химреагентов;

- аналитические исследования гидродинамики течения в циркуляционной системе буровой скважины промывочной жидкости на основе реагента «Peat-MA».

Механоактивированные порошки торфа для проведения вышеуказанных исследований готовились путем сверхтонкого измельчения высушенного торфа средней степени разложения на стенде каскадной центробежной мельницы МКЦ-4. При этом одна проба торфа проходила два цикла измельчения в прямоточном режиме, а вторая проба четыре цикла измельчения. В результате был получен торф измельченный дважды и четырежды. Задачей исследований являлось определение предела измельчаемости торфа и необходимая степень его механоактивации для использования в качестве бурового реагента. Суспензия на водной основе была получена путем щелочного гидролиза механоактивированного торфа. Целью начальных исследований был поиск наиболее эффективного соотношения: диспергированный торф - гидроксид натрия - вода. Как следует из табл. 1 и табл. 2 наиболее оптимальными параметрами данной промывочной жидкости являются: плотность ρ=1,028÷1,03 г/см^3; условная вязкость T=20÷25 с; водоотдача B=21÷25 см^3/30 мин; толщина корки K≤3 мм; статическое напряжение сдвига Θ_1 =0÷0,009 Па и Θ_{10}=0÷0,0045 Па. Данные параметры бурового раствора достигаются при соотношении: 100 г тонкодисперсного торфа, 7,5÷10 г гидроксид натрия и 1,5 л воды. При этом наиболее выгодные параметры получаются при щелочном гидролизе торфа двойного помола в соотношении: 100 г торфа, 10 г гидроксид натрия и 1,5 л воды.

Следует отметить, что малые значения статического напряжения сдвига Θ_1 и Θ_{10} (соответственно динамического напряжения сдвига) при наличии оптимальных значений других параметров позволяют существенно снизить энергозатраты на работу забойных двигателей турбобуров и значительно уменьшить кальматацию продуктивных горизонтов, а следовательно увеличить нефтеотдачу данных горизонтов и сократить сроки освоения эксплуатационных скважин.

Исследование физико-химической совместимости бурового реагента «Peat-MA» с другими типами буровых реагентов проводились на рецептурах глинистых растворов наиболее часто используемых в нефтегазовом бурении. Проведенные исследования показали, что применение реагента «Peat-MA» позволяет повысить вязкость (T) в 1,5 - 2 раза при весьма незначительном повышении статического напряжения сдвига (Θ_1 и Θ_{10}).

Однако при этом значительно увеличивается водоотдача (B) с 12 до 30 см^3/30 мин и толщина корки (K) с 2 до 4 мм соответственно. Поскольку вязкость глинистого раствора увеличивается на 15÷20 %, а статическое напряжение сдвига уменьшается примерно в таких же пределах при незначительном уменьшении водоотдачи, бурение нефтяных скважин такими специальными глинистыми промывочными жидкостями будет существенно снижать кальматацию продуктивных горизонтов, тем самым повышая их нефтеотдачу.

Исследование устойчивости к минеральной агрессии промывочной жидкости с добавлением гидролизованного реагента «Peat-MA» проводились путем сравнения параметров данной промывочной жидкости и глинистых растворов с достаточно высокой плотностью (ρ), равной 1,11 и 1,16 г/см^3 в процессе их обработки хлористым натрием NaCl. Лабораторные исследования показали, что даже при такой большой разнице содержание твердой фазы сравниваемых промывочных жидкостей: ρ = 1,02÷1,03 г/см^3 у раствора на

основе «Peat-MA», и ρ = 1,1÷1,6 г/см^3 у глинистых растворов, первая промывочная жидкость более устойчиво сохраняет свои структурно-механические и реологические параметры при добавке NaCl 1÷2 %. Установлено, что при повышении содержания твердой фазы (т. е. плотности) устойчивость к минеральной агрессии промывочной жидкости на основе гидролизованного реагента «Peat-MA» повышается (см. табл.4,5,6,7). Следует так же отметить, что при увеличении степени минерализации дисперсионной среды исследуемой промывочной жидкости в виде водного раствора реагента «Peat-MA» ее вязкость изменяется незначительно, что очень важно в ряде случаев, например, для работы турбобуров в нефтегазовом бурении.

Исследование возможностей регулирования свойств буровых промывочных жидкостей путем применения гидролизованного реагента «Peat-MA», проводились с использованием самых распространенных в бурении реагентов - ПАА (гидролизированный полиакриламид) и КМЦ (карбоксиметилцеллюлоза) (табл. 8,9).

КМЦ - продукт взаимодействия целлюлозы с гидроксидом натрия и монохлоруксусной кислотой. Как реагент КМЦ используют в виде водного раствора, обычно 10 % концентрации, для чего КМЦ предварительно растворяют. Чем выше степень полимеризации карбоксиметилцеллюлозы, тем более устойчив буровой раствор к солевой агрессии и тем эффективнее снижает водоотдачу. Высоковязкие КМЦ способны снижать водоотдачу очень сильно. В растворе с небольшим содержанием твердой фазы добавка КМЦ может вызывать разжижение. Однако при достаточно высоком содержании твердой фазы КМЦ усиливает структурообразование, объединяя частицы, находящиеся даже за приделами действия молекулярных сил. Отличительной особенностью полученных результатов, при добавлении КМЦ в буровой раствор на основе гидролизованного реагента «Peat-MA», является малая плотность, порядка 1,03 г/см^3 и низкий показатель водоотдачи 7÷10 см^3/30 мин (см. табл.8). Оптимальная концентрация карбоксиметилцеллюлозы в растворе гидролизованного реагента «Peat-MA» порядка 5 %.

Полиакриламид получают путем преобразования ряда синтетических веществ: этилен, окись этилена и др., а водные и щелочные растворы ПАА являются полиэлектролитами. Наличие зарядов в молекулах полимера обусловливает их адсорбцию на бурильных трубах, на стенках скважины и частицах горной породы, оказывая ингибирующее действие. ПАА вводится в промывочные жидкости в виде 1÷2 % - го раствора.В результате лабораторных исследований выявлено, что при добавлении ПАА в буровой раствор на основе гидролизованного реагента «Peat-MA», значительно снижается его водоотдача и статическое напряжение сдвига.

Лабораторными исследованиями свойств гидролизованного реагента «Peat-MA» установлено следующее:

- разработанный буровой реагент позволяет регулировать структурно-механические и реологические параметры в весьма высоких пределах: условная вязкость T=17÷18 с; водоотдача B=4÷20 см^3/30мин; статическое напряжение Θ_1≈0,1÷0,5 Па и Θ_{10}≈0,15÷0,6 Па; плотность данных промывочных жидкостей при этом имеет крайне малые значения в пределах ρ=1,01÷1,03 г/см^3;

- обработка промывочной жидкости гидролизованным реагентом «Peat-MA» позволяет получить облегченную промывочную жидкость плотностью до ρ=0,01 г/см^3 с уникальными параметрами для такой малой величины плотности известных буровых промывочных растворов: условная вязкость *T=18÷20 с*; водоотдача B=10÷12 см^3/30мин; статическое напряжение Θ_1≈0,1÷0,25 Па и Θ_{10}≈0,04÷0,06 Па;

- промывочная жидкость на основе «Peat-MA», после дополнительной обработки химреагентами имеет весьма невысокие значения статического напряжения сдвига и условной вязкости, что существенно снижает энергозатраты на работу турбобуров и насосных станций.

Теоретические исследования гидродинамики течения в трубопроводах промывочных жидкостей на основе реагента «Peat-MA», применительно к промывке буровых скважин, дают основания однозначно утверждать о многократном снижении кавитационной физико-химической эрозии бурового оборудования. Это в первую очередь относится к значительному снижению вышеуказанного износа бурильных труб и их соединений, турбобуров и других погружных механизмов.

В целом вышеуказанные отличительные особенности буровых жидкостей на основе механоактивных порошков торфа «Peat-MA» позволяют:

- значительно повысить дебит продуктивных нефтеносных пластов при бурении и освоении скважин;
- увеличить механическую скорость бурения нефтегазовых скважин;
- снизить в ряде случаев энергозатраты на процесс бурения;
- снизить износ бурового оборудования и инструмента;
- исключить экологическое загрязнение среды, особенно при бурении на шельфе.

На основе разработанной технологии и техники модификации органических полимеров, методом механоактивации возможно открытие стационарного, много тоннажного, достаточно компактного и быстро окупаемого производства универсального экологически чистого бурового реагента «Peat-MA» или серийный выпуск малогабаритных измельчительных комплексов, для производства выше названного реагента непосредственно в районе приблеженном к нефтепромыслу, имеющем в достатке исходное сырье – торф. Дополнительно данная технология и техника сверхтонкого измельчения и механоактивации позволит производить различные импортозамещающие, экологически безопасные буровые реагенты (структурообразователи, понизители водоотдачи, смазывающие добавки, кальматанты и др.) в промышленных объемах. Использование последних при приготовлении высококачественных буровых растворов и тампонажных смесей позволит повысить механическую скорость бурения на 25-40 %, сократить временные и материальные затраты на сооружения скважин до 20%, снизить абразивный износ бурового оборудования в 10 раз, повысить на сотни процентов добычу жидких и газообразных ископаемых, а главное - полностью исключить экологическое загрязнение окружающей среды техногенными флюидами используемыми при бурении скважин, как на шельфе, так и на материке.

7. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

7.1. Меры безопасности при работе с промывочными жидкостями

Все работы по приготовлению промывочных жидкостей и их химической обработке должны проводиться в полном соответствии с правилами безопасности при геологоразведочных работах. Особое внимание следует обратить на оборудование

механизмов для приготовления промывочных жидкостей надежными ограждениями, на соблюдение правил пуска механизмов после осмотра и текущего ремонта.

Во время работы мешалок запрещается проталкивать торф и другие материалы в люки ломами, лопатами и другими предметами, снимать с люка крышку и брать пробу раствора через люк. Вращение лопастей и ротора и лопастей должно быть обязательно проведено перед пуском, крышки люков и отводных патрубков не должны пропускать раствор. Насосы должны иметь предохранительные клапаны.

Работать с реагентами, особенно щелочами и кислотами, необходимо в специальной одежде, включающей резиновые перчатки, очки или специальную маску с очками, респиратор, резиновые фартук и сапоги, с соблюдением правил безопасности при работе с щелочами и кислотами. Следует понимать, что попадание кислот и щелочей на кожу вызывает опасные ожоги. Порошкообразные, и жидкие в виде брызг и тумана кислоты и щелочи раздражают дыхательные пути иногда до язв. При длительной работе с растворами щелочей и кислот без соблюдения правил техники безопасности наблюдаются воспалительные процессы в виде покраснений и язв, кожа становится рыхлой. Попадание щелочей и кислот в глаза может вызвать потерю зрения.

Кожу или одежду, на которую попала щелочь, следует незамедлительно промыть разбавленной кислотой (рекомендуется 10 %-ный раствор уксусной кислоты). Запас такой кислоты должен быть обязательно на месте работ. Для промывки глаз в аптечке должен быть специальный стаканчик и марлевые салфетки. Кожу и одежду очищать от кислоты следует 10 %-ным раствором двууглекислой (чайной) соды.

Все работающие на приготовлении и химической обработке промывочных жидкостей должны пройти вводный инструктаж по технике безопасности, инструктаж на рабочем месте, а также регулярно, в установленные сроки, проходить повторные инструктажи.

А также должны выполняться следующие требования:

Площадка для приготовления раствора по размерам должна обеспечивать удобное обслуживание, иметь прочный настил (пол) из досок толщиной не менее 20 мм и дренажные канавки для отвода жидкости.

Вокруг люка глиномешалки, должен устанавливаться помост шириной не менее расстояния между перилами и трапами к нему.

Люк глиномешалки должен закрываться решеткой с заглушкой. Ячейки решетки могут иметь размер 10х10 см.

Земляные хранилища бурового раствора должны иметь ограждение не менее 1 м или перекрываться настилом.

На стационарной, передвижной и самоходной буровой должны быть освещены следующие объекты:

а) рабочее место у станка и устье скважины;
б) полати, площадка для кронблока или подвешенный блок;
в) двигатель и насос;
г) лестницы;
д) слесарный верстак;
е) приемный мост;
ж) входы в буровую и отстойники промывочной жидкости;

Самоходные и передвижные буровые установки, питающиеся энергией от двигателя автомобиля, трактора, могут освещаться прожекторами или фарами, направленными к устью скважины, насосу, полатям бурового оборудования. Освещение не должно ослеплять рабочих.

В качестве аварийного освещения должны применяться переносные электрические лампы напряжением до 36 В или переносные керосиновые фонари закрытого типа. Применение факелов и других источников открытого огня для аварийного освещения запрещается.

Современная хозяйственная деятельность человека связана с все увеличивающимся воздействием на окружающую среду. Особую опасность представляют собой отходы производства. Не случайно поэтому, охрана окружающей среды стала одной из важнейших экономических и социальных задач, находящихся под пристальным вниманием.

При бурении промывочными жидкостями на основе механоактивированных порошков торфа должны соблюдаться общие для всех видов бурения, мероприятия по охране окружающей среды.

Буровой агрегат должен проверяться в начале смены машинистом буровой установки и периодически, но не реже одного раза в декаду, буровым мастером.

Результаты проверки следует заносить в буровой журнал, а обнаруженные неисправности устранять до начала работ.

Во время работы буровых станков запрещается:

а) переключать скорости лебедки и вращателя, а также переключать вращение с лебедки на вращатель и обратно до их полной остановки;

б) заклинивать рукоятки управления машин и механизмов;

в) пользоваться патронами шпинделя с выступающими головками зажимных болтов.

Во время спускоподъемных операций запрещается:

а) работать на лебедке с неисправными тормозами;

б) стоять в непосредственной близости от спускаемых (поднимаемых) труб и элеватора;

в) спускать трубы с не полностью завинченными резьбовыми соединениями;

г) производить быстрый спуск на всех уступах и переходах в скважине;

д) держать на весу талевую систему под нагрузкой или без нее при помощи груза, наложенного на рукоятку тормоза или путем ее заклинивания;

е) проверять или чистить резьбовые соединения голыми руками.

Запрещается охлаждать трущиеся поверхности тормозных шкивов водой, глинистым раствором.

Все операции по свинчиванию и развинчиванию сальника, бурильных труб и другие работы на высоте более 1,5 м, требуется производить со специальных полатей и площадок или переносных лестниц, огражденных перилами.

При кратковременных остановках бурения необходимо приподнять бурильные трубы на высоту, исключающую возможность их прихвата.

Подтягивание бурильных труб диаметром 63,5 м и выше от устья скважины к подсвечнику и обратно, а также к полатям верхового рабочего на расстояние не более 0,7 м должно осуществляться с помощью специальных приспособлений (крючка, захвата и др.).

Находящиеся на полатях крючки для подтягивания, установки свечей за палец должны быть привязаны.

Соединять и отвинчивать вертлюг-сальник от рабочей трубы следует только штанговыми ключами.

После окончания разведочных буровых работ на скважине необходимо выполнить следующее:

а) засыпать все ямы и шурфы, оставшиеся после демонтажа буровой;

б) герметизировать устье скважины;

в) выровнять площадку.

Запрещается:

а) во время подъема бурильных труб очищать их непосредственно руками от глинистого раствора; очистка должна производиться механическим способом;

б) оставлять свечи, не заведенными за палец полатей;

в) составлять свечи бурового инструмента такой длины, что при выполнении спускоподъемных операций верховой рабочий вынужден становиться на перила полатей или работать с лестниц;

г) перемещать в шпинделе бурильные трубы, а также свинчивать и развинчивать их во время вращения шпинделя;

д) поднимать бурильные, колонковые и обсадные трубы из горизонтального положения в вертикальное со скоростью лебедки на прямом канате.

Для ограничения предельной высоты подъема элеватора (фарштуля, талевого блока) и предупреждения затягивания его в кронблок или подвесной блок в вышке или мачте требуется установить противозатаскиватель или на подъемном канате в надлежащем месте должна быть нанесена ясно видимая метка.

Подкладная вилка должна иметь скобу для держания и загнутый кверху конец рукоятки.

При работе лебедкой с помощью рукоятки ручного подъема следует:

а) правильно сочетать действия рукояток ручного подъема и тормоза;

б) по прекращении работы немедленно снять со станка рукоятку подъема.

Перекрепление патронов шпинделя необходимо производить при выключенном вращателе и полной остановке шпинделя.

Разрешается свинчивание и развинчивание рабочего наконечника и извлечение керна из подвешенной колонковой трубы при соблюдении следующих условий:

а) труба удерживается на весу тормозом, управляемым буровым мастером, причем для подвески трубы запрещается применять полуавтоматические элеваторы и фарштули;

б) если расстояние от нижнего конца трубы до пола не более 0,2 м.

При извлечении керна из колонковой трубы запрещается:

а) поддерживать руками снизу колонковую трубу, находящуюся в подвешенном состоянии;

б) проверять рукой положение керна в подвешенной колонковой трубе.

При использовании полуавтоматических элеваторов не обходимо:

а)проверять перед началом работы исправность их запоров, упорного подшипника подвесной головки, вращение подвесной головки;

б) содержать элеваторы и наголовники в чистоте;

в) производить операции, связанные с расхаживанием, перемещением и заменой бурового снаряда, только на фарштуле;

г) навинчивать свечу при ослабленном канате;

д) поднимать элеватор по свече, без рывков, со скоростью, не превышающей второй скорости лебедки на прямом канате;

е) довинчивать наголовники ключом или вилкой;

ж) обеспечить буровую бригаду шахтерскими касками. Запрещается применять полуавтоматические элеваторы при работе со свечами "на вынос".

Механизмы для свинчивания и развинчивания бурильных труб должны быть установлены на прочном основании, закреплены и отцентрированы по оси скважины и кронблока.

При свинчивании и развинчивании бурильных труб с помощью механизмов запрещается:

а) держать руками вращающуюся свечу;

б) вставлять или снимать вилки в прорези замка свечи при включенном двигателе механизма;

в) пользоваться ведущими вилками с удлиненными рукоятками без защелок и с разработанными зевами, превышающими размеры прорезей в замках и ниппелях более чем на 2,5 мм;

г) откреплять сильно затянутые резьбовые соединения одновременно с помощью трубных ключей;

д) стоять в направлении усилия водила в начальный момент открытия резьбового соединения.

7.2. Производственная санитария

Используемые в бурении промывочные жидкости в той или иной степени неизбежно загрязняют окружающую среду. Промывочная жидкость и ее компоненты при попадании в грунтовые и подземные воды, поверхностные водоемы, почву и атмосферу отрицательно влияют на окружающую среду. Бурение с промывкой скважин, как правило, связано с применением больших объемов материалов различной степени токсичности и с различным содержанием углеводородных соединений, представляющих опасность для окружающей среды, как флоры, так и фауны. Из практики бурения известно, что почва, подверженная воздействию промывочной жидкости, лишенная растительности на долгие годы. Проблемы защиты окружающей среды обостряются, когда бурение ведут вблизи водоемов. В этих условиях возникает опасность отравления большого количества фауны, вследствие попадания в водоемы с поверхности или через проницаемые горизонты, вскрытые скважиной, токсичных компонентов промывочной жидкости. При этом наиболее опасными, с точки зрения токсичности, являются органические составляющие промывочной жидкости с низкой относительной молекулярной массой, соединения хлора, а также поверхностно-активные вещества, нефть и нефтепродукты. В комплекс природоохранных предприятий при использовании промывочных жидкостей входят предупредительные мероприятия, связанные с рекультивацией земель после окончания бурения скважины. Предупредительные мероприятия сводятся к организации работ, которые бы исключали потери вредных компонентов, уменьшали бы потребность в промывочных жидкостях и их компонентах, загрязняющих окружающую среду. К ним относятся следующие:

а) соответствующая организация транспортировки реагентов и готовых промывочных жидкостей. Такие не сложные меры, как затаривание рассыпных реагентов, максимальное сохранение заводской упаковки, герметизация емкостей, применяемых при перевозке реагентов и промывочных жидкостей, весьма эффективны и не требуют значительных затрат;

б) надежное хранение промывочных жидкостей и всех их компонентов. Предупреждение утечек промывочных жидкостей из желобной системы, предупреждение попадания и перетока дождевых вод через желобную систему;

в) непригодные промывочные жидкости целесообразно складировать в бункерах-накопителях с последующей утилизацией или обезвоживанием;

г) сбор буровых сточных вод с пола буровой. Для этого площадка под буровую установку должна быть подготовлена соответствующим образом;

д) выбор и применение нетоксичных или малотоксичных промывочных жидкостей и материалов для регулирования их свойств;

ж) предупреждение поглощения промывочной жидкости, а при возникновении - быстрая и надежная его ликвидация. Это важно не только с точки зрения предупреждения загрязнения водоносных зон, которые могут использоваться для питьевого и хозяйственного водоснабжения, но и сокращения потерь при транспортировке.

Обязательным условием успешной рекультивации земли после завершения бурения скважины является ликвидация желобной системы с предварительным сбором шлама, удалением из отстойников и приемных емкостей промывочных жидкостей или ее обезвоживанием. В противном случае при засыпке приемных емкостей промывочная жидкость будет вытеснена на поверхность и загрязнит плодородный слой земли.

Безвредный шлам засыпают в отстойниках и приемных емкостей Шлам, содержащий вредные вещества, необходимо складировать с последующим обезвреживанием и засыпкой. Шлам нефтеэмульсионных растворов следует подвергать высокотемпературной термической обработке.

Все работы, связанные с уничтожением вредных промывочных жидкостей, должны согласоваться с санитарной службой в районе работ.

В настоящее время большое внимание уделяется созданию новых экологически чистых промывочных жидкостей. Торф, крахмал, какао-велла как сырье для приготовления промывочных жидкостей - экологически чистые и безопасные материалы.

7.3. Меры пожарной безопасности

При установке буровой, в радиусе 50 м, рабочая площадка должна быть очищена от валежника, листьев и травы.

Трубы от двигателей и печей должны быть выведены не менее чем на 1,5 м выше откоса буровой и снабжены искрогасителями. При прохождении выхлопной трубы через деревянные конструкции или около них зазор между трубой и конструкцией должен составлять не менее 15 см, а трубу необходимо обернуть асбестом.

Пол под печкой и возле нее на расстоянии 0,5 м, а со стороны топки - 0,7 м должен быть покрыт листовой сталью. У печки стенка буровой должна быть изолирована песком между листом и стенкой буровой слоем не менее 10 см. Расстояние от стенки до печки должно быть не менее 0,7 м.

Для выключения электроэнергии, питающей буровую, требуется предусмотреть отключающее устройство, расположенное снаружи на расстоянии не менее 5 м от буровой.

Запрещается:

а) в буровой разводить открытый огонь и применять факелы и другие источники открытого пламени для освещения;

б) утеплять буровую обшивкой легковоспламеняющимися материалами;

в) располагать электропроводку в буровой в местах возможного ее повреждения буровым снарядом или инструментом при ремонте;

г) хранить ГСМ в металлических бачках ближе 15 м от буровой, при обшитой вышке высотой более 15 м не ближе 50 м от вышки.

При установке в буровой двигателей внутреннего сгорания под них должен устанавливаться металлический противень для сбора стекающего горючего и масла, которые необходимо систематически убирать.

Пол помещения, в котором устанавливаются двигатели внутреннего сгорания, должен быть защищен от возгорания обивкой листовой сталью по асбесту на расстоянии 0,5 м вокруг двигателя.

Глушитель следует систематически очищать от нагара.

Бак двигателя должен иметь объем, который рассчитан не более чем на 8 ч работы, но не более 50 л.

Запрещается:

а) работающий двигатель заправлять ГСМ, а также пользоваться открытым огнем при заправке баков с горючим и для определения уровня горючего в баке;

б) разогревать масло- и топливопроводную систему двигателя открытым огнем (факелами, паяльной лампой) и допускать работу двигателя с неисправной подводкой горючего (подтекание).

Все буровые установки должны быть обеспечены противопожарным инвентарем в следующих количествах:

- огнетушители на буровые вышки с приводом от электродвигателя — один пенный, один углекислотный, на буровые с приводом от двигателя внутреннего сгорания - 2 пенных огнетушителя;

- ящики объемом 0,5 м3 с песком и лопатой - 2 комплекта (один в буровой и один у входа в буровую);

- бочки с водой емкостью 250 литров - 1 шт.

- ведра пожарные - 2 шт.
- комплект шанцевого инструмента (топор, багор, лом) -2 комплекта

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Подгорнов Ю.М. Эксплуатационное и разведочное бурение на нефть и газ – Учеб. пособие для рабочих на производстве. М.: Недра, 1988
2. Овчинников В.П., Грачева С.И., Фролов А.А. – Справочник бурового мастера. – Научно-практическое пособие в 2-х томах. М.: «Инфра-Инженерия», 2006.
3. Рябченко В. И. Управление свойствами буровых растворов. М.: Недра, 1990.
4. Рязанов Я.А. Энциклопедия по буровым растворам. Оренбург: «Летопись», 2005-664с.
5. Ахмадеев Р.Г., Данюшевский В.С. Химия промывочных и тампонажных жидкостей: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1981. - 152 с.

6. КруглицкийН.Н.,Агабалянц Э.Г. Методы физико-химического анализа промывочных жидкостей. - Киев: Техника, 1972
7. Малахова А.Я. Физическая и коллоидная химия. - Минск: Высшая школа, 1981. - 304 с.
8. Киреев В.А. Курс физической химии. - М.: Химия, 1975. - 776 с.
9. Ребиндер П.А. Поверхностные явления в дисперсных системах. - М.: Наука, 1979. - 381 с.
10. Дедусенко Г.Я., Иванников В.И., Липкес М.И. Буровые растворы с малым содержанием твердой фазы. - М.: Недра, 1985. - 160 с.
11. Паус К.Ф. Буровые промывочные жидкости. - М.: Недра, 1967. - 310 с.
12. Промывочные жидкости и тампонажные растворы (физикохимия и основы применения) // Булатов А.И., Круглицкий Н.Н., Мариампольский Н.А., Рябченко В.И. - Киев.: Техника, 1974.
13. Грей Дж. Р., Дарли Г.С. Состав и свойства буровых агентов (промывочных жидкостей): Пер. с англ. - М.: Недра, 1985. - 509 с.

МИНОБРНАУКИ РФ

ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Л. И. Кралина, Ф. П. Сердюков, Г. А. Усов

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ В БУРЕНИИ

Учебно-методическое пособие
к практическим занятиям и самостоятельной работе
по профилирующим дисциплинам
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки
21.05.02 Прикладная геология
очного обучения

Екатеринбург
2020

ВВЕДЕНИЕ

Настоящее учебно-методическое пособие предназначено в помощь преподавателям и студентам при проведении занятий по бурению скважин, а также для подготовки курсовых и квалификационных работ по профилирующим дисциплинам. Сборник выполнен для студентов специальности 21.05.03 Технология геологической разведки и 21.05.02 Прикладная геология. При выполнении работ используются справочные материалы, которые приведены в таблицах каждого расчета. Большинство работ рассчитано на выполнение и оформление непосредственно на занятиях. Если работа не закончена, то с разрешения преподавателя она может быть оформлена и сдана к следующему занятию.

В конце приводится список литературы, использованной при написании данного учебно-методического пособия.

Расчет №1
Расчет предельного значения кернопотерь

1. Расчет предельного значения кернопотерь

$$B_k^{\min}=F(\text{НП, И},[m_k]).$$

При НП, И $[m_k]$ табличные значения (см. таблицу) расчет по формуле для реального (различного) B_k и по данным лабораторных анализов P, $P_к$, $P_{сред}$

$$B_k^{\min} = \frac{(\text{НП}-1)*\text{И}}{(\text{НП}-1)*\text{И}+m_k^{доп}} * 100\ \%$$

где $B_k^{\min}$- выход керна минимальный, %;
НП- неоднородность оруденения, %;
И- избирательность кернопотерь, %;
$m_k^{доп}$ - погрешность опробования, %.

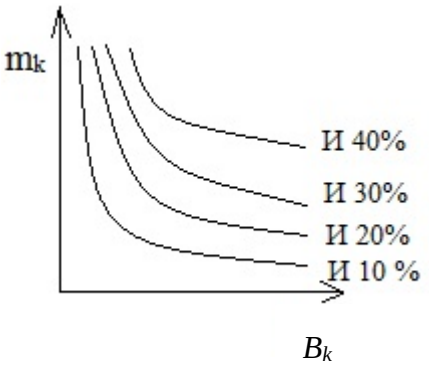
Группировка месторождений по значениям НП и И

Группы и типы руд	Примеры руд и месторождений	Характерные значения	
		НП, %	И
I. Сплошные массивные			
I.1. Мономинеральные	Сплошные мартитовые, магнетитовые, гидромагнетитовые и другие богатые железные руды криворожского типа, сплошные мономинеральные руды каменной соли, бокситы Боксонского месторождения, тальк Алгуйского месторождения и т. п.	1,2±10	40±15
I.2. Полиминеральные	Сплошные колчеданные медные и медно-цинковые месторождения ураль-ского типа, сплошные полиметаллические руды Горевского, Риддер-Сокольного и других месторождений. Апатиты Ошурковского месторождения и т. п.	4±10 2,5±10	15±10 20±10
II. Вкрапленные			
II. 1. В массивных изверженных и осадочных породах	Вкрапленные руды полиметаллических месторождений Садовое, Миргалимсай. медные руды Алмалыка, редкометал-льных месторождений Белозиминское, Африкандское и т. п.	6,5±10	7± 5
II. 2. В жилах и дайках	Руды жильных золоторудных месторождений Средней Азии, Забайкалья, Якутии, оловянных и вольфрамовых месторождений Приморья, Якутии и др.	16±5	5±4
III. Прожилково- и слоисто-вкрапленные			
III. 1. Руды штокверковых месторождений	Руды вольфрамовых, молибденовых, медно-молибденовых месторождений Забайкалья, Казахстана и Средней Азии	6,5±5	10±8
III. 2. В линейно-вытянутых зонах трещиноватости	Руды полиметаллических месторождений Алтая, Средней Азии, Прибайкалья, оловорудных месторождений Комсомольского района, ртутных месторождений Терлиг-Хая и частично Никитовки и т. п.	8,3±6	10±8
IV.Прожилковые, слоистые и переливающиеся			
IV. 1. Прожилковые	Медные руды месторождения Дальнего: никель-кобальтовые руды Тувинской АССР, асбестовое месторождение Молодежное; оловянные - Тарбальджей, Иигода, Хрустальное; золотые - Советское, Коммунар и др.	3,3±15	25±15
IV. 2. Переслаивающиеся и полосчатые	Железистые кварциты Кольского полуострова, Кривого Рога, сферосидериты Дагестана	1,7±10	30±15
V. Прожилково-гнездовые			
V. Прожилково-гнездовые	Руды ртутных месторождений Средней Азии (Хайдаркан, Акташ, Чувай), отдельных участков Никитовки и др. Мусковит Луговского, Чуйского и Согдиондонского месторождений	20±10 6,5±5	4±3 8±5

2. Изучение влияния выхода керна на погрешность опробования для различных сортов руд (для бакалаврской работы)

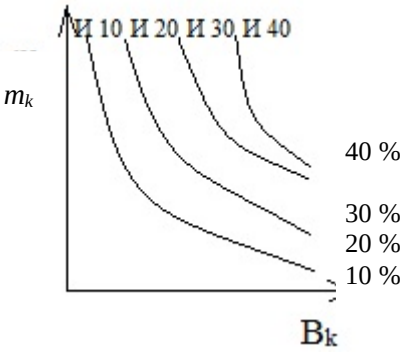
Слабонеоднородные руды **НП=2**

m_k\И	10 %	20 %	30 %	40 %
5 %	B_k^{1-1}	B_k^{1-2}	…	…
10 %	…	B_k		B_k^{2-4}
15 %	B_k^{3-1}			
20 %	…			B_k^{4-4}
25 %	B_k^{5-1}	…	…	B_k^{5-4}

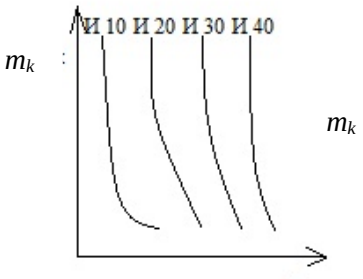


Средненеоднородные руды **НП=6**

m_k\И	10 %	20 %	30 %	40 %
5 %	B_k^{1-1}	B_k^{1-2}	…	…
10 %	…	B_k		B_k^{2-4}
15 %	B_k^{3-1}			
20 %	…			B_k^{4-4}
25 %	B_k^{5-1}	…	…	B_k^{5-4}



Сильнонеоднородные руды **НП=15**



m_k\И	10 %	20 %	30 %	40 %
5 %	B_k^{1-1}	B_k^{1-2}	…	…
10 %	…	B_k		B_k^{2-4}
15 %	B_k^{3-1}			
20 %	…			B_k^{4-4}
25 %	B_k^{5-1}	…	…	B_k^{5-4}

3. Основные аналитические задачи:

3.1. Для каких руд избирательность истирания более всего влияет на погрешность опробования?

3.2. При какой избирательности и в каких сортах руд наибольший эффект дают мероприятия по повышению выхода керна?

3.3. Постройте таблицу нормативных значений минимального выхода керна, при допустимой погрешности m_k=5 % (10 %, 15 %, 20 %, 25 %) для всех сортов руд (для всех табличных комбинаций НП и И).

Расчет №2

Определение рациональной частоты вращения бурового снаряда при твердосплавном бурении, рад/с

$$n = \frac{60*0,105\omega_0}{\pi*D_0} \approx \frac{2*\omega_0}{D_0};$$

$$n = \frac{60*\omega_0}{\pi*D_0} \approx \frac{20*\omega_0}{D_0}.$$

Таблица исходных данных

Обозначение	Наименование	Ед.изм	Пределы изменения		Примечание
			от	до	
ω_0	Окружная скорость движения резцов	м/с	1,0 крепкие породы (YI-YIII кат.)	3,0 мягкие породы (II-IYкат.)	Ограничивается сверхнормативным износом
D_0	Средний диаметр коронки	м	$46*10^{-3}$	$223*10^{-3}$	Стандарт
n_0	Частота вращения	Рад/с об/мин	9,3 93	65 500	Ограничение техническими условиями бурения

Расчет №3

Минимальная (критическая) частота вращения шнекового снаряда, рад/с

$$n_{\min} = \frac{30}{\pi} * \frac{\sqrt{g*(\tan a + f)}}{f' * R * (1 - f * \tan a)}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Единица измерения	Пределы измерения	
			от	до
R	Радиус вала шнека	м	$50*10^{-3}$	$89*10^{-3}$
a	Угол подъема винтовой ленты	град	10	30
f	Коэффициент трения породы о шнек	-	0,25	1,4
f'	Коэффициент трения породы о породу	-	0,2	1,5
g	Ускорение силы тяжести	м/с^2	9,8	

Основные аналитические задачи

1.1. Оцените влияние коэффициента трения породы о шнек и породы о породы на $n_{\min}$. Постройте графики зависимости $n_{\min}$ от f и f' для различных значений R и a.

1.2. Оцените влияние конструктивных параметров шнека (R и a) на $n_{\min}$ для вязких (f'=1,5; F=0,25). Постройте графики.

Расчет №4

Определение критической скорости восходящего потока и расхода очистного агента по предельным нормативным характеристикам (для воды малоглинистых растворов)

1. Критическая скорость восходящего потока очистного агента, м/с:

$$U_{kp} = K_{\text{ф}}\sqrt{\frac{d_u(\gamma_{\text{п}}-\gamma_{\text{р}})}{\gamma_{\text{р}}}}.$$

2. Рациональная скорость восходящего потока, м/с:

$$U_{\text{р}} = U_{\text{кр}} + U\ .$$

3. Расход промывочной жидкости, обеспечивающий рациональную скорость движения восходящего потока, м^3/с:

$$Q_{\text{кр}} = U_{\text{р}} * \frac{\pi(D_{\text{скв}}^2 - d_{\text{бур.тр.}}^2)}{4}.$$

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
$K_{\text{ф}}$	Коэффициент формы частиц шлама	-	2,5 (плоские)	5,11 (ид. шар)
d_u	Диаметр (средний размер) частиц	м	$0{,}1*10^3$	$1{,}5*10^3$
$\gamma_{\text{п}}$	Удельный вес горной породы, руды	т/м^3	2,0	5,5
$\gamma_{\text{р}}$	Удельный вес раствора	т/м^3	1	1,15
U	Желательная скорость движения шлама вверх	м/с	0,1	0,3
$d_{\text{бур.тр.}}$	Диаметр бурильной колонны, номинальный (без учета износа)	м	$32*10^{-3}$	$73*10^{-3}$
$d'_{\text{бур.тр.}}$	Диаметр бурильной колонны, с учетом износа	м	$30*10^{-3}$	$70*10^{-3}$
$D_{\text{скв}}$	Диаметр скважины, номинальный	м	$46*10^{-3}$	$225*10^{-3}$
$D'_{\text{скв}}$	Диаметр скважины, с учетом разработки ствола	м	$47*10^{-3}$ $230*10^{-3}$	$50*10^{-3}$ $250*10^{-3}$
$D''_{\text{скв}}$	Диаметр скважины, с учетом каверн	м	По геолого-геофизическим и гидрогеологическим данным $D_{\text{скв}}$ $500*10^{-3}$	
Q	Расход очистного агента	м^3/с л/мин	0,0002 10,0	0,003 160

Расчет №5

Критический расход глинистого раствора с учетом реологии раствора

$$Q_{\text{кр}} = 0{,}392 * \text{ŋ} * \frac{D+d}{\gamma}\left[1 + \sqrt{1 + \frac{2*10^{-3}*\gamma*t_0*(D-d)^2}{3*\text{ŋ}}}\right]$$

Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы измерения		Примечания
			от	до	
D	Диаметр долота	мм	46	225	
d	Диаметр колонны	мм	32	73	
ŋ	Пластическая вязкость	Пуаз (Па*с)	0,05	0,4	В зависимости от содержания глины в качестве раствора
γ	Уд. вес раствора	г/см^3	1,01	1,2	
t_0	Динамическое напряжение сдвига	Дин/ см^2	50	600	
Q	Расход глинистого раствора Критическая скорость восходящего потока	л/с м/с	0,1	5,0	В зависимости от диаметра скважины

Расчет №6

Расчет осевой нагрузки при твердосплавном бурении, кН

$$P = \frac{b^2 * m}{\eta \sqrt{\frac{2\omega * \mu_К * D_Н * n * K * \tan a}{b * P_Ш}}}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
b	Ширина резца	м	$3*10^3$	$30*10^3$
K	Количество резцов на ширине кольца	шт	2 (М-1)	4 (СТ-2)
m	Количество основных резцов	шт	8 (М-1)	30 (СА-3)
$\boldsymbol{\mu_к}$	Коэффициент резцов о породу	-	0,2	1,0
$\boldsymbol{\omega}$	Удельный износ резца	$м^3/Н*м$	2	60
$D_н$	Наружный диаметр коронки	М	$46*10^3$	$225*10^3$
n	Частота вращения снаряда	рад/с	60	360
a	Угол приострения резца	град	45	90
η	Коэффициент угла приострения	-	0,97	0,9
$P_ш$	Твердость породы по штампу	Па	$1*10^6$	$70*10^3$

Расчет №7

Определение механической скорости (интенсивности) углубки скважины при твердосплавном бурении, м/ч

$$V_м = V_0 * e^{-\gamma t} = V_0 * (\frac{1}{e})^{\gamma t}.$$

Если $V_0 = 60 * n * h_0 * K * m$,

то $V_м = 60 * n * h_0 * K * m * e^{-\gamma t}$.

Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
n	Частота вращения снаряда	об/мин	40	600
h_0	Торцовый вылет основных резцов	М	$0{,}1*10^{-3}$	$5*10^{-3}$
m	Количество резцов	шт	4	20
K	Коэффициент включения резцов	-	0,3	0,5
e	Основание натуральных логарифмов	1/град	2,71	2,71
γ	Декремент затухания	-	0,1	1
t	Текущее время (длительность рейса)	Ч	0,5	6
$V_м$	Интенсивность углубки (механическая скорость)	м/ч	0,15	25
V_0	Начальная механическая скорость	м/ч		

Здесь $V_м$ - величина приращения глубины скважины в единицу времени на данный момент (интенсивности углубки). Выражается показательной функцией постепенного замедления от максимального начального значения V_0 в соответствии с γ.

V_0 и γ зависят от технологических условий: прочности пород, абразивности, характеристик инструмента, параметров бурения $\{P_ш, K_{абр}, X_и, P_б\}$.

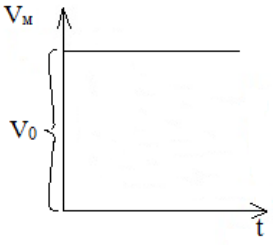
Чем легче условия бурения и лучше инструмент, тем больше V_0 (↑) и меньше γ (↓) - долго не замедляется бурение.

Чем интенсивнее режим бурения (максимальные параметры), тем больше V_0 (↑) и γ (↑) - вначале углубка идет быстро, но очень быстро замедляется - на малой глубине приемлемо.

Чем слабее режим бурения, тем меньше V_0 , но и тем медленнее затухание $V_м$ (см. рисунок).

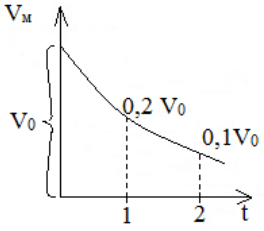
γ =0; $V_м$=V_0

Незатупл. инструмент



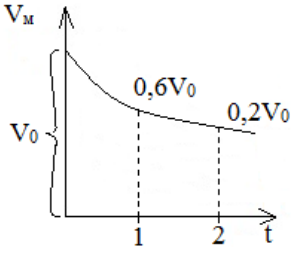
γ =1; $V_м$=V_0*$\left(\frac{1}{2,7}\right)^t$

Интенсивное затупление



γ =0,5; $V_м$=V_0*$\left(\frac{1}{2,7}\right)^t$

Интенсивное затупление



Графики изменения механической скорости
от декремента затухания

Расчет №8

Определение механической скорости бурения на основе физико-механических свойств пород при алмазном бурении, м/ч

$$V_{\text{м}} = L * F_{\text{д}}^{-a} * K_{\text{абр}}^{-a} .$$

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			однослойные алмазные коронки	импрегнированные алмазные коронки
$F_{\text{д}}$	Коэффициент динамической прочности	-	10-15	15-30
$K_{\text{абр}}$	Коэффициент абразивности пород	-	1,1-2,0	2,1-2,6
L	Коэффициент конструктивности коронки	-	5,9	0,14
$-a$	Коэффициент влияния прочности пород	-	0,36	0,2
-β	Коэффициент влияния абразивности пород	-	0,5	0,2
$V_{\text{м}}$	Механическая скорость бурения	м/ч	1,8-1,9	0,15-0,12

Расчет №9

Расчет шпинделя бурового станка

Шпиндель испытывает осевую нагрузку от механизма подачи и крутящий момент.

1. Напряжение от осевой нагрузки, Н/м^2:

$$\sigma = \frac{4Q}{\pi*(D^2-d^2)}.$$

2. Крутящий момент на шпинделе, Н·м:

$$M = 9750\frac{N^{max}}{n}.$$

$$N_{\max} = N_g * \eta * \lambda \text{, кВт}$$

3. Касательные напряжения от крутящего момента, снимаемого со шпинделя, Н/м^2:

$$\tau = \frac{M}{2W};$$

$$W = \frac{\pi}{16} * \frac{D^4-d^4}{D} \text{, м}^3.$$

4. Полное приведенное напряжение в теле шпинделя, Н/м^2:

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{\sigma^2 - \tau^2}.$$

Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
Q	Усилие подачи станка	Н	40000	50000
D	Наружный диаметр шпинделя	м	$51*10^{-3}$	$61*10^{-3}$
d	Внутренний диаметр шпинделя	м	$43*10^{-3}$	$53*10^{-3}$
$N_{\max}$	Мощность, передаваемая на шпиндель	кВт	-	-
n	Число оборотов шпинделя	-	80	1500
N_g	Номинальная мощность шпинделя	-	0,8	
η	КПД передачи от вала двигателя до шпинделя	-		
λ	Коэффициент возможной перегрузки: - электродвигатель -двигатель внутреннего сгорания	 - -	 1,5 1,1	 2,0 1,15

Расчет №10

Расчет механического зажимного патрона

Расчет патрона приведен для двух плашек, управляемых двумя болтами.

1. Допустимое осевое усилие по болту из условий его прочности на сжатие, Н:

$$P = F[\sigma_{сж}] .$$

2. Допустимое осевое давление, развиваемое болтом, Н:

$$P' = \frac{\pi*(d^2-d_t^2)*I*P}{4t} .$$

3. Сила трения, при закреплении ведущей трубы в двух патронах, Н:

$$T = 4P' * f.$$

4. Окружное усилие, передаваемое патроном, Н:

$$P_0 = \sqrt{T_0^2 - Q^2}$$

5. Передаваемая мощность патронами, кВт:

$$N = \frac{P_v*V}{75} .$$

Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
F	Площадь поперечного сечения	м^2	0,04	0,06
$[\sigma_{сж}]$	Допустимое напряжение сжатия	Н/м^2	1000*10^5	1400*10^5
d	Наружный диаметр резьбы болта	м	0,03	0,5
d_1	Внутренний диаметр резьбы болта	м	0,025	0,4
I	Длина резьбы болта	м	0,03	0,5
P	Наибольшее удельное давление болта	Н/м^2	65*10^5	75*10^5
t	Шаг резьбы болта	м	0,003	0,004
f	Коэффициент трения между плашками и бурильной трубой	-	0,35	0,4
Q	Осевое усилие	Н	40000	120000
V	Окружная скорость	м/с	0,2	0,85

Расчет №11

Расчет фрикционной лебедки

1. Скорость вращения подъемного вала лебедки, мин$^{-1}$:

$$n_2 = n_1 \frac{d_1}{d_2} \varphi.$$

2. Скорость навивки каната на барабан, м/с:

$$V = \frac{(D+d)n_2}{60}.$$

3. Окружная скорость на ободе большого фрикционного колеса, м/с:

$$V_1 = \frac{\pi * d_2 * n_2}{60}.$$

4. Окружное усилие на ободе барабана, Н:

$$P = \frac{75 * N * \eta}{V}.$$

5. Окружное усилие на ободе фрикционного колеса, Н:

$$P_ф = \frac{75 * N * \eta}{V_1}.$$

6. Необходимое усилие нажатия фрикционных колес друг на друга, Н:

$$Q = \frac{k * P_ф * \sin \alpha}{f}$$

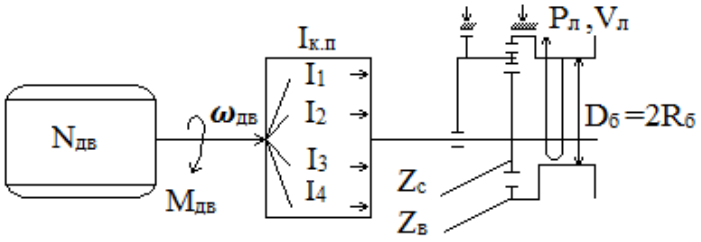
Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
n_1	Число оборотов приводного вала станка	мин$^{-1}$	80	
d_1	Диаметр малого фрикционного колеса	м	0,15	
d_2	Диаметр большого фрикционного колеса	м	0,8	
φ	Коэффициент скольжения при фрикционной передаче	-	0,98	
D	Диаметр барабана	м	0,22	
d	Диаметр каната	м	0,12	
N	Мощность электродвигателя станка	кВт	11	
η	КПД передачи от двигателя до барабана	-	0,8	
k	Коэффициент запаса	-	1,5	
α	Угол наклона боковых поверхностей клиньев	град	12	15
f	Коэффициент трения чугуна по стали	-	0,2	

Расчет №12

Анализ взаимосвязи мощности привода, конструктивных параметров и эксплуатационных характеристик планетарной лебедки бурового станка

1. Принципиальная расчетная схема



2. Основные расчетные формулы:

$$N_{\text{дв}} = 713 * M_{\text{дв}} * \omega_{\text{дв}}(\text{л.с.}) = 973 * M_{\text{дв}} * \omega_{\text{дв}}, \text{кВт}$$

$$M_{\text{Б}} = \frac{N_{\text{дв}}}{\omega_{\text{дв}}} * i_{\text{к.п.}} * \frac{Z_{\text{с}}}{Z_{\text{В}}}, \text{Н*м};$$

$$\text{Р}_{\text{л}} = \frac{M_{\text{Б}}}{R_{\text{Б}}}, \text{Н};$$

$$\omega_{\text{Б}} = \frac{N_{\text{ДВ}}}{M_{\text{Б}}} * \frac{i}{i_{\text{К.П.}}} * \frac{Z_{\text{В}}}{Z_{\text{С}}}, \text{об/мин};$$

$$V_{\text{Л}} = \omega_{\text{Б}} * 2\pi * R_{\text{Б}}, \text{м/мин}.$$

Таблица основных исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
$N_{\text{дв}}$	Мощность двигателя	кВт л.с.	10 15	150 220
$\omega_{\text{дв}}$	Число оборотов двигателя	об/мин	1200	5000
$I_{\text{к.п.}}$	Передаточное число коробки перемены передач	-	1 (прямая передача)	10 (высшая передача)
$D_{\text{б}}$	Диаметр барабана лебедки	м	0,2	0,7
$Z_{\text{с}}$	Число зубьев солнечной шестерни лебедки	шт	50	150
$Z_{\text{в}}$	Число зубьев венца лебедки	шт	250	1500

3. Основные эксплуатационные характеристики лебедки

$P_{\text{л}}$ – рабочее усилие (грузоподъемность на прямом канате, кГс, Тс, кН, даН) на конкретной передаче ($P_{\text{л}1}$, $P_{\text{л}2}$, $P_{\text{л}3}$, …);
$V_{\text{л}}$ – скорость подъема груза (на прямом канате, м/мин) на конкретной передаче ($V_{\text{л}1}$, $V_{\text{л}2}$, $V_{\text{л}3}$, …).

4. Основное задание

4.1. Рассчитать и построить графики зависимости эксплуатационных характеристик лебедки ($V_{\text{л}}$, $P_{\text{л}}$) от конкретных параметров бурового станка: $Z_{\text{с}}$ и $Z_{\text{в}}$, $D_{\text{б}}$, i_{i}.

4.2. Рассчитать и построить графики зависимости мощности и механической характеристики ($\omega_{\text{дв}}$=F($N_{\text{дв}}$)) двигателя.

Расчет №13

Расчет талевой системы

1. Натяжение на струне талевой системы, Н:

$$P_m = \frac{P_л}{\beta^m}.$$

2. Натяжение каната наматываемого на барабан лебедки, Н:

$$P_л = Q * \frac{\beta^m(\beta-1)}{\beta^m-1}.$$

3. Натяжение закрепленного конца каната, Н:

$$P_m = Q * \frac{\beta-1}{\beta(\beta^m-1)}.$$

4. КПД талевой системы, Н:

$$\eta = \frac{1}{m} * \frac{(\beta^m-1)}{\beta^m*(\beta-1)}.$$

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
β	Коэффициент сопротивления узла одного ролика	-	1,03	1,04
m	Число струн талевой системы	шт	1	6
Q	Нагрузка на крюке	Н	15000	55000

Расчет №14

Расчет колонны бурильных труб на прочность

Сечение I-I

1. Напряжение растяжения, Н/м^2:

$$\sigma_{\text{р}} = \frac{Q_{\text{кр}}}{F}.$$

2. Напряжение кручения, Н/м^2:

$$\tau = \frac{M_{\text{б}}}{W_{\text{р}}}.$$

3. Крутящий момент при бурении, Н*м:

$$M_{\text{б}} = \frac{N_{\text{б}}}{\omega}.$$

4. Мощность, затрачиваемая на бурение, кВт:

$$N_{\text{б}} = N_{\text{тр}} + N.$$

5. Первый момент сопротивления, м^3:

$$W_{\text{р}} = 0{,}1 * \frac{d_{\text{н}}^4 - d_{\text{в}}^4}{d_{\text{н}}}.$$

6. Суммарное напряжение в сечение I-I:

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{\sigma_{\text{р}}^2 + 4\tau^2} \leq [\sigma_g].$$

Сечение II-II

7. Напряжение сжатия, Н/м^2:

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{P_{\text{ос}}}{F}.$$

8. Напряжение изгиба, Н/м^2:

$$\sigma_{\text{из}} = \frac{\pi^2 * E * D * f}{2 * 1^2}.$$

9. Напряжения кручения, Н/м^2:

$$\tau = \frac{M_{\text{б}}}{W_{\text{р}}}.$$

10. Мощность, затрачиваемая на бурение, кВт:

$$N_{\text{б}} = 1{,}5 * N_{\text{з}}.$$

11. Суммарное напряжение в сечение II-II, Н/м^2:

$$\sigma_{\Sigma} = \sqrt{(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{из}})^2 + 4\tau^2} \leq [\sigma_g].$$

12. Запас статической прочности колонны:

$$n = \frac{\sigma_г}{\sigma_\Sigma} \geq 1{,}7 .$$

13. Запас прочности по нормальным напряжениям:

$$n_\sigma = \frac{\sigma_{-1}}{\sigma_{из} * k_g} .$$

14. Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_\tau = \frac{\tau_г}{\tau} .$$

15. Суммарный запас прочности:

$$n_\Sigma = \frac{n_\sigma * n_\tau}{\sqrt{n_\sigma^2 * n_\tau^2}} .$$

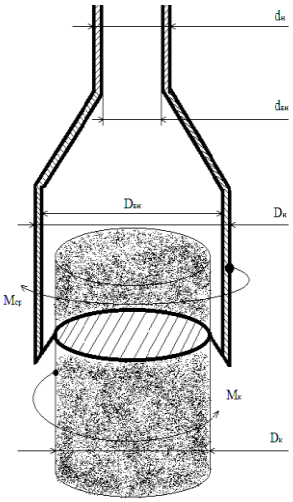
Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
$Q_{кр}$	Нагрузка на крюке	Н	0	55000
F	Площадь опасного сечения	м^2	2,16*10^{-4}	7,06*10^{-4}
$M_б$	Крутящий момент при бурении	Н*м	70	6500
$W_р$	Полярный момент сопротивления	м^3	5,4*10^{-6}	10,6*10^{-6}
$N_б$	Мощность, затрачиваемая на бурение	кВт	1,5	70
$d_н$	Наружный диаметр бурильных труб	м	42	54
$d_в$	Внутренний диаметр бурильных труб	м	22	40
$P_{ос}$	Осевая нагрузка на забой	Н	0	120000
E	Модуль упругости	Н/м^2	0,7*10^{11}	2,1*10^{11}
D	Диаметр скважины	м	0,037	0,133
f	Стрела прогиба	м	0,01	0,025
I	Длина полуволны	м	5	30
$\boldsymbol{\omega}$	Угловая скорость вращения снаряда	с$^{-1}$	8,3	156
$N_{гр}$	Затраты мощности на вращение колонны бурильных труб	кВт	12	40
$N_з$	Затраты мощности на разрушение забоя	кВт	1,2	2,5
$[\sigma_g]$	Предел прочности материала, из которого изготовлены бурильные трубы	Н/м^2	230*10^5	683*10^5

Расчет №15

Сопоставление конструктивных характеристик бурового снаряда и параметров керна при срыве вращением

1. Принципиальная схема и таблица исходных расчетных данных



Пара-метр	Наименова-ние	Ед. изм.	Пределы изменения	
			от	до
$d_н$	Наружный диаметр бурильных труб	м	$32*10^{-3}$	$73*10^{-3}$
$d_{вн}$	Внутренний диаметр бурильных труб	м	$22*10^{-3}$	$59*10^{-3}$
$D_н$	Наружный диаметр колонковой трубы	м	$34*10^{-3}$	$219*10^{-3}$
$D_{вн}$	Внутренний диаметр колонковой трубы	м	$27*10^{-3}$	$203*10^{-3}$
$D_к$	Диаметр керна	м	$23*10^{-3}$	$199*10^{-3}$
$[\tau_{тр}]$	Прочность материала труб при кручении	МПа	162	284
$[\tau_к]$	Прочность горных пород при кручении	МПа	1,5	56,0

2. Основные аналитические зависимости.

Момент срыва керна $M_{ср}$ равен моменту реакции керна $M_к$, Н*м :

$$M_{ср} = [\tau_{тр}] * W_{тр} = [\tau_к] * W_к = M_к$$

где $W_{тр}$- момент сопротивления поперечного сечения труб, м^3:

а) бурильных труб:

$$W_{тр}^{б.тр} = \frac{\pi}{16} * \frac{d_н^4 - d_{вн}^4}{d};$$

б) колонковых труб:

$$W_{тр}^{к} = \frac{\pi}{16} * \frac{D_{н.к.т.}^4 - D_{вн.к.т}^4}{D_{н.к.т}};$$

$W_к$- момент сопротивления поперечного сечения керна, м^3:

$$W_к = \frac{\pi * D_к^4}{32}.$$

3. Основные аналитические задачи

3.1. Задайте некоторое значение прочности горной породы и материала труб. Постройте графики зависимости минимальных значений наружного диаметра бурильных труб (при постоянной толщине стенок) от диаметра керна.

3.2. При тех же условиях постройте график зависимости диаметра колонковой трубы от диаметра срываемого керна.

3.3. Задайте некоторый постоянный диаметр керна и материала труб. Постройте графики зависимости минимального диаметра бурильных труб от прочности горной породы.

3.4. При тех же условиях постройте график зависимости диаметра колонковой трубы от прочности горной породы.

3.5. Задайте диаметры труб и керна, постройте график зависимости необходимой прочности труб от диаметра срываемого керна.

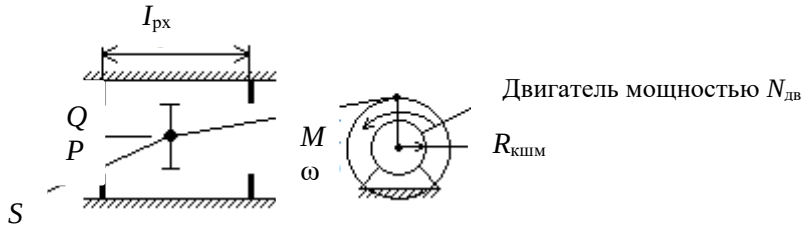
3.6. Задайте диаметры труб, прочность горной породы и постройте график зависимости необходимой прочности труб от диаметра срываемого керна.

3.7. Повторите расчеты 3.1, 3.2, 3.3, 3.4, 3.5, 3.6 при измененных начальных условиях.

Расчет №16

Анализ взаимосвязи мощности привода, конструктивных параметров и эксплуатационных характеристик бурового промывочного насоса

1. Принципиальная расчетная схема



2. Основные расчетные формулы

$$N_{дв} = K_i * M * \beta ,$$

где М – крутящий момент, кГс*м;
ω- частота вращения, об/мин;
$N_{дв}$- мощность двигателя (при K_1=973 кВт, а при K_2=713 л. с.).

$$Q = S * I_{рх} * \omega;$$

$$P = \frac{M}{R_{кшм}} * \frac{1}{S};$$

$$I_{рх} = 2 * R_{кшм} ,$$

где Q – расход промывочной жидкости, м^3/мин;
S – площадь поршня, м^2;
$I_{рх}$ – ход поршня, м;
P – рабочее давление в напорной магистрали, кГс/м^2
$R_{кшм}$ – радиус кривошипа, м.

3. Расчетно-аналитические задачи

3.1. При постоянной мощности асинхронного двигателя:
- Как влияет площадь поршня S на эксплуатационные характеристики насоса (построить графики $P=f_1(S)$ и $Q=f_2(S)$ для N=10, … 50 кВт).
- Как влияет радиус кривошипа и величина рабочего хода поршня на эксплуатационные характеристики насоса.

3.2. С изменяемой мощностью:
- До какой глубины возможно применение насоса с приводом 10, 20, …50 кВт, если гидросопротивления на каждые 100 м скважины при алмазном бурении (Q=300 л/мин) составляют 10 атмосфер, при твердосплавном бурении (Q=60 л/мин) 7 атмосфер, при шарошечном бурении (Q=100 л/мин) 15 атмосфер.

Расчет №17

Расчет эрлифта для откачки воды из скважины

Условия откачки:

- Проектный дебит откачки Q, м^3/ч.
- Глубина статического уровня в скважине h_0, м.
- Проектное понижение уровня воды при откачке $h_п$, м.
- Мощность водоносного горизонта m, м.
- Глубина залегания водоносного горизонта L, м.
- Конструкция эрлифта с расположением эрлифтных труб по схеме «рядом».

Расчетная схема представлена на рисунке.

1. Расчет глубины погружения смесителя

1.1 Определяется проектный динамический уровень воды в скважине, при откачке воды относительно излива:

$$h_g = h_0 + h_п + h_и ,$$

где h_g – проектный динамический уровень, м;

h_0– статический уровень, м;

$h_п$– проектное понижение уровня, при откачке ($h_п \leq 0{,}4\ m$), м;

m – мощность водоносного горизонта, м;

$h_и$ – высота расположения излива относительно устья скважины (0,5 м), м.

1.2. Определяется глубина погружения смесителя относительно уровня излива, при проектном динамическом уровне воды в скважине:

$$H = K + h_g ,$$

где H- погружение смесителя относительно уровня излива, м;

h_g- динамический уровень относительно излива, м;

K- коэффициент погружения смесителя.

Абсолютная величина коэффициента погружения смесителя K в зависимости от динамического уровня определяется опытным путем и поэтому принимается при расчетах согласно табл.1.

Таблица 1

Зависимость коэффициента погружения смесителя эрлифта от динамического уровня

h_g	70-40	60-20	30-10
K	1,4-1,6	1,7-2	2,5-3

2. Расчет расхода и давления воздуха, нагнетаемого в эрлифтную систему

2.1. Определяется удельный расход воздуха для откачки из скважины 1 м^3 воды:

$$W_0 = \frac{h_g}{C_0 * \log_{10} \frac{h_g * (K-1) + 10}{10}} ,$$

где W_0 – удельный расход воздуха, приводимый к 1 атм или 0,1 МПа, м^3/мин;

h_g– динамический уровень воды в скважине, м;

K – принятый коэффициент погружения смесителя;

C_0 – опытный коэффициент, зависящий от коэффициента погружения смесителя, принимается согласно табл. 2.

Таблица 2

Зависимость коэффициента C_0 от K

K	4	3,35	2,85	2,5	2,2	2	1,8	1,7	1,55
C_0	14,3	13,9	13,6	13,1	12,4	11,5	10	9	8

При расчете удельного расхода воздуха для откачки из скважины жидкостей, имеющих удельный вес больше единицы ($\gamma_ж > 1$), г/см^3, необходимо W_0 умножить на $\gamma_ж$.

2.2. Определяется полный расход воздуха для откачки воды из скважины с проектной производительностью Q, м^3/ч:

$$\sum W_0 = \frac{Q * W_0}{60},$$

где $\sum W_0$ – суммарный полный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м^3/мин;
Q – проектный дебит откачки, м^3/мин
W_0 – удельный расход воздух, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м^3/мин.

3. Расчет необходимого давления и производительности для выбора компрессора

3.1. Определение необходимого давления сжатого воздуха, при спуске компрессора:

$$P_п = 0{,}01 * \left(K * (h_g - h_0\right) + P_1),$$

где $P_п$ – пусковое давление компрессора, МПа;
K – принятый коэффициент погружения смесителя;
h_g – динамический уровень воды в скважине, м;
h_0 – статический уровень воды в скважине, м;
P_0 – потери напора в воздухопроводах, при спуске компрессора: $P_1 = 1$ м. вод. ст.

3.2. Определение рабочего давления компрессора в процессе откачки воды из скважины:

$$P_р = 0{,}01 * (h_g * (K - 1) + P_2,$$

где $P_р$ – рабочее давление компрессора, МПа;
h_g – динамический уровень воды в скважине, м;
K – принятый коэффициент погружения смесителя;
$P_р$ – потери напора в воздухопроводах, при процессе откачки.

3.3.Определение рабочего расхода сжатого воздуха в процессе откачки воды из скважины с проектной производительностью Q, м^3/ч:

$$W_р = \sum W_0 * \frac{P_0}{P_p},$$

где $W_р$ – рабочий расход промывочной жидкости, м^3/мин;
$\sum W_0$ – полный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м^3/мин;
P_0 – атмосферное давление воздуха, P_0=0,1 МПа;

$P_р$ – рабочее давление сжатого воздуха, МПа.

3.4. Выбор компрессора для оборудования эрлифта.

Для откачки воды из скважины м проектной производительностью Q давление компрессора $P_к$ и производительностью компрессора $q_к$ выбирается согласно следующим условиям:

$$Р_к \geq Р_п; \quad P_к \geq Р_р; \quad q_к \geq W_р.$$

4. Расчет внутренних диаметров эрлифтных колон

4.1. Выбор скоростей движения потоков воздуха и аэрированной воды в эрлифтных колоннах труб.

Для устойчивой и эффективной работы эрлифта необходимо обеспечить следующие скорости движения потоков воздуха и аэрировонной воды в эрлифтных колоннах труб:

$V_в$ – скорость потока в воздухопроводной колонне труб:

$$V_в=10 \text{ м/с};$$

$V_с$ – скорость потока аэрированной воды в водоподъемной колонне труб над смесителем

$$V_с=(2\text{-}4) \text{ м/с};$$

$V_н$ – скорость потока аэрированной воды в водоподъемной колонне труб, перед изливом

$$V_н=(6\text{-}12) \text{ м/с}.$$

$V_с$ и $V_н$ зависят от h_g (чем больше h_g, тем больше $V_с$ и $V_н$).

4.2. Расчет площади сечения потока воздуха в воздухопроводной колонне:

$$\omega_в = \frac{W_р}{60 * V_в},$$

где $\omega_в$ – площадь сечения потока воздуха в воздухопроводной колонне, м^2;

$W_р$ – рабочий расход сжатого воздуха, м^3/мин;

$V_р$ – скорость потока воздуха в воздухопроводной колонне, м/с.

4.3. Расчет площади потока аэрированной воды в водоподъемной колонне

4.3.1. Определение расхода воды над смесителем:

$$q_c = \frac{Q}{360} + \frac{W_p}{60},$$

где $q_с$– расход аэрированной воды над смесителем, м^3/с;

Q – проектный дебит откачки, м^3/ч;

$W_р$ – рабочий расход сжатого воздуха, м^3/мин.

4.3.2. Расчет площади сечения потока аэрированной воды над смесителем:

$$\omega_с = \frac{q_с}{V_с},$$

где $\omega_с$ – площадь сечения потока над смесителем, м^2;

$q_с$ – расход потока над смесителем, м^3/ч;

$V_с$ – скорость потока над смесителем, м/с.

4.3.3. Определение расхода аэрированной воды перед изливом:

$$q_н = \frac{Q}{3600} + \frac{\sum W_0}{60},$$

где $q_н$ – расход аэрированной воды перед изливом, м^3/ч;

Q – проектный дебит откачки, м^3/ч;

$\sum W_0$– суммарный полный расход воздуха, приведенный к 1 атм или 0,1 МПа, м^3/мин.

4.3.4. Расчет площади сечения аэрированного воды перед изливом:

$$\omega_{н} = \frac{q_{н}}{V_{н}},$$

где $\omega_{н}$ – площадь потока перед изливом, м^3;

$q_{н}$ – расход потока перед изливом, м^3/ч;

$V_{н}$ – скорость потока перед изливом, м/с.

4.4. Расчет внутренних диаметров внутренних эрлифтных колонн

Внутренние диаметры эрлифтных колонн определяются на основании площадей сечений потоков воздуха в воздухопроводной колонне и аэрированной воды в водоподъемной колонне по формуле:

$$d = \sqrt{\frac{4\omega_{н}}{\pi}},$$

где d- внутренний диаметр трубы, м;

$\omega_{н}$- площадь сечения потока в трубе, м^2.

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы изменений	
			от	до
L	Глубина залегания водоносного горизонта	м	50	150
h_0	Статический уровень воды	м	8	26
$h_{н}$	Понижение уровня воды	м	1	5
Q	Дебит	м^3/ч	10	130
m	Мощность водоносного горизонта	м	2	14

Расчет №18

Цементирование скважин

Основная цель цементирования – получение прочного водогазонефте непроницаемого, концентрично расположенного в затрубном пространстве кольца цементного камня, который по всей высоте обеспечивал бы разобщение и надежную изоляцию вскрытых скважиной продуктивных горизонтов и зон осложнений.

Способ цементирования выбирается в зависимости от температуры в ее стволе, опасности поглощения при заданной высоте подъема цементного раствора и возникновения затрубных проявлений в период ОЗЦ для каждой конкретной скважины.

Расчет цементирования сводится к определению:

- потребного количества сухого цемента, воды, промывочной жидкости;
- конечного давления при цементировании и выбора типа и потребного количества цементировочных агрегатов и цементно-смесительных машин;
- продолжительности цементирования.

1. Определение потребного количества сухого цемента, воды, продавочной жидкости при цементировании обсадной колонны

1.1. Определение потребного количества цементного раствора, м^3:

$$V_{\text{п.р.}} = \frac{\pi}{4}\left[(k^2 \cdot D^2 - d^2) \cdot h_{\text{ц}} + h_0 \cdot d_{\text{в}}^2\right],$$

где k – коэффициент увеличения ствола скважины (k = 1,1÷1,25).

1.2. Определение удельного веса цементного раствора, г/с^3:

$$\gamma_{\text{ц.р}} = \frac{\gamma_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{в}} \cdot (1+m)}{m \cdot \gamma_{\text{ц}} + \gamma_{\text{в}}},$$

где $\gamma_{\text{ц}}$, $\gamma_{\text{в}}$ - соответственно удельный вес сухого цемента и воды ($\gamma_{\text{ц}}$ = 3,15 г/см^3, $\gamma_{\text{в}}$ =1,0 г/см^3);

m – цементное отношение.

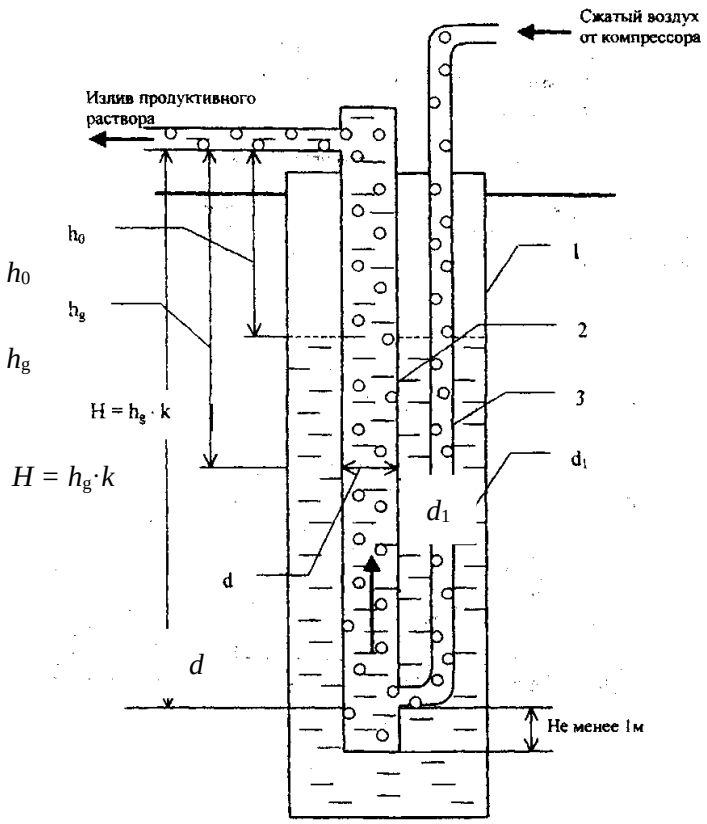


Схема эрлифта с расположением труб «рядом»:

1 – обсадные трубы; 2 – водоподъемные трубы; 3 – воздухопроводные трубы

1.3. Определение потребного количества сухого цемента, т:

$$Q_{\text{ц}} = e \cdot \frac{1}{1+m} \cdot \gamma_{\text{ц.р}} \cdot V_{\text{ц.р}} ,$$

где e – коэффициент, учитывающий потери сухого цемента при транспортировке и затворении (e = 1,03÷1,05).

1.4. Определение потребного количества воды для затворения цемента, м^3:

$$V_{\text{в}} = m \cdot Q_{\text{ц}} .$$

1.5. Определение объема продавочной жидкости, м^3:

$$V_{\text{пр}} = \Delta \cdot \frac{\pi}{4} \cdot d^2_{\text{вн.ср}} \cdot (L - h_0) ,$$

где Δ - коэффициент, учитывающий сжатие жидкости (Δ = 1,03 ÷ 1,05).

Таблица исходных данных

Пара-метр	Наименование	Ед. изм.	Пределы измерений		Примечание
			от	до	
D	Диаметр долота	м	161	445	D (161, 172, 190, 214, 243, 269, 295, 320, 346, 370, 394, 445)
d	Диаметр обсадных труб	м	114	340	d (114, 127, 146, 168, 178, 194, 219, 245, 273, 299, 324, 340, 508)
δ	Толщина стенки обсадных труб	мм	6,5	12	
$d_{\text{вн.ср}}$	Средний внутренний диаметр обсадных труб	м	$(d-\delta)$		
$h_{\text{ц}}$	Высота подъема цементного раствора за колонной	м	50	4000	
h_0	Высота цементного стакана в колонне	м	20	20	
L	Глубина спуска обсадных труб	м	50	4000	

2. Определение конечного давления при цементировании

2.1 Определение давления в цементировочной головке в конце цементирования, атм:

$$P_{\max} = P_{\text{гидр}} + 0{,}1 \cdot \left[\left(L - h_{\text{ц}}\right)\gamma_{\text{г.р}} + \left(h_{\text{ц}} - h_0\right)\gamma_{\text{г.р}} - (L - h_0)\gamma_{\text{пр.ж}}\right] + (15 \div 20),$$

где $P_{\text{гидр}}$ – гидравлические сопротивления, атм.:

$$P_{\text{гидр}} = 0{,}01L + 8, (V_{\text{восх}} \leq 1 \text{ м/с и 1 агрегатом}),$$

$$P_{\text{гидр}} = 0{,}02L + 16, (V_{\text{восх}} > (1 \div 2)\text{м/с});$$

L – длина эксплуатационной колонны, м;

$h_{\text{ц}}$ - высота цементирования, м;

h_0 - высота цементного стакана, м;

$\gamma_{\text{г.р}}$ - плотность глинистого раствора, г/см^3;

$\gamma_{\text{п}}$ – плотность продавочной жидкости, г/см^3.

$(15 \div 20)$ - скачок давления на манометре в момент посадки продавочной пробки на упорное кольцо, атм.

Выбор ЦА $P_{\text{агр}} \geq P_{\max}$(выписываем характеристику ЦА – P и q).

2.2. Определение производительности цементировочного кольца агрегата в конце цементировочного агрегата в конце цементирования, м^3/с:

$$\sum q = \frac{\pi}{4} \cdot (K^2 \cdot D^2 - d^2) \cdot V_{\text{восх,}}$$

где K – коэффициент кавернозности;

$V_{\text{восх}}$ - скорость восходящего потока, м/с.

2.3. Определение необходимого количества цементировоч-ных агрегатов по скорости, шт:

$$n = \frac{\sum q}{q^{\text{v}}} + 1,$$

где $\sum q$ – необходимый расход для обеспечения заданной скорости поднятия цементного раствора за эксплуатационную колонну, м^3/с;

q^v – производительность выбранного агрегата на высшей скорости, л/с.

Характеристика 3ЦА-400

Скорость	Число двойных ходов поршня насоса в 1мин	*d* = 100 мм		*d* = 115 мм		*d* = 127 мм	
		подача, л/с	давление, атм	подача, л/с	давление, атм	подача, л/с	давление, атм
I	53,2	6,5	400	8,6	305	11,25	232
II	76,2	9,6	270	12,7	205	16,10	163
III	112,5	14,2	182	18,7	138	23,8	110
IV	156,0	19,7	131	26,0	100	33,0	79

Характеристика ЦА-320М

Режим работы	Скорость	Число двойных ходов поршня насоса в 1мин	*d* = 90 мм		*d* = 100 мм		*d* = 115 мм		*d* = 127 мм	
			подача, л/с	подача, л/с	давление, атм	давление, атм	давление, атм	давление, атм	давление, атм	давление, атм
Максимальная производительность	I	28	2,4	390	3,0	305	4,1	225	5,1	182
	II	54	4,5	202	5,8	159	7,9	117	9,9	95
	III	97	8,3	113	10,4	88	14,2	65	17,6	52
	IV	125	10,6	87	13,5	69	18,3	50	22,8	40
Максимальное давление	I	27	2,3	400	2,9	320	3,9	230	4,9	185
	II	41	3,5	231	4,4	182	6,0	134	7,5	109
	III	73	6,2	130	7,8	103	10,7	75	13,3	61
	IV	94	8,0	102	10,1	80	13,8	59	17,1	47

2.4. Определение количества цементно-смесительных машин, шт:

$$i = \frac{Q_{\text{ц}}}{20},$$

где $Q_{\text{ц}}$ - количество цемента, необходимое для цементирования эксплуатационной колонны, т.

Таблица исходных данных

Параметр	Наименование	Ед. изм.	Пределы измерений	
			от	до
D	Диаметр долота	м	161	445
d	Диаметр обсадных труб	м	114	340
L	Глубина спуска обсадной колонны	м	50	4000
$h_{\text{ц}}$	Высота подъема цементного раствора за колонной	м	50	4000
h_0	Высота цементного стакана в колонне	м	20	20
$\gamma_{\text{г.р}}$	Удельный вес глинистого раствора	г/см^3	1,2÷1,25÷ 1,3	
$\gamma_{\text{ц.р}}$	Удельный вес цементного раствора	г/см^3	1,9÷ 1,85 ÷ 1,8	
$\gamma_{\text{п}}$	Удельный вес продавочной жидкости	г/см^3	1,0÷ 1,25	
$V_{\text{восх.}}$	Скорость подъема восходящего потока цементного раствора в затрубном пространстве: - для кондукторов и технических колонн - для эксплуатационных колонн	м/с	 (0,6÷ 0,8) (1,2÷1,5)	
k	Коэффициент увеличения диаметра ствола скважины	-	1,1	1,25

3. Определение продолжительности цементирования обсадной колонны

Возможность начала закачки определяется следующим условием:

$$P^V > P_г,$$

где P^V – максимальное давление, развиваемое ЦА на наивысшей скорости, атм;
$P_г$ - давление на преодоление в скважине в скважине гидравлических сопротивлений, атм.

$$P_г = 0{,}01L + 8 \text{ (при } V_{восх} \leq 1 \text{ м/с)};$$

$$P_г = 0{,}02L + 16 \text{ (при } V_{восх} \leq 2 \text{ м/с)}.$$

Если условие не выполняется, выбираем ближайшую скорость, на которой

$$P_{агр} > P_г.$$

3.1. Определяем, сколько цементного раствора будет закачано на этих скоростях:

$$h_{ц.р}^{IV} = \frac{10(P_г - P^V)}{(\gamma_{ц.р} - \gamma_{гл.р})},$$

где $h_{ц.р}^{IV}$ - высота столба цементного раствора, который необходимо закачать на IV скорости, м;

P^V – давление, создаваемое насосом агрегата на V скорости.

Определяем объем раствора, закачанного на IV скорости, м^3:

$$V_{ц.р}^{IV} = \frac{\pi \cdot d_{вн.ср}^2}{4} \cdot h_{ц.р}^{IV},$$

Определяем объем цементного раствора, закачанного на V скорости, м^3:

$$V_{ц.р}^{V} = V_{ц.р} - V_{ц.р}^{IV}.$$

3.2. Определение высоты столба продавочной жидкости в колонне при работе агрегата на V скорости, м:

$$I_i^V == \frac{L \cdot (d_{вн}^2 + k^2 \cdot D_с^2 - d_{э.к}^2) + (k^2 \cdot D_с^2 - d_{э.к}^2) \cdot \frac{10(P_н^V - P_г)}{\gamma_{ц.р} - \gamma_{гл.р}} - \frac{4V_{ц.р}}{\pi}}{(k^2 \cdot D_с^2 - d_{э.к}^2)\frac{\gamma_{ц.р} - \gamma_{пр.ж}}{\gamma_{ц.р} - \gamma_{гл.р}} + d_{вн}^2}.$$

Определяем постоянные элементы для данной формулы:

$$a = L \cdot (d_{вн}^2 + k^2 \cdot D_с^2 - d_{э.к}^2);$$

$$b=(k^2 \cdot D_с^2 - d_{э.к}^2);$$

$$c = \frac{\gamma_{ц.р} - \gamma_{пр.ж}}{\gamma_{ц.р} - \gamma_{гл.р}};$$

$$Z = \frac{4V_{ц.р}}{\pi};$$

$$I_1^V = \frac{a + b \cdot \frac{10(P_н^V - P_г)}{\gamma_{ц.р} - \gamma_{гл.р}} - Z}{b \cdot c + d_{вн}^2}.$$

3.3. Определение высоты подъема цементного раствора за колонной на V скорости агрегата, м:

$$I_2^V = \frac{a + b \cdot \frac{10(P_{\text{н}}^V - P_{\text{г}})}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{\text{вн}}^2},$$

т. е.

$$I_2^v = \frac{Z - d^2(L - I_1^v)}{b}.$$

3.4. Высота столба продавочной жидкости на IV скорости агрегата, м:

$$I_1^{IV} = \frac{a + b \cdot \frac{10(P^{IV} - P^V)}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{вн}^2}.$$

3.5. Высота подъема цементного раствора за колонной на IV скорости агрегата, м:

$$I_2^{IV} = \frac{Z - d^2(L - I_1^{IV})}{b}.$$

3.6. Высота столба продавочной жидкости на III скорости агрегата, м:

$$I_2^{III} = \frac{a + b \cdot \frac{10(P^{III} - P^{IV})}{\gamma_{\text{ц.р}} - \gamma_{\text{гл.р}}} - Z}{b \cdot c + d_{\text{вн}}^2}.$$

3.7. Высота подъема цементного раствора за колонной, на III скорости агрегата, м:

$$I_2^{III} = \frac{Z - d^2(L - I_1^{III})}{b}.$$

3.8. Определяем количество продавочной жидкости, закачиваемой на различных скоростях агрегата, м^3:

$$V_{\text{пр}}^V = e \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}}^2}{4} \cdot I_1^V;$$

$$V_{\text{пр}}^{IV} = e \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}}^2}{4} \cdot (I_1^{IV} - I_1^V);$$

$$V_{\text{пр}}^{III} = e \cdot \frac{\pi \cdot d_{\text{вн}}^2}{4} \cdot (I_1^{III} - I_1^{IV});$$

$$V_{\text{пр}}^{II} = V_{\text{пр}} - V_{\text{пр}}^I - V_{\text{пр}}^{III} - V_{\text{пр}}^{IV} - V_{\text{пр}}^V;$$

$$V_{\text{пр}}^I = 2.$$

3.9. Определяем время работы одним агрегатом на разных скоростях, мин:

$$t^{\text{V}} = \frac{(V_{\text{ц.р}}^V + V_{\text{пр}}^V)}{q^V \cdot 60};$$

$$t^{IV} = \frac{(V_{\text{ц.р}}^{IV} + V_{\text{пр}}^{IV})}{q^{IV} \cdot 60};$$

$$t^{III} = \frac{(V_{\text{ц.р}}^{III} + V_{\text{пр}}^{III})}{q^{III} \cdot 60};$$

$$t^{II} = \frac{(V_{\text{ц.р}}^{II} + V_{\text{пр}}^{II})}{q^{II} \cdot 60};$$

$$t^{I} = \frac{(V_{\text{ц.р}}^{I} + V_{\text{пр}}^{I})}{q^{I} \cdot 60}.$$

3.10. Общее время цементирования, мин:

$$T' = t^{\text{I}} + t^{\text{II}} + t^{\text{III}} + t^{\text{IV}} + t^{\text{V}}.$$

С учетом подготовительно-заключительных работ

$$T_{\text{ц}} = T' + 15 \text{ мин.}$$

3.11. Определяем температуру на забое скважины, ℃:

$$t_{\text{заб}} = t_{\text{ср}} + 0{,}025L,$$

где $t_{\text{ср}}$ – среднегодовая температура воздуха, ℃,

L – глубина скважины, м.

3.12. Определяем количество агрегатов, шт:

По времени схватывания

$$n_{ЦА} = \frac{T}{0{,}75T_{\text{скв}}} + 1,$$

по скорости

$$n = \frac{\sum q}{q^{\text{v}}} + 1,$$

где $\sum q$ – необходимый расход для обеспечения заданной скорости поднятия цементного раствора за эксплуатационную колонну, л/с;

q^{v} – производительность выбранного агрегата на высшей скорости, л/с.

ЛИТЕРАТУРА

Основная:

1. Технология бурения разведочных скважин / А. Г. Калинин, В. И. Власюк, О. В. Ошкордин, Р. М. Скрябин. - М.: Техника, ТУМА ГРУПП, 2004. - 528 с.
2. Башкатов Д. Н., Кривошеев В. В., Соловьев Н. В. Бурение разведочных скважин: учебник для вузов. - М.: Высшая школа, 2007.
3. Гусман А. М., Порожский К. П. Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование. – Екатеринбург, 2002. - 592 с.

Дополнительная:

1. Ошкордин О. В. Технологическое проектирование в разведочном бурении на твердые полезные ископаемые: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 1994.
2. Калинин А. Г., Ошкордин О. В. Разведочное бурение. – М.: Недра, 2000.
3. Михайлова Н. Д. Техническое проектирование колонкового бурения. – М.: Недра, 1985.
4. Ганджумян Р. А. Практическое расчеты в разведочном бурении. – М.: Недра, 1986.
5. Поляков Г. Д., Булгаков Е. С. Проектирование, расчет и эксплуатация буровых установок. – М.: Недра, 1983.
6. Кирсанов А. Н., Зиненко В. П., Кардыш В. Г. Буровые машины и механизмы. –М.: Недра, 1986.
7. Элияшевский И. В., Орсуляк А. М. Типовые задачи и расчеты в бурении. – М.: Недра, 1974.
8. Справочник по бурению и оборудованию скважин на воду /под общей ред. В. В. Дубровского – Второе издание, перераб. и доп. – М.: Недра, 1972.
9. Справочник по бурению скважин на воду / под общей ред. Д. Н. Башкатова. – М.: Недра, 1979.
10. Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин /авторский колл.; гл. ред. проф. Е. А. Козловский. – СПб, 2000.

МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

В.Н. Калашников, Г.А. Усов,
Л.И. Кралина, Ф.П. Сердюков

Методические указания

по выполнению практических занятий
по дисциплинам «*Бурение скважин*»,
«*Техника разведки*»,
«*Сооружение нефтяных, газовых и геотехнологических скважин*»
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки
Специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ
очного и заочного обучения

Екатеринбург
2020

ВВЕДЕНИЕ

За последние годы в разведочном колонковом бурении достигнуты значительные успехи по улучшению качества и совершенствовании составов промывочных жидкостей. Этому в большой степени способствовало применение прогрессивных способов бурения малыми диаметрами и увеличение глубин скважин.

При бурении разведочных скважин стали широко применяться малоглинистые и безглинистые промывочные жидкости, аэрированные растворы, активные промывочные жидкости с улучшенными смазочными свойствами. Значительное внимание стало уделяться реологии промывочных жидкостей.

В связи с этим расширился ассортимент приборов для оценки качества промывочных жидкостей и были разработаны новые методы их определения.

Настоящие методические разработки имеют цель ознакомить студентов со всеми приборами и методами оценки структурно-механических, реологических и смазочных свойств промывочных жидкостей, применяемых в разведочном бурении.

В соответствии с ГОСТ 8.002-71 все средства измерений должны пройти государственную или ведомственную поверку. На пригодный к измерениям прибор выдается свидетельство или наносится клеймо с указанием даты поверки.

Приборы и методы оценки структурно-механических свойств промывочных жидкостей

Основными структурно-механическими свойствами промывочных жидкостей являются:

1) удельный вес, г/см^3;
2) условная вязкость, с ;
3) водоотдача, см3 за 30 мин;
4) содержание песка, %;
5) стабильность, г/см3;

6) суточный отстой, %;
7) статическое напряжение сдвига, Па ;
8) динамическое напряжение сдвига, Па ;
9) пластическая или структурная вязкость, Па . с;
10) эффективная вязкость, Па · с.

Первые шесть параметров определяются непосредственно на буровых вышках с помощью приборов и лабораторной посуды, входящих в комплект переносной лаборатории ЛРГ-3. Приборы и лабораторная посуда размещены в специальном деревянном ящике с гнездами и креплениями для каждого предмета, входящего в комплект лаборатории.

Статическое и динамическое напряжение сдвига, а также пластическая и эффективная вязкость определяются в стационарных лабораториях геологоразведочных партий и экспедиций с помощью приборов СНС-2 и ВСН-3.

АРЕОМЕТР АГ-2

Назначение: Ареометр АГ-2 предназначен для измерения удельного веса глинистых и цементных растворов, применяющихся при бурении скважин.

ОПИСАНИЕ АРЕОМЕТРА

Ареометр АГ-2 (рис. 1) состоит из поплавка 3 со шкалой 2, соединяющегося на байонете 4 с мерным стаканом 5, и съемного груза 6, крепящегося к стакану. В комплекте с ареометром поставляется ведро-футляр 1 с крышкой, в котором он укладывается между резиновыми гнездами.

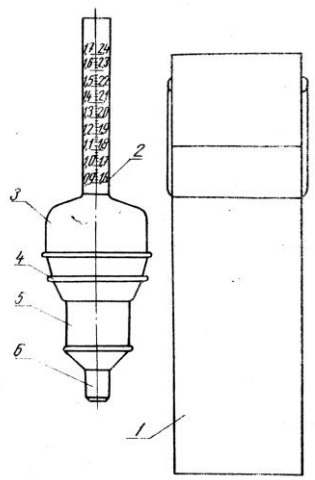


Рис. 1. Ареометр АГ-2 в сборе и ведро-футляр

Техническая характеристика

Ареометр АГ-2 имеет два предела измерения: от 0,90 до 1,70 г/см^3 - при навернутом съемном грузе, от 1,60 до 2,40 г/см^3 – при снятом съемном грузе.

Цена деления ареометра на шкале.....0,02
Точность измерения, г/см^3…… ±0,01
Габаритные размеры, мм:
ареометра.....100x450
ведра-
футляра.....120x480
Вес комплекта, кг.....2

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ИЗМЕРЕНИЯ

Подготовка прибора к измерению

Подготовку прибора к измерению следует производить в следующей последовательности:

открыть крышку ведра и вынуть ареометр, налить воду в ведро (рекомендуется применять чистую пресную воду, так как в этом случае получаются наиболее точные результаты измерения и не требуется вносить поправку на удельный вес воды),

поворотом поплавка относительно мерного стакана открыть байонетный затвор и отделить стакан от затвора, проверить чистоту мерного стакана и поплавка и при надобности вымыть их водой.

Проверка прибора

Проверку прибора следует производить в следующей последовательности: налить в мерный стакан ареометра воду до края гофра, соединить поплавок с мерным стаканом, выдавив при этом избыток воды из него, и погрузить собранный ареометр в воду. Стакан заполняется той же водой, что и ведро.

При пресной воде ареометр должен погрузиться под уровень воды в ведре до деления на шкале поплавка, обозначенного "1,0", при навернутом съемном грузе, с точностью >0,005 г/см^3 (четверть деления).

Если удельный вес воды больше 1,00 г/см^3 (морская вода, соленая, буровая), то ареометр погрузится на несколько делений ниже деления, обозначенного "1,0". В этом случае к результатам измерений удельного веса глинистых растворов необходимо прибавить поправку, определяемую как разность между 1,00 и показанием ареометра, заполненного водой.

Ниже приводится пример измерения.

Измерение производится погружением ареометра в морскую воду. Ареометр, заполненный морской водой, при погружении в эту же воду показал на шкале 0,96. Поправка составляет 1,00-0,96=0,04г/см^3

При измерении удельного веса глинистого раствора при погружении в эту же морскую воду показание было 1,41. Истинный удельный вес раствора получается прибавлением поправки, а именно:

$$1{,}41 + 0{,}04 = 1{,}45 \text{ г/см}^3$$

Измерение удельного веса

Измерение удельного веса при помощи ареометра АГ-2 следует производить в следующей последовательности.

Принести в вымытой крышке ведра пробу раствора и перемешать её.

Налить в мерный стакан ареометра раствор до края гофра. Стакан держать в вертикальном положении.

Соединить поплавок со стаканом - вставить штифты на нижней части поплавка в байонетные прорези мерного стакана и повернуть поплавок относительно стакана слева направо до упора. При этом из стакана выдавить избыток раствора. Таким образом отмерится объем пробы.

Смыть водой выдавленный раствор с поверхности мерного стакана, удерживая ареометр в вертикальном положении.

Погрузить ареометр в ведро с водой, дать ему успокоиться и прочесть показание по шкале ареометра на уровне воды в ведре

При навернутом съемном грузе отсчет вести по левой шкале с оцифровкой от 0,9 до 1,7 г/см^3. Если ареометр при навернутом съемном грузе погрузился выше последнего оцифрованного деления на шкале - 1,7 г/см^3, то следует снять груз и отсчет вести по правой шкале с оцифровкой от 1,6 до 2,4 г/см^3.

При погружении ареометра в соленую, морскую или буровую воду обязательно вносить поправку, как указано выше.

После окончания измерения ареометр следует вымыть, насухо вытереть и положить в тумбочку.

Крышку ведра вымыть и закрыть её ведром с водой. При частых намерениях воду из ведра можно не выливать, но обязательно следует следить за её чистотой.

2. ВИСКОЗИМЕТР СПВ-5

Назначение: Стандартный полевой вискозиметр СПВ-5 предназначен для определения условной вязкости глинистого раствора. Вязкость определяется в секундах времени истечения 500 см^3 раствора из стандартной воронки через трубку диаметром проходного сечения 5 мм и длиной 100 мм при заполнении воронки 700 см^3 раствора.

Комплект вискозиметра (рис. 2) состоит из стандартной воронки и мерной кружки.

В верхнюю часть воронки встроена сетка для очистки раствора от крупных твердых частиц. Воронка заканчивается латунной трубкой с калиброванным отверстием.

Мерная кружка имеет два отделения.

Техническая характеристика

Размеры воронки, мм:

Высота.....400

верхний диаметр.....150

время истечения из воронки 5ООсм3 воды, с.....15-+0,4

Объем мерной кружки, $см^3$:

первого отделения.....500

второго отделения.....200

Размеры кружки, мм.....70х190

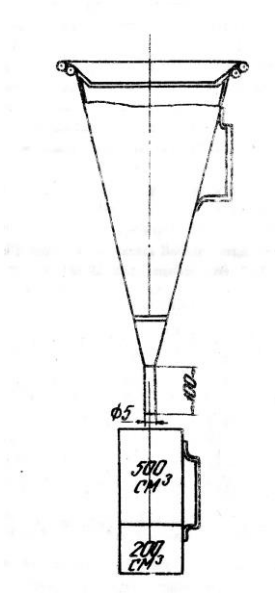


Рис. 2. Вискозиметр СПВ – 5 с кружкой

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ИЗМЕРЕНИЙ

Определение условной вязкости глинистых растворов при помощи вискозиметра СПВ-5 следует производить в следующей последовательности:

a) промыть воронку вискозиметра и кружку водой и подготовить пробу раствора;

b) закрыть отверстие трубки пальцем правой руки и налить в воронку через сито 700 $см^3$ испытуемого раствора мерной кружкой - 500 $см^3$ и 200 $см^3$

c) подставить кружку объемом 500 $см^3$ под трубку вискозиметра, слить в нее часть раствора и влить обратно его в воронку. Повторить эту операции два-три раза;

d) подставить кружку объемом 300 $см^3$ под трубку вискозиметра и одновременно открыть отверстие трубки, убрать палец, и пустить левой рукой секундомер;

e) в момент заполнения кружки до края остановить секундомер, закрыть отверстие трубки пальцем и прочесть показание секундомера;

f) для определения условной вязкости испытуемого раствора провести 10-15 замеров и, применяя распределение Стьюдента, определить среднее значение /Ā/ и доверительный интервал /6/ при выбранной вероятности /P/;

g) вымыть и вытереть воронку и кружку и вложить их в ящик лаборатории в соответствующие гнезда.

3. ПРИБОР ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЙ ВОДООТДАЧИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ ТИПА ВМ-6

Назначение: Прибор ВМ-6 предназначен для определения фильтруемости водоотдачи глинистых растворов в производственных условиях бурения.

Показатель водоотдачи глинистых растворов представляет собой количество фильтрата в см3, выделяющегося в течение 30 мин под избыточным давлением в 1 кг/см3 при диаметре фильтра 75 мм.

Показатель водоотдачи характеризует способность глинистого раствора отдавать свободную воду под давлением через пористую перегородку в пласт и образовывать на этих перегородках глинистую корку.

Прибор градуирован в кубических сантиметрах при диаметре фильтра 75 мм.

При измерении водоотдачи раствора одновременно определяют толщину образующейся на фильтре глинистой корки.

Описание конструкции

Прибор ВМ-6 (рис. 3.) состоит из трех основных узлов; фильтрационного стакана 6 с принадлежностями, напорного цилиндра 4 и Кронштейна 13.

Фильтрационный стакан 6 на верхнем конце имеет горловину с наружной резьбой и отверстием. Нижний конец его имеет расточку

диаметром 53 мм, выточку под решетку фильтра и наружную резьбу М68х3 под поддон 10, которым крепится решетка 7.

Для предупреждения проворачивания решетки и поддержания в связи с этим фильтровальной бумаги на решетке сделан пав под выступ, имеющийся в выточке фильтрационного стакана. В нижней части поддона 10 имеется резьба, в которую ввернут винт 11 с перекидной ручкой 12. В поддон вложен клапан 9 с резиновой прокладкой, который винтом 11 прижимается к решетке 7 и таким образом запирает отверстие.

При определенной водоотдачи раствор наливается в стакан с закрытой клапаном решеткой и вложенной фильтровальной бумагой.

Узел напорного цилиндра состоит из собственно цилиндра 4 в ввернутой в него на красно-медной прокладке втулкой и напрессованной в горячем виде чашкой, плунжера 1, притертого по втулке, и груза-шкалы 3, укрепленного на плунжере. Шкала нанесена на прозрачную пластмассу (оргстекло) и прикреплена к грузу винтами; шкала прикрывает сквозную прорезь на снятой вдоль груза лыске. Сквозь эту прорезь видна отсчетная риска 2 на верхнем конце втулки цилиндра.

Для установки шкалы прибора на ноль и для спуска масла из цилиндра в нижней части цилиндра имеется отверстие, перекрываемое иглой 5. Масло из этого отверстия сливается в чашку.

Нижний конец цилиндра имеет внутреннюю резьбу для соединения с фильтрационным станком. Для уплотнения места соединения цилиндра со стаканом предусмотрена прокладка из маслостойкой резины, которая меняется по мере износа. Размеры прокладки: наружный диаметр - 35 мм, диаметр отверстия - 20 мм, толщина 3 * 4 мм.

Кронштейн 13 литой, в нижней части его предусмотрено место для чашки, в которую стекает фильтрат. Кронштейн стоит на трех резиновых ножках 14. В кольцо 10 кронштейна вставляется прибор в собранном виде.

Техническая характеристика

Предел измерения за 30 мин при диаметре фильтра 75 мм, $см^3$. 40
Цена деления шкалы при диаметре фильтра 75 мм, $см^3$..... 1
Точность измерения, $см^3$.....$\pm$0,5
Давление фильтрации, Па 9,81*104
фактический диаметр фильтра, мм …….53
Габаритные размеры, мм……..……..120х160х360
Вес (без упаковки), кг……..0,7

Принцип действия:

Испытуемый раствор наливается в фильтрационный стакан 6, (рис. 3) с фильтром на решетке 7; закрытым клапаном 9, впредь до открытия которого фильтрация не начинается. На фильтрационный стакан навернут цилиндр 4, заполненный поверх раствора маслом. В этот цилиндр входит плунжер 1 с грузом-шкалой 3, создающий давление фильтрации 98066,5 Па фильтрация начинается после открытия клапана 9.

По мере фильтрации объем пробы раствора в фильтрационном стакане уменьшается на количество выделившегося фильтрата и плунжер под действием груза соответственно опускается. Количество выделившегося фильтрата определяется по перемещениям плунжера, градуированным на шкале в см3.

В притертой паре плунжер-втулка возникает трение, влияющее на постоянство давления фильтрации. Для устранения трения плунжер необходимо периодически вращать рукой. С целью уменьшения этих вращений в плунжере имеется глухое сверление - воздушный буфер.

Принцип действия прибора обеспечивает:

a) точное определение момента, начала фильтрации при помощи запорного клапана на решетке фильтра;
b) точное измерение количества фильтрата, которое выделяется за любой промежуток времени;

c) постоянство давления с момента начала фильтрации.

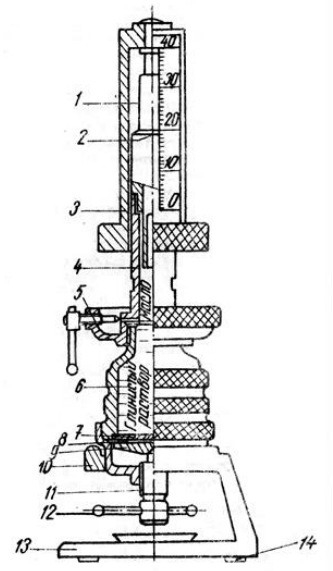


Рис. 3. Прибор ВМ-6 в сборе

Подготовка прибора к работе

Для предупреждения ржавления прибор ВМ-6 при упаковке на заводе смазывается снаружи и внутри вазелином. При длительном хранении в неблагоприятных условиях вазелин может загустеть и частично окислиться, в результате чего плунжер будет трудно вынуть из цилиндра. Поэтому по получении со склада прибор следует разобрать в следующем порядке:

a) отвернуть цилиндр от стакана;

вынуть плунжер из цилиндра (при необходимости плунжер можно извлечь осторожными ударами деревянного молотка по его нижнему концу);

b) вывернуть винт из поддона;

c) вывернуть стакан из поддона и извлечь решетку и клапан.

Все детали прибора вымыть бензином или горячей водой и насухо вытереть, а плунжерную пару вымять керосином и смазать маслом. Не смазанный маслом плунжер во втулку не вставлять.

Чтобы убедиться в исправности прибора, необходимо проверить:

a) резьбовые соединения (при надобности их следует расходить, чтобы они легко заворачивались от руки);

b) герметичность плунжерной пары и места соединения цилиндра со стаканом;

c) плавность движения плунжера.

Проверка герметичности производится следующим образом:

a) в собранный фильтрационный стакан с вложенной в него фильтровальной бумагой и закрытым на решетке фильтра клапаном наливается густой глинистый раствор;

b) стакан устанавливается в кронштейне и на него навертывается цилиндр без плунжера;

c) цилиндр заполняется маслом до верха, после чего в него вставляется плунжер;

d) с помощью иглы из цилиндра спускается масло, и нулевое деление на шкале подводится к риске на цилиндре. При такой операции плунжер следует вращать рукой;

e) места резьбовых соединений и поверхность цилиндра должны быть насухо вытерты, чтобы можно было обнаружить места утечки;

f) периодически вращая плунжер, в течение 30 минут наблюдают за его показаниями, В исправном приборе заметного изменения показаний не должно быть; максимальное изменение может быть не более 1/2 деления.

Если утечка больше 1/2 деления, то необходимо выявить место утечки. Утечка может быть в плунжерной паре, местах крепления втулки к цилиндру и соединения цилиндра со стаканом, в местах неплотного прилегания клапана, в месте прижатия решетки к стакану.

Об утечке в плунжерной паре и в месте крепления втулки к цилиндру свидетельствуют подтеки, появляющиеся в верхней части цилиндра, который до пуска прибора в работу должен быть чисто вытерт.

Утечки в месте соединения цилиндра со стаканом легко обнаруживается по появлению масла под резьбой. Это место также должно быть тщательно вытерто. Ликвидировать утечку

можно сменой прокладки или подтягиванием резьбы. Слишком туго затягивать резьбу не следует, так как при этом прокладка может иногда выворачиваться.

Утечки через клапан в месте прижатия решетки к стакану не оказывают влияния на работу прибора, но при проверке на герметичность их необходимо устранять, для этого клапан следует туго прижать.

Утечки через место прижатия решетки к стакану обнаруживается по появлению раствора или фильтрата на выходе резьбы.

Плавность движения плунжера проверяется при промытой и смазанной машинным маслом плунжерной паре и заключается в том, что плунжер с любого положения должен свободно и равномерно опускаться без поворачивания. Если плунжер задерживается или движется очень медленно, его следует вновь промыть керосином и смазать маслом, после чего расходить во втулке.

ПРОМЫВАТЬ ПЛУНЖЕРНУЮ ПАРУ БЕНЗИНОМ НЕЛЬЗЯ - ЭТО МОЖЕТ ВЫЗВАТЬ ЗАЕДАНИЕ!

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ИЗМЕРЕНИЯ

Измерения водоотдачи должно быть произведено при температуре не ниже 10 °С, так как при более низких температурах водоотдача раствора уменьшается.

Работу по определению водоотдачи глинистых растворов следует вести в следующей последовательности:

1. Установить прибор на ровной поверхности.
2. Вынуть плунжер из цилиндра и положить рядом с кронштейном.
3. Отвернуть цилиндр, проверить, закрыта ли игла, и положить цилиндр на тумбочку.
4. Разобрать стакан - вывернуть из поддона, вынуть решетку и клапан - вытереть насухо все детали.
5. Взять заготовленный кружок фильтровальной бумаги, смочить его водой и наложить на решетку, после чего удалить избыток воды с поверхности бумаги, промокнув её сухим кружком. При непрочной фильтровальной бумаге следует положить на решетку два кружка.
6. Решетку с фильтровальной бумагой вложить в выточку стакана, бумагой внутрь так, чтобы паз на решетке попал на штифт в выточке стакана. Наложить на решетку клапан и навернуть поддон на стакан. Винт, крепящий клапан, должен быть вывернут. Вставить собранный стакан в кронштейн и прочно затянуть руками резьбу, после чего клапан закрыть винтом.
7. Подготовить секундомер и положить его рядом с прибором.
8. Взять ведро с пробой раствора, последнюю тщательно перемешать и налить в стакан кружкой от вискозиметра (стороной объемом 200 $см^3$). После окончания вытереть резьбу стакана. Стакан следует заполнить на 3-4 мм ниже края горлышка.
9. Навернуть цилиндр на стакан, предварительно проверить исправность прокладки.
10. Налить в цилиндр машинное масло (масло должно быть не очень густым; слишком густое масло разбавляется керосином). Масло наливается на внутренний край цилиндра так, чтобы оно стекало по стенкам цилиндра. Масло следует наливать до такого уровня, чтобы до верхнего края втулки оставался 1 см.
11. Вставить плунжер в цилиндр. При этом плунжер за счет сжатия воздуха в его плотности просядет на 2-3 см.
12. Приоткрыть спускную иглу и, вращая плунжер рукой за накатку на грузе, подвести нулевое деление на шкале к отсчетной риске на верхнем крае втулки цилиндра.

Неопытному исполнителю это не всегда удается, и нулевое деление опускается ниже риски. В этом случае надо записать показание по шкале против риски, принять его за нуль и из всех следующих показаний вычитать нулевое показание (например: нулевое показание 1,5 $см^3$, показание за 30 минут - 23 $см^3$. Вычитая из 23$см^3$ 1,5 $см^3$, получаем 21,5 $см^3$).

Нулевое деление может опускаться ниже риски и в случае определения водоотдачи раствора, насыщенного газом (из-за сжатия газа в растворе под давлением). Если в этом случае нулевое деление опустится ниже риски не более чем на шесть делений и водоотдача у раствора будет небольшая, то следует пользоваться тем же приемом, что и в первом случае, т.е. из

показаний вычитать нулевое показание.

Если же нулевое деление опустится ниже, чем на десять делений, то следует вынуть плунжер, перевернуть его, залить его полость маслом, прикрыть отверстие пальцем и вновь вставить в цилиндр. В этом случае шкала остановится на 6-8 делений выше, чем при незаполненной полости плунжера.

Примечание. Операции, перечисленные в пунктах 7, 8, 9, 10 и 11 следует производить быстро, так как при нестабильных растворах за время от момента налива раствора в стакан до момента начала фильтрации может образоваться осадок, из-за чего исказится результат измерения.

13. Взять в левую руку секундомер, а правой открыть клапан, вывернув винт на один - два оборота. В момент открытия клапана пустить секундомер.

14. При производственных измерениях достаточно веять один отсчет через 30 минут. В течение этого времени периодически вначале чаще, вращать плунжер за накатку на грузе.

При взятии отсчетов глаз исполнителя должен находиться на уровне отсчетной риски на втулке цилиндра и на расстоянии от нее около 30-40 см.

15. После взятия отсчета открыть спускную иглу, выпустив масло из цилиндра и опустить плунжер с грузом. После этого при открытой игле вынуть плунжер с грузом. После этого при открытой игле вынуть плунжер из цилиндра и, если его конец запачкан раствором, смыть последний.

16. Закрыть иглу, отвернуть цилиндр со стакана и слить масло из чашки цилиндра в бачок для масла.

17. Промыть фильтрационный стакан, не разбирая его. Для этого подставить его горлышко под слабую струю воды; масло при этом всплывет и уйдет ив стакана вместе с водой и раствором. Затем вылить воду и остаток раствора из стакана и разобрать его.

18. Поставить стакан на ладонь левой руки так, чтобы он опирался на нее краями, а не решеткой, и легкими ударами правой ладони по горлышку выбить корку с решеткой.

Если корка прочно прилипла к стенкам стакана, её следует выдуть ртом.

19. Смерить толщину корки и записать.

20. Вымыть и вытереть детали фильтрационного стакана и собрать их.

Вымыть и вытереть цилиндр; проверить, не загрязнена ли внутренняя поверхность втулки цилиндра глинистым раствором, прочистить втулку, смазать её маслом и навернуть цилиндр на стакан.

Вставить смазанный маслом плунжер в цилиндр и установить прибор на кронштейн.

21. Прибор следует хранить в собранном виде, в защищенном от пыли месте - в ящике переносной лаборатории или в шкафу.

Примечание: 1. Так как прибор точно воспроизводит кинетику процесса фильтрации, т.е. зависимость количества выделившегося фильтрата по времени, и так как эта зависимость, изображенная в логарифмических координатах, представляет собой прямую линию, то на приборе ВМ-6 можно производить фильтрацию в течение 10-15 минут с последующей экстерполяцией по графику. Для этого в комплекте прибора поставляются бланки со специальной логарифмической сеткой.

В этом случае за время определения следует взять не менее двух отсчетов - один за 2 или 3 минуты фильтрации и второй за 10 или 15 минут. Полученные отсчеты наносятся на бланк, который разграфлен девятью вертикальными линиями на минуты (левая крайняя линия соответствует 1-ой минуте, следующие - 2-ой, 3-ей, 4-ой, 5-ой, 10-ой, 15-оР, 20-ой и 30 минутам), горизонтальными линиями на кубические сантиметры (от 1 до 100 $см^3$). Часть этих линий обозначена цифрами, соответствующими числу кубических сантиметров.

На вертикальной линии, соответствующей 2-ой минуте, в месте её пересечения с горизонтальной линией, соответствующей отсчитанному числу кубических сантиметров, ставится точка. Таким же образом наносится точка, соответствующая отсчету за 10 и 15 минут. Через полученные две точки карандашом проводится прямая линия до пересечения с правой крайней вертикальной линией, соответствующей 30-ти минутам фильтрации.

По шкале горизонтальных линий отсчитывается величина водоотдач в кубических сантиметрах за 30 минут фильтрации, поскольку за единицу водоотдачи глинистых растворов принято количество фильтрата, выделяющегося из раствора за 30 минут через фильтр диаметром 75 мм.

Пользуясь этим приемом, можно сократить время фильтрации до 10 минут и, кроме того, определять водоотдачу раствора большую, чем 40 $см^3$ за 30 минут.

Ошибка в определении водоотдачи за 30 минут по 10-минутному замеру не превышает 0,5 $см^3$ при водоотдачах до 20 $см^3$ и не больше 2 $см^3$ при больших водоотдачах.

Для сопоставления результатов измерения водоотдачи прибором ВМ-6 с другими приборами, градуированными в кубических сантиметрах, при фильтре диаметром 75 мм, необходимо применять нерасчетный коэффициент. Последний определяется как отношение площадей фильтрации, так как количество фильтрата прямо пропорционально площади фильтрации.

4. ОТСТОЙНИК - ОМ

Назначение: Металлический отстойник ОМ-2 предназначен для определения процента содержания песка в глинистом растворе.

Содержание в глинистом растворе твердых частиц разбуренных пород и нерастворенных комков глины определяется процентом песка в пробе раствора, отстоявшегося за одну минуту покоя в отстойнике из пробы разжиженной водой в отношении 1:9.

Описание прибора:

Отстойник ОМ-2 (рис. 4) представляет собой цилиндрический сосуд 2 с плотной крышкой 1, в нижней части которого укреплена сменная бюретка 3, защищенная чехлом. В верхней части цилиндра на уровне объема 500 $см^3$ имеется отверстие Ø 3 мм.

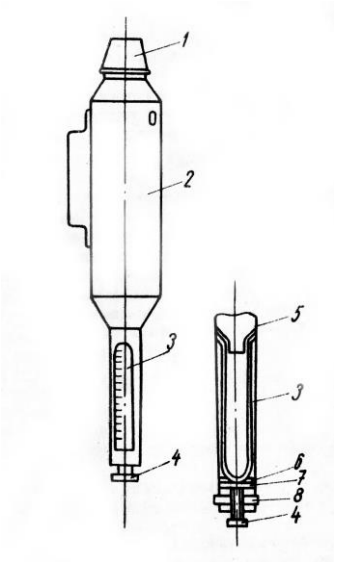


Рис. 4 Отстойник ОМ-2 Крышка отстойника служит для отмеривания раствора.

Крепление бюретки 3 осуществляется при помощи винта 4, черев перекладину 5 и шайбу 6 с резиновой прокладкой 7.

Герметизация крепления бюретки обеспечивается резиновой прикладкой 8.

Техническая характеристика

Объем отстойника, $см^3$..... 600
Объем крышки, $см^3$..... 50
Объем бюретки, $см^3$..... 10
Габаритные размеры, мм:
Диаметр.....60
Высота.....345
Вес.....0,3

Бюретка градуирована через 0,1 $см^3$, каждое десятое деление шкалы обозначено цифрой.

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Определение процента содержания песка в глинистом растворе при помощи отстойника ОМ-2 следует производить в следующей последовательности:

a) промыть отстойник и вытереть его;

b) снять крышку отстойника, отмерить ею 50 $см^3$ раствора и влить его в отстойник через горлышко;

c) не вынимая крышки, зачерпнуть ею воду, растворить в ней оставшийся на её внутренних стенках раствор и влить в отстойник.

   С помощью крышки наполнить отстойник водой до уровня трехмиллиметрового отверстия на его боковой поверхности, держа отстойник вертикально. Подождать, пока вода прекратит вытекать из этого отверстия;

d) плотно закрыть отстойник крышкой и повернуть его в горизонтальное положение трехмиллиметровым отверстием вверх.

   Прижимая крышку ладонью правой руки и прикрывая отверстие пальцем той же руки, интенсивно взболтать содержимое отстойника

e) повернуть отстойник в вертикальное положение, выждать одну минуту по часам или секундомеру и прочесть показание по шкале бюретки против уровня осевшего песка

   ПРОЧИТАННОЕ ПОКАЗАНИЕ, УМНОЖЕННОЕ НА ДВА, БУДЕТ ПОКАЗАТЕЛЕМ СОДЕРЖАНИЯ ПЕСКА В РАСТВОРЕ, ВЫРАЖЕННОМ В ПРОЦЕНТАХ.

f) вылить из отстойника содержимое, промыть его водой, вытереть и вложить на место в ящик лаборатории.

СМЕНА БЮРЕТКИ

При поломке бюретки или необходимости извлечь её для чистки следует вывернуть винт 4 (рис. 4), извлечь перекладину 5 и шайбу 6 с резиновой прокладкой 7, а за ними - бюретку 3.

Перед тем как вставить бюретку, следует проверить исправность верхней прокладки 8 и при надобности сменить её.

Сборка ведется в следующем порядке: вставить бюретку, плотно уперев её в верхнюю прокладку, вложить шайбу 6 с резиновой прокладкой 7, вставить перекладину 5 в овальные отверстия чехла, ввернуть винт 4 и прижать им бюретку.

5. ЦИЛИНДР ЦС-2

Назначение:

Цилиндр ЦС-2 предназначен для определения стабильности глинистых растворов.

Показатель стабильности глинистого раствора определяется как разность удельных весов верхней и нижней половины пробы раствора отстоявшегося в течение суток в цилиндре высотой 200 мм.

Описание прибора:

Цилиндр ЦС-2 (рис. 5) выполнен из тонкого листового железа и окрашен нитроэмалью. Посредине высоты цилиндра имеется отвод с резиновой пробкой для слива верхней половины раствора.

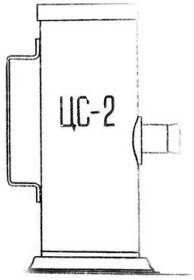


Рис. 5. Цилиндр ЦС-2

Техническая характеристика

Высота столба раствора в цилиндре..... 200
Объем цилиндра, $см^3$..... 800
Габаритные размеры, мм..... 100x210x110
Вес, кг..... 0,5

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Определение стабильности глинистых растворов при помощи цилиндра ЦС-2 следует производить в следующей последовательности:

a) Вымыть цилиндр водой и вытереть насухо снаружи и внутри;

b) Влить пробу раствора в цилиндр до края, предварительно тщательно перемешать её;

c) Установить заполненный цилиндр в спокойном месте на сутки, отметив время по часам;

d) Через 24 часа открыть пробку, слить верхнюю часть пробы раствора вместе с отстоявшейся водой в кружку, тщательно перемешать слитый раствор и определить его удельный вес ареометром АГ-2, закрыть отвод пробкой, тщательно перемешать в цилиндре отстоявшуюся нижнюю половину раствора и определить её удельный вес. 1

e) При определении удельного веса ареометром АГ-2 обязательно погружать его при обоих измерениях в одну и ту же воду;

f) Определить показатель стабильности глинистого раствора вычитанием первого показания ареометра из второго;

g) Вымыть цилиндр, вытереть насухо и вложить на место в ящик лаборатории.

6 . ИНСТРУКЦИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ СУТОЧНОГО ОТСТОЯ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ МЕРНЫМ ЦИЛИНДРОМ

Показатель суточного отстоя глинистого раствора определяется как процент воды, отстоявшейся за сутки на пробы раствора.

Определение суточного отстоя глинистых растворов производится стандартным мерным цилиндром объемом 100 см3 с ценой деления 1 см. Для этих определений также необходимы часы.

Определения следует производить в следующей последовательности:

a) вымыть мерный цилиндр водой и вытереть насухо снаружи и внутри;
b) тщательно перемешанную пробу раствора налить в цилиндр до сотого деления на шкале;
c) поставить цилиндр с раствором в спокойное место, отметить время и оставить на 24 часа;
d) черев 24 часа прочесть на шкале цилиндра отсчет положения уровня раздела раствора и отстоявшейся воды и вычесть полученное показание из 100. Результат вычитания является показателем суточного отстоя в процентах;
e) вымыть цилиндр и вложить его в ящик лаборатории.

7. ПРИБОР ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТАТИЧЕСКОГО НАПРЯЖЕНИЯ СДВИГА ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ ТИПА СНС-2

Прибор СНС-2 предназначен для измерения статического напряжения сдвига глинистых растворов и применяется в условиях лабораторий геологоразведочных партий и экспедиций.

Прибор переносной и может быть использован в полевых условиях на буровой вышке.

ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ

Прибор для определения статического напряжения сдвига основан на принципе вискозиметра с соосными цилиндрами.

На тонкой упругой нити подвешен цилиндр, погруженный в соосный полый цилиндр, заполненный испытуемой жидкостью, при вращении внешнего цилиндра жидкость, находящаяся в нем, увлекает за собой подвешенный цилиндр до тех пор, пока момент закрученной нити не станет равным крутящему моменту, определяемому вязкостью испытуемой жидкости и размерами подвешенного цилиндра.

Измерение статического напряжения сдвига глинистых растворов является частным случаем применения вискозиметра с соосными цилиндрами и производится при весьма малых скоростях вращения внешнего цилиндра, в данном приборе принята скорость вращения внешнего цилиндра 0,0032 с-1, что соответствует линейной скорости 4 . 10-6 м/с; эта скорость несколько превышает предел скорости так называемой вариантной зоны, в которой определяемая величина строго соответствует понятию статического напряжения сдвига любых известных глинистых растворов. Однако уменьшение скорости влечет за собой либо снижение точности отсчета и измерении либо увеличение производства измерений.

Время для производства измерений при наличии тиксотропии растворов должно быть, как можно меньше и в соответствии с принятой методикой измерения не должно превосходить 60 секунд, чему соответствует поворот внешнего цилиндра прибора на 72°, а шкалы прибора - на несколько меньшую величину.

Нити для различных пределов измерения подбираются из этих соображений, а именно: закручивание нити на угол 65-70° должно соответствовать крутящему моменту, определяемо ну по предельному значению измеряемого статического напряжения сдвига.

В приборах с соосными цилиндрами на результаты измерения оказывает влияние момент, возникающий на донной части подвешенного внутреннего цилиндра. С целью уменьшения этого влияния нижняя часть внутреннего цилиндра расточена, благодаря чему при погружении цилиндра в испытуемую жидкость в расточке остается воздух. Таким образом, дно цилиндра не имеет контакта с испытуемой жидкостью.

ОПИСАНИЕ КОНСТРУКЦИИ

Прибор для измерения статического напряжения сдвига глинистых растворов (рис. 8) состоит из измерительной части и привода, смонтированных на прямоугольной плите 1. Для регулировки положения прибора плита снабжена двумя регулируемыми опорами 2 и одной неподвижной 11. Измерительная часть состоит из двух узлов: узла внешнего подвижного цилиндра и уела подвесного цилиндра с упругой измерительной системой.

Узел внешнего цилиндра состоит из корпуса 10, расположенном на стояке 12, имеющем строго концентрическую расточку под внешний цилиндр и канавку под спиральную бесконечную пружину.

Узел подвесного цилиндра, монтирующийся на вертикальном кронштейне 3, состоит из:

1. Цилиндра 9 с расточкой под конус Морзе № 1 и расточка в донной части для защитного пузыря. Цилиндр имеет накатанную наружную поверхность, обеспечивающую прочную связь с испытуемым раствором.

Выполнен цилиндр из латуни с матовым никелевым покрытием.

2. Трубки 6, один конец которой имеет конусную поверхность и резьбу под винт соосного соединения с цилиндром, а второй конец выполнен открытым для размещения в нем упругой нити 5. Крепление нити в трубке и регулирование соосности нити с трубкой осуществляется тремя винтами в утолщении трубки над конусом. Средняя часть трубки имеет концентричную площадку с уступом для установки шкалы 7.

3. Шкала 7 с делениями, нанесенными через 1° на её конической поверхности. Для грубой установки шкалы на нуль предусмотрены 8 отверстий, одним из которых она надевается на штифт, имеющийся на соответствующей площадке трубки.

4 Стрелки 3, укрепленной на кронштейне и имеющей наконечник из прозрачного оргстекла и нанесенными на нем с

обеих сторон рисками, исключающими ошибку параллакса при отсчете.

5. Нити 5, изготавливаемой из стальной пружинной проволоки и имеющей 2 наконечника: нижний в виде втулки, входящий в трубку с зазором в 1 мм на сторону, и верхний в виде диска с фаской, на которой выгравирован номер нити.

Весь узел подвешивается на конусной пробке 13, которая в свою очередь плотно устанавливается в конусной втулке, запрессованной в кронштейн. Поворотом пробки шкала прибора устанавливается на нуль по стрелке.

Привод внешнего цилиндра осуществлен от синхронного электрического двигателя СД-2 (2 позиции 4) через редуктор и гибкую передачу 1:2.

Привод прикреплен к плите прибора через амортизатор из губчатой резины, предназначенный для защиты измерительной части прибора от вибраций двигателя.

Для включения двигателя предусмотрены тумблер, укрепленный на кронштейне прибора, и шнур с вилкой для подключения к сети.

Для заполнения внешнего цилиндра испытуемым глинистым раствором предусмотрена специальная мерная кружка объемом 120 мл.

Прибор поставляется в специальном ящике.

ПОДГОТОВКА ПРИБОРА К РАБОТЕ

Лабораторные занятия выполняются на уже отградуированном приборе; данные градуировки приводятся в паспорте для каждой поставляемой нити.

Для работы прибор должен быть установлен на устойчивом и прочном столе. Подвесная система подвешивается за верхний конец нити в пробке кронштейна и прибор устанавливается регулировочными нитями так, чтобы подвесной цилиндр встал соосно с вращающимся столиком прибора (регулировка соосности нити с трубкой подвесной системы выполнена при сборке прибора).

Устанавливают "О" шкалы против риски на стрелке указателя. Установку нуля можно производить грубо путем поворота шкалы на трубке и точно: путем осторожного и плавного поворота в гнезде кронштейна. Чтобы убедиться, что установка на ноль произведена правильно, следует выждать, пока подвесная система успокоится. Затем следует снять подвесную систему, не трогая и не сдвигая пробку в гнезде кронштейна, и установить на вращающийся столик внешний цилиндр.

Подготовленный для работы прибор подключить к сети напряжением 220 вольт и, включая тумблер, проверить работу электродвигателя.

ПРОИЗВОДСТВО ИЗМЕРЕНИЙ

При производстве измерений следует:

1. Пробу раствора сильно взболтать.
2. Снять подвесной цилиндр.
3. Взболтанный раствор зачерпнуть меркой объемом 120 мл, прилагаемой к прибору, и валить установленный на вращающемся столике прибора внешний цилиндр.
4. Погрузить подвесной цилиндр во внешний цилиндр и подвесить нить на пробку. При погружении подвесного цилиндра нужно следить за тем, чтобы его верхний конец не погрузился под уровень раствора. Если раствор не достигает верхнего края подвесного цилиндра, следует осторожно долить раствор. Подвесной цилиндр должен быть погружен в раствор точно до верхнего края.
5. Взять в левую руку секундомер, а правой осторожно поворачивать подвесную систему и перемешивать раствор. После окончания перемешивания раствора поставить на "О" шкалу против риски на стрелке прибора и одновременно включить секундомер. Во время этой операции следует следить за тем, чтобы подвесной цилиндр был в центре внешнего цилиндра.
6. По истечении одной минуты нажатием тумблера включить электродвигатель и наблюдать за движением подвесного цилиндра по шкале прибора.

Увлекаемый глинистым раствором, подвесной цилиндр вращается вместе с внешним цилиндром до тех пор, пока момент в закручивающейся нити не станет равным моменту, обусловленному статическому напряжению сдвига раствора на подвесном цилиндре. Когда подвесной цилиндр остановится, произвести отсчет по шкале в градусах.

7. Включить электродвигатель.

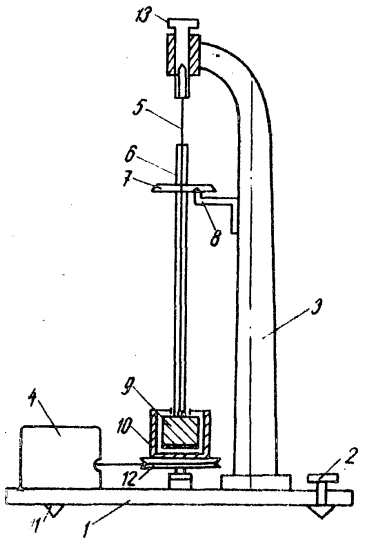


Рис. 6. Прибор СНС-2

Для определения тиксотропии раствора выполняется повторное измерение, но уже по истечении 10 минут по секундомеру. С этой целью сразу же после первого измерения осторожно внутренним цилиндром размешать раствор, установить "0" шкалы против риски и дать глинистому раствору стабилизироваться в течение 10 минут и выполнить измерение.

При работе и установке шкалы "0" наблюдающий должен следить за совпадением рисок, нанесенных с обеих сторон, чтобы исключить ошибку параллакса при отсчете.

Производство каждого замера от момента пуска электродвигателя до момента остановки подвесного цилиндра не должно продолжаться более 1 минуты, чему соответствует максимальный отсчет 70°.

Если замер продолжался более 1 минуты, его следует признать некачественным, а выбранный предел измерения недостаточным. В этом случае следует заменить нить на более толстую с большим пределом измерения.

Если показания прибора было в пределах 10°, замер следует признать неточным, а выбранный предел измерения слишком большим.

В этом случае следует заменить нить на более тонкую с меньшим пределом измерения.

Полученное в результате измерения показание в градусах следует пересчитать в мг/см^2 путем умножения на коэффициент, соответствующий данной нити и приведенный в паспорте.

Например, в процессе измерения статического напряжения сдвига глинистого раствора внутренний цилиндр, подвешенный на упругой нити 5 с коэффициентом 2,725 м г/см · град. повернулся на 21°. Статическое напряжение сдвига в этом случае будет 2,725 мг/см · град · 21 = 57 мг/см^2 = 5,7 Па.

После измерений все детали, испачканные глинистым раствором, следует вымыть и насухо вытереть.

ПРИБОР ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ ВСН – 3

К реологическим параметрам относятся:

а) предельное напряжение сдвига – θ_1 и θ_{10} Па, характеризующее прочность структуры, образующейся в промывочной жидкости после 1 и 10 минут;

б) эффективная вязкость $\eta_{эф}$, спз характеризующая вязкое сопротивление промывочной жидкости при данной скорости сдвига;

в) пластическая вязкость $\eta_{пл}$, спз - условная величина, являющаяся долей эффективной вязкости, которая возникает вследствие структурообразования в потоке промывочной жидкости;

г) предельное динамическое напряжение сдвига $Ъ_0$, условная величина, характеризующая предел текучести в потоке промывочной жидкости.

Реологические показатели измеряются с помощью ВСН-3 по величине усилия, возникающего на подвесном цилиндре, погруженном в буровой раствор, при заданной скорости вращения наружного цилиндра.

Прибор ВСН-3 (рис. 7) состоит из корпуса 15, измерительного механизма 7-12, привода к нему 1,2 и подвесного кронштейна 14, на который ставится стакан с буровым раствором 13. Измерительный механизм имеет два коаксиально расположенных цилиндра, наружный (ротор) 11 и внутренний 12, укрепленный на оси, в верхней части которой расположен манометр 9 и измерительная шкала с делениями в градусах. Установка шкалы на "0" производится с помощью крутильной головки 8. Привод ротора осуществляется двигателями через многоступенчатую коробку передач. Прибор работает от сети переменного тока.

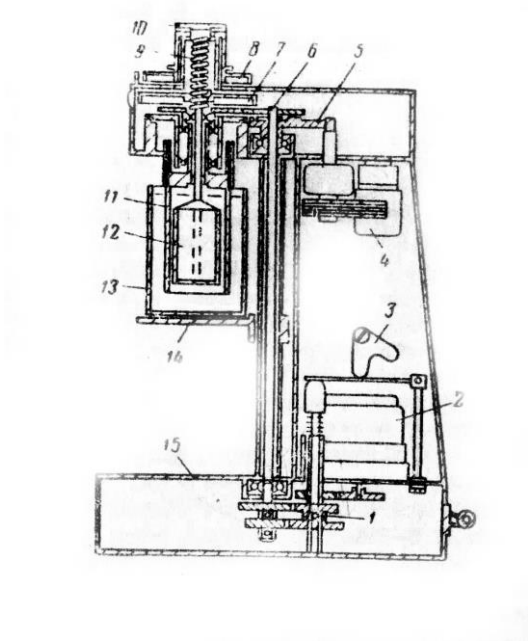


Рис. 7. Вискозиметр ВСН-3
1 - двухскоростной редуктор; 2 - синхронный двигатель СД-54;
3 - переключатель редуктора; 4 - синхронный двигатель СД-2;
5 - шестерня обгонной муфты; 6 - трансмиссионный вал;
7 - шкала измерительная; 3 - шкала крутильной головки;
9 - пружинный динамометр; 10 - наружный цилиндр;
11 - внутренний цилиндр, 13 - стакан с раствором; 14 -
кронштейн; 15 - корпус.

ИЗМЕРЕНИЕ СТАТИЧЕСКОГО НАПРЯЖЕНИЙ СДВИГА

Перед измерением чистый сухой стакан заполняют буровым раствором и ставят на кронштейн. Прибор включают и размешивают раствор при 9,600 $с^{-1}$ в течение 0,5 мин. По окончании перемешивания устанавливают шкалу на ”0" и раствор оставляют на 1 минуту. Одновременно переключают скорость вращения ротора на 0,0032 $с^{-1}$, снова включают прибор и отмечают угол максимального закручивания нити в градусах ($у_1$). Замер $у_{10}$ производят аналогично после 10 минут покоя. Статическое напряжение сдвига определяется по формуле:

$$Q_1 = k \cdot y_1$$
$$Q_{10} = k \cdot y_{10}$$

где: *k*- коэффициент прибора.

ИЗМЕРЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ И ПЛАСТИЧЕСКОЙ ВЯЗКОСТИ, ДИНАМИЧЕСКОГО НАПРЯЖЕНИЙ СДВИГА

Стакан прибора заполняют буровым раствором до метки и устанавливают на кронштейн. Включают прибор со скоростью вращения ротора 9,600 $с^{-1}$ и замеряют угол поворота (у) по установившимся показателям шкалы. Замер повторяют последовательно при 6,400; 4,800 и 3,200 $с^{-1}$. По окончании измерения прибор выключают, цилиндры моют и вытирают насухо.

По результатам измерений, полученных на приборе ВСН-3, рассчитывают реологические показатели - эффективную и пластическую вязкости, а также динамическое напряжение сдвига. Для расчета необходимо сделать графическое построение в координатах n – $У_1$, аналогичное изображенному на рис. 3.

Через точки, соответствующие значениям У при различных n проводят плавную линию 1 - реологическую кривую течения. Прямолинейный участок кривой продолжают до пересечения с осью абсцисс в точке $У_1$, и получают прямую 2.

Опустив перпендикуляр на ось абсцисс от точки прямой 2, соответствующей 9,600 $с^{-1}$ получают точку ϕ_2.

Реологические показатели рассчитывают по формулам:

$$\eta_{эф(n)} = \beta \frac{y_2}{n} \quad ;$$

$$\eta_{пл} = \beta \frac{\varphi_2 - \varphi_1}{n};$$

$$\tau_0 = A \cdot y_1$$

где:

η эф - эффективная вязкость, спз;

$\eta_{пл}$ - пластическая вязкость, спз;

τ_0 – предельное динамическое напряжение сдвига, Па ;

А и В – коэффициенты приборов (указываются в паспортах);

$У_1$ и $У_2$ - углы в градусах (определяются по графику и соответствуют отрезкам ОУ1 и ОУ2).

Примечание: Если реологическая кривая имеет обратный наклон или не содержит прямолинейного участка (аналогично кривой 3 на рис. 8) определяют только эффективную вязкость по формуле (1) с углом

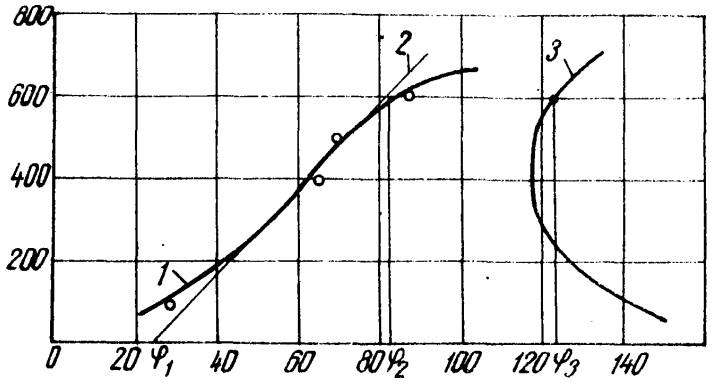


Рис. 8. Типы реологических кривых
1 - кривая, построенная по опытным точкам; 2 - прямая для расчета η пл и τ_0 ; 3 – кривая с обратным наклоном.

2. ПРИБОРЫ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПОВЕРХНОСТЕЙ АКТИВНОСТИ И СМАЗОЧНЫХ СВОЙСТВ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

Смазочные свойства промывочных жидкостей проявляются при введении в них активных добавок и эмульсолов.

Смазочные свойства в основном связаны с формированием смазочных пленок, в результате адсорбции поверхностно-активных веществ на трущихся поверхностях (бурильных трубах, стенках скважин, буровых наконечниках). Вольную роль на смазочные свойства оказывает pH среды.

Оценку адсорбционной активности ПАВ и их смазочных свойств можно осуществить по следующим параметрам:

1) поверхностное натяжение, Н/м ;
2) смачиваемость, В = Cos θ ;
3) стабильность, %;
4) порог быстрой коагуляции Пб·к, к/л;
5) водородный показатель, pH;
6) коэффициент трения, Кт;
7) предельная прочность смазочной пленки, $р_{кр}$ Па

ПРИБОРЫ И МЕТОДЫ ИЗМЕРЕНИЯ ВОДОРОДНОГО ПОКАЗАТЕЛЯ (pH)

Водородный показатель определяет концентрацию ионов водорода в промывочной жидкости, которые оказывают существенные влияния на физико-химические процесса, протекающие в жидкости и на эффективность химической обработки.

Для различных промывочных жидкостей существует своя оптимальная концентрация водородных ионов, при которой они более полно удовлетворяют требованиям технологии бурения в конкретных геолого-технических условиях. Контроль за концентрацией водородных ионов позволяет определить причины изменения свойств промывочной жидкости в процессе бурения и принять меры по восстановлению её качества.

Вода является слабо диссоциирующим веществом, в 1 л при 22 °С диссоциирует одна десятимиллионная часть грамм-молекулы с образованием $1 \cdot 10^{-7}$г. ион водорода H^+ и $1 \cdot 10^{-7}$ г. ион гидроксильной группы ОН. Концентрация диссоциированных молекул H_2O в воде и разбавленных водных растворов является величиной постоянной, постоянным является и произведение концентраций водородных и гидроксильных ионов - так называемое ионное произведение воды (численное значение равно $1 \cdot 10^{-14}$).

Кислотность и щелочность раствора можно выражать через концентрации ионов H^+. Чтобы избежать неудобств, связанных с применением степенных отрицательных чисел, концентрацию водородных ионов принято выражать и логарифмом с обратным знаком и называть водородным показателем pH.

$pH = - \lg H^+$

В нейтральных растворах pH = 7 и уменьшается с ростом кислотности. В щелочных растворах pH>7 и повышается с ростом щелочности.

При повышении щелочности АГЖ ухудшаются щелочные свойства, происходит быстрое удаление адсорбционных пленок ПАВ с трущихся поверхностей, а у глинистого раствора наблюдается коагуляция, растет вязкость.

Для измерения pH в лабораторных условиях применяют специальные приборы pH-метры. Для измерения величины pH в этих приборах используется система со стеклянным электродом, электродвижущая сила которой зависит от активности ионов водорода в растворе.

Схема для измерения величины pH приведена на рис. 13. Стеклянный электрод 2 представляет собой трубку с пожни шариком 1 из специального стекла на конце. При погружении электрода в раствор между поверхностью шарика электрода и раствором происходит обмен ионами, в результате которого ионы лития в поверхностных слоях замещаются ионами водорода, и стеклянный электрод приобретает свойства водородного электрода.

Между поверхностью стекла и контролирующим раствором возникает разность потенциалов, величина которой определяется активностью ионов водорода в растворе.

Для создания электрической цепи при измерении применяются контактные электроды: внутренний контактный электрод, осуществляющий электрический контакт с раствором, заполняющим внутреннюю полость стеклянного электрода, и внешний контактный электрод (вспомогательный электрод), осуществляющий электрический контакт с контролируемым раствором. Для защиты от воздействия высоких температур (при измерении pH растворов, температуры которых выше температуры окружающей среды) вспомогательный электрод помещают вне контролируемого раствора и соединяют с ним при помощи электролитического ключа трубки, наполненной раствором хлористого калия и заканчивающейся пористой перегородкой.

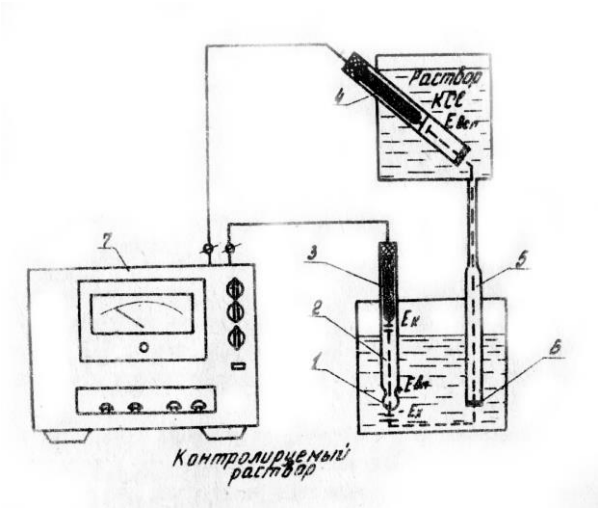


Рис. 9. Схема измерения pH раствора
1- полый шарик ив электродного стекла; 2- стеклянный электрод; 3- внутренне контактный электрод; 4- вспомогательный электрод; 5- электролитический ключ; 6- пористая перегородка; 7- pH-метр - pH-262 (измерительный прибор).

Раствор хлористого калия непрерывно просачивается через пористую перегородку, предотвращая проникновение из контролируемого раствора в систему электрода посторонних ионов, которые могли бы изменить величину ЭДС электрода.
Для измерения ЭДС электродной системы применяется компенсационная схема, позволяющая существенно уменьшить потребляемый ток электродной системы при измерении. При намерении электродвижущая сила Е электродной системы сравнивается с падением напряжения на сопротивлении, через которое протекает ток конечного каскада усилителя pH-метра. Этот ток пропорционален ЭДС электродвижущей системы, а следовательно, и величине pH контролируемого раствора.

Измерение поверхностного натяжения

Поверхностное натяжение - это величина удельной работы, которую нужно затратить, чтобы образовать единицу свободной поверхности (капли).

Измерение поверхностного натяжения в лабораторных условиях наиболее удобно производить на сталагмометре БашНИИнефть (рис. 10). Определяется число капель в единице объема, формирующихся на границе раздела: водный раствор ПАВ - воздух.

Основными частями прибора являются: 1 - микрометр, определяющий объем выдавливаемого раствора; 2 - медицинский шприц, куда заливается исследуемый раствор ПАВ; 3 - капилляр с внутренним диаметром 0,8 мм и 4 - кронштейн.

Перед началом опыта внутреннюю поверхность шприца и капилляр обезжиривают хромовой смесью (5% порошка двухромового калия, растворенного в концентрированной серной кислоте) или ацетоном, а потом промывают дистиллированной водой.

Перед началом замеров необходимо определить постоянную капиляра. Для этого берут дистиллированную воду, поверхностное натяжение которой известно, и замеряют количество капель, появляющихся при выдвижении микрометренного винта на 1 см. Поверхностное натяжение ~~води~~ при данной температуре берется из табл.

Таблица 1

Изменение поверхностного натяжения воды в зависимости от температуры

Температура воды, °С	Поверхностное натяжение, Н/м	Температура воды, °С	Поверхностное натяжение, Н/м
15	73.49	22	72,44
16	73,34	23	72,28
17	73,19	24	72,12
18	73,05	25	71,96
19	72,90	26	71,80
20	72,75	27	71,64
21	72,59	28	71,47

Постоянная капилляра определяется по формуле:

$$К = б_в \cdot n_в$$

где $б_в$ - поверхностное натяжение воды при данной температуре Н/м

$n_в$ - число капель воды при выдвижении шприца на 1 см.

Затем 50 $см^3$ активной промывочной жидкости профильтровывают через складчатый фильтр < менее 50 $см^3$ фильтрата брать не рекомендуется, так как в этом случае концентрация ПАВ существенно изменится вследствие адсорбции на фильтровальной бумаге).

При работе с глинистым раствором можно использовать для получения фильтра прибор ВМ-6.

Определяют температуру фильтрата, После получения равенства температур воды и фильтрата приступают к измерению. Подсчитывают число капель фильтрата при выдвижении микрометренного винта на 1 см. Замеры проводят три раза и находят среднее количество капель.

Поверхностное натяжение фильтрата определяется по формуле:

$$\sigma_и = \frac{\sigma_Б \cdot n_в}{n_и} = \frac{К}{n_и}$$

где $П_и$- число капель исследуемой жидкости;

$К$ - постоянная капилляра.

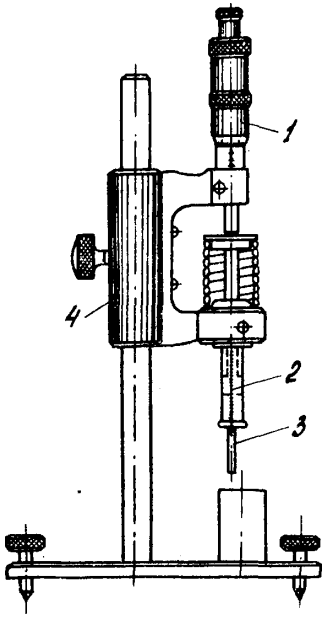


Рис. 10. Сталагмометр
1- микрометр, 2-медицинский шприц;
3-капилляр; 4 - кронштейн

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СМАЧИВАЕМОСТИ АПЖ

Способность АПЖ смачивать твердые поверхности характеризуется косинусом краевого угла смачивания, которая навивается смачиваемостью (В = Cos *в*)

Краевой угол смачивания на исследуемой поверхности (бурильная труба, горная порода) измеряется по форме капли, сфотографированной на пластинке.

Для снятия капли на пластинку применяется установка, схема которой приведена на рис. 11.

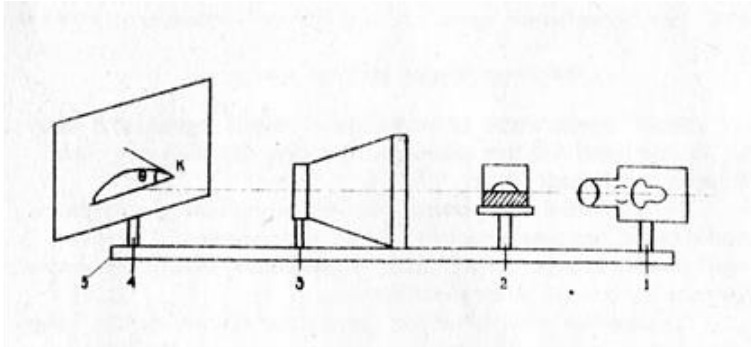


Рис.11. Установка для определения краевого угла смачивания. источник света; 2 - испытуемая поверхность; 3 - увеличитель экран-пластинка; 5 - рама.

Установка состоит ив источника света 1, испытуемой поверхности 2, увеличителя с длинно-фокусной линзой 3, экрана 4, рамки 6.

Для измерения краевого угла смачивания исследуемых поверхностей готовится АШ с концентрациями ПАВ 0,5; 1; 2; 3; 4%. Перед нанесением капли на исследуемую поверхность её нужно обезжирить ацетоном или хромовой смесью, промыть дистиллированной водой и хорошо просушить. Для нанесения капель на поверхность дается выдержка 4 минуты с целью придания каппе равновесного кривого угла.

В течение данного времени капля проектируется на экран путем установки максимальной резкости в изображении контура капли перемещением увеличителя 3 по направляющей рамки 5.

После снятия капли на пластинку и её проявления, замеряется краевой угол. Для этого измеряется высота капли h и радиус площади контакта с поверхностью $r_к$. Зная эти размеры, рассчитывается смачиваемость по формулам:

при $\theta < 90°$ $$C_{o\theta}\theta = \frac{r_k^2 - h^2}{r_k^2 + h^2}$$

при $\theta > 90°$ $$C_{o\theta}\theta = 1 - \frac{h}{r_k}$$

Полученные расчетные данные заносятся в таблицу, на основании которых строятся графики *CosΘ=f(c).* Данные графики позволяют оценить смачиваемость АПК поверхности горных пород и бурильных труб в зависимости от концентрации ПАВ. На основании полученных данных вычисляется работа адгезии, которая характеризует энергию сцепления смазочной пленки с трущимися поверхностями.

$$W_a = \sigma_{ж г}(1 + C_{o\vartheta}\theta)$$

где W_a - работа адгезии, Н/м *;*

$6_{ж.г}$ - поверхностное натяжение на границе раздела жидкость-газ, *Н/м ;* Cos θ - смачиваемость.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТАБИЛЬНОСТИ АПЖ

Под стабильностью, или устойчивостью понимается способность АПЖ сохранить свое агрегативное состояние, не расслаиваться в течение продолжительного времени.

Проба АПК заливается в мерный цилиндр, который оставляют в покое в течение трех часов при комнатной температуре. Если за это время расслоение жидкости не произойдет, то она считается стабильной. Расслоение может произойти в результате повышенной жесткости воды.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОРОГА БЫСТРОЙ КОАГУЛЯЦИИ

Мерой агрегативной устойчивости активной промывочной жидкости по отношении к солям поливалентных металлов является порог быстрой коагуляции (Пб· К).

Порог быстрой коагуляции - это та наименьшая концентрация электролита, которая вызывает снятие энергетического барьера электростатического отталкивания сближающихся коллоидных частиц и быстрое расслоение дисперсной системы.

Определение порога быстрой коагуляции осуществляется следующим образом. В начале готовятся растворы активной промывочной жидкости с концентрациями эмульсолов или ПАВ 0,5; 1; 2; 3; 4 %. Затем приготовляются растворы с концентрациями электролитов ($CaCl_2$, $MgCl_2$) от 0,25 до 10/Ь в зависимости от коагулирующей активности электролита.

Раствор электролита заливается в бюретки объемом 10 мл с ценой деления 0,1 мл. Для проведения наблюдений берется пробирка и заполняется 2 мл активной промывочной жидкости. Потом исследуется раствор с помощью бюретки вводится электролит небольшими дозами (по 0,1 мл). После каждой добавки раствор интенсивно встряхивается и просматривается при просвечивании электрической лампой. Интенсивное помутнение раствора и выделение коагулированных хлопьев ПАВ свидетельствует о начале быстрой коагуляции раствора. Концентрация электролита, выраженная в г/л, которая вызывает быструю коагуляцию АПЖ, применяется за порог быстрой коагуляции.

ИЗМЕРЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ТРЕНИЯ

Коэффициент трения определяется на установке трения, которая монтируются узлы трения 2 и 3. Узел 2 служит для измерения коэффициента трения на контакте металл-металл, и узел 3 - на контакте металл-горная порода. Узел 2 представляет собой четырехшариковую пирамиду, установленную на поверхности стола, который связан с измерительной пружиной, с наклеенными на ней тензодатчиками 4. К тензодатчику подсоединяется тензоусилитель 8, и осциллограф 7. Давление на узел трения осуществляется шпинделем 8, смонтированным в корпусе 9. Вращение шпинделя передается черев шкив 10 от двигателя 11. Нагрузка на шпиндель создается винтом 12 гидро-пресса 13, которая регистрируется по манометру 14. Винт 12 перемещается по резьбе в нагрузочной траверсе 15.

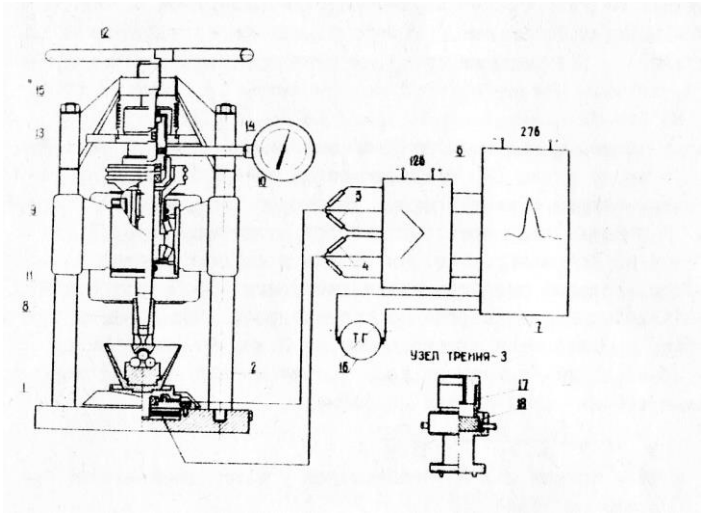


Рис. 12. Установка трения 1 - опорная станина; 2, 3 - узлы трения; 4, 5 - тенаодатчик; 6 - тензоусилитель; 7 - осциллограф; 8 - шпиндель; 9 - корпус шпинделя; 10 - шкив; 11 - электродвигатель; 12 - нагрузочный винт; 13 - гидропресс; 14 - манометр, 15 - нагрузочная траверса; 16 - тахогвнератор

Замеры производятся по следующей методике. Стальные шары диаметром 8,5 мм из стали IX, предварительно обезжиривается ацетоном, устанавливаются в узел трения, в который заливается исследуемая АПЖ. С помощью гидропресса создается нагрузка, которая регистрируется по манометру. Латером плавно включается мотор до полных оборотов, которые регистрируется счетчиком 16. В этот момент включается записывающее устройство осциллографа. После обработки осциллограмм определяется крутящий момент М кр. По аналогичной методике производятся замеры на узле трения металл- горная порода Коэффициент трения определяется по формуле:

$$K_T = \frac{F_{\text{ТР}} \cdot R}{P \cdot r} = \frac{M_{\text{кр}}}{P \cdot r}$$

где $F_{\text{тр}}$ - сила трения или горизонтальное усилие, вызывающее движение стола, Н;

R - радиус подвижного стола, и ;
P - осевая нагрузка на шпиндель, Н ;
r - радиус четырехшариковой пирамиды, м ;
$M_{\text{кр}}$ - крутящий момент на подвижном столе, кг · м^2;

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛЬНОЙ ПРОЧНОСТИ СМАЗОЧНОЙ ПЛЕНКИ

Под предельной прочностью смазочной пленки подразумевается критическое давление на площадь контакта, при котором происходит выдавливание (разрушение) смазочной пленки.

Определение предельной прочности смазочной пленки производится на установке трения в следующей последовательности.

Исследуемая активная промывочная жидкость заливается в узел трения, создается последовательно нагрузка на шпиндель, ступенями включается вращение и замеряется величина крутящего момента при каждом нагружении.

Затем строится график в логарифмических координатах, М кр =f (Р). На графике находится точка резкого возрастания величины крутящего момента. Нагрузка, соответствующая этой точке принимается за $P_{\text{мах}}$.

Величина предельной прочности смазочной пленки в месте контакта определяется по формуле Герца-Беляева:

$$P_{\text{кр}} = 0{,}388 \sqrt{\frac{1{,}64 P_k E^2}{r^2}}$$

где $P_{\text{кр}}$ – критическое давление на площадь контакта, кг · м^2 , $P_{\text{к}}$ - контактная нагрузка, Н; E – модуль упругости, кг/мм^2 (для стали E = 2,1х10^{-4} кг/м^2); r - радиус шара, м; $P_{\text{к}}$ = 0,41 Р; $P_{\text{мах}}$ - осевая нагрузка в момент выдавливания пленки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Контроль параметров промывочных жидкостей в процессе бурения является важным условием сохранения качества промывочной жидкости и поддержания устойчивости ствола скважины.

В методических разработках приведено описание основных приборов для измерения структурно-механических и антифрикционных параметров промывочных жидкостей и изложена методика их определения.

МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Г.А. Усов, Л.И. Кралина, Ф.П. Сердюков

Методические указания
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «*Бурение скважин*»

для студентов специальности

21.05.03 Технология геологической разведки

Специализация № 3 Технология и техника разведки МПИ

очного и заочного обучения

Екатеринбург

2020

СОДЕРЖАНИЕ

Введение……...3

Занятие 1. Разработка конструкции скважины……..4

Занятие 2. Выбор типа породоразрушающего инструмента и расчет параметров режима вращательного бурения…….…..5

Занятие 3. Выбор типа породоразрушающего инструмента для канатно-ударного бурения и расчет параметров режима бурения……9

Список литературы……11

Приложение 1 Исходные данные для составления конструкции скважины…….....12

Приложение 2. Рекомендуемый диаметр керна по полезному ископаемому…….……..…13

Приложение 3. Графическое оформление конструкции скважины……13

Приложение 4. Значения рекомендуемых нагрузок на один основной резец твердосплавной коронки (даН)……...…14

Приложение 5. Удельный расход промывочной жидкости (10^{-3} м^3/с) на 1м диаметра коронки ……14

Приложение 6. Рекомендуемые значения удельной осевой нагрузки для алмазных коронок, 10^4 даН/м^2……14

Приложение 7. Значения удельных нагрузок, окружной скорости вращения долота и скорости восходящего потока промывочной жидкости для бескернового бурения ……..…….....15

Приложение 8. Исходные данные для расчета режимных параметров канатно-ударного бурения……..…….....16

Приложение 9. Удельный расход промывочной жидкости…….……16

ВВЕДЕНИЕ

Успех разведочного бурения во многом зависит от правильного выбора конструкции скважины, которая должна обеспечить ее безаварийную проходку при соответствующем качестве буровых работ.

При бурении разведочных скважин применяется различный породоразрушающий инструмент: твердосплавные и алмазные коронки. При бескерновом бурении – лопастные, шарошечные и алмазные долота. При канатно-ударном бурении – плоские, двутавровые, крестовые и округляющие долота. Применение того или иного вида породоразрушающего инструмента зависит от физико-механических свойств горных пород и назначения скважины. Рациональный выбор породоразрушающего инструмента и параметров режима бурения определяют производительность бурения и его экономическую эффективность.

Занятие 1

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИНЫ

Задание: Разработать конструкцию скважины согласно геологического разреза, приведенного в приложении 1, и дать спецификацию бурового инструмента для спуска обсадных труб.

Цель занятия: изучить типы обсадных труб и буровой инструмент для спуска их в скважину. Освоить методику составления конструкции скважины.

1.1. Назначение обсадных труб.

Обсадные трубы служат для крепления стенок скважин в следующих случаях:

1) для закрепления устья скважины с целью предохранения его от размыва и отвода промывочной жидкости;
2) для закрепления (кондуктором) залегающих сверху наносов и других неустойчивых пород;
3) для перекрытия зон разрушенных и раздробленных пород, которые не закрепляются глинистым раствором, а после проходки не могут быть затампонированы быстросхватывающими смесями;
4) для перекрытия зон интенсивных и катастрофических поглощений промывочных жидкостей;
5) перед пересечением полезного ископаемого (рыхлые руды, бокситы), над которыми залегают неустойчивые породы, дающие осыпи;
6) перед переходом с промывки глинистым раствором на промывку технической водой.

1.2. Требования к конструкции скважины.

Конструкция скважины – это схема изменения диаметров бурения, обсадных труб и их глубин, обеспечивающих безаварийную проходку скважины и выполнение геофизических и гидрогеологических исследований при соответствующем качестве бурения.

Конструкция скважины должна быть наиболее простой – малоступенчатой. В этом случае облегчается бурение, сокращается набор бурового инструмента и расход обсадных труб, снижается стоимость работ. Простота конструкции достигается правильным применением качественных промывочных жидкостей и закреплением маломощных зон осложнений без применения обсадных труб. Конструкция скважины должна обеспечивать получение диаметра керна в соответствии с геологическими требованиями и применения форсированных режимов бурения.

1.3. Выбор конструкции скважины

В основу составления конструкции скважины положены следующие факторы: конечный диаметр бурения, определяемый целевым назначением скважины (диаметр бурения по полезному ископаемому, диаметр фильтра для скважины на нефть и газ), устойчивостью пород геологического разреза и необходимостью их закрепления обсадными трубами (смотри пункт 1.1).

Поэтому конструкция скважины составляется по методу снизу вверх. Вначале определяется конечный диаметр скважины, исходя из требований минимально допустимого диаметра керна по полезному ископаемому (см. приложение 2). Дальше диаметр скважины будет определяться устойчивостью выше залегающих пород и необходимостью их закрепления обсадными трубами.

Для обеспечения нормального спуска обсадных колонн, перекрывающих валунно–галечные отложения или значительные мощности песчано-глинистых пород, а также колонн, подлежащих цементированию, необходимо предусмотреть диаметр скважины на один диаметр больше диаметра колонны. После разработки конструкции скважины

приводится ее описание сверху вниз с обоснованием смены диаметра и установки обсадных колонн.

Конструкция скважины выполняется графически с соблюдением вертикального масштаба. Прилагается спецификация бурового инструмента для спуска обсадных труб в скважину.

Занятие 2

ВЫБОР ТИПА ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

Задание. Выбрать тип породоразрушающего инструмента для вращательного бурения в соответствии с физико-механическими свойствами горных пород (приложение 3), подобрать состав бурового снаряда (компановка колонкового набора, тип и диаметр бурильных труб) и определить параметры режима бурения.

Цель занятия: изучить типы твердосплавных, алмазных коронок и долот для бескернового бурения, а также технологический буровой инструмент: бурильные и утяжеленные трубы, колонковые трубы, переходники, расширители, кернорватели; освоить методику выбора параметров режима бурения.

2.1 Породоразрушающий инструмент для бурения разведочных скважин вращательным способом и область его применения.

Тип породоразрушающего инструмента выбирается с учетом физико-механических свойств горных пород и целевого назначения скважины.

Твердосплавные коронки применяются для бурения горных пород от I до VIII категории по буримости и по конструктивному исполнению подразделяются на ребристые, резцовые и самозатачивающиеся.

Таблица 1

Область применения твердосплавных коронок

Группа коронок	Тип коронок	Категория пород по буримости								Характеристика пород
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	
Ребристые	М1, М2, М5	х	х	х	х					Мягкие с прослоями пород средней твердости
Резцовые	СМ-4					х	х	х		Монолитные и перемежающиеся породы. Монолитные и трещиноватые
	СМ-5					х	х			
	СМ-6						х	х		
	СТ-2				х	х	х			
Самозатачивающиеся	СА1						х	х	х	Плотные, тонко и мелкозернистые. Слаботрещиноватые. Перемежающиеся по твердости
	СА2						х	х	х	
	СА4						х	х	х	
	СА5						х	х	х	
	СА6						х	х	х	

Алмазные коронки применяются для бурения твердых и крепких абразивных пород VI-XII категории по буримости.

В настоящее время в зависимости от расположения объемных алмазов выпускаются следующие коронки:

а) однослойные – с расположением объемных алмазов в один слой;

б) импрегнированные – объемные алмазы расположены без определенного порядка, т.е. перемешаны с материалом матрицы;

в) зубчатые – режущая кромка зуба армируется по поверхности крупными полированными алмазами, кроме того, вершина каждого зуба армирована по всему объему импрегнированными алмазами с зернистостью 120-200 шт./карат.

Зубчатые алмазные коронки целесообразно использовать в породах VI-VII категории по буримости.

Однослойные коронки дают наилучшие результаты в плотных, монолитных малоабразивных породах VIII-IX категории по буримости.

Импрегнированные коронки рекомендуют использовать в твердых, трещиноватых и абразивных породах X-XII категории по буримости.

Бурение скважин сплошным забоем осуществляется при детальной разведке, по хорошо изученным вмещающим породам. Для бурения применяются лопастные, шарошечные и алмазные долота.

Таблица 2

Область применения долот при бескерновом бурении

Тип долота	Категория пород по буримости									Характеристика пород
	I-IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
Лопастные долота	x									Мягкие и пластичные породы
2Д	x									
3Л	x									
ИР		x	x	x						
ИРГ		x	x							
Пикобуры	x	x								
Шарошечные										Мягкие с пропластками пород средней твердости. Средней твердости. Твердые породы
МС	x									
С		x	x	x						
Т				x	x	x				
ТК						x	x			С пропластками крепких пород. Крепкие. Весьма крепкие. Малоабразивные твердые
К							x	x		
ОК								x	x	
ДДА				x	x	x				
Дисковое долото		x	x							Средней твердости
Алмазные долота										Плотные, монолитные породы. Крепкие, абразивные породы
08А3 и										
09А3				x	x	x				
08И3							x	x	x	

Шарошечные долота имеют различную конструкцию. Конструктивные особенности долота указываются в его шифре. Первые цифры в шифре долота указывают количество шарошек (I, II, III), после дефиса указывается диаметр, тип долота, а после второго дефиса – система промывки (Ц – центральная, Г – гидромониторная) и тип опоры (А – с двумя подшипниками скольжения, В – с подшипником качения).

Например, долото II-132 М-ГВ

Долото двухшарошечное, диаметр 132 мм, тип М, с гидромониторной промывкой, опора на подшипнике качения.

2.2. Компоновка бурового снаряда

Колонковый набор – часть бурового снаряда, предназначенная для разрушения горной породы, приема и сохранения керна. Простейший колонковый набор состоит из породоразрушающего инструмента, колонковой трубы и переходника. В колонковый набор могут также входить расширитель (при алмазном бурении), кернорватель и шламовая труба.

При бурении сплошным забоем в зависимости от диаметра бурения могут применяться различные компоновки бурового снаряда. При бурении скважин небольшого диаметра (76-112 мм) компоновка бурового снаряда состоит из долота, утяжеленных бурильных труб (УБТ) и бурильных труб. При бурении скважин диаметром более 151 мм в состав бурового снаряда включают долото, направляющую трубу, УБТ. При бурении хрупких пород большим диаметром буровой снаряд состоит из долота, шламовой трубы закрытого типа, УБТ. Шламовая труба служит для сбора шлама, который не может быть вынесен потоком промывочной жидкости на поверхность.

2.3. Проектирование параметров режима бурения.

При вращательном бурении параметрами режима бурения являются: осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент, частота вращения и расход промывочной жидкости.

2.3.1. Твердосплавное бурение

Осевую нагрузку на твердосплавную коронку определяют, исходя из рекомендуемой нагрузки на один резец (объемный), обеспечивающий объемный процесс разрушения породы, и рассчитывают по формуле

$$P = p_0 * m \quad (2.1)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН;

p_0 – рекомендуемая нагрузка на один основной резец, даН;

m – число основных резцов в коронке, шт;

При бурении трещиноватых или переслаивающихся пород с резким различием по твердости следует уменьшать рекомендуемую нагрузку на 30-50%.

Частота вращения коронки рассчитывается: исходя из рекомендуемых значений окружной скорости вращения коронки, которые применяются тем больше, чем меньше диаметр коронки.

Частота вращения коронки в об/мин рассчитывается по формуле

$$n = \frac{v_0 * 60}{\pi * D_{\text{ср}}} \quad (2.2)$$

где v_0 – окружная скорость коронки, м/с;

$D_{\text{ср}}$ – средний диаметр коронки, м;

$$D_{\text{ср}} = \frac{D_{\text{н}} + D_{\text{вн}}}{2}$$

где $D_{\text{н}}$ – наружный диаметр коронки, м;

$D_{\text{вн}}$ – внутренний диаметр коронки, м.

Рекомендуемые окружные скорости для твердосплавных коронок приведены ниже:

Коронки	Ребристые	Резцовые	Самозатачивающиеся
v_0, м/с	0,7-1,5	1-2,5	0,7-1,5

При бурении трещиноватых пород и неоднородных по твердости рекомендуется снижать частоту вращения коронки на 20-30%. При увеличении глубины скважины частота вращения должна уменьшаться, так как возрастают затраты мощности на холостое вращение бурового снаряда.

Количество промывочной жидкости выбирается в зависимости от физико-механических свойств горных пород, диаметра бурения. Расход промывочной жидкости можно определить по формуле

$$Q = k * D \quad (2.3)$$

где Q – расход промывочной жидкости, м^3/с

k – удельный расход промывочной жидкости на 1 м диаметра коронки, м^3/с

D – наружный диаметр коронки, м

2.3.2. Алмазное бурение

Экспериментальными исследованиями установлено и практикой бурения доказано, что наибольшее влияние на механическую скорость алмазного бурения оказывает частота вращения. В связи с этим алмазное бурение целесообразно вести при возможно высокой частоте вращения коронки, допускаемой состоянием бурового снаряда, а также характером разбуриваемых пород и при отсутствии вибрации или возможном ее снижении.

Осевая нагрузка на коронку определяется с учетом физико-механических свойств горных пород и заданной частоты вращения коронки. Оптимальная осевая нагрузка может быть рассчитана на основании значений удельной нагрузки на 1 м рабочей площади торца алмазной коронки рекомендуемой для различных категорий пород по формуле

$$P = p_0 * S \quad (2.4)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН;

p_0 – удельная нагрузка на 1 м^2 площади торца коронки, даН/м^2;

S – площадь торца алмазной коронки (за вычетом площади промывочных каналов), м^2;

Частота вращения коронки рассчитывается по формуле (2.2)

Рекомендуемые значения окружной скорости коронки, м/с

Для пород VIII-IX категории	3-4
Для пород X-XI категории	2-3
Для пород XII категории	1,5-2

Расход промывочной жидкости можно определить по формуле (2.3). Рекомендуемые значения удельного расхода промывочной жидкости для различных типов алмазных коронок приведены в приложении 9.

2.3.3. Бескерновое бурение

Осевая нагрузка при бурении сплошным забоем оказывает существенное влияние на механическую скорость бурения. При увеличении диаметра бурения и крепости пород осевую нагрузку необходимо повышать. Осевую нагрузку на долото можно рассчитать по формуле

$$P = p_0 * D \quad (2.5)$$

где P – осевая нагрузка на долото, даН;

p_0 – удельная нагрузка на 1 м диаметра долота, даН;

D – диаметр долота, м;

При больших значениях осевой нагрузки, рассчитанной по формуле (2.5), могут использоваться УБТ, которые передают большую часть осевой нагрузки на долото за счет своего веса, создают направление скважине и улучшают условия работы бурильных труб. В данном случае длина УБТ рассчитывается по формуле

$$L = \frac{k*P}{q*g\left(1-\frac{\gamma_р}{\gamma}\right)*Cos\theta} \quad (2.6)$$

где L – длина УБТ, м;

k – коэффициент увеличения веса УБТ относительно осевой нагрузки (принимается);

g – ускорение силы тяжести, м/с^2;

q – вес 1 метра УБТ, даН;

γ - удельный вес материала УБТ, кг/м^3;

$\gamma_р$ – удельный вес промывочной жидкости, кг/м^3;

θ – зенитный угол, …°

Число труб в колонне УБТ определяется по формуле

$$n = \frac{L}{l}$$

где L – длина УБТ, м;

l – длина одной трубы, м;

Частоту вращения долота (в об/мин.) можно рассчитать по формуле

$$n = \frac{60v_0}{\pi D} \quad (2.7)$$

где v_0 – окружная скорость долота, м/с;

D – диаметр долота, м.

Расход промывочной жидкости определяется, исходя из скорости восходящего потока промывочной жидкости и площади кольцевого пространства скважины

$$Q = 0{,}785 * (D^2 - d^2) * v \quad (2.8)$$

где Q – расход промывочной жидкости, м^3/с;

D – диаметр долота, м;

d – наружный диаметр бурильных труб, м;

v – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с;

При оформлении задания дать обоснование выбора типа породоразрушающего инструмента, типа колонкового набора и колонны бурильных труб. Дать эскиз компоновки бурового снаряда, с указанием назначения каждого из его элементов.

Занятие 3

ВЫБОР ТИПА ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА ДЛЯ КАНАТНО-УДАРНОГО БУРЕНИЯ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА БУРЕНИЯ

Задание. Выбрать тип долота и состав бурового снаряда для канатно-ударного бурения в соответствии с физико-механическими свойствами горных пород и рассчитать параметры режима бурения.

Цель задания – изучить типы долот для канатно-ударного бурения и область их применения, а также состав и конструкцию бурового снаряда. Освоить методику расчета параметров режима бурения.

3.1. Область применения канатно-ударного бурения

Канатно-ударное бурение применяется при:

1) сооружении разведочных и эксплуатационных скважин на воду;
2) разведке россыпных месторождений и мелковкрапленных руд;
3) бурение технических скважин: для замораживания водоносных пород, водопонижения, вентиляции подземных выработок и т.д.;
4) бурение взрывных скважин при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Буровой снаряд при канатно-ударном бурении состоит из долота, ударной штанги, раздвижной штанги, канатного замка. Для чистки скважины от шлама применяют желонки.

При бурении скважин применяют плоские долота, двутавровые, округляющие и крестовые долота. В зависимости от крепости пород угол заострения лезвия долота меняется от 70 до 130° (чем тверже порода, тем больше должен быть этот угол).

Плоские долота служат для бурения в мягких породах. Двутавровые долота применяют при бурении в вязких породах средней твердости. Округляющие долота используют для бурения в твердых породах, а также в трещиноватых породах и валунно-галечных отложениях. Крестовыми долотами бурят в трещиноватых породах.

3.2. Расчет параметров режима бурения

Производительность ударно-канатного бурения зависит от правильно подобранных параметров режима бурения: массы ударного снаряда, высоты его подъема над забоем или высоты сбрасывания, частоты ударов и количества подливаемой воды в скважину.

Вес рабочей части снаряда (в даН) определяется по формуле

$$M_p = D * m_o \quad (3.1.)$$

где D – длина лезвия долота, см;

m_o – относительный вес (даН/см), приходящийся на 1 см лезвия долота, даН/см;

Величина относительного веса бурового снаряда выбирается, исходя из крепости горных пород:

1) по мягким породам (I-III категории по буримости) 15-25 даН/см;
2) по породам средней твердости (IV-V категории буримости) 30-40 даН/см;
3) по твердым породам (VI категории буримости) 40-50 даН/см;
4) по весьма твердым породам (VIII категории буримости) 60-80 даН/см.

Необходимый вес ударной штанги определяется по формулам:

$$M_2 = M_\text{р} - (M_1 + 0{,}5M_3), \text{ даН} \quad (3.2)$$

при работе без раздвижной штанги

$$M_2 = M_\text{р} - (M_1 + M_4), \text{ даН} \quad (3.3)$$

где M_1 – вес долота, даН;

M_2 – вес ударной штанги, даН;

M_3 – вес раздвижной штанги, даН;

M_4 – вес канатного замка, даН

Современные буровые станки канатно-ударного бурения обеспечивают высоту подъема снаряда над забоем на 0,35 – 1 м и частоту ударов от 40 до 60 в 1 мин. В зависимости от характера пород и глубины скважины задаются высотой сбрасывания снарядов, после чего определяют частоту ударов (уд/мин)

$$n_y = 21\sqrt{\frac{b}{S}} \quad (3.4)$$

где b – ускорение падения снаряда в шламовой среде, м/с^2;

S – высота сбрасывания снаряда, м.

При бурении по глинистым породам принимают b=4,5-5 м/с^2, по твердым породам b=6-6,5 м/с^2.

Высота сбрасывания снаряда увеличивается при бурении по твердым монолитным породам, а частота ударов снижается. При бурении пород сильно - трещиноватых или слоистых, перемежающихся по твердости следует увеличивать частоту ударов, уменьшать высоту сбрасывания снаряда. С ростом глубины бурения высоту сбрасывания снаряда нужно увеличивать, а частоту ударов снижать.

При бурении мягких пород рекомендуется на каждый рейс подливать в скважину 35-40 л. воды, а при бурении твердых пород – 10-15 л.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Волков А.С., Долгов Б.П. Вращательное бурение разведочных скважин.-М.: Недра, 1988, 318с.
2. Волков А.С., Буровой геологоразведочный инструмент.-М.: Недра, 1979, 285с.
3. Володин Ю.И. Руководство к практическим занятиям и сборник задач по бурению скважин.-М.: Недра, 1987, 204с.
4. Михайлова Н.Д. Техническое проектирование колонкового бурения.-М.: Недра, 1985, 197с.
5. Шамшев Ф.А., Тараканов С.Н., Кудряшов Б.В. Технология и техника разведочного бурения.-М.: Недра, 1983, 564 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Таблица П.1.1

Исходные данные для составления конструкции скважины

Геологический разрез	Категория пород	Номера вариантов и мощность слоя, м									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Почвенно-растительный слой	II	2	3	1	1,5	4	2,5	3,5	5	4,5	5
		3	4	2	5	6	4,5	5,5	6	5,5	7
Суглинки	III	5	6	7	8	10	15	20	30	40	50
		8	10	9	12	15	20	30	40	50	60
Песок среднезернистый	II	3	4	5	6	8	9	10	12	14	16
		4	6	7	9	10	12	14	16	18	20
Известняк трещиноватый (зона поглощения)	V	10	15	20	30	40	50	60	70	25	35
		20	30	40	50	60	70	80	90	45	45
Мергель	VI	30	50	60	80	40	25	15	35	45	70
		40	60	70	90	50	30	25	55	60	65
Песок разнозернистый	I	15	40	35	50	45	30	25	55	18	42
		20	25	45	35	60	50	55	65	28	65
Глины плотные	IV	40	50	60	70	65	70	65	75	80	85
		25	35	45	50	60	30	45	55	90	100
Бокситы	VI	1	2	3	2,5	3,5	5	5,5	2,6	2	1,5
		2	3	4	3,5	4,5	6	6,5	3	2,5	4
Глины углистые	IV	1	1,5	2	1,4	1,8	3,4	4,2	2	1,4	2,5
		2,2	2,5	3	1,6	2,2	4,4	5,2	1,8	3	1,6

Таблица П.1.2

Исходные данные для составления конструкции скважины

Геологический разрез	Категория пород	Номера вариантов и мощность слоя, м											
		21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
		33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44
Суглинок	III	3	5	4	2	3,5	4,6	5	6	7	8	9	5
		4	6	8	3	5,5	7	9	5,5	4	6	7	9
Кварцево-хлоритовый сланец, трещиноватый	V	10	15	20	30	40	25	35	45	50	60	70	80
		15	20	25	23	37	48	52	65	49	86	67	58
Серпентинит сильно трещиноватый	VI	30	40	60	35	55	65	75	35	45	40	38	28
		40	50	70	45	65	80	36	58	26	46	68	84
Метасоматит хлористокарбонатный	VIII	60	80	58	65	76	48	34	28	62	54	58	86
		48	54	68	52	78	86	46	34	62	78	96	100
Туфопесчаник	IX	50	70	80	65	45	38	26	48	54	66	87	96
		34	65	82	54	86	68	76	56	42	75	62	96
Медный колчедан	VII	2	4	3	6	8	10	5	12	8	14	16	3
		3	5	2,5	7	6	8	4	9	4	6	4	2
Альбитофир	XI	4	1	5	6	8	12	14	5	7	9	4	15
		6	12	15	4	10	8	6	4	11	18	6	8

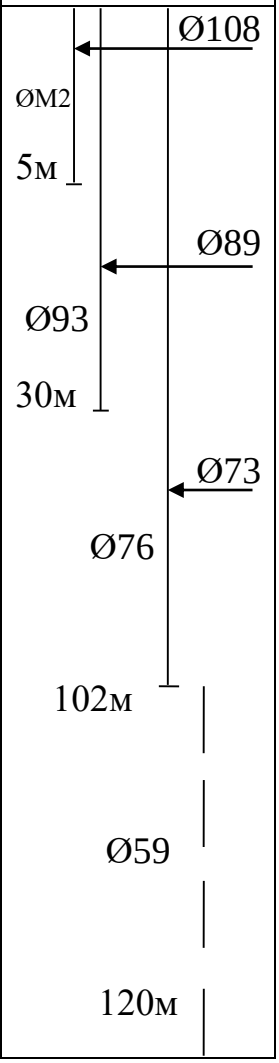
ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Рекомендуемый диаметр керна по полезному ископаемому

Тип полезного ископаемого	Минимальный диаметр керна, мм	Диаметр скважины, мм
Железный кварцит	32	46
Титаномагнетит	32	46
Медно-никелевые руды	32	46
Медно-колчеданные руды	32	46
Медистый песчаник	22	36
Медно-порфировые руды		59
Бокситы	32-42	46-59
Свинцово-цинковые руды	22-42	46-59
Вольфрамо-молибденовые руды	32-42	46-76
Золотоносные шляпы	32	46
Оловянные руды	32-42	46-59
Редкометальные	42-60	59-76
Уголь	60	76

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Графическое оформление конструкции скважины

Геологический разрез	Можность слоя, м	Конструкция скважины
Почвенно-растительный слой	3	
Суглинки	10	
Песок среднезернистый	16	
Глины плотные	20	
Мергель сильнотрещиноватый (поглощение)	30	
Песок	10	
Глины	20	
Бокситы	5	
Глины углистые	6	

Примечание: Ø - обозначение диаметра;
Вертикальный масштаб
М 1:10 или М 1:20

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Значения рекомендуемых нагрузок на один основной резец твердосплавной коронки (даН)

Группа и тип коронки	Категория пород по буримости				
	I-II	III-IV	V	VI	VII-VIII
Ребристые					
М1	30-50	50-60	-	-	-
М2	-	60-80	-	-	-
М5	-	40-60	-	-	-
Резцовые					
СМ3	-	40-50	50-80	80-100	-
СМ4	-	-	50-60	60-80	-
СМ5	-	-	40-50	50-60	-
СМ6	-	-	-	-	60-70
СТ2	-	40-60	60-80	80-100	-
Самозатачивающиеся					
СА-1	-	-	30-50	40-80	50-100
СА-2	-	-	-	40-60	50-80
СА-4	-	-	-	40-60	50-80
СА-5	-	-	-	40-60	50-80
СА-6	-	-	-	40-60	50-80

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Удельный расход промывочной жидкости (10^{-3} м^3/с) на 1м диаметра коронки

Группа коронок	Категория пород по буримости				
	I-II	III-IV	V	VI	VII-VIII
Ребристые	17-20	20-27	-	-	-
Резцовые	-	-	20-23	17-20	15-17
Самозатачивающиеся	-	-	-	17-20	15-17

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Рекомендуемые значения удельной осевой нагрузки для алмазных коронок, 10^{-4} даН/м^2

Тип коронки	Категория пород по буримости			
	VII	VIII-IX	IX-X	XI-XII
Однослойные	60	60-75	-	-
Импрегнированные	-	-	75-90	100-170

ПРИЛОЖЕНИЕ 7

Значения удельных нагрузок, окружной скорости вращения долота и скорости восходящего потока промывочной жидкости для бескернового бурения

Тип долота	$P * 10^3$ даН/м	v_0, м/с	v, м/с
Лопастные			
2Л	6-7,5	0,8-2,0	0,6-1
3Л	8-12	0,8-1,5	
ИР	8-15	0,8-1,2	
Пикобуры	4,5-9,5	0,8-1,4	
Шарошечные долота			
М	15-25	0,8-1,2	0,6-1 (вода)
С	20-35	0,8-1,4	0,4-0,8 (гл.раствор)
Т	20-40	0,6-1,2	
ТК	20-45	0,6-1,0	
К и ОК	20-30	0,6-0,8	
Дисковые долота	20-30	1,0-1,6	
ДДА	30-40	0,75-1,5	
Алмазные долота			
08А3 и 09А3	24-32	0,8-1,7	0,5-0,8 (вода)
08И3	25-35	1,0-2,0	0,4-0,8 (гл.раствор)

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

Исходные данные для расчета режимных параметров канатно-ударного бурения

№ задания		Глубина бурения, м		Описание пород	Диаметр скважины, мм	
				Дресьва III категории	495	445
3	4	80	120	Известняк IV категории	345	148
5	6	100	150	Конгломерат V -"-	248	198
7	8	90	200	Мрамор IV -"-	298	148
9	10	60	150	Мергель IV -"-	395	198
11	12	30	50	Суглинок II -"-	495	445
13	14	10	30	Глина III -"-	345	395
15	16	180	250	Опока IV -"-	198	148
17	18	120	190	Сланец глинистый V -"-	248	148
19	20	250	300	Порфирит VI -"-	198	148
21	22	200	280	Туф VII -"-	248	198
23	24	40	50	Сланец кремнистый V -"-	345	445
25	26	80	100	Серпентинит V -"-	248	198
27	28	50	60	Порфирит VI -"-	345	298
29	30	25	45	Глина III -"-	248	445
31	32	160	280	Песчаник VI -"-	198	148
33	34	100	120	Альбит IV -"-	298	198
35	36	30	40	Галечно-щебенистые отложения IV -"-	495	445
37	38	10	20	Галечник крупный V -"-	345	298
39	40	20	35	Гранит выветренный IV -"-	298	248
41	42	80	120	Гнейс VI -"-	248	148
43	44	110	150	Гранит VII -"-	198	148
45	46	150	230	Диабаз VI -"-	248	198
47	48	200	300	Габбро VI -"-	198	148
49	50	60	130	Песчаник трещиноватый IV категории	298	345

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

Удельный расход промывочной жидкости при алмазном бурении ($10^{-3}м^3/с$)

Коронки	Характеристика горных пород	Удельный расход жидкости, $10^{-3}м^3/с$
Однослойные	Малоабразивные	12-17
	Абразивные	13-20
Импрегнированные	Малоабразивные	5-10
	Абразивные	8-13

ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

Кафедра технологии и техники разведки МПИ

Фролов С.Г.

МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Учебно-методическое пособие
по самостоятельной работе для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург, 2020

В В Е Д Е Н И Е

Совершенствование технологического процесса бурения скважин при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых зависит не только от разработки и внедрения прогрессивного оборудования, приемов и операций, но и от повышения общего уровня проектирования и управления данным процессом. Особую актуальность имеют методы, ориентированные на получение конечного технологического результата, обеспечивающего высокую точность и достоверность разведки полезного ископаемого.

Существующие математические модели технологического процесса разведочного бурения не отражают специфических особенностей процесса бурения, не позволяют в полной мере раскрывать особенности недр как предмета технологического воздействия и не учитывают динамики развития процесса бурения с увеличением глубины и роста числа неблагоприятных факторов. На практике это приводит к неоправданной схематизации технологии, упрощенным и в принципе неверным модельным отображениям технологического процесса, что обуславливает высокую аварийность и низкую эффективность буровых работ, особенно в осложненных условиях.

С другой стороны, все большее внедрение в практику буровых работ компьютерных средств обеспечивает возможность реализации принципиально новых математических моделей для оценки геологических особенностей объектов и технико-технологических решений и выработки на этой основе рациональных методик системного математического моделирования процесса бурения. Применение указанных методик позволяет, используя имеющиеся данные о характеристиках объекта, рационально организовать технологические процессы с целью обеспечения необходимых и достаточных параметров его результата.

Одним из эффективных методов интенсификации производства при проведении геологоразведочных работ является направленное бурение скважин. Современные технологические средства и технология направленного бурения достигли уровня, который привел к возникновению новых методологических решений по вопросам бурения технологически сложных трасс.

Управление процессом направленного бурения, т. е. направленностью стволов скважин в пространстве, является одной из основных задач геологоразведочного бурения. Это обусловлено тем, что проведение скважины в соответствии с проектной трассой в заданную точку разведочной сети наряду с обеспечением заданного выхода керна определяет основную цель и необходимость ее бурения вообще. Невыполнение указанных основных геологических требований влечет за собой необходимость перебуривания скважины, несмотря на возможные высокие технико-экономические показатели бурения.

В связи с тем, что процесс бурения как объект управления представляет собой сложную систему, состоящую из большего числа взаимодействующих между собой подпроцессов, наложение на него дополнительных требований по управлению направленностью скважины еще более усложняет сам процесс и методы его управления.

В связи с этим правильное представление о совокупности целей, задач, связей и их влияний на рациональную организацию комплекса работ при направленном бурении, на организацию оперативного управления непосредственно самого процесса направленного бурения скважины и цикла ее искусственного искривления позволяет оптимизировать данный вид геологоразведочного бурения, снизить его стоимость за счет сокращения объемов вспомогательных и сопутствующих работ.

Эффективность управления процессом направленного бурения определяется возможностью достижения планируемых результатов путем регулирования управляемых параметров, которые разделяют на две группы:

1. Обеспечивающие управление вращательным бурением как таковым. К ним относятся осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент P, частота вращения бурильной колонны N, расход промывочной жидкости Q, эти же параметры в определенной мере влияют на интенсивность искривления скважины при ее регулировании технологическими процессами.

2. Обеспечивающие процесс искусственного искривления одновременно с бурением скважины бесклиновым отклонителем. К ним относятся механическая скорость и затраты мощности на бурение цикла, а также косвенные признаки:

характер и частота вращения, вибрация и шумы бурильной колонны, объем, свойства и характер движения промывочной жидкости и др.

Многообразные процессы, связанные с технологией бурения скважины, могут быть отнесены к следующим основным группам:

1. Механические процессы – деформации и разрушение пород на забое и стенках скважины, работа и износ бурового инструмента и оборудования, спуско-подъемные и специальные операции в скважине и т. п.

2. Гидравлические процессы – циркуляция промывочной среды в системе скважина – буровой снаряд, транспортировка продуктов разрушения или керна горных пород, тампонажных смесей, появления пластовых флюидов и др.

3. Тепловые процессы – нагрев и охлаждение циркулирующей в скважине промывочной среды, бурового снаряда и оборудования, окружающего скважину массива горных пород в результате действия как распределенных, так и сосредоточенных источников и стоков тепла, связанных с естественными и искусственно возникающими в процессе бурения тепловыми полями.

4. Массообменные (диффузионные) и физико-химические процессы, связанные с изменением структуры и концентрации отдельных компонентов в циркулирующих в скважине промывочных и тампонажных средах, а также в горных породах; фазовыми переходами в этих средах; фильтрацией жидких и газообразных сред через забой и стенки скважины и пр.

Одна из характернейших черт всех традиционных и разрабатываемых новых технологических процессов бурения скважин, в основе которых лежат методы интенсивного механического, гидродинамического, теплового, физико-химического воздействия на горные породы, заключается в том, что их эффективность определяется не только затратами энергии и переносом вещества, но и характером и величинами диссипации энергии и «рассеивания» вещества в окружающей среде. Уровень и характер этих потерь зависят от эффективности методов и средств управления процессами тепломассопереноса.

На современном уровне развития технологии бурения скважин основная роль принадлежит механическим и гидравлическим процессам. Однако особенности проведения буровых работ в ряде специфических природных и горно-геологических

условий, дальнейшее увеличение глубин бурения, разработка новых, более прогрессивных и совершенствование существующих способов бурения обуславливают возрастающее влияние тепловых процессов на всех этапах сооружения и эксплуатации скважины.

Рациональное регулирование теплового режима бурящейся скважины перерастает в важную практическую задачу, успешное решение которой в значительной мере определяет эффективность сооружения самой скважины и выполнение ее целевой функции.

Под влиянием как высоких положительных, так и отрицательных температур окружающих скважину горных пород часто возникают при бурении и креплении скважин различного рода осложнения и аварии, резко снижается производительность и повышается себестоимость буровых работ, существенно падает эффективность и качество исследования скважин.

Так, изменение температуры циркулирующей в скважине промывочной среды оказывает заметное влияние на ее реологические свойства и связанные с ними гидравлические характеристики циркуляционных потоков, что приводит к возрастанию или уменьшению гидродинамического давления в скважине, колебаниям мощности на привод насосов и т. д.

Температурный фактор оказывает также значительное влияние на процессы крепления стенок скважин и изоляции отдельных пластов и продуктивных горизонтов, от него зависят качество тампонирующих растворов, надежность и полнота заполнения ими затрубного пространства, образование прочного и непроницаемого тампонажного камня. Температурные условия определяют длительную устойчивость ствола скважины, работу скважинного и поверхностного бурового оборудования и инструмента.

С увеличением температуры снижается работоспособность породоразрушающего инструмента и возрастает износ его вооружения: алмазов, синтетических сверхтвердых материалов, твердосплавных вставок и резцов, зубьев и режущих кромок долот и коронок, опор долот и др. Повышаются требования к качеству применяемых материалов: стали и сплавов для бурильных, колонковых и обсадных труб, резине протекторов и уплотнений, изоляционным материалам,

подшипникам и другим изделиям, особенно при бурении сверхглубоких скважин, когда температура в призабойной зоне достигает 200-300 ˚С.

Процессы тепло- и массопереноса, происходящие в скважине при бурении, разнообразны и подвержены влиянию большого количества разнородных по своему действию факторов. Их прогнозирование и нормализация являются весьма сложной задачей, для решения которой целесообразно привлечение методов моделирования.

В самом общем виде модель есть искусственно создаваемый объект исследования, отражающий свойства, характеристики и связи оригинала, существенные для решения поставленной задачи. Модель отражает действительные свойства и состояние объекта-оригинала только приближенно, в некоторой области характеризующих его параметров и, как правило, намного проще оригинала. В соответствии с формой представления все модели можно разделить на идеальные, или теоретические, и материальные, или экспериментальные.

В общем случае теоретическая модель – это система математических соотношений, которая отражает наиболее существенные свойства реального объекта или устанавливает взаимосвязи между определяющими параметрами исследуемого процесса.

Моделирование на прикладном уровне заключается в первую очередь в выборе для описания заданного процесса достаточно общей «стандартной» модели, схематизацию геометрических форм и квалификацию тел в качестве материальных точек, абсолютно твердых и деформируемых сред с теми или иными реологическими свойствами. Взаимодействие тел учитывается понятием силы. «Стандартные» математические модели используют универсальные физические законы (сохранения массы, движения, энергии, второй закон Ньютона и т. п.). Для составления систем уравнений часто применяют хорошо обоснованные полуэмпирические и чисто эмпирические соотношения. При выборе законов или гипотез, полагаемых в основу модели, нужно останавливаться на самых простых, которые легко подтвердить или опровергнуть экспериментально.

Тепловые явления характеризуются процессами теплопереноса, которые часто сопровождаются переносом вещества (при агрегатных превращениях, диффузии и

пр.), называемыми массообменом. В этих случаях имеет место сложный процесс тепло- и массопереноса или тепло- и массообмена.

Основой математического описания явлений тепло- и массопереноса являются законы сохранения массы, импульса и энергии, к которым для конкретных условий присоединяются дополнительные соотношения связи между параметрами среды и процесса. Эти законы и соотношения формулируются в виде системы дифференциальных уравнений. Для описания конкретного процесса к системе дифференциальных уравнений добавляются краевые условия или условия однозначности.

Особенностями функционирования процесса разведочного бурения определяются методы управления им. В технике известны детерминированные и недетерминированные системы. К первым относятся такие системы, у которых заданным входным параметрам соответствуют строго определенные значения выходных параметров, у вторых указанная строгость отсутствует. Процесс бурения представляет собой недетерминированную многофакторную систему, которая функционирует в условиях воздействия, кроме названных, множества других неуправляемых факторов, обуславливающих случайность или только определенную вероятность значений выходных параметров, т.е. представляет собой вероятностный процесс.

Разведочное бурение представляет собой технологический процесс, организуемый и осуществляемый с целью получения материальных форм носителей реологической информации (керн, ствол, шлам и т. д.). Если бы разведочное бурение относилось к жестко детерминированным системам (достаточно простым примером может служить металлообработка), то проектирование и управление им представляло бы собой выбор технологических решений из их множества, обеспечивающих заданный уровень качества с меньшими затратами. Специфика разведочного бурения заключается в том, что объект разведки, относительно которого проектируется и ведется бурение, существует до тех пор, пока сохраняет свою неопределенность, многовариантность характеристик и взаимосвязей.

Недостаток существующих методов принятия технико-технологических решений заключается как раз в том, что в них рассматривается либо жестко

детерминированный объект бурения, либо достаточно обобщенный, что затрудняет привязку к конкретному объекту.

Характерной особенностью разведочного бурения является обязательное получение необходимого геологического результата, задаваемого требованиями к материальным формам. Несоответствие номенклатуры видов материальных форм, их признаков и параметров, полученных в результате бурения, требуемым представляет собой технологический брак и влечет за собой дополнительные действия (а следовательно и затраты), направленные на устранение или компенсацию брака. В существующих методиках проектирования не учитываются возможные последствия от невыполнения кондиционных требований. Мало того, практически отсутствуют объективные методы сопоставления затрат на реализацию технологического решения, вероятности появления брака, затрат на его устранение. В результате оптимальными могут признаваться или настолько дорогостоящие решения, что затраты на их реализацию несопоставимы с возможными потерями от технологического брака, или решения, реализация которых, несмотря на дешевизну, может привести к значительным дополнительным потерям. В конечном счете, все это приводит к нерациональному перерасходу средств. На практике выбор оптимального варианта бурения осуществляется путем субъективного учета возможных последствий (на традиционно-эмпирической основе), но требует значительного опыта и не всегда возможен из-за большого количества анализируемых величин.

В методиках, учитывающих специфику процесса разведочного бурения скважин, исходная неопределенность объектов, зафиксированная в документах или сознании (опыте работников), заменяется на конечное множество вариантов (геолого-технических ситуаций), каждый из которых характеризуется собственной вероятностью возникновения. Характерной особенностью данных геолого-технических ситуаций является предельная конкретность, а следовательно, и жесткая определенность (детерминированность) геологического результата. Например, если известны текущие координаты скважины, мощности пород, слагающих разрез, интенсивности естественного искривления в них скважины, то

однозначно может быть определена точка подсечения рудного тела и, соответственно, степень решения геологической задачи.

Таким образом, основными принципами принятия рациональных технико-технологических решений при бурении скважин в условиях неопределенности являются:

1. Объективно существующая неопределенность объекта разведки определяет множественность (многовариантность) возможных реализаций его содержания.

2. Каждый из возможных вариантов реализации объекта однозначно определяет требования к результатам бурения и характеристики этих результатов при использовании того или иного технико-технологического решения из числа анализируемых.

3. Сопоставление необходимых характеристик результатов с получаемыми в действительности однозначно определяет появление того или иного вида технологического брака при реализации анализируемого технико-технологического решения на конкретном варианте объекта.

4. Однозначный характер варианта объекта позволяет определить затраты при реализации технико-технологического решения. Они являются суммой прямых затрат и затрат на устранение технологического брака по его видам.

5. Так как реализация конкретного варианта объекта имеет определенную вероятность, то обобщенные затраты для анализируемого технико-технологического решения представляют собой сумму затрат в каждом варианте объекта, умноженных на соответствующую данному варианту вероятность.

6. Выбор рационального технико-технологического решения осуществляется по критерию минимума обобщенных затрат, являющихся оценкой целесообразности того или иного варианта бурения в условиях неопределенности объекта разведки.

Задача принятия решений в условиях неопределенности может быть интерпретирована как задача отыскания решения в игре двух лиц, одним из которых является природа. Особенностью игрока-природы является то, что она не стремится извлечь выгоду из ошибочных действий второго игрока, ведет себя безразлично к действиям принимающего решения.

Существует ряд критериев или правил принятия решений в условиях риска, неполной информации и неопределенности.

Среди этих критериев и правил особое место занимают правила и критерии, основанные на известной теореме Байеса. Подход, основанный на этой теореме, позволяет, во-первых, использовать некоторые методологические принципы естественных наук в управлении, а во-вторых, обеспечить корректировку суждений и принятия решений по мере накопления опыта. Последнее означает обучение управлению (в смысле принятия решений) в процессе самого управления.

В заключение следует отметить глубокую связь системного и байесовского подходов при управлении процессом разведки геологических объектов. Системный подход, вскрывая взаимосвязь объекта и средств разведки, вычленяет иерархию и последовательность достижения целей, возможные варианты их достижения, возможные последствия от применения того или иного решения и т. д., т. е. создает скелет, основу рациональной методики разведки. В свою очередь байесовский подход оптимизирует систему разведки с учетом и на основе соответствующих рациональных критериев. В качестве такого критерия можно назвать получение заданного геологического результата с минимумом обобщенных затрат. Объективная необходимость применения байесовского подхода лишь в сочетании с системным определяется высокой степенью организации как природных объектов и средств их разведки, так и сложностью, неоднозначностью и порой противоречивостью их взаимосвязей. Использование изолированно байесовского подхода, т. е. решение на его основе отдельных невзаимосвязанных задач разведки неизбежно приведет к выбору взаимопротиворечащих решений или решений, не обеспечивающих требуемой полноты и достоверности геологических исследований.

Глава 1
ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТРАСС НАПРАВЛЕННЫХ И МНОГОСТВОЛЬНЫХ СКВАЖИН

1.1. Классификация проектных трасс направленных скважин

Под проектированием трассы направленной скважины следует понимать определение места ее заложения, зенитного угла и азимута начального направления в точке заложения, а также координат точек оси проектной трассы, что обеспечит в конкретных геолого-технических условиях пересечение полезного ископаемого в заданном пункте пространства при определенных параметрах бурения и наилучших технико-экономических показателях. Заданные условия предопределяют необходимость использования при проектировании трасс закономерностей естественного искривления скважин, выявленных в результате вероятностно-статистического анализа из зависимости от ряда геолого-технических условий бурения конкретного месторождения [34, 44, 45, 48], например, по схеме рис. 1.1. Для выявления наиболее объективного вида и формы проектной трассы целесообразна такая последовательность операций при изучении закономерностей естественного искривления на изучаемом объекте:

– установление статистических связей между параметрами искривления и основными технико-технологическими и геолого-структурными условиями бурения (корреляционный анализ);

– нахождение формы выявленных связей и вычисление уравнений регрессии (регрессионный анализ);

– определение надежности выявленных связей, вероятности проведения скважин и установления границ возможного разброса математического ожидания исследуемой корреляционной функции при заданной доверительной вероятности (расчет доверительного интервала);

– анализ выявленных закономерностей и выделение тех из них, которые наиболее целесообразно использовать при проектировании трасс скважин;

– определение оптимального варианта начальных параметров скважин – координат точки заложения, зенитного угла и азимута заложения;

– вычисление значений координат, зенитных углов и азимутов как функции ее глубины вида:

$$x = F(L); \quad y = F(L); \quad z = F(L); \quad \theta = F(L); \quad \alpha = F(L). \qquad (1.1)$$



Рис. 1.1. Структурная схема последовательности анализа при определении вида трассы

Представление проектной трассы в виде системы уравнений координат и угловых параметров точек ее оси или в табличной форме дает возможность производить качественное сравнение проектной и фактической трасс скважин, используя полученные аналитические выражения. Это исключает субъективную оценку пространственного положения бурящейся скважины и, кроме того, позволяет автоматизировать процесс проектирования и управления направленным бурением скважины.

Вид и составляющие корреляционного и регрессивного анализов зависят от геолого-технических условий бурения на каждом конкретном месторождении. По геолого-техническим условиям бурения следует группировать месторождения по

степени однородности состава слагающих их пород, анизотропии и перемежаемости отдельных горизонтов, толщ, слоев, по форме и углам залегания вмещающих пород и другим признакам, что позволяет на основании этого с определенным приближением типизировать или классифицировать их на сравнительно однородные группы [34, 35]. Целью такой классификации являются создание основы для идентификации и обобщения закономерностей искривления скважин по геологическому разрезу в целом или по отдельным его толщам и в связи с этим установление вида и форм фактических трасс скважин для последующего проектирования проектных трасс, обладающих близкой общностью или подобием [34, 51]. Все выделяемые информативные признаки могут быть разделены на группы, имеющие общие характеристики: а) качественные, б) качественно-количественные и в) географические. На основании подобного анализа выделен ряд геологических разрезов месторождений, в пределах которых с определенной степенью вероятности можно предполагать образование естественно-искривленных трасс скважин необходимого вида и формы, приведенных в табл. 1.1, что позволяет выполнять:

– прогнозирование и создание математической модели пространственной трассы скважины как эталона для отдельных месторождений (участков) или толщ и горизонтов большой мощности, отличающихся по геолого-техническим условиям бурения;

– минимизацию материальных и трудовых затрат на искусственное искривление скважин, необходимых для качественного выполнения геологического задания;

– прогнозирование направления заложения и искривления скважины в процессе бурения;

– регулирование пространственного положения скважин на основании выявленных функциональных связей значения и направления их естественного искривления с основными геолого-техническими условиями бурения путем использования специальных технологических приемов без применения искусственных отклонителей;

– выбор наиболее рационального отклонителя и его эффективное использование.

Проведенная классификация проектных трасс скважин позволяет наиболее объективно выбрать методы статистических исследований в зависимости от вида предполагаемой проектной трассы, рациональной для выполнения конкретной задачи, с уточнениями, которые необходимо вносить в соответствии с накопленными данными бурения направленных скважин на изучаемом месторождении (см. рис. 1.1).

Таблица 1.1

Классификация основных методов проектирования трасс направленных скважин

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
1. Метод «вертикальных трасс»	1. Трассы скважин проектируются вертикальными 2. Трассы скважин проектируются прямолинейными из узловой точки разведочной сети до пересечения с дневной поверхностью	1. Визуальный анализ трасс ранее пробуренных скважин 2. Корреляционный анализ зависимости зенитного угла от глубины скважины $\theta = F(L)$. В связи с небольшим объемом вычислительных работ их автоматизация на ЭВМ нецелесообразна	1. Месторождения осадочных типов с полого-горизонтальным залеганием горных пород и в больших массивах однородных изверженных пород при разреженной разведочной сети 2. Специальные виды скважин (замораживание, вентиляционные, гидрогеологические и др.)
2. Метод «типовых трасс»	Трассы проектируются наклонными или вертикально-наклонными. Трасса привязана к глубине и не имеет привязки к конкретным пространственным объектам. Проектная трасса может быть представлена: а) в аналитическом виде уравнениями $\theta = F(L)$, $\alpha = F(L)$; б) в графическом виде проекциями на горизонтальную и вертикальную плоскости	Корреляционный и регрессионный анализ зависимости зенитного угла и азимута от глубины скважины $\theta = F(L)$, $\alpha = F(L)$. Для вычислительных работ достаточно микрокалькуляторов при больших объемах ЭВМ	Месторождения в осадочных или достаточно однородных породах. Залегание наклонное, углы залегания пород и встречи скважин относительно постоянны. Тектоника спокойная. Рельеф месторождения слаборасчлененный. Геолого-технические условия бурения относительно постоянны

Продолжение табл. 1.1

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
3. Метод «комбиниро-ванных типовых трасс»	1. Трассы проектируются наклонными с переменной интенсивностью искривления 2. Типовая трасса рассчитывается для отдельных толщ или участков месторождений, характеризующихся близкими геолого-техническими условиями бурения путем поинтервального суммирования приращений зенитного угла и азимута по уравнениям регрессии, вычисленным для каждого интервала толщи сопряжением отрезков типовых кривых с привязкой к конкретным пространственным объектам. Форма представления – проекции на вертикальную и горизонтальную плоскости 3. Трасса скважины составляется путем сопряжения отрезков типовых кривых, вычисленных по уравнениям регрессии для отдельных интервалов геологического разреза месторождения (участка) с учетом геологических и технологических особенностей бурения данного интервала с привязкой к конкретным пространственным объектам.	1. Корреляционный и регрессион-ный анализ зависимостей интенсивности зенитного и азимутального искривления от глубины скважины для интервалов с различными геолого-техническими условиями $I_\theta = F(L)$, $I_\alpha = F(L)$ 2. Многофакторный корреляцион-ный и регрессионный анализ зависимостей интенсивности зенитного и азимутального искривления от зенитного угла и азимута для интервалов с различными геолого-техническими условиями бурения $I_\theta = F(\theta,\alpha)$, $I_\alpha = F(\theta,\alpha)$	Месторождения со сравнительно однородными породами наклонного и крутопадающего залегания. Мощность горных пород непостоянна и колеблется от единиц до нескольких десятков и сотен метров. Имеются тектонические пликативные нарушения, а также сбросы, сдвиги и т.д. Рельеф от спокойного до слаборасчлененного

Продолжение табл. 1.1

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
	Форма представления: а) в аналитическом виде – в основном уравнении регрессии $I_\theta=F(\theta,\alpha)$ и $I_\alpha=F(\theta,\alpha)$ для каждого комплекса однотипных геолого-технических условий: б) в графическом виде – проекции на горизонтальную и вертикальную плоскости		
4. Метод «комбинированных трасс»	1. Трассы проектируются наклонные 2. Проектирование трассы производится поинтервально по толщам группировкой значений, имеющих значительный разброс в соответствии с конкретной геолого-технической ситуацией путем поинтервального суммирования приращений зенитного угла и азимута 3. Проектная трасса должна проводиться в заданную точку в пространстве с определенными параметрами искусственными отклонителями и иметь привязку устья к рельефу местности. Форма представления: а) в графическом виде – проекциями трассы на горизонтальную и вертикальную плоскости;	1. Корреляционный и регрессионный анализы зависимостей зенитного и азимутального искривлений от зенитного угла и азимута 2. Возможно или желательно использование метода группового учета аргументов (МГУА)	Месторождения с вмещающими породами, представленными чередованием осадочно-метаморфизированных пород, не выдержанных по простиранию, мощности, твердости, залеганием до крутопадающего; толщи изверженных, эффузивных пород с непостоянными контактами, имеются многочисленные включения даек и др. Тектоника месторождения сложная: складчатость разных порядков, нарушения, разломы. Рельеф от слабо- до сильнорасчлененного

Продолжение табл. 1.1

Метод проектирования	Сущность метода	Вид статистических анализов, исследуемые зависимости	Область применения
	б) в табличном виде – таблица координат точек скважины в условной системе координат с зенитными углами и азимутом в каждой точке 4. Оперативное управление – обязательная форма направленного бурения скважин на объекте		
5. Метод «индивидуальных трасс»	1. Трасса скважин может быть разного вида 2. Проектирование трасс скважин из-за сложности геолого-структурного строения месторождения статистическими методами исследований осуществляется с невысокой вероятностью. Расчет трасс скважин осуществляется по статистическим данным и по данным индивидуального анализа конкретной геолого-технической ситуации на основании общих теоретических представлений 3. Направленное бурение по индивидуальным трассам осуществляется только на основе оперативного контроля и управления при постоянном применении технологических приемов.		Месторождения со сложным геологическим, тектоническим строением и складчатостью иногда интегрированы, перемяты, с интенсивной трещиноватостью в различных направлениях. Углы залегания изменчивы. Выделение участка с однородными геолого-структурными условиями затруднено

1.2. Методика расчета проектной трассы при произвольной точке заложения скважины

Данный вариант проектирования является наиболее корректным, так как такая трасса в наибольшей степени соответствует характеру естественного искривления конкретных геолого-технических условий. Поэтому ограничения на параметры забуривания (координаты точки заложения, зенитный угол и азимут) следует накладывать лишь в крайних случаях, так как это увеличивает затраты времени и средств на искусственное искривление скважин или снижает точность подсечения рудного тела в заданном пункте разведочной сети.

При произвольной точке забуривания расчет проектной трассы целесообразно вести по методу снизу-вверх. Расчет трассы выполняется поинтервально. Для каждого интервала, геолого-технические параметры которого постоянны, начиная от точки начала отсчета, т. е. проектной точки подсечения рудного тела (точка B, координаты которой x_B, y_B, z_B определены), производится составление статистической выборки по всем скважинам [6]. Для данной выборки производятся корреляционный и регрессионный анализы функций (1.1) и вычисляются координаты уравнений регрессии. Далее, подставляя в эти уравнения регрессии зенитный угол и азимут предыдущей точки трассы, рассчитывают сначала приращения углов на исследуемом интервале, а затем значения углов посредством суммирования с обратным знаком (для метода «снизу-вверх»). После определения зенитного угла и азимута в исследуемой точке трассы по принятым формулам вычисляют приращения координат, а затем суммируют со значениями координат предыдущей точки скважины также с обратным знаком и получают численные значения координат исследуемой точки. После этого автоматически происходит переход на исследование следующего интервала. Если геолого-технические условия на вновь исследуемом интервале остались без изменений, его статистический анализ не производится, а используются уравнения регрессии предыдущего интервала. Если условия изменились, повторяется аналогичный цикл вычислений. В результате будут получены значения зенитных углов, азимутов и координат точек оси всей проектной трассы, а кроме того, ее проекции на горизонтальную и вертикальную

плоскости. Вычисления продолжаются до тех пор, пока проектная трасса не пересечет поверхность на заданном участке.

Координаты точки пересечения вычисленной трассы с поверхностью определяются следующим образом. По заданным координатам нескольких характерных точек в районе ориентировочного расположения проектной точки заложения скважины вычисляется уравнение поверхности. Если вычисленные значения координат оси скважины удовлетворяют этому уравнению, то желаемое пересечение достигнуто и данные координаты будут проектными для точки заложения скважины x_0, y_0, z_0, а полученные при пересечении зенитный угол θ_0 и азимут α_0 являются проектными углами заложения будущей скважины. Если какие-либо препятствия к размещению устья скважины в точке с вычисленными координатами отсутствуют, а рассчитанные проектные углы заложения находятся в пределах допустимых значений, т. е.

$$\theta_{0\,\min} \le \theta_0 \le \theta_{0\,\max};$$
$$\alpha_{0\,\min} \le \alpha_0 \le \alpha_{0\,\max}, \qquad (1.2)$$

то на этом проектирование заканчивается.

Если вычисленные зенитный угол или азимут заложения скважины выходят за пределы допустимых, необходимо произвести коррекцию угловых параметров скважины в точке начала отсчета, т. е. в точке В, путем последовательных приближений с интервалом по зенитному углу 2°, по азимуту 5°, руководствуясь следующими соотношениями:

$$\text{если } \theta_0 \le \theta_{0\,\min}, \quad \text{то} \quad \theta_{Bk} = \theta_{Bk-1} + 2°;$$
$$\text{» } \theta_0 > \theta_{0\,\min}, \quad \text{» } \quad \theta_{Bk} = \theta_{Bk-1} - 2°;$$
$$\text{» } \alpha_0 < \alpha_{0\min}, \quad \text{» } \quad \alpha_{Bk} = \alpha_{Bk-1} + 5°;$$
$$\text{» } \alpha_0 > \alpha_{0\min}, \quad \text{» } \quad \alpha_{Bk} = \alpha_{Bk-1} - 5°. \qquad (1.3)$$

Полученные в результате коррекции угловые параметры точки начала отсчета являются начальными для нового расчета трассы проектной скважины, а весь цикл вычислений повторяется.

1.3. Методика расчета проектной трассы скважины с фиксированными параметрами забуривания

Рекомендуется следующая методика вычислений трассы скважины [27, 34, 58, 60].

1. Определяются угловые параметры θ_i, α_i линии OB_i, соединяющей проектную точку подсечения рудного тела B_i с координатами x_B, y_B, z_B и точку O на поверхности рельефа, заданную в качестве точки заложения скважины с координатами x_0, y_0, z_0 (рис. 1.2.) (С целью упрощения геометрических построений на рисунке дана проекция трассы только на вертикальную плоскость):

$$\theta_0 = arctg \frac{\sqrt{(x_B - x_0)^2 + (y_B - y_0)^2}}{z_B - z_0}; \tag{1.4}$$

$$\alpha_0 = arctg \frac{y_B - y_0}{x_B - x_0}; \tag{1.5}$$

Если $(x_B - x_0) > 0$; $(y_B - y_0) > 0$, то $\alpha_0 = \alpha$;

» $(x_B - x_0) < 0$; $(y_B - y_0) > 0$, » $\alpha_0 = 180° - \alpha$;

» $(x_B - x_0) < 0$; $(y_B - y_0) < 0$, » $\alpha_0 = 180° + \alpha$;

» $(x_B - x_0) > 0$; $(y_B - y_0) < 0$, » $\alpha_0 = 360° - \alpha$. (1.6)

2. Определяется уравнение плоскости рудного тела:

$$Ax + By + Cz + D = 0, \tag{1.7}$$

где $A = \sin(180° + \gamma) \cdot \cos(180° + \alpha_{л.п.})$; $B = \sin(180° + \gamma) \cdot \cos(180° + \alpha_{л.п.})$;

$C = \cos(180° + \gamma)$; $D = -(Ax_B + By_B + Cz_B)$;

x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки подсечения рудного тела, м; γ – угол падения рудного тела, град; $\alpha_{л.п.}$ – азимут линии падения, град.

4.За начало отсчета принимаются координаты заданной точки заложения скважины x_0, y_0, z_0 зенитный угол θ_0 и азимут α_0 вычисленные по формулам (1.4) и (1.5), далее поинтервально, в соответствии с выражениями (1.8) – (1.12) вычисляют зенитные углы θ_i, азимуты α_i и координаты x_i, y_i, z_i ряда точек оси проектной трассы в соответствии с естественным искривлением, характерным для данных конкретных условий:

$$x_i = x_{i-1} + l_i * \sin\frac{\theta_i + \theta_{i-1}}{2} * \cos\frac{\alpha_i + \alpha_{i-1}}{2}, \tag{1.8}$$

$$y_i = y_{i-1} + l_i * \sin\frac{\theta_i + \theta_{i-1}}{2} * \sin\frac{\alpha_i + \alpha_{i-1}}{2} \tag{1.9}$$

$$z_i = z_{i-1} + l_i * \cos\frac{\theta_i + \theta_{i-1}}{2}, \tag{1.10}$$

$$\theta_i = \theta_{i-1} + I_i^{\theta} * l_i, \tag{1.11}$$

$$\alpha_i = \alpha_{i-1} + I_i^{\alpha} * l_i, \tag{1.12}$$

где $I_i^{\theta}, I_i^{\alpha}$ – средние значения интенсивности зенитного и азимутального искривлений, соответствующие породам *i*-го интервала; l_i – длина *i*-го интервала. Расчет трассы ведется до тех пор, пока очередные вычисленные координаты точки ее оси, подставленные в уравнение (1.7) плоскости рудного тела, не обратят его в нуль (малую величину). Эта точка и будет приближенно являться точкой пересечения проектной трассы с плоскостью рудного тела (на рис. 1.2 точка B_1 с координатами x_{B1}, y_{B1}, z_{B1}).

3. Выполняется поворот в пространстве вычисленной проектной трассы OB_1 вокруг точки O таким образом, чтобы пересечение ею плоскости рудного тела произошло в заданной точке B_0, т. е. чтобы она заняла положение OB_0 (см. рис. 1.2). Можно допустить, что взаиморасположение повернутой трассы OB_0 и касательной OB_2 к ней в точке O будет аналогично взаиморасположению вычисленной трассы OB_1 и касательной OB_0 к ней в точке O. При таком допущении появляется возможность вычислить координаты точки пересечения касательной к трассе скважины, проходящей через заданную точку B_0 и плоскости рудного тела (на рис. 1.2 точка B_2):

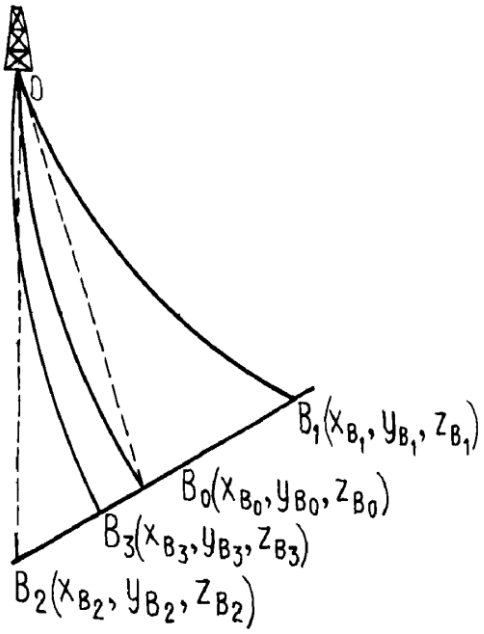


Рис. 1.2. Схема к расчету проектной трассы с фиксированной точкой заложения

$$x_{Bn+1} = x_{B0} - (x_{Bn} - x_{Bn-1});$$

$$y_{Bn+1} = y_{B0} - (y_{Bn} - y_{Bn-1}); \tag{1.13}$$

$$z_{Bn+1} = z_{B0} - (z_{Bn} - z_{Bn-1}).$$

5. Пространственное положение касательной OB_2 (ее зенитный угол и азимут) определяется по формулам (1.4) и (1.5), так как известны пространственные координаты двух точек, принадлежащих прямой OB_2 (точка O с координатами x_0, y_0, z_0 и точка B_2 с координатами x_{B2}, y_{B2}, z_{B2}):

$$\theta_2 = arctg \frac{\sqrt{(x_{B2} - x_0)^2 + (y_{B2} - y_0)^2}}{z_{B2} - z_0}; \tag{1.14}$$

$$\alpha_2 = arctg \frac{y_{B2} - y_0}{x_{B2} - x_0}. \tag{1.15}$$

Если $(x_{B2} - x_0) > 0$; $(y_{B2} - y_0) > 0$, то $\alpha_2 = \alpha$;

» $(x_{B2} - x_0) < 0$; $(y_{B2} - y_0) > 0$, » $\alpha_2 = 180° - \alpha$;

» $(x_{B2} - x_0) < 0$; $(y_{B2} - y_0) < 0$, » $\alpha_2 = 180° + \alpha$;

» $(x_{B2} - x_0) > 0$; $(y_B - y_0) < 0$, » $\alpha_0 = 360° - \alpha$. (1.16)

Вычисленные θ_2 и α_2 будут являться углами заложения проектной трассы OB_0 аналогично тому, что зенитный угол θ и азимут α касательной OB_0 являются углами заложения проектной трассы OB_1.

В связи с тем, что по техническим условиям могут иметь место ограничения на углы заложения скважины, следует рассмотреть следующий вариант: полученные θ_2 и α_2 не выходят за пределы допускаемых значений, т. е. $\theta_{min} < \theta_2 < \theta_{max}$ и $\alpha_{min} < \alpha_2 < \alpha_{max}$, тогда вычисления продолжаются в последовательности, указанной ниже.

6. Приняв за начало отсчета заданные координаты точки O заложения скважины (x_0, y_0, z_0) на поверхности и вычисленные зенитный угол θ_2 и азимут α_2 при заложении, вновь производят поинтервальный анализ естественного искривления (или, если это возможно, применяют вычисленные ранее уравнения регрессии), определяются координаты, зенитные углы и азимуты оси проектной трассы в ряде точек аналогично тому, как это показано выше, и вычисляются координаты точки пересечения новой трассы с телом полезного ископаемого B_3. В связи с допущениями и приближенностью вычислений совпадения точек пересечения заданной B_0 и проектной B_3 может не произойти. Поэтому необходимо предусмотреть проверку на точность попадания спроектированной трассы в

заданную зону допуска. В качестве критерия целесообразно принять расхождение, превышающее половину радиуса зоны допуска, задаваемого геологической службой в соответствии с уравнением:

$$d = \sqrt{\left(x_B - x_{B3}\right)^2 + \left(y_B - y_{B3}\right)^2 + \left(z_B - z_{B3}\right)^2} < 0{,}5 \cdot r\,, \qquad (1.17)$$

где d – расстояние между заданной точкой подсечения рудного тела и точкой его пересечения вычисленной проектной трассой, м; r – радиус заданной зоны допуска, м.

Если $d > 0{,}5r$, следует вернуться к выполнению операций 4 – 6 и параметры проектной трассы уточнить.

7. Если вновь вычисленные зенитный угол θ_0'' или азимут α_0'' выходят за пределы допустимых, то за углы заложения следует принять ближайшие их значения, входящие в зону допуска. При этом могут иметь место следующие варианты: если $\theta_0'' > \theta_{0\max}$, то принимается $\theta_{0\max}$; если $\theta_0'' < \theta_{0\min}$, то принимается $\theta_{0\min}$; если $\alpha_0'' > \alpha_{0\max}$, то принимается $\alpha_{0\max}$; если $\alpha_0'' < \alpha_{0\min}$, то принимается $\alpha_{0\min}$.

8. По результатам проведённого сопоставления вновь определяются начальные условия для вычисления проектной трассы. В данном случае координаты точки заложения x_0, y_0, z_0, остаются без изменения, а за углы заложения принимаются значения, установленные в результате сравнения, т. е. $\theta_{o\,max}$ или $\theta_{o\,min}$ и $\alpha_{o\ max}$ или $\alpha_{o\ min.}$ Далее по ранее изложенной методике вычисляются параметры трассы (координаты точек оси, зенитные углы, азимуты), а также координаты точки B ее пересечения с плоскостью рудного тела (см. рис. 1.2.).

9. В связи с тем, что при фиксированных параметрах забуривания вычисленная с учётом закономерностей естественного искривления проектная трасса может пересечь рудное тело на значительном расстоянии от заданной точки подсечения B, выполнение геологического задания становится возможным лишь в результате искусственного искривления скважины, параметры которого должны быть также заранее определены.

Искусственное регулирование пространственного положения скважины целесообразно выполнять без задержки ниже обсадки, глубина которой может быть принята за начальную глубину искусственного искривления скважины (рис. 1.3, точка A). Координаты точки A (x_A, y_A, z_A), зенитный угол θ_A и азимут α_A известны, либо их можно получить путем интерполирования. Далее должны быть выполнены следующие операции [27, 34, 64].

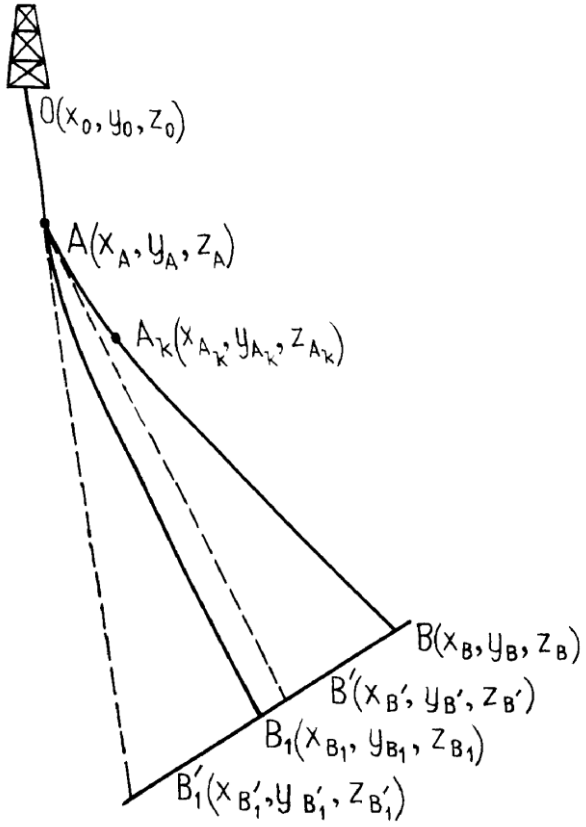


Рис. 1.3. Схема к расчету искусственного искривления проектной трассы

В точке A проводят касательную к оси проектной трассы OB_1 и определяют координаты точки B_1' пересечения этой касательной плоскости рудного тела, для чего используют уравнение (1.7) плоскости рудного тела:

$$l_A = \sin\theta_A \cos\alpha_A; \tag{1.18}$$

$$m_A = \sin\theta_A \cos\alpha_A; \tag{1.19}$$

$$n_A = \cos\theta_A; \tag{1.20}$$

$$\rho_A = \frac{Ax_A + By_A + cz_A + D}{Al_A + Bm_A + Cn_A}; \tag{1.21}$$

$$x'_{B1} = x_A - l_A\rho_A; \tag{1.22}$$

$$y'_{B1} = y_A - m_A\rho_A; \tag{1.23}$$

$$z'_{B1} = z_A - n_A\rho_A. \tag{1.24}$$

10. Осуществляют поворот вычисленной проектной трассы AB_1 вокруг точки A с таким расчетом, чтобы она пересекла тело полезного ископаемого в заданной точке B. Можно допустить, что конфигурация проектной трассы в этом случае остается без изменения и взаиморасположение проектной трассы AB_1 и касательной к ней AB_1' будет аналогично взаиморасположению повернутой трассы AB и

касательной к ней AB'. Основываясь на этом допущении, вычисляем координаты точки пересечения рудного тела касательной AB':

$$x'_B = x_B - (x_{B1} - x'_{B1});$$
$$y'_B = y_B - (y_{B1} - y'_{B1}); \quad (1.25)$$
$$z'_B = z_B - (z_{B1} - z'_{B1}).$$

Положение в пространстве касательной AB' определяется зенитным углом θ'_A и азимутом α'_A которые вычисляются по формулам:

$$\theta'_A = arctg \frac{\sqrt{(x'_B - x_A)^2 + (y'_B - y_A)^2}}{z'_B - z_A}; \quad (1.26)$$

$$\alpha'_A = arctg \frac{y'_B - y_A}{x'_B - x_A}, \quad (1.27)$$

где на угол α'_A накладываются ограничения, аналогичные выражениям (1.6) и (1.16).

Таким образом, в результате искусственного искривления, после которого проектная трасса скважины должна пересечь рудное тело в заданной точке *B*, необходимо иметь зенитный угол θ'_A и азимут α'_A.

11. Определяют параметры искусственного искривления скважины отклонителем по формулам:

$$\psi = \arccos[\cos\theta_A \cdot \cos\theta'_A + \sin\theta_A \cdot \sin\theta'_A \cdot \cos(\alpha_A - \alpha'_A)]; \quad (1.28)$$

$$\varphi = arctg \frac{\sin(\alpha_A - \alpha'_A)}{\cos\theta_A \cdot \cos(\alpha_A - \alpha') - \sin\theta_A \cdot ctg\theta'_A}. \quad (1.29)$$

где ψ – полный набор кривизны на интервале искусственного искривления скважины, град; φ – расчетный угол установки отклонителя, град.

Если в формуле (1.29) обозначить через a числитель, а через b знаменатель, то при $a > 0$, $b > 0$ $\Phi = \varphi$; при $a > 0$, $b < 0$ $\Phi = 180° - \varphi$; при $a < 0$, $b < 0$ $\Phi = 180° + \varphi$; при $a < 0$, $b > 0$ $\Phi = 360° - \varphi$, где Φ – действительный угол установки отклонителя, определяющий положение в пространстве плоскости искривления, град.

Количество постановок отклонителя, необходимое для набора кривизны, рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{\psi}{\beta}, \quad (1.30)$$

где β – оптимальная разрешающая способность отклонителя для данных геолого-технических условий, град.

Далее производится вычисление координат точек оси скважины, их зенитных углов и азимутов на интервале искусственного искривления по следующим формулам:

$$i_u = \frac{\beta}{l_ц}; \tag{1.31}$$

$$\beta_i = i_u l_i; \tag{1.32}$$

$$\theta_i = \arccos\left(\cos\theta_{i-1}\cos\beta_i - \cos\Phi\sin\theta_{i-1}\sin\beta_i\right); \tag{1.33}$$

$$\alpha_i = \alpha_{i-1} + arctg\frac{\sin\Phi}{\cos\theta_{i-1}\cos\Phi + \sin\theta_{i-1}ctg\beta_i}, \tag{1.34}$$

где i_u – интенсивность искусственного искривления, град/м; $l_ц$ – длина цикла искусственного искривления, м (величины β и $l_ц$ должны быть заданы); i, $i-1$ – интервал между точками оси трассы, принятый в вычислениях, β_i – набор кривизны на интервале между точками оси трассы, град.

Вычисления ведутся до тех пор, пока не установится приближенное равенство $\theta_i \approx \theta'_A$ и $\alpha_i \approx \alpha'_A$.

12. Последней операцией является поинтервальный расчет трассы в соответствии с закономерностями естественного искривления по ранее изложенной методике, где началом отсчета является последняя точка интервала искусственного искривления A_k с координатами x_{Ak}, y_{Ak}, z_{Ak}, зенитным углом θ_{Ak} и азимутом α_{Ak}.

После получения точки пересечения проектной трассы и плоскости рудного тела производится проверка на точность попадания в заданную зону допуска по формуле (1.17).

1.4. Критерии оптимизации процесса направленного бурения

Анализ пространственного положения скважины в процессе бурения, который лежит в основе выработки управляющих решений, базируется на сравнении

фактических и проектных параметров трасс (координаты точек, их зенитные углы и азимуты) и их положений относительно проектной точки подсечения рудного тела.

Известно, что устранение несоответствия между проектной и фактической трассами вызывает непроизводительные затраты времени и средств, в том числе иногда перебуривание части скважины из-за невозможности ее выведения в заданный пункт, что снижает технико-экономические показатели деятельности предприятия. Это происходит потому, что пока отклонение фактической трассы скважины от проектной не станет очевидным для всех уровней руководителей буровых работ на месторождении, мероприятия по регулированию направления скважины в большинстве случаев не выполняются. Принятие решения о регулировании направления скважины может сдерживаться также различными организационными причинами: задержка с инклинометрией, отсутствие необходимых технических средств направленного бурения, транспорта, перегруженность технологической службы и др.

При отсутствии научно обоснованной методики и алгоритма распознавания *предельного отклонения* фактической трассы скважины от проектной принятие управляющего решения только на основании интуиции и опыта специалиста и имеющего в данный конкретный момент затруднение с его реализацией может привести к некоторому компромиссу. Это обычно связано с необходимостью выполнения плановых показателей по объему бурения. В результате на неопределенное время может задержаться выполнение мероприятий по регулированию направления скважины, что приведет к дальнейшему несоответствию между проектной и фактической трассами скважин [31, 34, 51].

В работах [1, 31] рекомендуются методы выработки управляющих решений на основании ряда количественных критериев, что увеличивает их объективность. Несмотря на простоту метода контроля за искривлением скважин при помощи диаграмм со скользящим шагом [1], основным его недостатком является отсутствие однозначности в используемых критериях неконтролируемости. Анализ предлагаемого метода позволяет сделать вывод о том, что, несмотря на отсутствие критериев «неконтролируемости», пространственное положение скважины может оказаться вне пределов допустимого отклонения и, наоборот, наличие такого

критерия не всегда соответствует недопустимому отклонению скважины от проектной трассы.

В связи с изложенным для оптимизации процесса направленного бурения необходимо выполнить следующие задачи:

– выбор и обоснование критериев оптимизации процесса;

– определение линейных и угловых параметров отклонения фактической трассы скважин от проектной и сравнение фактических отклонений с выбранными критериями оптимизации;

– выработку управляющего решения.

Основным требованием к выбору критериев является обеспечение минимизации материальных и трудовых затрат на выполнение работ по искусственному искривлению скважин при направленном бурении, а также возможность использования их количественных значений для автоматизации оперативного управления процессом направленного бурения при применении ЭВМ.

Пересечение скважиной рудного тела на расстоянии от проектной точки, не превышающем линейные размеры допустимого отклонения, является основным критерием качества выполнения геологического задания [31, 33, 51]. В связи с этим при оперативном анализе пространственного положения скважины в процессе бурения требуется определить возможное линейное отклонение фактической точки подсечения тела от проектной. Превышение вычисленного отклонения скважины заданного допуска указывает на возможное неудовлетворительное пространственное положение скважины на момент проведения анализа. Таким образом, размеры зоны допуска, задаваемые геологической службой, целесообразно принять за *предел линейного отклонения* скважины, и он будет являться одним из критериев оптимизации процесса. Вместе с тем превышение ожидаемого фактического отклонения точки подсечения над заданным пределом линейного отклонения скважины является необходимым, но недостаточным условием, чтобы на данном этапе анализа однозначно принять управляющее решение.

При сравнительно большем вертикальном расстоянии между текущим забоем скважины и проектной точкой подсечения рудного тела для ликвидации значительных линейных отклонений может потребоваться лишь небольшое угловое

корректирование действительного направления скважины, заведомо меньшее, чем оптимальная разрешающая способность отклонителя. Под оптимальной разрешающей способностью отклонителя подразумевается набор кривизны за один цикл работы отклонителя, технология применения которого отработана для данных геолого-технических условий. В связи с этим оптимальную разрешающую способность отклонителей, используемых для искусственного искривления в конкретных геолого-технических условиях, следует принять за *предел углового отклонения* скважины (второй критерий оптимизации процесса), а превышение его свидетельствует о своевременности активного регулирования направления скважины.

Таким образом, возникновение ситуации, когда отклонение бурящейся скважины требует проведения оперативных мероприятий по регулированию ее пространственного положения, объективно устанавливается превышением двух принятых критериев, предложенных Ю. Л. Михалкевичем и Ю. Т. Морозовым: пределов линейного и углового отклонений. В связи с этим указанные критерии являются критериями оптимизации процесса направленного бурения и математически формируются через два неравенства:

$$d > r; \qquad (1.35) \qquad\qquad \psi > \beta, \qquad (1.36)$$

где d – ожидаемое линейное отклонение фактической трассы скважины от проектной на горизонте (или в плоскости) подсечения рудного тела, м; r – предельное линейное отклонение проектной и фактической точек подсечения рудного тела (радиус зоны допуска, задаваемый геологической службой), м; ψ – набор кривизны, необходимый для выведения скважины в направлении на заданную точку подсечения рудного тела, град; β – предельное угловое отклонение (оптимальная разрешающая способность отклонителя), град.

Таким образом, при большом вертикальном расстоянии от текущего забоя скважины до плоскости рудного тела основным критерием, определяющим управляющее решение, является предельное угловое отклонение, т. е. $\psi > \beta$, а в случае, когда забой скважины находится вблизи от плоскости рудного тела, определяющим становится предельное линейное отклонение, т. е. $d > r$.

Следовательно, только обязательное превышение обоих пределов отклонений сигнализирует о наступлении момента, когда оперативное регулирование положения скважины становится необходимым для выполнения условия минимизации непроизводительных затрат времени и средств по выведению скважин в заданный пункт разведочной сети. Напротив, если хотя бы одно из условий (1.35) или (1.36) не удовлетворяется, производить искусственное искривление преждевременно, так как это приведет к излишним материальным и трудовым затратам. Математическая формализация указанных критериев обеспечивает автоматизацию процесса управления пространственным положением скважин, ее реализацию на ЭВМ с любой заданной периодичностью и выработку управляющих команд на основании объективного количественного анализа и алгоритмов, что в свою очередь дает возможность минимизировать затраты времени и средств на искусственное регулирование направления скважин и обеспечить качественное выполнение геологического задания.

1.5. Модели оперативного управления процессом направленного бурения

Методику оперативного управления покажем на ряде примеров.

1. Проектная трасса скважины близка к прямолинейно-наклонной, а рудное тело располагается субгоризонтально, т. е. предельное линейное отклонение скважин от заданной точки пересечения рудного тела определяется в плоскости, близкой к горизонтальной.

Для проведения анализа и выработки управляющих решений задаются или определяются (рис. 1.4): x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки B пересечении рудного тела, м; x_A, y_A, z_A – координаты точки A; оси бурящейся скважины, в которой производится анализ, м; θ_A, α_A – зенитный угол и азимут в точке A, град. Далее должны быть выполнены следующие операции [30, 60].

Определяется отход скважины в горизонтальной плоскости (см. рис. 1.4):

$$g = (y_B - y_A)\cdot\cos\alpha_A - (x_B - x_A)\cdot\sin\alpha_A \qquad (1.37)$$

и отход в вертикальной плоскости:

$$h = [(y_B - y_A)\cdot\sin\alpha_A + (x_B - x_A)\cdot\cos\alpha_A]\cdot\cos\theta_A - (z_B - z_A)\cdot\sin\theta_A, \qquad (1.38)$$

где x_A, y_A, z_A – координаты текущего забоя скважины, м; x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки подсечения рудного тела скважиной, м; θ_A, α_A – зенитный угол и азимут в точке A, град.

Если величина g окажется отрицательной ($g < 0$), то поворот скважины по азимуту следует осуществлять влево; если величина g положительна ($g > 0$), то вправо. При $h < 0$ должно производиться выкручивание скважины (т. е. уменьшение зенитного угла), при $h > 0$ – выполаживание (увеличение зенитного угла).

Величина отклонения скважины от проектной точки подсечения рудного тела в горизонтальной плоскости, которая может быть получена, если не будет использован искусственный отклонитель, определяется по формуле:

$$d = \sqrt{g^2 + \frac{h^2}{\cos^2 \theta_A}}. \qquad (1.39)$$

Набор кривизны, необходимый для выведения скважины в заданную точку, рассчитывается по формулам:

$$\psi = 2arctg \frac{H}{l + \sqrt{l^2 - 2HR + H^2}}; \qquad (1.40)$$

$$H = \sqrt{g^2 + h^2}; \qquad (1.41)$$

$$l = \frac{z_B - z_A}{\cos\theta_A} + htg\theta_A; \qquad (1.42)$$

$$R = \frac{57{,}3}{i_0}, \qquad (1.43)$$

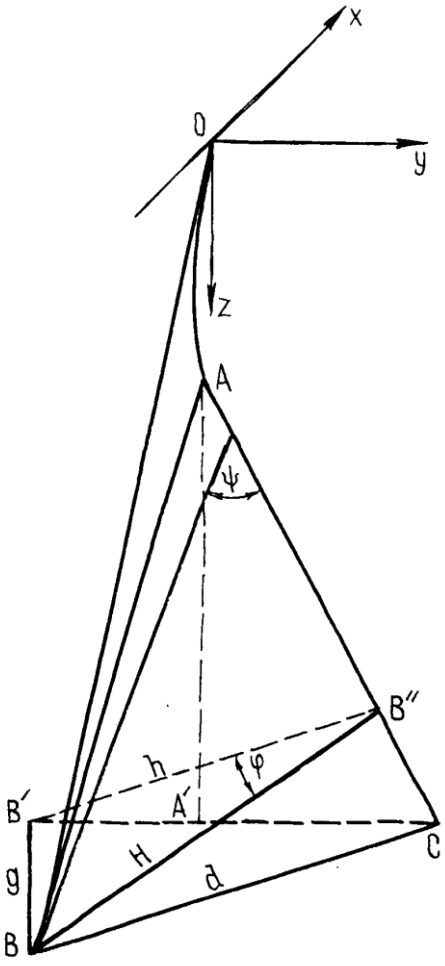


Рис. 1.4. Схема к анализу пространственного положения скважины: рудное тело горизонтально, проектная трасса относительно прямолинейна

где H – полный отход в пространстве, м; i_0 – интенсивность искривления при работе отклоняющим снарядом или на цикле постановки бесклинового снаряда, град/м; l – проекция искривленного ствола на касательную к оси скважины в точке A, м; $l = AB''$ (см. рис. 1.4). Если необходимый набор кривизны ψ, рассчитанный по приведенным

формулам, будет намного больше величины оптимального набора кривизны за цикл искривления отклоняющим снарядом, то следует расчет по формуле (1.40) повторить, приняв $i_ц$ за величину интенсивности искривления на всем цикле постановки с учетом прямолинейного бурения при проработке перегиба ствола. В этом случае:

$$i_ц = \frac{i_0 \cdot l_p}{l_p + l_{пр}}, \tag{1.44}$$

где $i_ц$ – интенсивность искривления на полном цикле постановки отклоняющего снаряда, град/м; $l_р$ – длина рейса при бурении отклоняющим снарядом, м; $l_{пр}$ – длина прямолинейного участка проработки перегиба на цикле искривления, м.

Необходимое количество рейсов отклоняющего снаряда для набора требуемой кривизны можно определить по следующим формулам:

$$n = \frac{\psi}{i_0 \cdot l_p}, \text{ или}$$

$$n = \frac{\psi_1}{i_w \cdot \left(l_p + l_{пр}\right)}, \tag{1.45}$$

где ψ_1 – необходимый набор кривизны, который рассчитывается по формулам (1.40) – (1.43) с учетом заданной величины i_0 на $i_ц$.

Угол установки отклоняющего снаряда, т. е. угол между плоскостью отклоняющего снаряда и апсидальной плоскостью скважины в точке A (плоскости ABC и $AA'C$ соответственно, см. рис. 1.4), рассчитывается по формуле:

$$\varphi = arctg\,\frac{g}{h} \tag{1.46}$$

и далее определяется в зависимости от пространственного положения скважины. При этом возможны четыре случая:

$$\begin{aligned}
&g > 0; \quad && h > 0; \quad && \Phi = \varphi;\\
&g > 0; \quad && h < 0; \quad && \Phi = 180° - \varphi;\\
&g < 0; \quad && h < 0; \quad && \Phi = 180° + \varphi;\\
&g < 0; \quad && h > 0; \quad && \Phi = 360° - \varphi,
\end{aligned} \tag{1.47}$$

где φ – угол установки отклонителя, отсчитываемый вправо по часовой стрелке от положения отклонителя на «выполаживание», т. е. на увеличение зенитного угла, град.

Проектные значения зенитного угла и приращение азимута скважины после работы по искусственному искривлению скважины или после каждого рейса работы отклоняющего снаряда рассчитываются по следующим формулам:

$$\theta_к = \arccos\left(\cos\theta_A \cos\psi - \sin\theta_A \sin\psi \cos\Phi\right); \qquad (1.48)$$

$$\Delta\alpha = arctg \frac{\sin\Phi}{ctg\psi \sin\theta_A + \cos\Phi \cos\theta_A}. \qquad (1.49)$$

Следует иметь в виду, что при искусственном искривлении в скважине фактические значения зенитного угла и азимута, полученные после искривления скважины, могут отличаться от проектных. Поэтому при осуществлении таких работ в скважине следует производить замеры фактических углов и сравнивать их с расчетными, чтобы иметь гарантию выхода скважины в проектную точку разведочной сети. В случае несовпадения значений углов проектных и фактических следует разрабатывать мероприятия для проведения направленного бурения в заданном направлении.

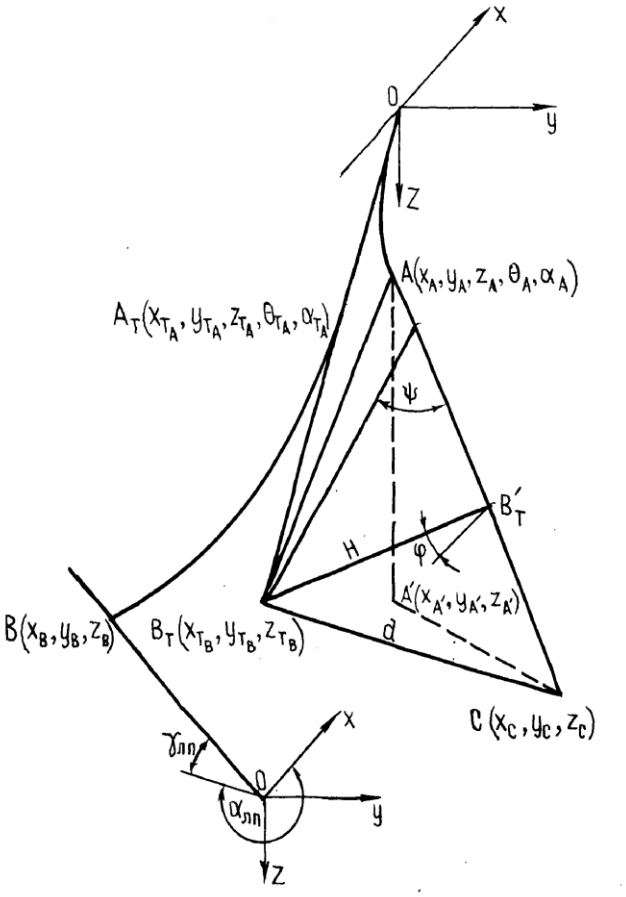


Рис. 1.5. Схема к анализу пространственного положения бурящейся скважины

2. Решение задачи управления в общем виде для любых геолого-технических условий. Алгоритм предназначен для реализации прежде всего на ЭВМ (рис. 1.5). Для анализа пространственного положения бурящейся скважины наряду с ранее приведенными необходимы следующие исходные данные: x_B, y_B, z_B – координаты проектной точки

подсечения рудного тела в системе координат с началом в устье проектной трассы скважины, м; $\gamma_{л.п}$ – угол падения плоскости рудного тела, град; $\alpha_{л.п}$ – азимут линии падения плоскости рудного тела, град; x_{Ti}, y_{Ti}, z_{Ti} – координаты точек оси проектной трассы скважины, м; θ_{Ti}, α_{Ti} – зенитный угол и азимут проектной трассы скважины в точках ее оси, град; x_{TA}, y_{TA}, z_{TA} – координаты точки A_T на проектной трассе по глубине соответствующей исследуемой точке A бурящейся скважины, м; θ_{TA}, α_{TA} – зенитный угол и азимут в точке A_T, град; x_A, y_A, z_A – координаты точки A оси бурящейся скважины, в которой производится анализ в принятой для проектной трассы системе координат, м; θ_A, α_A – зенитный угол и азимут бурящейся скважины в точке A, град.

Рекомендуется следующий порядок вычислений [27, 34]:

$$A_1 = \sin(180^\circ + \gamma_{л.п})\cos(180^\circ + \alpha_{л.п}); \quad (1.50)$$

$$B_1 = \sin(180^\circ + \gamma_{л.п})\sin(180^\circ + \alpha_{л.п}); \quad (1.51)$$

$$C_1 = \cos(180^\circ + \gamma_{л.п}); \quad (1.52)$$

$$D_1 = -(A_1 x_B + B_1 y_B + C_1 z_B); \quad (1.53)$$

$$l_A = \sin\theta_A \cos\alpha_A; \quad (1.54)$$

$$m_A = \sin\theta_A \sin\alpha_A; \quad (1.55)$$

$$n_A = \cos\theta_A; \quad (1.56)$$

$$\rho = \frac{A_1 x_A + B_1 y_A + C_1 z_A + D_1}{A_1 l_A + B_1 m_A + C_1 n_A}; \quad (1.57)$$

$$x_C = x_A - l_A \rho_A; \quad (1.58)$$

$$y_C = y_A - m_A \rho_A; \quad (1.59)$$

$$z_C = Z_A - n_A \rho_A; \quad (1.60)$$

$$l_{TA} = \sin\theta_{TA} \cos\alpha_{TA}; \quad (1.61)$$

$$m_{TA} = \sin\theta_{TA} \sin\alpha_{TA}; \quad (1.62)$$

$$n_{TA} = \cos\theta_{TA}; \quad (1.63)$$

$$\rho_{TA} = \frac{A_1 x_{TA} + B_1 y_{TA} + C_1 z_{TA} + D_1}{A_1 l_{TA} + B_1 m_{TA} + C_1 n_{TA}}; \quad (1.64)$$

$$x_{TA} = x_{TA} - l_{TA}\rho_{TA}; \quad (1.65)$$

$$y_{TB} = y_{TA} - m_{TA}\rho_{TA}; \quad (1.66)$$

$$z_{TB} = z_{TA} - n_{TA}\rho_{TA}; \quad (1.67)$$

$$\Delta x_1 = x_{TB} - x_A; \quad (1.68)$$

$$\Delta y_1 = y_{TB} - y_A; \quad (1.69)$$

$$\Delta z_1 = z_{TB} - z_A; \quad (1.70)$$

$$H^2 = (\Delta x_1 m_A - \Delta y_1 l_A)^2 + (\Delta y_1 n_A - \Delta z_1 m_A)^2 + (\Delta z_1 l_A - \Delta x_1 n_A)^2; \quad (1.71)$$

$$l^2 = (\Delta x_1)^2 + (\Delta y_1)^2 + (\Delta z_1)^2; \quad (1.72)$$

$$R = \frac{57{,}3}{i}; \quad (1.73)$$

$$\psi = 2arctg \frac{H}{\sqrt{l^2 - H^2} + \sqrt{l^2 - 2HR}}; \quad (1.74)$$

$$d = \sqrt{(x_C - x_{TB})^2 + (y_C - y_{TB})^2 + (z_C - z_{TB})^2}; \quad (1.75)$$

если $\Delta x_2 = x_C - x_{TB}$; $\Delta y_2 = y_C - y_{TB}$; $\Delta z_2 = z_C - z_{TB}$, то $d = \sqrt{(\Delta x_2)^2 + (\Delta y_2)^2 + (\Delta z_2)^2}$. (1.76)

Выработка управляющего решения производится на основе сравнения вычисления линейного d и углового ψ отклонений с критериями оптимизации процесса направленного бурения по неравенствам (1.35) и (1.36). При этом могут иметь место две ситуации. Если хотя бы одно из неравенств не выполняется, то отклонение проектной трассы от ее фактической реализации в настоящий момент не является существенным. Анализ пространственного положения скважины на этом заканчивается, бурение осуществляется без искусственного искривления.

В случае, когда выполняются оба неравенства, отклонение фактической трассы от проектной становится недопустимым и для его устранения необходимо осуществить принудительное регулирование направления скважины. В этом случае определяется следующий параметр управления: угол установки отклонителя, который обеспечивает минимальные затраты времени и средств для искусственного искривления скважины.

Рекомендуется следующий порядок вычисления [27, 34]:

$$\Delta x_3 = x_A - x_C; \tag{1.77}$$

$$\Delta y_3 = y_A - y_C; \tag{1.78}$$

$$\Delta z_3 = z_A - z_C; \tag{1.79}$$

$$A_2 = \Delta y_2 \Delta z_1 - \Delta z_2 \Delta y_1; \tag{1.80}$$

$$B_2 = \Delta z_2 \Delta x_1 - \Delta x_2 \Delta z_1; \tag{1.81}$$

$$C_2 = \Delta x_2 \Delta y_1 - \Delta x_1 \Delta y_2; \tag{1.82}$$

$$D_2 = -(A_2 \cdot x_A + B_2 \cdot y_A + C_2 \cdot z_A); \tag{1.83}$$

$$A_3 = \Delta x_3 \Delta z_2; \tag{1.84}$$

$$B_3 = \Delta y_3 \Delta z_2; \tag{1.85}$$

$$D_3 = -(A_3 x_A + B_3 y_A); \tag{1.86}$$

$$\varphi = \arccos \frac{A_2 A_3 + B_2 B_3}{\sqrt{A_2^2 + B_2^2 + C_2^2} \cdot \sqrt{A_3^2 + B_3^2}}. \tag{1.87}$$

На этом вычисление заканчивается и производится последняя операция оперативного управления – выполнение цикла искусственного искривления. После получения новых инклинометрических данных анализ пространственного положения бурящейся скважины производится вновь.

1.6. Математическая модель технологического обеспечения заданий сети разведочных пересечений

Современное состояние технологии и техники направленного бурения скважин позволяет успешно решать комплекс разнообразных геолого-технических задач. В то же время методики направленного бурения ориентированы на оптимизацию процесса проходки отдельных стволов скважин, то есть в качестве объекта управления принимается отдельный ствол (основной или дополнительный), для которого решается поставленная задача. Рассмотрим решение задачи поиска рациональных технико-технологических параметров, обеспечивающих выполнение геологического задания (выведение скважины в заданную область, обеспечение

необходимых углов подсечения пласта и т. д.) с минимумом стоимостных или временных затрат [29, 62], включающей в себя следующие этапы.

1.6.1. Алгоритм формирования рационального технологического обеспечения при бурении направленных скважин

Задача проектирования направленного бурения при разбуривании площади (рудного тела, нефтегазовой залежи и т. д.), когда необходимо выполнить подсечение совокупности точек пространства недр, заключается в определении оптимальной с точки зрения стоимостных или временных затрат пространственной сети (структуры) стволов скважин, обеспечивающей подсечение заданного множества точек. Структура стволов скважин: для основных стволов – координаты и углы заложения скважины на поверхности; интервалы и параметры искусственного искривления скважины; технико-технологические решения, определяющие пространственное положение скважины (компоновка бурового снаряда, технологические параметры и т. д.); для дополнительных стволов – глубины и углы отбуривания от основного ствола; интервалы и параметры искусственного искривления скважины; технико-технологические характеристики, влияющие на траекторию ствола скважины.

Основным недостатком предлагаемого метода является исключение из анализа вариантов структур, несущих в себе элементы (стволы скважин), сами по себе не являющиеся оптимальными. Хотя известны случаи, когда основной ствол многоствольной скважины проходится отнюдь не по «оптимальной» относительно подсекаемой точки траектории, но именно вследствие этой «ущербности» обеспечиваются наиболее благоприятные условия для проходки дополнительных стволов [61, 62].

С другой стороны, метод обладает рядом положительных моментов:

1. Практически ничем не ограниченное число вариантов, подлежащих анализу в случае полного перебора, заменяется их конечным множеством.

2. При расчете характеристик исходного множества стволов скважин могут быть использованы современные, в том числе компьютерные методики их оптимизации и определения соответствующих стоимостных и временных оценок.

3. Замена на определенной стадии анализа множества конкретных стволов скважин множеством элементов, каждому из которых приписана его стоимостная или временная оценка, открывает возможность использования при формировании оптимальной структуры известных методов решения задач выбора.

В общем виде алгоритм реализации изложенного выше метода приведен на рис. 1.6.



Рис. 1.6. Алгоритм формирования рационального технологического обеспечения при направленном бурении

Для решения основной задачи – определения рациональной структуры стволов при направленном бурении, необходимо рассчитать основные технико-

экономические характеристики бурения основных и дополнительных стволов скважин.

Решение этой задачи для основных стволов базируется на следующем допущении. В системе координат, относительно которой рассматриваются варианты проектирования скважины, может быть определена некоторая функция поверхности $Q_{(x,y)}$, выражающая собой затраты на бурение в зависимости от координат точки заложения скважины. Следовательно, основным моментом при решении задачи является установление вида функции $Q_{(x,y)}$ и определение значений координат точки заложения, при которых данная функция достигнет минимума. С целью упрощения функция рассматривается не на поверхности, а на отрезке, соединяющем две опорные точки (рис. 1.7): точку заложения скважины, при которой она имеет минимальные затраты на проходку ствола, и точку заложения скважины, при которой затраты на искусственное искривление ствола равны нулю [61].

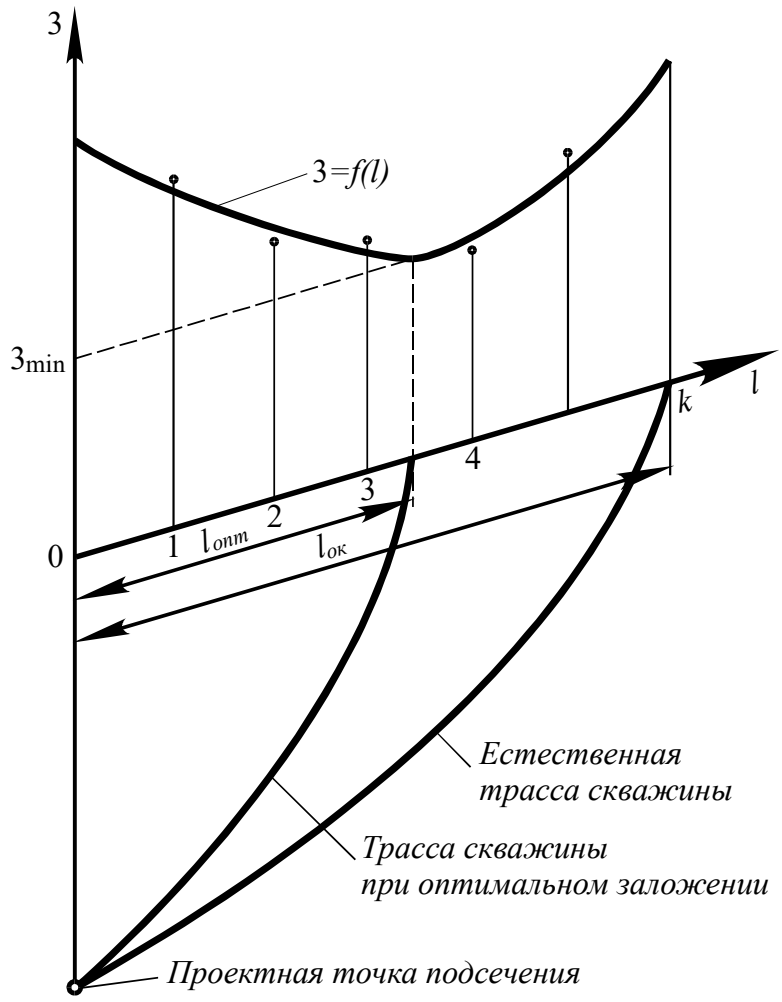


Рис. 1.7. Схема к определению параметров заложения скважины

Очевидно, что в этом случае трасса скважины является прямой вертикальной линией, соединяющей проектную точку подсечения с дневной поверхностью, а во втором – некоторой произвольной кривой линией, полученной с учетом характеристик естественного искривления скважины. Алгоритм для решения задачи определения технико-экономических характеристик при направленном бурении основных стволов приведен на рис. 1.8.

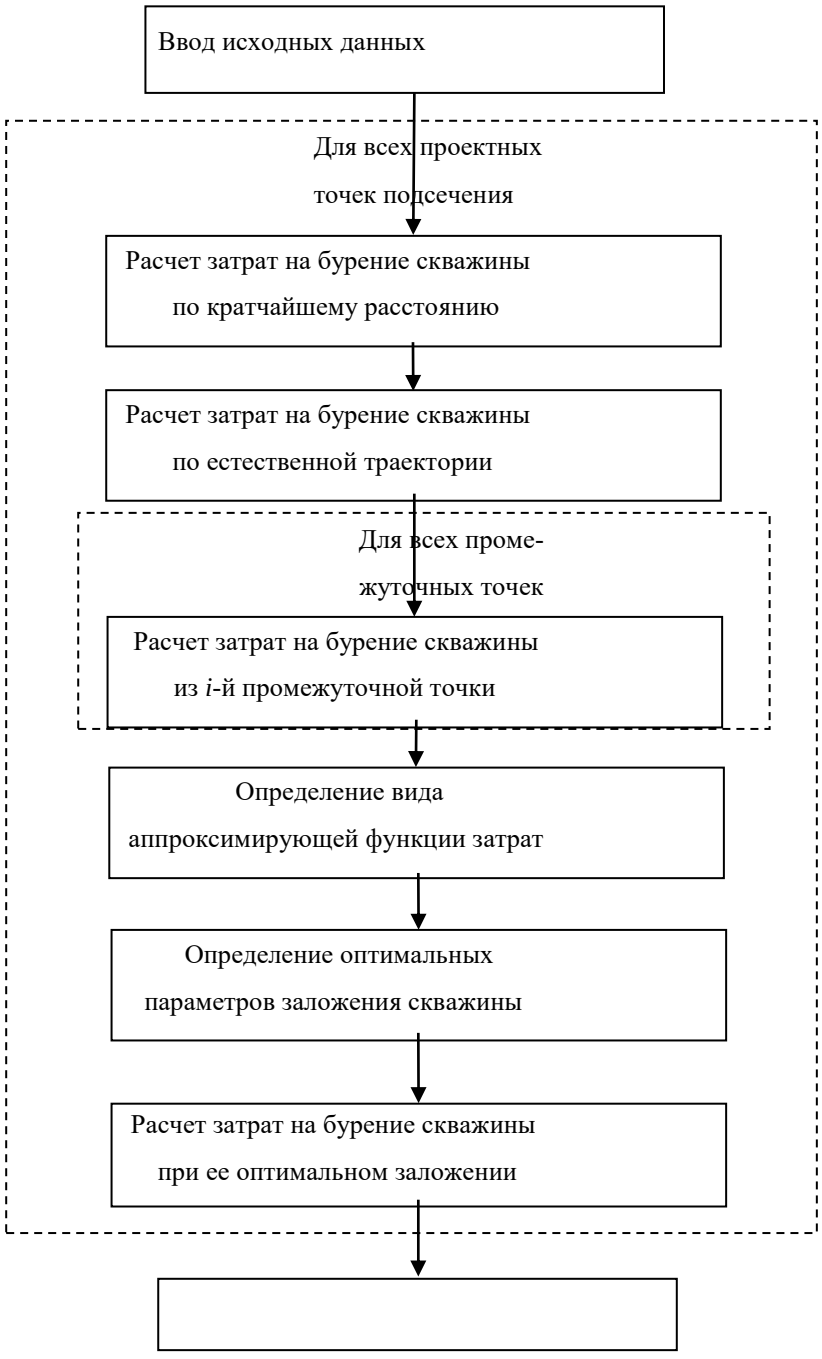


Рис. 1.8. Алгоритм проектирования основных стволов скважин

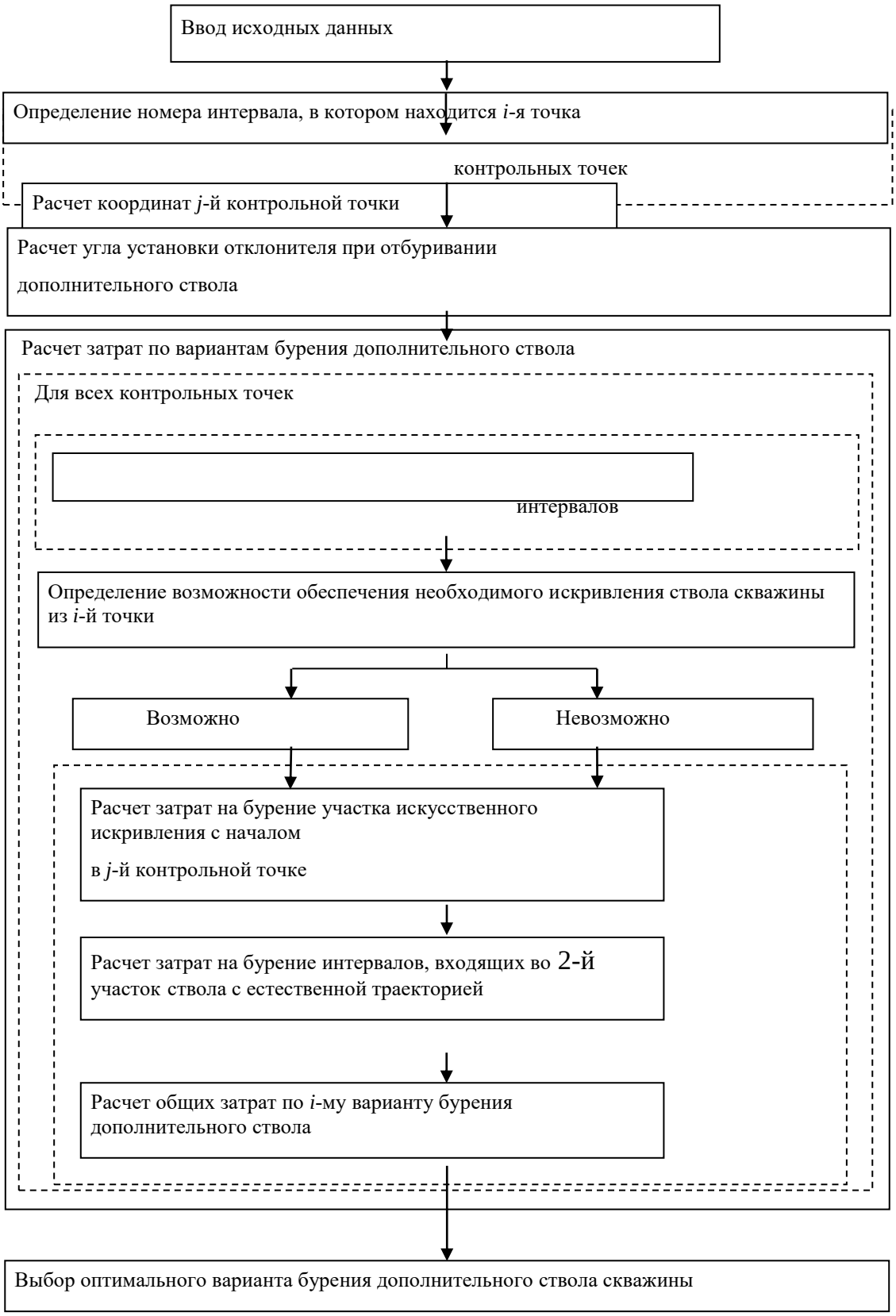


Рис. 1.9. Алгоритм проектирования дополнительных стволов скважин

При решении задачи определения рациональных технико-экономических характеристик для проходки дополнительных стволов расчеты сводятся к сужению исходного множества глубин, углов отбуривания и интервалов искусственного искривления для единственного варианта с минимумом затрат. В некоторых случаях возможно применение метода, изложенного при расчете характеристик основных стволов, т. е. производится расчет минимального значения функции: $Q = f(H)$, где Q – затраты на бурение дополнительного ствола; H – глубина основного ствола, с которой отбуривается дополнительный ствол.

Однако ввиду сложности определения конкретного вида функции $Q = f(H)$ этот подход целесообразно применять лишь в отдельных, достаточно простых случаях. Поэтому в настоящее время расчет характеристик дополнительных стволов сводится к моделированию вариантов их отбуривания от основного ствола скважины через некоторый шаг глубины, который выбирается исходя из конкретных условий бурения (рис. 1.9).

В заключение необходимо отметить, что все расчеты, обозначенные в соответствующих блоках алгоритмов (см. рис. 1.6, 1.8, 1.9), выполняются согласно методикам, рассмотренным в работах [39, 58, 59, 64]. Результатами расчетов являются матрицы затрат (временных или стоимостных), которые служат исходным материалом для решения основной задачи – определения рационального сочетания основных и дополнительных стволов при бурении направленных скважин.

1.6.2. Математическая модель определения рационального сочетания основных и дополнительных стволов скважин при направленном бурении

Существующие методики принятия решений при направленном бурении ориентированы на оптимизацию процесса проходки отдельных стволов скважин – в качестве объекта управления принимается один (основной или дополнительный) ствол, для которого и осуществляется решение задачи оптимизации. Под последней принимается поиск технико-технологических параметров, при которых обеспечивается выполнение задания, а целевая функция (стоимостная или временная) достигает своего минимума. Однако подобный подход, вполне

оправданный при решении локальной геолого-технической задачи, например, при выведении скважин в заданную область, теряет свои достоинства при разбуривании площади, когда необходимо обеспечить подсечение целостной совокупности n точек пространства недр. Как показывает опыт, использование лишь многоствольного бурения (($n-1$) точек подсекаются дополнительными стволами из одного основного) не является однозначно оптимальным. В этом случае задача проектирования направленного бурения при разбуривании площади (рудного тела, нефтегазовой залежи и т. д.) может быть сведена к поиску оптимальной с точки зрения стоимостных или временных затрат пространственной сети (структуры) стволов скважин, обеспечивающей подсечение заданного множества точек [62].

Поиск оптимального сочетания основных и дополнительных стволов может быть организован различным образом. Наиболее очевиден поочередный просмотр всех возможных вариантов сочетаний. Несмотря на то, что в этом случае обеспечивается строгое решение задачи выбора, полный перебор вариантов сопряжен со значительными затратами времени. Так, например, число вариантов, подлежащих просмотру при использовании основных и дополнительных стволов первого уровня, определяется выражением [2, 16]:

$$C = \sum \frac{n!}{k! \cdot (n-k)!} \cdot k^{(n-k)} , \qquad (1.88)$$

где n – число проектных точек подсечения.

Как следует из выражения (1.88), уже при $n = 8$ число вариантов сочетаний составит 5289, и это при том, что особую актуальность проблема выбора рациональной структуры стволов приобретает при значительно больших значениях n. Таким образом, полный перебор вариантов вряд ли может быть признан лучшим способом решения задачи выбора, но может быть использован для оценки эффективности альтернативных методов. Анализ существующих методов решения задач выбора подробно рассмотрен в работах [3, 66].

Прежде чем перейти к рассмотрению предлагаемой математической модели (метода), необходимо определить основные понятия теории графов применительно к специфике проходки направленных стволов скважин [37].

Исходное множество основных и дополнительных стволов можно представить в виде графа G – геометрической структуры, состоящей из двух множеств: вершин (n) и ребер (E). В роли вершин графа выступают проектные точки подсечения и точка «0» – дневная поверхность, на которой закладываются основные стволы скважин. Под ребрами графа понимаются основные и дополнительные стволы, причем первые соединяют точку «0» с соответствующими точками множества n, а вторые – некоторые пары точек из n. Тогда общую задачу можно сформулировать как поиск остова графа, имеющего наименьший вес. Под остовом графа G понимается дерево (связанный граф без циклов) $H = (n, E')$, такое, что $E' \subseteq E$. Вес дерева – сумма весов (соответствующих затрат) его ребер.

Предлагаемый метод определения рационального сочетания основных и дополнительных стволов скважин базируется на следующем утверждении: оптимальным остовом графа является остов, средний вес ребра которого минимален. В соответствии с методом динамического программирования общая задача поиска указанного остова разбивается на ряд подзадач, при решении каждой из которых осуществляется поиск одного или нескольких ребер графа (части графа), средний вес которых внутри данной подзадачи минимален [10, 28, 65].

Объектом анализа является квадратная матрица (1.89), в начальный момент состоящая из n строк, в каждой из которых содержится по n элементов:

$$A = \begin{array}{c|cccccc} & 1 & \dots & j & \dots & n \\ 1 & A_{11} & \dots & A_{1j} & \dots & A_{1n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ k & A_{k1} & \dots & A_{kj} & \dots & A_{kn} \\ n & A_{n1} & \dots & A_{nj} & \dots & A_{nn} \end{array}. \qquad (1.89)$$

В качестве примера на рис. 1.10 показана исходная матрица и граф, описывающие затраты на бурение основных и дополнительных стволов при подсечении шести проектных точек.

Реализация метода включает в себя следующие операции:

1. По каждой k-й строке матрицы (1.89) производится минимизация средних затрат $\overline{A}_k$ путем дополнения диагонального элемента A_{kj} матрицы другими элементами строки, таким образом, чтобы обеспечить минимально возможную

величину $\overline{A}_k$. Это реализуется следующим образом: положим $A_{kj} = \overline{A}_k$; находим наименьший i-й элемент строки $(i \neq k)$, если $A_{ki} < \overline{A}_k$, то данный элемент включается в искомую совокупность и по ней определяется новое значение $\overline{A}_k$. Данная операция повторяется до тех пор, пока все элементы k-й строки не войдут в искомую совокупность или очередной элемент не окажется больше $\overline{A}_k$, вычисленного на предыдущем шаге. Результатом является матрица – столбец:

$$\overline{A} = \begin{array}{r|l} 1 & \overline{A}_1 \\ \dots & \dots \\ k & \overline{A}_k \\ \dots & \dots \\ n & \overline{A}_n \end{array}. \qquad (1.90)$$

На рис. 1.11. показано изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа, где элементы матрицы $\overline{A}$ занесены в столбец «Средние затраты».

2. По матрице (1.89) выбирается наименьшее значение $\overline{A}_i$ $(i = 1, \dots n)$ и соответственно определяется совокупность элементов матрицы (1.89) по k-й строке, для которой определено минимальное $\overline{A}_i$.

3. Из матрицы (1.89) исключаются:

– столбцы с номерами j, входящими в выбранную совокупность;

– строки с номерами j, входящими в выбранную совокупность, за исключением строки с номером $j = k$.

Анализ заканчивается, если ни в одной строке матрицы (1.89) не содержится ни одного элемента. Результатом анализа является искомое сочетание основных и дополнительных стволов скважин. Графическая интерпретация полученных результатов по этапам решения и итоговый остов графа приведены на рис. 1.11.

а

Основные стволы скважин	Проектные точки подсечения						Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6		
1	91	40	107	33	73	69	54,7	1; 14; 12
2	78	108	90	79	106	60	81,3	2; 21; 24; 26
3	58	72	38	59	68	27	32,5	3; 36
4	123	97	110	111	42	88	76,5	4; 45
5	32	109	66	69	92	120	62,0	5; 51
6	121	41	122	25	119	53	39,0	6; 64

б

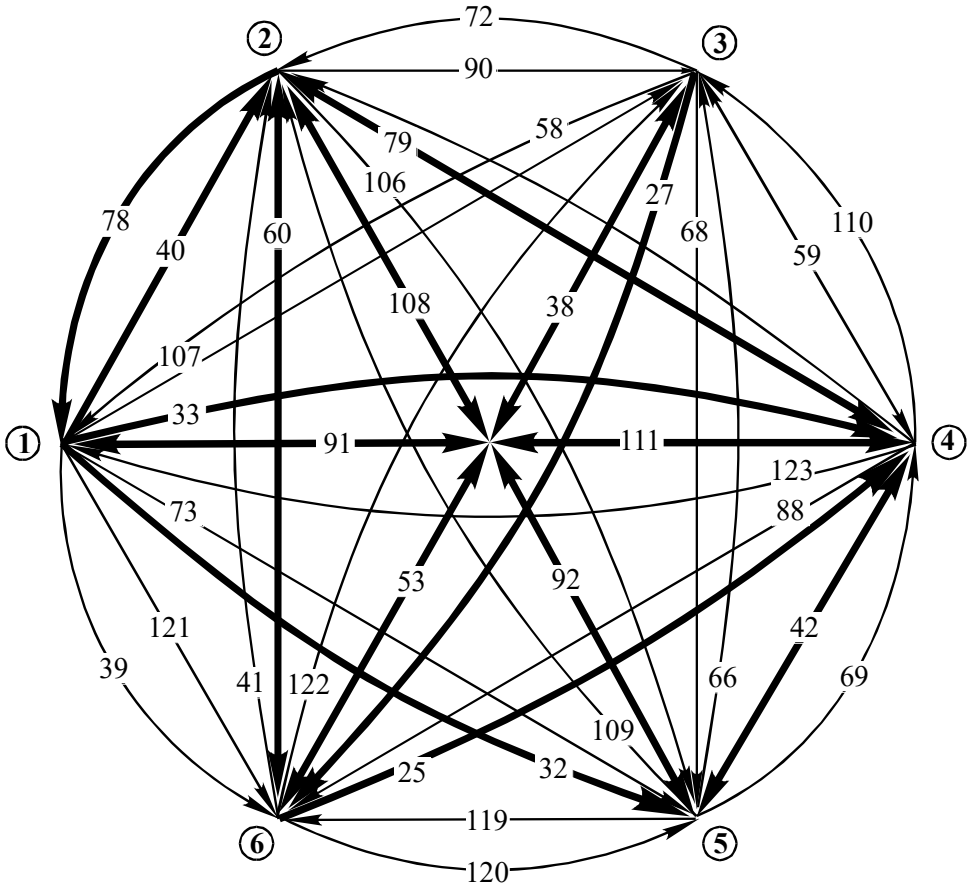
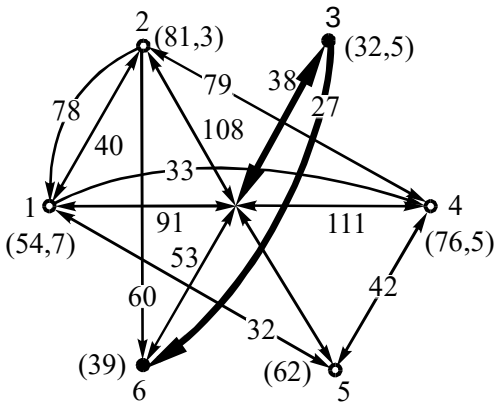


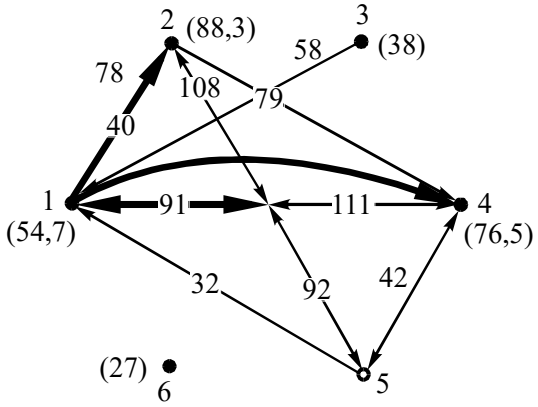
Рис. 1.10. Исходные данные для формирования рациональной структуры стволов:
а – матрица затрат на бурение основных и дополнительных стволов (подчеркнуты элементы, участвующие в минимизации средних затрат); б – граф, описывающий анализируемое множество стволов скважин (выделены ребра графа, соответствующие элементам исходной матрицы, участвующим в минимизации средних затрат)



1-й этап анализа

Стволы скважин	1	2	3	4	5	6	Средние затраты
1	91	40	107	33	73	69	54,7
2	78	108	90	79	106	60	81,3
3	58	72	38	59	68	27	32,5
4	123	97	110	111	42	88	76,5
5	32	109	66	69	92	120	62,0
6	121	41	122	25	119	53	39,0

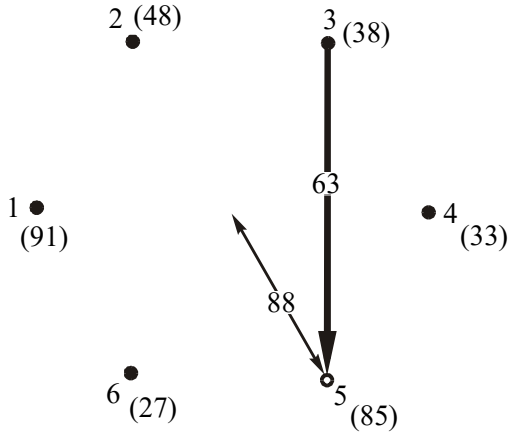
Группа стволов: 3; 36



2-й этап анализа

Стволы скважин	1	2	3	4	5	6	Средние затраты
1	91	40	—	33	73	—	54,7
2	78	108	—	79	106	—	81,3
3	58	72	—	59	68	—	32,5
4	123	97	—	111	42	—	76,5
5	32	109	—	69	92	—	62,0
6	—	—	—	—	—	—	—

Группа стволов: 1, 12, 14



3-й этап анализа

Стволы скважин	1	2	3	4	5	6	Средние затраты
1	—	—	—	—	73	—	73,0
2	—	—	—	—	—	—	—
3	—	—	—	—	68	—	68,0
4	—	—	—	—	—	—	—
5	—	—	—	—	92	—	92,0
6	—	—	—	—	—	—	—

Группа стволов: 35

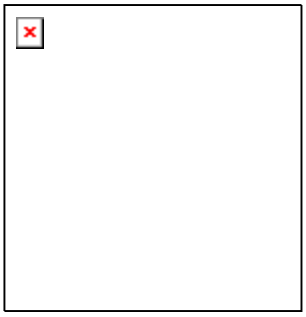


Рис. 1.11. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа: в матрицах подчеркнуты элементы, участвующие в минимизации средних затрат; в каждой графе выделены ребра, соответствующие выбранной на данном этапе группе стволов

При включении в анализ дополнительных стволов второго уровня исходную матрицу затрат можно рассматривать как систему подматриц, число которых соответствует числу анализируемых в данный момент основных стволов (рис. 1.12, а). Последовательность расчетов в этом случае аналогична методу, изложенному выше. Отличие заключается в коррекции, которая вводится при определении средних затрат согласно выражению:

$$\overline{A}_j = \frac{A_j + A_i}{t_j + 1}, \qquad (1.91)$$

где t_j – число элементов j-ой строки, по которым была определена величина $\overline{A}_j$.

Так например, при расчете группы стволов 1,12 (см. рис. 1.12, а) были учтены затраты на бурение первого основного ствола, т.е. согласно формуле (1.91):

$$\overline{A} = (91 + 40)/(1 + 1) = 65{,}5.$$

Изменение исходной матрицы затрат при использовании дополнительных стволов первого и второго уровней (см. рис. 1.12) по этапам анализа и итоговый граф приведены на рис. 1.13.

Корректность анализа, выполняемого по описанным методикам, может быть существенно повышена за счет включения в него механизма, учитывающего затраты на перемещение буровых установок $A_{ПБУ}$, т.е. имеем матрицу:

$$A_{ПБУ} = \begin{array}{c|cccccc} & 0 & 1 & \dots & j & \dots & n \\ 0 & A_{00} & A_{01} & \dots & A_{0j} & \dots & A_{0n} \\ 1 & A_{10} & A_{11} & \dots & A_{1j} & \dots & A_{1n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ k & A_{k0} & A_{k1} & \dots & A_{kj} & \dots & A_{kn} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ n & A_{n0} & A_{n1} & \dots & A_{nj} & \dots & A_{nn} \end{array}, \qquad (1.92)$$

где A_{kj} – затраты на перемещение буровой установки между точками заложения основных стволов.

Включение в матрицу нулевых строк и столбца необходимо для учета затрат на перемещение буровой установки от базы.

а

Стволы скважин		Проектные точки подсечения			Средние затраты по стволам		Группа стволов
основные	дополни-тельные 1-го уровня	1	2	3	допол-нитель-ным	основным	
1	1	91	—	—	91	65,5	1
	12	—	40	157	40		12
	13	—	102	107	103,5		
2	21	78	—	1427	78	90,8	21
	2	—	109	—	109		2
	23	86	—	90	88		23
3	31	58	108	—	58	38,0	
	32	98	72	—	72		
	3	—	—	38	38		3

б

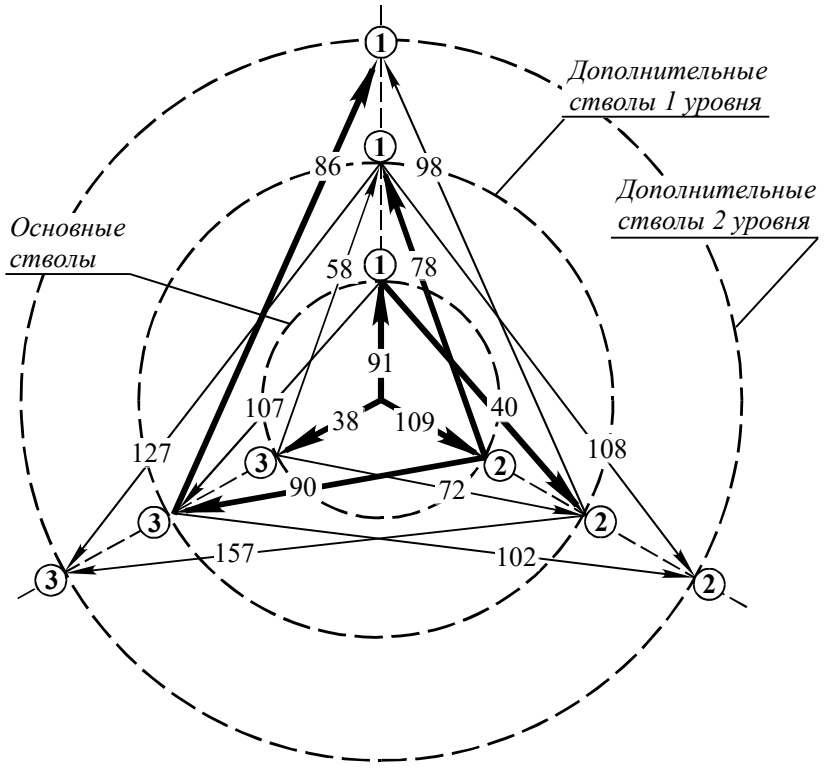
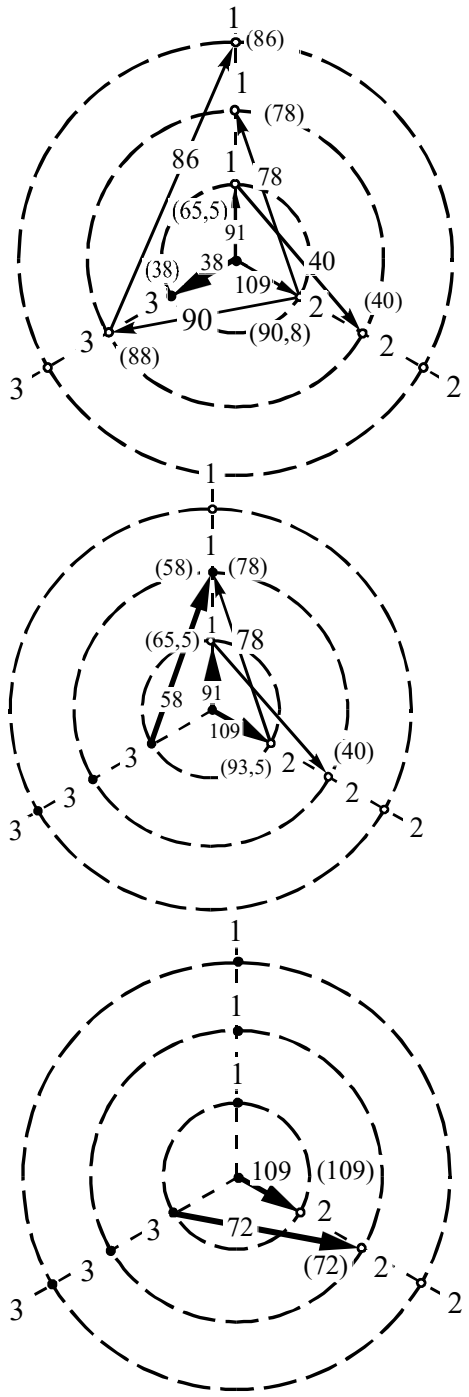


Рис. 1.12. Исходные данные для формирования рациональной структуры при использовании дополнительных стволов скважин первого и второго уровней:

а – матрица затрат на бурение основных и дополнительных стволов;

б – граф, описывающий анализируемое множество стволов скважин



1-й этап анализа

Стволы скважин		1	2	3	Средние затраты	
1	1	91	—	—	91	
	12	—	40	157	40	65,5
	13	—	102	107	104,5	
2	21	78	—	127	78	
	2	—	109	—	109	90,8
	23	86	—	90	88	
3	31	58	108	—	58	
	32	98	72	—	72	38,0
	3	—	—	38	38	

Группа стволов: 3

2-й этап анализа

Стволы скважин		1	2	3	Средние затраты	
1	1	91	—	—	91	
	12	—	40	—	40	65,5
	13	—	102	—	—	
2	21	78	—	—	78	
	2	—	109	—	109	93,5
	23	86	—	—	—	
3	31	58	108	—	58	
	32	98	72	—	72	58,0
	3	—	—	—	—	

Группа стволов: 31

3-й этап анализа

Стволы скважин		1	2	3	Средние затраты	
1	1	—	—	—	—	
	12	—	—	—	—	—
	13	—	—	—	—	
2	21	—	—	—	78	
	2	—	109	—	109	93,5
	23	—	—	—	—	
3	31	—	—	—	—	
	32	—	72	—	72	72,0
	3	—	—	—	—	

Группа стволов: 32

Рис. 1.13. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа при использовании дополнительных стволов 1-го и 2-го уровней

1.6.3. Учет стадийности геологоразведочных работ

Рассмотренные выше методики были ориентированы относительно фиксированного множества проектных точек подсечения n – однозначной по своим характеристикам разведочной сети. В то же время одной из особенностей ведения геологоразведочных работ является их стадийность, когда каждая стадия работ характеризуется своим геолого-техническим заданием, а переход к следующей стадии зависит от полученных результатов [63].

На рис. 1.14 приведена схема учета стадийности выполнения буровых работ, где указаны возможные варианты стратегий. Например, вторая стратегия (см. рис. 1.14, б) заключается в том, что при анализе основных стволов, соответствующих первой стадии работ, учитывая возможность их использования как основы для проходки дополнительных стволов при переходе ко второй стадии. Необходимо подчеркнуть, что объединение двух и более стадий (четвертый вариант стратегии на рис. 1.14, б) осуществляется условно – фактически первоначально проходятся стволы, относящиеся к одной стадии работ, и лишь затем, если это необходимо, проходятся стволы скважин, входящие в последующую стадию.

Последовательность действий с учетом стадийности выполнения буровых работ (при изолированном анализе стадий работ и при совместном анализе стадий) полностью соответствуют методам, описанным выше. Примеры соответствующих расчетов приведены на рис. 1.15 и 1.16.

Как показывают экспериментальные расчеты, при использовании стратегий, ориентированных на изолированное рассмотрение стадий. Происходит некоторое снижение затрат по начальным стадиям с одновременным их увеличением при переходе к последующим стадиям работ. Соответственно наблюдается противоположная картина при использовании стратегий, ориентированных на одновременный учет нескольких стадий.

Оценка k-го варианта стратегии может быть сделана согласно выражению:

$$A_k = \sum_i^n p_i \cdot A_{ik} , \qquad (1.93)$$

где p_i – вероятность перехода к i-й стадии (определяется в основном экспертным путем); A_{ik}– затраты на подсечение точек, относящихся в i-й стадии по k-й стратегии.

Использование выражения (1.93) затруднительно в силу неоднозначности оценок p_i (см. рис. 1.14, б), каждое из которых представлено интервалом возможных значений Δp. Поэтому на практике для формализации исходных данных целесообразно применять известные критерии оценки [47].

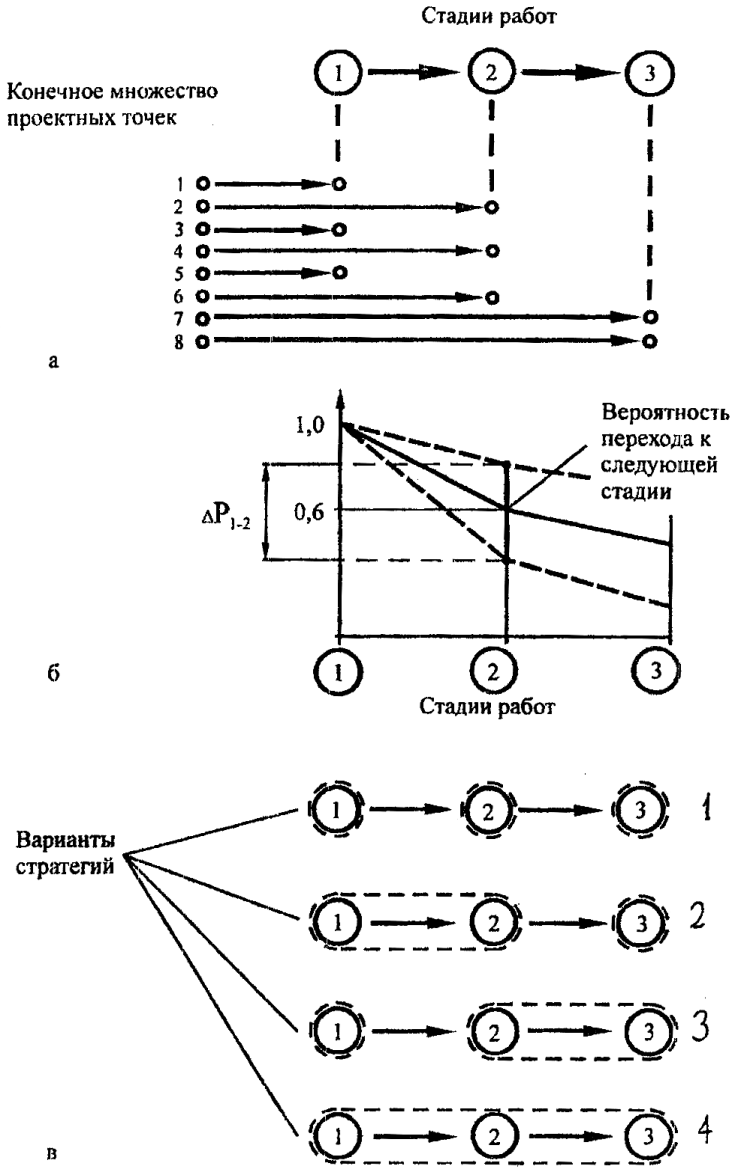


Рис. 1.14. Схема учета стадийности выполнения буровых работ: а – распределение проектных точек подсечения по стадиям работ; б – графическая интерпретация вероятностей перехода от одной стадии работ к следующей; в – варианты стратегий анализа: 1 – стадии работ рассматриваются изолированно; 2 – при анализе первой стадии учитывается возможность перехода ко второй; 3 – при анализе второй стадии учитывается возможность перехода к третьей; 4 – при анализе первой стадии учитывается возможность перехода ко второй и третьей стадиям

а Затраты времени на бурение
БУ между скважинами, ст/см.

Осн. ств. скв.	Проектные точки подсечения					
	1	2	3	4	5	6
1	91	40	107	33	73	39
2	78	108	90	79	106	60
3	58	72	38	59	68	27
4	123	97	110	111	42	88
5	32	109	66	69	92	120
6	121	41	122	25	119	53

1-я стадия работ (точки №№ 1, 3, 5)

б 1. С учетом перевозки БУ с базы

№	1	3	5	Средние затраты
1	92	107	73	82,5
3	58	42	68	42,0
5	32	66	95	63,5

Группа стволов: 3

2. С учетом перевозки БУ
от 3-й скважины

№	1	3	5	Средние затраты
1	92	—	73	84,3
3	58	—	68	58,0
5	32	—	93	63,5

Группа стволов: 31

3. С учетом перевозки БУ
от 1-й скважины

№	1	3	5	Средние затраты
1	—	—	—	—
3	—	—	68	68,0
5	—	—	93	93,0

Группа стволов: 35

Рис. 1.15. Пример расчетов при изолированном анализе стадий работ:
а – исходные матрицы затрат на бурение стволов скважин и переноску буровых установок;
б – изменение исходной матрицы затрат времени по этапам анализа с учетом изолированности стадий работ

Затраты времени на перевозку БУ
к стволам скважин, ст/см.

№	0	1	2	3	4	5	6
0	—	1	5	4	2	3	2
1	1	—	1	1	6	3	2
2	5	1	—	6	6	2	5
3	4	1	6	—	2	1	3
4	2	6	2	2	—	3	1
5	3	3	2	1	3	—	4
6	2	2	5	3	1	4	—

2-я стадия работ (точки №№ 2, 4, 6)

4. С учетом перевозки БУ
с 3-й скважины

№	2	4	6	Средние затраты
1	114	79	60	84,3
3	97	113	88	99,3
5	41	25	56	40,7

Группа стволов: 6, 64

5. С учетом перевозки БУ
от 6-й скважины

№	2	4	6	Средние затраты
1	113	—	—	113,0
3	—	—	—	—
5	41	—	—	41,0

Группа стволов: 62

1-я стадия работ (точки №№ 1, 3, 5)

1. С учетом перевозки БУ с базы

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты с учетом перехода к 2-й стадии
1	92	107	73	40	33	39	53,0
3	58	42	68	72	59	27	35,5
5	32	66	95	109	69	120	65,5

Группа стволов: 3, (36)

2. С учетом перевозки БУ от 3-й скважины

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты с учетом перехода к 2-й стадии
1	92	—	73	40	33	—	57,0
3	58	—	68	72	59	—	59,0
5	32	—	95	109	69	—	64,5

Группа стволов: 1, (12), (14)

3. С учетом перевозки БУ от 1-й скважины

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты с учетом перехода к 2-й стадии
1	—	—	73	—	—	—	73,0
3	—	—	68	—	—	—	68,0
5	—	—	95	—	—	—	95,0

Группа стволов: 35

2-я стадия работ (точки №№ 2, 4, 6)

4. С учетом перевозки БУ от 1-й скважины

Стволы скважин	1	3	5	2	4	6	Средние затраты
1	—	—	—	40	—	—	40,0
3	—	—	—	—	59	28	28,0
5	—	—	—	—	—	—	—
2	—	—	—	—	—	—	—
4	—	—	—	—	—	—	—
6	—	—	—	—	—	—	—

Рис. 1.16. Пример расчетов при совместном анализе стадий работ

1.6.4. Формирование рациональной структуры стволов при кустовом бурении

В качестве исходного положения принимаем то, что на дневной поверхности задано некоторое множество {*A*, …, *K*, …, *C*} кустовых площадок, относительно которых рассчитаны затраты на проходку основных и дополнительных стволов к *n* проектным точкам, а также затраты на перемещение буровых установок.

Объектом анализа в данном случае является система подматриц, каждая из которых описывает исходные данные по основным и дополнительным стволам, относящимся к конкретной кустовой площадке. При этом метод решения поставленной задачи практически полностью соответствует подходу, рассмотренному при анализе дополнительных стволов второго уровня. Единственным смысловым отличием является то, что 1-й основной ствол заменен понятием «*k*-я кустовая площадка».

В качестве примера на рис. 1.17 и 1.18 приведена исходная матрица затрат и показана последовательность расчетов, результатом которой является вывод о целесообразности бурения с площадки *A* скважины к первой точке, а с площадки *B* – основного ствола к третьей точке и из него – дополнительного ствола ко второй проектной точке подсечения.

а Затраты на бурение основных и дополнительных стволов

Вариант заложения устья	Основные стволы	Проектные точки подсечения			Средние затраты
		1	2	3	
A	1	36	71	58	36,0
	2	67	53	61	53,0
	3	70	52	51	51,0
B	1	58	76	59	58,0
	2	74	44	48	44,0
	3	82	44	38	38,0

Затраты на перемещение БУ между скважинами

	O	*A*	*B*
O	—	10	12
A	10	—	8
B	12	8	—

Затраты по основным и дополнительным стволам с учетом перемещения БУ с базы

Вариант заложения устья	Основные стволы	Проектные точки подсечения			Средние затраты
		1	2	3	
A	1	46	71	58	46,0
	2	67	63	61	62,0
	3	70	52	61	56,5
B	1	58	76	59	64,5
	2	74	44	48	52,0
	3	82	44	38	47,0

б

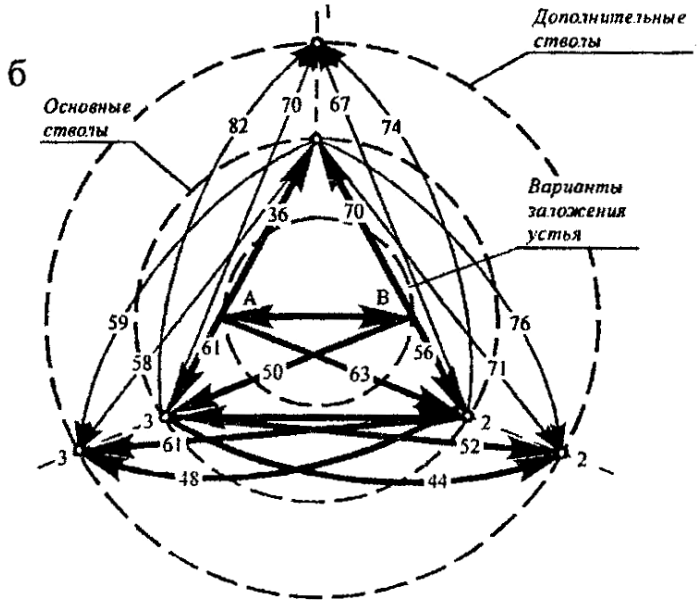
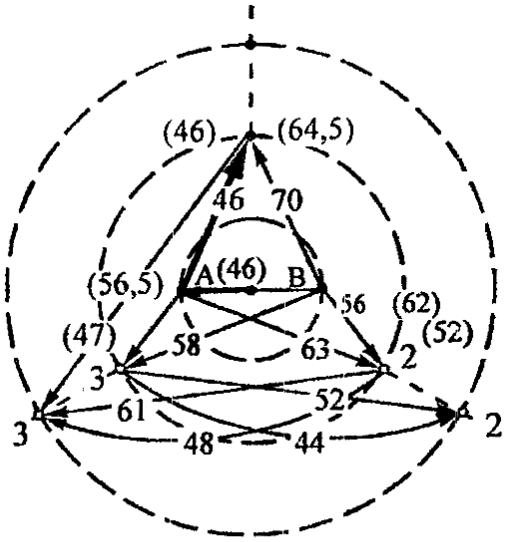


Рис. 1.17. Исходные данные для формирования рациональной структуры стволов при кустовом бурении: а – матрицы затрат на бурение основных и дополнительных стволов и на перевозку буровой установки; б – граф, описывающий анализируемое множество стволов с учетом кустовых площадок *A* и *B*.

1-й этап анализа

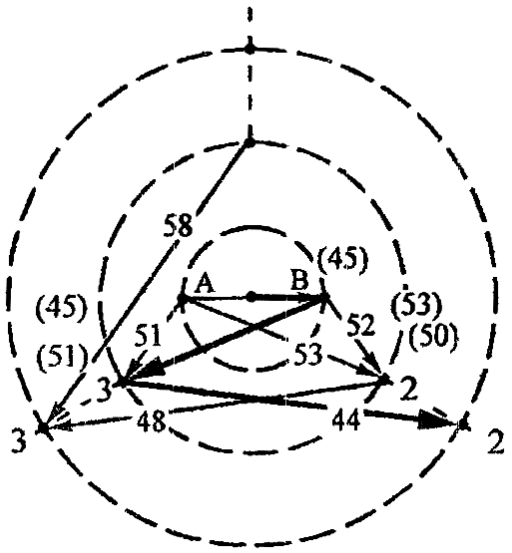


Затраты с учетом перемещения БУ с базы

Устье	Ствол	1	2	3	Средние затраты
A	1	46	71	58	46,0
	2	67	63	61	62,0
	3	70	52	61	56,5
B	1	70	76	59	64,5
	2	74	56	48	52,0
	3	82	44	50	47,0

Группа стволов: *A*: 1

2-й этап анализа



Затраты с учетом перемещения БУ от устья *A*

Устье	Ствол	1	2	3	Средние затраты
A	1	—	71	58	58,0
	2	—	53	61	53,0
	3	—	52	51	51,0
B	1	—	—	—	—
	2	—	52	48	50,0
	3	—	44	46	45,0

Группа стволов: *B*: 3; 32

Итоговый граф

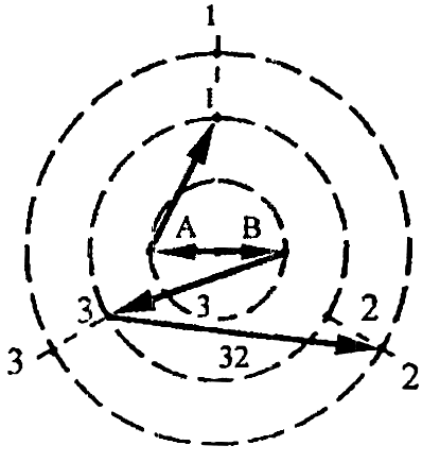


Рис. 1.18. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа при кустовом бурении

Примеры решения задач

Пример 1.1. Произвести расчеты, связанные с выведением скважины в проектную точку разведочной сети с помощью искусственных отклонителей. Скважина бурилась до глубины 840 м по «типовому профилю», далее была установлена необходимость применения снаряда СБС-59 для окончательного выведения скважины на проектную точку разведочной сети. Координаты точки скважины на глубине 840 м: x_A = 71,7 м; y_A = −91,9 м; z_A = 822,4 м; зенитный угол в данной точке θ_A = 17,5˚; азимут скважины α_A = 360˚. Координаты проектной точки подсечения рудного тела: x_B = 120 м; y_B = −20 м; z_B = 1100 м. Отклоняющий снаряд СБС-59 обеспечивает оптимальную интенсивность искривления на цикле его постановки i_0 = 1,5˚/м при оптимальной длине рейса $l_р$ = 3 м. Длина интервала проработки перегиба после установки отклоняющего снаряда СБС-59 $l_{пр}$ = 5 м.

Решение. По формуле (1.37) рассчитываем отход скважины в горизонтальной плоскости:

$$g = (-20 + 91{,}90) \cdot \cos 360° - (120 - 71{,}7) \cdot \sin 360° = 71{,}9 \text{ м};$$

положительное значение g указывает на то, что поворот по азимуту должен осуществляться вправо.

По формуле (1.38) рассчитываем отход скважины в вертикальной плоскости:

$$h = \left[(-20 + 91{,}9) \cdot \sin 360° + (120 - 71{,}7) \cdot \cos 360°\right] \cdot \cos 17{,}5° - (1100 - 822{,}4) \cdot \sin 17{,}5° = -37{,}4 \text{ м};$$

отрицательная величина h указывает на необходимость производить выкручивание скважины, т.е. уменьшение зенитного угла.

По формуле (1.39) определяем расстояние между проектной точкой забоя и той, на которую скважина может выйти без применения искусственного искривления:

$$d = \sqrt{\frac{71{,}9^2 + (-37{,}4)^2}{(\cos 17{,}5°)^2}} = 81{,}9 \text{ м}.$$

По формулам (1.40) – (1.43) рассчитываем необходимый набор кривизны для выведения скважины на проектную точку разведочной сети:

$$R = \frac{57{,}3}{1{,}5} = 38{,}2;$$

$$l = \frac{1100 - 822,4}{17,5^{\circ}} + (-37,4) \cdot tg17,5^{\circ} = 279,3 \text{ м};$$

$$H = \sqrt{91,9^2 + (-37,4)^2} = 81,0 \text{ м};$$

$$\psi = 2arctg \frac{81}{279,3 + \sqrt{279,3^2 - 2 \cdot 81 \cdot 38,2 + 81^2}} = 16,5^{\circ}.$$

Данный набор кривизны одним рейсом отклоняющего снаряда СБС-59 не выполнить, поэтому расчет следует повторить при интенсивности искривления, полученной из расчета по формуле (1.44):

$$i_{ц} = \frac{1,5 \cdot 3}{3+5} = 0,56 \text{ градус/м};$$

$$R_{ц} = \frac{57,3}{0,56} = 102 \text{ м}.$$

Тогда необходимый набор кривизны составит:

$$\psi_1 = 2arctg \frac{81}{279,3 + \sqrt{279,3^2 - 2 \cdot 102 \cdot 81 + 81^2}} = 17,1^{\circ}.$$

Определим необходимое количество рейсов отклоняющего снаряда СБС-59 для набора требуемой кривизны, если общая длина рейса составляет 8 м ($l_р + l_{пр}$):

$$n = \frac{17,1^{\circ}}{0,56 \cdot 8} = 3,8 \approx 4 \text{ рейса}.$$

Определим угол установки отклонителя при первой его постановке, так как в нашем случае $g > 0$, $h < 0$, то согласно выражению (1.46) и соответствующим ограничениям имеем второй случай (см. стр. 36):

$$\Phi = 180^{\circ} - arctg \frac{71,9}{37,4} = 117,5^{\circ}.$$

По формуле (1.48) рассчитаем конечный зенитный угол, который должна иметь скважина после проведения работ по ее искривлению:

$$\theta_к = \arccos(\cos 17,5^{\circ} \cdot \cos 17,1^{\circ} - \sin 17,5^{\circ} \cdot 17,1^{\circ} \cdot \cos 117,5^{\circ}) = 17,7^{\circ}.$$

По формуле (1.49) рассчитываем приращение азимута скважины после проведения работ по ее искривлению:

$$\Delta\alpha = arctg\frac{117,5^\circ}{ctg17,1^\circ \cdot \sin 17,5^\circ + \cos 117,5^\circ \cdot \cos 17,5^\circ} = 58,7^\circ .$$

Таким образом, для выведения скважины на проектную точку разведочной сети потребуется 3 или 4 постановки отклоняющего снаряда СБС-59. Необходимое количество постановок должно уточняться в процессе работы путем проведения контрольных замеров зенитных углов и азимута и соответствующих расчетов.

Пример 1.2. Для анализа пространственного положения бурящейся скважины и выработки управляющих решений имеются следующие исходные данные. Координаты проектной точки: x_B = 40 м; y_B = −60 м; z_B = 650 м; азимут линии падения пласта рудного тела $\alpha_{л.п} = 0°$; угол падения плоскости рудного тела $\gamma = 30°$; средние значения интенсивности зенитного угла I_θ = 1,5°/100 м и азимутального I_α=3,5°/100 м искривления скважины, характерные для данных геолого-технических условий; допустимое линейное отклонение проектной и фактической точек подсечения рудного тела r = 45 м. Приняв координаты точки заложения скважины: $x_A = y_A = z_A = 0$ м; зенитный угол в данной точке $\theta_A = 0$ и азимут скважины $\alpha_A = 0$, определить фактическое отклонение скважины от проекта $\bar{d}$ и сравнить его с допустимым r. Если окажется, что $\bar{d} > r$, то необходимо осуществить регулирование пространственного положения трассы скважины для следующих случаев: 1) изменяя координаты точки заложения скважины x_A и y_A; 2) изменяя зенитный θ_A и азимутальный α_A углы в точке заложения скважины; 3) используя искусственные отклонители (необходимые для расчета технические характеристики отклонителя взять из примера 1.1).

Решение. В соответствии с методиками, изложенными в разделах 1.2, 1.3 и 1.5, была составлена компьютерная программа для выработки и принятия управляющих решений, функционирующая в диалоговом режиме. После ввода исходных данных и проведения расчетов на экран дисплея выдаются результаты решения, включающие следующую информацию: расчетные координаты при подсечении рудного тела: $x_C = 55,4$ м; $y_C = 13,1$ м; $z_C = 658,8$ м; расчетные азимут и зенит при подсечении рудного тела: θ_C = 9,9°; α_C = 23,2°; отклонение точки подсечения от проектной

$d = 75{,}2$ м; выводится графическая интерпретация полученных результатов, т. е. изображаются профиль и план скважины (рис. 1.19).

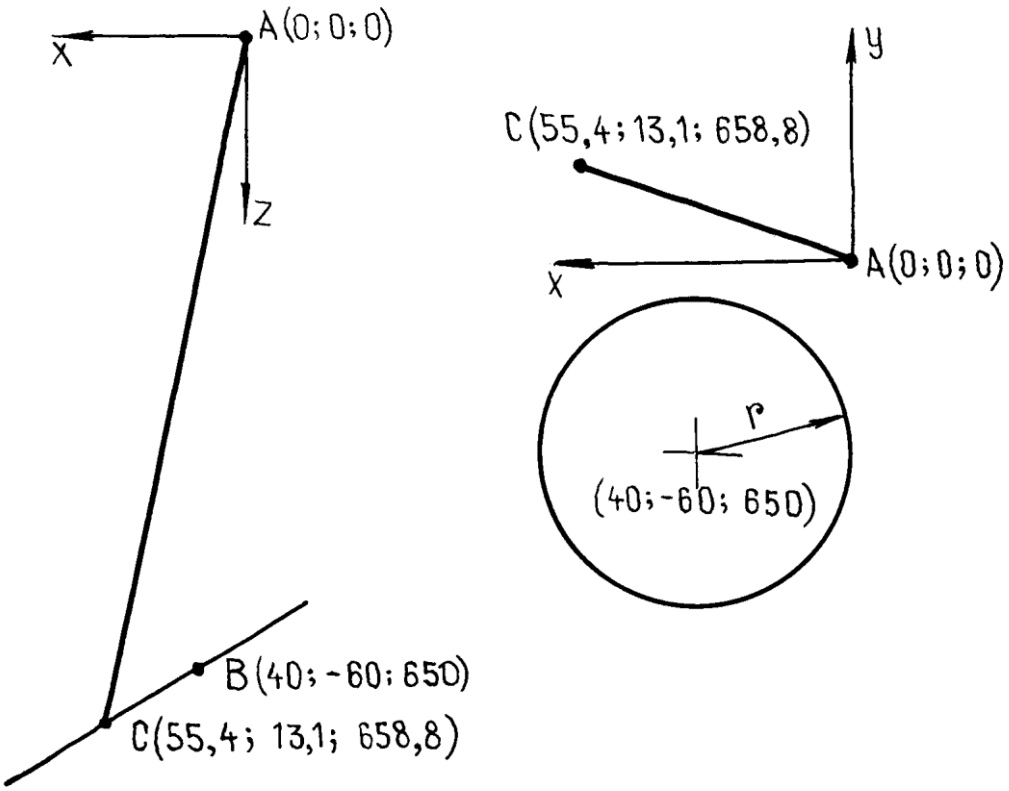


Рис. 1.19. Профиль и план скважины

В результате анализа имеющейся информации для решения поставленных задач необходимо принять следующие управляющие решения: 1) координаты точки заложения скважины: $x_A = -15{,}0$ м; $y_A = -70{,}0$ м; $z_A = 0$ м; 2) угол в точке заложения скважины A (0; 0; 0) : зенит $\theta_A = 1°$; азимут $\alpha_A = 290°$; 3) установить один отклонитель с углом $\Phi = 260°$ на глубине 150 м (параметры установки отклонителя определяются расчетным путем, см. решение примера 1.1). Результаты решения задачи приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Результаты решения задачи по выработке и принятию управляющих решений

Номер задачи	Координаты точки заложения скважины, м			Углы в точке заложения скважины, град		Координаты расчетной точки подсечения рудного тела, м			Углы скважины в расчетной точке подсечения рудного тела, град		Фактические отклонения трассы скважины от проекта d, м	Параметры установки и технические характеристики отклонителя
	x_A	y_A	z_A	Θ_A	α_A	x_C	y_C	z_C	Θ_C	α_C		
1	−15,0	−70,0	0	0	0	38,9	−60,5	649,3	9,8	22,8	1,4	—
2	0	0	0	1	290	35,9	−55,9	647,6	10,8	312,8	6,2	—
3	0	0	0	0	0	47,8	−67,1	651,6	12,2	311,0	3,8	n = 1; Φ = 260°; $l_{от}$ = 150 м; $l_р$ = 3,0 м; i_0 = 1,5°/м; $l_{пр}$ = 5,0 м.

Пример 1.3. Реализация математической модели при обосновании рационального технологического обеспечения для разведки Западной зоны Гумешевского месторождения меди.

Решение. Согласно существующей группировке месторождений по природным факторам, определяющим расположение и плотность сети разведочных выработок для отнесения запасов к различным категориям, рудные тела Гумешевского месторождения относятся к третьей группе по классификации ГКЗ. Для данной группы месторождений рекомендуется применять следующую разведочную сеть: расстояние между скважинами по простиранию – 50 м; по падению – 50÷70 м. Предельные отклонения от проектной точки подсечения рудных тел составляют: по падению – 15 м; по простиранию – 20 м. Проектируется бурение пятнадцати скважин глубиной от 410 до 780 м. Углы заложения скважин составляют около 75 градусов, что в сочетании с интенсивным естественным искривлением позволяет пересекать крутопадающие линзы под достаточно большим углом.

Расчеты по обоснованию рационального технологического обеспечения выполнялись в три этапа в соответствии с методикой, изложенной в разделе 1.6.

На первом этапе проводился поиск рациональных технико-технологических решений (ТТР) при бурении основных стволов скважин с поверхности. Рассчитывались следующие параметры: координаты заложения основного ствола; углы скважины при забуривании; глубина и угол установки отклонителя по каждому из интервалов искусственного искривления; длина интервала. Рациональным ТТР принималось такое сочетание указанных выше параметров, при котором обеспечивалось выполнение геологического задания по выведению трассы скважины в заданную область и нормативному углу встречи с рудным телом.

На втором этапе осуществлялся расчет рациональных ТТР при бурении дополнительных стволов. В результате этой операции определялись следующие характеристики: начальная глубина отбуривания; угол установки отклонителя при отбуривании дополнительного ствола; длина интервала отбуривания.

Определение рациональных технико-технологических решений производилось в соответствии с методиками, изложенными в работах [58, 59, 63]. В качестве исходных данных использовались результаты статистической обработки

материалов фактического бурения скважин в аналогичных геолого-технических условиях, нормативные и справочные данные [25, 26, 49, 52]. Для получения экономических оценок были приняты материалы соответствующих служб и отделов Дегтярского ГРП (для Гумешевского участка), результаты имеющихся и проделанных собственноручно хрометражных наблюдений. Результаты расчетов приведены в табл. 1.3 и 1.4. Следует отметить, что часть ячеек исходной матрицы (см. табл. 1.4) оказались незаполненными. Это связано с тем, что в некоторых случаях при моделировании бурения дополнительных стволов скважин не удалось обеспечить выполнение геологического задания по выведению трассы скважины в заданную область и нормативному углу встречи с пластом, что обусловлено крутым падением пласта, небольшой глубиной основного ствола скважины и ограничениями по допустимой кривизне стволов.

На третьем этапе осуществлялся поиск рационального сочетания основных и дополнительных стволов скважин в соответствии с рассмотренной математической моделью в пункте 1.6.2 раздела 1.6. Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа приведено в табл. 1.5÷1.12. Некоторая условность полученных результатов объясняется отсутствием при проведении расчетов данных о контрольном времени выполнения полного объема поисково-оценочных работ и фактическом числе задействованных буровых установок. Как следствие, в расчетах не учитывались затраты на перевозку буровых установок и их монтаж – демонтаж.

Таблица 1.3

Технологическое обеспечение проектной сети при разведке

Западной зоны Гумешевского месторождения меди

Номера стволов	Параметры заложения ствола							Интервалы искусственного искривления			
	координаты, м			азимутальный и зенитный углы, град.		глубина отбурки, м	угол установки отклони-теля, град	номер интервала	начальная глубина, м	начальный угол установки отклонителя, град	длина интервала, м
	x	*y*	*z*	*α*	*θ*						
С-2	100	100	0	350	8	—	—	1 2	210 380	30 35	10 10
С-2-3	-0,1	89,5	-360	357	21,2	374	170	1 2	30 80	130 45	40 30
С-2-5	-38,4	92	-252	355	17,8	259	220	1 2 3	40 100 160	250 280 330	40 40 50
С-4	0	0	0	0	10	—	—	1	130	35	20
С-4-1	27,5	1,1	-120	3,7	15	124	120	1	60	65	40
С-4-6	40,5	2,1	-168	5,2	17,1	170	230	1	180	280	45
С-4-7	31,5	1,3	-140	4,4	15,8	145	210	1	170	190	50
С-8	-325	-150	0	355	9	—	—	1 2	230 410	30 30	10 10

Окончание таблицы 1.3

Номера стволов	Параметры заложения ствола							Интервалы искусственного искривления			
	координаты, м			азимутальный и зенитный углы, град.		глубина отбурки, м	угол установки отклони-теля, град	номер интервала	начальная глубина, м	начальный угол установки отклонителя, град	длина интервала, м
	x	*y*	*z*	*α*	*θ*						
С-8-10	-193	-151	-460	4,5	23,3	475	310	1 2	80 170	330 340	40 40
С-11	125	-500	0	355	8,5	—	—	—	—	—	—
С-12	0	-500	0	350	9	—	—	1	110	20	10
С-13	-140	-500	0	355	10	—	—	1 2	120 180	20 30	10 20
С-13-9	-90	-502	-190	359	16	196	45	1 2 3	45 110 200	30 30 170	40 40 30
С-13-15	-66,6	-503	-268	0,9	18,8	295	285	1 2 3 4	50 110 160 200	290 270 80 65	40 30 40 30
С-14	50	-675	0	350	10	—	—	—	—	—	—

Таблица 1.4

Исходная матрица затрат времени на бурение основных и дополнительных стволов скважин, станко-смены

(Первый этап анализа)

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	37,5	—	—	26,5	78,3	52,9	64,7	94,3	77,1	96,7	—	—	—	—	—	32,0	С-11
С-2	29,7	61	27	33	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	37,7	
С-3	41	26,3	80,2	87,9	35,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	45,8	
С-4	22,3	46,5	55	36,4	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	29,4	
С-5	51,3	35	37,3	47,8	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
С-6	51,6	—	—	39,3	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	43,4	
С-7	53,1	56,6	—	45,9	—	40,2	78,9	—	48,2	—	74,4	70	—	—	—	53,3	
С-8	70,7	63,9	58,2	65,7	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	84,8	77	—	—	—	55,9	
С-9	74,5	—	—	60,4	—	43,1	—	—	52,7	—	96,6	38,5	—	—	—	44,8	
С-10	—	—	—	74,8	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	54,8	49	—	69,7	—	56,8	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	10,6	—	—	—	—	10,6	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	20,6	38,6	—	36,6	—	29,6	
С-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	40,4	33,8	68,2	51,2	44	46,1	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	37	—	—	27	—	27,0	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	47,4	40,1	—	38,8	66,7	48,3	

Таблица 1.5

Изменение исходной матрицы затрат по этапам анализа, станко-смены

(Второй этап анализа)

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	37,5	—	—	26,5	78,3	52,9	64,7	94,3	77,1	96,7	—	—	—	—	—	32,0	С-4-1
С-2	29,7	61	27	33	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	37,7	
С-3	41	26,3	80,2	87,9	35,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	45,8	
С-4	22,3	46,5	55	36,4	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	29,4	
С-5	51,3	35	37,3	47,8	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
С-6	51,6	—	—	39,3	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	43,4	
С-7	53,1	56,6	—	45,9	—	40,2	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	53,3	
С-8	70,7	63,9	58,2	65,7	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	55,9	
С-9	74,5	—	—	60,4	—	43,1	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	44,8	
С-10	—	—	—	74,8	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	69,7	—	57,3	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	36,6	—	37,6	
С-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	51,2	44	47,5	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27	—	27,0	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	38,8	66,7	48,6	

Таблица 1.6

Третий этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	С-14
С-2	—	61	27	—	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
С-3	—	26,3	80,2	—	36,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
С-4	—	46,5	55	—	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	37,9	
С-5	—	35	37,3	—	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
С-6	—	—	—	—	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	45,5	
С-7	—	56,6	—	—	—	40,2	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	55,8	
С-8	—	63,9	58,2	—	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	55,9	
С-9	—	—	—	—	—	43,1	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	44,8	
С-10	—	—	—	—	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	69,7	—	57,3	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	36,6	—	37,6	
С-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	51,2	44	47,5	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27	—	27,0	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	38,8	66,7	48,6	

Таблица 1.7

Четвертый этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	С-4-6
С-2	—	61	27	—	41,1	49,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
С-3	—	26,3	80,2	—	36,5	54,2	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
С-4	—	46,5	55	—	—	37,9	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	37,9	
С-5	—	35	37,3	—	82,6	42,8	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	45,7	
С-6	—	—	—	—	—	52,6	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	45,5	
С-7	—	56,6	—	—	—	40,2	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	55,8	
С-8	—	63,9	58,2	—	41,8	52,6	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	55,9	
С-9	—	—	—	—	—	43,1	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	44,8	
С-10	—	—	—	—	—	59,8	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	69,7	—	57,3	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	36,6	—	38,6	
С-13	—	—	—	—	—	70,7	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	51,2	—	47,5	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27	—	—	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	38,8	—	53,4	

Таблица 1.8

Пятый этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	С-12
С-2	—	61	27	—	41,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
С-3	—	26,3	80,2	—	36,5	—	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
С-4	—	46,5	55	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	46,5	
С-5	—	35	37,3	—	82,6	—	34,2	42,5	65	65,6	—	89,6	91	—	—	46,3	
С-6	—	—	—	—	—	—	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	—	
С-7	—	56,6	—	—	—	—	78,9	—	48,2	—	—	70	—	—	—	61,2	
С-8	—	63,9	58,2	—	41,8	—	33,5	104	58,6	47,4	—	77	—	—	—	56,7	
С-9	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	—	—	38,5	—	—	—	45,6	
С-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	48,7	82,2	—	49	—	—	—	57,3	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38,6	—	—	—	38,6	
С-13	—	—	—	—	—	—	—	—	44,2	—	—	33,8	68,2	—	44	47,6	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	40,1	—	—	66,7	53,4	

Таблица 1.9

Шестой этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-2	—	61	27	—	41,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	43,0	
С-3	—	26,3	80,2	—	36,5	—	51,2	68,4	82,5	—	—	—	—	—	—	47,3	
С-4	—	46,5	55	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	46,5	
С-5	—	35	37,3	—	82,6	—	34,2	42,5	65	65,6	—	—	91	—	—	46,3	
С-6	—	—	—	—	—	—	—	—	38,3	—	—	—	—	—	—	—	
С-7	—	56,6	—	—	—	—	78,9	—	48,2	—	—	—	—	—	—	61,2	С-2-3
С-8	—	63,9	58,2	—	41,8	—	33,5	104	58,6	47,4	—	—	—	—	—	56,7	
С-9	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	—	—	—	—	—	—	52,7	С-2-5
С-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	48,7	82,2	—	—	—	—	—	60,1	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-13	—	—	—	—	—	—	—	—	44,2	—	—	—	68,2	—	44	52,1	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	—	—	—	66,7	66,7	

Таблица 1.10

Седьмой этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-4	—	—	—	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	58,8	
С-5	—	—	—	—	—	—	34,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-7	—	—	—	—	—	—	78,9	—	48,2	—	—	—	—	—	—	63,6	С-13-9
С-8	—	—	—	—	—	—	33,5	104	58,6	47,4	—	—	—	—	—	60,8	
С-9	—	—	—	—	—	—	—	—	52,7	—	—	—	—	—	—	52,7	С-13-15
С-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	48,7	82,2	—	—	—	—	—	60,1	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-13	—	—	—	—	—	—	—	—	44,2	—	—	—	68,2	—	44	52,1	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4	—	—	—	—	—	66,7	66,7	

Таблица 1.11

Восьмой этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	С-4-7
С-2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-4	—	—	—	—	—	—	58,8	85	—	—	—	—	—	—	—	58,8	
С-5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-7	—	—	—	—	—	—	78,9	—	—	—	—	—	—	—	—	78,9	
С-8	—	—	—	—	—	—	33,5	104	—	47,4	—	—	—	—	—	61,6	
С-9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-10	—	—	—	—	—	—	49,4	—	—	82,2	—	—	—	—	—	60,1	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

Таблица 1.12

Девятый этап анализа

Номера скважин	Номера проектных точек подсечения															Средние затраты	Группа стволов
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
С-1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	С-8-10
С-2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-4	—	—	—	—	—	—	—	85	—	—	—	—	—	—	—	85,0	
С-5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-8	—	—	—	—	—	—	—	104	—	47,4	—	—	—	—	—	75,0	
С-9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	82,2	—	—	—	—	—	82,2	
С-11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
С-15	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

Контрольные вопросы

1. Что понимается под проектированием трассы направленной скважины?

2. Что позволяет выполнять классификация основных методов проектирования трасс направленных скважин?

3. Основные принципы расчета проектной трассы по методу снизу – вверх.

4. Как рассчитываются угловые параметры проектной трассы скважины?

5. Уравнение плоскости рудного тела.

6. Как определяются координаты точек оси проектной трассы скважины?

7. Критерий проверки попадания проектной трассы в заданную зону допуска.

8. Критерии оптимизации процесса направленного бурения.

9. Формулы для расчета отклонений скважины в горизонтальной (g) и вертикальной (h) плоскостях. Что определяют знаки величин g и h?

10. Как определяется угол установки отклонителя Φ?

11. Как рассчитывается необходимый набор кривизны ψ и в каком случае производится его коррекция?

12. Критерии выработки управляющих решений при оперативном контроле процесса направленного бурения.

13. Что понимается под структурой стволов направленных скважин?

14. Основные понятия теории графов применительно к специфике бурения скважин.

15. Основные преимущества модели расчета рациональной структуры стволов скважин, изложенной в разделе 1.6.

Глава 2
МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛОМАССОПЕРЕНОСА ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

2.1. Основы теории подобия

Процессы тепломассопереноса описываются системой дифференциальных уравнений и условиями однозначности с большим количеством переменных. Попытки аналитического решения полной системы уравнений наталкиваются на серьезные трудности. Поэтому большое значение приобретает экспериментальный путь исследования. С помощью эксперимента для определенных значений аргументов можно получить числовые значения искомых переменных и затем подобрать уравнения, описывающие результаты опытов. Однако при изучении столь сложного процесса, как тепломассоперенос, не всегда легко проводить и опытное исследование.

Для исследования влияния на процесс какой-либо одной величины остальные нужно сохранять неизменными, что не всегда возможно или затруднительно из-за большого количества переменных. Кроме того, при этом нужно быть уверенным, что результаты, получаемые с помощью какой-либо конкретной установки (модели), можно перенести и на другие аналогичные процессы (образец). Эти трудности помогает разрешить теория подобия. С помощью теории подобия размерные физические величины можно объединить в безразмерные комплексы, причем так, что число комплексов будет меньше числа величин, из которых составлены эти комплексы. Полученные безразмерные комплексы можно рассматривать как новые переменные.

При введении в уравнение безразмерных комплексов число величин под знаком искомой функции формально сокращается, что упрощает исследование физических процессов. Кроме того, новые безразмерные переменные отражают влияние не только отдельных факторов, но и их совокупности, что позволяет легче определить физические связи в исследуемом процессе.

Теория подобия устанавливает также условия, при которых результаты лабораторных исследований можно распространить на другие явления, подобные

рассматриваемому. Ввиду этого теория подобия, прежде всего, является теоретической базой эксперимента, но не только. Теория подобия является важным подспорьем теоретических исследований. Хотя методами теории подобия вид искомой функции не может быть определен, эта теория облегчает в ряде случаев анализ процесса и описание полученных результатов.

Общие условия подобия физических процессов можно сформулировать в виде трех правил [2, 14, 23]:

1. Подобные процессы должны быть качественно одинаковыми, т. е. они должны иметь одинаковую физическую природу и описываться одинаковыми по форме записи дифференциальными уравнениями.

2. Условия однозначности подобных процессов должны быть одинаковыми во всем, кроме числовых значений размерных постоянных, содержащихся в этих условиях.

3. Одноименные определяющие безразмерные переменные подобных процессов должны иметь одинаковое числовое значение.

Для практического использования выводов теории подобия необходимо уметь приводить к безразмерному виду математические описания изучаемых процессов.

Имеется несколько методов выполнения этой операции. Рассмотрим один из них – метод анализа размерностей.

В общем случае коэффициент теплопередачи α зависит от геометрического размера l (длина, диаметр и т. д.), скорости потока $W_ж$ и теплофизических параметров жидкости [53]:

$$\alpha = f_1(l, w_{ж}, \lambda, c, \rho, \nu). \qquad (2.1)$$

$$\frac{Вт}{м^2 \cdot К} \qquad м \quad \frac{м}{с} \qquad \frac{Вт}{м \cdot К} \quad \frac{Дж}{кг \cdot К} \quad \frac{кг}{м^3} \quad \frac{м^2}{с}$$

Если проводить эксперименты, изменяя m раз каждый из шести параметров, влияющих на тепломассоперенос, то суммарное число экспериментов будет $N = m^6$, т. е. порядка 10^6.

Теория показывает, что число параметров зависит от выбора единиц измерения. Наименьшее число параметров получится, если единицы измерения

будут связаны с самой решаемой задачей. Так, в качестве единицы длины можно принять не метр, а длину пластины *l*. Для перевода всех параметров в «новую» систему единиц измерения поделим *x* на *l* в той же степени, в которой длина входит в их размерность:

$$\alpha \cdot l^2 = f_2\left(l/l, w_{ж}/l, \lambda \cdot l, c, \rho \cdot l^3, \nu/l^2\right). \qquad (2.2)$$

$$\frac{Вт}{К} \quad — \quad \frac{1}{с} \quad \frac{Вт}{К} \; \frac{Вт}{кг \cdot К} \quad кг \quad \frac{1}{с}$$

Число параметров в правой части уравнения уменьшилось, так как $l/l \equiv 1$, т. е. мы избавились от того параметра, который приняли за единицу измерения. Если теперь ввести еще три «новые» единицы измерения: для времени l^2/ν, для массы ρl^3 и, наконец, для отношения тепловой мощности к перепаду температур λl (в рассматриваемой системе величин единицы *Вт* и *К* раздельно не встречаются, а входят лишь в комбинации *Вт*/*К*), то в правой части рассматриваемой зависимости останется всего два безразмерных параметра:

$$\alpha \cdot l/\lambda = f_3(w_{ж} \cdot l/\nu, c \cdot \rho \cdot \nu/\lambda). \qquad (2.3)$$

Согласно основной теореме метода анализа размерностей (π-теореме) зависимость между *N* размерными величинами, определяющими данный процесс, может быть представлена в виде зависимости между составленными из них $N - K$ безразмерными величинами, где *K* – число первичных переменных с независимыми размерностями, которые не могут быть получены друг из друга. В уравнении (2.1) общее число переменных (включая и α) равно 7, из них четыре первичных (их мы принимали за единицы измерения) соответственно безразмерных чисел в уравнении (2.3) будет $N - K = 7 - 4 = 3$.

Каждый из безразмерных параметров имеет определенный физический смысл. Их принято обозначать первыми буквами фамилий ученых, внесших существенный вклад в изучение процессов теплопереноса и гидродинамики, и называть в честь этих ученых.

Число Нуссельта:

$$Nu = \alpha \cdot l/\lambda \qquad (2.4)$$

представляет собой безразмерный коэффициент теплоотдачи.

Число Рейнольдса:

$$\mathrm{Re} = w_{ж} \cdot l / \nu \qquad (2.5)$$

выражает отношение сил инерции (скоростного напора) $F_{и} = \rho \cdot w_{ж}^{2} / 2$ к силам вязкого трения: $F_{\mu} \approx \mu \cdot w_{ж} / l$.

При малых числах Re преобладают силы вязкости и режим течения жидкости ламинарный (отдельные струи потока не перемешиваются, двигаясь параллельно друг другу, и всякие случайные завихрения быстро затухают под действием сил вязкости). При турбулентном течении в потоке преобладают силы инерции, поэтому завихрения интенсивно развиваются.

Число Прандтля:

$$\mathrm{Pr} = c \cdot \rho \cdot \nu / \lambda \qquad (2.6)$$

состоит из величин, характеризующих теплофизические свойства вещества, и по существу само является теплофизической константой вещества. Значение числа Pr приводится в справочниках.

В случае естественной конвекции скорость жидкости $w_{ж} = 0$ и соответственно Re = 0, но на теплоотдачу будет влиять подъемная сила $F_{п}$. Это приведет к появлению другого безразмерного параметра – числа Грасгофа:

$$Gr = g \cdot \beta(t_0 - t_{ж}) \cdot l^3 / \nu^2, \qquad (2.7)$$

которое характеризует отношение подъемной силы, возникающей вследствие теплового расширения жидкости к силам вязкости.

Рассмотрим пример использования π-теоремы для моделирования процесса алмазного бурения [4, 60]. В этом примере использованы три первичные (имеющие независимую размерность) величины системы единиц измерения СИ: длина L, масса M, время T ($k = 3$). Технологические режимы бурения характеризуются осевой нагрузкой P [LMT^{-2}], частотой вращения ω [T^{-1}], количеством промывочной жидкости Q [L^3T^{-1}], крутящим моментом $M_{кр}$ [L^2MT^{-2}], мощностью на разрушение породы коронкой N [L^2MT^{-3}], временем бурения t [T] и ускорением свободного падения g [LT^{-2}]. Свойства пород определяются твердостью по штампу $P_{шт}$ [$L^{-1}MT^{-2}$], динамическим коэффициентом крепости, определяемым методом толчения (по Н. И.

Любимову) $F_{дин}$, коэффициентом абразивности $K_А$ и динамическим модулем упругости $E_{дин}$ [$L^{-1}MT^{-2}$].

Площади торца матрицы коронки S [L^2] и диаметр коронки d [L] характеризуют свойства коронки. Коэффициенты абразивности и динамической крепости – безразмерные величины, представляющие собой критерии подобия, поэтому они исключаются из числа определяющих параметров (n = 11).

Исходная матрица из показателей степеней размерностей определяющих параметров имеет следующий вид:

1. $[P] = LMT^{-2}$
2. $[\omega] = L^0M^0T^{-1}$
3. $[Q] = L^3M^0T^{-1}$
4. $[d] = LM^0T^0$
5. $[S] = L^2M^0T^0$
6. $[N] = L^2MT^{-3}$ $[M_{кр}] = L^2MT^{-2}$
7. $[M\text{кр}] = L^2MT^{-2}$
8. $[P_{шт}] = L^{-1}MT^{-2}$
9. $[E_{дин}] = L^{-1}MT^{-2}$
10. $[t] = L^0M^0T$
11. $[g] = LM^0T^{-2}$

$$A = \begin{vmatrix} 1 & 0 & -2 \\ 0 & 0 & -1 \\ 3 & 0 & -1 \\ 1 & 0 & 0 \\ 2 & 0 & 0 \\ 2 & 1 & -3 \\ 2 & 1 & -2 \\ -1 & 1 & -2 \\ -1 & 1 & -2 \\ 0 & 0 & 1 \\ 1 & 0 & -2 \end{vmatrix}$$

Из выделенных параметров можно составить $n-k=11-3=8$ критериев подобия. Число формы записи критериев подобия равно количеству определителей k (k = 3) порядка, составленных из строк полной матрицы размерностей A. Форма записи заключается в нахождении значений показателей степени $x_L, x_2,..., x_m, y_1, y_2,..., y_m, z_1, z_2,..., z_m$, которые являются отношениями типа D_{im}/Δ, где Δ – определитель k-го порядка, составленный из размерностей независимых параметров. D_{im} – определитель, получаемый из Δ путем замены i-й строки на строку из размерностей 1, 2, 3…, m-го параметра.

Найденные значения $x_1,..., x_m, y_1,..., y_m, z_1,..., z_m$ записываются в виде отношений каждого параметра к произведениям независимых один от другого параметров в соответствующих степенях. Для осевой нагрузки, частоты вращения и количества промывочной жидкости:

$$\Delta = \begin{vmatrix} 1 & 1 & -2 \\ 0 & 0 & -1 \\ 3 & 0 & -1 \end{vmatrix} \neq 0 = -3.$$

Размерности всех остальных параметров выражаются через независимые [P], [ω] и [Q] в соответствии с положениями теории размерностей:

$$[d] = [P]^{x_1}[\omega]^{y_1}[Q]^{z_1},$$

$$[S] = [P]^{x_2}[\omega]^{y_2}[Q]^{z_2},$$

$$[N] = [P]^{x_3}[\omega]^{y_3}[Q]^{z_3} \text{ и т.д.}$$

Показатели степени определяются следующим способом. Для x_1 в определителе Δ первая строка, составленная из размерностей [P], заменяется на строку, составленную из размерностей параметра $[d] = |1 \;\; 0 \;\; 0|$, т. е. имеем определитель:

$$D_1 = \begin{vmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & -1 \\ 3 & 0 & -1 \end{vmatrix} = 0.$$

Следовательно, показатель степени $x_1 = \frac{D_1}{\Delta} = \frac{0}{-3} = 0.$ Таким же образом находим показатели степеней y_1 при $[\omega]^{-3}$ и z_1 при $[Q]$, которые соответственно равны –1/3 и 1/3. Тогда критерий подобия будет иметь вид $d \cdot \omega^{1/3} / Q^{1/3}$.

В рассматриваемом примере получено (с помощью программы на ЭВМ) 110 форм записи восьми критериев подобия. Из возможного числа форм записи выбираются наиболее простые. Некоторые критерии подобия объединяются.

Для рассмотренного примера критерии подобия записываются в форме:

$$\frac{Q}{\omega \cdot S \cdot d}; \frac{N}{P \cdot \omega \cdot d}; \frac{P_{шт}}{E_{дин}}; \frac{P}{P_{шт} \cdot d^2}; \frac{M}{N \cdot t}; \frac{t}{\omega^{-1}}; \frac{g}{\omega^2 \cdot d}.$$

Принимаем, что процессы в модели и натуре подобны, тогда можно записать:

$$\frac{Q_M}{\omega_M \cdot S_M \cdot d_M} = \frac{Q}{\omega_H \cdot S_H \cdot d_H}; \frac{N_M}{P_M \cdot \omega_M \cdot d_M} = \frac{N_H}{P_H \cdot \omega_H \cdot d_H} \text{ и т. д.,}$$

где индексом «*M*» и «*H*» соответственно обозначают модель и натуру.

Из равенства критериев следует:

$$\frac{K_Q}{K_\omega K_S K_d} = 1,$$

где $K_Q = \frac{Q_M}{Q_H}; K_\omega = \frac{\omega_M}{\omega_H}; K_S = \frac{S_M}{S_H}; K_d = \frac{d_M}{d_H}$ – соответствующие константы подобия (или масштабные коэффициенты).

В некоторых случаях осуществить полное подобие в образце и модели практически невозможно. Тогда применяют приближенное моделирование, основанное на автомодельности процесса. Сущность явления автомодельности состоит в том, что изменение какого-либо критерия в определенных пределах не оказывает влияния на протекание процесса, и поэтому отпадает необходимость соблюдать равенство этого критерия для модели и образца.

2.2. Математическая модель определения температурных режимов бурящейся скважины

Увеличивающиеся глубины колонковых скважин, всевозрастающие объемы бурения по многолетнемерзлым породам требуют рассмотрения вопросов температурного режима бурящейся скважины с целью совершенствования технологии бурения, повышения качества и процента выхода керна и в целом повышения технического уровня и производительности буровых работ.

Температурный режим бурящейся скважины – это изменение температуры циркулирующего промывочного агента в различных точках его нисходящего и восходящего потоков.

Изменение температуры промывочного агента в нисходящем потоке (внутри бурильных труб) происходит в результате непрерывного теплообмена с восходящим (по кольцевому пространству) потоком, температура которого изменяется во времени и с глубиной за счет теплообмена с окружающими породами. Изменение температуры циркулирующего промывочного агента связано также с охлаждением работающего на забое породоразрушающего инструмента и генерацией тепла за счет работы трения потока промывочного агента при его движении.

Одним из наиболее полных по учету определяющих факторов и пригодных для практических расчетов является решение задачи о температурном режиме скважины, выполненное Б. Б. Кудряшовым [19, 20, 21].

Температура внутри бурильных труб, т.е. в нисходящем потоке промывочного агента на любой глубине h при конечной глубине бурящейся скважины H, может быть рассчитана по формуле:

$$t_1 = m_1 \cdot e^{r_1 h} + n_1 \cdot e^{r_2 h} - a + b + t_0 + \sigma \cdot h, \qquad (2.8)$$

где

$$m_1 = -\frac{\left(t_{1н} - t_0 + a - b\right) \cdot r_2 \cdot e^{r_2 H} + \dfrac{k\pi}{G_0 c} \cdot \left(a - \Delta t_з\right)}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}};$$

$$n_1 = -\frac{\left(t_{1н} - t_0 + a - b\right)\cdot r_1 \cdot e^{r_1 H} + \dfrac{k\pi}{G_0 c}\cdot\left(a - \Delta t_з\right)}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}}.$$

Температура в кольцевом пространстве скважины, т. е. в восходящем потоке промывочного агента на любой глубине h при конечной глубине бурящейся скважины H, может быть рассчитана по формуле:

$$t_2 = m_2 \cdot e^{r_1 h} + n_2 \cdot e^{r_2 h} + b + t_0 + \sigma \cdot h, \qquad (2.9)$$

где

$$m_2 = \frac{\left(t_{1н} - t_0 + a - b\right)\cdot r_1 \cdot e^{r_2 H} + \dfrac{k\pi}{G_0 c}\cdot\left(a - \Delta t_з\right)\cdot\dfrac{r_1}{r_2}}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}};$$

$$n_2 = -\frac{\left(t_{1н} - t_0 + a - b\right)\cdot r_2 \cdot e^{r_1 H} + \dfrac{k\pi}{G_0 c}\cdot\left(a - \Delta t_з\right)\cdot\dfrac{r_2}{r_1}}{r_1 \cdot e^{r_1 H} - r_2 \cdot e^{r_2 H}}.$$

В формулах (2.8) и (2.9):

$$r_1, r_2 = \frac{\pi}{G_0 c}\cdot\left(\frac{k_{агр}\cdot k_\tau \cdot D}{2} \pm \left(\frac{k_{агр}^2 \cdot k_\tau^2 \cdot D^2}{4} + k_{агр}\cdot k_\tau \cdot D \cdot k\right)^{0,5}\right);$$

$$a = \frac{G_0 \cdot c}{k \cdot \pi}\cdot\left(\sigma - \frac{i_1}{c}\right); \qquad b = \frac{G_0 \cdot \left(i_1 + i_2\right)}{k_{агр}\cdot k_\tau \cdot \pi \cdot D},$$

где t – температура промывочного агента, °С; индексы «1» и «2» относятся соответственно к внутреннему каналу бурильных труб и кольцевому пространству; индекс «н» означает величину начальной температуры; t_0 – условная температура пород у поверхности, °С; h – глубина (текущая координата), м; H – конечная глубина, м; G_0 – массовый расход промывочного агента, кг/с; c – удельная массовая теплоемкость промывочного агента (для газа при постоянном давлении – c_p), Дж/(кг °С); D – диаметр скважины, м; σ – геотермический градиент, °С/м (для различных районов Земли σ = 0,05÷0,25 °С/м, а в среднем значение геотермического градиента может быть принято σ = 0,03 °С/м; для геокриозоны σ = 0,023 °С/м); k – коэффициент теплопередачи через стенку бурильной трубы, отнесенный к 1 м длины трубы, Вт/м °С (обычно размерность этого коэффициента Вт/м·°С), но так

как его величина отнесена к 1 м длины, получаем размерность Вт/м^2·°С), $k_{агр}$ – безразмерный коэффициент интенсификации теплообмена при изменении агрегатного состояния пород; k_τ – коэффициент нестационарного (зависящего от времени) теплообмена между промывочным агентом и массивом горных пород, Вт/м^2·°С; i_1, i_2 – соответственно гидравлический уклон в бурильных трубах и кольцевом пространстве.

Для выполнения расчетов по формулам (2.8) и (2.9) необходимо определить входящие в них величины.

Гидравлический уклон в бурильных трубах рассчитывается по формуле:

$$i_1 = \frac{p_1}{\gamma \cdot H}, \tag{2.10}$$

где p_1 – гидравлические потери давления при движении потока в бурильных трубах, Па; гидравлические потери давления рассчитываются по формуле (1.4); γ – удельный вес промывочного агента, Н/м^3; H – глубина, м.

$$p_1 = \lambda_1 \cdot \frac{\upsilon_1^2 \cdot \rho}{2d_1} \cdot \left(l + l_э\right), \tag{2.11}$$

где υ_1 – средняя по сечению канала потока скорость движения жидкости, м/с; ρ – плотность жидкости, кг/м^3; d_1 – внутренний диаметр бурильных труб, м; l – длина бурильных труб, м; $l_э$ – эквивалентная длина бурильных труб, потери давления на которой приравниваются к потерям давления в УБТ, ведущей трубе, сальнике и т.д., м; λ_1 – безразмерный коэффициент гидравлического сопротивления в бурильных трубах.

Значение коэффициента λ_1 зависит от характера движения потока, свойств жидкости, сечения канала потока и шероховатости его стенок.

При промывке скважины водой или другими маловязкими жидкостями (ньютоновскими) значение коэффициента λ_1 определяется по универсальной приближенной формуле А. Д. Альтшуля:

$$\lambda_1 = 0{,}1 \cdot \left(\frac{1{,}46 \cdot K_ш}{D_э} + \frac{100}{\mathrm{Re}} \right)^{0{,}25}, \tag{2.12}$$

где $K_ш$ – гидравлическая или эквивалентная шероховатость, м (для новых стальных труб $K_ш = (0{,}02 \div 0{,}07) \cdot 10^{-3}$ м, для стальных труб с незначительной коррозией

$K_ш = (0{,}2 \div 0{,}5) \cdot 10^{-3}$ м и для старых труб, сильно корродированных $K_ш$ = 1,0·10^{-3} м); $D_э$ – эквивалентный диаметр канала потока, м (для внутреннего канала бурильных труб $D_э = d_1$); Re – параметр Рейнольдса, рассчитываемый по формуле:

$$\mathrm{Re} = \upsilon \cdot D_э / \nu . \qquad (2.13)$$

Гидравлический уклон в кольцевом пространстве:

$$i_2 = p_3 / \gamma^* \cdot H , \qquad (2.14)$$

где p_3 – гидравлические потери давления в кольцевом пространстве, Па, γ^* – удельный вес промывочного агента, несущего шлам, Н/м^3; $\gamma^* > \gamma$ на 200÷150 Н/м^3. Гидравлические потери давления в кольцевом пространстве:

$$p_3 = \lambda_{к.п} \cdot \frac{\upsilon^2 \cdot \rho'}{2D_э} \cdot l , \qquad (2.15)$$

где υ – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с; ρ' – средняя плотность жидкости, обогащенной шламом, кг/м^3; для осуществления качественной очистки забоя плотность жидкости в восходящем потоке не должна быть выше плотности в нисходящем потоке более чем на 3%; $D_э$ – эквивалентный диаметр канала потока, м; $D_э = D - d$; l – длина скважины, м; $\lambda_{к.п}$ – безразмерный коэффициент гидравлического сопротивления в кольцевом пространстве.

При промывке скважины водой и другими маловязкими жидкостями коэффициент $\lambda_{к.п}$ может быть рассчитан по формуле Блазиуса:

$$\lambda_{к.п} = 0{,}3164 / \left(\mathrm{Re}'_{к.п}\right)^{0{,}25} , \qquad (2.16)$$

где $\mathrm{Re}'_{к.п} = \upsilon \cdot D_э / \nu$, $D_э$ – эквивалентный диаметр канала потока, в этом случае равный $D - d$, м; d – наружный диаметр бурильных труб, м.

Прирост температуры промывочного агента за счет местного нагрева на забое при работе породоразрушающего инструмента может быть рассчитан для любого промывочного агента при бурении в породах с положительными температурами по формуле:

$$\Delta t_3 = N / G_0 \cdot c , \qquad (2.17)$$

где N – мощность, затрачиваемая на забое, Вт; G_0 – расход промывочной жидкости, кг/с; c – теплоемкость (массовая) жидкости, Дж/кг·°С.

При бурении твердосплавными коронками [54]:

$$N_3 = 5{,}3 \cdot 10^{-4} \cdot P \cdot n \cdot D_{ср} \cdot (0{,}137 + \mu), \qquad (2.18)$$

где P – осевая нагрузка на коронку, даН; n – частота вращения коронки, об/мин; $D_{ср}$ – средний диаметр коронки, м; $D_{ср} = (D_н + D_{вн})/2$ ($D_н$ и $D_{вн}$ – наружный и внутренний диаметры коронки по резцам, м); μ – коэффициент трения резцов коронки о породу забоя.

Расчет коэффициента теплопередачи через стенку бурильной трубы [21]:

$$k = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1 \cdot d_1} + \frac{1}{2\lambda_T} \cdot \ln\frac{d}{d_1} + \frac{1}{\alpha \cdot d}}, \qquad (2.19)$$

где d, d_1 – наружный и внутренний диаметры бурильной трубы, м; α, α_1 – коэффициенты теплоотдачи соответственно в кольцевом пространстве скважины и во внутреннем канале бурильных труб, Вт/м^2·°С; λ_T – коэффициент теплопроводности материала труб, Вт/м·°С.

Значения коэффициента теплоотдачи α и α_1 при бурении с промывкой водой или солевыми растворами могут быть вычислены по формуле:

$$\alpha, \alpha_1 = 0{,}021 \cdot \mathrm{Re}^{0{,}8} \cdot \mathrm{Pr}^{0{,}43} \cdot \frac{\lambda}{D_э}, \qquad (2.20)$$

где λ – коэффициент теплопроводности промывочного агента при средней температуре в скважине, Вт/м·°С; $D_э$ – эквивалентный диаметр канала потока (при движении внутри бурильных труб $D_э = d_1$ и при движении в кольцевом пространстве $D_э = D - d$), Pr – безразмерный параметр Прандтля, определяемый из выражения $\mathrm{Pr} = \nu/a$, где ν – кинематическая вязкость промывочного агента, м^2/с, a – коэффициент температуропроводности промывочного агента, м^2/с. Параметр Рейнольдса может быть рассчитан по формуле (1.6).

При бурении скважины с продувкой коэффициент теплоотдачи может быть рассчитан по следующим формулам [20, 21]: для кольцевого пространства:

$$\alpha = 0{,}163 \cdot \frac{V_0^{0{,}8}}{(D+d)^{0{,}8} \cdot (D-d)}; \qquad (2.21)$$

для пространства внутри бурильных труб:

$$\alpha_1 = 0{,}163 \cdot \frac{V_0^{0,8}}{d_1^{0,8}}. \qquad (2.22)$$

При бурении с промывкой скважины глинистыми растворами коэффициент теплоотдачи рассчитывается по формуле Л. С. Лейбензона:

$$\alpha, \alpha_1 = 0{,}12 \cdot \mathrm{Re}'^{0,75} \cdot \frac{\lambda}{D_э}. \qquad (2.23)$$

Обобщенный параметр Рейнольдса для движения потока глинистого раствора рассчитывается по формуле:

$$\mathrm{Re}' = \upsilon \cdot D_э \cdot \rho / \eta', \qquad (2.24)$$

где η' – эффективная вязкость глинистого раствора, определяемая по формуле:

$$\eta' = \eta + 0{,}17 \cdot \frac{\tau_0 \cdot D_э}{\upsilon}, \qquad (2.25)$$

где η – коэффициент структурной вязкости, Па·с; τ_0 – динамическое напряжение сдвига, Па. При практических расчетах значение η для нормальных глинистых растворов может быть принято в пределах $5 \cdot 10^{-3} \div 2 \cdot 10^{-2}$ Па·с и τ_0 – 2÷10 Па.

Необходимые для расчетов значения параметров, характеризующих физические свойства некоторых применяемых промывочных агентов, приведены в приложениях 11, 12 [20, 21].

Коэффициент нестационарного теплообмена, учитывающий изменение интенсивности теплообмена между циркулирующей по скважине средой и окружающими породами, рассчитывается по формуле [21]:

$$k_\tau = \frac{\alpha}{1 + Bi \cdot (Fo)^{0,25}}, \qquad (2.26)$$

где Bi – критерий граничных условий Био; $Bi = \alpha R_0/\lambda_n$; Fo – безразмерное время (критерий Фурье), $Fo = a_n \tau / R^2_0$, где $a_n = \lambda_n / c_n \rho_n$; λ_n – коэффициент теплопроводности породы, Вт/м·°С; c_n – удельная массовая теплоемкость породы, Дж/кг·°С; ρ_n— плотность породы, кг/м^3; R_0 – радиус скважины, м; τ – продолжительность циркуляции, с.

Для жидкостной промывки коэффициент нестационарного теплообмена может быть рассчитан по формуле [21]:

$$k_\tau = \frac{\lambda_n^{3/4}}{R_o^{1/2}} \cdot \left(\frac{c_n \cdot \rho_n}{\tau} \right)^{0,25} . \qquad (2.27)$$

Необходимые для расчета k_τ данные о теплофизических свойствах мерзлых и немерзлых горных пород приведены в приложениях 14, 15, 16 [21].

В случае зацементированных обсадных колонн при расчетах k_τ достаточно использовать внешний радиус обсадной колонны, поскольку цементный камень и породы близки по теплофизическим свойствам. Все остальные расчеты ведутся по внутреннему диаметру обсадных труб.

Коэффициент интенсификации теплообмена $k_{\text{агр}}$, учитывающий влияние изменения агрегатного состояния мерзлых пород на их теплообмен с промывочным агентом, введен Ю. Д. Дядькиным:

$$k_{агр} = 1 + \frac{2 \cdot q \cdot W_n}{100 \cdot c_n \cdot K_R \cdot [t]}, \qquad (2.28)$$

где q – скрытая теплота плавления льда, равная $335 \cdot 10^3$ Дж/кг; $[t]$ – абсолютное значение температуры промывочного агента в кольцевом пространстве скважины, осредненное по протяженности рассматриваемого участка и длительности циркуляции, °С; K_R – безразмерный коэффициент, зависящий от характера поля температур вокруг цилиндрической выработки. Для условий бурения скважины $K_R = 4{,}8$ [21]; W_n – активная массовая влажность породы (отношение массы льда или свободной воды к общей массе единицы объема породы соответственно мерзлой или с положительной температурой), %.

Подставив в формулу (2.28) значения q и K_R, можно получить более простую для расчетов $k_{\text{агр}}$ формулу:

$$k_{агр} = 1 + \frac{1{,}4 \cdot W_n}{c_n \cdot [t]} . \qquad (2.29)$$

2.3. Методика расчета температурных напряжений в буровых алмазах

При разрушении горных пород в процессе бурения алмазы испытывают следующие напряжения: механически, сжимающие от действия осевой нагрузки; механически, изгибающие от действия тангенциального усилия; температурные,

возникающие из-за перепада температур при нагреве работающих алмазов и очистного агента.

Если первые два вида напряжений зависят только от нормальной и тангенциальной нагрузок и размеров алмазов, то на величину температурных напряжений, кроме того, оказывают свое влияние и величина забойной мощности, от которой зависит уровень контактной температуры, а также физико-механические свойства самих алмазов (модуль упругости, коэффициенты Пуассона и линейного расширения).

Забойная мощность определяет величину перепада между температурами на поверхности работающего алмаза и омывающего его очистного агента [12]:

$$\Delta t = t_a - t_o = 1 \cdot 10^{-3} \cdot k_o \cdot k_н \cdot N, \qquad (2.30)$$

где $t_а$ – температура режущей грани алмаза, °С; $t_о$ – температура очистного агента, °С; $k_н$ – коэффициент нагрева коронки, для средних условий $k_н$ = 0,9 [32]; $k_о$ – показатель интенсивности теплообмена коронки с очистным агентом, Вт/ °С; N – забойная мощность, кВт.

Показатель $k_о$ зависит от конструкции коронки и расхода очистного агента.

Сжимающие напряжения от нормальной нагрузки в МПа:

$$\sigma_c = 1 \cdot 10^{-6} \cdot C_N \cdot f_{a1}^{-1}, \qquad (2.31)$$

где C_N – нормальная нагрузка на единичное зерно алмаза, Н; f_{a1} – площадь контакта единичного зерна с забоем скважины, м^2.

Изгибающие напряжения в МПа:

$$\sigma_и = \frac{2}{3} \cdot 10^{-6} \cdot C_\tau \cdot h_a \cdot d_м^{-3}, \qquad (2.32)$$

где C_τ – тангенциальное усилие на единичное зерно, Н; h_a – высота обнажения алмаза из матрицы, м; $d_м$ – диаметр сечения выступающего алмазного зерна на уровне матрицы, м.

Нормальную нагрузку на единичное зерно можно определить как отношение общей осевой нагрузки на коронку к числу контактирующих с забоем алмазов:

$$C_N = C \cdot z_K^{-1}, \qquad (2.33)$$

где C – нагрузка на коронку, Н; z_K – число контактирующих с забоем зерен.

Тангенциальное усилие:

$$C = 0{,}39 \cdot C_N. \tag{2.34}$$

Расчет напряжений показал, что для коронок диаметром 59 мм, наиболее широко применяемых при бурении пород высших категорий по буримости, сжимающие напряжения изменяются в пределах 55,2÷248,2 МПа, а изгибающие – 2,2÷10,0 МПа (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Расчет сжимающих и изгибающих напряжений в объемных алмазах коронок диаметром 59 мм

Категория пород по буримости	Тип коронок	Зернистость объемных алмазов, шт/кар	Масса объемных алмазов, кар	Число контактов	Осевая нагрузка, Н	C_N, Н	$C\tau$, Н	σ_c, МПа	σ_u, МПа
VII–VIII	05А3	20–30	6,0	100	6000	60	23	55,2	2,2
VIII–IX	01А3	30–40	5,3	124	8000	65	25	74,7	3,1
VIII–IX	01А3	40–60	3,9	130	7000	54	21	78,7	3,2
IX–X	01М3	60–90	7,2	120	9000	75	29	107,0	5,8
X–XII	02И3	120–150	8,8	163	11000	67	26	189,9	7,5
X–XII	02И3	150–400	8,8	222	12000	54	21	248,2	10,0

Наибольшие температурные напряжения в алмазах имеют место на их поверхностях, в зоне соприкосновения с очистным агентом в МПа:

$$\sigma_T = E \cdot \beta \cdot (t_a - t_o) \cdot (1-\mu)^{-1} \cdot (\Theta_{cp} - \Theta_n), \tag{2.35}$$

где E – модуль упругости первого рода (модуль Юнга), для алмазов $E = 9 \cdot 10^5$ МПа [5];

μ – коэффициент Пуассона (для алмазов $\mu = 0{,}3$);

$\Theta_{ср}$ – средняя по объему алмаза «безразмерная» температура (средний температурный критерий);

Θ_n – температурный критерий для поверхности алмаза;

β – температурный коэффициент линейного расширения алмаза:

Температура, °С	0÷100	100÷200	200÷400	400÷800	800÷1000	1000÷1400
$\beta \cdot 10^6$, °С$^{-1}$	1,18	2,85	4,50	5,00	5,35	5,70

В общем виде температурный критерий для алмазного зерна:

$$\Theta = (t - t_o) \cdot (t_a - t_o)^{-1}, \qquad (2.36)$$

где t – текущая абсолютная температура в объеме алмаза, зависящая от времени прогрева и значения текущего радиуса, °С.

Величины $\Theta_{ср}$ и $\Theta_{п}$ (табл. 2.2) определяются в зависимости от критериев Био $B = \alpha \cdot R \cdot \lambda_a^{-1}$ и Фурье $T = \alpha \cdot \tau_ц \cdot R^{-2}$, где α – коэффициент теплоотдачи в зоне коронки при конвективном теплообмене с очистным агентом, Вт/(м^2 ·°С); λ_a – теплопроводность алмаза, Вт/(м^2 ·°С); R – средний радиус алмаза, м; a – температуропроводность алмаза (a = 2,22·10^{-4} м^2/с); τ_u – время теплового импульса, т. е. развития температурной деформации; для условий работы алмаза на забое скважины время теплового импульса можно принять τ_u = 1·10^{-2} с.

Таблица 2.2

Температурные критерии Θ_n и $\Theta_{ср}$ для алмазов различной зернистости

Зернистость алмазов, шт/кар	$R \cdot 10^3$, м	**B**		B^2T	Θ_n	$\Theta_{ср}$
20÷30	0,816	0,138	3,39	0.065	0,75	0,60
30÷40	0,730	0,124	4,20	0,065	0,77	0,64
40÷60	0,648	0,110	5,31	0,065	0,80	0,68
60÷90	0,566	0,097	6,94	0,065	0,83	0.72
120÷150	0,466	0,080	10,22	0,065	0,86	0,78
150÷400	0,067	0,063	16,48	0,065	0,92	0,87

Значения для расчета критерия Био в табл. 2.2 определяются следующим образом [11]:

$$\alpha = Nu \cdot \lambda \cdot d_э^{-1}, \qquad (2.37)$$

где *Nu* – критерий теплоотдачи Нуссельта; λ – коэффициент теплопроводности очистного агента, Вт/(м^2 ·^{o}С); $d_э$ – эквивалентный диаметр каналов для движения агента, м.

Эквивалентный диаметр каналов:

$$d_э = 4 \cdot F_K \cdot П_K^{-1}, \tag{2.38}$$

где F_K – площадь поперечного сечения каналов, м^2, $П_K$ – «смоченный» периметр каналов, м.

Для кольцевых каналов $d_э$ равен разности внешнего и внутреннего диаметров кольца. В серийных алмазных коронках со стандартной геометрией $d_э = 2{,}6 \cdot 10^{-3}$ м (для коронок диаметром 59 мм); $d_э = 2{,}7 \cdot 10^{-3}$ м (для коронок диаметром 76 мм);

Критерий Нуссельта определяется в зависимости от значения вязкостно-инерционного критерия Рейнольдса:

$$\mathrm{Re} = w \cdot d_э \cdot \upsilon^{-1}, \tag{2.39}$$

где w – скорость движения очистного агента в каналах коронки, м/с; ν – кинематическая вязкость очистного агента, м^2/с.

Значение ν, а также другие физические параметры (тепло- и температуропроводность, динамическая и кинетическая вязкость, критерий Прандтля) некоторых очистных агентов (воды и сжатого воздуха) приведены в табл. 2.3.

При Re < 7200:

$$Nu = 1{,}55 \cdot \left(Pe \frac{d_э}{l_K} \right)^{\frac{1}{3}} \cdot \left(\frac{\eta_c}{\eta_ж} \right)^{-\frac{1}{6}}, \tag{2.40}$$

где *Pe* – критерий конвективного теплообмена Пекле; l_K – длина канала, м; η_c, $\eta_ж$ – значения динамического коэффициента вязкости очистного агента соответственно при температурах, равных температуре стенки канала и температуре агента на входе в зону коронки, МПа/с.

Критерий Пекле в формуле (3.10) определяется из выражения:

$$Pe = w \cdot d_э \cdot a^{-1}, \tag{2.41}$$

где a – температуропроводность очистного агента, м^2/°С.

При $7200 < \mathrm{Re} < 2 \cdot 10^5$:

$$Nu = 0{,}021 \cdot \mathrm{Re}^{0{,}8} \cdot \mathrm{Pr}^{0.43} \cdot \chi, \qquad (2.42)$$

где χ – коэффициент, учитывающий изменение вязкости очистного агента; Pr – критерий Прандтля.

Таблица 2.3

Физические параметры воды и сжатого воздуха как очистных агентов

Очистной агент	Температура чистого агента, °С	$\lambda \cdot 10^2$, Вт/(м^2 ·°С)	$a \cdot 10^5$, м^2/с	$\eta \cdot 10^6$, Па·с	$\nu \cdot 10^6$, м^2/с	***Pr***
Вода	0	55,2	0,0131	1823	1,79	13,66
	10	57,7	0,0137	1331	1,30	9,53
	20	59,9	0,0143	1024	1,00	7,03
	30	61,8	0,0149	817	0,81	5,40
Сжатый воздух при давлении 0,1 МПа	–20	2,27	1,68	16,47	11,97	0,71
	0	2,44	1,94	17,53	13,57	—
	10	2,51	2,07	18,04	14,66	—
	20	2,58	2,11	18,55	15,61	—
	30	2,65	2,34	19,05	16,58	—
	40	2,72	2,48	19,54	17,57	—

Для сжатого воздуха $\chi = 1$, для жидкостей $\chi = (\mathrm{Pr}_ж/\mathrm{Pr}_c)^{0{,}25}$, что справедливо в диапазоне $0{,}03 < \eta_c/\eta_{ж} < 3$.

По рассчитанным таким образом значениям критерия Рейнольдса были определены коэффициенты теплоотдачи при конвективном теплообмене коронки с очистными агентами (табл. 2.4), откуда следует, что в силу низкой теплопроводности сжатого воздуха как очистного агента (более чем в 20 раз по сравнению с водой) коэффициент теплоотдачи α при бурении с продувкой на

один-два порядка ниже, чем при бурении с промывкой водой, хотя значение Re для воздуха выше, чем для воды.

Значения Re и α для сжатого воздуха (см. табл. 2.4) определены для давления в зоне коронки $1 \cdot 10^{-1}$ МПа; при увеличении давления, что действительно имеет место на практике в призабойной зоне, особенно для глубоких скважин, величина α будет расти, так как при этом возрастает теплопроводность сжатого воздуха.

Расчет температурных критериев (см. табл. 2.2) показал, что $|\Theta_n| > |\Theta_{cp}|$, поэтому полученные температурные напряжения на поверхности алмазных зерен имеют отрицательный знак, т.е. температурные напряжения являются сжимающими.

Таблица 2.4

Значение Re и α для серийных коронок стандартной геометрии

Очистной агент	Расход очистного агента	Диаметр коронок, мм			
		59		76	
		Re	α	Re	α
Вода	л/мин				
	20	6600	11700	4400	9850
	40	12600	25000	8800	1810
	60	18800	34800	12800	24300
	80	25200	43800	17400	32000
Сжатый воздух	$м^3$/мин				
	1,5	8250	240	7750	230
	3,0	16500	430	15500	400
	4,5	24750	600	23750	560
	6,0	33000	770	31500	700

В соответствии с изложенной методикой были выполнены расчеты температурных напряжений, результаты которых приведены в табл. 2.5 и на рис. 2.1

Таблица 2.5

Температурные напряжения на поверхности буровых алмазов различной зернистости в зависимости от степени их нагрева

(температура очистного агента t_o=10°С)

Зернистость алмазов, шт/кар	$\sigma_{вс}$, МПа	$[\sigma]_c$, МПа	Температурное напряжение (МПа) при температурах нагрева алмазов (°С)						
			200	300	400	600	800	1000	1200
20÷30	900	225	84 / 216	190 / 211	339 / 205	541 / 187	762 / 160	1022 / 135	1308 / 49
30÷40	1400	350	73 / 336	165 / 328	294 / 319	469 / 291	660 / 249	886 / 210	1134 / 76
40÷60	2200	500	67 / 480	152 / 468	271 / 456	433 / 426	610 / 356	818 / 300	1046 / 108
60÷90	2700	675	62 / 648	139 / 632	249 / 616	397 / 562	559 / 481	749 / 405	959 / 146
120÷150	3100	775	45 / 744	107 / 725	181 / 707	288 / 645	406 / 552	545 / 465	698 / 167
150÷400	3500	875	28 / 840	67 / 819	113 / 798	180 / 728	254 / 625	341 / 525	436 / 189

Примечания. Числитель – абсолютное значение температурного напряжения; знаменатель – предел прочности на сжатие при данной температуре. Выше отмеченной границы – разрушающие напряжения; ниже – неразрушающие.

Из табл. 2.5 следует, что для крупных алмазов зернистостью 20÷90 шт/кар разрушающие напряжения возникают при нагреве от 300 до 600 °С соответственно, тогда как более мелкие алмазы (120÷400 шт/кар) выдерживают нагрев до 700÷1000°С без нарушения целостности. Однако при таком нагреве прочность алмаза снижается, что становится причиной появления зашлифований (пластических деформаций) рабочих граней.

Пределы прочности для алмазов в табл. 2.5 определялись по условию $[\sigma_c] \geq \sigma_{вс} \cdot m_3^{-1}$, где $\sigma_{вс}$ – временное сопротивление алмаза на сжатие, МПа; m_3 –

коэффициент запаса. Для условий работы буровых алмазов – переменные по величине и во времени статическая и динамическая нагрузки, импульсивный нагрев – коэффициент запаса m_3 при определении допустимого напряжения на сжатие, исходя из принятых норм, равен 4 [13].

Изменение временного сопротивления алмаза на сжатие в зависимости от температуры нагрева (см. табл. 2.5) определено в соответствии с законом изменения микротвердости алмазов при росте температуры [24]. В связи с этим представляется целесообразным определить уровни температур нагрева и температурных напряжений в объемных алмазах серийных коронок при бурении в различных группах пород на режимных параметрах, рекомендуемых ВИТРом [18], в частности на примере коронок, приведенных в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Расчет температур нагрева и температурных напряжений в буровых алмазах серийных коронок диаметром 59 мм

Категория пород по буримости	Тип коронки	Зернистость алмазов, шт/кар	C, даН	n, мин$^{-1}$	N, кВт	t_a-t_o, ^oC	σ_τ, МПа
VII-VIII	05АЗ	20÷30	600	400	2,42	161	71
VIII-IX	01АЗ	30÷40	800	600	4,85	307	190
VIII-IX	01АЗ	40÷60	700	500	3,54	262	141
IX-X	01МЗ	60÷90	900	600	5,45	416	265
X-XII	02ИЗ	120÷150	1100	800	8,98	870	456
X-XII	02ИЗ	150÷400	1200	900	10,90	907	321

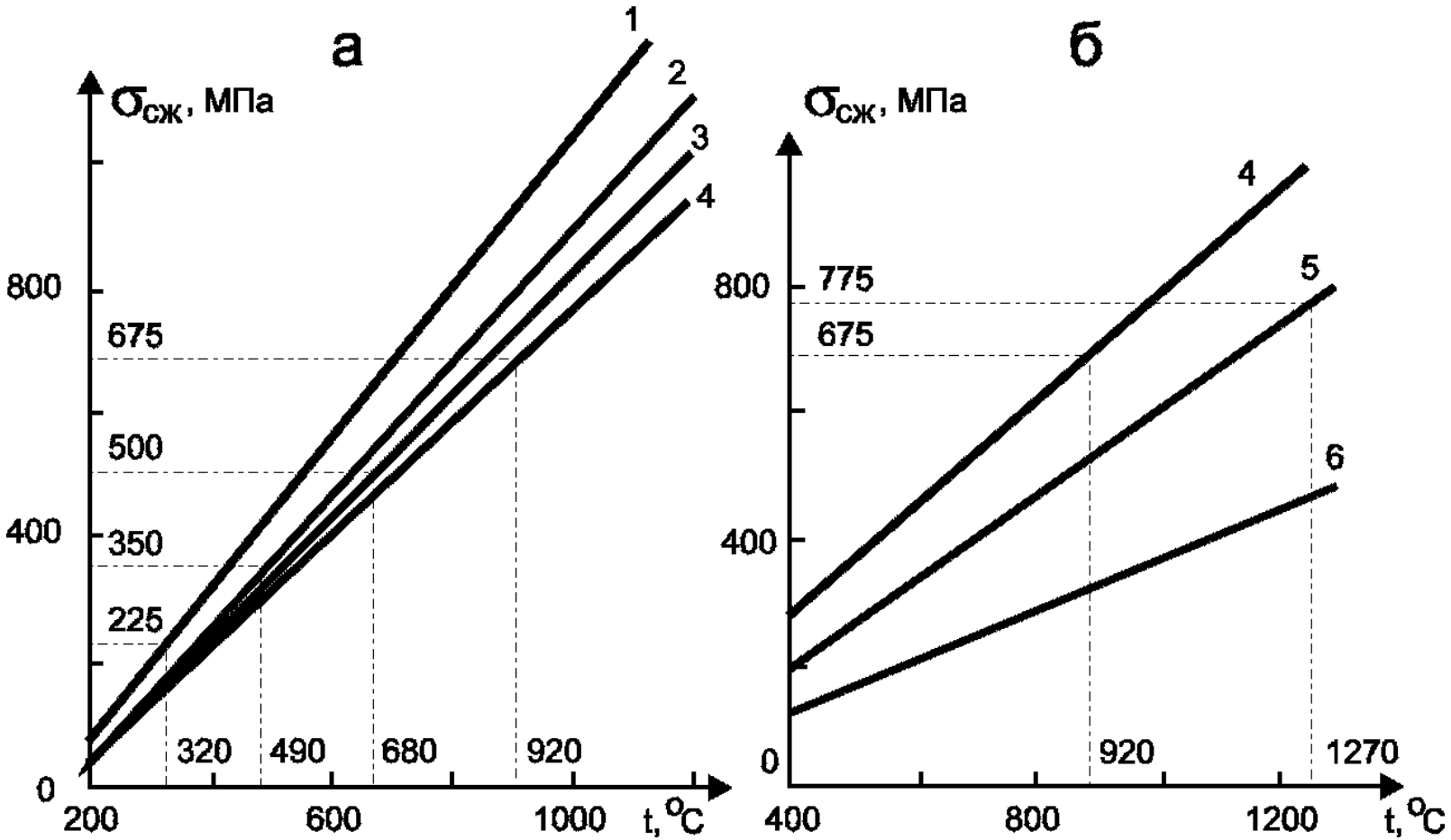


Рис. 2.1. Влияние температуры нагрева t на сжимающие напряжения $\sigma_{сж}$ на поверхности алмазов при бурении пород VII-X (а) и X-XII (б) категорий по буримости:

1-6 – зернистость алмазов, шт/кар (1 – 30-20, 2 – 40-30, 3 – 60-40, 4 – 90-60, 5 – 150-120, 6 – 400-150)

Как следует из табл. 2.6, при бурении относительно слабых пород (VII–VIII категорий по буримости) температурные напряжения значительно превышают напряжения сжатия и особенно изгиба. В случае использования алмазов зернистостью 30÷40 и 40÷60 шт/кар при бурении пород VIII–IX категорий по буримости температурные напряжения составляют 1/3÷1/2 значений предела прочности.

Для объемных алмазов зернистостью в пределах 60÷400 шт/кар температурные напряжения практически могут достигать предела допускаемых напряжений или приближаться к нему. Очевидно, что в указанных пределах находится и вероятность достижения разрушающих напряжений. В породах VII-VIII категорий по буримости эта вероятность не превышает одной трети, следовательно, такова и доля объёма алмазного бурения, где необходимо учитывать действие температурного фактора. При бурении в породах VIII–IX категорий по буримости эта доля колеблется в пределах 1/3÷1/2, а в породах высших категорий приближается к 1.

2.4. Методика определения гидравлических сопротивлений при промывке скважины вязкопластичными жидкостями

Промывка скважин должна обеспечивать своевременное удаление разбуренных частиц породы с забоя и вынос их по кольцевому пространству на поверхность. Несоблюдение этого условия может привести к вторичному дроблению крупных частиц шлама на забое, зашламованию скважины, повышению плотности восходящего потока, снижению скорости бурения и износу породоразрушающего инструмента [8].

Для полной очистки забоя большое значение имеет количество промывочного агента, подаваемого в скважину, или подача насоса. Последняя должна обеспечивать такую скорость восходящего потока $v_в$, в м/с, которая превышает скорость падения частиц при отсутствии движения жидкости под влиянием силы тяжести u на величину желаемой скорости выноса c, т. е.

$$v_в = k_н \cdot (u + c), \qquad (2.43)$$

где $k_н = 1{,}1 \div 1{,}3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность скорости движения восходящего потока по сечению скважины.

Скорость падения частиц (в м/с) определяется по формуле Риттингера:

$$u = k_ф \sqrt{d_ч (\rho_п - \rho)/\rho}, \qquad (2.44)$$

где $k_ф$ – коэффициент, зависящий от формы частиц, для частиц шарообразной формы $k_ф = 5{,}11$, для частиц неправильной или плоской формы $k_ф = 2{,}5 \div 4{,}0$; $d_ч$ – критический диаметр частиц шлама, м; $\rho_ц$ и ρ – плотность соответственно частиц породы и промывочной жидкости, кг/м^3.

Критический диаметр частиц (в м), не падающих в растворе:

$$d_ч = 6 \cdot k_{1ф} \cdot \theta / (\gamma_п - \gamma_р), \qquad (2.45)$$

где $k_{1ф} = 2 \div 3$ – коэффициент формы, величина которого определяется опытным путем (для колонкового разведочного бурения $k_{1ф} = 2{,}75$); θ – СНС промывочного агента; $\gamma_п$ и $\gamma_р$ – удельный вес соответственно частиц породы и промывочной жидкости, Н/м^3.

В прикладных расчетах можно принять скорость выноса частиц $c = (0.1 \div 0.3) \cdot u$. Верхний предел принимают при бурении глубоких скважин, высоких механических скоростях бурения, промывке водой или маловязкими суспензиями.

Определив скорость восходящего потока $v_в$ по формуле (2.43), можно найти требуемый расход промывочного агента (при прямой циркуляции), обеспечивающий вынос частиц разбуренной породы (в м^3/с):

$$Q = m \cdot F_{кп} \cdot v_в = m \cdot \frac{\pi}{4} \cdot (D^2 - d_н^2) \cdot v_в, \qquad (2.46)$$

где $m = 1{,}2 \div 1{,}3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность скорости движения потока по скважине при наличии разработанных участков и каверн; $F_{к.п.}$

– площадь сечения кольцевого пространства между стенками скважины и бурильными трубами, м^2; D – диаметр скважины, м; $d_н$ – наружный диаметр бурильных труб, м.

Рекомендуются следующие рациональные пределы скоростей восходящего потока (в м/с) при промывке водой в зависимости от вида породоразрушающего инструмента:

Алмазные коронки…..……...0,5-0,8

Твердосплавные коронки……0,25-0,6

Шарошечные долота……..0,6-0,8

Лопастные долота, пикобуры……0,6-1,0

При использовании глинистых растворов и других структурированных промывочных жидкостей принимают значения $v_в$ на 15-20 % меньше приведенных.

При бурении горизонтальных скважин скорость движения потока в кольцевом пространстве можно принять равной 0,5 м/с.

Для обеспечения циркуляции промывочного агента в заданном количестве насос должен развивать давление, достаточное для преодоления гидравлических сопротивлений, встречающихся во всех звеньях циркуляционной системы. Давление, которое должен создать буровой насос p_Σ при прокачке промывочного агента, складывается из суммы потерь давления (в Па):

$$p_\Sigma = k \cdot (p_1 + p_2 + p_3 + p_4 + p_5 + p_6), \qquad (2.47)$$

где $k = 1{,}3 \div 1{,}5$ – коэффициент, учитывающий необходимость запаса на преодоление дополнительных сопротивлений при зашламовании скважины, образовании сальников и др.; p_1 – потери давления в бурильных, утяжеленных и ведущих трубах; p_2 – потери давления в кольцевом пространстве скважины; p_3 – потери давления в соединениях бурильных труб (в ниппелях и замках); p_4 – потери давления в колонковой трубе или долоте; p_5 – дополнительные потери

давления при заклинивании керна; p_6 – потери давления в шланге и вертлюге-сальнике.

Потери давления в бурильных трубах (в МПа):

$$p_1 = 8{,}12 \cdot 10^{-7} \cdot \lambda_1 \cdot \rho \cdot Q^2 \cdot L / d_в^5,$$

(2.48)

где λ_1 – безразмерный коэффициент гидравлического сопротивления; ρ – плотность промывочного агента, кг/м^3; Q – расход промывочного агента подача насоса), м^3/с; L – длина бурильных труб или УБТ, м; $d_в$ – внутренний диаметр труб, м.

При вычислении потерь давления надо различать два режима течения промывочных агентов – ламинарный и турбулентный.

Для определения режимов движения ньютоновской жидкости (вода, рассолы) используется безразмерный параметр Рейнольдса:

$$\mathrm{Re} = v_1 \cdot d_в \cdot \rho / \mu_a, \qquad (2.49)$$

где v_1 – средняя скорость течения промывочного агента в трубах, м/с:

$$v_1 = 4 \cdot Q / \pi \cdot d_в^2; \qquad (2.50)$$

μ_a – коэффициент динамической вязкости, Па·с.

При ламинарном режиме течения (Re < 2320):

$$\lambda_1 = 64 / \mathrm{Re}. \qquad (2.51)$$

Величина $\mathrm{Re} = 2320$ соответствует переходу режима от ламинарного к турбулентному. При Re > 2320 режим турбулентный. При турбулентном режиме течения λ_1 с достаточной для практических расчетов точностью можно найти по приближенной формуле А.Д. Альтшуля:

$$\lambda_1 = 0{,}1 \cdot \left(1{,}46 \cdot \frac{\Delta_э}{d_в} + \frac{100}{\mathrm{Re}} \right)^{0{,}25}, \qquad (2.52)$$

где $\Delta_э$ – эквивалентная шероховатость стенок труб, м, для новых стальных труб $\Delta_э = (2 \div 7) \cdot 10^{-3}$ см; для труб, бывших в употреблении, $\Delta_э = (2 \div 5) \cdot 10^{-2}$ см; для сильнокорродированных труб $\Delta_э = 1 \cdot 10^{-1}$ см.

Режим движения неньютоновских, вязкопластичных жидкостей (глинистые растворы, многокомпонентные тиксотропные промывочные агенты, а также тампонажные растворы) характеризуется приближенно с помощью обобщенного параметра Рейнольдса:

$$\mathrm{Re}^* = \frac{v_1 \cdot d_в \cdot \rho}{\eta + \tau_0 \cdot d_в / 6 \cdot v_1}, \qquad (2.53)$$

где η – структурная (пластическая) вязкость, Па·с; τ_0 – предельное динамическое напряжение сдвига, Па.

Численные значения η и τ_0 для растворов с различными реологическими свойствами следующие: для неутяжеленных растворов с вязкостью $T > 50$ с, $\eta = 5 \cdot 10^{-3} \div 1 \cdot 10^{-2}$ Па·с, $\tau_0 = 10$ Па; для утяжеленных плотностью $\rho = 1400 \div 1750$ кг/м^3, $\eta = 1 \cdot 10^{-2} \div 15 \cdot 10^{-3}$ Па·с, $\tau_0 = 10 \div 20$ Па.

Для определения коэффициента сопротивления при течении вязкопластичной жидкости предварительно вычисляют значение критической скорости $v_{кр}$ (в м/с), при которой происходит переход от ламинарного режима к турбулентному. Для приближенных расчетов можно пользоваться упрощенной эмпирической формулой:

$$v_{кр} = 25 \cdot \sqrt{\tau_0 / \rho}. \qquad (2.54)$$

Сравнивая $v_{кр}$ с фактической скоростью течения в трубах v_1, определяем режим потока в трубах; при $v_1 < v_{кр}$ режим ламинарный, при $v_1 > v_{кр}$ – турбулентный.

При ламинарном режиме λ_1 можно определить по формуле (2.51), а турбулентном – по формуле (2.52) через обобщенный параметр Re^*.

Для труб из сплава Д16Т коэффициент сопротивления:

$$\lambda_{1a} = (0{,}85 \div 0{,}9) \cdot \lambda_a . \qquad (2.55)$$

В приближенных расчетах для стальных бурильных и утяжеленных труб всех размеров можно принять $\lambda_1 \approx 0{,}02$.

Потери давления в УБТ можно вычислить по формуле (2.48); при этом длину бурильных труб увеличивают на фиктивную длину некоторого участка $l_{э.у.}$, потери давления на котором равны потерям в соединениях. Эту длину определяют по формуле:

$$l_{э.у} = l_у \cdot d_в^5 / d_{ву}^5 , \qquad (2.56)$$

где $l_у$ – длина УБТ; $d_{ву}$ – внутренний диаметр УБТ.

Потери давления (в МПа) в кольцевом пространстве при допущении, что оно образовано сооснными цилиндрами:

$$p_2 = 8{,}12 \cdot 10^{-7} \cdot \lambda_2 \cdot \rho \cdot \frac{Q^2 \cdot L}{(D - d_H)^3 \cdot (D + d_H)^2} . \qquad (2.57)$$

Коэффициент сопротивления λ_2 при ламинарном течении ньютоновской жидкости можно вычислить по формуле (2.51), приняв параметр Рейнольдса для кольцевого пространства:

$$\mathrm{Re}^*_{к.п} = v_2 \cdot (D - d_H) \cdot \rho / \mu_a , \qquad (2.58)$$

где v_2 – средняя скорость течения промывочного агента в кольцевом пространстве, м/с:

$$v_2 = 4 \cdot Q / \pi \cdot (D^2 - d_H^2). \qquad (2.59)$$

При ламинарном режиме течения вязкопластичной жидкости для расчета λ_2 можно также воспользоваться формулой (2.51), если принять:

$$\mathrm{Re}^*_{к.п} = \frac{v_2 \cdot (D - d_H) \cdot \rho}{\eta + \tau_0 \cdot \frac{D - d_H}{6 \cdot v_2}} . \qquad (2.60)$$

При турбулентном режиме течения ньютоновских и вязкопластичных жидкостей коэффициент λ_2 можно приближенно найти по формуле (2.52), если в

первом случае Re^* вычислить по формуле (2.58), а во втором – по формуле (2.60) и вместо $d_в$ принять разность между наружным и внутренним диаметрами кольцевого пространства, т. е. $d_в = D - d_Н$.

Критическая скорость течения определяется из выражения (2.54).

Потери давления (в МПа) в соединениях бурильной колонны:

$$p_3 = 8{,}1 \cdot 10^{-7} \cdot \xi \cdot \rho \cdot \frac{Q^2}{d_d^4} \cdot n_c, \qquad (2.61)$$

где ξ – коэффициент местного сопротивления; n_c – число соединений в колонне;

$$\xi = a_к \cdot \left[\left(d_в / d_0 \right)^2 - 1 \right]^2, \qquad (2.62)$$

где $a_к$ – опытный коэффициент, учитывающий особенности конфигурации проходного отверстия, для муфтово-замковых соединений $a_к \approx 2$, для ниппельных $a_к \approx 1{,}5$; d_0 – диаметр наименьшего проходного сечения в соединении, м.

Потери давления в колонковой трубе при отсутствии более точных данных для их определения на основании практических рекомендаций можно принять в пределах: $p_4 = 0{,}05 \div 0{,}12$ МПа.

Потери давления в долотах (в МПа):

$$p_4 = 10^{-6} \cdot \frac{\rho \cdot Q^2}{2 \cdot \mu_Д^2 \cdot f^2}, \qquad (2.63)$$

где $\mu_д$ – коэффициент расхода промывочных отверстий, для обычных долот режущего и дробящего типов $\mu_Д = 0{,}64 \div 0{,}70$, а для гидромониторных долот $\mu_Д = 0{,}9 \div 0{,}95$; f – площадь промывочных каналов.

Для приближенных расчетов (при бурении с обычными долотами) принимают $p_Д \le 0{,}5$ МПа.

Дополнительные потери давления при заклинивании керна на основе опытных данных $p_5 = 0{,}5$ МПа.

Потери давления в шланге и вертлюге-сальнике также определяются опытным путем: $p_в = 0{,}15 \div 0{,}19$ МПа.

После расчета потерь давления во всех элементах циркуляционной системы их суммируют. Сопоставляют p_Σ и Q с допустимым давлением $p_Н$ и подачей $Q_Н$ насоса и выбирают соответствующий тип насоса, пригодный для бурения в данных условиях.

Примеры решения задач

Пример 2.1. Рассчитать температурный режим скважины, т.е. определить распределение температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве при бурении скважины. Бурение скважин производится в многолетнемерзлых породах на глубину 250 м диаметром 76 мм, бурильные трубы диаметром 50 мм муфтово-замкового соединения. Температура породы у поверхности составляет –9 °С, градиент изменения температуры $\sigma = 0{,}023$ °С/м. Промывка скважины осуществляется раствором *NaCI*, плотностью ρ = 1060 кг/м^3. Для расчета принять: время циркуляции 3 ч, начальную температуру раствора –1°С, –5°С и 5°С.

Решение. Для расчетов примем следующие исходные данные, пользуясь табл. 11, 12, 13, 14 и 15 [30], а также учитывая, что бурение осуществляется установкой УКБ-4П при осевой нагрузке на коронку P = 800 даН и частоте вращения 297 об/мин, расход промывочной жидкости будет $1{,}4 \cdot 10^{-3}$ м^3/с, t_0 = -9°С; G_0 = $1{,}4 \cdot 10^{-3} \cdot 1060$ = 1,484 кг/с; $c = 3800$ Дж/кг·°С; $\lambda = 0{,}5466$ Вт/м·°С; $a = 0{,}0131 \cdot 10^{-5}$ м^2/с; $\mathrm{Pr} = 2{,}17 \cdot 10^{-6} / 0{,}0131 \cdot 10^{-5} = 16{,}56$; λ_n = 4 Вт/м·°С; c_n = $1 \cdot 10^3$ Дж/кг·°С; ρ_n = 2100 кг/м^3 (породы песчаные мерзлые); σ = 0,023 °С/м; H = 250 м; h = 0, 50, 100, 150, 200 и 250 м; $\nu = 2{,}17 \cdot 10^{-6}$ м^2/с; $\lambda_Т = 45{,}5$ Вт/м^2·°С; Wn = 15%.

Температура промывочного агента внутри бурильных труб, т.е. в нисходящем потоке, и температура в кольцевом пространстве, т.е. в восходящем потоке, могут быть рассчитаны по формулам (2.8) и (2.9). Для окончательного расчета распределения температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве следует провести расчеты входящих в формулу величин.

1. По формулам (2.10), (2.11), (2.12) и (2.13) рассчитаем гидравлический уклон в бурильных трубах:

$$\upsilon_1 = \frac{1{,}4 \cdot 10^{-3}}{0{,}785 \cdot 0{,}039^2} = 1{,}17 \text{ м/с};$$

$$\text{Re} = \frac{1{,}17 \cdot 0{,}039}{2{,}17 \cdot 10^{-8}} = 21027 \ ;$$

$$\lambda_1 = 0{,}1 \cdot \left(\frac{1{,}46 \cdot 0{,}2 \cdot 10^{-3}}{0{,}039} + \frac{100}{21027} \right)^{0{,}25} = 0{,}033;$$

$$p_1 = 0{,}033 \cdot \frac{1{,}17^2 \cdot 1060}{2 \cdot 0{,}039} \cdot (250 + 50) = 184169{,}7 \text{ Па};$$

$$i_1 = \frac{184169{,}7}{10398 \cdot 250} = 0{,}071.$$

2. По формулам (2.13), (2.14), (2.15) и (2.16) рассчитаем гидравлический уклон в кольцевом пространстве:

$$\upsilon = \frac{1{,}4 \cdot 10^{-3}}{0{,}785 \cdot (0{,}076^2 - 0{,}05^2)} = 0{,}5 \text{ м/с};$$

$$\text{Re}_{к.п} = \frac{0{,}5 \cdot 0{,}026}{2{,}17 \cdot 10^{-6}} = 5990 \ ;$$

$$\lambda_{к.п} = \frac{0{,}3164}{\sqrt[4]{5990}} = 0{,}036 \ ;$$

$$p_3 = 0{,}036 \cdot \frac{0{,}5^2 \cdot 10540 \cdot 250}{9{,}8 \cdot 2 \cdot 0{,}026} = 46536{,}5 \text{ Па};$$

$$i_2 = 46536{,}5 / 10540 \cdot 250 = 0{,}0176 .$$

3. По формулам (2.17) и (2.18) находим прирост температуры промывочного агента за счет местного нагрева на забое при работе породоразрушающего инструмента:

$$N_3 = 5{,}3 \cdot 10^{-4} \cdot 800 \cdot 297 \cdot 0{,}067 \cdot (0{,}137 + 0{,}3) = 3{,}46 \text{ кВт}$$

$$\Delta t_3 = 3460 / 1{,}5 \cdot 3800 = 0{,}6 \ ^{\circ}\text{C}.$$

4. Расчет коэффициента теплопередачи через стенку бурильной трубы производим по формулам (2.19) и (2.20):

$$\alpha = 0{,}021 \cdot 5990^{0{,}8} \cdot 16{,}56^{0{,}43} \cdot \frac{0{,}5466}{0{,}026} = 1551 \quad \frac{Вт}{м^2 \cdot {}^{\circ} C};$$

$$\alpha_1 = 0{,}021 \cdot 21027^{\,0{,}8} \cdot 16{,}56^{\,0{,}43} \cdot \frac{0{,}5466}{0{,}039} = 2823{,}5 \quad \frac{Вт}{м^2 \cdot {}^{\circ}C};$$

$$k = \frac{1}{\frac{1}{2823 \cdot 0{,}039} + \frac{1}{2 \cdot 45{,}5} \cdot \ln\frac{0{,}05}{0{,}039} + \frac{1}{1551 \cdot 0{,}05}} = 40{,}5 \frac{Вт}{м \cdot {}^{\circ}C}.$$

5. Коэффициент нестационарного теплообмена рассчитываем по формуле (2.27):

$$k_\tau = \frac{4^{0{,}75}}{0{,}038^{0{,}5}} \cdot \left(\frac{1 \cdot 10^3 \cdot 2100}{10800}\right)^{0{,}25} = 54{,}2 \frac{Вт}{м^2 \cdot {}^{\circ}C}.$$

6. Коэффициент интенсификации теплообмена рассчитывается по формуле (2.29):

$$k_{агр} = 1 + \frac{1{,}4 \cdot 1{,}5}{1 \cdot 10^3 \cdot 0{,}5} = 1{,}042\ .$$

7. Рассчитываем значения сокращающих величин, входящих в формулы (2.8) и (2.9):

$$a = \frac{1{,}5 \cdot 3800}{40{,}5 \cdot 3{,}14} \cdot \left(0{,}023 - \frac{0{,}071}{3800}\right) = 1{,}04;$$

$$b = \frac{1{,}5 \cdot (0{,}071 + 0{,}0176)}{1{,}042 \cdot 54{,}2 \cdot 3{,}14 \cdot 0{,}076} = 9{,}86 \cdot 10^{-3};$$

1-й случай	$t_{1Н} = -1^{\circ}C$;	$m_1 = 2{,}8 \cdot 10^{-2}$;	$n_1 = 9{,}00$;
		$m_2 = 9{,}29 \cdot 10^{-2}$;	$n_2 = 6{,}52$;
2-й случай	$t_{1Н} = -5^{\circ}C$;	$m_1 = -4{,}2 \cdot 10^{-2}$;	$n_1 = 5{,}07$;
		$m_2 = -5{,}26 \cdot 10^{-2}$;	$n_2 = 3{,}67$;
3-й случай	$t_{1Н} = 5^{\circ}C$;	$m_1 = 1{,}4 \cdot 10^{-1}$;	$n_1 = 14{,}89$;
		$m_2 = 1{,}98 \cdot 10^{-1}$;	$n_2 = 10{,}78$.

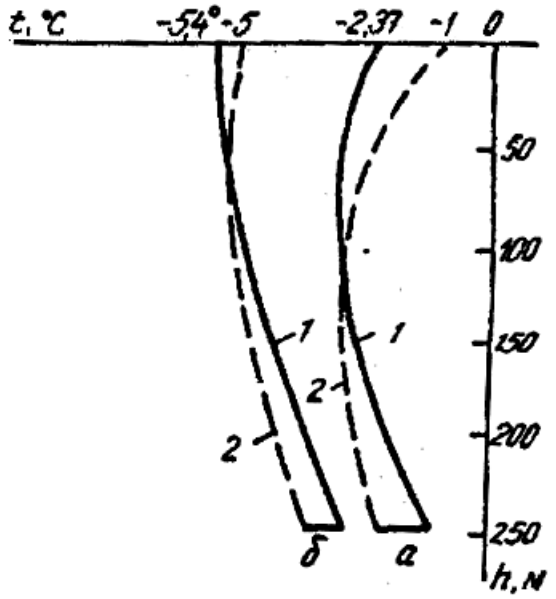


Рис. 2.2. График распределения температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве при отрицательной начальной температуре промывочного агента:
а – начальная температура раствора −1°С; б – начальная температура раствора −5°С; 1 – температура в кольцевом пространстве (восходящий поток); 2 – температура в бурильных трубах (нисходящий поток)

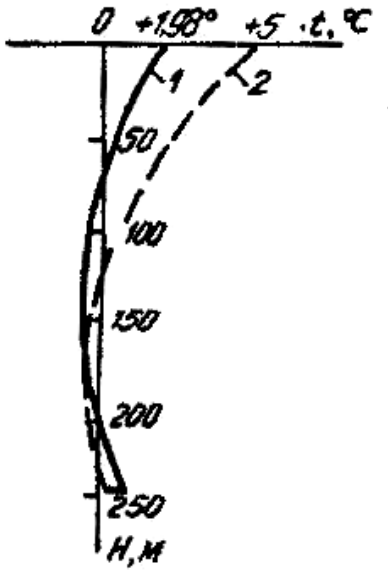


Рис. 2.3. График распределения температуры в бурильных трубах и кольцевом пространстве при циркуляции промывочного агента, имеющего положительную температуру:
1 – температура в кольцевом пространстве; 2 – температура внутри бурильных труб

Результаты расчетов температуры промывочного агента внутри бурильных труб в нисходящем потоке и температуры промывочного агента в кольцевом пространстве в восходящем потоке, выполненные по формулам (2.8) и (2.9), представлены в виде графиков на рис. 2.2 и 2.3.

Из графиков распределения температуры видно, что при бурении многомерзлых пород можно использовать раствор с начальной температурой −1°С, большее охлаждение раствора не требуется. Применение раствора с положительной температурой приведет к растеплению пород.

Пример 2.2. Скважину диаметром $D = 93$ мм, глубиной $L = 650$ м бурят трубами диаметром $d_{\text{Н}} = 50$ мм с муфтово-замковым соединением при длине свечи $l_c = 15$ м с промывкой глинистым раствором. Параметры раствора: плотность $\rho = 1240$ кг/м^3; структурная вязкость $\eta = 9 \cdot 10^{-3}$ Па·с; динамическое напряжение

сдвига τ_0 = 10 Па. Определить гидравлические потери давления при промывке скважины, если расход промывочного агента Q = 110 л/мин.

Решение. Определим критическую скорость $v_{кр}$ по формуле (2.54):

$$v_{кр} = 25 \cdot \sqrt{10/1240} = 2{,}2 \text{ м/с}.$$

Для вычисления фактической скорости течения находим:

$$Q = \frac{110}{60} \cdot 10^{-3} = 18 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с};$$

$d_в = 0{,}039$ м (см. табл. XIX [8]).

Тогда по формуле (2.50):

$$v_1 = \frac{4 \cdot 18 \cdot 10^{-4}}{3{,}14 \cdot 0{,}039^2} = 1{,}55 \text{ м/с}.$$

Так как $v_1 < v_{кр}$, режим течения ламинарный.

Обобщенный параметр Рейнольдса находим по формуле (2.53):

$$\mathrm{Re}^* = \frac{1{,}55 \cdot 0{,}039 \cdot 1240}{0{,}009 + \dfrac{10 \cdot 0{,}039}{6 \cdot 1{,}55}} = 1500.$$

Коэффициент сопротивления вычисляем по формуле (2.51):

$$\lambda_1 = 64/1500 = 42 \cdot 10^{-3}.$$

Тогда потери давления в трубах определяем по уравнению (2.48):

$$p_1 = 8{,}12 \cdot 10^{-7} \cdot 42 \cdot 10^{-3} \cdot 1240 \cdot \frac{0{,}0018^2 \cdot 650}{0{,}039^5} = 0{,}9 \text{ МПа}.$$

Для определения потерь давления в кольцевом пространстве находим фактическую скорость течения по формуле (2.59):

$$v_2 = \frac{4 \cdot 18 \cdot 10^{-4}}{3{,}14 \cdot (0{,}092^2 - 0{,}05^2)} = 0{,}36 \text{ м/с}.$$

Так как $v_2 < v_{кр}$, в кольцевом пространстве режим течения ламинарный. Обобщенный параметр Рейнольдса для кольцевого пространства вычислим по уравнению (2.60):

$$\mathrm{Re}^*_{к.п} = \frac{0{,}36 \cdot (0{,}093 - 0{,}05) \cdot 1240}{0{,}009 + 10 \cdot \dfrac{0{,}093 - 0{,}05}{6 \cdot 0{,}36}} \approx 90.$$

Коэффициент сопротивления $\lambda_2 = 64/90 = 0{,}7$.

Тогда потери давления в кольцевом пространстве находим из выражения (2.57):

$$p_2 = 8{,}12 \cdot 10^{-7} \cdot 0{,}7 \cdot 1240 \cdot \frac{0{,}0018^2 \cdot 650}{(0{,}093 - 0{,}05)^3 \cdot (0{,}093 + 0{,}05)^2} = 1 \text{ МПа}.$$

Определим потери давления в соединениях бурильной колонны.

Коэффициент местного сопротивления по формуле (2.62):

$$\xi = 2 \cdot \left[\left(\frac{0{,}039}{0{,}028} \right)^2 - 1 \right]^2 = 0{,}32,$$

где $a_к = 2$; $d_0 = 0.028$ м (табл. XIX [8]).

Число соединений в колонне:

$$n_c = L / l_c = 650 / 15 \approx 43.$$

Потери давления в замковых соединения находим по формуле (2.61):

$$p_3 = 8{,}1 \cdot 10^{-7} \cdot 0{,}32 \cdot 1240 \cdot \frac{0{,}0018^2}{0{,}039^4} \cdot 43 = 0{,}014 \text{ МПа}.$$

Если на основе практических рекомендаций принять потери давления в колонковой трубе и коронке $p_4 = 0{,}05$ МПа, дополнительные потери давления при заклинивании керна $p_5 = 0{,}5$ МПа и потери давления в нагнетательном шланге и вертлюге-сальнике $p = 0{,}15$ МПа, то суммарные потери давления с учетом коэффициента запаса $k = 1{,}3$ составят:

$$p_\Sigma = 1{,}3 \cdot (0{,}9 + 1{,}0 + 0{,}0014 + 0{,}05 + 0{,}5 + 0{,}15) = 3{,}4 \text{ МПа}.$$

Пример 2.3. Определить расход глинистого раствора для выноса частиц выбуренной породы неправильной формы при следующих условиях: плотность породы: $\rho = 2700$ кг/м^3; плотность глинистого раствора $\rho = 1100$ кг/м^3; величина СНС $\theta = 4$ Па; диаметр скважины $D = 135$ мм; наружный диаметр бурильных труб $d = 63{,}5$ мм.

Решение. Принимаем $k_Ф = 4$; $k_{Ф1} = 2{,}75$. Тогда диаметр частицы по формуле (2.45):

$$d_ч = \frac{6 \cdot 2{,}75 \cdot 4}{(27-11) \cdot 10^3} = 4 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Скорость погружения частиц породы находим из уравнения (2.44):

$$u = 4 \cdot \sqrt{\frac{4 \cdot 10^{-3} \cdot (2700-1100)}{1100}} = 0{,}306 \text{ м/с.}$$

Принимая $c = 0{,}2 \cdot u$ и $k_H = 1{,}2$, определяем:

$$c = 0{,}2 \cdot 0{,}306 = 0{,}06 \text{ м/с;}$$

$$v_в = 1{,}2 \cdot (0{,}306 + 0{,}06) = 0{,}44 \text{ м/с.}$$

Приняв $m = 1{,}2$ по формуле (2.46) находим требуемый расход промывочного агента:

$$Q = 1{,}2 \cdot 0{,}785 \cdot (0{,}135^2 - 0{,}063^2) \cdot 0{,}44 = 5{,}9 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3\text{/с, или 354 л/мин.}$$

Пример 2.4. Определить гидравлические сопротивления при промывке скважины вязкопластичными жидкостями в зависимости от диаметра бурильных труб и реологических свойств раствора для условий, приведенных в табл. 2.7. Построить графики. Сделать выводы.

Решение. В соответствии с методикой, изложенной в разделе 2.4, была составлена компьютерная программа для расчета гидравлических сопротивлений при промывке скважины вязкопластичными жидкостями. Результаты решения приведены в табл. 2.8; графическая интерпретация полученных результатов представлена на рис. 2.4. и 2.5.

Таблица 2.7

Исходные данные

Наименование данных	Условные обозначения	Единицы измерения	Численное значение
Диаметр скважины	D	м	0,093
Глубина скважины	L	м	300,0
Наружный диаметр бурильных труб	d_H	м	0,05
Внутренний диаметр бурильных труб	$d_в$	м	0,039
Диаметр наименьшего проходного сечения в соединении	d_0	м	0,028
Коэффициент, учитывающий особенности конфигурации проходного сечения	$a_к$	—	2,0
Длина бурильных труб	l_c	м	9,0
Эквивалентная шероховатость стенок труб	$\Delta_э$	м	0,0004
Коэффициент, учитывающий запас давления на преодоление дополнительного сопротивления	k	—	1,3
Расход промывочной жидкости	Q	л/мин	50,0
Плотность	ρ_0	кг/м^3	1240,0
Структурная вязкость	η	Па·с	0,009
Динамическое напряжение сдвига	τ_0	Па	10,0

Таблица 2.8

Результаты расчетов

Q, л/мин	p_Σ, МПа			p_Σ, МПа $\left(\frac{d_H}{d_в}=\frac{50}{39}\right)$	
	$\frac{d_H}{d_в}=\frac{42}{32}$ $(d, мм)$	$\frac{d_H}{d_в}=\frac{50}{39}$	$\frac{d_H}{d_в}=\frac{73}{59}$	$\rho=1240$ кг/м^3 $\eta=9\cdot10^{-3}$ Па·с $\tau_0=10$ Па	$\rho=1700$ кг/м^3 $\eta=15\cdot10^{-3}$ Па·с $\tau_0=20$ Па
50	2,22	2,00	2,48	2,00	3,11
100	2,76	2,15	2,60	2,16	3,31
150	5,84	2,33	2,73	2,33	3,57
200	9,03	3,97	2,86	3,97	5,59
250	13,10	5,21	3,00	5,21	7,34
300	18,02	6,71	3,14	6,71	9,43

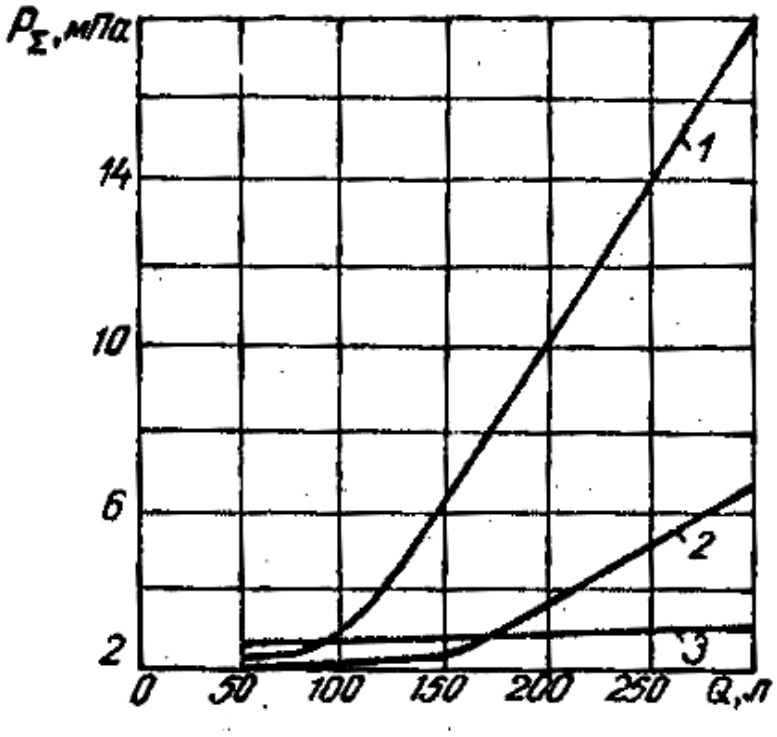


Рис. 2.4. Зависимость $p_\Sigma = f(Q)$ для различных соотношений $\varphi=\frac{d_н}{d_в}$:

$1-\varphi=\frac{42}{32}$; $2-\varphi=\frac{50}{39}$; $3-\varphi=\frac{73}{59}$ ($d_н$ и $d_в$ в мм)

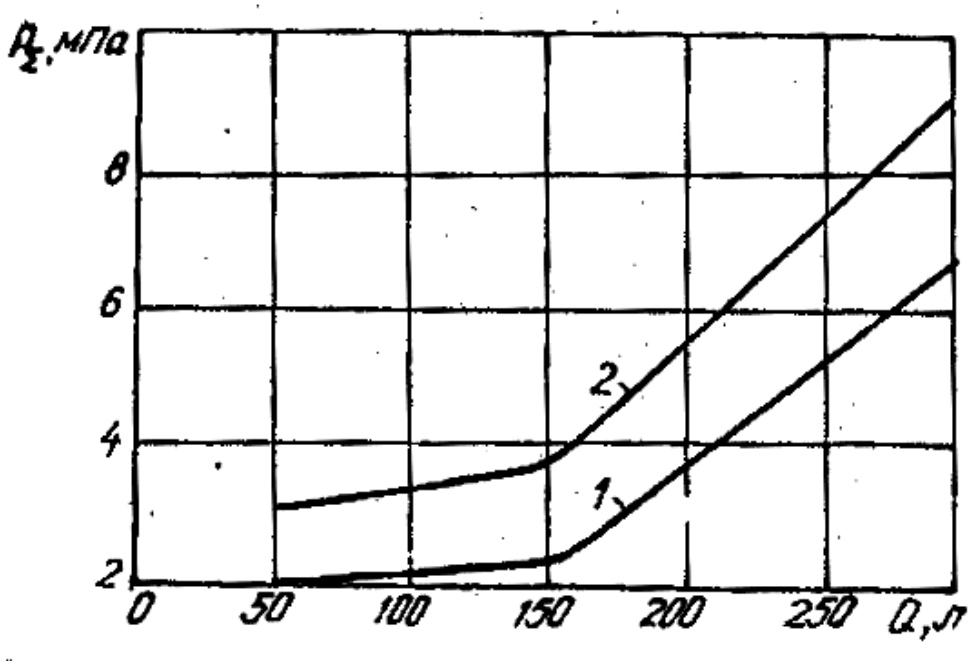


Рис. 2.5. Зависимость $p_\Sigma = f(Q)$ для жидкостей с различными реологическими свойствами:

1 – неутяжеленный раствор: $\rho = 1240$ кг/м^3; $\eta = 9 \cdot 10^{-3}$ Па·с; $\tau_0 = 10$ Па;

2 – утяжеленный раствор: $\rho = 1700$ кг/м^3; $\eta = 15 \cdot 10^{-3}$ Па·с; $\tau_0 = 20$ Па

На основании анализа полученных результатов можно сделать следующие выводы:

1. С увеличением внутреннего диаметра бурильных труб характер зависимости $p_\Sigma = f(Q)$ меняется от криволинейной ($d_в = 32$ мм) до строго линейной ($d_в = 59$ мм).

2. Для промежуточного внутреннего диаметра ($d_в = 39$ мм) зависимость носит линейный характер и характеризуется тем, что при Q = 150 л/мин происходит изменение угла наклона прямой.

3. Зависимость $p_\Sigma = f(Q)$ для жидкостей с различными реологическими свойствами носит линейный характер: при Q = 150 л/мин наблюдается изменение угла наклона прямой в сторону его увеличения.

Контрольные вопросы

1. Правила подобия физических процессов.

2. Метод анализа размерностей π-теорема.

3. Физический смысл чисел подобия.

4. Чему равно количество критериев подобия при моделировании процесса алмазного бурения? Ответ обоснуйте.

5. Что понимается под формой записи критериев подобия?

6. Как рассчитывается гидравлический уклон в бурильных трубах и в кольцевом пространстве?

7. Коэффициент теплопередачи через стенку бурильной трубы.

8. Коэффициент теплоотдачи при бурении скважины с промывкой водой.

9. Как определяется эффективная вязкость глинистого раствора?

10. Коэффициент нестационарного теплообмена.

11. Формулы для расчета сжимающих и изгибающих напряжений в буровых алмазах.

12. Температурные напряжения в буровых алмазах.

13. Что определяют критерии Био и Фурье?

14. Докажите, что температурные напряжения на поверхности алмазных зерен являются сжимающими.

15. Как определяется предел прочности для алмазов?

16. Как рассчитывается скорость падения частиц при промывке?

17. Расход промывочного агента при прямой циркуляции.

18. Что определяет критическая скорость?

19. Как рассчитывается параметр Рейнольдса для ньютоновских и вязкопластичных жидкостей?

20. Из чего складываются потери давления в циркуляционной системе при промывке скважины?

Глава 3

МОДЕЛИ ПРИНЯТИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ

3.1. Марковость как свойство геологических объектов

Многие природные процессы, которые рассматриваются как случайные, характеризуются тем, что в них наблюдается некоторое влияние предшествующих событий на последующие. Эти процессы называются марковскими по имени русского математика Маркова, в работах которого они впервые были описаны (в начале нынешнего столетия). Мы определим марковский процесс как процесс, для которого вероятность находиться в данном состоянии в заданный момент времени можно вывести из сведений о непосредственно предшествующем состоянии. Одна из форм марковского процесса называется цепью Маркова; ее можно рассматривать как последовательность, или цепь, дискретных состояний во времени или в пространстве, для которых вероятность перехода из одного состояния в заданное за последующий шаг зависит от предшествующего состояния.

В общей форме марковскую цепь можно определить как серию переходов между различными состояниями, когда вероятность каждого перехода зависит только от непосредственно предшествующего и не зависят от всех остальных предшествующих состояний. Кроме того, цепи Маркова характеризуются конечным числом состояний, а вероятности, соответствующие переходам из одного состояния в другое, являются *стационарными*, т. е. неизменными во времени. Если мы примем это определение, то из него следует, что цепи Маркова в своей общей форме имеют очень короткую «память», распространяющуюся только на один шаг во времени и прекращающуюся с удалением от этого шага. Такую цепь называют марковской цепью *первого порядка*. Однако если мы расширим определение марковской цепи таким образом, что вероятности каждого перехода будут зависеть от более ранних событий, чем непосредственно предшествующие переходу, то получим цепь Маркова более высокого порядка, имеющую более длинную память. Кроме того, цепи можно определить так, что вероятности каждого перехода вообще будут

зависеть от более чем одного предшествующего события, или же, иными словами, цепь будет проявлять множественные зависимости.

Весьма важным свойством цепей Маркова является так называемое *марковское свойство*, или марковость, которое представляет собой зависимость вероятности каждого перехода от непосредственно предшествующего состояния (или от нескольких состояний, если мы расширим определение до цепи более высокого порядка). Марковское свойство проявляется во многих геологических процессах. Следовательно, марковские цепи можно использовать при построении вероятностных динамических моделей, если потребуется отразить марковское свойство геологического процесса. Математические модели, используемые в цепях Маркова, занимают промежуточное положение среди множества динамических моделей, которые объединяют набор, начиная от чисто детерминированной и кончая чисто случайными, в которых все события полностью независимы. Так, например, если некоторый процесс, действующий во времени или пространстве, представим чисто детерминированной моделью, тогда его любое состояние во времени или пространстве можно предсказать еще при построении модели. В другом крайнем случае, т. е. в условиях чисто случайной модели, состояние системы в любой точке времени или пространства полностью не зависит от предшествующих событий. Модель марковской цепи является промежуточной в том смысле, что она содержит одну или более случайных компонент, но, тем не менее, все последующие состояния системы зависят от предшествующих одного или нескольких событий [68].

Марковские свойства можно показать на примере множества повседневных явлений. Допустим, что некоторый человек живет недалеко от реки, уровень воды в которой меняется в широких пределах. Каждое воскресенье он измеряет уровень воды в реке и делает одно из трех заключений: низкий, нормальный, высокий. После нескольких лет подобных наблюдений он приходит к выводу, что все три состояния уровня реки не являются независимыми. Если уровень реки за одну неделю нормальный, то он обычно нормален и в следующую неделю. Если одну неделю уровень пониженный, то, вероятнее всего, он не будет повышенным по сравнению с нормальным в следующую неделю. По имеющимся 148 измерениям можно подсчитать частоты перехода из одного состояния в другое, взяв за основу

идеальный интервал во времени. В результате получим данные, приведенные в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Частоты перехода для трех состояний уровня реки

От состояния	К состоянию			Сумма по строке
	низкий	нормальный	высокий	
Низкий	12	6	0	18
Нормальный	5	80	15	100
Высокий	0	14	16	30

Нетрудно видеть, что данные, приведенные в табл. 3.1, можно представить в виде вероятностей путем деления каждого числа на сумму по соответствующей строке. Иными словами, устойчивый низкий уровень в течение двух недель соблюдался 12 раз. На основе этих наблюдений можно оценить вероятность того, что, имея неделю низкий уровень, река сохранит этот уровень и вторую неделю. Оценка этой вероятности будет $12/18 = 0{,}67$. Необходимо отметить, что это не точное истинное значение вероятности, а ее статистическая оценка. В табл. 3.2 приведены все оценки вероятностей перехода, вычисленных по данным табл. 3.1. Эти вероятности называются *марковскими переходными вероятностями* и образуют *матрицу вероятностей перехода*, в которой число строк равно числу столбцов (т. е. матрица квадратная) и соответствует числу возможных состояний. Сумма вероятностей по строке равна единице, что свидетельствует о том, что переход из какого-либо состояния к одному из множества всех возможных состояний есть событие достоверное. Так, например, для уровня реки существуют три возможных состояния (низкий, нормальный, высокий), и, следовательно, мы можем представить варианты поведения реки при помощи матрицы переходов порядка 3×3. Таким образом, в нашем примере эта матрица является прекрасным обобщением марковского свойства, так как позволяет предсказывать уровень реки на основании наблюдений с недельным интервалом.

Рассмотренный нами гипотетический пример марковского процесса соответствует ситуации, когда возможные состояния дискретны (три уровня реки) и

время тоже дискретно (недели). Однако можно привести примеры марковских процессов, в которых как состояния, так и время непрерывны. Все марковские процессы удобно классифицировать следующим образом:

Дискретное время		*Непрерывное время*	
Дискретные состояния	Непрерывные состояния	Дискретные состояния	Непрерывные состояния

Таблица 3.2

Оценки вероятностей перехода, вычисленные по данным табл. 3.1.

От состояния	К состоянию			Сумма по строке
	низкий	нормальный	высокий	
Низкий	0,67	0,33	0,00	1,00
Нормальный	0,05	0,80	0,15	1,00
Высокий	0,00	0,47	0,53	1,00

Матрицы вероятностей перехода

Как уже было показано, матрицы вероятностей перехода являются средством сжатого описания поведения марковской цепи. Каждый элемент этой матрицы представляет собой вероятность перехода из заданного состояния (этому состоянию в матрице соответствует строка) в следующее состояние (которому соответствует столбец). Таким образом, относительно данного множества состояний все возможные переходы предусмотрены.

Матрицу переходных вероятностей, соответствующую трем состояниям, можно записать следующим образом:

$$P = \begin{array}{c|ccc} & s_1 & s_2 & s_3 \\ s_1 & p_{11} & p_{12} & p_{13} \\ s_2 & p_{21} & p_{22} & p_{23} \\ s_3 & p_{31} & p_{32} & p_{33} \end{array}, \qquad (3.1)$$

где p_{ij} – вероятность перехода из состояний s_1, s_2, s_3, соответствующих строкам матрицы, в состояния s_1, s_2, s_3, соответствующие столбцам. Таким образом, вероятности перехода из состояний s_1 в состояния s_1, s_2, s_3, записаны в матрице P в верхней строке, из состояния s_2 – в средней и т. д.

Марковское свойство, связанное с наличием памяти, проявляется в цепях Маркова в *условной вероятности*. Это означает, что вероятность появления некоторого события является условной по отношению к другому событию. Сначала рассмотрим вероятностную независимость по отношению к другим событиям. То, что вероятность некоторого события p не зависит от других событий, можно записать как $P_r[p]$. Допустим, что поступила дополнительная информация в виде события q, которая изменяет вероятность появления p. Вероятность появления p в зависимости от появления q называется условной. Ее можно записать $P_r[p/q]$, что читается как вероятность появления p при условии, что появилось q (или при данном q). Цепи Маркова и являются случаем, когда вероятности появления событий в их последовательности являются условными.

Теперь рассмотрим матрицу переходных вероятностей применительно к гипотетической стратиграфической последовательности. Допустим, что мы рассматриваем переходы в пространстве в том смысле, что наблюдаем переходы от слоя к слою, постепенно продвигаясь снизу вверх в последовательности. Если допустить существование только трех литологических типов пород (состояния), то можно описать поведение последовательности снизу вверх с помощью матрицы переходных вероятностей. Если обозначить через s_1 песчаники, s_2 – сланцы и s_3 – известняки, то значения, образующие первую строку матрицы переходных вероятностей, будут характеризовать правдоподобие перехода от песчаника к песчанику, от песчаника к сланцу и от песчаника к известняку. Рассмотрим следующую гипотетическую матрицу переходных вероятностей:

$$\begin{array}{lc|ccc} & & s_1 & s_2 & s_3 \\ Песчаник & s_1 & 0 & 1 & 0 \\ Сланец & s_2 & 0 & \frac{1}{3} & \frac{2}{3} \\ Известняк & s_3 & \frac{1}{2} & 0 & \frac{1}{2} \end{array}. \qquad (3.2)$$

Эта матрица свидетельствует о том, что от песчаника возможен только переход в сланец ($p_{12}=1$). Кроме того, можно быть абсолютно уверенным в том, что песчаник не перейдет в песчаник и в известняк, так как $p_{11}=0$ и $p_{13}=0$. Для сланца (s_2) существует нулевая вероятность перехода в песчаник, тогда как вероятность

перехода в сланец равна 1/3, а в известняк – 2/3. Сумма вероятностей в каждой строке равна 1, что свидетельствует о том, что все возможные варианты переходов от одного литологического типа к другому учтены. В реальных стратиграфических примерах значения вероятностей можно оценить по результатам наблюдения соответствующих частот, как это было сделано в примере с уровнями реки.

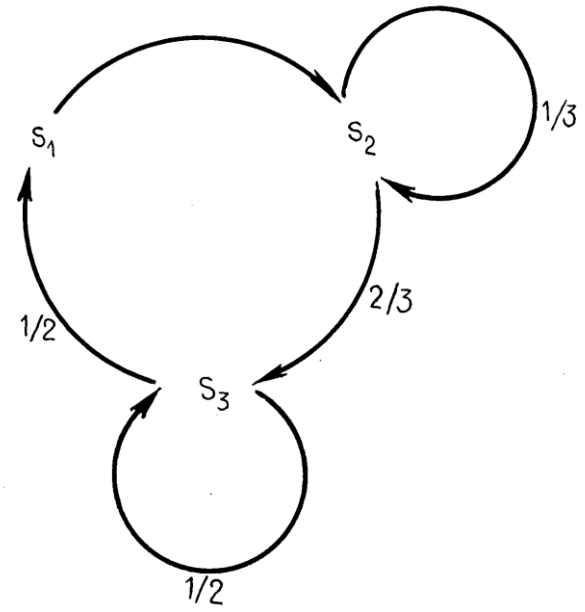


Рис. 3.1. Диаграмма марковских переходов, соответствующая матрице переходных вероятностей (3.2)

Существует еще один способ представления вероятностей перехода – так называемая диаграмма переходов, которая показана на рис. 3.1. На этой диаграмме стрелками показаны возможные переходы из одного состояния в другое; здесь же приведены соответствующие значения переходных вероятностей.

Марковские стратиграфические последовательности

В предыдущих гипотетических примерах мы ничем не обосновывали значения вероятностей перехода. Однако можно показать, что некоторые реальные стратиграфические последовательности обладают марковским свойством. Так, например, в угленосных толщах вероятность появления угольного пласта в данном горизонте может в значительной степени зависеть от наличия подстилающего пласта глины. Марковские цепи впервые были применены советским геологом Вистелиусом [6] еще в 1949 г. В работе рассматривается матрица переходных вероятностей для трех литологических типов пород, вычисленная на основе результатов реальных наблюдений:

$$\begin{array}{lc|ccc} & & s_1 & s_2 & s_3 \\ Песчаник & s_1 & 0{,}1 & 0{,}8 & 0{,}1 \\ Сланец & s_2 & 0{,}4 & 0{,}2 & 0{,}4 \\ Известняк & s_3 & 0{,}1 & 0{,}8 & 0{,}1 \end{array}. \qquad (3.3)$$

Из этой матрицы видно, что если система находится в состоянии s_1 (песчаник), то наиболее вероятным следующим состоянием будет сланец (s_2). С другой стороны, если система находится в состоянии s_2 (сланец), то ее переход либо к песчанику, либо к известняку является равновероятным.

Эта матрица ясно показывает, что в данной последовательности литологических типов пород сильно проявлено марковское свойство. Так, например, сланцы характеризуются тенденцией к «запоминанию» того, что они должны следовать за песчаниками.

Матрица переходных вероятностей сама по себе является весьма полезным аналитическим средством. Как уже было отмечено, она дает возможность вероятностного описания последовательности событий во времени или пространстве. Однако она может быть использована как регулирующий механизм при динамическом вероятностном моделировании на ЭВМ, например для получения искусственных стратиграфических последовательностей. При этом необходимо учитывать изменение мощностей различных стратиграфических единиц, а также порядок их расположения в последовательности и иметь распределение мощностей для каждого состояния. Используя эту информацию, можно моделировать искусственные последовательности, руководствуясь следующим порядком операций:

1. Выбор наудачу состояния, принимаемого за исходное. Допустим, это песчаник. После этого наудачу выбирается значение мощности песчаника из совокупности с соответствующим распределением.

2. Из первой строки матрицы переходных вероятностей наудачу выбирается литологический тип. Допустим, что это оказался известняк. Тогда соответствующее значение мощности выбирается наудачу из совокупности значений с распределением, характерным для мощности известняков.

3. Возвращаемся к матрице переходных вероятностей и выбираем наудачу следующий литологический тип из третьей строки. Если это будет сланец, то выбираем соответствующее значение мощности из совокупности, охарактеризованной распределением мощности сланцев.

4. Продолжаем процедуру до тех пор, пока получится искусственный разрез с заданным числом переходов.

Таким образом, при моделировании разреза используются матрица переходных вероятностей для выбора типа породы или состояния, а также распределения мощностей для выбора соответствующих значений для каждого состояния. На рис. 3.2 приведен пример искусственного разреза, построенного на основе матрицы (3.3). Необходимо отметить, что в этом разрезе несколько меньше последовательностей, состоящих из одного и того же литологического типа, что контролировалось вероятностями, расположенными на диагонали переходной матрицы.

Вычисление вероятностей перехода

Вычисление переходных вероятностей основано на распределении частот переходов. Эти распределения можно представить в виде таблиц числа переходов для всех возможных пар состояний. Примером может служить таблица 3.1, содержащая такие частоты для гипотетического процесса изменения уровня реки. Из этих частот легко получить оценки вероятностей путем деления на сумму элементов соответствующей строки.

Оценки переходных вероятностей в стратиграфических последовательностях можно вычислить двумя основными способами: подсчитывая только переходы между стратиграфическими единицами или же между интервалами заданной мощности. На рис. 3.3 приведена искусственная стратиграфическая последовательность, которая иллюстрирует оба способа. Результаты подсчета числа переходов на чисто литологической основе приведены в виде матрицы с отметками в правой верхней части рис. 3.3. Эти отметки делались по мере наблюдений соответствующих переходов при просмотре стратиграфической последовательности снизу вверх. Так, например, переходу от *A* к *B* соответствует отметка, расположенная на пересечении строки *A* и столбца *B*. Следующий наблюдаемый переход от *B* к *C* фиксируется отметкой на пересечении строки *B* и столбца *C*. Если переход выражен в появлении стратиграфической единицы того же литологического состава, как, например, от *B* к *B* (в 30 метрах выше основания разреза), то отметка

ставится на пересечении строки *B* и столбца *B*. После получения достаточного числа наблюдений подсчитываются числа отметок в каждой клетке и полученные результаты делятся на сумму их значений в строке для получения оценок вероятностей перехода. Эти вероятности в строке в сумме составляют 1,0.

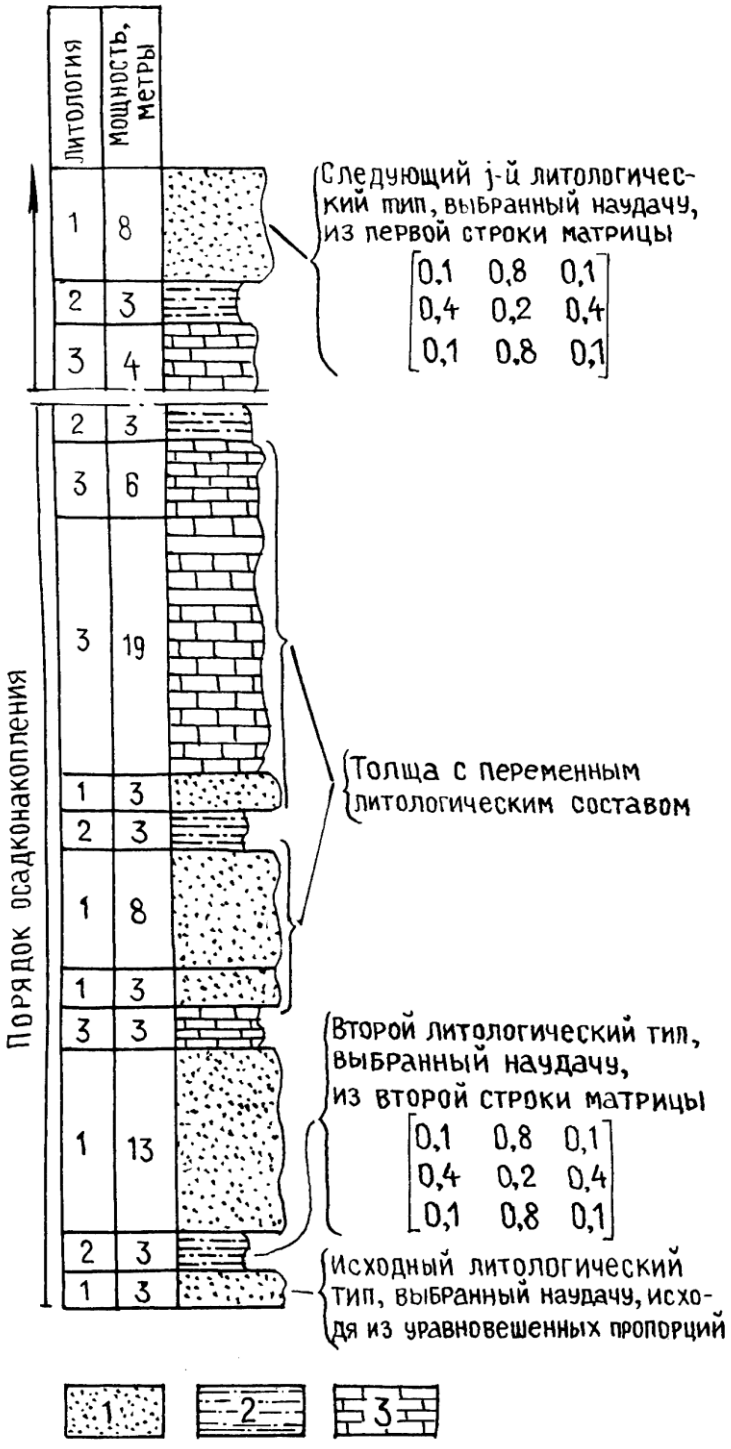


Рис. 3.2. Искусственная стратиграфическая последовательность, полученная на основе матрицы переходных вероятностей (3.3): 1-песчанники; 2-сланцы; 3-известняки

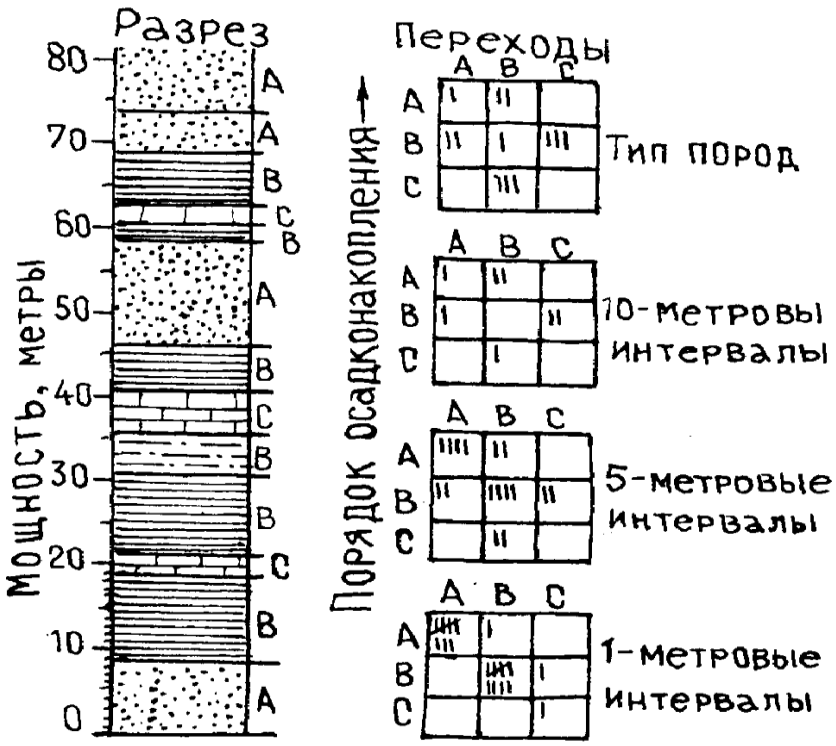


Рис. 3.3. Искусственный стратиграфический разрез, иллюстрирующий методику опробования с целью получения оценки вероятностей переходов: матрицы фактических данных, приведенных справа, содержат результаты подсчетов числа переходов от одного типа пород к другому при разных значениях длины интервала опробования

Другой способ подсчета вероятностей перехода заключается в разделении разреза на одинаковые интервалы и наблюдении переходов на границе этих интервалов. При этом составляется матрица отметки, аналогичная предыдущей, что показано на рис. 3.3. Нетрудно видеть, что в данном случае получаемые результаты весьма чувствительны к изменениям длины интервала. Узкий интервал (например такой, как интервал длиной в 1 м в гипотетическом примере) обладает тенденцией к увеличению доли переходов без изменения литологического состава, тогда как при увеличении длины интервала возникают пропуски переходов, связанных с маломощными стратиграфическими единицами. Так, например, можно пропустить слой известняка мощностью 5 м, если использовать интервал длиной 10 м.

Как уже отмечалось выше, вероятности переходов, полученные в результате наблюдений, можно использовать для построения искусственной стратиграфической последовательности, которую затем можно сравнить с исходным разрезом. Примером могут служить данные анализа переходов между 309

стратиграфическими единицами равной длины, по которым были вычислены элементы матриц переходных вероятностей, приведенные в табл. 3.3. С помощью этих оценок была построена искусственная стратиграфическая последовательность, по которой подсчитаны частоты переходов (табл. 3.4). Сравнение вероятностей перехода искусственной и реальной последовательностей показало их близость.

Таблица 3.3

Матрица частот и матрица переходных вероятностей

Матрица частот

		A	*B*	*C*	Сумма
Песок	*A*	58	18	2	78
Сланец	*B*	15	86	39	140
Известняк	*C*	5	35	51	91
Сумма		78	139	92	309

Матрица переходных вероятностей

		A	*B*	*C*
Песок	*A*	0,74	0,23	0,03
Сланец	*B*	0,11	0,61	0,28
Известняк	*C*	0,06	0,38	0,56

Таблица 3.4

Числовые результаты моделирования последовательности с использованием данных таблицы 3.3

Тип породы	Число наблюдений	Мощность, м	Мощность в процентах от общей мощности	Средняя мощность слоя, м	Процент от суммы слоев
Песчаник	28	283,2	23,5	10,11	16,5
Сланец	75	520,8	43,4	6,93	44,1
Известняк	67	398,4	33,1	5,94	39,4
Сумма	170	1202,4	100,0		100,0

Оценки вероятностей переходов получены в результате моделирования последовательности в 500 переходов:

$$\begin{array}{c|ccc} & A & B & C \\ A & 0{,}77 & 0{,}18 & 0{,}05 \\ B & 0{,}08 & 0{,}65 & 0{,}27 \\ C & 0{,}07 & 0{,}32 & 0{,}61 \end{array}.$$

Алгоритм моделирования стратиграфических последовательностей

Матрица вероятностей перепада, которая может достигать порядка 10×10, задается заранее. Она представляется в кумулятивной форме, что означает, что значения вероятностей по каждой строке последовательно суммируются, достигая 1,0. Например, если использовать матрицу вероятностей перехода, приведенную в табл. 3.3, то получим:

$$\begin{vmatrix} 0{,}74 & 0{,}97 & 1{,}00 \\ 0{,}11 & 0{,}72 & 1{,}00 \\ 0{,}06 & 0{,}44 & 1{,}00 \end{vmatrix}. \qquad (3.4)$$

Превращение матрицы вероятностей переходов в кумулятивную форму осуществляется весьма просто, путем накопления суммы вероятностей последовательно по каждой строке матрицы слева на право.

Схема работы алгоритма моделирования стратиграфических последовательностей приведена на рис. 3.4. Например, первое случайно выбранное

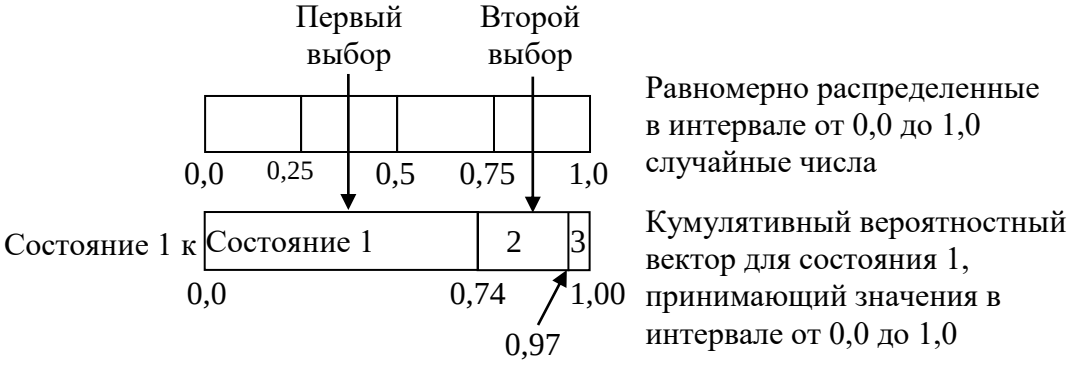


Рис. 3.4. Применение равномерно распределенных случайных чисел для построения искусственной выборки на основе кумулятивного распределения

число равно 0,35, что меньше, чем 0,74, и приводит к выбору состояния 1 после состояния 1. Второе случайно выбранное число равно 0,88, что меньше, чем 0,97, и больше, чем 0,74, в результате чего выбирается состояние 2, следующие за состоянием 1, и т. д. Необходимо отметить, что исходное состояние (в данном примере состояние 1) выбирается наудачу при условии, что все состояния равновероятны.

Степень марковских переходных матриц

До сих пор мы рассматривали только марковские цепи с переходами в один шаг. В условиях этих цепей значения вероятностей соответствуют переходам от одного состояния к другому, следующему непосредственно за ним. Такой переход называется одношаговым. Допустим, что нас интересуют вероятностные переходы более чем в один шаг. Известно, что значения вероятностей многошаговых переходов можно подсчитать путем возведения в степень матрицы переходов.

Пусть наша система находится в состоянии с номером *i*. Спрашивается, какова вероятность, что после *n* шагов система окажется в состоянии с номером *j*? Обозначим эту вероятность через $p_{ij}^{(n)}$. Данное обозначение не является *n*-й степенью элемента p_{ij}, а означает вероятность перехода из состояния *i* в состояние *j* за *n* шагов. Значения этих вероятностей можно представить в виде матрицы. Ниже приведена такая матрица для случая трех состояний и *n* переходов:

$$p^{(n)} = \begin{vmatrix} p_{11p}^{(n)} & p_{12}^{(n)} & p_{13}^{(n)} \\ p_{21}^{(n)} & p_{22}^{(n)} & p_{23}^{(n)} \\ p_{31}^{(n)} & p_{32}^{(n)} & p_{33}^{(n)} \end{vmatrix}. \qquad (3.5)$$

Для иллюстрации этой матрицы построим «дерево» (рис. 3.5), изображающее все возможные последовательности состояний, начиная с s_1, которые можно получить за трехшаговый переход, используя одношаговую матрицу (3.2). Состояние s_1 может смениться только состоянием s_2, так как вероятность этого перехода равна 1. Однако как только система попадает в состояние s_2, вероятность остаться в нем становится равной 1/3, а вероятность перехода в состояние s_3 – равной 2/3. Состояния s_3 можно достигнуть двумя путями. Таким образом, вероятность $p_{13}^{(3)}$ достигнуть состояния s_3, начиная с состояния s_1, за три шага равна $(1)\cdot\left(\frac{1}{3}\right)\cdot\left(\frac{2}{3}\right)+(1)\cdot\left(\frac{2}{3}\right)\cdot\left(\frac{1}{2}\right)=\frac{5}{9}$. Аналогично вероятность достигнуть состояния s_2 будет равна $p_{12}^{(3)}=(1)\cdot\left(\frac{1}{3}\right)\cdot\left(\frac{1}{3}\right)=\frac{1}{9}$, а вероятность после трех шагов снова оказаться в состоянии s_1 определится как $p_{11}^{(3)}=(1)\cdot\left(\frac{2}{3}\right)\cdot\left(\frac{1}{2}\right)=\frac{3}{9}$. Значения других вероятностей

возможных трехшаговых переходов вычисляются сходным образом и дают следующую матрицу:

$$P^{(3)} = \begin{array}{c|ccc} & s_1 & s_2 & s_3 \\ s_1 & 3/9 & 1/9 & 5/9 \\ s_2 & 3/9 & 1/9 & 5/9 \\ s_3 & 1/4 & 2/4 & 1/4 \end{array}. \qquad (3.6)$$

Как и в случае матрицы, соответствующей одному шагу, сумма элементов каждой строки равна 1.

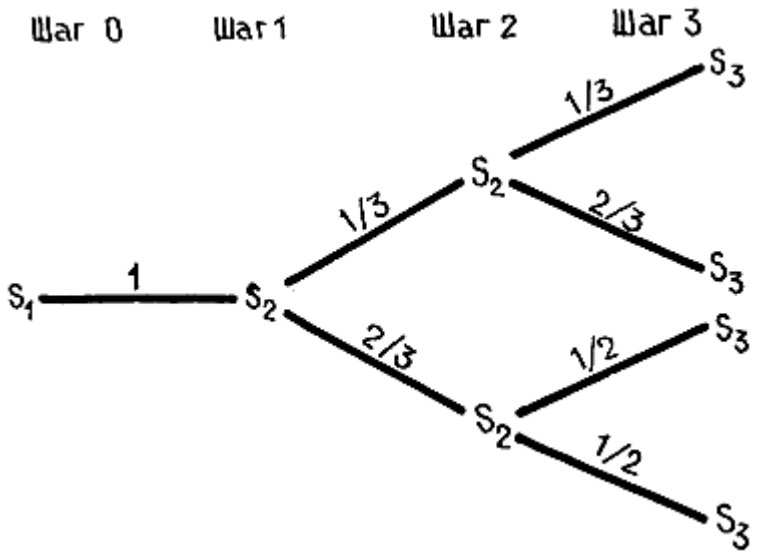


Рис. 3.5. «Дерево», иллюстрирующее переходы из состояния в последующие состояния на основе матрицы (3.2)

Для того, чтобы вычислить значения вероятностей, соответствующие заданному числу шагов, нужно проделать вычисления, аналогичные приведенным выше. Однако это весьма утомительно, и существует иной путь проведения этих вычислений, заключающийся в применении методов матричной алгебры. Давайте сначала напишем отдельные зависимости с помощью обычных алгебраических действий для случая двух состояний и двух шагов:

$$\begin{aligned} p_{11}^{(2)} &= p_{11} \cdot p_{11} + p_{12} \cdot p_{21}, \\ p_{12}^{(2)} &= p_{11} \cdot p_{12} + p_{12} \cdot p_{22}, \\ p_{21}^{(2)} &= p_{21} \cdot p_{11} + p_{22} \cdot p_{21}, \\ p_{22}^{(2)} &= p_{21} \cdot p_{12} + p_{22} \cdot p_{22}. \end{aligned} \qquad (3.7)$$

В матричной алгебре набору этих уравнений равносильно однократное умножение матрицы переходных вероятностей саму на себя:

$$\begin{vmatrix} p_{11}^{(1)} & p_{12}^{(2)} \\ p_{21}^{(2)} & p_{22}^{(2)} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} p_{11} & p_{12} \\ p_{21} & p_{22} \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} p_{11} & p_{12} \\ p_{21} & p_{22} \end{vmatrix}. \quad (3.8)$$

В более сжатой форме можно записать:

$$P^{(2)} = P \cdot P. \quad (3.9)$$

Трехшаговый переход можно представить следующей записью:

$$\begin{vmatrix} p_{11}^{(3)} & p_{12}^{(3)} \\ p_{21}^{(3)} & p_{22}^{(3)} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} p_{11}^{(2)} & p_{12}^{(2)} \\ p_{21}^{(2)} & p_{22}^{(2)} \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} p_{11} & p_{12} \\ p_{21} & p_{22} \end{vmatrix}, \quad (3.10)$$

или

$$P^{(3)} = P^{(2)} \cdot P. \quad (3.11)$$

Для случая четырех переходов можем записать:

$$P^{(4)} = P^{(3)} \cdot P, \quad (3.12)$$

а в общем случае для *n* шагов:

$$P^{(n)} = P^{(n-1)} \cdot P. \quad (3.13)$$

Если в результате такого последовательного умножения матрицы переходных вероятностей все векторы-строки окажутся равными, то такую матрицу следует называть регулярной переходной матрицей. В качестве примера рассмотрим матрицу с двумя состояниями:

$$P = \begin{vmatrix} 0{,}67 & 0{,}33 \\ 0{,}50 & 0{,}50 \end{vmatrix}. \quad (3.14)$$

Возведя ее во вторую степень, получим:

$$P^{(2)} = P \cdot P = \begin{vmatrix} 0{,}67 & 0{,}33 \\ 0{,}50 & 0{,}50 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} 0{,}67 & 0{,}33 \\ 0{,}50 & 0{,}50 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0{,}61 & 0{,}39 \\ 0{,}58 & 0{,}42 \end{vmatrix}. \quad (3.15)$$

Результат умножим на *P*, чтобы получить третью степень, т. е.:

$$P^{(3)} = P^{(2)} \cdot P = \begin{vmatrix} 0{,}61 & 0{,}9 \\ 0{,}58 & 0{,}42 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} 0{,}67 & 0{,}33 \\ 0{,}50 & 0{,}50 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0{,}60 & 0{,}40 \\ 0{,}60 & 0{,}40 \end{vmatrix}. \quad (3.16)$$

Таким образом, после трех шагов и округления до двух десятичных знаков была получена матрица, состоящая из двух одинаковых векторов-строк. Последующее возведение в степень не изменит такую матрицу. Это можно проверить с помощью диаграммы, изображенной на рис. 3.6. Предельную матрицу, получаемую в результате последовательного возведения в степень матрицы *P*, иногда называют *T*-матрицей, т. е.:

$$T = \begin{array}{c} \begin{matrix} s_1 & s_2 \end{matrix} \\ \left| \begin{matrix} 0{,}60 & 0{,}40 \\ 0{,}60 & 0{,}40 \end{matrix} \right| \end{array}. \qquad (3.17)$$

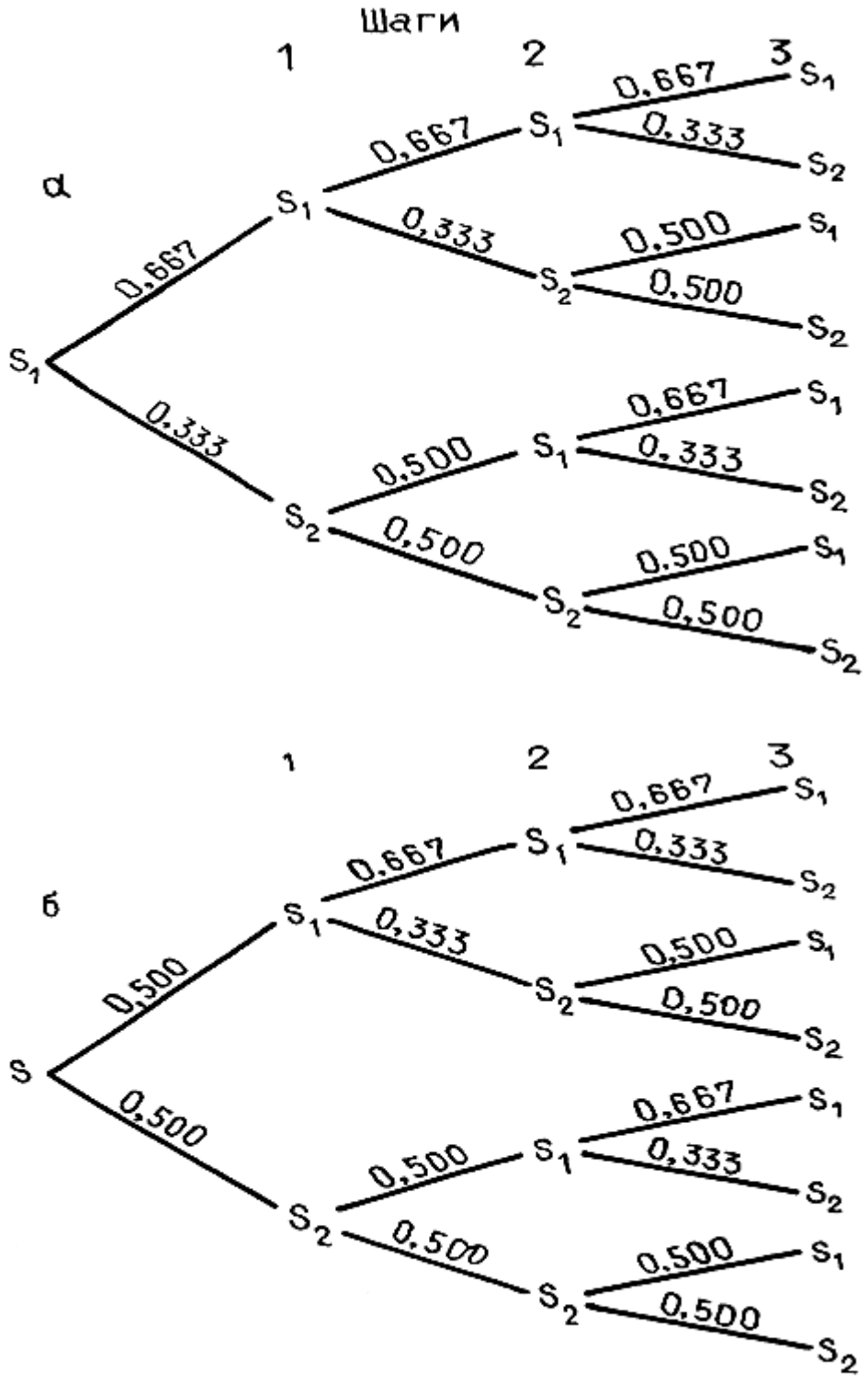


Рис. 3.6. Дендрограмма марковской цепи с двумя состояниями, иллюстрирующая последовательные значения вероятностей достижения состояний S_1 и S_2 за три шага: а - исходное состояние S_1; б - исходное состояние S_2.

Эффект действия этой матрицы заключается в том, что, как только она получена, вероятности перехода как в состояние s_1, так и в состояние s_2 становятся независимыми от исходного состояния, поскольку обе строки матрицы одинаковы. Такой результат согласуется с практикой. Так, например, ежедневные состояния погоды в значительной степени зависят от состояний за предыдущий день. Так, если сегодня дождь, то завтра опять, скорее всего, будет дождливый день, а не солнечный. Однако может быть и наоборот. Ясно, что на вероятность появления дождливого дня через 30 дней очень мало влияет сегодняшняя погода. Если соответствующую матрицу переходных вероятностей возвести в тридцатую степень, то получим матрицу, в которой вектор-строки будут практически одинаковыми, что свидетельствует об отсутствии влияния начального состояния на состояние через 30 шагов. Предельная матрица T обладает следующим свойством: если мы умножим любой вектор-строку t матрицы T на матрицу вероятностей перехода за один шаг P, то снова получим t. Например, если:

$$P = \begin{vmatrix} 0{,}667 & 0{,}333 \\ 0{,}500 & 0{,}500 \end{vmatrix} \tag{3.18}$$

и

$$t = \begin{vmatrix} 0{,}6 & 0{,}4 \end{vmatrix}, \tag{3.19}$$

то

$$t \cdot P = t, \tag{3.20}$$

т. е.

$$\begin{vmatrix} 0{,}6 & 0{,}4 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} 0{,}667 & 0{,}333 \\ 0{,}500 & 0{,}500 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0{,}6 & 0{,}4 \end{vmatrix} = t. \tag{3.21}$$

Необходимо отметить, что фиксированный вероятностный вектор t характеризует равновесные доли различных состояний. Так, например, последовательность осадочных пород, представленных песком и сланцем (два состояния), с матрицей переходных вероятностей:

$$\begin{array}{r} \\ \textit{Песок} \\ \textit{Сланец} \end{array} \begin{array}{c} \begin{array}{cc} \textit{Песок} & \textit{Сланец} \end{array} \\ \begin{vmatrix} 0{,}67 & 0{,}33 \\ 0{,}50 & 0{,}50 \end{vmatrix} \end{array}, \tag{3.22}$$

характеризуется фиксированным вероятностным вектором:

$$\begin{matrix} & \textit{Песок} & \textit{Сланец} \\ | & 0{,}60 & 0{,}40 & | \end{matrix}. \qquad (3.23)$$

Это значит, что если в последовательности имеется достаточное число шагов, то вероятность перехода в состояние «песок» равна 0,60, а в состояние «сланец» – 0,40. Кроме того, этот вектор показывает, что вероятности наблюдения песка и сланца в исходной последовательности равны 0,60 и 0,40 соответственно.

Проверка марковского свойства

Переходы из одного состояния в другое в любой серии наблюдений при изучении явлений с дискретными состояниями или временем можно описать с помощью матрицы переходных вероятностей (при условии, что число состояний системы конечно). В качестве примера рассмотрим урну, содержащую три красных шара, два белых и один зеленый шар. Если мы будем вынимать из урны шар наудачу, отмечать его цвет и затем возвращать обратно в урну, то, повторив эту процедуру много раз, получим информацию, на основе которой можно оценить матрицу переходных вероятностей. Эта матрица будет содержать вероятности таких событий, как, например, появление белого шара непосредственно после красного и т. д.:

$$\begin{matrix} & \textit{Красный} & \textit{Белый} & \textit{Зеленый} \\ \textit{Красный} & 1/2 & 1/3 & 1/6 \\ \textit{Белый} & 1/2 & 1/3 & 1/6 \\ \textit{Зеленый} & 1/2 & 1/3 & 1/6 \end{matrix}. \qquad (3.24)$$

В этой матрице все строки одинаковые. Из этого следует, что вероятность появления шара того или иного цвета не зависит от того, какого цвета шар был выбран перед этим. Иными словами, в данном случае отсутствует свойство марковости, или эффект памяти.

Статистический критерий для проверки наличия марковского свойства весьма важен в моделировании. При этом проверяемая, или нулевая, гипотеза заключается в том, что события, образующие последовательность, независимы, а альтернатива в том, что они зависимы. Если верна альтернатива, то последовательность событий может быть марковской цепью первого порядка.

Для проверки нулевой гипотезы нужно вычислить величину λ:

$$\lambda = \prod_{i,j}^{m} \left(\frac{p_j}{p_{ij}} \right)^{n_{ij}} . \qquad (3.25)$$

Если проверяемая гипотеза верна, то величина $-2\ln\lambda$ будет распределена асимптотически как χ^2 с $(m-1)^2$ степенями свободы [38]. Это выражение эквивалентно более удобной для вычислений формуле:

$$-2\ln\lambda = 2\sum_{i,j}^{m} n_{ij} \ln\left(\frac{p_{ij}}{p_j} \right), \qquad (3.26)$$

где p_{ij} – вероятность, соответствующая строке с номером i и столбцу с номером j матрицы переходных вероятностей; $p_j = \sum_{i=1}^{m} n_{ij} / \sum_{i,j}^{m} n_{ij}$ – безусловная вероятность, соответствующая j-му столбцу; n_{ij} – частота переходов для i-й строки и j-го столбца; m – общее число состояний.

Рассмотрим процедуру вычисления критерия, определяемого выражением (3.26), на примере данных, приведенных в таблице 3.3. Значения p_j подсчитываются путем деления суммы частот n_{ij} в i м столбце на общую сумму. Для первого столбца $p_1 = 78/309 = 0{,}25$, для второго $p_2 = 140/309 = 0{,}45$ и $p_3 = 91/309 = 0{,}29$. Тогда:

$$-2\ln\lambda = 2\cdot\left[58\cdot\ln\frac{0{,}74}{0{,}25} + 18\cdot\ln\frac{0{,}23}{0{,}45} + 2\cdot\ln\frac{0{,}03}{0{,}29} + 15\cdot\ln\frac{0{,}11}{0{,}25} + 86\cdot\ln\frac{0{,}61}{0{,}45} + 39\cdot\ln\frac{0{,}28}{0{,}29} + 51\cdot\ln\frac{0{,}06}{0{,}25} + \right.$$

$$\left. + 35\cdot\ln\frac{0{,}38}{0{,}45} + 51\cdot\ln\frac{0{,}56}{0{,}29} \right] = 2\cdot(62{,}941 - 12{,}081 + 4{,}537 - 12{,}315 + 26{,}162 - 1{,}369 -$$

$$- 7{,}136 - 5918 + 33{,}561) = 158{,}6 .$$

Число степеней свободы в данном случае $(m-1)^2 = (3-1)^2 = 4$. Если принять, что уровень значимости $\alpha = 0{,}05$, то соответствующее 4 степеням свободы критическое значение χ^2, определяемое по специальным таблицам [9, 67], будет равно 9,49. Вычисленное нами значение $-2\ln\lambda = 158{,}6$ сильно превышает 9,49. Следовательно, нулевую гипотезу, заключающуюся в том, что последовательность переходов соответствует последовательности независимых случайных событий, можно уверенно отклонить и принять альтернативу, согласно которой переходы обладают марковским свойством.

Марковость, присущая объектам разведки, обусловливает марковость технологического процесса, когда вероятность того или иного технологического события (выполаживания или выкручивания ствола скважины, перехода на меньший диаметр бурения, осыпания стенок скважины, развития других осложнений и т. д.) в той или иной степени зависит от характера предшествующих технологических событий: наклона скважины, соответствующего определенному углу встречи с пластом, использования обсадных труб, промывки водой при проходке неустойчивого интервала и т. д. [40, 41].

3.2. Теорема Байеса. Интерпретация формулы Байеса применительно к технологическому анализу процесса разведочного бурения

Из правил сложения и умножения вероятностей выводится одна из основных в элементарной теории вероятностей и весьма существенная в свете принятия рациональных технико-технологических решений при управлении процессом бурения скважин теорема (формула) Байеса.

Пусть A_1, A_2, …, A_n – какие-то попарно несовместимые события, из которых хотя бы одно обязательно наступает, и B – некоторое событие. Тогда условная вероятность наступления A_j при условии, что наступило событие B, может быть определена по формуле [46, 67]:

$$P\left(A_j|B\right)=\frac{P\left(B|A_j\right)\cdot P\left(A_j\right)}{\sum_{j=1}^{n} P\left(B|A_j\right)\cdot P\left(A_j\right)}. \qquad (3.27)$$

В практических приложениях события A_j обычно называют гипотезами, вероятности $P(A_j)$ – априорными вероятностями гипотез, а вероятности $P(A_j \mid B)$ – апостериорными вероятностями гипотез при условии, что фактически наблюдаем событие B [46].

При использовании формулы Байеса для инженерно-геологического прогнозирования в качестве гипотез A_j выступают события, вероятность наступления которых должна быть предсказана для конкретного объекта с учетом относящихся к нему данных о естественных и антропогенных (техногенных)

факторах интересующих нас процессов и явлений. Таким событием может быть, например, реализация обстановки, способствующей интенсивному обрушению кровли подземных выработок, т. е. реализация неустойчивой кровли на определенном участке шахтного поля. Априорной вероятностью $P(A_j)$ события A_j служит вероятность его наступления, тем или иным способом установленная для того же месторождения (участка) или аналогичных ему объектов. Так, например, при вероятностном прогнозировании устойчивости кровли угольных пластов Донецкого бассейна с учетом фактических данных о поведении углевмещающих пород вероятность неустойчивости кровли $P(A_1^3)$ принимается равной 0,469 [46].

Событиями B, фактическое наступление которых учитывается при прогнозировании и подсчете апостериорной вероятности $P(A_j \mid B)$, в рассматриваемых нами приложениях формулы Байеса служат фактически зафиксированные признаки, относящиеся к существенным факторам прогнозируемых процессов и явлений. Так, для реализации неустойчивой непосредственной кровли весьма существенным геологическим признаком является низкая (менее 20 МПа) прочность пород при сжатии. Значения $P(B \mid A_j)$, входящие в формулу Байеса, представляют собой вероятности реализации учитываемого признака B при наблюдении конкретных, подлежащих прогнозированию процессов, явлений или параметров на том же или аналогичных ему объектах. При прогнозировании устойчивости кровли подземных выработок в Донецком бассейне вероятность реализации признака (прочность пород при сжатии менее 20 МПа) для неустойчивых кровель принята равной 0,050 [46].

Приведенный выше вариант формулы Байеса (3.27) позволяет подсчитывать вероятности наступления любого числа несовместимых событий, в нашем случае – гипотез о реализации одного из процессов, различающихся по характеру, интенсивности и заранее выделяемых в соответствии с практически значимыми критериями. Однако в данном случае при прогнозировании можно учитывать лишь один какой-нибудь признак B. Но этого совершенно недостаточно, так как практика показывает, что для использования информации обо всех существенных факторах, подлежащих прогнозированию инженерно-геологических процессов и явлений, необходимо учитывать десятки различных признаков. Так, при прогнозировании

явлений пучения почвы подземных выработок на шахтах Донецкого бассейна необходимо учитывать не менее семи литогенетических, четырех геохимических, пяти тектонических и еще более десятка других различных признаков.

Рассмотрим вопрос о возможности многофакторного прогнозирования на основе формулы Байеса и ее производных. В случае если условная апостериорная вероятность одной из двух несовместимых гипотез A_j и $\overline{A}_j$ рассчитывается с учетом вероятностей реализации двух взаимно зависимых признаков B_1 и B_2, формула Байеса приобретает следующий вид [36]:

$$P(A_j \left| B_1, B_2 \right.) = \frac{P(B_2 \left| A_j, B_1 \right.) \cdot P(B_1 \left| A_j \right.) \cdot P(A_j)}{P(B_2 \left| A_j, B_1 \right.) \cdot P(B_1 \left| A_j \right.) \cdot P(A_j) + P(B_2 \left| \overline{A}_j, B_1 \right.) \cdot P(B_1 \left| \overline{A}_j \right.) \cdot P(\overline{A}_j)}. \quad (3.28)$$

Как видим, формула Байеса при этом значительно усложняется. При большем числе гипотез и учитываемых взаимно зависимых признаков вычисления становятся еще более громоздкими и их трудно выполнить даже при помощи ЭВМ.

При взаимной независимости признаков B_1 и B_2:

$$P(B_2 \left| A_j, B_1 \right.) = P(B_2 \left| A_j \right.), \quad (3.29)$$

$$P(B_2 \left| \overline{A}_j, B_1 \right.) = P(B_2 \left| \overline{A}_j \right.). \quad (3.30)$$

Вариант формулы Байеса (3.28) принимает вид:

$$P(A_j \mid B_1, B_2) = \frac{P(B_2 \mid A_j) \cdot P(B_1 \mid A_j) \cdot P(A_j)}{P(B_2 \mid A_j) \cdot P(B_1 \mid A_j) \cdot P(A_j) + P(B_2 \mid \overline{A}_j) \cdot P(B_{1|} \mid \overline{A}_j) \cdot P(\overline{A}_j)}. \quad (3.31)$$

В общем случае при независимости признаков B_1, B_2, …, B_m апостериорная вероятность любой из n гипотез A_j:

$$P(A_j \mid B_i) = \frac{P(A_j) \cdot \prod_{i=1}^{m} P(B_i \mid A_j)}{\sum_{j=1}^{n} P(A_j) \cdot \prod_{i=1}^{m} P(B_i \mid A_j)}. \quad (3.32)$$

В практических приложениях формулы Байеса зачастую оказывается невозможным определить или хотя бы приближенно оценить значения априорных вероятностей гипотез $P(A_j)$. Затруднения такого рода иногда можно преодолеть без существенного снижения точности получаемых решений, приняв априорную

равновероятность прогнозируемых событий. При этом формула Байеса еще более упрощается и приобретает следующий вид:

$$P(A_j \mid B_i) = \frac{\prod_{i=1}^{m} P(B_i \mid A_j)}{\sum_{j=1}^{n}\prod_{i=1}^{m} P(B_i \mid A_j)}. \qquad (3.33)$$

Для оценки вероятности реализации одного из двух несовместимых событий A_j и $\overline{A}_j$ удобно пользоваться статистическим показателем L, который называется отношением правдоподобия и численно равен отношению вероятности учитываемого признака B при реализации событий $\overline{A}_j$ к его вероятности при реализации A_j:

$$L = \frac{P(B \mid \overline{A}_j)}{P(B \mid A_j)}. \qquad (3.34)$$

Статистический смысл отношения правдоподобия для рассматриваемого случая заключается в том, что при фактически наблюдаемых событиях B гипотеза $\overline{A}_j$ в L раз более (при $L > 1$) или в $\frac{1}{L}$ раз менее (при $L < 1$) правдоподобна, чем гипотеза A_j [46].

Сказанное можно проиллюстрировать следующим примером. Допустим, что в нашем распоряжении имеются данные, позволяющие утверждать, что вероятность залегания песчаника (признак B_3^1) над опасными по внезапным выбросам угольными пластами (событие A_3^1) составляет 0,639, тогда как вероятность залегания песчаника над пластами, не опасными по выбросам (событие A_3^2), равна 0,361. В этом случае отношение правдоподобия при кровле, сложенной песчаником,

$$L = \frac{P(A^1{}_3 \mid B^1{}_3)}{P(A^2{}_3 \mid B^1{}_3)} = \frac{0{,}639}{0{,}361} = 1{,}77. \qquad (3.35)$$

Аналогичным образом можно вычислять отношения правдоподобия для любых других признаков, например для случаев, когда над углем залегает алевролит, аргиллит и т. п. Для оценки отношения правдоподобия тех же гипотез с учетом любого числа признаков необходимо перемножить отношения

правдоподобия отдельных признаков [46]. С использованием отношения правдоподобия L вероятность истинности гипотезы A_j при фактически зафиксированном признаке B может быть записана следующим образом [36]:

$$P(A_j \mid B) = \frac{P(A_j)}{P(A_j) + L \cdot P(\overline{A}_j)}. \qquad (3.36)$$

Рассмотрим примеры практического использования формулы Байеса для решения задач, не относящихся к области геологоразведочных работ [67].

В магазин от двух поставщиков поступают транзисторы, причем 75 % транзисторов поступает от поставщика 1, а остальные 25 % – от поставщика 2. Кроме того, 99 % приборов, поступающих от поставщика 1, и 90 % приборов, поступающих от поставщика 2, имеют удовлетворительные характеристики. Если случайным образом выбирается один транзистор, то какова вероятность того, что будет выбран неисправный элемент, изготовленный поставщиком 1?

Пусть

A_1 – событие «транзистор от поставщика 1»,

A_2 – событие «транзистор от поставщика 2»,

B_1 – событие «исправный транзистор»,

B_2 – событие «неисправный транзистор»,

$B_1 \,|\, A_1$ – событие «транзистор от поставщика 1 исправен» и т.д.

Тогда:

$$P(A_1) = 0{,}75, \qquad P(A_2) = 0{,}25,$$

$$P(B_1 \mid A_1) = 0{,}99, \qquad P(B_2 \mid A_1) = 0{,}01,$$

$$P(B_1 \mid A_2) = 0{,}90, \qquad P(B_2 \mid A_2) = 0{,}10.$$

По формуле (3.27) находим исходную вероятность того, что выбранный транзистор изготовлен поставщиком 1, после того как оказалось, что он неисправен:

$$P(A_1 \,|\, B_2) = P(A_1) \cdot \frac{P(B_2 \,|\, A_1)}{P(B_2 \,|\, A_1) \cdot P(A_1) + P(B_2 \,|\, A_2) \cdot P(A_2)} = 0{,}75 \cdot \frac{0{,}01}{0{,}01 \cdot 0{,}75 + 0{,}10 \cdot 0{,}25} = 0{,}23.$$

Таким образом, после того как стало известно, что выбранный транзистор неисправен, априорная вероятность того, что транзистор изготовлен поставщиком 1, равная 0,75, превращается в апостериорную вероятность, равную 0,23.

Рассмотрим еще один пример. Пропускная способность канала связи зависит от вероятности появления ошибки внутри канала. Рассмотрим канал с двумя возможными входными сигналами X_1 и X_2 и двумя возможными выходными сигналами Y_1 и Y_2. Допустим, что сначала 40 % времени канал принимает сигнал X_1, а затем 60 % времени – сигнал X_2. Вероятность безошибочной передачи входного сигнала X_1 как Y_1 равна 0,75. Вероятность того, что входной сигнал X_1 будет ошибочно передан как Y_2, равна 0,25. Аналогично вероятность того, что сигнал, первоначально принятый как X_2, будет передан как Y_2 и Y_1, равна соответственно 0,90 и 0,10. Схематически условие этой задачи показано на рис. 3.7.

При заданных условиях получен выходной сигнал Y_1. Какова вероятность того, что исходным был сигнал X_1?

Априорные вероятности равны:

$$P(X_1) = 0{,}4, \qquad P(X_2) = 0{,}6,$$

кроме того,

$$P(Y_1 \mid X_1) = 0{,}75 \qquad \text{и} \qquad P(Y_1 \mid X_2) = 0{,}10.$$

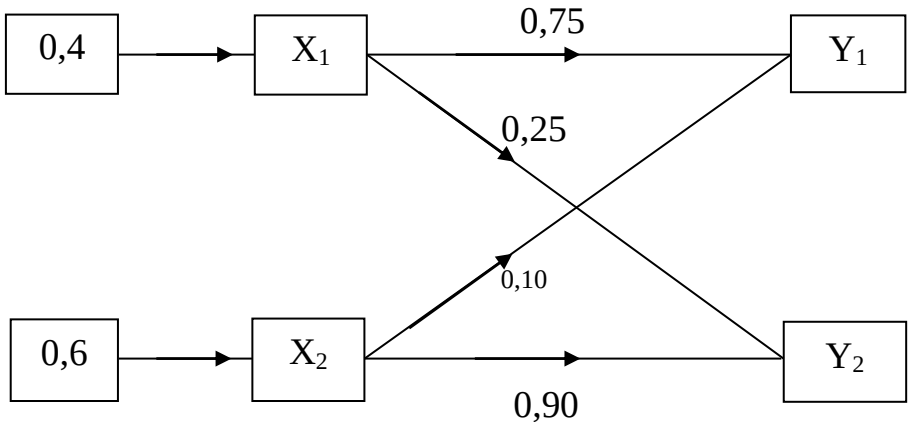


Рис. 3.7. Канал связи с двумя возможными входными сигналами, двумя возможными выходными сигналами и известными вероятностями передачи

Тогда из формулы (2.16) следует:

$$P(X_1 \mid Y_1) = P(X_1) \cdot \frac{P(Y_1 \mid X_1)}{P(Y_1 \mid X_1) \cdot P(X_1) + P(Y_1 \mid X_2) \cdot P(X_2)} = 0{,}4 \cdot \frac{0{,}75}{0{,}75 \cdot 0{,}4 + 0{,}10 \cdot 0{,}6} = 0{,}833.$$

Таким образом, наличие информации о том, что выходным сигналом является Y_1, меняет вероятность того, что входным сигналом является X_1, с 0,4 на 0,833.

Остановимся подробнее на использовании теоремы Байеса применительно к вопросам технологического анализа процесса разведочного бурения. Возможности бурения как экологически безопасной технологии могут быть реализованы лишь при обеспечении достаточно высокого уровня технологической культуры производства и прежде всего высокого качества управления производственным процессом, позволяющего прогнозировать и предупреждать катастрофы, аварии, осложнения и неблагоприятные аномальные последствия проходки скважин, такие, как загрязнения подземных вод поверхностными водами через стволы скважин [38].

Большое количество геологических и технико-технологических факторов, определяющих как ход процесса бурения, так и его экологические последствия; сложность взаимосвязей в буровой технологической системе, когда различные сочетания факторов вызывают непредсказуемый традиционными методами эффект, требуют корректировки некоторых устоявшихся представлений о процессе бурения и методах управления им.

Вызывает серьезные сомнения прямолинейное толкование неоднозначности условий и результатов бурения как случайное, позволяющее описывать протекание и исход процесса бурения на основе (или с использованием) теории вероятности или математической статистики.

Действительно, мощность неустойчивой толщи пород или зоны дробления, частота появления и размеры валунов в рыхлых отложениях, угол падения и мощность твердых пропластов, параметры других характеристик разреза, параметры состояния и характера работы бурового снаряда на забое, определение протекания и результативность процесса бурения заранее технологу не известны и могут колебаться в широких пределах. У технолога при этом могут быть более или менее обоснованные предположения о значениях этих параметров.

При направленном бурении, при решении задач оптимизации, при выполнении экономических расчетов эти предположения облекаются в количественную форму и выражаются характеристиками вероятности с последующим распространением на них правил и процедур математической статистики: от оценки центральной тенденции и рассеивания до выполнения

сложных расчетов по выявлению стохастических зависимостей, оценки корреляций, построения математических или математико-экономических моделей.

Вероятность – объективная характеристика случайного события: тот или иной исход случайного события, его доля в общей совокупности исходов никак не зависит от воли, осведомленности или опыта технолога (оператора, наблюдателя). Именно то, что вероятность какого-либо случайного события – его объективная, не зависимая от взгляда наблюдателя характеристика делает теорию вероятности инструментом познания, а математическую статистику наделяет прогностическими возможностями, приводит при решении практических задач прогноза и управления процессом разведочного бурения к ошибочным или ложным результатам.

Буровик-технолог, как правило, имеет дело с явлениями совершенно иной природы: сходство со случайными явлениями здесь чисто внешнее, так как предмет его заботы – зачастую уже свершившиеся или однозначно предопределенные факты (другие варианты исходов в действительности уже невозможны), и лишь в голове у технолога, не обладающего достаточно полной и точной информацией, различные варианты исходов возможны с той или иной «вероятностью».

Принципиальная особенность предмета технологического анализа при бурении скважин состоит в том, что «субъективная вероятность» неслучайного события зависит от степени осведомленности, опыта и интуиции технолога, изменяется в ходе развития технологического процесса при получении прямой или косвенной дополнительной информации, приближаясь к 0 для неистинных вариантов исходов, и к 1 – для истинных. При использовании дезинформации (неверной идентификации фактов, интерпретации событий) увеличивается субъективная вероятность реализации ошибочных предположений и уменьшается вероятность реализации истинных событий.

В теории принятия решений явления данного класса в отличие от случайных именуются неопределенными и описываются средствами так называемой байесовской статистики, в основе которой лежит известная формула Байеса для вычисления апостериорных вероятностей [36, 44, 56, 69].

Введенные в теорию оптимизации процесса бурения общеизвестными работами Е. А. Козловского и учеными его школы В. М. Питерским и М. А. Комаровым [17] методы технологического анализа, основанные на байесовском подходе, не были должным образом оценены специалистами. Предложенный Е.А. Козловским аппарат технологического анализа до сих пор воспринимается как специальная методика, в то время как общенаучный потенциал остается невостребованным прежде всего потому, что отсутствует ясное понимание ограниченности традиционных методов и практической роли байесовского подхода.

Простая на вид формула Байеса, тем не менее, дает возможность самых разнообразных интерпретаций, из которых наиболее распространены оценка апостериорной вероятности в динамично изменяющейся системе (для оценки взаимовлияния случайных событий) и субъективной вероятности неопределенных событий.

Для того чтобы в полной мере использовать познавательные и прогностические возможности байесовского подхода в технологическом анализе процесса бурения, необходима более тщательная и всесторонняя интерпретация формулы Байеса применительно к буровой проблематике.

Запишем формулу Байеса для двух взаимосвязанных событий:

$$P(A \mid B) = \frac{P(B \mid A) \cdot P(A)}{P(B)}. \qquad (3.37)$$

Рассмотрим величины, входящие в выражение (3.37) с точки зрения «технологической» проблематики:

$P(A \mid B)$ – условная (апостериорная, субъективная) вероятность события A (сверхнормативного отклонения трассы скважины, некондиционного выхода керна, поглощения промывочной жидкости и т. п.) при условии возможности реализации события B (встреча крутопадающих пропластков горных пород, зон дробления, карстовых полостей и др.) в реальных условиях, которое может произойти, а может и не произойти;

$P(B \mid A)$ – объективная (установленная) вероятность того, что событие B непременно произойдет, если случится событие A (например, произойдет сверхнормативное отклонение трассы скважины от заданного направления при

встрече с крутопадающими твердыми пропластками или потеря 50 % керна в одинарном колонковом наборе при проходке зоны дробления);

$P(A)$ – безусловная (объективная) вероятность события A безотносительно к условиям бурения (частота встречаемости технологического события: сверхнормативного отклонения трассы скважины, утраты керна, потери промывочной жидкости или каких-либо других технологических явлений вообще в практике бурения без учета причин и условий, их вызывающих);

$P(B)$ – безусловная (объективная) вероятность события B (в нашем примере это частота встречаемости в технологической практике крутопадающих твердых пропластков в некрепких породах, зон дробления, проницаемых горизонтов, зон поглощения и т. п.).

Таковы основные элементы двухкомпонентного анализа на основе формулы Байеса, в которых более или менее достоверные данные о вероятностях случайных событий позволяют корректно оценить субъективную вероятность (наиболее достоверное представление) о неопределенном событии.

Если рассмотреть отдельные блоки формулы (3.37), то можно увидеть, что они также имеют определенный смысл.

Так, выражение $P(B|A)\cdot P(A)$ является характеристикой степени опасности события, если A представляет собой негативное явление.

Если явление A встречается редко, а $P(A)\rightarrow\min$, то угроза аварии или осложнения даже при $P(B|A)\rightarrow\max$ остается невысокой. То же, если $P(B|A)\rightarrow\min$.

Одним словом, $P(B|A)$ $P(A)$ – степень реальности угрозы аварии и осложнения при известных, например из опыта, исходных данных.

Выражение $P(B|A)/P(A)$ имеет смысл характеристики правдоподобия, достоверности предположений о возможности аварии, осложнения в случае совершения события B (появления определенных геолого-технических или технико-технологических условий). Его можно трактовать так: если событие B, необходимое для совершения аварии, развития осложнения, встречается крайне редко, и если оно случится, то аварии или осложнения не миновать (вероятность велика). Если же явление B встречается постоянно, то его связь с событием A не очень много значит, т.е. наличие явления B еще не означает реальной угрозы аварии (вероятность мала).

Выражение $P(A)/P(B)$, которое также можно выделить в формуле (3.37), характеризует в общем случае степень влияния события B на событие A, степень их взаимосвязанности. В этих примерах приведены частные, упрощенные технологические интерпретации формулы Байеса. Создание на ее основе экспертно-аналитических компьютерных систем позволит в будущем на более высоком уровне решать задачи обеспечения качества буровых работ.

3.3. Закон композиции технологической системы. Методика ситуационного анализа процесса разведочного бурения

Технологию разведочного бурения составляют совокупность средств (устройств, материалов, приемов, действий), целесообразно организованных для решения задач разведки: получения проб, сетей разведочных пересечений и других материальных форм, позволяющих выполнять замеры, анализы и наблюдения, необходимые для геолого-промышленной разведки объекта.

Технология не произвольна: конкретные задачи разведки в определенных условиях могут решаться определенными (не любыми) средствами. Иначе говоря, независимо от характера технологической организации (стихийная или рациональная) в условиях результативного применения средства бурения соответствуют объектам разведки. Ни один из элементов технологии бурения нельзя выделять как целесообразное явление само по себе, вне взаимодействия с другими элементами и объектом разведки, в процессе которого реализуется его способность к производству материальных носителей геологической информации. При этом материальный носитель (проба того или иного вида, ствол, обнажение, зона вскрытия водоносного коллектора) может рассматриваться как результат только при наличии потребности в информации, но не сам по себе. Например, цель разведочного бурения при разведке гидроресурсов – обеспечение возможности оценки состава и гидродинамического режима подземных вод (качество бурения в этом случае зависит от искажения естественной проницаемости пород, загрязнения водоносных горизонтов, нарушения межпластового равновесия), при инженерных изысканиях – точность воспроизведения естественных свойств грунтов, а при разведке месторождений – воспроизведение характеристик запасов сырья по

номенклатуре разведочных кондиций, включая инженерно-геологические параметры объекта, с необходимой степенью точности и полноты.

Методика системного анализа и рациональной системной организации технологии как основа управления процессом разведочного бурения предполагает, в первую очередь, установление закона композиции системы – условий, препятствующих «технологическому произволу», возможности использовать любые средства для решения любых задач в любых ситуациях. Закон композиции в технологическом анализе связывает в единое целое объект, технологический результат и средства бурения в конкретных технологически значимых особенностях. Такой закон в технологии несомненно существует и действует объективно, но он не раскрывается в явном виде при традиционно-эмпирической (рецептурной) организации средств бурения [40, 43].

Для создания методики ситуационного анализа и разработки математической модели управления технологическим процессом разведочного бурения необходимо выделить структуру взаимосвязей между различными факторами технологического процесса.

Процесс бурения представляет собой последовательную смену технологических ситуаций, условием реализации каждой из которых является целостная совокупность геологических и технико-технологических факторов. Под технологической ситуацией понимается тот факт характерного протекания процесса бурения: плавное или резкое выполаживание, выкручивание или сохранение прямолинейности трассы скважины, самозаклинивание керна, его истирание в колонковой трубе, прижог или заполирование коронки и т. д. [57].

С точки зрения системного подхода результативный технологический процесс можно представить в виде канонической системы, закон композиции которой приведен на рис. 3.8.

В качестве системообразующего элемента рассматривается технологическая ситуация ${}_{\tau}TC^{i}_{jk}$, соответствующая текущему моменту времени τ, на формирование которой оказывают влияние:

а). $\{X\}_{j\tau}$ – сочетание конкретных значений геолого-технических факторов, формируемое из общего множества возможных значений характеристик объекта $\{X_f^{\alpha}\}$;

б). $\{i\}_{k\tau}$ – конкретное сочетание технико-технологических факторов, формируемое из общего множества благоприятных $\{t^{б}\}$ и неблагоприятных $\{t^{нб}\}$ факторов;

в). ${}_{\tau_0}TC_{jk}^{i}$ – рассматриваемая технологическая ситуация в предшествующий момент времени τ_0 ($\tau_0 < \tau$), переход которой в анализируемую ситуацию возможен с вероятностью, определяемой формулой Байеса:

$$P\left({}_{\tau}TC_{jk}^{i} \mid \{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau}\right) = \frac{P({}_{\tau}TC_{jk}^{i}) \cdot \prod_{j,k} P(\{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau} \mid {}_{\tau}TC_{jk}^{i}}{\sum_{i=1}^{n} P({}_{\tau}TC_{jk}^{i}) \cdot \prod_{j,k} P(\{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau} \mid {}_{\tau}TC_{jk}^{i}}, \qquad (3.38)$$

где $P({}_{\tau}TC_{jk}^{i} \mid \{X\}_{j\tau}, \{t\}_{k\tau})$ – условная вероятность наступления *i*-й геологической ситуации при условии, что реализовалось *j*-е сочетание геолого-технических факторов и использовалось *k*-е технико-технологическое решение.

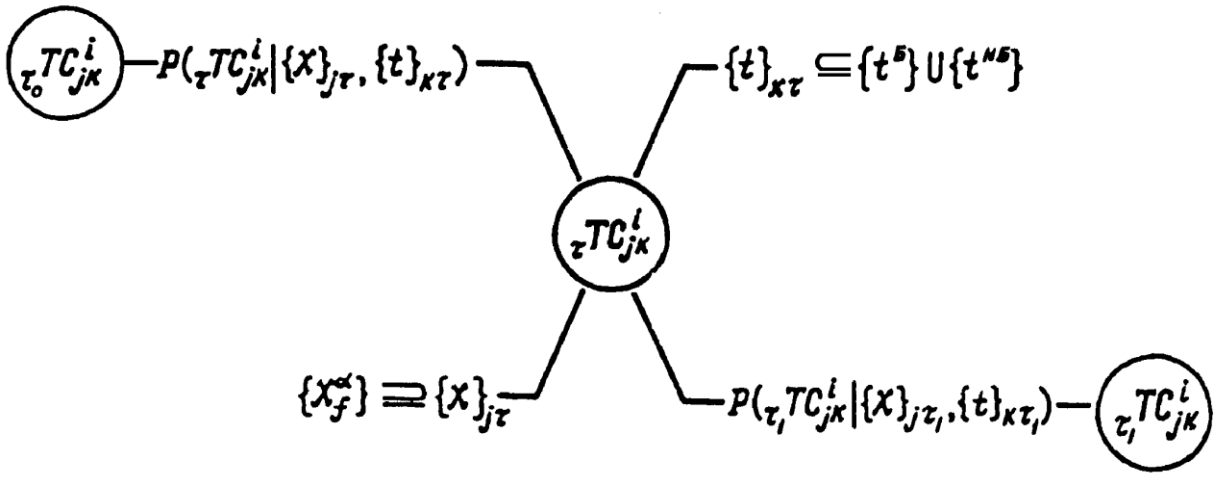


Рис. 3.8. Закон композиции технологической системы

Систематизированные таким образом характеристики свойств элементов системы «объект – средства разведки – результат» могут быть предоставлены в виде матрицы:

$$P(TC) = \begin{array}{c|ccccc} & \{t\}_1, \ldots, & \{t\}_k, \ldots, & \{t\}_m \\ \{X\}_1 & P_{1k} & \ldots & P_{1k} & \ldots & P_{1m} \\ \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots \\ \{X\}_j & P_{j1} & \ldots & P_{jk} & \ldots & P_{jm} \\ \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots & \ldots \\ \{X\}_n & P_{n1} & \ldots & P_{nk} & \ldots & P_{nm} \end{array}, \quad (3.39)$$

где P_{ik} – вероятность i-й технологической ситуации, возникающей при реализации j-й геолого-технической ситуации и использовании k-го технико-технологического решения.

На рис. 3.9 приведен упрощенный пример анализа технологической ситуации (*ТС*) в соответствии с законом позиции технологической системы. В этом примере рассматривается *ТС* – выполаживание скважины, которая фактически имеет место при бурении интервала 400÷450 м. При бурении интервала 400÷450 м данная *ТС* может иметь три варианта развития: 1) скважина будет выполаживаться; 2) скважина будет выкручиваться; 3) скважина будет сохранять прямолинейное направление. Каждый из этих вариантов развития *ТС* характеризуется определенной вероятностью реализации, которая зависит от сочетания факторов, а именно от угла встречи с пластом (геолого-технический фактор) и схемы компоновки снаряда (технико-технологический фактор); так как одна из *ТС* обязательно наступит, то сумма вероятностей реализации (определяется по формуле Байеса) по каждому из столбцов равна 1.

Закон композиции технологической системы позволяет отразить динамику развития технологического процесса, учитывая зависимость вероятности каждого перехода технологической ситуации от непосредственно предшествующего состояния технологической системы (марковское свойство), а также дает возможность получения сведений о достоверности технологических ситуаций до того, как прогнозируемые ситуации сбудутся или не сбудутся. Получение такой информации называется верификацией гипотез (технологических ситуаций) [46]. Информация данного вида особенно важна при решении задач управления технологическим процессом разведочного бурения в условиях неопределенности, что соответствует протеканию процесса бурения в действительности.

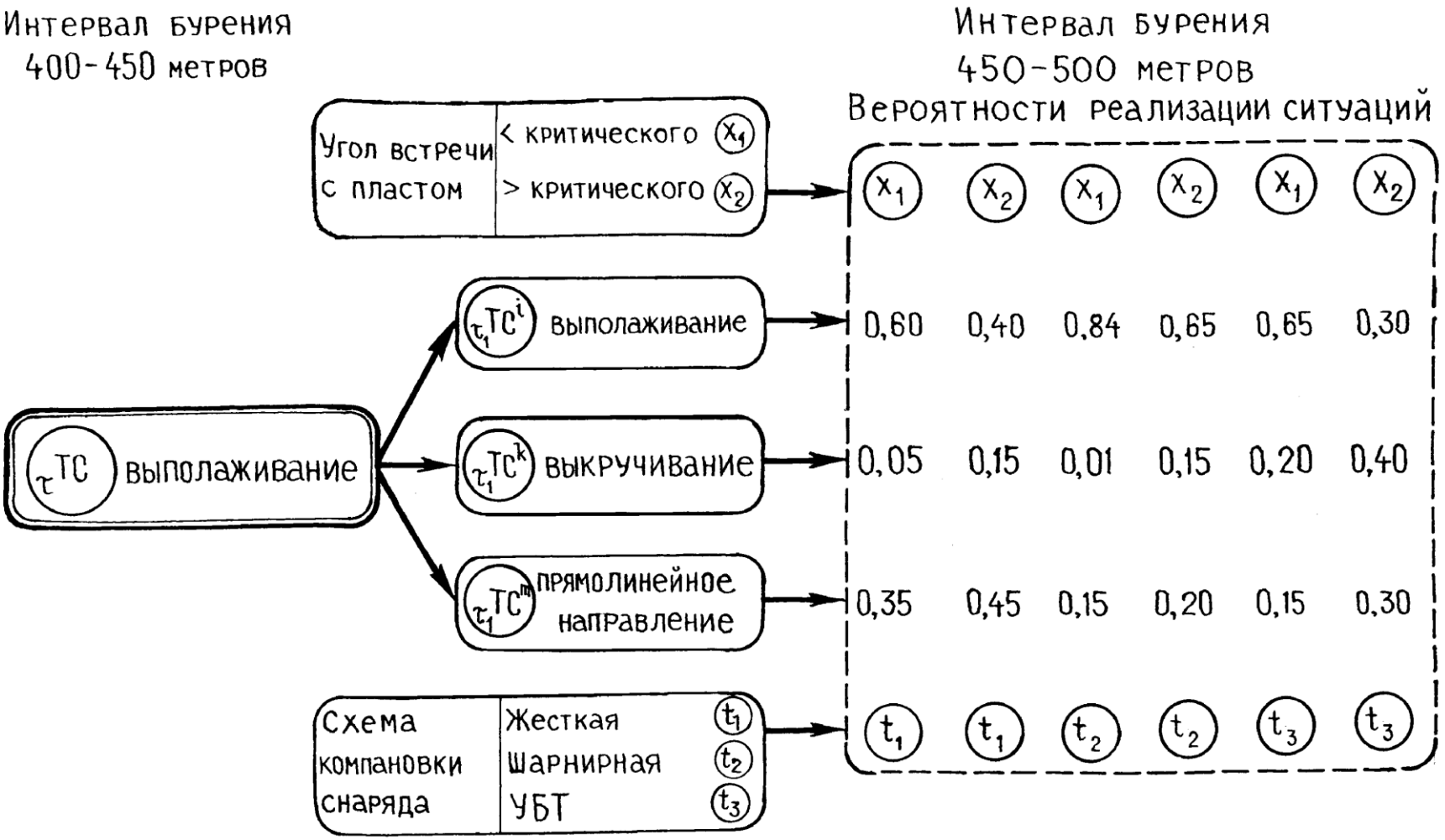


Рис. 3.9. Пример анализа технологической ситуации на основе закона композиции технологической системы

Общую постановку задачи управления технологическим процессом можно сформулировать следующим образом: если имеется какой-либо технологический опыт (эмпирические, теоретические или экспертные данные), то необходимо выявить механизм рационального использования этого опыта в условиях не строго закономерного строения геологического объекта.

Неопределенность строения – одно из атрибутивных свойств объектов геологоразведочных работ, принципиально отличающее их от объектов промышленного производства: объект разведки существует как таковой до тех пор, пока сохраняет неопределенность строения, затрудняющую его геолого-промышленную оценку и возможность промышленной эксплуатации. Неопределенность объекта, в свою очередь, влияет на характер технологии разведочного бурения, лишая ее однозначной детерминированности. Например, в металлообработке непостоянство и неопределенность свойств обрабатываемой детали являются побочными негативными факторами, устраняемыми специальными мерами – технология при этом жестко детерминирована в отношении определенных свойств материала. В разведочном бурении традиционно в основе технологии лежат те же общепромышленные принципы детерминированности, хотя в последние годы в ряде работ [17, 39] убедительно доказывается непригодность общепромышленного подхода в технологии разведочного бурения.

Первая сущностная особенность неопределенности, влияющая на технологию бурения, – множественность (многовариантность) возможных реализаций содержания объекта, его отдельных характеристик, обусловливающая необходимость средств бурения разного уровня организации (установка, отдельные блоки, инструменты и детали), диапазон возможностей которых соответствовал бы реализациям действительного состояния объекта. Неопределенность объекта, таким образом, однозначно определяет необходимую технологическую гибкость средств бурения. Вторая особенность неопределенности заключается в ее непостоянстве – постепенном снятии в процессе работ. Неопределенность объекта выражается многовариантностью возможных технологических ситуаций, воспроизведение которых на ЭВМ осуществляется с учетом экспертных, эмпирических или

теоретических данных о вероятности реализации того или иного отдельного фактора.

Включение в анализ ЭВМ позволяет моделировать множество возможных вариантов развития технологического процесса, учесть взаимовлияние отдельных элементов средств бурения и возможные последствия технико-технологических решений с учетом их вероятности, соответствующей экспертным данным о вероятности отдельных факторов. Параллельно осуществляется анализ возможных последствий в отношении выхода керна, открытости и доступности ствола скважины для геофизических исследований, степени его кольматации, размеров вещественных проб и т. д., в соответствии с целостной системой требований к результатам бурения. Этим достигается непротиворечивость технологических решений в отношении конечных целей буровых работ.

На рис. 3.10 представлена схема методики ситуационного анализа. Поясним ее. Признаки строения объекта, характеристики условий бурения (X_l, X_f, X_c) в системе технологического опыта могут быть охарактеризованы в каждом конкретном случае некоторой вероятностью возможной реализации $P(X_1^m)$, $P(X_f^\alpha)$, $P(X_c^\varphi)$.

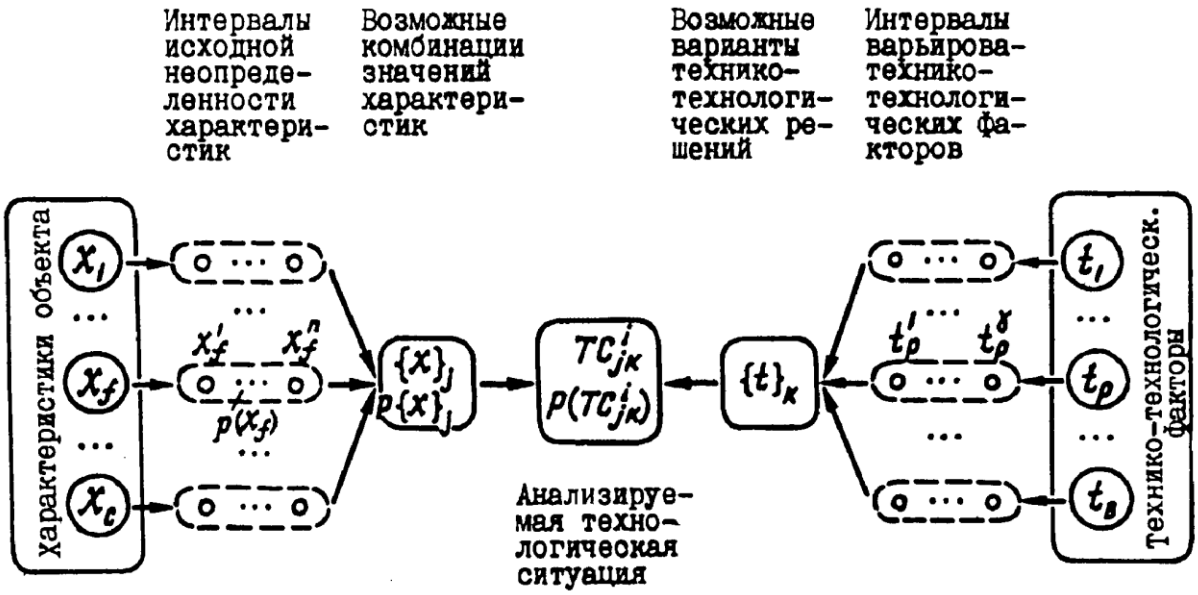


Рис. 3.10. Схема методики ситуационного анализа процесса разведочного бурения

Рассматривая массив исходных данных о вероятности отдельных признаков строения объектов (трещиноватость, буримость, крутизна залегания пород на

различных глубинах и т. д.), ЭВМ оценивает вероятность их сочетаний на основе формулы Байеса и дает количественные характеристики приоритетности тех или иных значимо различающихся в технологическом отношении геологических ситуаций:

$$\{X\}_1 - P\{X\}_1,...,\{X\}_j - P\{X\}_j,...,\{X\}_N - P\{X\}_N.$$

Далее каждой геологической ситуации по опыту ставится в соответствие вероятность возникновения той или иной технологической ситуации (плавное или резкое выполаживание, выкручивание скважины, самозаклинивание керна, его истирание в колонковой трубе и т. д.):

$$TC^1_{jk} - P(TC^1_{jk}),...,TC^i_{jk} - P(TC^i_{jk}),...,TC^y_{jk} - P(TC^y_{jk}),$$

возникающей при использовании конкретного технико-технологического решения $\{t\}$, $\{t\}_n$,$\{t\}_m$.

Методика ситуационного анализа позволяет создавать математические модели принятия рациональных технико-технологических решений (ТТР) при разработке нетрадиционных объектов разведки с учетом динамики развития технологического процесса и использовании различных средств бурения. Принципиальной основой математических моделей принятия рациональных ТТР в условиях неопределенности являются следующие положения:

1. Учет затрат на реализацию технико-технологических решений, а также последствий от появления технологического брака (например, перебуривание скважины при сверхнормативном отклонении трассы от проекта).

2. Расчет возможности появления технологического брака ведется по детерминированным схемам для разновероятностных вариантов технологических ситуаций, общее множество которых составляют исходную неопределенность объекта разведки и средств бурения. Например, если известны текущие координаты скважины, мощности пород, слагающих разрез, интенсивности естественного искривления скважин и набор технических средств бурения, то однозначно может быть определена точка подсечения рудного тела и, соответственно, степень решения геолого-технической задачи.

3. Расчет вероятностей реализации конкретных вариантов технологических ситуаций производится по формуле Байеса (3.27), позволяющей связать вероятности разноуровенных характеристик объекта бурения и тем самым допускающей формализированное использование получаемой в процессе разведки информации. Например, для конкретного месторождения установлены условные вероятности, связывающие наличие в разрезе определенного типа пород (признак B) с конкретными значениями интенсивности естественного искривления скважин [параметр $A_j – P(B/A_j)$]. В этом случае по формуле (3.27) можно определить вероятность значения интенсивности искривления, если предыдущими работами установлены породы, слагающие разрез [40, 41].

4. Выбор рациональных ТТР осуществляется по критерию минимума обобщенных средневероятных затрат на реализацию вариантов бурения объекта разведки с его исходной неопределенностью. Средневероятные затраты рассчитываются по формуле [44]:

$$СЗ_{ij} = (q_{ij} + Q) \cdot P(TC_j), \tag{3.40}$$

где q_{ij} – прямые затраты на реализацию i-го технико-технологического решения в условиях j-й технологической ситуации, руб; Q – дополнительные затраты, возникающие при несоответствии параметров материальных форм кондиционным требованиям к результатам бурения, руб; $P(TC_j)$ – вероятность реализации j-й технологической ситуации.

Расчет обобщенных средневероятных затрат производится в соответствии с выражением:

$$ОСЗ_{ij} = \sum_{j=1}^{N} СЗ_{ij} \ , \tag{3.41}$$

где N – количество анализируемых технологических ситуаций.

На рис. 3.11 приведены результаты расчета обобщенных средневероятных затрат при бурении с укороченной длиной рейса. Ординаты точек пересечения графиков $ОСЗ_1(H)$ и $ОСЗ_2(H)$ представляют собой границы предпочтительности того или иного технологического варианта. Сравнение истинного положения рудной зоны и графиков $ОСЗ(H)$ на рис. 3.11 позволяет сделать вывод о том, что

предпочтительность варианта бурения с укороченной длиной рейса возрастает по мере приближения к рудной зоне и уменьшается по мере ее окончания. Это соответствует интуитивным предположениям, однако разработанная методика позволяет точно определить момент замены одного технологического варианта другим.

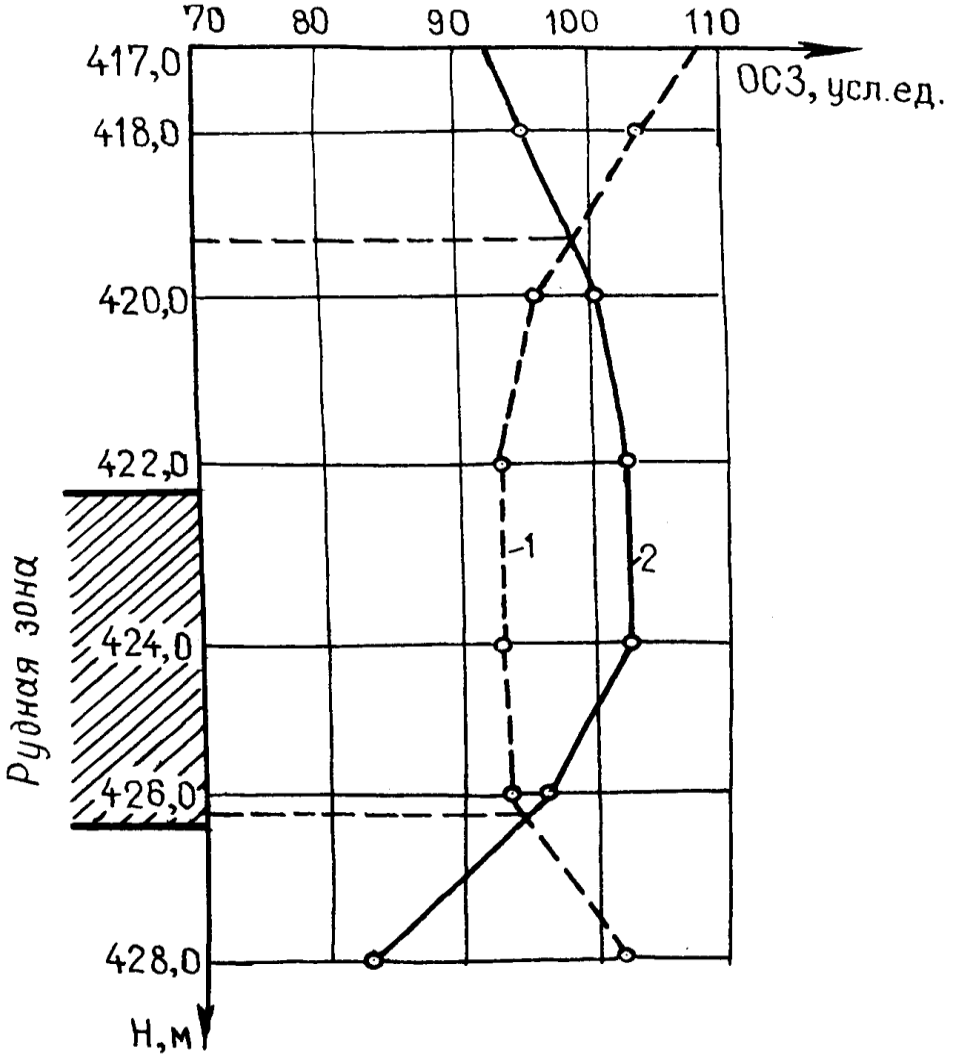


Рис. 3.11. Обобщенные средневероятные затраты, рассчитанные по глубине скважины:
1 – укороченная длина рейса; 2 – нормальная длина рейса

Общий алгоритм для разработки математических моделей принятия рациональных ТТР в условиях неопределенности приведен на рис. 3.12. Созданные на основе данного алгоритма модели [58, 64] позволяют оценить зависимость неопределенности отдельных характеристик геолого-технических условий, а также целесообразность проведения мероприятий, снижающих данную неопределенность.

На практике это дает возможность, например, определить рациональную частоту проведения инклинометрии и ряда других геофизических исследований.

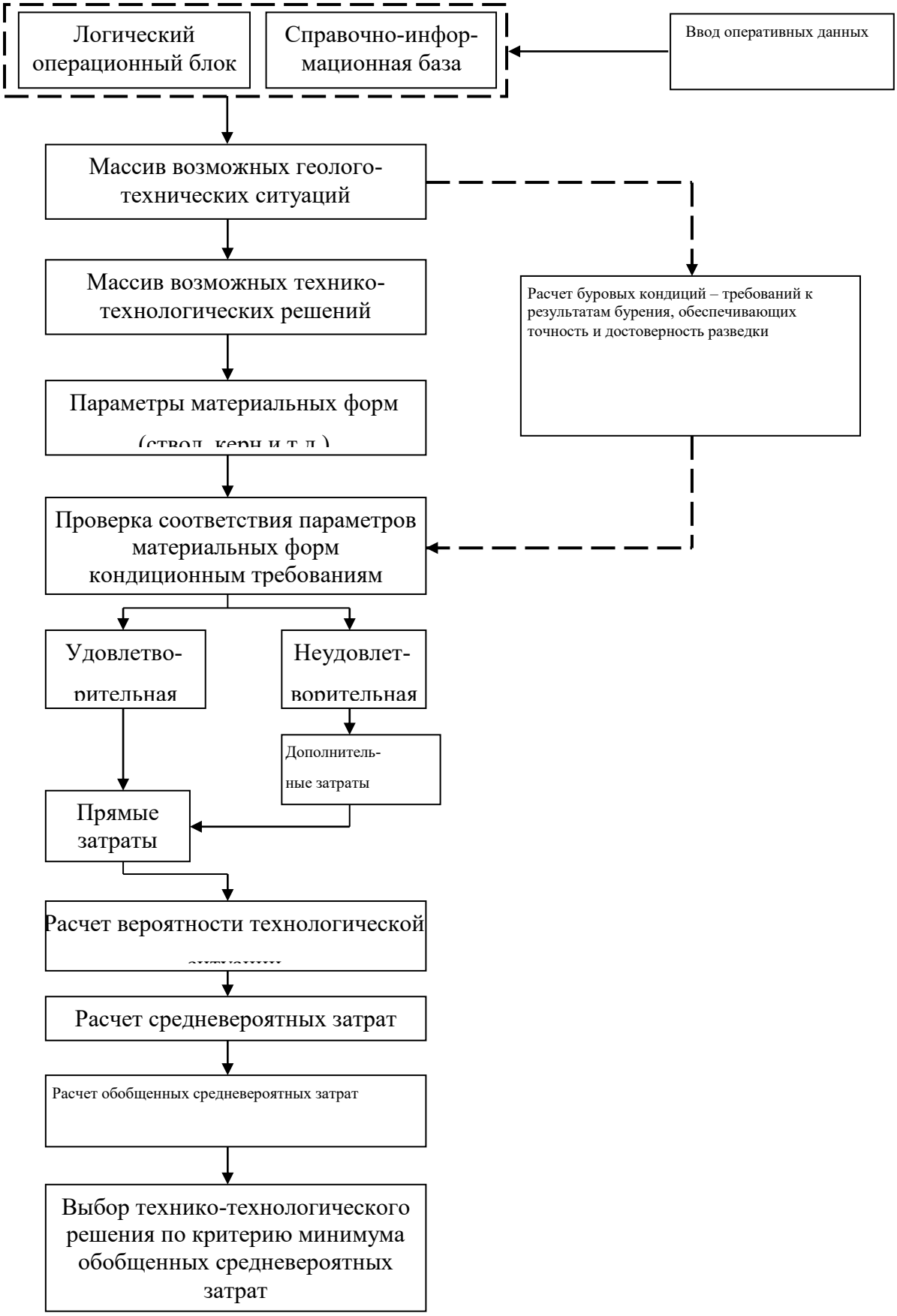


Рис. 3.12. Общий алгоритм разработки математических моделей принятия рациональных ТТР в условиях неопределенности

Данный класс математических моделей не ставит своей целью копирование деятельности технологической службы геологоразведочной организации, но позволяет объективно оценивать последствия от выбора технико-технологических решений, оптимизировать диапазон технологического варьирования и т. д., т. е. рационально организовывать технологическую структуру бурения в соответствии с целями и условиями разведки конкретного объекта.

3.4. Метод имитационного моделирования. Математическая модель обоснования рациональных углов скважины при подсечении рудного тела

В настоящее время азимутальный и зенитный углы скважины в точке подсечения ею рудного тела принимаются исходя из условия обеспечения предельного значения угла φ – угла между осью скважины и нормалью к пласту. Существующие требования определяются стремлением к минимизации погрешности истинной мощности m.

Как видно из рис. 3.13, увеличение угла φ приводит к увеличению видимой мощности l, а следовательно, к искажению такого подсчетного параметра, как мощность рудного тела (залежи), если последняя принимается непосредственно по замеру керна.

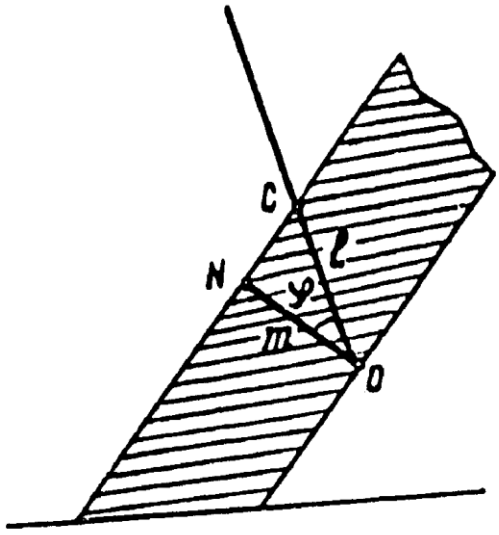


Рис. 3.13. Зависимость между нормальной и стволовой (видимой) мощностями пласта

Введение коррекции:

$$m = l \cdot \cos\varphi, \tag{3.42}$$

где l – стволовая (видимая) мощность, невозможно при нарушении структуры керна, отсутствии следов напластования и т.д.

Как известно, в общем случае относительная погрешность той или иной величины рассчитывается по формуле (в %) [7]:

$$\Delta x = \frac{x - x_0}{x_0} \cdot 100, \qquad (3.43)$$

где x – наблюдаемое значение характеристики, x_0 – истинное значение характеристики. При определении погрешности подсчетного параметра на стадии проектирования разведочных работ непосредственно применение формулы (3.43) невозможно в силу следующих причин:

– неопределенность объекта разведки не позволяет однозначно говорить о распределении полезного компонента в пространстве недр, а следовательно, и об истинном значении подсчетного параметра запасов (в нашем случае – мощности рудного тела), в противном случае мы имели бы дело с объектом эксплуатации;

– неопределенность характеристик технологической ситуации (в нашем случае – пространственное положение осей скважины) не позволяет однозначно оценить значение подсчетного параметра, даже если на стадии проектирования однозначно известно распределение полезного компонента.

Преодолеть указанные противоречия можно на основе следующего допущения [29]. Исходная неопределенность объекта разведки заменяется конечным множеством предельно конкретных вариантов его реализации: $ОБ_1$, …, $ОБ_N$ (рис. 3.14). Так как каждый из этих вариантов предельно однозначен, то для него может быть определено «истинное» значение подсчетного параметра, например $ПП_1$. С другой стороны, исходная неопределенность технологической ситуации при фиксированном значении характеристики результата заменяется конечным множеством: $ТС_1$. …, $ТС_K$. Конкретная пара, например $ОБ_1$ и $ТС_K$, позволяет определить значение подсчетного параметра $ПП_{1K}$ – значение параметра, которое будет наблюдаться на практике, если реализуется 1-й вариант объекта и K-й вариант технологической ситуации. Отсюда нетрудно определить относительную погрешность $\Delta ПП_{1K}$. Последовательный перебор всех возможных сочетаний $ОБ_N$ и $ТС_K$ позволяет найти величину предельных погрешностей завышения и занижения подсчетного параметра $\Delta ПП_{\max}$ при фиксированном значении характеристики

результата, а следовательно, определить значение технологического результата, при котором погрешность не превысит допустимое значение.

Изложенный выше алгоритм по существу реализует известный в теории принятия решений так называемый «метод имитационного моделирования», заключающийся в моделировании поведения исследуемого объекта путем имитации процесса его функционирования [15, 36, 42, 44, 56].

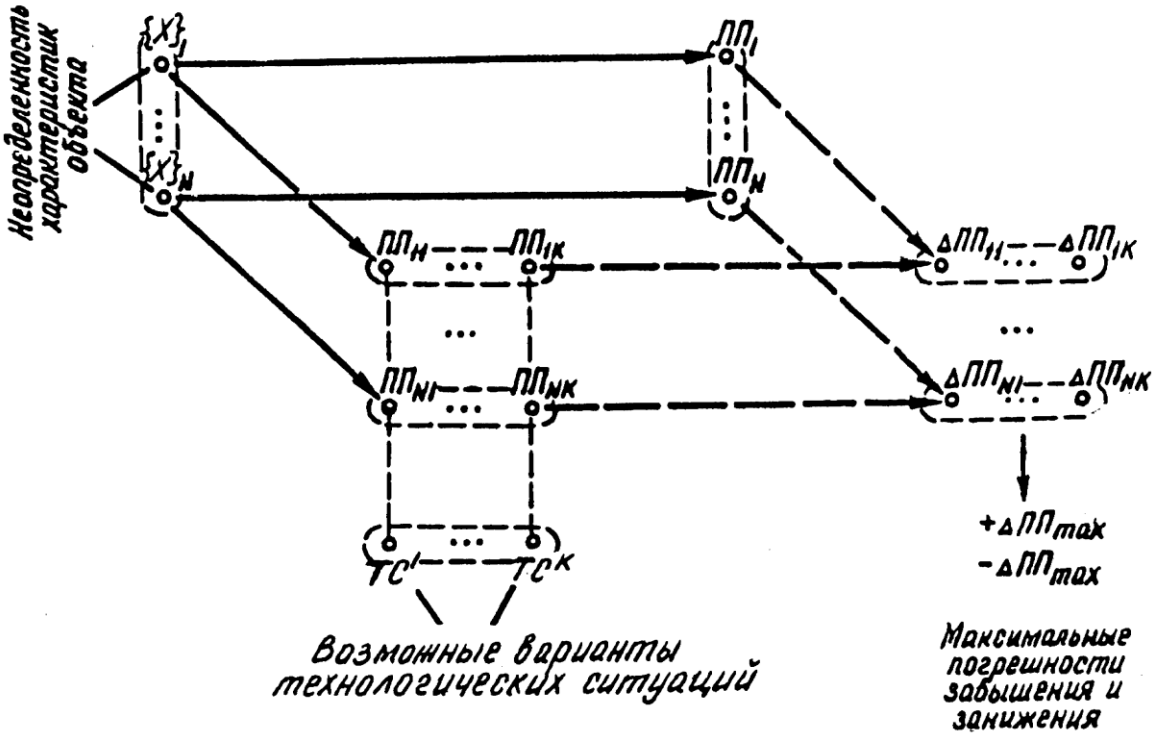


Рис. 3.14. Схема определения максимальных погрешностей подсчетных параметров запасов: $ОБ_1$, …, $ОБ_N$ – массив возможных вариантов реализации объекта; $ТС_1$, …, $ТС_K$ – массив возможных вариантов технологических ситуаций; $ПП_i$ – истинное значение подсчетного параметра запасов для i-го варианта объекта; $ПП_{ij}$ – фиксируемое значение подсчетного параметра запасов при реализации i-го варианта объекта и j-го варианта технологической ситуации; $\Delta ПП_{ij}$ – погрешность значения подсчетного параметра запасов при реализации j-го варианта технологической ситуации, определяемая относительно истинного значения для i-го варианта объекта

Предлагаемая математическая модель, основанная на определении предельно возможных значений относительных погрешностей истинной мощности рудного тела m, возникающих при конкретных величинах азимута и зенита скважины, заключается в следующем [29]:

1. Выбирается конкретная пара азимута α_i и зенита θ_i скважины при подсечении рудного тела.

2. На основе погрешности инклинометра, определяемой по паспортным данным или на основе экспертной оценки, фиксируются пределы значений азимута и зенита в точке подсечения рудного тела:

$$\alpha_к = \alpha_i \pm \Delta\alpha\,, \tag{3.44}$$

$$\theta_к = \theta_i \pm \Delta\theta\,. \tag{3.45}$$

Каждое значение, принадлежащее данным диапазонам, может быть истинным. Исходя из этого, формируется массив возможных реализаций положения скважины вариантов реализации технологической ситуации $ТС_К$.

3. На основе экспертной оценки определяются диапазоны значений элементов залегания пласта:

$$\alpha_N = \alpha_0 \pm \Delta\alpha\,, \tag{3.46}$$

$$\gamma_N = \gamma_0 \pm \Delta\gamma\,, \tag{3.47}$$

$$m_N = m_0 \pm \Delta m\,, \tag{3.48}$$

где α_0, γ_0, m_0 – соответственно азимут линии падения, угол падения и мощность пласта.

Конкретное сочетание значений из указанных пределов определяет вариант реализации объекта – $ОБ_N$.

4. Конкретное сочетание вариантов объекта ($ОБ_N$) и вариантов положения скважины ($ТС_К$) позволяет рассчитать видимую мощность, которая будет наблюдаться на практике [22]:

$$l_{NK} = \frac{m_N}{\cos\theta_K \cdot \cos\gamma_N \pm \sin\theta_K \cdot \sin\gamma_N \cdot \cos(\alpha_K - \alpha_N)}. \tag{3.49}$$

5. Однако к расчету истинной мощности будут приняты центральные значения перечисленных выше угловых величин:

$$m_{iNK} = l_{NK}\left[\cos\theta_i \cdot \cos\gamma_0 \pm \sin\theta_i \cdot \sin\gamma_0 \cdot \cos(\alpha_i - \alpha_0)\right]. \tag{3.50}$$

Знак «+» в формулах (3.49) и (3.50) берется в случае, когда скважина и пласт на разрезе падают в одну сторону, знак «–» – в противоположном случае.

6. Производится расчет относительной погрешности определения истинной мощности (в %):

$$\Delta m_{iNK} = \frac{m_{iNK} - m_N}{m_N} \cdot 100. \qquad (3.51)$$

Расчет последовательно повторяется для всех вариантов залегания пласта и всех вариантов положения скважины. Результатом являются максимально возможные погрешности завышения $\overset{+}{\Delta} m_{\max}$ и занижения $\overset{-}{\Delta} m_{\max}$ мощности рудного тела при анализируемой паре углов скважины α_i, θ_i. Указанные погрешности являются критерием при выборе рациональных параметров скважины при подсечении пласта.

Использование описанной модели в комплексе с расчетом трассы «снизу – вверх» (см. раздел 1.2) и затратами на бурение по данному варианту трассы дает возможность осуществлять выбор рациональных углов скважины в точке подсечения пласта при том или ином отклонении трассы скважины от проекта на основе обеспечения допустимого уровня погрешности в определении подсчетного параметра (мощности рудного тела, площади сечения рудного тела и т. д.) и минимума соответствующих затрат.

Отклонение трасс скважин от проектного положения приводит к искажению параметров разведочной сети, обусловленных частной характеристикой поля исследуемых параметров (мощность рудных тел и содержание полезных компонентов), и возникновению ошибки в подсчетных параметрах запасов руды, определяемых по совокупности скважин. Так как данный показатель качества бурения определяет выдержанность разведочной сети и, следовательно, относится к более высокому уровню технологической организации, то при оценке его влияния на точность и достоверность геологических материалов следует рассматривать другие (находящиеся на следующем уровне иерархии) виды подсчетных параметров запасов. Такими параметрами, например, для ряда месторождений, где в качестве метода подсчета запасов используется метод вертикальных параллельных сечений, являются среднее содержание по сечению рудного тела и его площадь.

В самом общем виде форма сечения рудного тела определяется при помощи линейной интерполяции между опорными точками наблюдений, в которых известна (или предполагается) мощность. При этом количество вариантов формы сечения соответствует количеству допускаемых вариантов значения мощности в предполагаемой точке подсечения, так как каждый вариант мощности определяет отдельный вариант формы (площади) сечения. При помощи несложных вычислений на каждом варианте формы сечения можно промоделировать отклонение трассы скважины (точки подсечения) от проекта с любым фиксированным шагом (1, 2, 3 м и т. д.), определяя на каждом шаге «видимую» мощность и площадь сечения, а сравнивая последнюю с площадью, рассчитанной при нулевом отклонении («истинное» значение), получить величину погрешности подсчетного параметра. Аналогичные операции производятся для всех возможных вариантов реализации рудного тела (морфологии). Из рассчитанных на каждом шаге моделируемых отклонений трассы скважины значений погрешности подсчетного параметра выбираются наибольшие, которые в целом определяют зависимость предельно возможных погрешностей в занижении и завышении от величины отклонения трассы. На рис. 3.15 приведена схема расчета погрешностей при определении площади сечения рудного тела в зависимости от величины отклонения трассы скважины от проекта *l*.

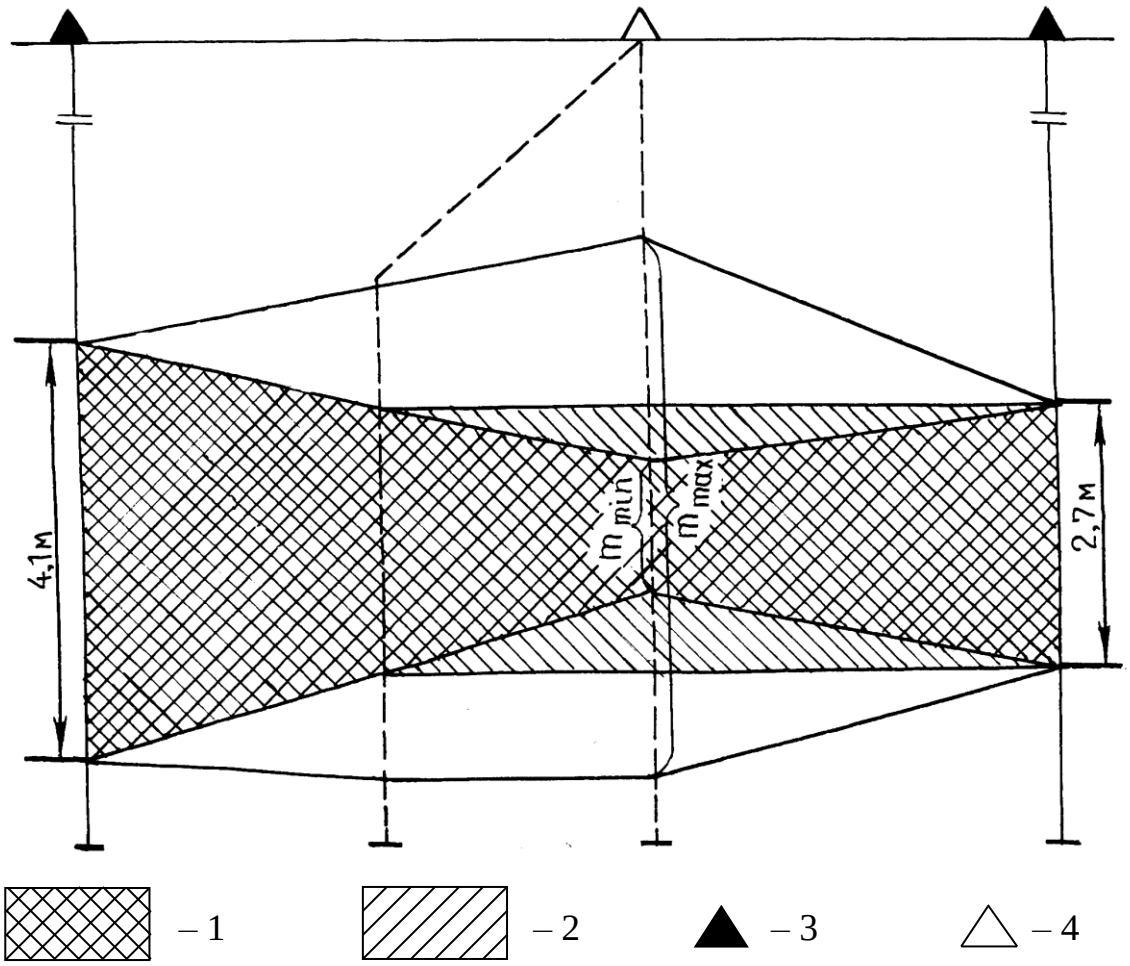


Рис. 3.15. Схема расчета предельно возможных погрешностей площади сечения рудного тела: 1 – площадь сечения рудного тела при реализации в проектной точке мощности m_{min}; 2 – площадь сечения рудного тела, фиксируемая при отклонении трассы скважины от проекта на расстояние l; 3 – пробуренные скважины; 4 – проектная скважина

Разумеется, использование линейной интерполяции представляет собой лишь частный, наиболее простой случай. Однако и при более сложной морфологии рудного тела принцип моделирования остается без изменений – необходимо формализовать исходную неопределенность в возможных вариантах интерполяции.

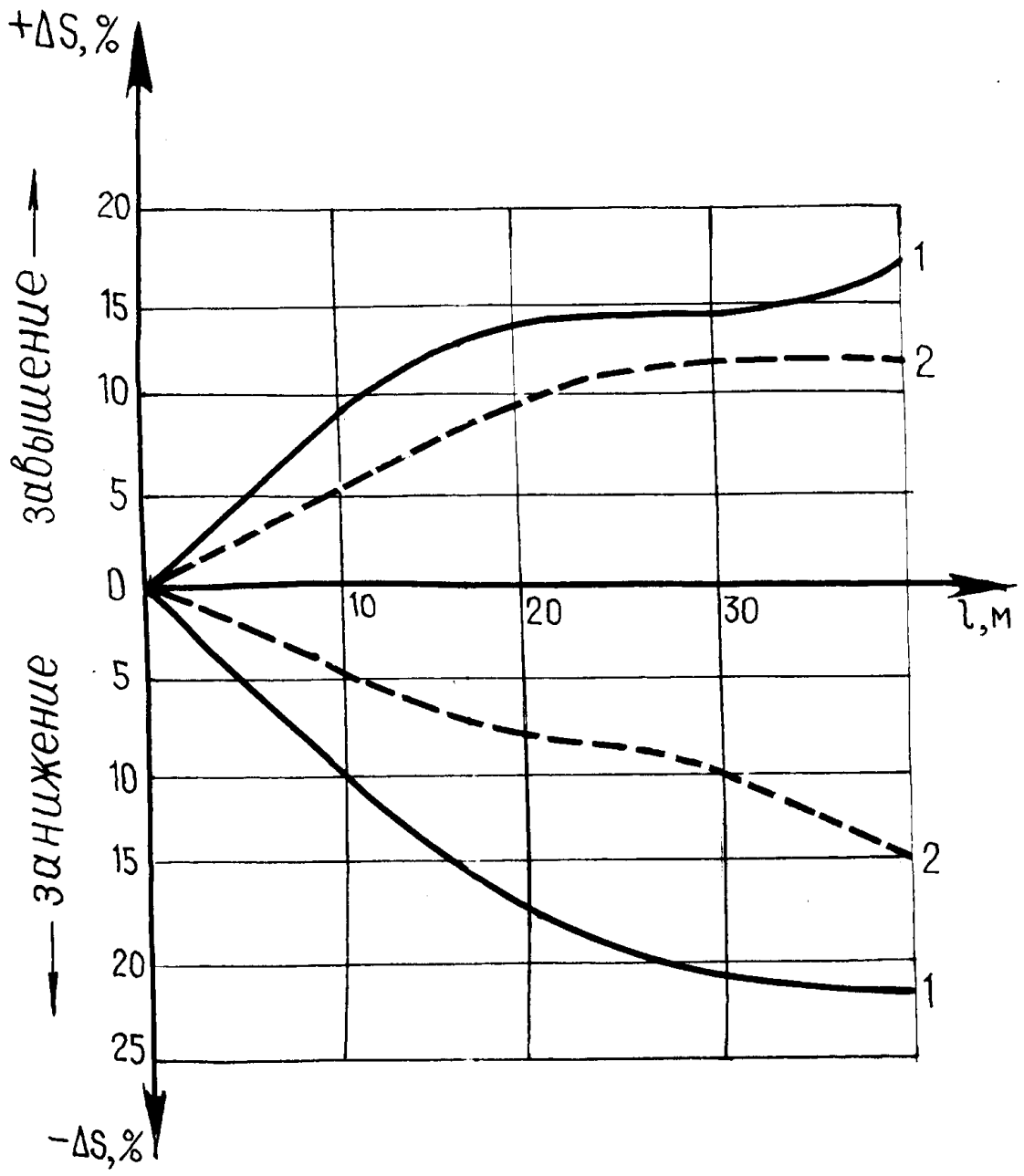


Рис. 3.16. Графики зависимости предельно возможных погрешностей площади сечения рудного тела от величины отклонения трассы скважины от проекта:
1 – m_{min} = 1,5 м, m_{max} = 60 м; 2 - m_{min} = 2,0 м, m_{max} = 5,0 м

Графики на рис. 3.16 представляют собой результаты расчетов, выполненных по описанной выше модели для двух рудных тел, имеющих различную изменчивость характеристик «мощность» (см. рис. 3.15). При этом следует учитывать то обстоятельство, что сама по себе *изменчивость геолого-технических характеристик* (высокая, низкая или ее отсутствие) не определяет величину возможных погрешностей подсчетных параметров. Действительно, если для объекта

разведки достоверно известно изменение характеристик его морфологии, показателей качества руды в пространстве, то отсутствует многовариантность объекта и бессмысленно говорить о том, что может произойти при том или ином отклонении трассы или том или ином выходе керна. Детерминированность объекта свидетельствует об отсутствии самого предмета разведки.

Другое дело, если для объекта достоверно не известны параметры изменчивости его характеристик. В этом случае степень изменчивости определяет в значительной мере величину тех или иных характеристик. Так, например, если при разведке рудного тела n скважин показали мощность рудной зоны от 0,5 до 3,5 м и для данного рудного тела не выявлены закономерности пространственного изменения мощности, то правомерно предположить, что при бурении $(n+1)$-й скважины может быть подсечена мощность от 0,5 до 3,5 м. В то же время любая дополнительная информация о пространственном изменении геологических характеристик сужает диапазон исходной неопределенности, интервал возможных погрешностей при различных значениях результатов бурения и, как следствие, требования к ним. Данную логическую взаимосвязь можно выразить следующим образом: чем больше данных мы имеем, тем меньше информации нам требуется.

Контрольные вопросы

1. Что называют марковской цепью первого порядка?
2. Марковское свойство.

3. Матрицы вероятностей перехода.

4. Как можно моделировать марковские (искусственные) стратиграфические последовательности?

5. Кумулятивная форма записи матрицы вероятностей перехода.

6. Степень марковских переходных матриц.

7. Как осуществляется проверка наличия марковского свойства?

8. Теорема Байеса.

9. Априорные и апостериорные вероятности.

10. Отношение правдоподобия.

11. Интерпретация формулы Байеса с точки зрения «технологической» проблематики.

12. Закон композиции технологической системы.

13. Схема методики ситуационного анализа процесса разведочного бурения.

14. Как рассчитываются средневероятные затраты на реализацию вариантов бурения объекта разведки?

15. Алгоритм разработки математических моделей принятия рациональных технико-технологических решений в условиях неопределенности.

16. Зависимость между нормальной и стволовой (видимой) мощностью пласта.

17. Схема определения максимальных погрешностей подсчетных параметров запасов.

18. Метод имитационного моделирования.

19. Математическая модель определения предельно возможных значений относительных погрешностей истинной мощности рудного тела.

20. Схема расчета погрешностей при определении площади сечения рудного тела.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Афанасьев И. С. и др.* Вопросы оперативного управления процессом направленного бурения // Техника и технология геол.-развед. работ, 1978, вып. 13.

2. *Афанасьев А. И., Потапов В. Я.* Математическая обработка результатов эксперимента: Учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2004. – 148 с.

3. *Ахо А., Хопкрофт Дж., Ульман Дж.* Построение и анализ вычислительных алгоритмов. – М.: Мир, 1979. – 536 с.

4. *Башкатов Д. Н.* Планирование эксперимента в разведочном бурении. – М.: Недра, 1985.

5. *Васильев Л. А., Белых З. П.* Алмазы, их свойства и применение. – М.: Недра, 1983.

6. *Вистелиус А. Б.* К вопросу о механизме слоеобразования // ДАН СССР, 65, вып. 2, 1949. – с. 141-144.

7. *Гальянов А. В.* Математическая обработка результатов измерений: Учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2012. 316 с.

8. *Ганджумян Р. А.* Практические расчеты в разведочном бурении. – М.: Недра, 1986.

9. *Гмурман В. Е.* Руководства к решению задач по теории вероятностей и математической статистике. – М.: Высш. школа, 1975. – 333 с.

10. *Гордеев Э. Н.* Задачи выбора и их решения // Компьютер и задачи выбора. Серия «Кибернетика – неограниченные возможности и возможности ограничений». – М.: Наука, 1985. – 132 с.

11. *Горшков Л. К.* Определение коэффициента теплоотдачи при конвективном теплообмене алмазной коронки с очистным агентом // Разработка и совершенствование алмазного породоразрушающего инструмента. – Л.: ВИТР, 1982. – с. 53-55.

12. *Горшков Л. К.* Температурные напряжения в буровых алмазах // Изв. вузов. Горный журнал. – 1989. – № 11. – с. 49-53.

13. *Горшков Л. К., Гореликов В. Г.* Температурные режимы алмазного бурения. – М.: Недра, 1992.

14. *Исаченко В. П. и др.* Теплопередача. – М.: Энергия, 1975.

15. *Кини Р., Райфа Х.* Принятие решений при многих критериях предпочтения и замещения. – М.: Радио и связь, 1981. – 560 с.

16. *Козин В. З., Пелевин А. Е.* Теория инженерного эксперимента: Учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2013. – 166 с.

17. *Козловский Е. А., Комаров М. А., Питерский В. М.* Кибернетические системы в разведочном бурении. – М.: Недра, 1985. – 285 с.

18. *Крагельский И. В., Михин Н. М.* Узлы трения машин. – М.: Машиностроение, 1989.

19. *Кудряшов Б. Б., Чистяков В. К., Литовченко В. С.* Бурение скважин в условиях измерения агрегатного состояния горных пород. – Л.: Недра, 1991.

20. *Кудряшов Б. Б., Яковлев А. М.* Бурение скважин в мерзлых породах. – М.: Недра, 1983.

21. *Кудряшов Б. Б., Яковлев А. М.* Новая технология бурения скважин в мерзлых породах. – Л.: Недра, 1973.

22. *Кудряшов П. И., Кузьмин В. И.* Геометризация и учет запасов месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1981. – 276 с.

23. *Латышев О. Г., Казак О. О.* Математические методы в горном деле. Учебник для вузов. – Екатеринбург: УГГУ, 2013. – 146 с.

24. *Лыков А. В.* Теплообмен. – М.: Энергия, 1978.

25. *Мельничук И. П.* Бурение направленных и многоствольных скважин. М.: Недра, 1991. – 221 с.

26. *Мельничук И. П.* Проектирование многоствольных скважин по критерию минимальных затрат времени на бурение // Экспресс-информация. Серия «Техника и технология геологоразведочных работ. Организация производства». М.: ВИЭМС, Вып. 7, 1986. – с. 8-23.

27. Методические рекомендации по проектированию трасс скважин и управлению процессом направленного бурения с использование ЭВМ / Ю. Т. Морозов и др. – Л.: ВИТР, 1985.

28. *Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Методика поиска рационального сочетания основных и дополнительных стволов при разбуривании площадки // Бурение

скважин в осложненных условиях: Тезисы докладов Международного симпозиума. С.-Петербург: Горный институт, 1993. – с. 44.

29. *Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Обоснование рациональных углов скважины при подсечении рудного тела // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГИ, 1992.

30. *Михайлова Н. Д.* Техническое проектирование колонкового бурения. – М., 1985.

31. *Михалкевич Ю. Л.* Анализ пространственного положения скважин в процессе бурения // Методика и техника разведки. – 1980. – № 135.

32. *Михеев М. А., Михеев И. М.* Основы теплопередачи. – М.: Высш. шк. 1977.

33. *Морозов Ю. Т.* Бурение направленных и многоствольных скважин малого диаметра. – Л.: Недра, 1976.

34. *Морозов Ю. Т.* Методика и техника направленного бурения скважин на твердые полезные ископаемые. – Л.: Недра, 1987. – 221 с.

35. *Морозов Ю. Т.* Об исследовании и разработке комплекса принципиально новых технических средств для направленного бурения геологоразведочных скважин. Классификация основных способов направленного бурения геологоразведочных скважин // Исследование, разработка и внедрение высокопроизводительных технических средств алмазного бурения. – Л., 1982.

36. *Моррис У. Т.* Наука об управлении. Байесовский подход. – М.: Мир, 1971. – 304 с.

37. *Оре О.* Теория графов. – М.: Наука, 1980. – 336 с.

38. *Ошкордин О. В.* О применимости классической и байесовской статистики в технологическом анализе при бурении скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1995. – с. 92-96.

39. *Ошкордин О. В., Мецгер А. А.* Методика принятия технико-технологических решений в разведочном бурении в неопределенной ситуации //

Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Свердловск: СГИ, 1989.

40. *Ошкордин О. В., Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Качество разведочного бурения: Учеб. пос. – Свердловск: СГИ, 1990. – 85 с.

41. *Ошкордин О. В., Мецгер А. А., Фролов С. Г.* Марковость как свойство геологических объектов и ее влияние на выбор технико-технологических решений, обеспечивающих качество буровых работ // Техника и технология бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Свердловск: СГИ, 1991. – с. 15-22.

42. *Ошкордин О. В., Фролов С. Г.* Технологический опыт как ресурс бурового производства: Научное издание. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2003. – 156 с.

43. *Ошкордин О. В., Фролов С. Г., Пурвинский Н. Г.* Методы системного анализа в технологии разведочного бурения (Матем. методы и автоматиз. системы в геологии: Обзор/ МПГ «Геоинформмарк»). – М., 1993. – с. 36.

44. *Райфа Х.* Анализ решений: введение в проблему выбора в условиях неопределенности. – М.: Недра, 1977. – 407 с.

45. *Растригин Л. А.* По воле случая. – М.: Молодая гвардия, 1986. – 208 с.

46. *Смирнов Б. В.* Вероятностные методы прогнозирования в инженерной геологии. – М.: Недра, 1983. – 134 с.

47. *Смирнов Н. В. и др.* Курс теории вероятностной и математической статистики для технических приложений. М.: Недра, 1965. – 512 с.

48. *Сулакшин С. С.* Закономерности искривления и направленное бурение геологоразведочных скважин. – М.: Недра, 1966.

49. *Сулакшин С. С.* Направленное бурение. М.: Недра, 1987. – 220 с.

50. *Сулакшин С. С., Калигин А. Г., Спиридонов Б. И.* Техника и технология направленного бурения скважин. – М.: Недра, 1967.

51. *Сулакшин С. С., Кривошеев В. В., Рязанов В. И.* Методическое руководство по направленному бурению геологоразведочных скважин. – М.: Геолторфразведка, 1978. – 167 с.

52. *Сулакшин С. С., Кривошеев В. В., Рязанов В. И.* Решение геолого-технических задач при направленном бурении скважин: Справочное пособие. М.: Недра, 1989. – 167 с.

53. Теплотехника / А. П. Баскаков и др. – М.: Энергоатомиздат, 1991.

54. Технология и техника разведочного бурения: Учеб. для вузов / Ф.А. Шамшев и др. – М.: Недра, 1983.

55. Технология направленного бурения с применением бесклиновых скользящих отклонителей / Ю. Т. Морозов, Ю. Л. Михалкевич, С. А. Морозов, В. В. Павлов. – М.: ВИЭМ, 1984.

56. *Трухаев Р. И.* Модели принятия решений в условиях неопределенности. – М.: Радио и связь, 1981. – 257 с.

57. *Фролов С. Г.* Закон композиции технологической системы как основа ситуационного анализа процесса разведочного бурения // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГИ, 1993. – с. 10-15.

58. *Фролов С. Г.* Математический аппарат решения задачи по выработке технико-технологических решений // Совершенствование техники и технологии бурения на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1994. – с. 28-36.

59. *Фролов С. Г.* Математическое моделирование технологического процесса разведочного бурения скважин: Учебное пособие – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1999. – 174 с.

60. *Фролов С. Г.* Моделирование типовых технологических ситуаций в бурении: Учеб. пос. – Екатеринбург: УГГГА, 1997.

61. *Фролов С. Г., Лефтон О. Л.* Алгоритм формирования рационального технологического обеспечения при бурении сети направленных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1998. – с. 67-74.

62. *Фролов С. Г., Тарасов Б. Н.* Математический метод определения рациональной структуры стволов при направленном бурении // Совершенствование

техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1997. – с. 56-60.

63. *Фролов С. Г., Тарасов Б. Н.* Учет стадийности геологоразведочных работ при бурении направленных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. Екатеринбург: УГГГА, 2000. – с. 132-135.

64. *Фролов С. Г., Твердохлеб А. П.* Комплексная методика принятия рациональных решений при бурении направленных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1996. – с. 129-135.

65. *Фролов С. Г., Юферов В. Г.* Методика компьютерного моделирования рационального сочетания основных и дополнительных стволов при бурении направленных скважин // Проблемы научно-технического прогресса в бурении геологоразведочных скважин: Тезисы докладов Всероссийской научно-технической конференции. Томск: ТГУ, 1994. – с. 60-61.

66. *Фролов С. Г., Юферов В. Г., Косицын О. А.* Анализ вычислительной сложности алгоритмов, минимизирующих стоимостные затраты на бурение многоствольных скважин // Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые: Межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГГГА, 1995. – с. 75-78.

67. *Хан Г., Шапиро С.* Статистические модели в инженерных задачах. – М.: Мир, 1696. – 395 с.

68. *Харбух Дж., Бонем – Картер Г.* Моделирование на ЭВМ в геологии. – М.: Мир, 1974, 320 с.

69. *Хей Дж.* Введение в методы байесовского статистического вывода. – М.: Финансы и статистика, 1987 – 335 с.

ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Н. Н. Дерябин, С. Г. Эйнгорн

БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ ДЛЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН НА ТВЕРДЫЕ ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ

Методические указания
по самостоятельной работе курса
«Буровые машины и механизмы»
для студентов специальности:
21.05.03 Технология геологической разведки
Специализация № 3
Технология и техника разведки МПИ

очного и заочного обучения

Екатеринбург
2020

Оглавление

Введение……..……3
1. Принципы классификации буровых установок……..…….4
2. Принципиальное устройство буровых станков и установок…….....6
3. Принципиальные схемы компоновки и
модификации буровых станков и установок……8
4. Буровая установка УКБ-4…….……..12
Литература…….……...23

ВВЕДЕНИЕ

Курс «Буровые машины и механизмы» является профилирующей дисциплиной при подготовке специалистов специальности «Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых».

Проведение геологоразведочных, геофизических и изыскательских работ непосредственно связано с необходимостью сооружения буровых скважин или изучения межскважинного пространства.

В соответствии с этим студенты специальности, специализация № 3: 21.05.03 Технология и техника разведки МПИ (ТТР)» должны знать конструкцию, устройство и технико-экономические показатели современной буровой техники.

В методических указаниях дается описание основных компоновочных схем буровых установок, предназначенных для бурения геологоразведочных скважин колонковым способом на твердые полезные ископаемые. Приводятся технические параметры установок ряда УКБ. На примере установки УКБ-4 и станка СКБ-4 подробно рассматривается конструкция данного класса бурового оборудования.

1. Принципы классификации буровых установок

Буровая установка представляет собой комплекс сооружений механизмов и устройств, позволяющих осуществить все работы по бурению, креплению и ликвидации скважин. В состав установки входят следующие основные сооружения и машины:

- буровой станок или вращатель с лебедкой;
- буровой промывочный насос, вместе со станком образуя буровой агрегат;
- буровая вышка с талевой оснасткой;
- комплекс энергетического оборудования. В него входит привод механизмов (электро-, гидро-, двигатели внутреннего сгорания и т. д.) и все системы, обеспечивающие его работу;
- буровое здание;
- циркуляционная система промывочной жидкости, необходимая для очистки ее от шлама.

Кроме этих основных элементов, буровые установки оснащаются механизмами, системами и устройствами, обеспечивающими выполнение вспомогательных технологических процессов. Например: захватывание и удерживание буровых свечей талевой системой, свинчивание-развинчивание труб при выполнении спуско-подъемных операций, укладка их в свечеприемники и т. д.

Состав, тип станка или вращателя, а также размеры бурового оборудования определяются такими факторами, как:

- глубина и диаметр бурения;
- цель бурения;
- прочностные (физико-механические) свойства пород.

Глубина и диаметр скважины. Они определяют затраты мощности при ее бурении. Поскольку двигатель бурового станка (или установки) обеспечивает создание определенного числа оборотов и необходимого по величине крутящего момента при вращении колонны бурильных труб при бурении, то эти параметры будут тем больше, чем длиннее скважина и чем больше ее диаметр. Так, до глубины 1500 метров и диаметра скважины 59 мм, необходимые числа оборотов и величину крутящего момента сможет обеспечить шпиндельный вращатель. При увеличении глубины и диаметра скважины для обеспечения необходимых параметров вращения потребуется роторный вращатель.

Кроме того, чем большая мощность необходима для бурения скважины, тем больше размеры и масса основных машин и механизмов, входящих в состав установки, и тем сложнее обеспечить ее транспортировку. По этой причине установки проектируют с ограничением мощности привода. Это позволяет получить несколько классов установок, различающихся по мощности привода (и, соответственно, по размерам и весу), а это, в свою очередь, позволяет обеспечить их транспортировку различными способами.

Цель бурения влияет на выбор способа разрушения породы и, соответственно, на способ бурения. Большинство способов бурения связано с вращением породоразрушающего инструмента. В зависимости от цели и, соответственно, от способа бурения, частота вращения колеблется в диапазоне от 0 до 2000 об/мин. Не все типы вращателей могут обеспечить этот диапазон полностью.

Возможности вращателей следующие:

Шпиндельный вращатель. Позволяет обеспечить частоту вращения колонны бурильных труб до 1500 об/мин. Это позволяет бурить скважины колонковым способом по породам XII категории по буримости. Поэтому станки со шпиндельными вращателями используются в основном для бурения геологоразведочных скважин.

Роторный вращатель. Позволяет обеспечить большой крутящий момент при невысоких частотах вращения. Его целесообразно использовать при бурении глубоких скважин или скважин большого диаметра породоразрушающим инструментом, не требующим высоких частот вращения (например, шарошечными долотами или

твердосплавными коронками). Поэтому роторные вращатели используют при бурении гидрогеологических и инженерно–геологических, а также нефтяных и газовых скважин, отличающихся большой глубиной и диаметром.

Подвижные вращатели. Несмотря на ограничение максимального числа оборотов (до 500-600 об/мин) и небольшую величину крутящего момента, не позволяющие бурить скважины большого диаметра, обладают рядом достоинств, а именно: возможность использования разнообразных способов бурения (от шнекового, пневмоударного до колонкового и шарошечного) и простота конструкции (отсутствие лебедки и механизмов свинчивания-развинчивания труб).

Особенности конструкции установок с подвижным вращателем не позволяют увеличить длину буровой свечи, извлекаемой из скважины при спуско-подъемных операциях. Это ограничивает глубину использования таких установок.

Таким образом, в соответствии с целью бурения приходится учитывать возможности вращателей буровых установок или станков.

Прочностные свойства пород также определяют способ разрушения породы и выбор способа бурения. В сочетании с целью бурения, прочностные свойства пород также влияют на выбор типа вращателя. Например: необходимо получить керн в крепких породах (11 – 12 категории по буримости). Следова-тельно, забой должен быть кольцевым, а способ бурения – высокооборотный алмазный. Или: необходимо создать скважину в твердых породах (9 – 10 категории по буримости) для водоснабжения предприятия. Следовательно, забой может быть сплошным, а способ бурения - низкооборотный шарошечный, большого диаметра (скорей всего, роторный).

Становится понятным, что в зависимости от ситуации, реализовать необходимый способ бурения могут шпинельный, роторный или подвижный вращатели.

Таким образом, учитывая существующие типы вращателей, а также размеры и вес установок, целесообразнее всего классифицировать их по двум принципам:

1. По типу вращателя: шпиндельные, роторные, с подвижным вращателем.

2. По транспортабельности: переносные, самоходные, передвижные, стационарные.

Переносные. Они разбираются на узлы малого веса, которые могут переноситься. Мощность привода обеспечивает глубину бурения до 100-150 м; масса установки – до150 кг.

Самоходные. Оборудование размещается на платформе, закрепляемой на раме серийно выпускаемых легковых и грузовых автомобилей, тракторов или гусеничных тягачей. Мощность привода таких установок позволяет бурить скважины вращательным способом на глубину до 800 м. Масса установки – до 15 т.

Передвижные. Оборудование монтируется в буровом здании, которое находится на полозьях. Транспортировка производится тракторами или гусеничными тягачами. Возможно использование подкатных тележек, устанавливаемых под переднюю и заднюю части здания. При этом оно поднимается гидравлическими или механическими домкратами. Глубина бурения колонковых скважин такими установками достигает 2000 м. Масса установки – до 25 т.

Стационарные. Буровые механизмы и сооружения монтируются на отдельных основаниях или фундаментах. Транспортировка каждого элемента или механизма производится отдельно автомобильным, внедорожным или иным видом транспорта. Глубина бурения может достигать 15 км. Масса оборудования установки – до 50 т.

Классификация буровых установок по транспорта-бельности хорошо увязывается с глубиной бурения, поскольку глубина определяет мощность привода буровых машин (станка или ротора, лебедки, бурового насоса и т. д.). Увеличение глубины бурения ведет к увеличению как массы исполнительных механизмов и их трансмисии, так и к появлению дополнительных механизмов и устройств, облегчающих работу с тяжелым оборудованием. Это также увеличивает общий вес и размеры установки. Указанные принципы

классификации бурового оборудования не являются всеобъемлющими, но позволяют достаточно свободно ориентироваться во всем многообразии различных типов установок и их возможностях.

Основные технические параметры станков и установок, предназначенных для бурения скважин колонковым способом, приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Основные параметры буровых станков и установок колонкового бурения

Параметр	УКБ1 (12/25)	УКБ2 (200/300)	УКБ4 (300/500)	УКБ5 (500/800)	ЗИФ 600м	ЗИФ 1200МР
1. Глубина бурения, м:						
- твердосплавными коронками	12,5	200	300	500	650	1500
- алмазными коронками	25	300	700	800	800	2000
2. Мощность двигателя, кВт	2,9	13,0	22,0	30,0	30,0	55,0
3. Начальный диаметр бурения, мм	76,0	132,0	151,0	151,0	200,0	250,0
4. Конечный диаметр бурения, мм:						
- твердосплавными коронками	76	93	93	93	93	93
- алмазными коронками	36	46	46	59	59	59
5. Длина бурильной свечи, м	1,0	6,2	9,0	14,0	14,0	18,5
6. Частота вращения бурового снаряда, об/мин:						
- минимальная	100,0	100,0	155,0	120,0	87	75
- максимальная	1200	1500	1600	1500	800	600
7. Количество ступеней измерения чисел оборотов	6	6	8	8	6	8
8. Вес станка или установки, кг	110	6700	14000	16900	17000	20000

Вопросы для самопроверки:

1. Дайте определение буровой установке. Какие основные механизмы и сооружения входят в ее состав?
2. Определите и обоснуйте факторы, влияющие на состав, тип станка или вращателя и размеры оборудования.
3. Почему целесообразнее всего классифицировать буровые установки по двум принципам? Какие это принципы?

2. Принципиальное устройство буровых станков и установок

В зависимости от назначения и возможностей буровой установки, механизмы, обеспечивающие выполнение технологических процессов при бурении, располагают раздельно друг от друга (буровая установка) или компактно, в виде единого блока. Во втором случае речь идет о буровом станке (рис. 2.1).

Буровой станок – это машина, предназначенная для обеспечения таких основных технологических параметров при бурении скважин, как:

- создание и передача крутящего момента и необходимого числа оборотов колонне бурильных труб;
- обеспечение и поддержание необходимой величины осевой нагрузки на забой при бурении.

Буровой станок состоит из следующих групп механизмов и систем:

- исполнительные механизмы,
- трансмиссия,
- привод или двигатель,
- механизм подачи бурильных труб,

- приборы контроля и органы управления.

Исполнительные механизмы. Их два: вращатель и лебедка.

Вращатель предназначен для передачи крутящего момента и числа оборотов от трансмиссии станка к ведущей бурильной трубе и в ряде случаев для задания направления оси скважины.

Лебедка предназначена для наматывания и сматывания талевого каната на барабан, при проведении спускоподъемных операций с колонной бурильных труб. В некоторых конструкциях станков и установок для производства спускоподъемных операций используются не лебедки, а экстракторы или кабестаны.

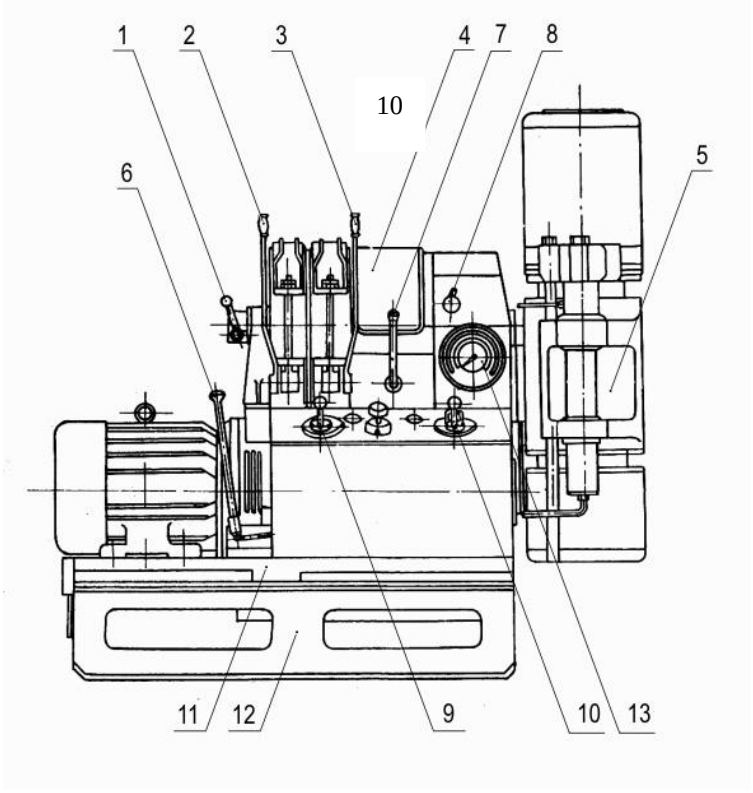


Рис. 2.1. Станок буровой СКБ-4:

1 – рукоятка включения лебедки; 2 – тормоз подъема; 3 – тормоз спуска; 4 – барабан лебедки; 5 – вращатель; 6 – рычаг включения сцепления; 7 – рычаг переключения коробки передач; 8 – рукоятка управления раздаточной коробкой; 9 – четырехпозиционный распределитель; 10 – пятипозиционный прибор управления; 11 – станина; 12 – рама; 13 - стрелочный указатель давления на забой

Трансмиссия бурового станка. Это совокупность механизмов, предназначенных для изменения чисел оборотов и величины крутящего момента, а также передачи их от двигателя станка к исполнительным механизмам.

В состав трансмиссии бурового станка, как правило, входят:

- муфта сцепления трансмиссии с двигателем,
- коробка перемены передач,
- раздаточная коробка.

Привод или двигатель – это машина, преобразующая один вид энергии в другой. В случае с буровым станком двигатель обеспечивает получение определенного числа оборотов и необходимой величины крутящего момента. Совокупность этих параметров определяет мощность двигателя.

В случае со станком исполнительные механизмы, трансмиссия и двигатель монтируются на раме станка. В случае с установкой эти механизмы монтируются раздельно: или на общей платформе, или отдельных фундаментах. Кинематическая связь между ними обеспечивается за счет карданных, цепных или клиноременных передач.

Кроме того, на самих механизмах, раме или платформе монтируются детали и механизмы систем, обеспечивающих как вспомогательные, так и основные технологические процессы при бурении.

Механизм подачи бурильных труб. Он обеспечивает поддержание необходимой величины осевой нагрузки на породоразрушающий инструмент, а также регулировку скорости подачи бурового инструмента.

У станка это, как правило, гидравлическая система, а у буровых установок - либо канатная, либо комбинированная (канатно-цепная, канатно- гидравлическая и т. п.).

Приборы контроля и органы управления. Для обеспечения эффективного управления процесса проведения основных и вспомогательных технологических операций при бурении станок или установка оборудуется различными приборами и органами управления. Приборы позволяют контролировать осевую нагрузку на забой, давление в гидравлической системе станка и т. д. В ряде случаев на буровой установке устанавливают комплекс контрольно-измерительной аппаратуры. Он может осуществлять контроль практически всех основных технологических параметров бурения: механическую скорость, количество подаваемой в скважину промывочной жидкости, вес бурового снаряда при проведении спускоподъемных операций и т. д.

Органы управления позволяют управлять исполнительными и вспомогательными механизмами и системами станка или установки. К ним относятся рычаги, рукоятки, маховики, переключатели кнопок и т. д.

Вопросы для самопроверки:

1. Назовите назначение бурового станка. Перечислите его основные исполнительные механизмы и их назначение.
2. Какие узлы входят в состав трансмиссии буровых станков? Каково их назначение?
3. Какие машины и системы присутствуют в конструкции станка, кроме исполнительных механизмов?
4. Каково назначение приборов и органов управления бурового станка или установки?

3. Принципиальные схемы компоновки и модификации буровых станков и установок

Компоновка – способ взаимного расположения основных рабочих и вспомогательных механизмов, а также вид их кинематической и конструктивной связи между собой.

Буровые станки и установки компонуются по двум основным схемам – моноблочной и разобщенной.

Моноблочная компоновка используется при проектировании станков, имеющих шпиндельный вращатель. Такие станки называют шпиндельными. В этой схеме основные узлы расположены в непосредственной близости и связаны между собой не только кинематически, но и конструктивно. Небольшие межцентровые расстояния в моноблочной схеме позволяют использовать компактные зубчатые передачи.

Моноблочная компоновка может иметь различные варианты. Например, в станке СКБ-3 (СКБ 200/300) основные узлы и механизмы смонтированы следующим образом: вращатель, лебедка и коробка передач располагаются в одну линию (рис. 3.1). Такое решение упрощает конструкцию станка: исключаются лишние передачи и улучшаются условия работы деталей механизмов. Кроме того, такая компоновка позволяет разместить основные узлы на верхних балках рамы станка. При этом обеспечивается хороший доступ ко всем узлам и местам их соединений для осмотра, регулировки и ремонта. Появляется возможность ремонтировать станок, меняя узлы целиком (так называемый поузловой ремонт).

У станков СКБ-4, СКБ-5, ЗИФ650М и ЗИФ1200МР коробка перемены передач находится под лебедкой (рис. 3.2 и 3.3). Вращение к исполнительным механизмам - вращателю и лебедке передается от коробки передач через редуктор, называемый раздаточной коробкой.

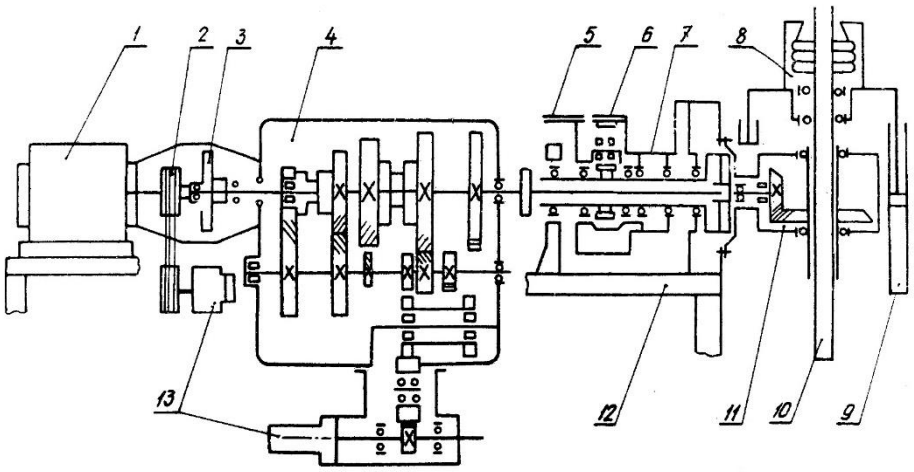


Рис. 3.1. Кинематическая схема станка СКБ-3:

1 – электродвигатель; 2 – клиноременная передача; 3 – фрикционная муфта; 4 – коробка передач; 5 – тормоз спуска; 6 – тормоз подъема; 7 – лебедка; 8 – зажимной патрон; 9 – гидроцилиндры; 10 – шпиндель; 11 – вращатель; 12 – балки основания станка; 13 – маслонасосы

Такая схема монтажа основных узлов, при высокой компактности, имеет ряд недостатков: затруднен доступ к отдельным деталям для осмотра, регулировок и ремонтов, затруднен поузловой ремонт.

По мере увеличения мощности и веса оборудования компактность буровых станков из достоинства становится недостатком. Из-за возросших размеров деталей и механизмов ухудшается доступ к ним для осмотра и ремонта, а также усложняется доставка к месту бурения, в связи с необходимостью их разборки перед транспортировкой и последующей сборкой на новом месте.

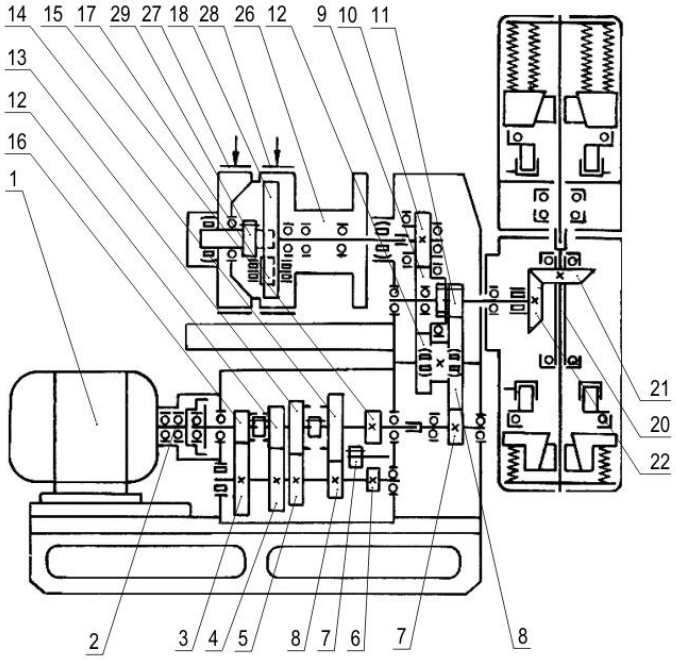


Рис. 3.2. Кинематическая схема станка СКБ-4:

1 – электродвигатель; 2 – муфта сцепления; 3, 4, 5, 8 – шестерни промежуточного вала коробки передач; 6, 7 – шестерни обратного вращения; 10, 11, 19, 23, 24, 25 – шестерни раздаточной коробки; 12, 13, 14, 15 – шестерни вторичного вала коробки передач; 16 – шестерня первичного вала; 17, 18, 29 – шестерни лебедки; 20 – приводная муфта; 21, 22 – шестерни конического редуктора; 26 – лебедка; 27, 28 – тормоза спуска и подъема

Поэтому при разработке крупногабаритных или самоходных установок используют **разобщенную компоновку**. Для нее характерно наличие в большинстве случаев только кинематической связи между узлами или блоками, а также широкое применение цепных и карданных передач, обеспечивающих значительные межцентровые расстояния между механизмами.

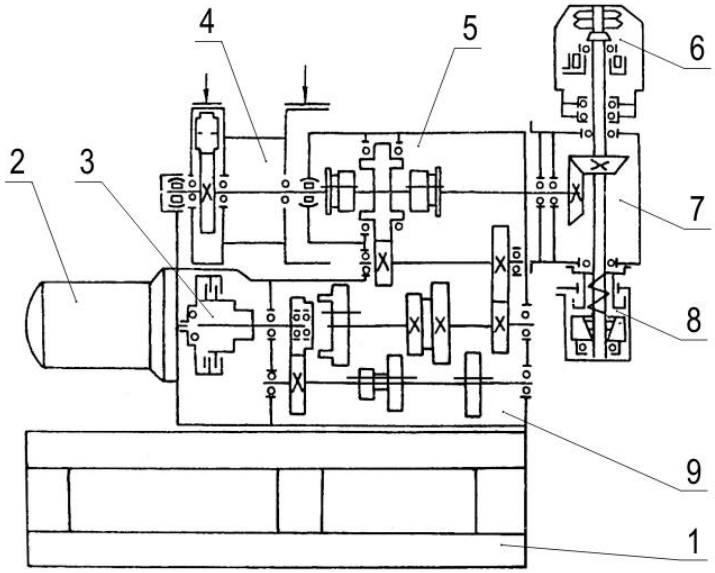


Рис. 3.3. Кинематическая схема станка СКБ-5:
1 – рама; 2 – электродвигатель; 3 – муфта сцепления; 4 – лебедка; 5 – раздаточная коробка; 6, 8 – патроны; 7 – вращатель; 9 – коробка передач

В этом случае установка состоит из отдельных блоков: лебедки, ротора, регулятора подачи, буровой насосной установки, гидросистемы, электрического и гидравлического пультов управления (рис. 3.5).

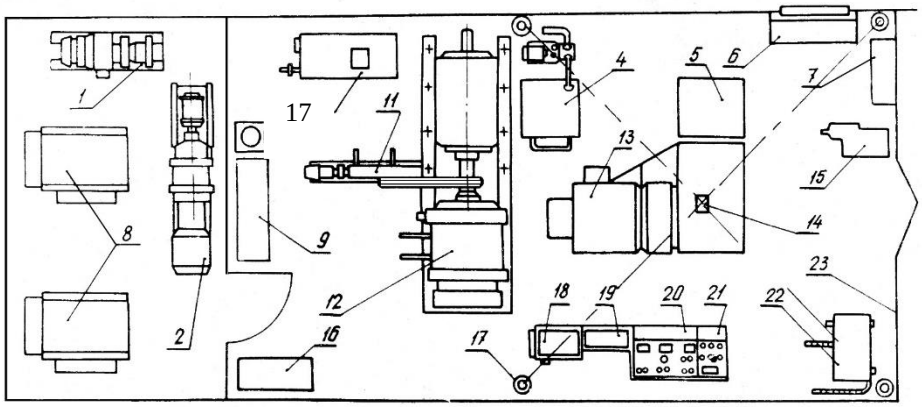


Рис. 3.5. Пример расположения узлов установки с разобщенной компоновкой:
1 – электромашинный усилитель; 2 – главный привод (электродвигатель и генератор); 3 – электростанция; 4 – система охлаждения лебедки; 5 – подсвечник; 6 – верстак; 7 – стеллаж для инструмента; 8 – буровые насосы; 9 – шкаф управления переменного тока; 10 – реостат; 11 – регулятор подачи; 12 – лебедка; 13 – ротор; 14 – устье скважины; 15 – датчик давления; 16 – шкаф управления постоянного тока; 17 – опора вышки; 18 – шкаф тиристорный; 19 – КИП «Курс 613»; 20, 21 – пульты управления; 22 – маслостанция; 23 – буровое здание

Для обеспечения высоких технико-экономических показателей бурения в разнообразных специфических условиях могут использоваться унифицированные буровые комплексы.

Их особенность заключается в возможности переоборудования базовой модели (например, станок СКБ-3) в одну из возможных модификаций, которая лучше всего

удовлетворяет требованиям технологии бурения в конкретных геолого-технических условиях. Основой такого комплекса являются наиболее трудоемкая в изготовлении группа узлов привода и трансмиссии, наличие которой обязательно во всех модификациях.

Сменными являются такие узлы, как:

- коробка передач,
- вращатели с различными диапазонами частот вращения и крутящими моментами, проходным отверстием под бурильные или обсадные трубы разного диаметра,
- средства спуска-подъема, в качестве которых возможно применение лебедок или экстракторов,
- механизмы подачи, отличающиеся величиной хода или развиваемого усилия.

3.1. Описание возможных модификаций

В качестве примера рассматривается унифицированный комплекс, предназначенный для бурения скважин различного назначения на глубину до 300 м.

3.1.1. Базовая модель УКБ 200/300

Она предназначена для колонкового бурения. При этом глубина бурения алмазными коронками достигает 300 м, а твердосплавными - 200 м в обычных геологотехнических условиях. Привод станка может осуществляться от электродвигателя мощностью 13 кВт или от дизеля мощностью 40 л. с. (29,3 кВт).

Установка должна иметь следующие механизмы и узлы:

- буровой станок, состоящий из основания, рамы, коробки передач, лебедки, вращателя с гидравлическим зажимным патроном и гидравлическим механизмом подачи бурильных труб;
- электродвигатель или двигатель внутреннего сгорания для привода бурового станка;
- буровой насос типа НБЗ-120/40;
- мачта типа МР-6.

Установка может выпускаться также в самоходном варианте на шасси грузового автомобиля (например, ЗИЛ-131). Транспортной базой также может служить трактор (например, ТТ-4).

Вращатель шпиндельного типа может быть оснащен гидравлическими или механическими зажимными патронами.

Шпиндель вращателя должен иметь проходное отверстие диаметром 54 мм. Освобождение устья скважины осуществляется отодвиганием бурового станка в сторону с помощью гидросистемы. Давление масла в ней обычно регулируется переливным золотником, установленным в нагнетательной линии. Скорость подачи изменяется дросселем, расположенным на линии слива из нижних полостей гидроцилиндров подачи.

3.1.2. Модификация для труднодоступных условий

Основные отличия этой модификации от базовой модели:

- станок должен разбираться на узлы малого веса (до 500 Н);
- зажимные патроны механические, поскольку они являются более легкими, чем гидравлические, и не требуют для своей работы гидроаппаратуры;
- привод - электродвигатель или карбюраторный двигатель, как более легкий по сравнению с дизелем;
- способ вскрытия устья скважины - отведение вращателя в сторону, в силу отсутствия рамы с гидроцилиндром перемещения;
- отсутствует труборазворот.

3.1.3. Модификация для ударно-вращательного бурения

Основной особенностью этой модификации является наличие низких скоростей вращения шпинделя 15-50 об/мин. В соответствии с этим целесообразнее использовать электродвигатель, который путем переключения может развивать мощность либо 6 кВт, при частоте вращения вала 500 об/мин., либо мощность, равную 7,5 кВт, при частоте вращения 920 об/мин. При этом можно получить два ряда частот вращения шпинделя: 1-й ряд - 25; 45; 80; 120; 185 об/мин; 2-й ряд - 50; 90; 160; 250; 370 об/мин.

3.1.4. Модификация для бурения из подземных горных выработок

Особенностью этой модификации является отсутствие лебедки.

Производство спуско-подъемных операций выполняется с помощью съемных экстракторов. При этом коробка передач, лебедка и вращатель располагаются в одну линию.

Для улучшения транспортировки и монтажа на рабочем месте установка является разборной на узлы малого веса.

Освобождение устья скважины производится отведением в сторону вращателя. Основание с гидроцилиндром перемещения станка исключено. Зажимные патроны механические. Для крепления станка в горной выработке применяются специальные распорные колонки, на которых он монтируется.

Поскольку при бурении горизонтальных скважин затрачивается больше мощности на холостое вращение труб, чем при бурении вертикальных, то установки этой модификации используют двигатели большей мощности - 22 кВт при частоте вращения вала 2910 об/мин.

3.1.5. Модификация для бурения со съемными керноприемными снарядами

У вращателя станка этой модификации увеличен диаметр проходного отверстия до 93 мм. При этом используются механические зажимные патроны, поскольку изготовление гидравлических патронов для труб диаметром 76 и 93 мм связано с усложнением конструкции и утяжелением станка.

Вопросы для самопроверки:

1. Что называется компоновкой бурового станка? Назовите основные схемы компоновок буровых станков.
2. Назовите варианты компоновки основных узлов буровых станков шпиндельного типа, их достоинства и недостатки.
3. Дайте описание модификаций буровых станков, предназначенных для бурения на глубину до 300 м.

4. Буровая установка УКБ-4

4.1. Назначение и параметрыбуровой установки

Передвижная буровая установка УКБ-4П (рис. 4.1) и самоходная - УКБ-4С предназначены для вращательного бурения геологоразведочных скважин глубиной до 300 и 500 м при конечном диаметре соответственно 93 и 59 мм и углах наклона от 90 до 60° в различных геологических условиях.

Технические характеристики буровой установки УКБ-4П приведены в табл. 1.1.

Установка состоит из бурового станка СКБ-4, бурового насоса НБЗ-120/40, транспортной базы ТБ-15, труборазворота РТ-1200М, устройства для смазки колонны УСК, обогреваемого подсвечника ПО – 4/5 , сальника для алмазного бурения СА, элеватора МЗ-50-80 и вертлюга-амортизатора грузоподъемностью 5 т. Кроме того, в состав установки входит буровое здание и мачта типа БМТ-4, допускающая работу свечами длиной 9,5 м.

Грузоподъемность на крюке мачты: номинальная 3,2 т, а максимальная – 8 т. Предельные углы наклона мачты 90-60°, а ее рабочая высота 13,7 м. Ствол мачты состоит из металлической трубы с двумя подкосами. Продольный телескопический подкос позволяет регулировать наклон мачты при бурении. Подъем мачты в рабочее положение и опускание ее при транспортировке производится с помощью двух гидравлических домкратов, работающих от автономной гидросистемы буровой установки.

4.2. Устройство станка СКБ-4

4.2.1. Исполнительные механизмы

Для обеспечения таких технологических процессов при сооружении скважин, как вращение колонны бурильных труб и осуществление спуска или подъема колонны в скважине, станок СКБ-4 имеет два исполнительных механизма – вращатель и лебедку.

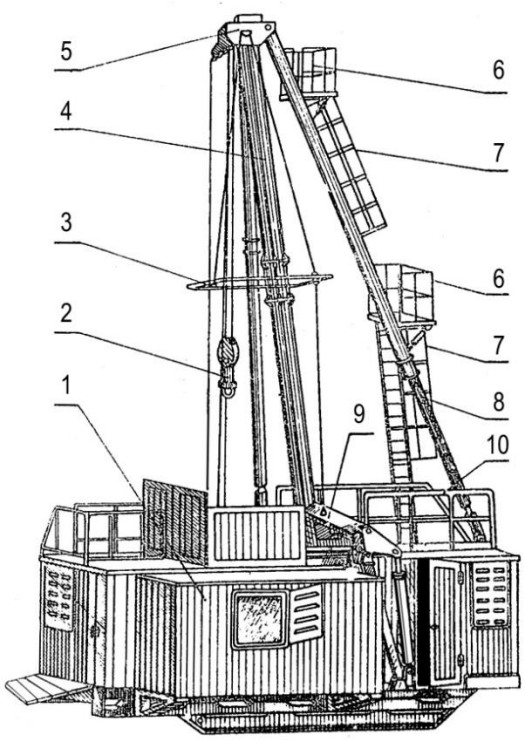


Рис. 4.1. Установка УКБ-4П:
1 – буровое здание; 2 – элеватор; 3 – свечеприемник; 4 – ствол; 5 – кронблок; 6, 10 – площадки; 7 – лестницы; 8 – подкос; 9 – портал

4.2.1.1. Вращатель

Внешний вид вращателя представлен на рис. 4.2, разрез – на рис. 4.3.

Назначение вращателя – передать крутящий момент и частоту вращения от трансмиссии станка к ведущей бурильной трубе. Кроме того, конический редуктор вращателя позволяет поворачивать ось вращения шпинделя (и, соответственно, ведущей бурильной трубы) в вертикальной плоскости. А это позволяет фиксировать вращатель на корпусе станка под различными углами к горизонту и бурить наклонные скважины.

Основой вращателя является конический редуктор, состоящий из вала-шестерни 1 (рис. 4.3) и находящейся с ней в зацеплении конической шестерни 2. Они вращаются в подшипниках 3, 4 и 5, установленных в корпусе 6. Шестерня 2 передает крутящий момент приводной муфте 7. Она вращается в подшипниках 8, и через шестерню 2 – в подшипнике 5, которые установлены в корпусе вращателя.

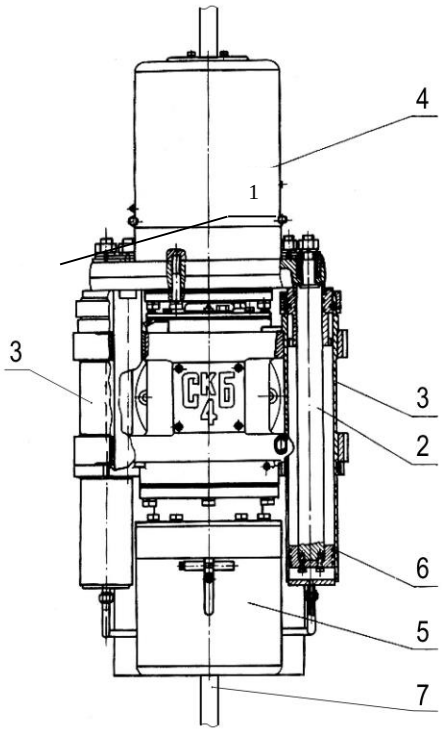


Рис. 4.2. Вращатель. Внешний вид:
1 – траверса; 2 – шток; 3 – гидроцилиндры; 4 – верхний зажимной гидропатрон; 5 – нижний зажимной гидропатрон; 6 – поршень; 7 - ведущая бурильная труба

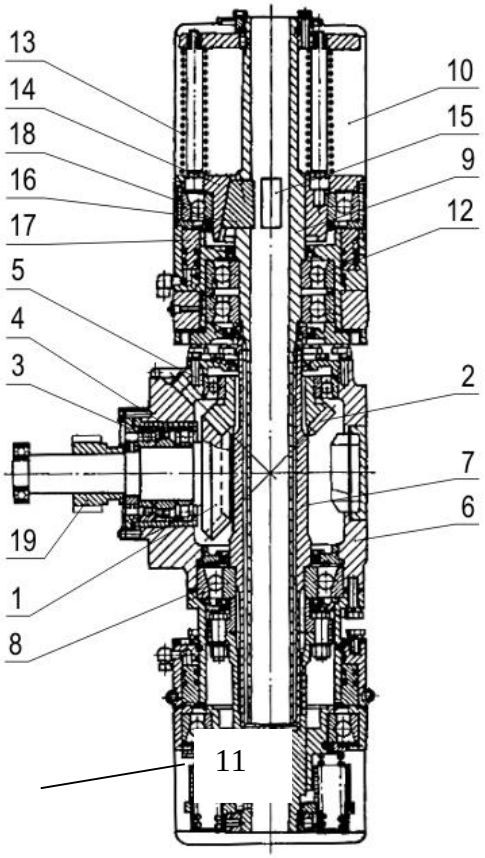


Рис. 4.3. Вращатель. Разрез:
1 – вал-шестерня; 2 – коническая шестерня; 3, 4, 5, 8, 12 - подшипники; 6 – корпус вращателя; 7 – приводная муфта; 9 – шпиндель; 10 – верхний зажимной патрон; 13 – пружина; 14 – коническая обойма; 15 – окно; 16 – кулачок: 17 – кольцевой поршень; 18 – упорный подшипник; 19 – подвижная шестерня

Внутренняя поверхность муфты 7 также изготовлена в виде продольных пазов, называемых шлицами. В эти шлицы вставлена еще одна цилиндрическая деталь, называемая шпинделем 9.

Шпиндель имеет шлицевую наружную поверхность. По шлицам он может перемещаться в муфте 7 относительно корпуса вращателя в осевом направлении и одновременно вращаться. Таким образом, крутящий момент от трансмиссии станка передается шпинделю через конический редуктор и шлицевую муфту.

В свою очередь, от шпинделя крутящий момент передается ведущей бурильной трубе, при помощи зажимного гидравлического патрона 10, сконструированного на верхней части шпинделя. Перемещение шпинделя и зажимного патрона в осевом направлении обеспечивается при помощи массивной стальной балки 1 (см. рис. 4.2), которая называется траверсой. Траверса связана с гидросистемой станка двумя штоками 2, находящимися в гидроцилиндрах 3, закрепленных на корпусе вращателя.

Верхний конец шпинделя вращается в подшипниках 12 (см. рис. 4.3), установленных в траверсе.

Компоновка станка СКБ-4 позволяет смонтировать гидравлический механизм подачи бурильных труб на корпусе вращателя. Верхний зажимной патрон, обеспечивающий механическую связь шпинделя с ведущей бурильной трубой, устроен следующим образом.

Пружины 13 (см. рис. 4.3) гидропатрона давят на коническую обойму 14, и она, перемещаясь, выдавливает в окна 15 шпинделя три кулачка 16, которые и зажимают ведущую бурильную трубу, находящуюся в шпинделе.

При раскреплении гидроцилиндра кольцевой поршень17 за счет давления масла в гидросистеме давит на обойму 14 через упорный подшипник 18 и, преодолевая давление пружин 13, освобождает кулачки 16.

Таким образом, при отсутствии давления масла в механизме подачи ведущая бурильная труба постоянно зажата в верхнем гидропатроне. Такой патрон называется постоянно замкнутым, в отличие от нижнего 11 (см. рис. 4.3), который постоянно разомкнут.

Нижний патрон закреплен не на подвижной траверсе, а на корпусе станка. Его назначение – обеспечивать вращение колонны бурильных труб во время перемещения траверсы со шпинделем из крайнего нижнего положения в крайнее верхнее. Эта процедура называется обратным перехватом.

4.2.1.2. Лебедка

Назначение лебедки – обеспечить наматывание и сматывание каната талевой системы буровой установки при проведении спуско-подъемных операций с бурильными обсадными трубами.

Она должна соответствовать ряду требований:

- обеспечить необходимый крутящий момент, достаточный для подъема колонны бурильных и обсадных труб из скважины;
- обеспечить достаточное число оборотов барабана, чтобы скорость подъема или спуска была оптимальна;
- иметь возможность реверса, т. е. возможность изменения направления вращения барабана, при переходе от спуска к подъему и обратно;
- иметь удобное управление.

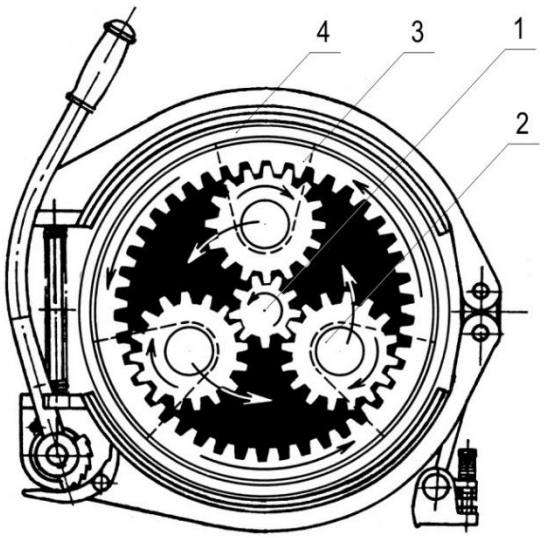


Рис. 4.4. Схема планетарного механизма лебедки:
1 – солнечная шестерня; 2 – сателлит; 3 – зубчатый венец; 4 – шкив водила (шкив тормоза подъема)

Этим условиям удовлетворяет лебедка станка СКБ-4, имеющая отдельный редуктор, обладающий достаточной компактностью и большим передаточным числом. Это редуктор планетарного типа.

Схема работы редуктора лебедки приведена на рис. 4.4, а устройство – на рис. 4.5.

Крутящий момент от трансмиссии станка передается через вал лебедки «солнечной» шестерне 1. Та, в свою очередь, передает его трем шестерням, называемым сателлитами 2, а сателлиты – зубчатому венцу 3. Вокруг зубчатого венца установлен тормозной шкив 4 (рис. 4.5), связанный с барабаном 5. Барабан вращается на валу 6 в двух подшипниках 7.

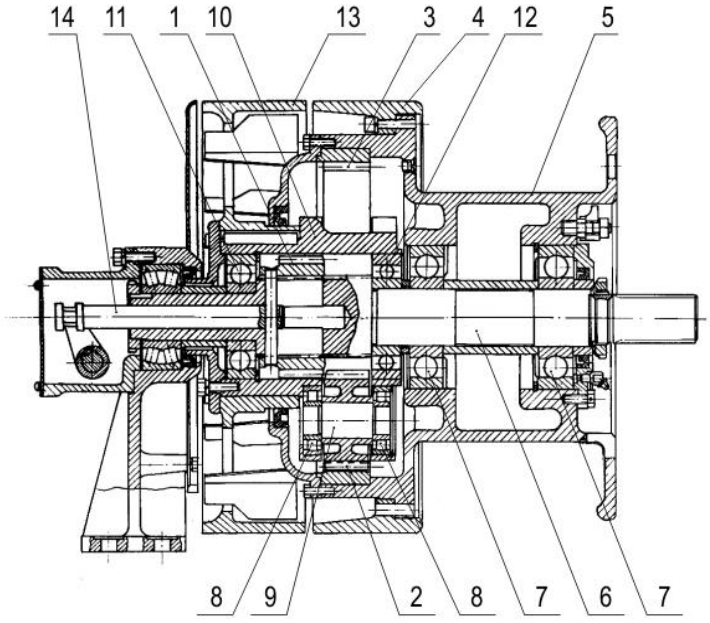


Рис. 4.5. Лебедка:
1 – солнечная шестерня; 2 – сателлит; 3 – зубчатый венец; 4 – шкив тормоза спуска; 5 – барабан; 6 – вал барабана; 7 – подшипник барабана; 8 – подшипник сателлита; 9 - ось сателлита; 10 – водило; 11, 12 – подшипники водила; 13 – шкив тормоза подъема; 14 – шток включения лебедки

Сателлиты вращаются в подшипниках 8 на осях 9. Оси установлены в детали, называемой водило 10. Водило, в свою очередь, вращается вокруг оси барабана на двух подшипниках 11 и 12. Оно соединено с тормозным шкивом 13, называемым шкивом тормоза подъема..

При торможении шкива водила колодочным тормозом оси сателлитов становятся неподвижными и крутящий момент

от солнечного колеса передается 29 атому венцу и связанному с ним, барабану лебедки.

Барабан, вращаясь, наматывает канат. В момент, когда необходимо прекратить подъем, тормозной шкив водила растормаживают, разжимая колодки, и барабан, за счет веса колонны бурильных труб, канатом начинает разматываться. Для того чтобы этот процесс проходил под контролем, тормозят шкив 4 тормоза спуска.

Таким образом, управление лебедкой происходит при помощи двух колодочных тормозов (рис. 4.6) – тормоза спуска и тормоза подъема.

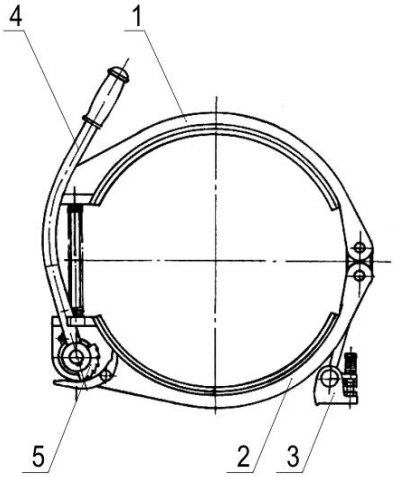


Рис. 4.6. Тормоз лебедки:
1, 2 – тормозные колодки; 3 – опора тормоза; 4 – рукоятка управления; 5 – храповой механизм фиксации тормоза

Они имеют по две колодки 1 и 2, охватывающие тормозные шкивы лебедки. Колодки закреплены на станке при помощи опоры 3, сжимаются и разжимаются рукояткой 4, тормозя шкивы (поз. 2 и 3 на рис. 2.1). Для отключения лебедки от трансмиссии станка, во время бурения, солнечная шестерня может перемещаться по валу 6 (рис. 4.5) в осевом направлении при помощи штока 14. При этом она выходит из зацепления с сателлитами и планетарный редуктор оказывается отключенным от вала 6, связанного с трансмиссией станка. Перемещение штока 14 производится рукояткой, находящейся слева от тормозных шкивов лебедки (поз. 1 рис. 2.1.).

4.2.2. Трансмиссия станка

Предназначена для передачи крутящего момента и частоты вращения от вала двигателя к исполнительным механизмам. В ее состав входят три узла: ***муфта сцепления, коробка перемены передач и раздаточная коробка.***

4.2.2.1. Муфта сцепления

Она предназначена для соединения вала электродвигателя и первичного вала коробки передач, а также для кратковременного их разъединения, с целью переключения зацепления шестерен в коробке передач. В буровом станке СКБ-4 используется муфта сцепления, заимствованная от автомобиля ЗИЛ 130.

Принципиальное устройство муфты сцепления приведено на рис. 4.7.

На валу электродвигателя 1 установлен ведущий диск 2, имеющий кольцевую поверхность, к которой прижимается ведомый диск 3. Прижимается он за счет усилия пружин 4, которые находятся в корпусе нажимного диска 5, закрепленном на ведущем диске. Пружины давят на нажимной диск 6 и зажимают ведомый диск между ведущим и нажимным. Крутящий момент от ведущего диска ведомому передается через фрикционные кольцевые накладки 7, которые с двух сторон приклепываются к ведомому диску.

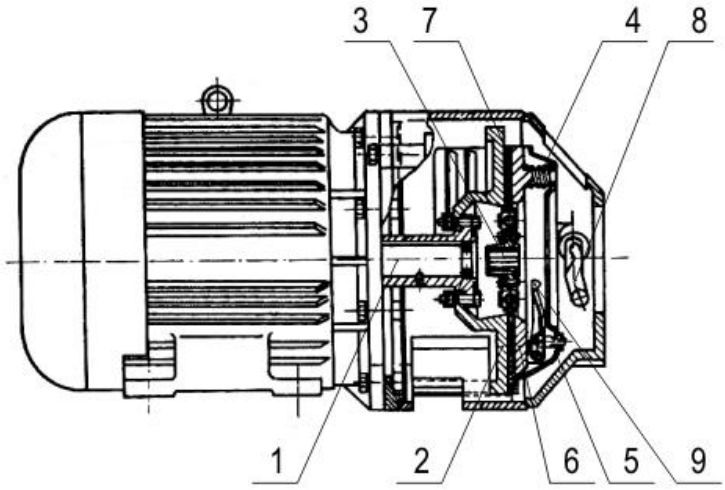


Рис. 4.7. Сцепление станка СКБ-4:
1 – вал электродвигателя; 2 – ведущий диск; 3 - ведомый диск; 4 – пружины нажимные; 5 – корпус нажимного диска; 6 – нажимной диск; 7 – фрикционные накладки; 8 - вилка; 9 – лепестки нажимного диска

В центральной части ведомого диска находится шлицевая ступица, в которую вставляется первичный вал коробки передач (поз. 1. рис. 4.8). На нем находится выжимной подшипник 2, который может перемещаться по валу в осевом направлении вилкой 8 (см. рис. 4.7). Вилка связана с рычагом 6 (см. рис. 2.1), находящимся снаружи корпуса муфты сцепления. С его помощью происходит включение и выключение муфты.

Выжимной подшипник при помощи рычага включения сцепления 6 (см. рис. 2.1) и вилки 8 (см. рис. 4.7) передает давление на лепестки нажимного диска 9. Они сжимают пружины 4 и, таким образом, раздвигают сжатые ведомый и нажимной диски, освобождая зажатый между ними ведомый 3 диск. Валы электродвигателя и коробки передач оказываются разъединенными.

Для включения муфты необходимо переместить рычаг включения обратно, и пружины снова зажмут ведом[32]иск между ведущим и нажимным. Рукоятка управления муфтой сцепления фиксир[32]я снаружи корпуса сцепления в двух положениях: «включено» и «выключено».

4.2.2.2. Коробка перемены передач

Она предназначена для ступенчатого изменения величины крутящего момента и чисел оборотов, передаваемых от электродвигателя к раздаточной коробке. Кинематическая схема коробки передач приведена на рис. 3.2.

Коробка передач заимствована от автомобиля ЗИЛ 130 и имеет пять прямых и одну обратную передачу. Она представляет собой редуктор (см. рис. 4.8), в котором изменение чисел оборотов и крутящего момента происходит за счет перемещения двух зубчатых муфт с синхронизаторами 3 и 4. Они могут входить в зацепление с шестернями 5, 6, 7, 8,

имеющими различное количество зубьев и диаметр. При этом изменяется суммарное передаточное число шестерен, находящихся в зацеплении. Перемещают зубчатые муфты по валам коробки стальные вилки 9, 10, 11, которые в свою очередь перемещаются рычагом переключения передач 12 (см. рис. 2.1, поз 7).

4.2.2.3. Раздаточная коробка

Раздаточная коробка предназначена для удваивания количества передач, передаваемых от коробки передач, а также для передачи крутящего момента на лебедку и вращатель. Она (см. рис. 4.8) представляет собой вертикальный редуктор, нижняя часть которого соединена с коробкой передач, а верхняя с вращателем и лебедкой.

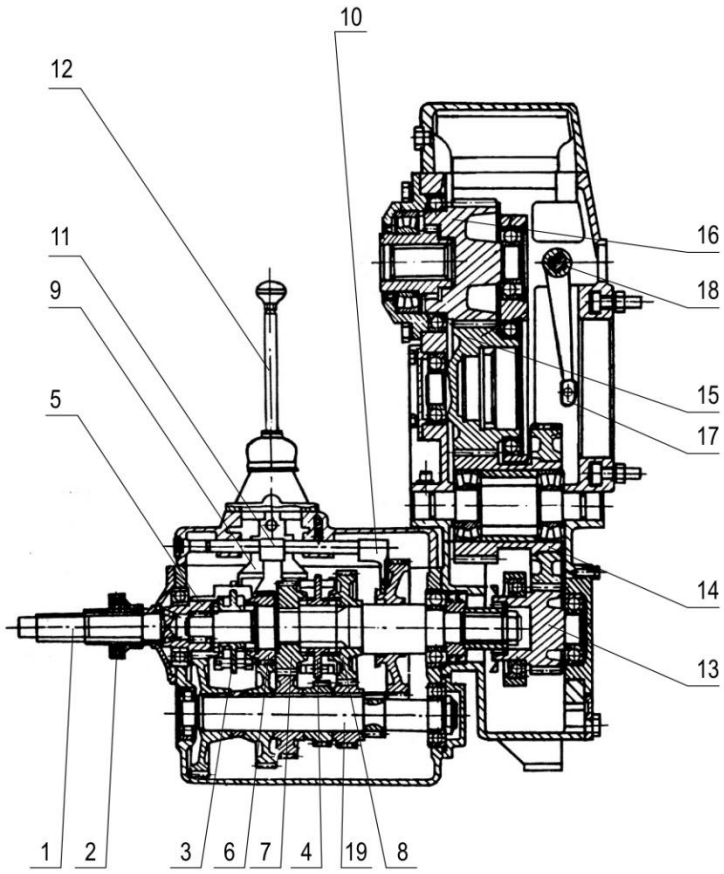


Рис. 4.8. Трансмиссия станка СКБ-4:

1 – первичный вал коробки передач; 2 – выжимной подшипник; 3, 4 – синхронизаторные муфты; 5, 6, 7, 8 – шестерни первичного вала; 9, 10, 11 – вилки переключения передач; 12 – рычаг переключения передач; 13 – шестерня раздаточной коробки; 14 – блок шестерен; 15 – шестерня привода вращателя; 16 – шестерня привода лебедки; 17 – вилка включения вращателя; 18 – ось вилки; 19 – вторичный вал коробки передач с шестернями

Крутящий момент от коробки передач при помощи шестерни 13 и блока шестерен 14 передается шестерням 15 и 16. Шестерня 16 имеет центральное шлицевое отверстие, в которое устанавливается шлицевой вал лебедки (поз. 6 рис. 4.5). Таким образом, он постоянно вращается при работе станка.

Шестерня 15 имеет ступенчатое осевое отверстие. При этом одна из ступеней выполнена в виде зубчатого венца. В этом отверстии размещается подвижная шестерня вращателя (см. поз. 19 на рис. 4.3.). Она имеет возможность двигаться по шлицам вала-шестерни в осевом направлении. Перемещение шестерни 19 обеспечивается вилкой (см. поз. 17 на рис. 4.8), сухари которой входят в кольцевую проточку, сделанную на наружной

поверхности шестерни. Вилка же перемещается относительно оси 18 рукояткой управления раздаточной коробкой (см. поз. 8 на рис. 2.1).

Таким образом, перемещая вилкой шестерню 19 (см. рис. 4.3), ее можно ввести в зацепление: с шестерней 15 (см. рис. 4.8), одной из шестерен блока 14 или вывести из зацепления вообще (нейтральное положение). В первом случае можно получить один ряд чисел оборотов на шпинделе, во втором случае – второй, а в третьем – отключить вращатель от трансмиссии.

4.3. Системы станка

Для выполнения ряда технологических операций в процессе бурения и с целью механизации производственных процессов станки могут оснащаться различными системами, выполняющими эти операции и процессы.

В буровом станке СКБ-4 такой системой является гидравлическая система.

4.3.1. Гидравлическая система

Гидросистема станка обеспечивает работу механизма подачи бурового инструмента в скважину при бурении. Кроме того, с ее помощью станок перемещается от скважины к скважине для освобождения устья при производстве спуско-подъемных операций.

При работе механизма подачи гидросистема обеспечивает выполнение следующих операций:

- закрепление и раскрепление ведущей бурильной трубы в верхнем и нижнем гидропатронах;
- перемещение траверсы со шпинделем в осевом направлении и остановку ее в любом положении;
- осевую нагрузку на траверсу с контролем давления;
- автоматическое и полуавтоматическое перекрепление бурового снаряда гидропатронами с перемещением ведущей бурильной трубы (обратный перехват);
- аварийный подъем бурового снаряда на длину штоков цилиндров при остановке приводного двигателя станка.

Принцип работы гидросистемы станка заключается в следующем:

Масло по трубопроводам, под давлением, подается в гидроцилиндры и заставляет перемещаться поршни, находящиеся в них. Поршни перемещают штоки, связанные с ними, а те, в свою очередь, детали механизмов.

Гидросистема станка СКБ 4 (рис. 4.9) состоит из следующих основных элементов:

- маслобак;
- трубопроводы;
- маслонасос с приводом от электродвигателя;
- ручной маслонасос;
- распределитель;
- прибор управления с дросселем;
- предохранительные клапаны;
- золотники;
- цилиндры;
- поршни;
- штоки.

Гидросистема станка управляет исполнительными механизмами при помощи ***двух систем управления***:

- ***четырехпозиционный распределитель*** (см. поз. 9 рис. 2.1 и поз. 1 на рис. 4.9) направляет масло к гидропатронам 2 и 3, закрепляя и раскрепляя их, а также в гидроцилиндры 4 механизма подачи при быстром подъеме (перехвате);

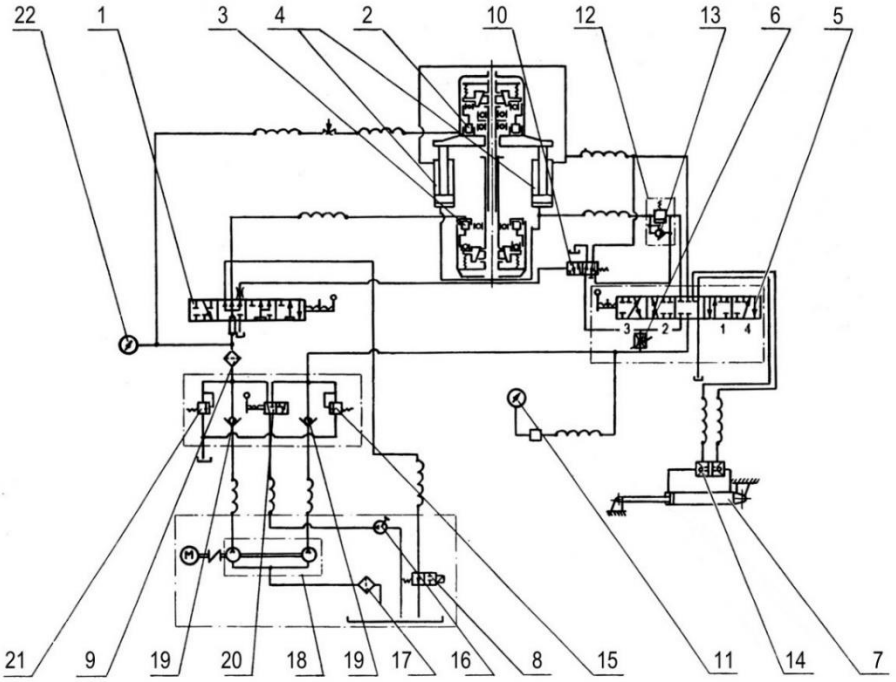


Рис. 4.9. Гидросистема станка СКБ-4:

1 – четырехпозиционный распределитель; 2 – верхний гидропатрон; 3 – нижний гидропатрон; 4 – цилиндры подачи; 5 – пятипозиционный прибор управления; 6 – дроссель; 7 – цилиндр перемещения станка; 8 – электрозолотник; 9 – фильтр пластинчатый; 10 – золотник быстрого подъема; 11 – указатель давления; 12 – регулятор подачи бурового снаряда; 13 – обратный клапан регулятора подачи; 14 – гидрозамок; 15 – клапан предохранительный; 16 – насос ручной; 17 – фильтр; 18 – насос пластинчатый; 19 – клапан обратный; 20 – переключатель работы ручного насоса; 21 – клапан предохранительный; 22 - манометр

- ***пятипозиционный прибор управления*** (см. поз.10, рис 2.1 и поз. 5, на рис. 4.9) с дросселем 6 направляет масло в гидроцилиндры механизма подачи для создания осевой нагрузки, а также в гидроцилиндр перемещения станка от скважины к скважине. Дроссель – устройство, регулирующее величину потока и давление масла в трубопроводе, а следовательно, давление в гидроцилиндрах.

Основные операции, осуществляющиеся при помощи гидросистемы, производятся следующим образом.

Закрепление верхнего гидропатрона 2 (см. рис. 4.9) производится при установке распределителя 1 в положение «закрепить» (положение распределителя, как на рис. 4.9) Поток масла через электрозолотник 8 направляется на слив в маслобак. Давление в гидравлических полостях зажимных патронов 2 и 3 отсутствует. В верхнем гидропатроне ведущая бурильная труба зажимается по действием усилия винтовых пружин. В это время нижний гидропатрон под действием таких пружин находится в раскрепленном состоянии.

Раскрепление верхнего гидропатрона 2 (см. рис. 4.9) производится при установке распределителя 1 в положение «раскрепить» (крайнее правое положение распределителя на рис. 4.9). Масло поступает в верхний гидропатрон 2 и давит на кольцевой поршень. Он поднимается вверх и позволяет раздвинуться кулачкам. Ведущая бурильная труба раскрепляется. Нижний гидропатрон в это время также остается раскрепленным.

Перехват ведущей трубы происходит при установке распределителя в позицию «перехват» (см. на рис. 4.8 поз. 3 слева). Масло под давлением, через фильтр 18, поступает в верхний патрон и через распределитель – в нижний. Патроны перекрепляются. По мере

повышения давления в системе срабатывает золотник быстрого подъема 10, обеспечивая поступление масла в нижние полости гидроцилиндров 4. Траверса вращателя быстро перемещается вверх, двигаясь относительно вращающейся на месте ведущей бурильной трубы.

Перекрепление патронов может быть выполнено и без совершения быстрого подъема траверсы. При установке распределителя в позицию «обратный перехват» (распределитель на рис 4.9 в верхнем крайнем левом положении) патроны также перекрепляются, только масло не поступает к золотнику быстрого подъема, и быстрый подъем траверсы не происходит.

Подача шпинделя вниз является рабочей подачей при бурении скважин, особенно тогда, когда веса бурового снаряда недостаточно для обеспечения необходимой осевой нагрузки. Прибор управления 5 (см. рис. 4.9) устанавливается в положение «вниз» (положение 1 на рис. 4.9). Масло под давлением подается в верхние полости цилиндров подачи 4. Величина давления регулируется маховиком дросселя 6 и контролируется стрелочным указателем давления 11 (см. на рис. 2.1. поз 13).

При движении штоков масло поршнями вытесняется из полостей цилиндров через регулятор подачи 12, в маслобак через прибор управления 5 и золотник быстрого подъема 10.

Регулятор подачи представляет собой дроссель, который регулирует диаметр сливного отверстия в трубопроводе так, чтобы давление в нижних полостях цилиндров было больше веса бурового снаряда на величину необходимой осевой нагрузки.

Подача шпинделя вверх производится установкой прибора управления 5 в позицию «вверх» (см. поз. 2 на рис. 4.9). Масло подается в нижние полости цилиндров 4 через обратный клапан 13 регулятора подачи 12. Давление регулируется дросселем 6 и контролируется прибором 11.

Остановка шпинделя производится установкой прибора управления в позицию «Стоп» (положение прибора управления, как на рис. 4.9). В этом случае нижние и верхние полости гидроцилиндров запираются.

Перемещение станка в скважине или от скважины осуществляется при постановке прибора управления 5 в позицию «от скважины» или «к скважине» (см. поз. 3 или 4 на рис. 4.9) и повышая давление масла в системе дросселем 6. При этом масло нагнетается в поршневую или штоковую полости цилиндра перемещения станка (см. поз. 7 на рис. 4.9).

Вопросы для самопроверки:

1. Перечислите основные детали и расскажите устройство вращателя станка СКБ-4. Как конструкция вращателя связана с механизмом подачи? В какой последовательности работают зажимные патроны станка?
2. Назовите назначение лебедки станка СКБ-4 и перечислите требования, которым она должна удовлетворять.
3. Расскажите принцип работы редуктора лебедки и способы управления им.
4. Назовите назначение трансмиссии станка СКБ-4 и устройство муфты сцепления.
5. Расскажите назначение и устройство коробки передач и раздаточной коробки станка СКБ-4.
6. Перечислите операции, выполняемые гидравлической системой СКБ-4. Каков принцип ее работы?
7. Расскажите работу гидросистемы станка при закреплении, раскреплении, перехвате, быстром подъеме и перекреплении гидропатронов.
8. Расскажите работу гидросистемы станка при необходимости подачи бурового снаряда на забой, подачи шпинделя от забоя и остановке шпинделя.
9. Каким образом работает гидросистема при перемещении станка от скважины к скважине?

Литература

1. Марамзин, А. В. Технические средства для алмазного бурения / А. В. Марамзин, Г. А. Блинов, А. А. Галиопа. – Л.: Недра, 1982. – 335 с.
2. Блинов, Г. А. Справочное руководство мастера геологоразведочного бурения / Г. А. Блинов, В. И. Васильев, Ю. Б. Бакланов и др. – Л.: Недра, 1983. – 400 с.
3. Сергиенко, И. А. Основы проектирования установок разведочного бурения / И. А. Сергиенко. – М.: Полиграфист, 1975. – 109 с.
4. Станок буровой СКБ-4. Паспорт и инструкция по эксплуатации.
5. Воздвиженский, Б. И. Колонковое бурение / Б. И. Воздвиженский, С. А. Волков, А. С. Волков. – М.: Недра, 1982. – 359 с.

МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

С. Г. Эйнгорн, Н. Н. Дерябин

Буровые машины и механизмы

Методические указания
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Буровые машины и механизмы»
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки
Специализация Технология и техника разведки МПИ
очного и заочного обучения

Екатеринбург
2020

Оглавление

Введение……..3
1. Методика расчета колонны бурильных труб……..3
1.1. Расчет напряжений в верхней части колонны…….....3
1.2. Расчет затрат мощности на бурение…….…….4
2. Расчет напряжений в нижней части
колонны бурильных труб……..…….8
3. Расчет бурильной колонны на выносливость……..…….9
Приложения……11

ВВЕДЕНИЕ

Курсовой проект по дисциплине «Буровые машины и механизмы» имеет своей целью закрепление теоретических знаний, полученных ими при изучений курса, а также привитие им навыков проектирования.

В методических указаниях представлен полный перечень вопросов которые должны быть рассмотрены в курсовом проекте, даны общие указания по структуре проекта и методике решения вопросов, связанных с выбором бурового инструмента (бурильных труб) и его прочностным расчетом.

Колонна бурильных труб выбирается исходя из заданной конструкции скважины в соответствии с маркой станка, способом бурения.

При бурении колонна бурильных труб подвергается воздействию разнообразных нагрузок, поэтому в трубах и их соединениях одновременно возникают напряжения сжатия $\sigma_{сж}$, растяжения $\sigma_р$, кручения τ, изгиба $\sigma_{из}$. Характер сочетания этих нагрузок определяется сечением, для которого производится расчет.

1. Методика расчета колонны бурильных труб

Прочностной расчет производится для верхней и нижней части колонны бурильных труб, а также для «нулевого сечения».

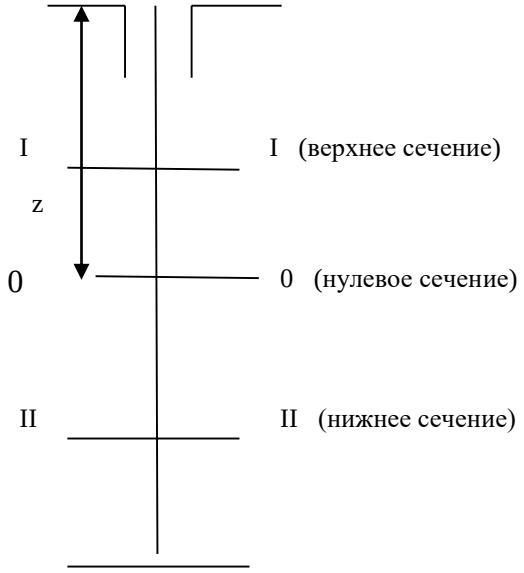


Рис. 1. Характерные сечения колонны бурильных труб. I-I – верхнее сечение; II-II – нижнее сечение; 0-0 – «нулевое сечение»; z – координата рассматриваемого сечения бурильной колонны растянутый участок колонны от нулевого сечения до устья скважины – знак «+», сжатый участок от нулевого сечения до забоя – знак «-».

1.1.Расчет напряжений в верхней части колонны

Здесь необходимо произвести расчет возникающих в колонне растягивающих напряжений – $\sigma_р$, и касательных напряжений – τ, поскольку и при бурении с «разгрузкой» и подъеме колонны с вращением механизм подачи станка удерживает колонну в подвешенном состоянии или поднимает ее.

Напряжение растяжения в верхнем сечении:

$$\sigma_р = Q_{кр}/F \ ; \qquad (1.1)$$

где $Q_{кр}$ – нагрузка на крюке, Н; F – площадь опасного сечения, м^2.

$$Q_{кр} = Q \cdot K \; ; \qquad (1.2)$$

где Q – вес снаряда, Н; K – коэффициент прихвата снаряда в скважине.

Вес снаряда, находящегося в скважине, заполненной промывочной жидкостью:

$$Q = \alpha \cdot q \cdot L \, (\sin \theta + f \cos \theta) \, (1 - \gamma_ж/\gamma_т) \; ; \qquad (1.3)$$

где α – коэффициент, учитывающий массу соединительных элементов, 1,3 – для муфто-замковых, 1,0 – для ниппельных; q – вес 1 м. бурильных труб, Н/м; L – суммарная длина труб, м; θ – угол наклона скважины к горизонту, град; f – коэффициент трения материала труб о горную породу; $\gamma_ж$ – удельный вес промывочной жидкости, Н/м^3; $\gamma_т$ – удельный вес материала труб ($5*10^4$ – ЛБТ, $7*10^4$ - СБТ), Н/м^3.

Напряжение кручения рассчитывается по следующей формуле:

$$\tau = M_б/W_р \; ; \qquad (1.4)$$

где $M_б$ – крутящий момент, возникающий при бурении, Н/м; $W_р$ – полярный момент сопротивления опасного сечения, м^3.

Крутящий момент при бурении:

$$M_б = N_б/\omega, \qquad (1.5)$$

где $N_б$ – мощность, затрачиваемая на вращение колонны бурильных труб $N_{тр}$, кВт; ω – угловая скорость вращения снаряда, с$^{-1}$.

Величина $W_р$ определяется:

$$W_р = (d_н^4 - d_в^4)/d_н, \qquad (1.6)$$

где $d_Н$ – наружный диаметр бурильных труб с учетом износа, м; $d_В$ – внутренний диаметр бурильных труб с учетом износа, м.

Величина ω определяется:

$$\omega = (\pi \cdot n)/30, \qquad (1.7)$$

где n – число оборотов бурового снаряда при бурении, об/мин.

1.2.Расчет затрат мощности на бурение

Мощность, отбираемая от двигателя бурового станка, определяется следующим уравнением:

$$N_б = N_{СТ} + N_{ТР} + N_З, \;\; кВт \;\; , \qquad (1.8)$$

где $N_б$ - мощность отбираемая от двигателя бурового станка, кВт;

$N_{ст}$ - потери мощности на холостое вращение валов, шестерен, подшипников и других деталей трансмиссии станка, кВт;

$N_{тр}$- затраты мощности на вращение бурильных труб в скважине, кВт;

$N_З$ - затраты мощности, необходимые для разрушения забоя, кВт.

1.2.1. Расчет затрат мощности, расходуемой в трансмиссии станка

Величина $N_{ст.}$ в формуле 1.8 рассчитывается так:

$$N_{ст} = A + B\,n, \quad \text{кВт} \ , \tag{1.9}$$

где A - коэффициент учитывающий затраты мощности в узлах станка, работающих с постоянной частотой вращения: масляный насос, клиноременная передача, фрикцион и т.п.
B - коэффициент, учитывающий потери мощности на вращение деталей станка работающих с различной частотой вращения: редуктор вращателя,
подшипники, валы коробки передач и т. д.
n - частота вращения шпинделя бурового станка, об/мин.

Значения чисел оборотов буровых станков приведены в таблице 1.1. Величины коэффициентов A, B приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.1

Технологические характеристики буровых станков

Тип бурового станка	Частоты вращения на различных передачах, об/мин.
СКБ 50/100	115, 305, 325, 590, 645, 1000, 1170, 2000
СКБ 200/300 (СКБ-3)	110, 160, 200, 290, 355, 515, 555, 805, 815, 1180
СКБ 300/500 (СКБ-4)	155, 279, 394, 493, 637, 710, 1100, 1600
СКБ 500/800 (СКБ-5)	120, 257, 340, 407, 539, 715, 1130, 1500
ЗИФ 650М	87, 118, 254, 340, 576, 800
ЗИФ 1200МР	75, 136, 231, 288, 336, 414, 516, 600

Таблица 1.2

Значения коэффициентов A, B для буровых станков

Тип станка	Мощность привода, кВт	Значения коэффициентов	
		A	B
УКБ 50/100	11,7	0,4	$1{,}7*10^{-3}$
УКБ 200/300	13,0	0,7	1,8*10-3
УКБ 4	22,0	2,2	1,9*10-3
УКБ 5	30,0	5,1	2,1*10-3
ЗИФ 650	30,0	5,1	2,1*10-3
ЗИФ 1200	55,0	10,4	6,4*10-3

1.2.2. *Расчет затрат мощности на вращение колонны*

Затраты мощности, необходимые на вращение колонны бурильных труб в скважине, рассчитываются по эмпирической формуле, разработанной на основании экспериментальных исследований, выполненных в СКБ НПО «Геотехника».

$$N_{тр} = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \,[0{,}92 \cdot 10^{-8}\,(0{,}9+0{,}01\delta)\,D\,\frac{g}{(EI)^{0.16}} \cdot n^{1{,}85}$$
$$L^{0{,}75}\,(1+0{,}44 \cdot \cos\Theta) + 1 \cdot 10^{-5}\,\delta\,n\,P] \ , \tag{1.10}$$

где K_1 - коэффициент, учитывающий применение антивибрационной смазки бурильных труб или эмульсионных растворов;
K_2 - коэффициент, учитывающий возможное увеличение диаметра скважины в процессе бурения;
K_3 - коэффициент, учитывающий тип колонны бурильных труб для СБТМ K_3=1,3, для СБТН – 1,0;
K_4 - коэффициент, учитывающий кривизну бурильных труб;
δ - расстояние между бурильной трубой и стенкой скважины, мм;

D - диаметр скважины, мм. Принимается равным диаметру коронки + 2мм;

L - длина скважины, м;

n - частота вращения коронки при бурении, об/мин;

EI - жесткость бурильных труб, Н/м^2
где E – модуль Юнга, Н/м^2, I – осевой момент инерции поперечного сечения бурильной трубы, м^4;

g - масса одного метра бурильных труб, кг;

Θ - угол наклона оси скважины к горизонту, градус;

P - осевая нагрузка, кН.

Коэффициент K_1 при использовании антивибра-ционной смазки или эмульсии – 0,65. При использовании обычных глинистых растворов K_1 = 1,1, при использовании глинистых растворов с повышенным удельным весом и вязкостью K_1 = 1,3.

Величина коэффициента K_2 меняется в зависимости от целостности и состояния пород, в которых бурится скважина. Если состояние породы позволяет увеличить диаметр скважины в процессе бурения (вследствие разбуривания, осыпания стенок и т. д.), коэффициент K_2 = 1,0 - 1,4. Если бурение ведется в монолитных породах или в скважине, обсаженной стальными трубами, K_2 = 0,8 - 0,5.

В осложненных условиях (при резком искривлении ствола скважины, при наличии каверн, больших пустот и т. п.) K_2 меняется в диапазоне 1,5 - 2,0.

K_4 – определяется состоянием и качеством изготовления бурильных труб и их соединений.

При использовании импортных бурильных труб и труб повышенной точности, предназначенных для алмазного бурения (например СБТН-54), K_4 =1.

При использовании бурильных труб, изготовленных в заводских условиях и не имеющих большого износа, K_4 =1,3.

Бурильные трубы, эксплуатирующиеся продолжительное время, имеют большой износ и кривизну. При их использовании коэффициент K_4 =1,6.

Величина расстояния между бурильной трубой и стенкой скважины (δ) влияет на величину центробежной силы, прижимающую трубу к стенке скважины при вращении. Чем больше δ, тем больше центробежная сила и трение трубы о породу.

Величина δ определяется как разница между диаметром бурения и диаметром бурильной трубы. При этом диаметр скважины принимается больше, чем диаметр коронки на 1-2 мм.

Жесткость EI – характеризует величину сопротивления колонны бурильных труб изгибу осевой нагрузкой и центробежной силе, прижимающими колонну к стенке скважины. Чем больше этот параметр, тем меньше силы трения, следовательно меньше мощность, затрачиваемая на вращение колонны.

Величины модуля упругости (модуль Юнга) (E) и осевого момента инерции сечения труб (I) приведены в таблице 1.3.

Масса бурильных труб (g) определяет затраты мощности на их вращение, поскольку при ее увеличении увеличивается сила прижатия труб к стенке скважины. Величина g приведена в таблице 1.3.

Таблица 1.3

Механические характеристики бурильных труб

Тип бурильной трубы	Вес (g) 1м. трубы в воде, Н	Модуль упругости трубы (E), Н/м^2	Осевой момент инерции поперечного сечения трубы, I, м^4
СБТН 42	40,9	$2{,}1*10^{11}$	$19{,}22*10^{-8}$
СБТН 54	55,6	$2{,}1*10^{11}$	$42{,}51*10^{-8}$
СБТН 68,5	74,0	$2{,}1*10^{11}$	$94{,}67*10^{-8}$
СБТМ 42	46,2	$2{,}1*10^{11}$	$19{,}22*10^{-8}$
СБТМ 50	61,3	$2{,}1*10^{11}$	$39{,}36*10^{-8}$
СБТМ 63,5	75,7	$2{,}1*10^{11}$	$92{,}67*10^{-8}$
ЛБТМ 54	28,0	$0{,}7*10^{11}$	$68{,}87*10^{-8}$
ЛБТН 54	23,3	$0{,}7*10^{11}$	$68{,}87*10^{-8}$

1.3.3. Расчет затрат мощности на разрушение забоя

При бурении алмазными и твердосплавными коронками затраты мощности на разрушение породы определяются по формуле, кВт

$$N_З = 2{,}67 \cdot 10^{-5}(\mu_0 + A\Delta V)(D_н + D_в)P \cdot n \quad , \tag{1.11}$$

где $N_З$ - мощность, затрачиваемая на разрушение породы при бурении, кВт;
μ_0 - коэффициент трения между коронкой и забоем;
A - коэффициент, учитывающий прочностные свойства пород и характер их разрушений;
ΔV - величина углубки колонки за один оборот, мм/об.;
$D_н$, $D_в$ - наружный и внутренний диаметр коронки, мм.;
P - осевая нагрузка, кН;
n - частота вращения коронки при бурении, об/мин.

Значения коэффициентов μ_0 и A приведены в таблице 1.4.

Таблица 1.4

Значения параметров μ_0 и A для буровых коронок

Тип коронки	μ_0	A
Алмазная однослойная	0,04	2,9
Алмазная импрегнированная	0,08	5,5
Твердосплавные коронки СМ4, СМ5, СМ6	0,10	2,0
Твердосплавные коронки СН4, СН5, СН6	0,12	2,9

Величину подачи коронки за один оборот ΔV, можно определить по формуле

$$\Delta V = 16{,}7\frac{V}{n} \text{ мм/об} , \tag{1.12}$$

где ΔV - подача коронки за один оборот, мм/об.;
V - механическая скорость бурения, м/час;
n - частота вращения коронки при бурении, об/мин.

Ориентировочные величины механической скорости в зависимости от категории пород, способа бурения и типа коронки приведены в таблице 1.5.

Таблица 1.5

Значения величин механической скорости бурения

Способ бурения	Категория по буримости	Механическая скорость бурения, м/час.
Твердосплавные коронки СМ4-СМ6	V-VI	1,87
Твердосплавные коронки СМ4-СМ6	VII-VIII	0,94
Алмазные однослойные	VII-IX	0,76
Алмазные импрегнированные	IX-X	0,32
Алмазные импрегнированные	XII	6,05

Диаметры буровых коронок приведены в таблице 1.6.

Таблица 1.6

Диаметры буровых коронок

Тип буровой коронки	Наружный диаметр, м	Внутренний диаметр, м
Твердосплавные коронки	0,059	0,044
	0,076	0,059
	0,093	0,075
	0,0112	0,094
	0,0132	0,0114
Алмазные коронки	0,059	0,042
	0,076	0,058
	0,093	0,073
	0,0112	0,092

Суммарное напряжение от растяжения и кручения в верхней части колонны рассчитывается по третьей теории прочности:

$$\sigma = \sqrt{\delta_p^2 + 4 \cdot \tau^2} \ , \qquad (1.13)$$

при этом должно выполняться условие:

$$\sigma_\Sigma \le [\ \sigma_{доп}\ ] \ . \qquad (1.14)$$

где $[\ \sigma_{доп}\ ]$ – допустимое напряжение для материала из которого изготовлены бурильные трубы, Н/м^2.

2. Расчет напряжений в нижней части колонны бурильных труб

Сжатая часть колонны передает осевую нагрузку породоразрушающему инструменту, испытывая напряжения сжатия $\sigma_{сж}$, при этом вращающаяся бурильная колонна под действием продольных и поперечных сил приобретает изогнутую форму, в результате чего в ней возникают напряжения изгиба $\sigma_{изг}$ и кручения τ.

Напряжения сжатия рассчитываются по формуле:

$$\sigma_{сж} = P_{ос}/F \qquad (2.1)$$

где $P_{ос}$ – осевая нагрузка на забой, Н; F – минимальная площадь сечения бурильной трубы, соединений или их резьбовых частей, м^2.

Напряжение изгиба рассчитывается по формуле:

$$\sigma_{изг} = (\pi^2 \cdot E \cdot d_н \cdot f) / (2 \cdot l^2); \quad (2.2)$$

где E – модуль упругости, Н/м^2 (табл. 1); $d_н$ – наружный диаметр труб, м; f –стрела прогиба бурильных труб, м; l – длина полуволны, м.

Стрела прогиба бурильных труб определяется:

$$f = (D - d_н) / 2; \quad (2.3)$$

Длина полуволны рассчитывается:

$$l = (10 / \omega) \sqrt{[\pm 0{,}5 \cdot Z + \sqrt{0{,}25 \cdot Z^2 + (E \cdot J \cdot \omega^2)}] / g \cdot q}; \quad (2.4)$$

где Z – длина растянутого участка от нулевого сечения в растянутой части принимается $+Z$ (от устья скважины до нулевого сечения), а в сжатой части – $(-Z)$, (от забоя до нулевого сечения); q – вес 1 м бурильных труб, H; g – 9,8 м / с; $N_З$ – мощность на разрушение забоя, кВт.

$$Z = L - l_{сж}; \quad (2.5)$$

где $l_{сж}$ – длина сжатой части бурильной колонны, м.

$$l_{сж} = P_{ос} / [\alpha \cdot q \cdot (1 - \gamma_ж / \gamma_т)]; \quad (2.6)$$

Напряжение кручения τ определяется по формуле (1.4), где $N = 1.5\ N_З$; $N_З$ – мощность на разрушение забоя.

Суммарное напряжение от сжатия, изгиба и кручения рассчитывается по следующей зависимости:

$$\sigma_\Sigma = \sqrt{(\sigma_{сж} + \sigma_{изг})^2 + 4 \cdot \tau^2}; \quad (2.7)$$

Выбранная бурильная колонна проверяется на запас статической прочности как для верхнего, так и для нижнего сечений колонны.

$$n = \sigma_т / \sigma_\Sigma \geq 1{,}7. \quad (2.8)$$

где $\sigma_т$ – предел текучести материала труб, Н/м^2.

При проверке на статическую прочность в резьбовой части $n \geq 1{,}5$.

3. Расчет бурильной колонны на выносливость

Расчет производится для «нулевого» сечения, испытывающего знакопеременные напряжения и динамические нагрузки. Рассчитываются напряжения изгиба и кручения:

$$\sigma_{изг} = (\pi^2 \cdot E \cdot D \cdot f) / 2 \cdot l^2, \quad (3.1)$$

где l – длина полуволны, вычисляется при Z=0:

$$l = (10 / \omega) \sqrt[4]{[(E \cdot J \cdot \omega^2) / (g \cdot q)]}; \quad (3,2)$$

$$\tau = M_б / N_р, \quad (3,3)$$

где $M_б$ – крутящий момент, развиваемый двигателем при бурении скважины; $M_б$ определяется так: $M_б = 0,6 + 0,8\ N_{дв.ном} / \omega$.

Затем рассчитывается запас прочности по нормальным напряжениям:

$$n_\tau = \sigma_{-1} / \sigma_{изг} \cdot k_д, \quad (3.4)$$

где σ_{-1} – предел выносливости труб при изгибе; $k_д$ – коэффициент, учитывающий динамический характер нагрузки ($k_д = 1,5$).

Величина σ_{-1} определяется так:

$$\sigma_{-1} = (0,4 \div 0,5)\sigma_в. \quad (3.5)$$

Запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_\tau = \tau_т / \tau, \quad (3.6)$$

где $\tau_т$ – предел текучести при кручении, Па ($\tau_т = 0,5 \cdot \sigma_т$).

Рассчитывается суммарный запас прочности в нулевом сечении:

$$n_\Sigma = n_\sigma \cdot n_\tau / (n_\sigma + n_\tau) \geq 1,3. \quad (3.7)$$

После окончания расчетов делается вывод о правильности выбора колонны бурильных труб.

Рекомендованная литература

Технология и техника разведочного бурения. / *Шамшев Ф. А., Тараканов С. Н., Кудряшов Б. Б. и др./* – М.: «Недра», 1983. 565 с.

Ганджумян Р. А. Практические расчеты в разведочном бурении. – М.: «Недра», 1978, 288 с.

Калинин А. Г., Ошкордин О. В., Питерский В.М. и др. Разведочное бурение. Учеб. для вузов – М.: Недра, 2000, 748 с.

Лачинян Л. А., Угаров С. А. Конструирование, расчет и эксплуатация бурильных геологоразведочных труб и их соединений. – М.: Недра, 1975, 232 с.

Кардыш В. Г., Окмянский А. С., Арифуллин С. А. и др. Методические рекомендации по расчету затрат мощности на бурение скважин малого диаметра. – М.: НПО «Геотехника», 1977, 32 с.

Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин. Том 1, 2 / Е. А. Козловский, В. Г. Кардыш и др. – Л.: Недра, 1984. – т. 1, 512 с.

Воздвиженский Б. И., Волков С. А., Волков А. С. Колонковое бурение. Учебное пособие для ВУЗов. – М.: Недра, 1982, 360 с.

Справочное руководство мастера геологоразведочного бурения. / Г. А. Блинов, В. И. Васильев, Ю. В. Башкатов и др. – Л.: Недра, 1983, 400 с.

Приложение 1

Варианты заданий

Номер варианта	Глубина скважины, м	Диаметр бурения конечный, мм	Угол наклона скважины к горизонту, град	Категория пород по буримости	Характеристика пород
1	120	59	89	IX	слаботрещиноватые
2	1000	46	85	IX	монолитные
3	560	59	85	VIII	сильнотрещиноватые
4	280	76	87	VIII	слаботрещиноватые
5	450	59	89	X	плотные, монолитные
6	510	46	90	X	трещиноватые
7	1800	46	90	XI	плотные, монолитные
8	80	110	90	X	трещиноватые
9	580	59	85	XI	монолитные
10	100	93	85	IX	слаботрещиноватые
11	640	59	90	X	плотные, монолитные
12	250	76	88	IX	слаботрещиноватые
13	470	59	85	VIII	сильнотрещиноватые
14	750	46	89	XI	плотные, монолитные
15	600	59	87	X	плотные, монолитные
16	300	76	85	XI	слаботрещиноватые
17	350	59	90	VI	трещиноватые
18	590	46	85	IX	трещиноватые
19	800	59	90	XI	монолитные
20	840	46	87	XII	монолитные
21	900	59	85	XI	слаботрещиноватые
22	940	46	90	X	монолитные
23	960	59	90	XII	плотные, монолитные
24	1300	46	87	IX	плотные, монолитные
25	1570	46	90	XII	монолитные

Приложение 2

Пример выполнения титульного листа

МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО

«УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

Кафедра ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИКИ РАЗВЕДКИ МПИ

РАСЧЕТ
Колонны бурильных труб

Руководитель_____
Студент_____
Группа _____

Екатеринбург 201__г.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ

Размер шрифта основного текста: - кегль 14, формат А4, 1,5 интервал.

Нумерация страниц проставляется со второй страницы в нижнем поле по центру.

Заголовки отделяются от основного текста сверху и снизу одним интервалом.

Шрифт заголовков выделяется жирным прописным или большим на 1-2 кегля.

По всему проекту соблюдается соподчиненность шрифтов разделов.

Красная строка – 1,5 см.

Раздел (глава) – часть – подчасть – подраздел.

ВВЕДЕНИЕ не имеет нумерации!!!

Поля страницы:

верх – 2 см, низ – 2,5 + нумерация страницы, левое поле – 3 см., правое – 1,5.

Рисунок имеет название (под рисунком) и нумерацию как и формула.

Цифра раздела

$$p_1 = \lambda_1 \cdot \frac{V_1^2 \cdot \rho}{2 \cdot d_1} \cdot (l + l_э) \cdot 10^{-6}, \quad [\text{МПа}] \qquad (2.14)$$

Порядковый номер в разделе

где: ρ – плотность промывочной жидкости, *кг/м*^{3}, ρ=1040 *кг/м*^{3}; d_1 –внутренний диамет бурильных труб, *м*, d_1= 0,0545м; l – длина колонны бурильных труб, *м*, $l = L - l_{УБТ}$= 69 4,7= 64,3 *м*; V_1 – скорость нисходящего потока промывочной жидкости, *м/с*.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:

1. *Бродов Г.С.* Бурение и оборудование скважин на воду. – СПб, 2006. 154 с.
2. Технология и техника разведочного бурения. /Под ред. Шамшева Ф.А., Кудряшова Б.Б. и др./ - М.: Недра, 1983, 565 с.

МИНОБРНАУКИ РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

Л. И. Кралина

СООРУЖЕНИЕ НЕФТЯНЫХ, ГАЗОВЫХ И ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

Методические указания
по выполнению курсового проекта
для студентов специальности
21.0503 Технология и техника разведки МПИ

очного и заочного обучения

Екатеринбург
2020

Оглавление

1. Общие положения 3
2. Методические указания по разработке основных разделов
курсового проекта по технологии бурения на нефть и газ …….....3
Введение ……3
2.1. Выбор конструкции скважин и буровой установки . ……...4
2.2. Расчет обсадных труб 5
2.3. Расчет цементирования скважин 5
2.4. Испытание обсадных колонн на герметичность…….....6
2.5. Выбор способа бурения скважины.....6
2.6. Технология бурения 7
2.7. Вскрытие продуктивных пластов и освоение скважины ……...7
3. Методические указания по разработке основных разделов
курсового проекта по технологии бурения скважин на воду……8
Введение……..8
3.1. Гидрогеологическая характеристика разреза 8
3.2. Выбор и характеристика средств откачки . . …….....9
3.3. Выбор и расчет фильтра…….....9
3.4. Выбор способа бурения и расчет конструкции скважины …….11
3.5. Технология бурения……11
3.6. Выбор бурового оборудования и инструмента ……...12
3.7. Вскрытие и освоение водоносного пласта……...13
3.8. Техника безопасности и охрана окружающей среды……..13
Список литературы 14

Приложения

Приложение 1. Пример оформления титульного листа курсового
проекта ……...15
Приложение 2. Задание на курсовой проект по технологии бурения
на нефть и газ 16
Приложение 3. Геологические разрезы скважин на нефть и газ……...18
Приложение 4. Пример оформления геолого-технического наряда
по технологии бурения на воду ……...20
Приложение 5. Пример оформления геолого-технического наряда
по технологии бурения на нефть и газ 21

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Целью курсового проекта по дисциплине "Сооружение нефтяных, газовых и геотехнологических скважин" является закрепление навыков применения теоретических знаний для решения технико-технологических задач, возникающих при проектировании скважин на нефть, газ или воду.

Заданием на курсовой проект предусматривается выполнение технического проекта на сооружение скважины на нефть, газ или воду в конкретных геологических условиях.

Проект должен носить конкретный характер. Следует избегать общих рассуждений и описания стандартного оборудования и инструмента. Вместе с тем выбранные инженерные решения необходимо обосновать примерами из практики, техническими и экономическими расчетами. Проект разрабатывается с учетом современных достижений техники и технологии бурения.

В расчетной части проекта должна быть сформулирована задача и определены исходные данные. Затем выбирается расчетная схема и приводятся расчетные формулы. При этом необходимо сделать ссылку на источник формулы, раскрыть ее содержание и указать размерности. Результаты расчетов необходимо сводить в таблицы и графики.

Пояснительная записка пишется на бумаге формата 210×297 мм и брошюруется в следующей последовательности: титульный лист (приложение 1); задание на проектирование; содержание; введение; основные разделы, включившие описание, технические расчеты и пояснения; выводы; список использованной литературы; приложения»

Геолого-технический наряд оформляется на листе ватмана формата А3.

2. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ ОСНОВНЫХ РАЗДЕЛОВ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ НА НЕФТЬ И ГАЗ

Задание по курсовому проекту выдается индивидуально каждому студенту согласно приложениям 2 и 3.

Курсовой проект должен содержать следующие основные разделы:

Введение

1. Выбор конструкции скважины и буровой установки.
2. Расчет обсадных труб.
3. Расчет цементирования скважины.
4. Испытание обсадных колонн на герметичность.
5. Выбор способа бурения скважины.
6. Технология бурения.
7. Вскрытие продуктивных пластов.
8. Мероприятия по технике безопасности и охране окружающей среды.
9. Расчет расхода основных материалов на сооружение скважины.

Введение

Во введении формулируется назначение проектируемой скважины. Приводятся общие сведения о районе работ, даются его краткая физико-географическая и экономическая характеристики, оцениваются условия производства работ по бурению и оборудованию скважин, отмечается обеспеченность электроэнергией, топливом, водой, глиной и т. д.

2.1. Выбор конструкции скважины и буровой установки

Конструкция скважины состоит из ствола, пробуренного в горных породах, нескольких обсадных колонн и тампонажного камня, заполняющего цементом полностью или частично пространство между колоннами и стенками ствола. Конструкцию скважины характеризуют число спущенных в нее обсадных колонн, их диаметры и длина, диаметры ствола под каждую колонну, местоположение интервалов цементирования.

Конструкция скважины выбирается на основании детального изучения геологического разреза. Особое внимание уделяется изучению зон, в которых возможны осложнения (обвалы стенок скважины, поглощения промывочной жидкости, проявления высоконапорных пластов и т. д.).

Выбор размеров обсадных колонн и диаметров ствола на отдельных интервалах скважины осуществляют методом снизу вверх, т. е. начиная с выбора эксплуатационной колонны.

Диаметр эксплуатационной колонны выбирают в зависимости от вида полезного ископаемого и ее дебита. Ниже показаны примерные сочетания диаметров эксплуатационных колонн и дебитов применяемых на практике скважин (табл. 1, 2).

Таблица 1

Нефтяные скважины

Дебит, $м^3$/сут.	40	40-100	100-150	150-300	300
Примерный диаметр эксплуатационной колонны, мм	114	127-140	140-146	168-178	178-194

Таблица 2

Газовые скважины

Дебит, тыс.$м^3$/сут.	75	250	500	1000	5000
Примерный диаметр эксплуатационной колонны, мм	114	114-146	146-148	168-219	219-273

После выбора диаметра эксплуатационной колонны определяют количество обсадных колонн и глубину их спуска. Число обсадных колонн определяют на основании анализа геологического разреза в месте заложения скважины.

Определив число обсадных колонн и глубину их спуска, приступают к согласованию расчетным путем нормализованных диаметров обсадных колонн и породоразрушающего инструмента. Исходным для расчета является диаметр эксплуатационной колонны.

Таким образом, порядок проектирования конструкции скважины сводится к следующему:

- выбирают диаметр эксплуатационной колонны;
- решают вопрос о числе и глубине спуска технических (промежуточных) колонн;
- определяют глубину спуска кондуктора и шахтного направления;
- выбирают диаметр долота для бурения скважины (ствола) под эксплуатационную колонну;
- определяют диаметр технической колонны;
- выбирают диаметр долота для бурения скважины под техническую колонну;
- определяют диаметр кондуктора;
- выбирают диаметр долота для бурения скважины под кондуктор;
- определяют диаметр шахтного направления;
- определяют интервалы цементирования кондуктора, технической и эксплуатационных колонн.

При выборе типа буровой установки в качестве исходного условия принимают глубину бурения, а затем проверяют, подходит ли она по нагрузке на крюке. Расчетный вес самой тяжелой обсадной колонны или нагрузка, возможная при ликвидации прихвата бурильной колонны, не должны превышать допустимую нагрузку на крюке.

Выбранная буровая установка должна обладать высокими технико-эксплуатационными характеристиками и в полной мере соответствовать условиям бурения и транспортирования на точку.

2.2. Расчет обсадных труб

Обсадные трубы применяют для компоновки шахтных направлений, кондукторов, технических (промежуточных) и эксплуатационных колонн. В зависимости от назначения колонны изменяются и условия работы обсадных труб. В наиболее тяжелых условиях находится эксплуатационная колонна. При спуске, цементировании и последующей работе в колонне возникают ряд напряжений, главнейшими из которых являются:

- растяжение от собственного веса;
- смятие от действия столба промывочной жидкости, находящейся в затрубном пространстве, и от давления обрушающихся горных пород;
- внутреннее давление, возникающее при цементировании или фонтанировании скважины;
- сжатие, возникающее при частичной разгрузке обсадной колонны вследствие установки ее на забой скважины;
- температурные напряжения, возникающие в эксплуатационной колонне.

Многолетняя практика свидетельствует, что наиболее вероятным нарушением прочности обсадных колонн от растягивающих усилий является расстройство муфтовых соединений обсадных труб.

Величина растягивающих усилий и внешнего сминающего давления изменяется по длине эксплуатационной колонны. Страгивающие усилия в момент спуска колонны достигают наибольшего значения в самой верхней трубе (у устья скважины), а наибольшее сминающее бывает в нижних трубах (у забоя) в процессе эксплуатации по мере снижения уровня жидкости в колонне. Одновременно на самые нижние трубы, расположенные в фильтровой зоне скважины, может действовать высокое пластовое давление, достигающее значительной величины в процессе эксплуатации. Таким образом, эксплуатационная колонна для нефтяных скважин рассчитывается на смятие от внешнего гидростатического столба жидкости и на страгивание (расстройство) резьбовых соединений, а для газовых скважин – дополнительно и на внутреннее избыточное давление соединений труб.

2.3. Расчет цементирования скважин

Цементирование включает пять основных видов работ: приготовление тампонажного раствора, закачку его в скважину, подачу (продавку) тампонажного раствора в затрубное пространство, ожидание затвердения закачанного материала (ОЗЦ) и проверку качества цементировочных работ.

Расчет цементирования является инженерным обоснованием выбора технических средств и их количества и проверкой реализуемости их на практике принятой технологии. На основании расчетов уточняют изменения в режиме подачи тампонажного раствора в затрубное пространство, а также определяют необходимое количество исходных материалов для приготовления нужного объема тампонажного раствора, продолжительность отдельных операций и суммарную всех работ по цементированию.

Для выполнения расчетов необходимы следующие исходные данные: глубина спуска цементируемой колонны; диаметр открытого ствола скважины; размеры цементируемой обсадной колонны (ее наружный и внутренний диаметр, длина); высота

подъема цементного раствора в затрубном пространстве; высота цементного стакана внутри цементируемой колонны; глубина спуска предшествующей колонны и ее внутренний диаметр, плотность промывочной жидкости в стволе скважины; высота буферной жидкости за колонной и ее плотность; плотность сухого цемента и в насыпной массе.

Весь расчет цементирования можно подразделить на три основные части: определение расхода материалов, режима работы цементировочных агрегатов и цементосмесительных машин и продолжительности работ по цементированию обсадной колонны. В первой части определяют необходимый объем тампонажного раствора по объему цементируемого пространства за колонной и цементного стакана в колонне. Объем цементируемого пространства рассчитывают с учетом среднего фактического диаметра ствола скважины или коэффициента кавернозности для открытой части ствола.

По объему тампонажного раствора и известному содержанию компонентов определяют суммарный расход материалов, в том числе и объем воды для затворения. Подсчитывают объемы буферной и продавочной жидкостей.

Во второй части расчета определяют максимально допустимую скорость течения раствора в затрубном пространстве и, сопоставляя ее с критической скоростью, определяют режим его подачи.

Зная подачу раствора, определяют суммарные потери напора на разных этапах и по ним судят о давлении нагнетания на цементировочной головке. Давления нагнетания позволяют обоснованно выбрать тип цементировочного агрегата и режим его работы, а суммарная подача позволяет определить количество агрегатов. В числе агрегатов необходимо предусмотреть один резервный. По общему количеству сухих тампонажных материалов с учетом одновременно действующих цементировочных агрегатов определяют необходимое количество цементно-смесительных машин и режим их работы.

В третьей части по режимам подачи рассчитывают продолжительность работ по закачке тампонажного раствора в скважину и продавке его в затрубное пространство. При определении общей продолжительности работ учитывают резервное время около 15 мин. на навинчивание цементировочной головки после введения нижней пробки в обсадную колонну. Общая расчетная продолжительность работ не должна превышать 0,75 от времени начала схватывания тампонажного раствора.

2.4. Испытание обсадных колонн на герметичность

Данный раздел курсового проекта носит описательный характер. Методы испытаний обсадных колонн приведены в работах (метод опрессовки или понижение уровня жидкости).

2.5. Выбор способа бурения скважины

Принятие решения об использовании того или иного способа бурения - один из ответственных этапов при проектировании технологии проходки скважины, так как в дальнейшем выбранный способ определяет многие технические решения - режимы бурения, гидравлическую программу, буровой инструмент, тип буровой установки и как следствие технологию крепления скважины.

В качестве исходной информации для принятия решения о способе бурения используют следующие данные: глубину бурения и забойную температуру, профиль ствола и диаметр долот, тип породоразрушающего инструмента и бурового раствора.

На основании этой информации в соответствии с табл. 3 может быть выбран способ бурения по интервалам или для всей скважины в целом.

Таблица 3

Рекомендуемые области применения способов бурения

Геолого-технические условия бурения	Способ бурения		
	роторный	гидравлическими забойными двигателями	электробуром
Глубина бурения, м:			
3500	+	+	+
3500-4200	+	-	+
4200	+	-	-
Забойная температура, °С:			
140	+	+	+
140	+	-	-
Диаметры долот, мм:			
190	+	-	-
190	+	+	+
Профиль ствола скважины:			
вертикальный	+	+	+
наклонный	-	+	+
Породоразрушающий инструмент:			
2- и 3-лопастные долота и шарошечные типа М	+	-	-
Долота типов МС, МСЗ, С, СЗ, СТ, Т, ТЗ, ТК, ТКЗ, К и ОК	+	+	+
Долота истирающего типа и алмазные	-	+	+
Тип очистного агента:			
газы, пена	+	-	-
Буровые растворы плотностью, кг/м^3 :			
1000	+	-	+
1000	+	+	+

2.6. Технология бурения

В данном разделе выбирается тип породоразрушающего инструмента, вид очистных агентов и режимы бурения скважины в различных интервалах.

Тип породоразрушающего инструмента выбирают в зависимости от физико-механических свойств горных пород, глубины, вида и способа бурения.

Вид очистного агента (его компонентный состав) зависит главным образом от геологических условий бурения: пластового давления вскрытых скважиной горизонтов, устойчивости пород, слагающих эти горизонты, минералогического состава разбуриваемых пород, забойной температуры.

При роторном способе бурения рассчитывают следующие параметры режима бурения: осевую нагрузку на породоразрушающий инструмент, частоту вращения бурового снаряда и расход промывочной жидкости. В случае применения забойных двигателей определяются те же параметры режима бурения, а затем они уточняются с рабочими характеристиками забойных двигателей.

2.7. Вскрытие продуктивных пластов и освоение скважины

В данном разделе должны быть приведены вопросы вскрытия нефтегазоносных пластов и испытания скважины на продуктивность: обоснование выбора способа первичного вскрытия продуктивных пластов; выбор аппаратуры для опробования перспективных объектов в

процессе бурения, режимов и продолжительности работ по опробованию; выбор способа вторичного вскрытия и жидкости для заполнения эксплуатационной колонны в этот период, способа создания депрессии для вызова притока из пласта; выбор колонн насосно-компрессорных труб (НКТ); выбор оборудования для испытания скважин, режимов и продолжительности испытания; обоснование необходимости стимулирующего воздействия на испытуемые объекты.

На основании геологического задания, выбора бурового оборудования, конструкции скважины и разработанной технологии бурения составляют геолого-технический наряд на бурение скважины, форма которого приведена в приложении 5.

3. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ РАЗДЕЛОВ КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ СКВАЖИН НА ВОДУ

Курсовой проект разрабатывается на основании фактических материалов, собранных студентом на производственной практике.

Эти материалы включают геологическую карту района производства работ, геологический разрез с указанием места заложения и профиля проектных скважин, гидрогеологическую характеристику разреза с подробными данными о всех водоносных горизонтах и ориентировочным проектным удельным дебитом каждого из них.

Курсовой проект должен содержать следующие основные разделы:

Введение.

1. Гидрогеологическая характеристика разреза.
2. Выбор и характеристика средств откачки.
3. Выбор и расчет фильтра.
4. Выбор способа бурения и расчет конструкции скважины.
5. Технология бурения скважины.
6. Выбор бурового оборудования и инструмента.
7. Вскрытие и освоение водоносного пласта.
8. Техника безопасности и охрана окружающей среды.

Список используемой литературы.

Приложения.

Введение

Во введении обосновывается назначение проектируемой скважины.

Приводятся общие сведения о районе работ, даются его краткая физико-географическая и экономическая характеристики, оцениваются условия производства работ по бурению и оборудованию скважин, отмечается обеспеченность электроэнергией, топливом, водой, глиной и т. д.

3.1. Гидрогеологическая характеристика разреза

Приводится описание литологического состава горных пород, указывается их мощность, физические свойства, категория буримости, дается характеристика коллекторских свойств пород водоносных горизонтов (трещиноватость, гранулометрический состав), величина дебита каждого водоносного горизонта и статический уровень подземных вод.

Затем приводится характеристика тектонических зон и указываются возможные осложнения при их бурении. Геологический разрез составляется в масштабе 1:200 или 1:500.

3.2. Выбор и характеристика средств откачки

В зависимости от целевого назначения скважины и ее дебита выбирается наиболее рациональный способ подъема воды из скважины. Выбор водоподъемной установки осуществляют с учетом следующих исходных данных:

– проектного дебита скважины;

– глубины установки водоподъемных средств;

– особых условий производства откачки, вызванных повышенной температурой, минерализацией или высоким загрязнением воды. При этом фактические производительность и напор выбранного водоподъемника должны быть равны или несколько больше проектных. Особое внимание уделяется размерам водоподъемника, особенно его диаметру, который влияет на выбор размера водоподъемных труб и, следовательно, на конструкцию скважины. Обычно необходимо выбирать водоподъемники с минимально возможными размерами рабочих органов, что упрощает и удешевляет конструкцию скважины.

Водоподъемные установки выбирают по справочникам на основании данных о проектном дебите и динамическом уровне откачки.

Эрлифты применяют на стадии испытания, освоения водоносных горизонтов и при откачке из разведочных скважин. Выбранная схема эрлифта должна быть рассчитана для определения основных его параметров: глубины погружения смесителя, удельного расхода воздуха и производительности эрлифта, диаметров водоподъемных и воздухопроводных труб.

3.3. Выбор и расчет фильтра

Производительность скважины в процессе откачки зависит от правильного выбора типа фильтра и от его геометрических размеров.

Тип, конструкцию фильтра выбирают в зависимости от характера пород (гранулометрического состава) водоносного горизонта, назначения скважины, ее производительности и глубины, агрессивности вод и ряда других факторов (табл. 4).

Таблица 4

Условия применения различных типов фильтров

Водосодержащие породы	Рекомендуемый тип фильтра	Характеристика фильтра
1	2	3
Скальные и полускальные устойчивые породы	Не рекомендуется	-
Полускальные, неустойчивые породы, щебенистые и галечниковые породы с преобладающей крупностью щебня и гальки от 20 до 100 мм (50 % по весу)	Трубчатые фильтры с круглой перфорацией	Скважность каркаса фильтра 20-25 %, диаметр круглых отверстий 15-25 мм.
	Фильтры щелевые	Щели: ширина 10-30 мм, длина 250-300 мм.
	Стержневые фильтры	Скважность 10-30 % Скважность до 60 %

1	2	3
Пески крупные с преобладанием частиц крупностью 1-2 мм (более 50 % по весу)	Трубчатые фильтры с щелевой перфорацией с водоприемной поверхностью из проволочной обмотки, штампованного стального листа или сетки квадратного плетения. Скважность штампованного листа 20-25 %. Стержневые фильтры с водоприемной поверхностью из проволочной обмотки, стального штампованного листа или сетки квадратного плетения; диаметр проволоки 2-4 мм, скважность стального листа 20-25 %	Скважность фильтра 30-50 %, ширина щели 10-30 мм. Расстояние между витками проволоки и диаметр отверстий в листе зависят от диаметра частиц породы. Скважность, зазор между витками и диаметр отверстия зависят от размера зерен породы
Пески средние с преобладанием частиц крупностью от 0,25 до 0,5 мм (более 60 % по весу)	Трубчатые и стержневые фильтры с водоприемной поверхностью из сеток гладкого (галунного) плетения; сетка из латуни или нержавеющей стали. Трубчатые и стержневые фильтры с однослойной гравийной обсыпкой (гравийные фильтры); толщина обсыпки не менее 30-40 мм	Скважность каркаса фильтра 30-50 %, размер ячеек сетки зависит от крупности преобладающей фракции породы. Сортированный гравий с $К_н$=1,5+3,0
Пески различной зернистости при наличии устойчивой кровли	Бесфильтровые скважины	
Гравий и гравелистый песок с крупностью частиц от 1 до 10 мм и преобладанием частиц от 2 до 5 мм (более 50 % по весу)	Трубчатые фильтры с круглой и щелевой перфорацией, с водопритоками. Стержневые фильтры с обмоткой проволокой из нержавеющей стали 3-4 мм или из нержавеющей листовой стали толщиной 0,8-1 мм, штампованной	Скважность от 25 до 70 %. Зазор между витками проволоки зависит от диаметра частиц породы или обсыпки. Скважность до 60 % Скважность 20-25 %
Пески мелкие с преобладанием частиц крупностью от 0,25 до 0,5 мм (более 50 % по весу)	Трубчатые и стержневые фильтры с одно-, двух- или трехслойной обсыпкой гравием (гравийные фильтры), фи-льтры ФКО	Сортированный гравий с $К_н$=1,5-3,0

Необходимые конструктивные размеры фильтра для конкретных условий откачки определяют расчетом.

Диаметр и длину рабочей части фильтра подбирают и рассчитывают с учетом дебита скважины, коэффициента фильтрации пород водоносного горизонта и его мощности. При этом необходимый диаметр фильтра уточняется исходя из диаметра выбранного водоподъемника, а точнее диаметра эксплуатационной колонны. При мощности водоносного горизонта, не превышающей 5 м, диаметр фильтра рассчитывают с учетом проектного дебита скважины, рабочей длины фильтра и коэффициента фильтрации пород. В данном случае длину рабочей части фильтра принимают равной мощности водоносного горизонта (5 м), а при мощности более 5 м рассчитывают на основании проектного дебита скважины и диаметра фильтра. Скважность фильтра выбирают с учетом характеристики пород водоносного горизонта. Она должна обеспечивать водопропускную способность фильтра с минимальным сопротивлением движению и с допустимой скоростью движения воды, которая не приводит к переносу частиц шлама в скважину.

При правильном выборе и расчете параметров фильтра его водопропускная способность должна быть равна или больше проектного дебита скважины.

3.4. Выбор способа бурения и расчет конструкции скважины

Выбор способа бурения скважин на воду производят с учетом гидрогеологических условий, проектной глубины скважины, ее целевого назначения, экономичности и качественных показателей по вскрытию и освоению водоносного горизонта.

В настоящее время применяют следующие способы бурения скважин на воду: роторный, колонковый, ударно-вращательный и канатно-ударный.

Роторный способ применяют при бурении разведочно-эксплуатационных и эксплуатационных скважин на воду в твердых, трещиноватых породах с промывкой водой; в мягких породах, а также в тектонических зонах сильно рассланцованных, перемятых пород с промывкой глинистым раствором. В районах с затрудненным водоснабжением (Крайний Север. Средняя Азия) роторное бурение целесообразно использовать с продувкой воздухом или применять пневмоударное бурение. Роторное бурение рекомендуют использовать при вскрытии глубокозалегающих водоносных горизонтов, и оно отличается более высокой производительностью и экономичностью по сравнению с другими способами.

Канатно-ударное бурение применяют для бурения разведочно-эксплуатационных, эксплуатационных и дренажных скважин большого диаметра (свыше 500 мм) при вскрытии низконапорных горизонтов. Оно отличается высокой металлоемкостью конструкции скважин и является более дорогостоящим по сравнению с роторным бурением. Канатно-ударный способ рекомендуется при бурении скважин глубиною до 150 м в породах осадочного комплекса, представленного средне- и крупнозернистыми песками, валунно-галечными отложениями, а также сильнотрещиноватыми и кавернозными породами, в которых использование роторного бурения весьма затруднительно.

Колонковый способ в основном применяют при бурении разведочных скважин на воду небольшого диаметра (до 200 мм) в породах различной крепости.

После выбора способа бурения проектируется конструкция скважины. При бурении скважин на воду выделяют следующие элементы конструкции скважин: кондуктор (направление), эксплуатационную колонну и фильтр. Устье скважины оборудуют направлением или кондуктором. Эксплуатационная колонна обеспечивает крепление ствола скважины, в ней устанавливают насос для подъема воды. В скважинах со сложным геологическим разрезом, в котором может встречаться несколько зон осложнений, устанавливают иногда промежуточную колонну, которая обычно следует после кондуктора. Выбор конструкции разведочно-эксплуатационной скважины необходимо начинать с определения типа водоподъемника и его диаметра, который обуславливает внутренний диаметр эксплуатационной колонны.

При проектировании конструкции скважины необходимо учитывать специфику и возможности выбранного способа бурения. В частности, расчетные диаметры бурения и обсадных труб должны быть увязаны со стандартными размерами бурового инструмента конкретно для выбранного способа бурения.

3.5. Технология бурения

Технологию бурения разрабатывают на основании составленного ранее геологического разреза с учетом физико-механических свойств горных пород и характеристик водоносных горизонтов. При этом для каждой разновидности горных пород выбирают рациональные конструкции породоразрушающего инструмента и определяют технологические параметры режима бурения.

При выборе породоразрушающего инструмента устанавливают его необходимые характеристики в соответствии с конструкцией скважины и способом бурения.

Затем для вращательных способов бурения выбирают вид промывочной жидкости и определяют необходимые параметры (например, глинистых растворов), характеризующие

их качество. Параметры промывочных жидкостей (плотность, вязкость, водоотдача, статическое напряжение сдвига, содержание песка и др.) применяют в зависимости от возможных осложнений при бурении скважин.

После этого рассчитывают рациональные значения технологических параметров режима бурения. Для вращательных способов бурения это осевая нагрузка на породоразрушающий инструмент, частота вращения бурового снаряда и количество промывочной жидкости, нагнетаемой в скважину. Для канатно-ударного бурения определяют вес, высоту подъема и частоту ударов бурового снаряда.

Необходимо также разработать мероприятия по борьбе с возможными осложнениями при бурении скважин (обвалы стенок скважин, поглощения промывочной жидкости и др.). Особое внимание уделяется технологии бурения скважин в интервалах водоносных горизонтов, направленной на сохранение естественной водопроницаемости водоносных пластов.

В случае бурения разведочных скважин устанавливают интервалы бурения с отбором керна для составления детального геологического разреза и проведения исследований образцов горных пород. Особое внимание необходимо уделить разработке мероприятий по обеспечению получения качественного керна с интервалов водоносных горизонтов. С целью обеспечения получения качественных образцов горных пород при бурении необходимо выбрать комплекс технических средств и разработать специальные технологические и организационные мероприятия.

3.6. Выбор бурового оборудования и инструмента

Буровое оборудование выбирают с учетом целевого назначения скважины, ее конструкции, характера пород геологического разреза и разработанной технологии бурения.

В настоящее время буровое оборудование комплектуется в буровые агрегаты и установки, которые выпускаются отечественной промышленностью. Поэтому выбор основного бурового оборудования сводится к выбору буровой установки.

Выбор буровой установки производится в зависимости от проектной глубины бурения, величины начального и конечного диаметров, которые обычно даются в ее характеристике. Также учитываются и другие данные характеристики буровой установки, такие как скорости вращения, осевое усилие, развиваемое механизмом подачи, которые обеспечивают необходимые технологические параметры режима бурения. В зависимости от наличия источников энергоснабжения в районе бурения скважин, буровые установки выбирают с электроприводом (от электролинии) или с автономным приводом от двигателя заутреннего сгорания (при отсутствии электролинии).

Вспомогательное буровое оборудование (труборазвороты, элеваторы, КИП, талевая оснастка, вертлюги-сальники и др.) выбирают в зависимости от его потребности и условий производства работ.

После выбора всего комплекса бурового оборудования, необходимого для бурения проектируемой скважины, приводятся его технические характеристики.

Выбор породоразрушающего инструмента (коронок, долот) производят с учетом физико-механических свойств горных пород и их буримости.

Для вращательного бурения выбирают типы бурильных труб и их диаметры, конструкцию и тип колонковой трубы для обеспечения качественного выхода керна, длину и диаметр утяжеленных труб при бурении скважин сплошным забоем большого диаметра (более 150 мм).

Для ударно-канатного бурения выбирают компоновку и размеры ударного снаряда, тип и размеры желонок. Для ликвидации наиболее распространенных аварий (обрыва бурильных канатов, колонковых, обсадных труб) необходимо предусмотреть ловильный аварийный инструмент (метчики, колокола, труболовки, крючки, штропы, овершоты).

В приложении нужно дать спецификацию всего бурового оборудования, инструмента с указанием его наименования и количества, необходимого для бурения скважины.

На основании геологического задания, выбора бурового оборудования, конструкции скважины и разработанной технологии бурения составляют геолого-технический наряд на бурение скважины, форма которого приведена в приложении 4.

3.7. Вскрытие и освоение водоносного пласта

Ответственными операциями при сооружении скважин на воду являются вскрытие и освоение водоносного пласта, которые оказывают большое влияние на производительность и долговечность скважины.

Вскрытие водоносного пласта включает комплекс технологических операций, направленных на успешное бурение горных пород водоносного пласта при обеспечении их устойчивости и сохранения естественной водопроницаемости.

Выбор технологии вскрытия водоносного пласта зависит от глубины его залегания, устойчивости и коллекторских свойств горных пород, слагающих водоносный пласт, пластового давления, мощности водоносного пласта и дебита скважины.

Неустойчивые горные породы водоносного пласта не рекомендуется вскрывать с применением глинистого раствора, так как глинистые частицы вызывают кольматацию пор и трещин и резкое снижение их водопроницаемости. В этом случае применяются специальные промывочные жидкости: малоглинистые, меловые, полимерные, аэрированные, самораспадающиеся промывочные жидкости, пены и др.

Безнапорные пески при наличии устойчивой кровли водоносного пласта могут вскрываться гидроразмывом фильтра, а также формированием каверны в водоносном пласте. Существуют и другие методы с применением различных схем промывки.

Освоение скважины обычно включает такие технологические операции, как установка фильтра в скважину, восстановление естественной водопроницаемости или ее искусственное увеличение, устройство гравийной обсыпки фильтров, откачки воды из скважины с целью формирования водоприемной части скважины и осветления воды.

При выборе способа освоения скважины необходимо учитывать эффективность и простоту его технического выполнения.

3.8. Техника безопасности и охрана окружающей среды

В этом разделе необходимо предусмотреть мероприятия по охране здоровья работающего персонала и средства по оказанию первой медицинской помощи пострадавшим.

Мероприятия по технике безопасности, противопожарной технике и охране окружающей среды проектируют в соответствии с действующими инструктивными указаниями при выполнении различного вида работ: монтаж установок, бурение скважины, транспорт, демонтаж установки, эксплуатация скважин.

Список рекомендуемой литературы

1. *Башкатов Д. Н.* Справочник по бурению скважин на воду. – М.: Недра, 1979. – 560 с.

2. *Бейсебаев А. М., Туякбаев Н. Т., Федоров Б. Д.* Бурение скважин и горно-разведочные работы. – М.: Недра, 1990. – 303 с.

3. *Булатов А. И.*, Долгов С. В. Спутник буровика: справ. пособие в 2 кн. – М.: Недра-бизнесцентр, 2006. 1 кн. - 379 с., 2 кн. – 534 с.

4. *Калинин А. Г., Левицкий А. З., Никитин Б. А*. Технология бурения разведочных скважин на нефть и газ: учебник для вузов. – М.: Недра, 1998. - 440 с.

5. *Подгорнов Ю. М*. Эксплуатационное и разведочное бурение на нефть и газ. – М.: Недра, 1988. – 325 с.

6. *Щукин А. А.* Строительство скважин: Учебное пособие. – Томск: Изд-во STT, 2005. – 588 с.

7. *Элияшевский И. В*. Типовые задачи и расчеты в бурении. – М.: Недра, 1982. – 296 с.

8. *Буровые комплексы. Современные технологии и оборудование*/ А. М. Гусман, К. П. Порожский и др.; УГГГА. – Екатеринбург, 2002. - 592 с.

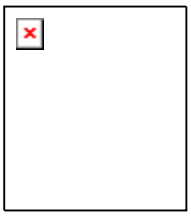
9. *Бурение и оборудование геотехнологических скважин*/ И. А. Сергиенко, А. Ф. Мосев, Э. А. Бочко, М. К. Пименов. – М.: Недра, 1984. -224 с.

10. *Специальные работы при бурении и оборудовании скважин на воду: справочник* / Д. Н. Башкатов, С. Л. Драхлис, В. В. Сафонов, Г. П. Квашник. – М.: Недра, 1988. – 269 с.

Приложения

Приложение 1

Пример оформления титульного листа курсового проекта



МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО

«УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИКИ РАЗВЕДКИ МПИ

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

НА ТЕМУ: « »

Руководитель_____
Студент_____
Группа _____

Екатеринбург 201__г.

Приложение 2

Задание на курсовой проект по технологии бурения на нефть и газ

Глубина скважины, м; номер геологического разреза	Вид полезного ископаемого			
	нефть			
	дебит, т/сут			
	100	150	200	300
1500 П2.1	№35 $P_{пл}$ = 12 МПа Сужение ствола скважины в интервале 500-800 м	№48 $P_{пл}$ = 13 МПа Обрушение стенок скважины в интервале 800-850 м	№39 $P_{пл}$ = 14 МПа Водопроявление в интервале 900-950 м	№33 $P_{пл}$ = 15 МПа Пласт соли в интервале 900-1000 м
2000 П2.2	№41 $P_{пл}$ = 19 МПа Поглощение в интервале 1200-1300 м	№26 $P_{пл}$ = 20 МПа Водопроявление в интервале 300-400 м	№11 $P_{пл}$ = 21 МПа Кавернообразование в интервале 1380-1450 м	№13 $P_{пл}$ = 23 МПа Поглощение в интервале 400-500 м
2500 П2.3	№23 $P_{пл}$ = 23 МПа Образование сальников в интервале 800-950 м	№20 $P_{пл}$ = 24 МПа Обрушение стенок скважины в интервале 1650-1700 м	№5 $P_{пл}$ = 25 МПа Газопроявление в интервале 1000-1100 м	№7 $P_{пл}$ = 26 МПа Поглощение в интервале 1700-1800 м
3000 П2.4	№44 $P_{пл}$ = 24 МПа Водопроявление в интервале 1900-2000 м	№30 $P_{пл}$ = 29 МПа Сужение ствола скважины в интервале 2100-2000 м	№22 $P_{пл}$ = 31 МПа Пласт соли в интервале 2000-2050 м	№1 $P_{пл}$ = 30 МПа Газопроявление в интервале 2600-2650 м
3500 П2.5	№36 $P_{пл}$ = 32 МПа Водопроявление в интервале 1600-1700 м	№16 $P_{пл}$ = 34 МПа Образование сальников в интервале 800-1500 м	№2 $P_{пл}$ = 35 МПа Поглощение в интервале 2600-2700 м	№6 $P_{пл}$ = 36 МПа Обрушение стенок скважины в интервале 2950-3000 м
4000 П2.6	№32 $P_{пл}$ = 34 МПа Нефтегазо-проявление в интервале 1500-1600 м	№10 $P_{пл}$ = 35 МПа Сужение ствола скважины в интервале 1400-1500 м	№18 $P_{пл}$ = 36 МПа Газопроявление в интервале 3000-3100 м	№14 $P_{пл}$ = 37 МПа Поглощение в интервале 2500-2600 м

Продолжение приложения 2

Глубина скважины, м; номер геологического разреза	Вид полезного ископаемого			
	газ			
	дебит, $м^3$/сут			
	75	250	500	1000
1	2	3	4	5
1500 П2.1	№37 $Р_{пл}$ = 13 МПа Газопроявление в интервале 800-850 м	№43 $Р_{пл}$ = 14 МПа Кавернообразование в интервале 900-1000 м	№28 $Р_{пл}$ = 15 МПа Сужение ствола скважины в интервале 500-580 м	№8 $Р_{пл}$ = 16 МПа Сальнико- образование в интервале 450-600 м
2000 П2.2	№17 $Р_{пл}$ = 19 МПа Газопроявление в интервале 800-850 м	№9 $Р_{пл}$ = 20 МПа Образование глинистой корки в интервале 1150-1250 м	№24 $Р_{пл}$ = 21МПа Обрушение стенок скважины в интервале 1200-1300 м	№46 $Р_{пл}$ = 22 МПа Пласт соли в интервале 1000-1050 м
2500 П2.3	№3 $Р_{пл}$ = 23 МПа Газопроявление в интервале 700-800 м	№15 $Р_{пл}$ =26 МПа Кавернообразование в интервале 900-1000 м	№31 $Р_{пл}$ = 28 МПа Сужение ствола в интервале 800-900 м	№45 $Р_{пл}$ = 31 МПа Сальнико- образование в интервале 800-900 м
3000 П2.4	№44 $Р_{пл}$ = 24 МПа Водопроявление в интервале 1900-2000 м	№30 $Р_{пл}$ = 29 МПа Сужение ствола скважины в интервале 2100-2000 м	№22 $Р_{пл}$ = 31 МПа Пласт соли в интервале 2000-2050 м	№1 $Р_{пл}$ = 30 МПа Газопроявление в интервале 2600-2650 м
3500 П2.5	№36 $Р_{пл}$ = 32 МПа Водопроявление в интервале 1600-1700 м	№16 $Р_{пл}$ = 34 МПа Образование сальников в интервале 800-1500 м	№2 $Р_{пл}$ = 35 МПа Поглощение в интервале 2600-2700 м	№6 $Р_{пл}$ = 36 МПа Обрушение стенок скважины в интервале 2950-3000 м
4000 П2.6	№32 $Р_{пл}$ = 34 МПа Нефтегазо- проявление в интервале 1500-1600 м	№10 $Р_{пл}$ = 35 МПа Сужение ствола скважины в интервале 1400-1500 м	№18 $Р_{пл}$ = 36 МПа Газопроявление в интервале 3000-3100 м	№14 $Р_{пл}$ = 37 МПа Поглощение в интервале 2500-2600 м

Приложение 3

Геологические разрезы скважин на нефть и газ

Разрез П2.1

1. Супеси с галькой, суглинки, м 0-200
2. Известняки, глины известковистые, м 200-450
3. Известняки плотные, кристаллические, местами окремненные, м 450-500
4. Алевролиты плотные, глины алевролитистые, м 5 00-900
5. Песчаники кварцевые, плотные, м 900-1300
6. Известняки, м 1300-1500

Продуктивная толща в интервале, м 1350-1480

Разрез П2.2

1. Пески чистые и глинистые, красно-бурые; суглинки, м 0-320
2. Песчаники кварцевые, грубозернистые; алевролиты, м 320-1100
3. Лески кварцевые, рыхлые, местами глинистые; глины слабослюдистые, м 1100-1350
4. Алевролиты и песчаники разнозернистые, плотные, известковые; аргиллиты известковые, м 1350-1800
5. Известняки, м 1800-2000

Продуктивная толща в интервале, м 1850-1950

Разрез П2.5

1. Суглинки сильнослюдистые, пески кварцевые, разнозернистые, серые, м 0-400
2. Глины известковистые и чистые, пески, песчаники глинистые, алевролиты слюдистые, м 400-900
3. Глины сильнопесчанистые, слоистые с песчано-алевролитовыми пропластками, м 900-1500
4. Алевролиты и песчаники разнозернистые, кварцевые, различной цементации, м 1500-2100
5. Известняки плотные, плитчатые, местами окремненные и трещиноватые, м 2100-2900
6. Песчаники, пески, алевролиты кварцевые, слюдистые, м 2900-3200
7. Аргиллиты трещиноватые, сланцы окремненные, известняки, м 3200-3500

Продуктивная толща в интервале, м 3340-3450

Разрез П2.6

1. Супеси, суглинки, пески и глины с галькой и валунами, м 0-300
2. Песчаники кварцевые, слабоизвестковые, иногда глинистые, темно-серые; известняки плотные; мергели, м 300-1000
3. Глины красно-бурые, кирпично-красные с прослоями песчаников, алевролитов, м 1000-1500
4. Песчаники аркозовые, разнозернистые, серо--розоватые, зеленовато-серые, м 1500-2450
5. Доломиты; глины алевролитистые, песчанистые,

пестроцветные, м	2450-3000
6. Песчаники, м	3000-3600
7. Известняки, м	3600-4000
Продуктивная толща в интервале, м	3850-3950

Разрез П2.3

1 Суглинки буровато-желтые, супеси с галькой и валунами, м	0-250
2. Известняки чистые и глинистые, глины темно-серые с гнездами гипса, м	250-750
3. Глины известковистые, известняки доломитизированные, кристаллические с тонкими прослоями алевролитов, м	750-1100
4. Известняки плотные, кристаллические, песчаники кварцевые, средне- и мелкозернистые, м	1100-1650
5. Алевролиты плотные, разнозернистые, аргиллиты темно-серые с тонкими прослоями песчаников, м	1650-2200
6. Песчаники кварцевые мелкозернистые, плотные, м	2200-2500
Продуктивная толща в интервале, м	2350-2480

Разрез П2.4

1. Лёссовидные суглинки и галечник из песчаника, м	0-70
2. Песчаники известковые, глинистые, различной цементации; глины, м	70-600
3. Песчаники кварцевые, м	600-2000
4. Глины известковистые и чистые, неравномерно песчанистые; мергели, м	2000-2400
5. Известняки, м	2400-2600
6. Пески серые и темно-серые, м	2600-2800
7. Песчаники, м	2800-3000
Продуктивная толща интервале, м	2840-2950

Приложение 4

Пример оформления геолого-технического наряда по технологии бурения на воду

ГЕОЛОГО-ТЕХНИЧЕСКИЙ НАРЯД

ПГО_____ Буровой станок_____
ГРЭ_____ Буровой насос_____
Проектная глубина_____ Двигатель_____
Начало бурения_____ Мачта_____
Окончание бурения_____ Бурильные трубы_____

Геологическая часть							Техническая часть										
масштаб глубин	стратиграфическая колонка	наименование горных пород	категория пород по буримости	интервалы и вид возможных осложнений	проектный выход керна, %	уровень грунтовых вод, м	Конструкция скважины	Тип и размер породоразрушающего инструмента	Диаметр и длина УБТ	Диаметр и количество ударных штанг	Параметры режимов бурения			Количество бурового раствора	Способы борьбы с геологическими осложнениями	Способы вскрытия и освоения водоносных пластов	Примечание
											осевая нагрузка или вес бурового снаряда, даН	частота вращения или ударов	расход промывочной жидкости, л/мин				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18

Приложение 5

Пример оформления геолого-технического наряда по технологии бурения на нефть и газ

ГЕОЛОГО-ТЕХНИЧЕСКИЙ НАРЯД

Министерство_____
ПГО_____
ГРЭ_____
Площадь_____
Цель бурения_____
Проектная глубина_____
Проектный горизонт_____
Способ бурения_____
Угол наклона_____
Вид энергии_____
Начало бурения_____
Окончание бурения_____

Буровая установка_____
Лебедка (тип)_____
Грузоподъемность талевой системы_____
Ротор_____
Буровой насос_____
Двигатель к насосу_____
Двигатель лебедки и ротора_____
Вышка_____
Превентер_____

Геологическая часть											Техническая часть													
Глубина, м	Стратиграфический разрез				проектный	фактический	интервалы проходки с отбором керна	интервалы нефтегазопроявлений, осложнения ствола скважины, пластовое давление	крепость пород	промыслово-геофизические исследования и испытания в процессе бурения	конструкция скважины, способ испытания	геометричность колонн, высота подъема цемента, объекты опробования	параметры и обработка промывочной жидкости	тип и размер долот	Режим бурения						Подъем инструмен-та			примечание
	Проект факт														частота вращения ротора (турбобура), с	осевая нагрузка, даН	кол-во и производительность насосов, л/с	предельное давление на манометре насоса, МПа	тип и размер турбобура	компоновка и конструкция бурильной колонны, мм	скорость, м/с	количество свечей	оснастка талей	
	система, отдел	ярус, толща	система, отдел	ярус, толща																				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25

ФГБОУ ВО
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

ФАКУЛЬТЕТ ГЕОЛОГИИ И ГЕОФИЗИКИ

Кафедра технологии и техники разведки месторождений полезных ископаемых

Усов Г.А.

ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ

Методическое пособие по дисциплине
"Сооружение нефтяных, газовых и
геотехнологических скважин"
по самостоятельной работе
для студентов специальности
21.05.03 Технология геологической разведки

Екатеринбург 2020

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ…….....3
1. МЕХАНИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ……. 4
2. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ…… 10
3. СПОСОБЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ДИСПЕРГАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ……..14
4. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ И ЭМУЛЬСИОННЫХ РАСТВОРОВ…….. 17
5. ПЕРЕМЕШИВАТЕЛИ…….21
5.1. Гидравлические перемешиватели……..21
5.2. Механические перемешиватели…….23
5.3. Перемешиватели, выпускаемые зарубежными фирмами……24
6. ГИДРОАКУСЧТИЧЕСКИЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ РАЗРАБОТАННЫЕ НА КАФЕДРЕ “ТТР МПИ”……26
6.1. Малогабаритная многосекционная роторная мельница «ММР-2»…….26
6.2. Барабанный измельчитель……...28
6.3. Струйная вихревая мельница……..29
6.4. Гидродинамическая роторная мельница ГРМ-2…….31
6.5. Многоступенчатая струйно-вихревая мельница “СВМ - 3”……...32
6.6. Многоступенчатая микромолотковая мельница для приготовления механоактивированных буровых растворов……..34
6.7. Лопастной механоактиватор “ЛМА-2М”……...37
6.8. Малогабаритная щеточная мельница ММЩ-2М для приготовления буровых промывочных жидкостей……39
6.9. Вихревой гидродинамический излучатель “ГДИ”……41
6.10 Центробежная мельница мокрого помола “МЦ-Т”……43
6.11 Малогабаритная щеточная мельница «МЩ-1»…….45
6.12 Передвижная установка для приготовления буровых промывочных жидкостей……...46
6.13 Экспресс технология производства импортозамещающих буровых реагентов с использованием эффекта механоактивации крахмалосодержащего сырья……50
6.14 Универсальный буровой реагент “РБЦ-4” на основе механоактивированного древесного волокна с повышенным содержанием смол……52
6.15 Буровой реагент для освоения шельфовых нефтегазовых месторождений «Peat-MA».64
7. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ……69
7.1 Меры безопасности при работе с промывочными жидкостями……69
7.2 Производственная санитария……72
7.3 Меры пожарной безопасности……..73
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ……..……75

ВВЕДЕНИЕ

.

По современным представлениям со все возрастающими объемами и глубинами бурения увеличение скорости проходки скважины возможно лишь при быстром и качественном приготовлении буровых промывочных жидкостей. Производительность приготовления и качество применяемых очистных агентов оказывает влияние практически на все показатели в бурении, например, скорость проходки скважин может быть увеличена до 20-30% и выше. При этом общая доля затрат на приготовление буровых промывочных жидкостей составляет от 5 до 14% стоимости сооружения скважин. К промывочным жидкостям предъявляются требования с учетом комплекса геологических, технологических и организационных факторов, возникающих в процессе бурения. Это обуславливает необходимость применения разнотипных машин для приготовления буровых очистных агентов по принципу действия, энергозатрат, производительности, металлоемкости, габаритов и т.д.

Для приготовления промывочных жидкостей из сухих порошкообразных материалов требуется лишь тщательное перемешивание частиц твердой и жидкой фазы и создание условий для полного смачивания твердых частиц. Для приготовления промывочных жидкостей из комовых материалов или влажных порошков необходимо предварительное дробление кусков или слипшихся комков. Процессы дробления исходных твердых материалов и перемешивание их с жидкостью, в частности с водой, осуществляются в механических или гидравлических мешалках.

Машиностроительные заводы по заявкам предприятий бурения продолжают выпускать оборудование для приготовления и утяжеления промывочных жидкостей из комовых материалов. В настоящее время можно найти описание некоторых видов такого оборудования, применяемого различными объединениями, хотя известно, что наиболее прогрессивным, наиболее экономичным является оборудование для приготовления промывочных жидкостей из сухих порошкообразных материалов, что подтверждается зарубежной практикой.

Глинистые растворы приготовляют в специальных устройствах — глиномешалках механическим или гидравлическим способами. Глиномешалки соответственно подразделяются на механические и гидравлические. Механические глиномешалки по характеру действия делятся — прерывного (циклового) и непрерывного; по конструктивному исполнению — лопастные, роторные, шаровые; по расположению валов — с горизонтальным и вертикальным расположением. Лопастные глиномешалки делятся по числу валов - наодновальные и двухвальные.

В методическом пособии рассмотрены конструкции основных технических средств для приготовления буровых промывочных жидкостей, применяемых в геолого-разведочной и нефтегазодобывающей отраслях, а так же гидродинамические и гидромеханические измельчительные устройства разработанные на кафедре ТТР МПИ за последние 30 лет.

1. МЕХАНИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ

Механические глиномешалки используются для приготовления глинистых растворов, как из комовых, так и из порошковых глин. Привод глиномешалок осуществляется от индивидуальных двигателей или через трансмиссию.

Механические глиномешалки могут быть одновальные, двухвальные, трехвальные с вертикальным или горизонтальным расположением валов. Привод глиномешалок осуществляется от индивидуальных двигателей или через трансмиссию.

Характеристика глиномешалок, применяемых при разведочном бурении, приведена в табл.1.

Механическая лопастная глиномешалка с горизонтальным валом (рис.1) состоит из металлической емкости-корпуса *1,* в которой вращается вал *4* с укрепленными на нем поперечными лопастями *6* для измельчения и перемешивания глины с водой. Лопасти расположены одна относительно другой под углом 90°. Между внутренней поверхностью корпуса и лопастями имеется просвет в 30—35 мм.

Таблица 1

Техническая характеристика глиномешалок

Тип глиномешалки	Емкость, $м^3$	Расположение валов	Число валов	Скорость вращения рабочих валов,об/мин.	Мощность приводного двигателя, кВт.	Габариты, мм.			Масса, кг.
						Длина	Ширина	Высота	
Г-1-0,25	0,25	горизонт.	1	80	2,0	1400	870	1150	260
Г1-0,30	0,30	горизонт.	1	37	2,0	2230	895	1080	309
ГМ-0,7	0,70	горизонт.	1	125	5,0	1650	1000	1250	-
ГМЭ-0,75	0,75	горизонт.	2	78	2,8	2050	1450	1317	696
ОГХ-7А	0,75	вертик.	1	95	6,0	1250	1220	1685	385
ГК-1	1,0	горизонт.	2	-	3,0	-	-	-	-
МГ-1-0,75	0,75	горизонт.	-	-	2,8	-	-	-	-
МГ-1-0,80	0,80	горизонт.	2	165	4,5	2450	1130		760
Г2-П-2-4	4,0	горизонт.	2	95	21,5	-	-		3734
МГ-2-4	4,0	горизонт.	2	90-100	14,0	3890	3015		3565
	3,0	горизонт.	2	-	8,8	-	-		-
	2,0	горизонт.	2		7,0	1450	2150		1857

Глину загружают через загрузочный люк 5, который закрывается крышкой. Приготовленный раствор выпускают через спускной люк 7. Вращение с рабочего шкива *2* на горизонтальный вал передается с помощью зубчатого редуктора 3. Как правило, глиномешалка устанавливается на полозьях. Для приготовления глинистого раствора лопастную глиномешалку заполняют водой примерно на $^1/_3$ объема и загружают в нее необходимое количество глины, периодически проворачивая вал с помощью электродвигателя. Затем доливают воду до верха глиномешалки, закрывают люк крышкой и включают электродвигатель.

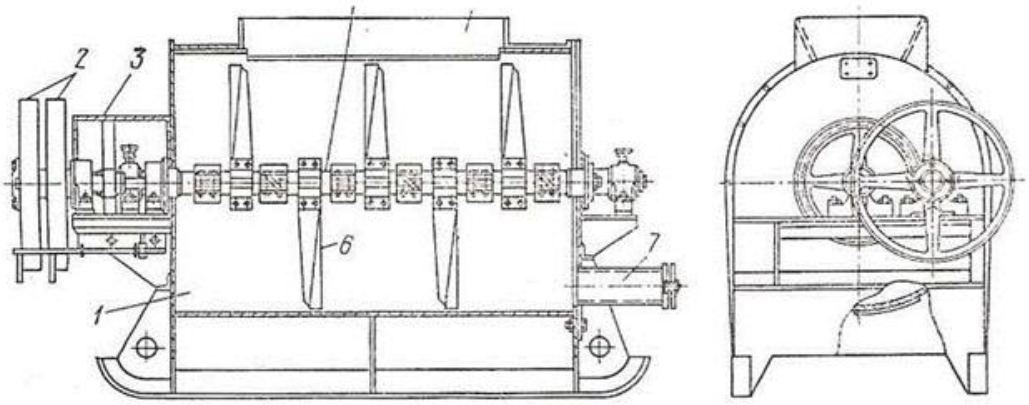


Рис. 1. Горизонтальная одновальная глиномешалка.

Глиномешалка МГ-2-4Х (рис. 2) представляет собой овальный сварной барабан 1, внутри которого на шарикоподшипниках, закрепленных на кронштейнах 6, параллельно установлены два рабочих вала 7 квадратного сечения. К этим валам с помощью болтов крепятся лопасти. Привод валов осуществляется от электродвигателя, передающего вращение ведомому шкиву *9*, расположенному на одном валу с шестерней *8*, которая, в свою очередь, передает вращение зубчатым колесам *5* на валу 7. Вода, глина и другие компоненты раствора подаются в барабан через загрузочный люк *2*. Барабан установлен на раме *4*. Рабочие лопасти, вращаясь, разбивают комья глины, в результате чего при смешивании их с водой образуется глинистый раствор. Приготовленный раствор сливается через спускной патрубок 3, расположенный в нижней части барабана, с помощью специального рычага. Конструкция глиномешалки ГКЛ-2М отличается от МГ-2-4Х несущественно.

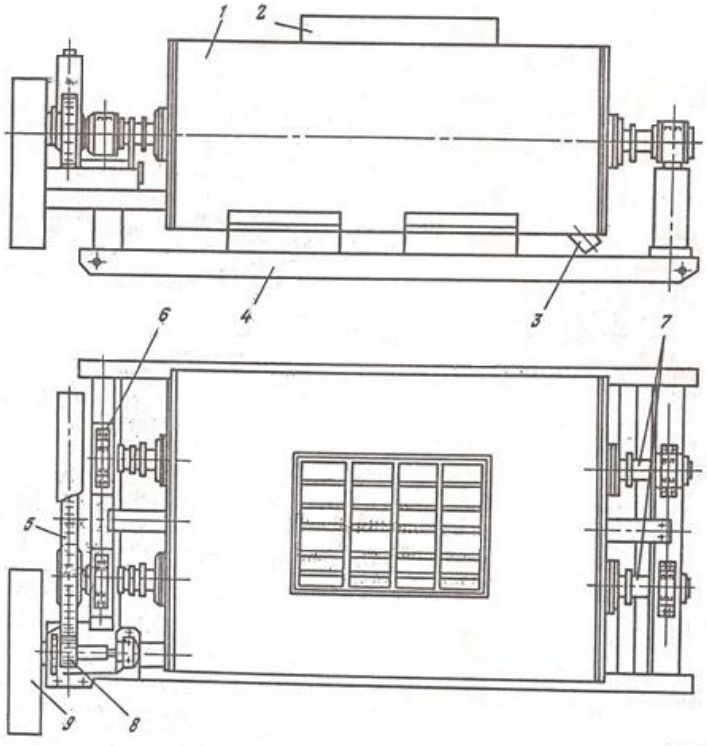


Рис. 2. Глиномешалка МГ-2-4Х

Техническая характеристика лопастных глиномешалок

Тип глиномешалки	МГ-2-4Х	ГКЛ-2М
Вместимость барабана, $м^3$	4	2
Число рабочих валов .	2	2
Частота вращения валов, об/мин	90—100	184
Максимальная производительность по комовой глине, $м^3/ч$	2	1,5
Мощность приводного двигателя, кВт	14	7
Габариты, мм:		
Длина	3890	1450
ширина	3015	2150
высота	1445	1500
Масса, кг	3565	1957

Механические лопастные глиномешалки отличаются простотой конструкции, но имеют и ряд существенных недостатков: сравнительно невысокую производительность; трудность доступа внутрь глиномешалки для выполнения ремонта и чистки; частые заклинивания и поломки лопастей при попадании в глину твердых включений большого размера; уменьшение рабочего объема глиномешалки при налипании глины к внутренним стенкам. Разновидность механических глиномешалок — фрезерно - струйные мельницы (ФСМ), разработанные Воронежским инженерно-строительным институтом для приготовления и утяжеления промывочных растворов. ФСМ— машины непрерывного действия, используются для приготовления глинистых растворов из комовых глин и глинопорошков.

Фрезерно-струйная мельница (рис.3) состоит из следующих основных узлов: лопастного ротора *2,* приемного бункера 9, предохранительной шарнирной плиты *13,* диспергирующей рифленой плиты *1,* ловушки *16* и лотка *4* для отвода готового глинистого раствора.

Комовые или порошкообразные материалы подаются, в приемный бункер *9,* вода—по перфорированной трубе 11. Подвижной щиток *10* ограничивает предельный размер комьев, попадающих из бункера во внутреннюю часть корпуса. Исходные материалы попадают по предохранительной плите *13* на вращающийся, на валу 3 ротор *2.* Большие камни или куски металла, имеющиеся в глинистом материале, заклиниваются между лопастями ротора и предохранительной плитой. Значительные усилия, возникающие при ударе лопастей 7 ротора о крупные твердые включения, приводят к срезыванию специальных сменных штифтов *15.* При этом предохранительная плита, поворачиваясь вокруг шарнира *12,* отходит к задней стенке корпуса мельницы, а посторонние включения проваливаются в ловушку *16,* закрытую снизу специальной откидной крышкой *18* с резиновой прокладкой *17.* Из ловушки они периодически удаляются путем открывания крышки с помощью механизма *19.*

Расстояние между лопастным ротором и предохранительной плитой изменяется путем перестановки штифтов в регулирующей планке *14.* В нижней части корпуса мельницы расположена сменная диспергирующая рифленая плита 1, огибающая с небольшим зазором четверть ротора. В боковой части корпуса укреплена решетка 6. Размер отверстий ее обусловлен требованиями, предъявляемыми к приготовляемому раствору. Сверху решетка закрыта отражательным щитком *5,* который может быть откинут поворотом вокруг шарнира *8.*

Готовый раствор стекает, по внешней поверхности решетки и по лотку *4* отводится в сторону. Корпус мельницы укреплен на раме *20.* Предусмотрен разъем

корпуса по горизонтальной плоскости, проходящей через ось вала лопастного ротора.

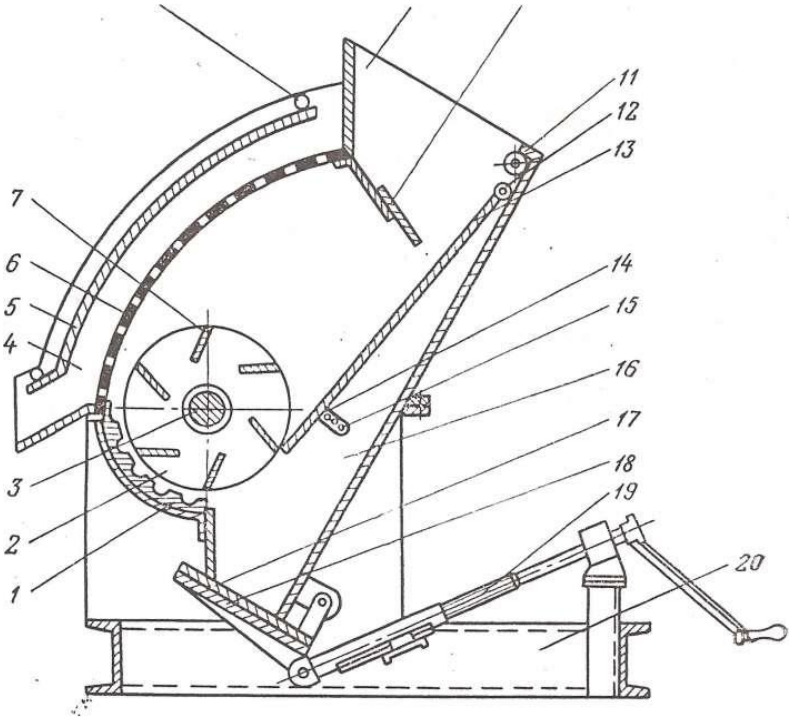


Рис. 3 Фрезерно-струйная мельница ФСМ-7

Принцип работы ФСМ заключается в следующем. Глина и вода, подаваемые в приемный бункер мельницы, захватываются лопастями ротора. При перемещении вдоль диспергирующей плиты происходит первичное измельчение глины. Дополнительное более тонкое измельчение их осуществляется при ударе струй, выбрасываемых лопастями ротора, о выходную решетку, а также при последующем перемещении суспензии вдоль решетки и прохождении раствора через ее отверстия. Частицы, не успевшие измельчиться в мельнице, вследствие циркуляции раствора вновь попадают под лопасти ротора.

Имеется ряд типов ФСМ: ФСМ-3, ФСМ-7, ФСМ-12, отличающихся, друг от друга, несущественными конструктивными изменениями.

Техническая характеристика фрезерно-струйной мельницы ФСМ-7

Производительность, т/ч:
по комовой глине ……. .....……...8—10
по глинопорошку..... .....…….20—25
Диаметр ротора, мм ……...……400
Частота вращения ротора, об/мин .....……500
Мощность приводного электродвигателя, кВт ..... ……28
Габариты, ……..……...1950x1530x1410
Масса, кг……..…….....1400

Бесперебойная работа фрезерно-струйной мельницы может быть обеспечена только при наличии механизированной загрузки исходных материалов.

К преимуществам ФСМ относятся: высокая производительность, как по комовым глинам, так и по глинопорошку; простота конструкции и небольшие габариты; высокая экономичность.

Недостатками являются: низкое качество раствора, так как он содержит много нераспустившихся частиц глины относительно высокая приводная мощность, исключающая применение ФСМ в отдаленных партиях с ограниченными энергетическими ресурсами.

Первый недостаток устраняется многократной циркуляцией раствора по схеме ФСМ — емкость — насос — ФСМ. При приготовлении глинистого раствора по такой схеме производительность ФСМ остается более высокой, чем у лопастных глиномешалок.

В Канимансурской ГРЭ С. В. Яковлевым предложена, а Э. Н. Карповским усовершенствована высокопроизводительная вихревая глиномешалка с небольшой приводной мощностью.

Глиномешалка состоит (рис. 4) из корпуса *5* с конусной нижней частью и сливным крапом *10* и кронштейна 1, на котором установлен электродвигатель *2*. Вращение от электромотора на рабочий элемент — активатор 8 (диск с ребрами на наружной поверхности) передается через вертикальный вал *6* и соединительную муфту 3. Вал крепится в верхней части к кронштейну с помощью опоры *4* с подшипниковым узлом внутри, а в нижней — фиксируется специальным опорным устройством *9*. При работе с мерзлой глиной над активатором устанавливается предохранительный конус 7.

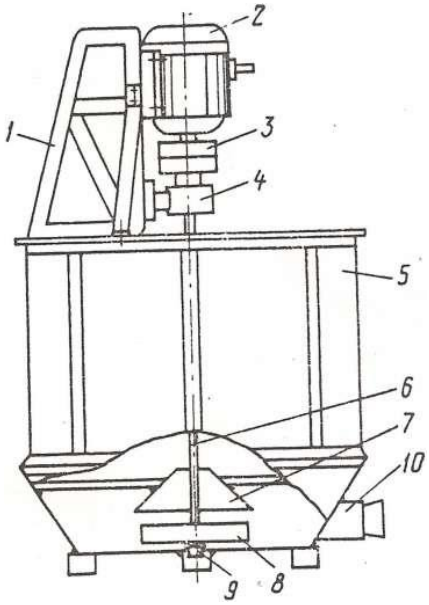


Рис. 4 Вихревая глиномешалка с вертикальным валом

При вращении активатора внутри глиномешалки создается завихрение жидкости и происходит размыв глины струями воды. Комья глины, отбрасываемые от активатора, после удара о стенки корпуса подхватываются струями раствора и вновь ударяются о ребра активатора, что способствует более интенсивному их разрушению.

Производительность вихревых глиномешалок примерно в три раза выше известных лопастных. Так, вместо 30—40 мин на приготовление 0,5 м^3 раствора из комовой глины затрачивается 10—12 мин. За счет применения электродвигателя небольшой мощности (глиномешалка емкостью 0,5 м^3 имеет двигатель мощностью 2,3 кВт) и повышения скорости приготовления раствора в несколько раз сокращается расход электроэнергии.

Вихревые глиномешалки просты по устройству и могут быть изготовлены в условиях механических мастерских экспедиций. Емкость их может быть практически любой.

Последнее время в некоторых геологоразведочных организациях применяется новая скоростная высокопроизводительная глиномешалка-диспергатор со шнековым перемешивающим устройством (рис.5**)** производительностью при механизированной загрузке до 240 м^3/сут. Габариты ее примерно в два раза меньше, чем у двухвальной глиномешалки, масса 800 кг. Принципиальная схема глиномешалки приведена на рис. 5. Она состоит из шнекового перемешивающего устройства, диспергирующих крыльчаток, вращающихся на одном валу, и броневых гребенок со сменными пропускными решетками, неподвижно закрепленных в корпусе. Общий вид профиля пропускной решетки показан на разрезе *А—А*. Регулировка производительности глиномешалки осуществляется вентилями.

Приготовление раствора производится следующим образом: глина из приемного бункера захватывается шнеком и направляется на диспергирующее устройство. Удаление твердых включении, не поддающихся диспергированию, производится через ловушку с нижней откидной крышкой. Глиномешалка может работать в замкнутом прямом и обратном цикле. Принудительная циркуляция создается вращением шнека и крыльчаток.

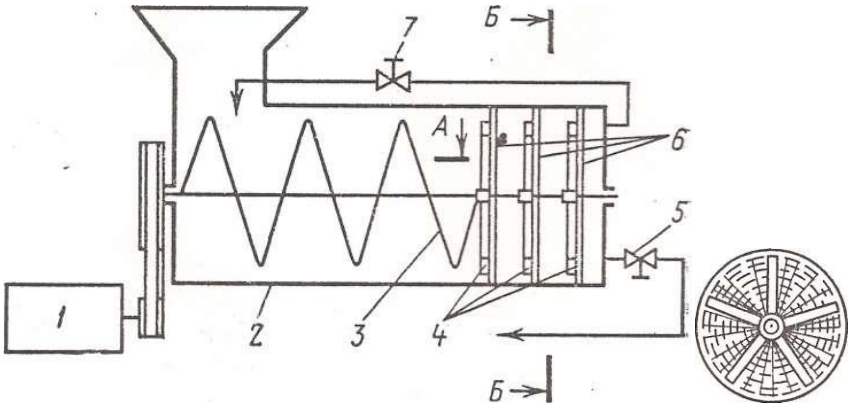


Рис. 5. Скоростная глиномешалка.

1- электромотор; 2- корпус; 3- шнековое устройство; 4- диспергирующие крыльчатки; 5- регулировочный вентиль; 6- пропускные решетки ; 7- регулировочный вентиль

Шаровые глиномешалки выпускали несколько последних лет. В качестве истирающих элементов в них применялись металлические шары. Барабан таких глиномешалок вращается, что приводит к перекатыванию шаров и истиранию твердой фазы. При более сложной конструкции производительность шаровых глиномешалок остается низкой, что и обусловило их снятие с производства.

Невысокая производительность лопастных и шаровых глиномешалок и высокая энергоемкость ФСМ вынуждают искать более приемлемые конструкции устройства, которые бы в большей мере учитывали конкретные условия работ. Так, имеются глиномешалки вихревого типа, (в которых перемешивание осуществляется по принципу, заложенному в стиральной машине), комбинированного типа, (в которых совмещены процесс предварительной пластической деформации и измельчения глины и перемешивание ее с жидкостью) и др.

2. ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ.

В разведочном бурении подчиненное значение имеет гидравлический способ приготовления глинистых растворов, при котором для разрушения части твердой фазы используется только кинетическая энергия струи. Устройства для гидравлического способа приготовления глинистых растворов получили название гидравлических смесителей или гидромешалок. Различают гидромониторные и эжекторные гидросмесители.

Гидромониторные глиномешалки ГСТ, ГВФТ, Папировского, Резниченко и другие используют при бурении глубоких скважин. Производительность таких гидромешалок 40—120 м^3/ч, давление жидкости перед насадками гидромониторов 4—10 МПа. Для условий разведочного колонкового бурения наиболее приемлем гидромониторный смеситель ГСТ (рис. 6)

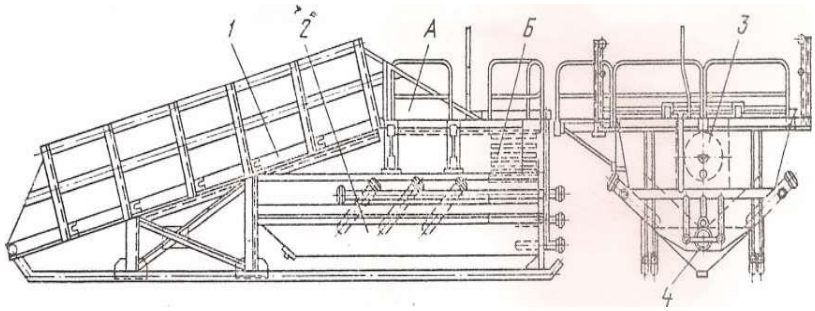


Рис. 6. Гидромониторный смеситель ГСТ.

Смеситель состоит из резервуара *2* и загрузочного трапа 1, по которому бульдозером подаются в резервуар исходные материалы. Резервуар разделен перегородкой на два сообщающихся отсека *А* и *В*. В отсек *А* встроены шесть мониторов, направленных под углом к оси резервуара. Такое расположение гидромониторов обеспечивает создание в отсеке А мощного потока, интенсивно размывающего глину.

В отсек *Б* встроены три гидромонитора. Образовавшаяся в отсеке*А* суспензия движется в отсек Б, который разделен перегородками на четыре полости. Проходя между перегородками, жидкость теряет нераспустившиеся комки глины, которые под действием трех гидромониторов возвращаются в отсек *А*. Освобожденная от комков суспензия поступает в барабанный фильтр 3, а оттуда через сливную трубу в приемный или запасной резервуар. Смеситель очищается через люк 4.

За один цикл нельзя получить высококачественный глинистый раствор, поэтому в процессе приготовления суспензия несколько раз циркулирует по замкнутому циклу буровой насос — смеситель — запасной резервуар — буровой насос до полной диспергации твердой фазы.

Производительность гидромониторного смесителя ГСТ 40 м^3/ч, объем резервуара 14 м^3, рабочее давление при работе одного насоса 4—5 МПа, двух насосов 7,5—9,5 МПа, масса 8390 кг.

Для получения глинистых растворов из комовых глин используют гидромониторную мешалку (гидросмеситель) Л. Т. Папировского (рис. 7). Она представляет собой корпус 6, имеющий форму горизонтально расположенного цилиндра, усеченного в нижней части. В корпусе на специальных опорах *2* монтируется нагнетательная линия, состоящая из нагнетательного кольца 1, с размывными трубками *3* и задвижками *9*.

Приготовление глинистого раствора осуществляется по замкнутому циклу. После заправки глиномешалки расчетным количеством глины и воды включается насос. Жидкость забирается насосом из глиномешалки по всасывающей линии и вновь поступает в нее по нагнетательной линии. Для предохранения от попадания во всасывающую линию насоса крупных комков глины в корпусе глиномешалки устанавливают две сетки 7 и *8*.

Загрузку глиномешалки глиной осуществляют при помощи бульдозера или автомашин-самосвалов. Вода подается из трубопровода или с помощью насоса.

Количество приготовленного раствора зависит от скорости истечения жидкости из размывных сопел и времени перемешивания. Количество одновременно работающих мониторов может меняться путем отключения части мониторов задвижками. Давление в нагнетательной линии должно поддерживаться в пределах 30—40 кгс/см^2. Длительность приготовления составляет 1,0— 1,5 ч.

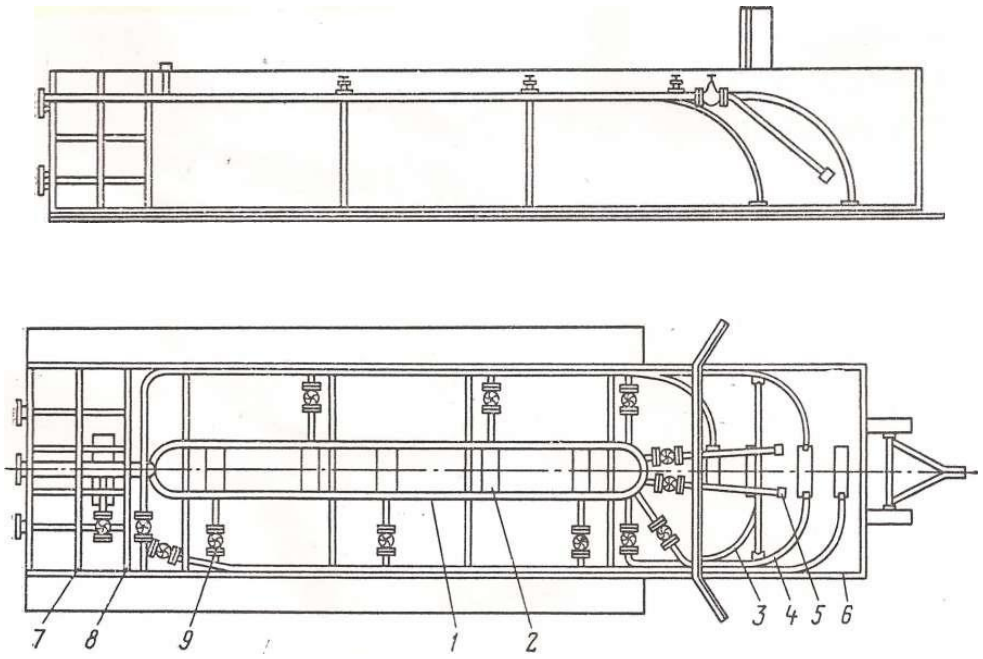


Рис. 7. Общий вид гидромониторной мешалки Л. Т. Папировского:
1 — нагнетательное кольцо гидромониторной системы; *2* — опора нагнетательного кольца; 5 —размывная трубка; *4* — водяная линия; *5* — штуцер размывной трубки; *6* — металлический корпус гидромешалки; 7 и *8* — металлические защитные сетки; *9* — задвижкавысокого давления

Емкость глиномешалок Л. Т. Папировского может быть различной (от 25 до 200 м^3). Производительность ее зависит от объема и примерно в 10—15 раз превышает производительность наиболее крупных лопастных глиномешалок МГ2-4 и Г2-П-2-4.

Для приготовления растворов из глинопорошка используются гидравлические мешалки эжекторного типа (гидроворонки). Это устройство непрерывного действия.

Гидравлические мешалки эжекторного типа (гидроворонки) используются для приготовления раствора из глинопорошка. Это — устройство непрерывного действия, наиболее распространена гидравлическая мешалка ГДМ-1 (рис. 8.). Она состоит из воронки *2* для загрузки глинопорошков, сопла 1, камеры смешения 3 и бака 5, смонтированных на общей раме 6. К соплу 1 под давлением подводится вода; при истечении ее в камере смешения образуется вакуум, благодаря чему туда засасывается порошок из воронки *2.* Образовавшаяся пульпа поступает в бак и ударяется о специальный башмак, что способствует измельчению комочков глины и более интенсивному их перемешиванию с водой. Готовый глинистый раствор сливается через выходную трубу *4* в верхней части бака. Поднимаясь вверх, раствор теряет скорость, и из него выпадают на дно нераспустившиеся комочки глины.

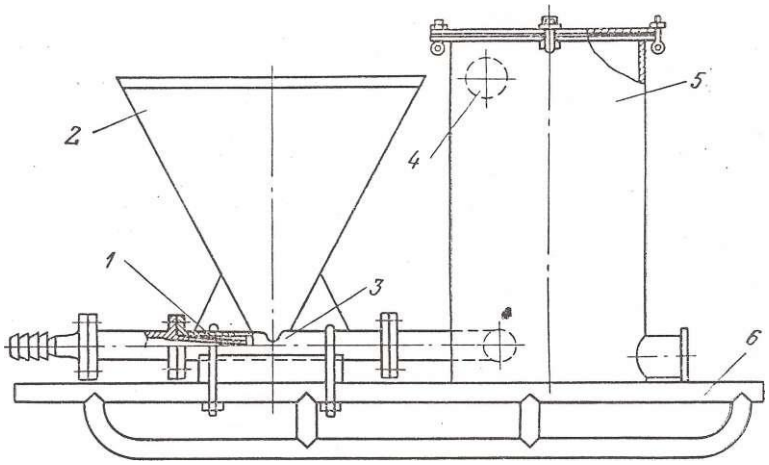


Рис. 8. Гидравлическая мешалка ГДМ-1

Имея относительно небольшие массу и габариты, гидроворонки отличаются высокой производительностью. Так, производительность гидравлической мешалки ГДМ-1 составляет по готовому раствору 70—90 $м^3$/ч при объеме воронки 0,175 $м^3$ и объеме бака 1 $м^3$. Масса гидроворонки 1120 кг.

Следует отметить, что качество глинистого раствора, приготовленного в гидроворонках, довольно низкое. Несмотря на тонкий помол, частицы глинопорошка в процессе перемешивания с водой должны пройти дальнейшее диспергирование. Однако такое диспергирование происходит недостаточно интенсивно. За счет броуновского движения происходит частичная диспергация глины, но качество раствора остается хуже, чем при приготовлении в лопастных глиномешалках.

Качество раствора может быть существенно улучшено его многократным пропуском через гидроворонку без добавления твердой фазы.

Гидроэжекторный смеситель (рис. 9.) используется для приготовления глинистых растворов из глинопорошков. Смеситель для нужд разведочного бурения серийно не выпускается. Однако в различных конструктивных вариантах изготовляется в ГРЭ, широко использующих глинопорошки. Он состоит из насадки /, загрузочной воронки *2* с клапаном $3_у$ приемной *4* и смесительной *5* камер, диффузора *6* и сливного патрубка 7. Жидкость, прокачиваемая насосом через насадку /, создает разрежение, под действием которого глинопорошок поступает в камеру гидросмесителя, где смешивается с жидкостью. Порошок может вводиться в смеситель через воронку *2* вручную.

Раствор, полученный в гидроэжекторном смесителе, для дополнительной диспергации глины должен выстоять в течение нескольких часов в приемной емкости с последующим интенсивным перемешиванием и обработкой в специальном диспергаторе.

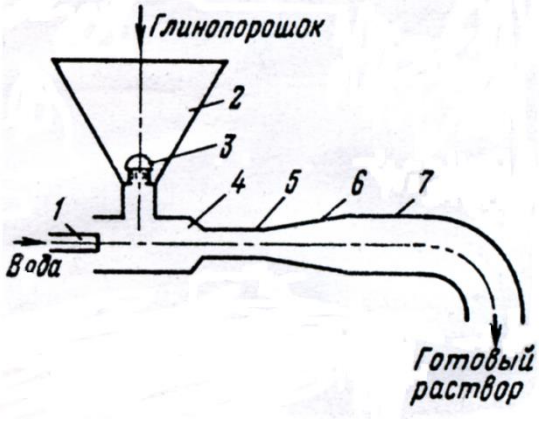


Рис. 9. Гидроэжекторный смеситель

Гидравлический диспергатор ДГ-1 (рис. 10.) состоит из корпуса с камерой 2, внутри которой помещены соосно керамические (металлокерамические, твердосплавные) насадки 3, закрепленные с помощью накидных гаек в посадочных выточках. Сверху камера закрыта глухим фланцем, открывающим доступ для смены насадок. К ней приварены входные и выходной патрубки для подачи и слива бурового раствора. Выходной патрубок *4* позволяет подсоединяться к гидроэжекторному смесителю БПР. На входной трубе 1 устанавливается задвижка высокого давления, манометр и предохранительный клапан на давление до 15 МПа.

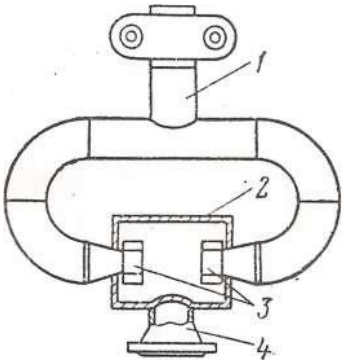


Рис. 10. Гидравлический диспергатор ДГ-1

Техническая характеристика ДГ-1

Рабочее давление, МПа ....…… ……..12 – 15
Подача по готовому буровому раствору, м^3/ч……...…15 – 20
Диаметр насадок, мм.....…….……9; 11; 13; 16
Масса, к г … … … … … … … … … … … … … … … … … … … 7 6

Принцип действия гидравлического диспергатора основан на том, что при соударении высокоскоростных встречных струй в камере ограниченного объема возникают кавитационные явления, ультразвук и другие эффекты, интенсифицирующие процессы диспергирования. Обработанные таким способом суспензии или эмульсии в последующем не изменяют своих свойств под влиянием менее мощных диспергирующих эффектов, возникающих при работе насосов, турбобуров, долот и других механизмов, в процессе бурения скважины. Кроме того, происходит дополнительное измельчение

глиноматериалов, нефти, битума, в результате чего для получения бурового раствора с одними и теми же показателями этих материалов и химических реагентов (стабилизаторов, эмульгаторов) требуется меньше.

3 СПОСОБЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ДИСПЕРГАЦИИ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ

Приготовление глинистых растворов в рассмотренных выше устройствах не обеспечивает полной диспергации твердой фазы. Увеличение времени перемешивания оказывается неэффективным, так как при этом резко падает производительность глиномешалок. Поэтому при необходимости глинистые растворы подвергают дополнительной обработке, пропуская их через специальные устройства — диспергаторы (иногда их называют также активаторами, дезинтеграторами). Методы диспергирования делятся на гидродинамические и механико-гидравлические.

Гидродинамическое воздействие обусловлено комплексом эффектов, из которых в качестве основных можно отметить энергию пульсирующих давлений в жидкости, взаимодействие ударных волн, гидравлический перетир слоев промывочной жидкости с твердой фазой, соударение частичек твердой фазы. Основной фактор измельчения частиц при гидродинамическом воздействии — кавитационный эффект, возникающий в поле переменного давления потока жидкости. Гидродинамическое воздействие реализуется гидравлическим, гидроакустическим и электрогидравлическим методами.

Механико-гидравлические методы воздействия осуществляются за счет энергии движущихся элементов механических устройств. Такие элементы могут быть либо свободно- движущимися телами, либо жесткозакрепленными.

В настоящее время разработаны и применяются диспергаторы различных конструкций. Примером гидравлического диспергатора является разработанное во ВНИИК нефти устройство, принцип действия которого основам па соударении двух струй жидкости, направленных навстречу друг другу.

Струйный диспергатор (рис. 11.) состоит из корпуса *8,* в который вмонтированы два патрубка *4* с насадками *6,* удерживающимися заглушками 7. Гайками 5 патрубки крепятся к корпусу. Глинистый раствор подается через тройник 1, быстроразъемные соединения 2, по изогнутым трубкам 3 к насадкам *6.* В корпусе происходит встреча потоков, обработанный раствор отводится по патрубку 9. У выходной кромки вследствие понижения давления образуются газовые пузырьки, которые, захлопываясь в зоне встречи струй, создают скачки давления, достигающие десятков и сотен МПа.

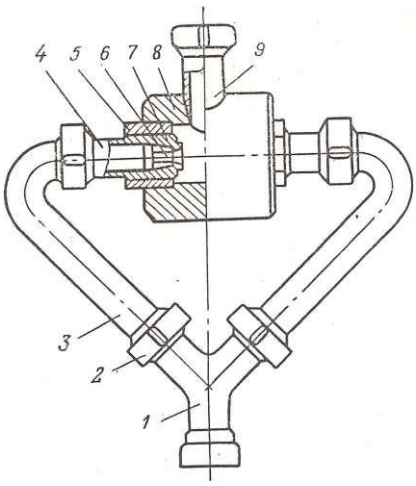


Рис. 11. Струйный диспергатор

Гидродинамический шаровой диспергатор представляет собой патрубок, заполненный стальными шарами, которые фиксируются с обеих сторон решетками. Он прост по устройству. Решетки удерживаются крышками с быстросъемными соединениями. Буровой раствор, проходя через толщу шаров, разделяется на ряд потоков, каждый из которых характеризуется множеством последовательных чередований зон повышения и понижения давления. Диспергация происходит за счет соударений частиц твердой фазы с шарами, а также вследствие кавитации.

Вихревой диспергатор ИГВ-2 (рис. 12.) представляет собой ультразвуковой излучатель. Устройство состоит из корпуса 5, в который с помощью стакана *4* вмонтирована улитка *2 с* многоходовой винтовой канавкой и осевым соплом 1. Раствор под давлением поступает одновременно через осевое сопло и по канавкам улитки, попадая в вихревую камеру 3. Закручиваясь в ней, струи жидкости образуют вихревой слой, в котором генерируется мощное акустическое поле, усиливаемое диафрагмой 5. При встрече осевого потока и вихревого •слоя за счет кинетической энергии встречных затопленных струй формируется кавитационный эффект.

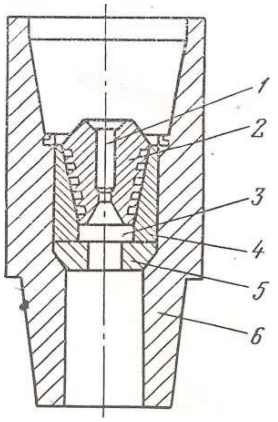


Рис. 12. Вихревой диспергатор ИГВ-2

Дисковый измельчитель (рис. 13.) состоит из корпуса 1 с подающим *2* и сливным 3 патрубками. В корпусе 1 смонтированы верхний неподвижный диск *4* и нижний диск 5, соединенный непосредственно с валом вертикально установленного электродвигателя 6. Глинистый раствор, поступая по патрубку *2* в зазоры между дисками и корпусом, приобретает вращательное движение, при котором частицы твердой фазы интенсивно истираются.

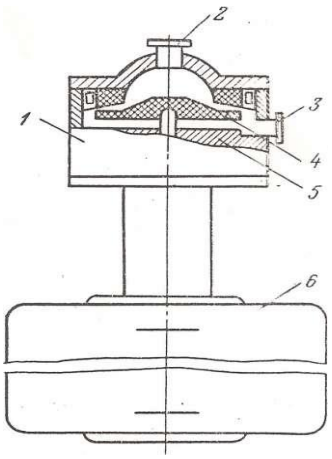


Рис. 13. Дисковый измельчитель

Гидродинамический шариковый диспергатор показан на рис. 14. Диспергация происходит за счет соударения частиц твердой фазы с шарами, а также кавитации. Избыточное давление 1—3 МПа.

Многокамерный дисковый диспергатор приведен на рис. 15. Гидродинамический режим работы диспергатора обеспечивается тем, что отверстия в дисках расположены по концентрическим окружностям с попеременным смещением в ряду.

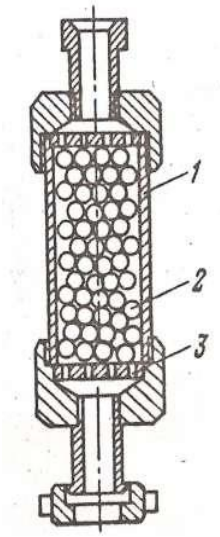


Рис. 14. Гидродинамический шариковый диспергатор
1-корпус;
2-стальные шары
3-решетки

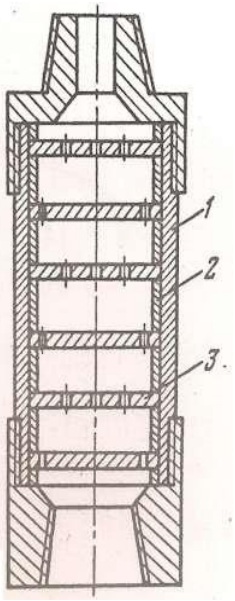


Рис. 15. Многокамерный дисковый диспергатор
1- корпус
2 – распорное кольцо
3 – диск с отверстиями

Стержневой ультразвуковой излучатель УГИ-С (рис. 16.) предназначен для улучшения и интенсифицирования процесса эмульгирования. Он состоит из цилиндрического корпуса *4* с пазами, регулировочного штока / отражателей 2 патрубка-сопла 5, штифта 3. Смесь воды и эмульгирующего реагента под давлением 0,5-0,6 МПа поступает в патрубок и с большой скоростью отбрасывается отражателем в узкую кольцевую щель сопла в виде веерообразной струи. Турбулентно обтекаяпластины жидкость возбуждает упругие колебания ультразвуковой частоты, способствующие тонкому диспергированию эмульгируемой смеси и улучшению качества эмульсионного

раствора. Спектр, упругих колебании излучателя 5-12 кГц, интенсивность колебаний (1,0-И,2)-10 Вт/м .

Для каждого диспергатора существует определенная длительность процесса, увеличение которой уже не приводит к дальнейшему диспергированию твердых частиц. Наоборот, увеличение времени воздействия на глинистые растворы, особенно при ультразвуковой обработке, вызывает обратный процесс т. е. агрегирование частиц дисперсной фазы. Оптимальное время обработки зависит от типа глины и колеблется от 8,5 мин для монтмориллонита до 4,5 мин для каолина.

Диспергаторы можно устанавливать в нагнетательной линии циркуляционной системы скважин; на буровой установке в качестве самостоятельного аппарата с индивидуальным приводом или приводом от бурового насоса; входить в качестве узла в состав комбинированных установок для приготовления глинистых растворов (например, в агрегате АПР-I совместно с гидромониторным смесителем).

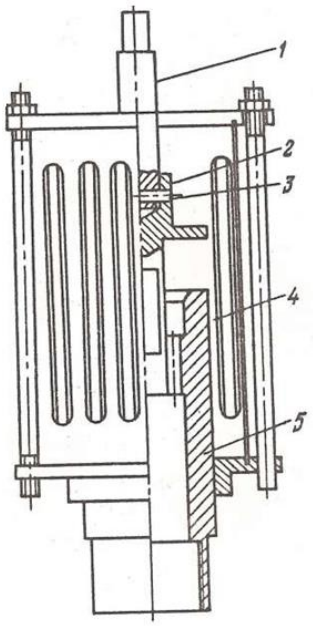


Рис. 16. Стержневой ультразвуковой излучатель УГИ-С

Все рассмотренные устройства могут использоваться и для приготовления прочих промывочных жидкостей.

4. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ПОЛИМЕРНЫХ И ЭМУЛЬСИОННЫХ РАСТВОРОВ

Некоторые полимеры трудно растворяются в воде, поэтому приготовление раствора из них сводится к постепенному уменьшению их концентрации, Так, при использовании ПАА сначала исходный 8%-ный реагент разбавляют до 1%-ной концентрации, а затем добавляют в воду до заданной концентрации. Для механизации процесса приготовления применяют различного рода устройства. На рис. 17 показана установка для приготовления полимерных растворов ППР, разработанная ВИТРом.

Установка представляет собой бак 5, заключенный в водяную рубашку 4 с нагревательными элементами *2.* В баке смонтировано лопастное устройство 3 с электродвигателем 7 для перемешивания компонентов. Дополнительное

перемешивание осуществляется вихревым^ насосом 11.через систему трубопроводов. Компоненты загружают через устройство 6, которым управляют с пульта Р, расположенного в шкафу 10. Для регулирования температуры, которая контролируется термометром 8, служит температурное реле 1.

Техническая характеристика установки ППР

Полезная вместимость бака, $м^3$……..……..…….0,25
Вместимость бака водяной рубашки, $м^3$……....0,12
Частота вращения перемешивающего устройства, об/мин…….955
Потребляемая мощность, кВт:
нагревательными элементами……..…….……10,5
электродвигателем перемешивающего устройства……..4,0
электродвигателем насоса……1 , 5
Габариты, мм:
длина ..... ……..……2090
ширина ..... …….……920
высота.....……..…..1740
Масса, кг……450

Время приготовления раствора 1,5—3%-ной концентрации из желеобразного ПАА составляет 15—25 мин, а из сухого гранулированного без предварительного замачивания — 2—3 ч. Установка ППР позволяет осуществлять гидролиз ПАА.

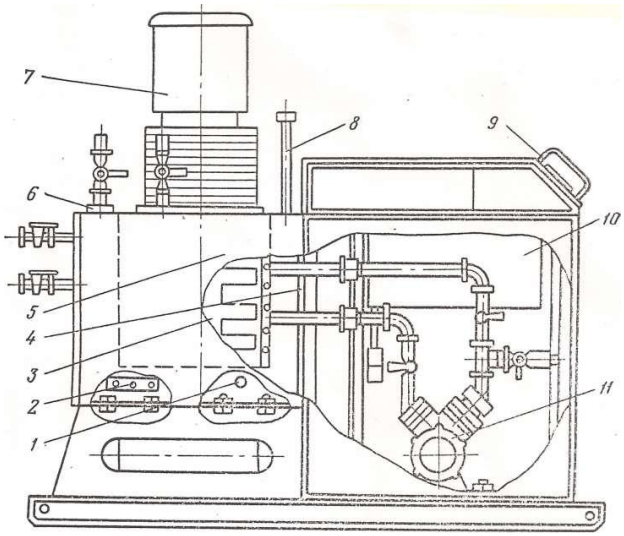


Рис. 17. Установка для приготовления полимерных растворов ППР

Наряду с глиномешалками широко распространены ультразвуковые генераторы. Установка на базе ультразвукового генератора (рис. 18.) отличается простотой, экономичностью, относительно высокой производительностью. Приготовление эмульсий на ней производится следующим образом.

В бак 3 установки (см. рис. 18.), смонтированной на раме 1, заливается вода (или другая исходная жидкость), а в маслобак *4* — концентрат-эмульгатор, например мылонафт. Концентрат подогревается с помощью тепло-электронагревателя 7 до 50— 60 °С. Затем включается насос *2,* из бака 3 по всасывающему трубопроводу *8* в насос поступает эмульгируемая жидкость, а из маслобака по маслопроводу 9— концентрат. Образующаяся смесь подается в гидродинамический излучатель 6, а получаемая эмульсия из приемного бака *5*

отводится в емкость. Затем эмульсия дозируется в соответствии с заданной концентрацией и подачей насоса в процессе эмульгирования.

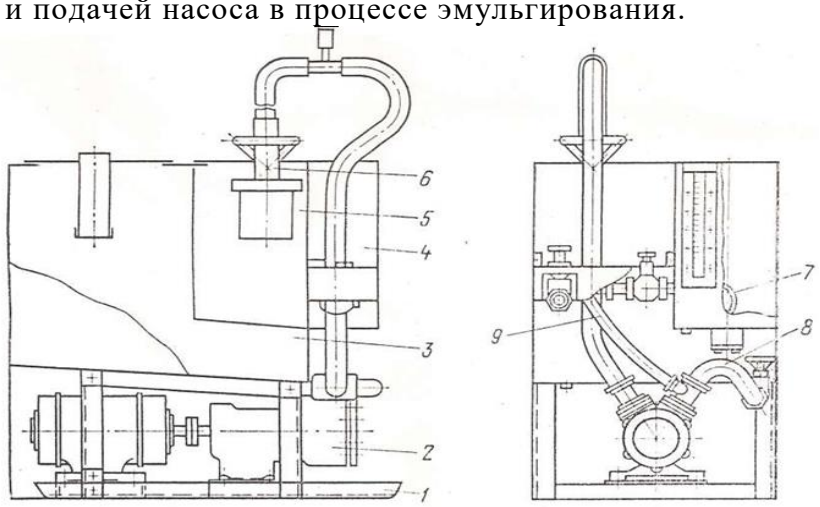


Рис. 18. Ультразвуковая установка для приготовления эмульсионных промывочных жидкостей

Принцип работы используемого в установке ультразвукового генератора (рис. 19.) заключается в следующем. Смесь исходной промывочной жидкости с эмульгируемым составом нагнетается насосом под давлением 0,6—0,8 МПа и поступает в зазор между насадкой *2* и отражателем *4.* Выходя из зазора веерообразной струей, жидкость ударяется о пластины 5, закрепленные в дисках 3 и *6.* Упругие колебания, образующиеся в результате завихрений жидкости, усиливаются резонансными колебаниями пластин и передаются в окружающую среду. Изменяя величину зазора между насадкой и отражателем- с помощью штурвала 7, можно получить разную толщину выходящей струи смеси и настроить излучатель на оптимальный режим работы. Излучатель помещается в корпусе 1 и соединяется с нагнетательной линией с помощью муфты *8.*

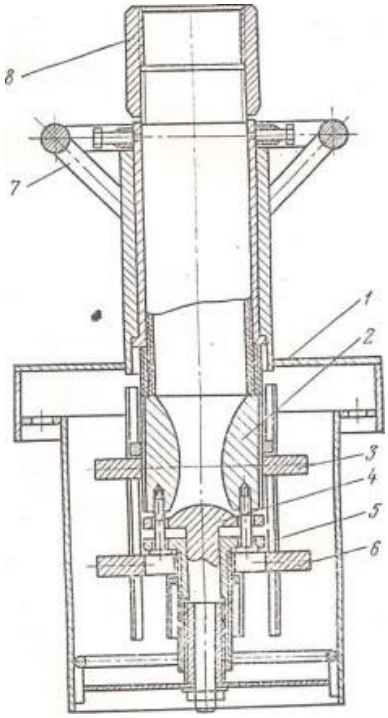


Рис. 19. Ультразвуковой генератор

Установка для приготовления эмульсионных растворов УЭМ-5 разработана в ИГО «Красноярскгеология». Она предназначена для приготовления тонкодисперсных эмульсий. Установка УЭМ-5 (рис. 20) выполнена в виде автономного агрегата, состоящего из насоса , электродвигателя 15, трехпозиционного крана 14, фильтра 13, всасывающего трубопровода 2, бака для воды 2, всасывающего трубопровода для эмульсола крана 4у бака для эмульсола 7, тройника 5, соединенного с излучателем 5, установленного в приемной камере 9, водонагревательного бака 6, уровнемеров 10 и 11 и пульта контрольно-измерительной аппаратуры.

Принцип действия установки заключается в следующем. При работе насоса 1 из бака 12 по всасывающему трубопроводу 2 (или непосредственно из водоема) поступает вода, а из бака 7 — разогретый концентрат (эмульсол). Смесь воды и концентрата через тройник 5 поступает в излучатель 5, где под действием ультразвукового эффекта в приемной камере 9 образуется тонкодисперсная эмульсия.

Установка УЭМ-5 при необходимости может быть использована для приготовления эмульсий непосредственно на скважине.

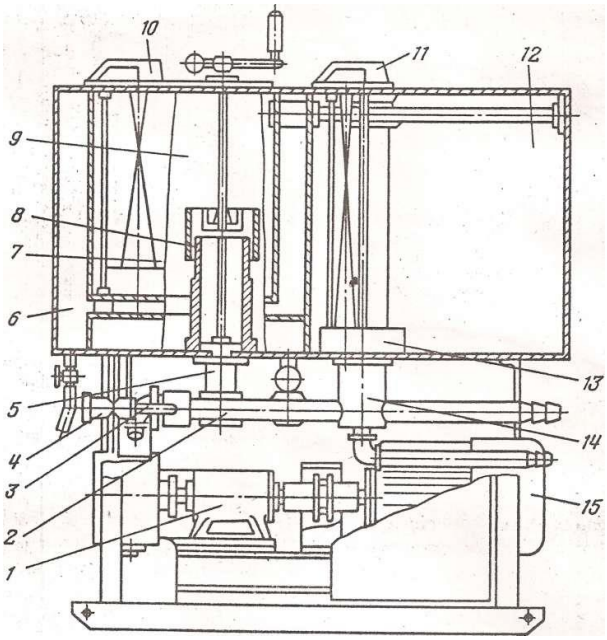


Рис. 20. Установка для приготовления эмульсионных растворов УЭМ-5

Техническая характеристика установки УЭМ-5

Производительность (для эмульсий 1-1.5 %-ной концентрации), $м^3$/ч…….5
Тип излучателя…….гидродинамический стержневой (УГИ-С)
Частота возбуждаемых колебаний, кГц…….……6-20
Давление на излучателе, МПа…….……...……...……..0,5
Объем бака, $м^3$:
для воды……...…….0,25
для эмульсола……..……..……..0,05
Мощность, кВт:
электродвигателя…….…….…5,5
нагревателя ТЭН……..…….……7,5
Габариты, мм:
длина…….…….1000
ширина……..……700
высота……..……...……..1500
Масса, кг……...…….350

5. ПЕРЕМЕШИВАТЕЛИ

Основная функция перемешивателей — не допустить расслоения бурового раствора и обеспечить равномерное распределение его компонентов во всем объеме циркуляционной системы. Для приготовления, обработки и циркуляции бурового раствора в практике бурения скважин применяют гидравлические и механические перемешиватели.

5. 1 Гидравлические перемешиватели

Отечественная промышленность выпускает гидравлические перемешиватели трех типов: 4УПГ, ПГ и ПГС. Перемешиватель 4УПГ (рис. 21) состоит из корпуса *2*, вращающегося в тройнике *3* ствола *4* и закрепленной на консоли ствола насадки *5*. Подвижные сочленения выполнены таким образом, что ствол с насадкой имеет возможность поворачиваться в двух взаимно перпендикулярных плоскостях, обеспечивая тем самым любое направление струи посредством рукоятки 1.

Техническая характеристика перемешивателя 4УПГ

Рабочее давление, МПа	4,0
Диаметр сменной насадки, мм	16; 20; 30; 40
Расход жидкости, л/с	15—90
Габариты, мм	335x170x2200
Масса, кг	33,5

Раствор подается буровым или центробежным насосом по манифольду в корпус гидравлического перемешивателя, откуда через тройник и ствол поступает к насадке. Здесь поток существенно ускоряется и с высокой скоростью выбрасывается из насадки. Поворачивая ствол за рукоятку, оператор направляет струю бурового раствора в застойные и наиболее отдаленные от приема насоса зоны, тем самым обеспечиваются вовлечение всего объема бурового раствора в циркуляцию, гомогенизации раствора, диспергирование твердой фазы и эмульгирование жидких компонентов при приготовлении эмульсионных растворов.

Принцип работы перемешивателя ПГ такой же, как и 4УПГ, однако перемешиватель ПГ позволяет фиксировать с помощью двух пальцев положение монитора по отношению к корпусу и корпуса по отношению к приемному патрубку. Для этой цели к приемному патрубку и к корпусу приварены диски с отверстиями. Угольник монитора и приемный патрубок фиксируют в корпусе от осевого перемещения при помощи шариков, которые выполняют также роль подшипников качения. В связи с тем, что основные детали перемешивателя литые, масса его в 1,5 раза меньше массы перемешивателя 4УПГ.

Техническая характеристика перемешивателя ПГ

Наибольшее рабочее давление, МПа	6,0
Диаметр сменной насадки, мм	20; 25; 30; 40
Габариты, мм	273x160x2000
Масса, кг	23,8

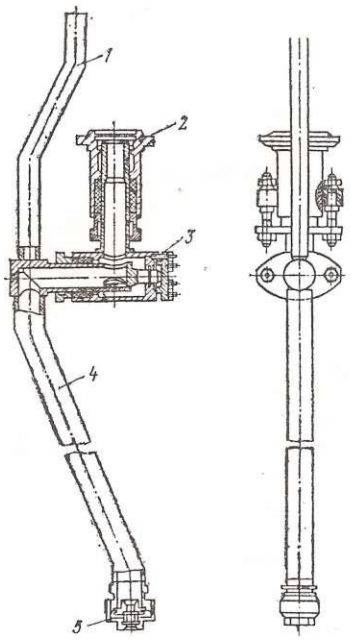


Рис. 21. Гидравлический перемешиватель 4УПГ

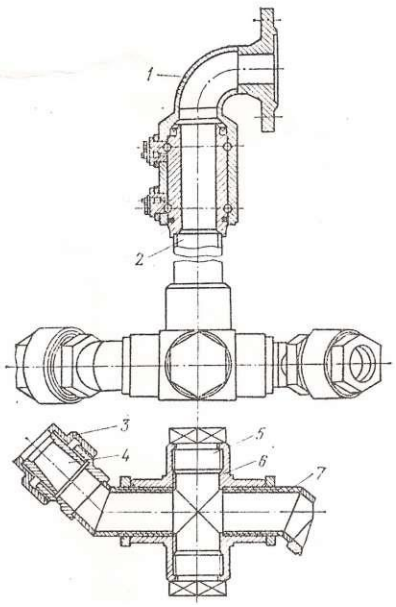


Рис. 22. Гидравлический перемешиватель ПГС

Гидравлический самовращающийся перемешиватель ПГС (рис. 22.) перемешивает жидкость без вмешательства оператора. Он состоит из приемного патрубка 7, ствола *2,* крестовины *6*, двух колен 7 с резьбовыми ниппелями, сменных насадок 4, закрепляемых с помощью накидных гаек 3. Сочленение ствола с приемным патрубком осуществляется при помощи специального шарикового подшипника. Крестовина присоединяется к нижней части ствола при помощи резьбы. Два конца крестовины заглушены пробками 5, а к двум другим (противолежащим) подсоединены колена с насадками.

Техническая характеристика ПГС

Наибольшее рабочее давление, МПа.....4,0
Диаметр, мм:
сменных насадок 20; 25; 30; 40
окружности, описываемой вращающимися коленями 480
Высота, мм 1777
Масса, кг.....38

Буровой раствор, нагнетаемый насосом в ствол перемешивателя, с большой скоростью вытекает из насадок в противоположных направлениях. Возникающая при этом реактивная пара сил заставляет вращаться крестовину в подшипнике, в результате чего изменяется направление действия струи с некоторой постоянной скоростью, зависящей от рабочего давления, развиваемого насосом, и реологических свойств бурового раствора. Крестовина вращается против часовой стрелки.

Основной недостаток перемешивателя типа ПГС – направление действия струи бурового раствора изменяется только в одной плоскости.

5.2 Механические перемешиватели

Для циркуляционных систем буровых установок отечественной промышленностью выпускаются механические перемешиватели ПМ, $ПМ_4$, $ПМ_2$, $ПЛ_1$, $ПЛ_2$.

Механический перемешиватель ПМ (рис. 23.) состоит из мотор-редуктора который крепится болтами к опоре 2, установленной на сварной раме 3, промежуточного вала 4, закрепленного на валу мотор-редуктора при помощи пальцевой муфты, лопастного вала *5* и перемешивающего органа *6.* Промежуточный вал установлен в двух шариковых подшипниках, расположенных в верхнем и нижнем концах цилиндрического корпуса, прикрепленного жестко к раме 3. Подшипники защищены от внешних воздействий и загрязнении кожухом, который при варен к фланцу промежуточного вала и вращается вместе с ним.

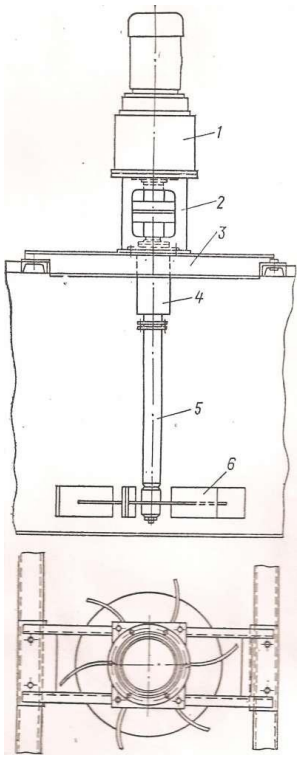


Рис. 23. Механический перемешиватель ПМ

Сварная рама ПМ устанавливается на верхней площадке емкости циркуляционной системы так, что зазор между лопастями и дном емкости составляет не менее 90 мм. На каждую емкость (или отдельный отсек) циркуляционной системы устанавливают, как правило, два механических перемешивателя.

На $ПМ_1$ установлен взрывозащищенный электродвигатель, а $ПМ_2$ отличается от описанного отсутствием цилиндрической опоры и пальцевой муфты.

В настоящее время налажен:» серийное производство наиболее совершенных механических перемешивателей ПЛ1 и $ПЛ_2$ (рис. 24.). Главным преимуществом их является то? что они оснащены комбинированным турбинно-пропеллерным перемешивающим органом, позволяющим значительно повысить эффективность перемешивания буровых растворов. Кроме того, их конструкция упрощена, а вместо дефицитного мотор-редуктора МПО2-15В-5,5/45,5 используются редукторы массового производства.

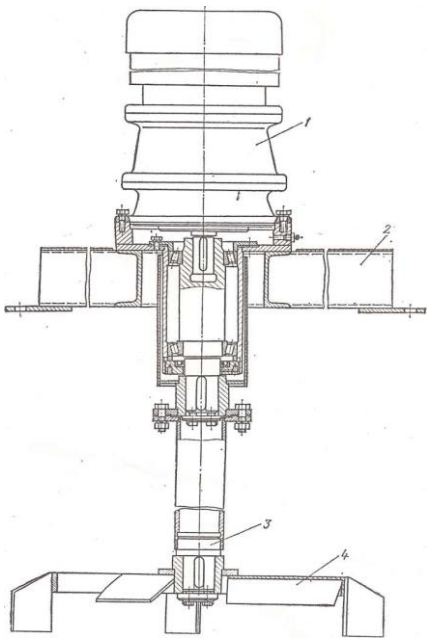


Рис. 24. Механическийперемешиватель с турбинно-пропеллерной мешалкой:
1 — мотор-редуктор; 2 — основание; *3*— вал; *4* — мешалка

Техническая характеристика механического перемешивателя

Шифр……..ПМ
Привод перемешивателя……мотор-редуктор МПО2-15В-5,5/45,5
Тип электродвигателя…….……..АО-42-4
Мощность электродвигателя, кВт……..…….…….5,5
Передаточное число планетарного редуктора……..…….32,1
Скорость вращения вала с лопастями, об/мин……..……45,5
Диаметр лопастей мешалки, мм……..……..……..950
Габаритные размеры, мм:
длина .....…….……1430
ширина ....……...……950
высота…….…...3262
Масса, кг……..……477

5.3. Перемешиватели, выпускаемые зарубежными фирмами

Зарубежные фирмы выпускают гидравлические перемешиватели, называемые гидравлическими пушками, трех, разновидностей.

Неподвижный перемешиватель, состоящий из патрубка диаметром 125—200 мм, внутри патрубка установлена насадка, питающаяся от нагнетательного трубопровода циркуляционной системы. Использование патрубка увеличивает эффективность действия струи, вытекающей из насадки. Неподвижные перемешиватели монтируют у дна резервуаров. Обычно монтируют два перемешивателя в двух противоположных углах резервуара. Насадки перемешивателей направлены параллельно продольным стенкам резервуара. Таким образом создаются условия: для вращения слоя жидкости, ограниченного стенками резервуара, а по высоте — эффективностью действия струй.

Фирма «Пенрод дриллинг компани» монтирует неподвижные перемешиватели посередине резервуара на расстоянии 450 мм от дна.

Самовращающиеся гидравлические перемешиватели, использующие для вращения реактивное действие вытекающих из насадок струй, благодаря чему осуществляется равномерное интенсивное перемешивание жидкости в плоскости насадок (рис. 25).

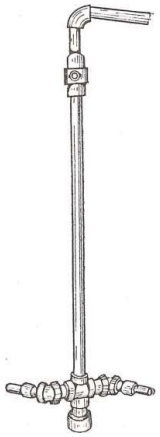


Рис. 25. Самовращающийся гидравлический перемешиватель.

Фирма «Сосьетэ де форажпетролье» применяет вращающиеся перемешиватели в прямоугольных резервуарах емкостью по 24 м^3. В каждом резервуаре установлено по четыре перемешивателя, две насадки в каждом. Диаметр насадок 32 мм. Насадки укреплены на вращающейся трубе на расстоянии 300 мм от дна и наклонены под углом к горизонту вниз. Такое их расположение, по данным фирмы, приводит к образованию турбулентных потоков, направленных от дна резервуара кверху.

При этом газ, имеющийся в жидкости, выносится этими потоками на поверхность, воздух же не проникает в жидкость. По данным той же фирмы, описанная установка при скорости вращения насадок 60 об/мин способна за 3 мин привести в однородное состояние 24 м^3 промывочной жидкости плотностью 2 г/см^3, которая перед этим оставалась в покое в течение 3 сут.

Поворотные гидравлические перемешиватели изготовляют двух типов — одношарнирные и двухшарнирные. На (рис. 26) показан двухшарнирный перемешиватель фирмы «Демко», установленный на буровой установке «Айдекопиньёпи». Перемешиватель состоит из трубы с рукояткой, на конце трубы смонтирована сменная насадка, двух шарниров с фиксирующими дисками и приемного патрубка, смонтированного на пусковой задвижке. Благодаря наличию двух шарниров труба с помощью рукоятки может направляться оператором в любую точку резервуара. Наличие фиксирующих дисков с пальцами позволяет оператору зафиксировать трубу с насадкой в любом положении.

Фирма «Лайтнин» (США) изготовляет механические перемешиватели двух типов —лопастные (рис. 27.) и пропеллерные.

Перемешиватели приводятся от электродвигателей мощностью от 2 до 15 л. с. Перемешиватели крепятся на резервуарах или желобах в вертикальном положении, при этом лопасти вращаются в горизонтальной плоскости. Скорость вращения лопастного вала составляет около 60 об/мин. Наружный диаметр лопастей колеблется от 700 до 1200 мм. В зависимости от диаметра лопастей выбирают мощность приводного электродвигателя.

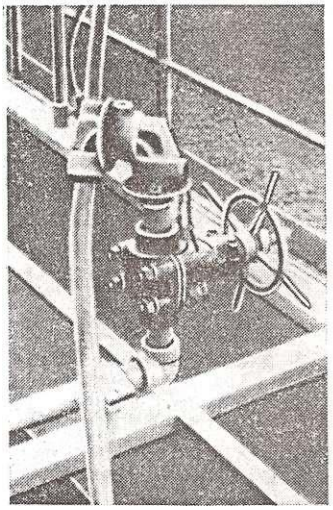


Рис. 26. Двухшарнирный гидравлический перемешиватель фирмы «Демко»

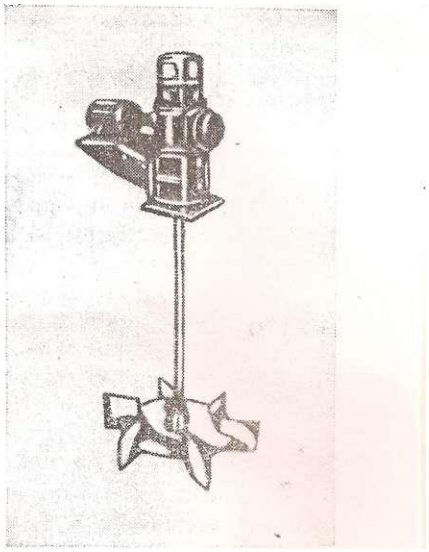


Рис. 27. Лопастной механический перемешиватель фирмы «Лайтнин»

У перемешивателей, устанавливаемых на желобах, предусматриваются лопасти диаметром менее 700 мм. Нижняя кромка лопастей отстоит от дна резервуара или желоба на 50— 100 мм.

6. ГИДРОАКУСЧТИЧЕСКИЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БУРОВЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ЖИДКОСТЕЙ РАЗРАБОТАННЫЕ НА КАФЕДРЕ “ТТР МПИ”

6.1. Малогабаритная многосекционная роторная мельница «ММР-2»

Целью настоящей разработки конструкции мельницы с лопастным ротором явилась необходимость повышения степени измельчения и однородности твердой фазы в приготовлении суспензии роторными мельницами. Другой задачей явилось обеспечение предварительного измельчения крупных кусков исходной твердой фазы приготовляемых суспензий.

Работает мельницы следующим образом (рис. 28): исходный материал например, крупно-комовая глина непрерывно подается в загрузочный бункер 1, одновременно в мельницу подается жидкая фаза по трубопроводу 16. Крупные куски твердого материала проходят предварительное измельчение на более мелкие фракции между дисками 14 и лопастями 10 первой ступени ротора, т.е. предварительное измельчение твердой фазы невозможно без вращения ротора. При этом за счет свободного поворота дисков на оси 13 и наличия на них зубцов (или выступов) происходить смена режущих кромок в зазоре между дисками 14 и лопастями 10. Отсюда, в процессе измельчения участвуют все режущие кромки, расположенные по окружности дисков, и длительное время они остаются острыми, не затупляются из-за их значительной протяженности.

Вращаясь, диски 14 одновременно очищаются зубьями гребенки 15. Струя жидкости, истекая под давлением из сплошной щели трубопровода 16, дополнительно промывает диски. Дисками, очищенными от кусков налипшего или застрявшего между ними твердого материала, производится наиболее эффективно предварительное измельчение. Независимое друг от друга свободное вращение дисков обеспечивает наилучшее прохождение и измельчение более крупных кусков твердого материала.

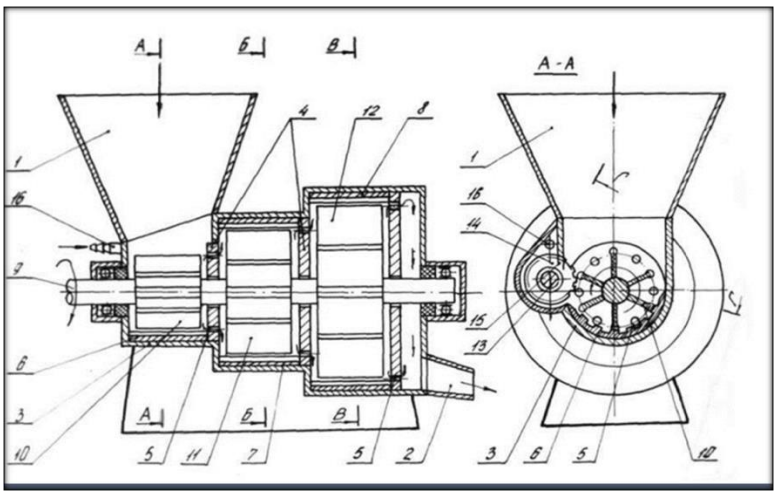


Рис. 28. Конструктивная схема роторной мельницы «ММР-2»

Пройдя стадию предварительного измельчения, твердая фаза продолжает измельчаться лопастями 10 о ребристую поверхность ударной плиты 6. Затем полученная в первой секции корпуса 3 крупнодисперсная пульпа под действием центробежных сил (а значит и давления пульпы), возникающих во вращающемся потоке, по сквозным отверстиям 5, расположенным в боковой стенке 4, поступает во вторую секцию. Во второй и последующей секциях крупнодисперсная пульпа претерпевает более тонкое измельчение, после чего готовая суспензия по отводному лотку 2 выводится наружу. Малый диаметральный размер первой секции корпуса 3 позволяет увеличить силовое усилие лопасти для раздавливания твердых комков исходного продукта измельчения, и , наоборот увеличения размеров последующих секции обеспечивает лучшее измельчение твердой фазы крупнодисперсной пульпы (приготовление в первой секции) при больших окружных скоростях движущегося потока пульпы в зонах измельчения (находящихся между ребристой поверхностью ударных плит 7,8 и периферийными кромками лопастей 11,12). Последовательное измельчение в первой, второй и третьей секциях позволяет получить суспензию однородной по фракционному составу и значительно повысить степень измельчения ее твердой фазы.

Производительность описанной мельницы выше известных в 2, 3 раза и более (в зависимости от числа секции корпуса). Она обеспечивает быстрое и качественное приготовление больших объемов буровых растворов, что позволяет уменьшить простой и осложнения при бурении скважин и получить существенный экономический эффект. Далее, уменьшается рабочая площадь глинозаводов, поскольку данная мельница заменяет несколько известных роторных мельниц типа «ФСМ». Более эффективно измельчение мельницы сокращает расход электроэнергии в 1.2-1.3 раза.

Техническая характеристика многосекционной роторной мельницы.

Вид измельчаемого материала……любая горная порода
Крупность кусков исходного материала (в поперечнике), мм.до 100/150
Производительность , $м^3$/час……..……до 30
Частота вращения лопастного ротора в минуту……1000
Диаметр лопастного ротора, мм:
первой ступени……...30
второй ступени……..…….....50
третьей ступени…….…….....70
Длина лопастного ротора, мм……..……..1100

Потребляемая мощность, кВт…… ……20

Габаритные размеры, м

Длина…… ... ….……200

Ширина…… …….. …….1600

Высота……..…….. .1050

Масса (без электродвигателя), кг……..……420

6.2. Барабанный измельчитель.

Конструктивные особенности барабанного измельчителя в отличие от всех других устройств гидромеханического типа, применяемых для приготовления буровых промывочных жидкостей, позволяют реализовать в нем принципиально новый и эффективный способ диспергации глинистого материала. Отличие заключается и в расширении функциональных возможностей; разработанный измельчитель работает не только в качестве диспергатора, он осуществляет транспортирование промывочной жидкости, т.е. одновременно выполняет функцию перекачивающего насоса.

Принципиальная конструктивная схема измельчителя представлена на рис. 29: а- продольный разрез устройства; б- сечение по А-А. Барабанный измельчитель имеет цилиндрический корпус 1 с приводом и станину 2.внутри корпуса 1 соосно ему неподвижно закреплен на станине 2 рабочий орган, содержащий два параллельно расположенных диска 3 и 4. В центре диска 3 выполнено отверстие, соединенное посредством полой оси 5 с разгрузочным патрубком 6.

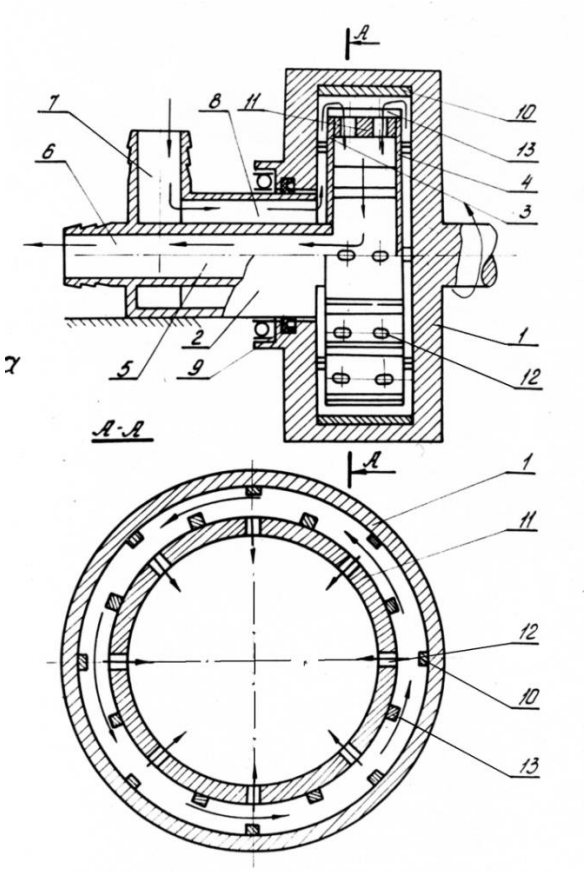


Рис.29. Конструктивная схема барабанного измельчителя.
а- продольный разрез; б- сечение по А-А.

1- цилиндрический корпус; 2- станина; 3- диск; 4- диск; 5-полая ось; 6-разгрузочный патрубок; 7- загрузочный патрубок;8- кольцевые каналы; 9- герметизирующее устройство; 10- продольный ребра; 11- кольцевая муфта; 12- отверстия; 13- износостойкие вставки.

Загрузочный патрубок 7 соединен с внутренней полостью корпуса 1 с помощью кольцевых каналов 8, размещенных в станине 2. Для герметизации внутренней полости корпуса между ним и станиной 3 установлено герметизирующее устройство 9, в виде сальникового уплотнителя.

На внутренней поверхности корпуса 1 смонтированы продольные ребра 10, а диски 3 и 4 по периферии соединены между собой герметично кольцевой муфтой 11. В муфте 11 выполнены отверстия 12, сообщающие зону измельчения с внутренней полостью рабочего органа. Муфта 11 армирована с наружной поверхности износостойкими вставками 13.

Измельчитель работает следующим образом. Вращательное движение от привода передает корпусу 1, вследствие чего наступающая через кольцевые каналы приготавливаемая промывочная жидкость под действием центробежной силы отжимается к периферии корпуса 1, где образует высокоскоростной круговой поток. Ребра 10 на внутренней поверхности корпуса 1 способствуют лучшему захвату поступающей жидкости вращающимся корпусом 1, в результате чего по всей цилиндрической внутренней поверхности корпуса 1 создается круговой поток. Двигающийся высокоскоростной поток в результате взаимодействия с нормально расположенными к его оси вставками 13 тормозится. В результате происходит диспергация глинистых частиц промывочной жидкости, которая характеризуется процессом объемного их разрушения.

Одновременно в результате торможения потока происходит относительное смещение его движущихся слоев, следовательно Постоянное смещение диспергируемых частиц относительно друг друга и воздействие на них центробежной силы, возникающей во вращающемся круговом потоке, вызывает между ними интенсивное трение, что приводит к их разрушению. Из зоны диспергации приготовленная промывочная жидкость по отверстиям 12 поступает во внутреннюю полость рабочего органа. Выгружается приготовленный продукт через отверстие в диске 3, канал полой оси 5 и разгрузочный патрубок 6.

Техническая характеристика барабанного измельчителя.

Вид измельчаемого материала…….....…….глина бентонитовая
Степень измельчения (линейный размер частиц), м;
исходная……..……..10^{-4}
минимальная……..……...10^{-6}
Производительность по глиноматериалу, $м^3$/ч…….……1
Потребляемая мощность, кВт……...…….6
Угловая скорость вращения рабочего органа, рад/с…….104,6
Статический напор потока на выходе измельчителя ,МПа……..…0,2
Габариты , мм : ширина……...……800
длина…….……1200
высота…….650
Масса (без привода), кг…….……....……..158

6.3. Струйная вихревая мельница.

Разработанная струйная вихревая мельница конструктивно отличается от других подобных устройств, работающих по принципу гидродинамических генераторов тем, что содержит два когерентных источника звуковых колебаний, соединяющихся общим выходным каналом. Такое отличие позволило интенсифицировать процесс измельчения твердой фазы озвучиваемых буровых промывочных жидкостей за счет удвоения энергии звуковой волны.

Конструкция мельницы представлена на рис. 30. Мельница состоит из двух полых цилиндрических вихревых камер 1, снабженных тангенциально расположенными насадками 2 входного 3 и выходного 4 патрубков. Между вихревыми камерами 1 и выходным патрубком 4 помещены шайбы 5 с калиброванными отверстиями. В конструкции выходного патрубка 4 предусмотрена возможность расположения здесь приемника звуковых колебаний 6 для измерения параметров работы мельницы.

Мельница работает следующим способом. В полость вихревых камер 1 по тангенциальным насадкам 2 поступает обрабатываемая промывочная жидкость, подаваемая насосом через входной патрубок 3 мельницы. В камерах 1 поступающая жидкость раскручивается, образуя так называемый первичный вихрь. За счет вязкостного трения получает вращательное движение промывочная жидкость, которая уже находилась в полости камер, образуя вторичный вихрь. Вакуумизация осевой части вторичного вихря в полости камеры 1 вызывает поступление сюда жидкости из выходного патрубка 4, в результате чего происходит гидравлический удар с повышением давления в полости камеры до значения звукового. После рассеивания избыточного давления, т.е. после единичного звукового импульса, процесс повторяется.

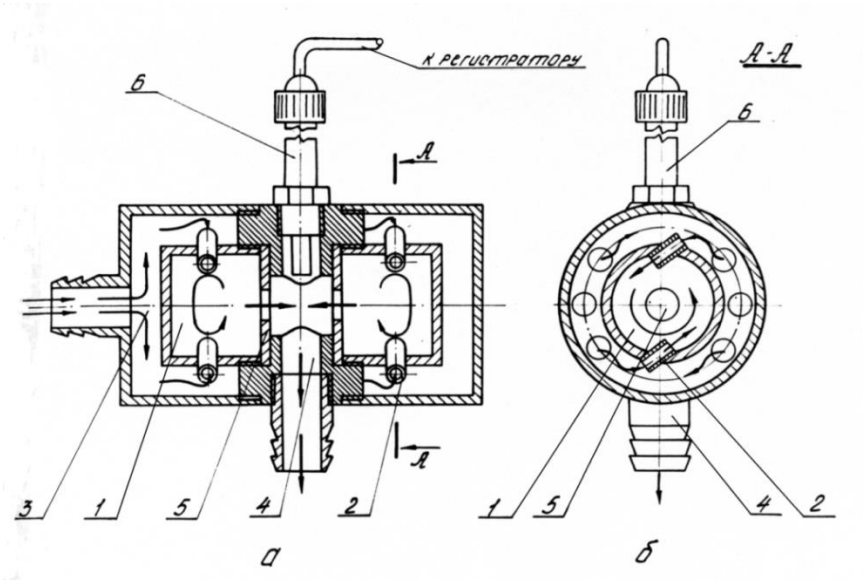


Рис. 30. Конструктивная схема струйной вихревой мельницы.
а-продольный разрез; б- сечение по А-А.
1-вихревая камера; 2- насадки; 3- входной патрубок; 4- выходной патрубок;
5- калибровочные шайбы; 6- приемник звуковых колебаний.

Техническая характеристика струйной вихревой мельницы.

Вид измельчаемого материала……...…….глина бентонитовая
Степень измельчения (линейный размер частиц), м
исходный…….....…….……10^{-6}
минимальный…….…….....…….10^{-7}
Производительность по сухому глиноматериалу, $м^3/ч$…….....0,5
Удельный затраты энергии на привод, $кВт/м^3$…….…….....2,4
Давление пульпы, МПа:
на выходе…….……...…….0,4
на входе……...…….4,4
Частота генерируемых звуковых колебаний, кГц……..……..…20

Амплитуда звукового давления генерируемой волны, МПа…….....0,12
Диаметр вихревой камеры, мм……...……..100
Габариты, мм длина……...……..….600
ширина…….…….……..…..420
высота……...……720
Масса мельницы, кг…….…….…….80

6.4. Гидродинамическая роторная мельница ГРМ-2

Обработка промывочных жидкостей с целью дальнейшей диспергации твердой фазы под воздействием гидроакустических колебаний в последнее время находит широкое применение. Одновременно остается не решенной задача измельчения и диспергирования различных видов глиноматериала с высокой степенью дисперсности конечного продукта до 10^{-5} - 10^{-7} м. Такая задача может быть успешно решена лишь при совмещении в одном устройстве двух известных способов диспергирования: механического и гидродинамического.

Целью настоящей разработки гидроакустической роторной мельницы ГРМ - 2 является повышение эффективности измельчения путем дополнительного ослабления связей между частицами твердого материала, за счет воздействия на исходный продукт гидроакустическим полем в процессе его измельчения в рабочей камере мельницы механическим способом. Общий вид гидроакустической мельницы показан на рис. 35.

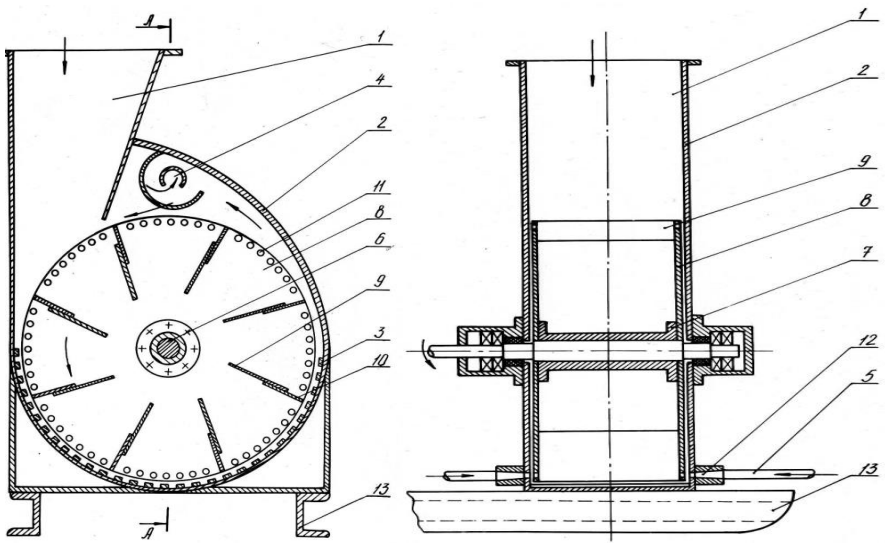


Рис. 35. Гидроакустическая мельница “ГРМ -2”

1 - загрузочный бункер; 2 - корпус; 3 - ударная плита; 4 - выходной патрубок; 5 - трубопровод; 6 - вал; 7 - соединительная втулка; 8 - диск; 9 - лопасти; 10 - насадки; 11 - отверстия; 12 - сопла; 13 - рама,

Мельница состоит из загрузочного бункера 1, корпуса 2, внутри которого размещен горизонтальный лопастной ротор, ударная плита 3, выходной патрубок 4 трубопровода 5 для подачи жидкой фазы. На валу 6 ротора через соединительную втулку 7 жестко закреплены диски 8, между которыми установлены лопасти 9 со сменным насадками 10. На периферии дисков 8 по окружности выполнены отверстия 11, напротив которых в боковых стенках корпуса 2 установлены сопла 12, соединенные с трубопроводом 5 для подачи жидкой фазы в мельницу. Корпус мельницы с приводом установлен на раме 13.

Работает мельница следующим образом. Исходный материал, например, комовая глина, подается в бункер I. Затем исходный материал захватывается лопастями 9 и, попадая на ударную плиту 3, измельчается силовым усилием лопастей. Одновременно по трубопроводу 5 подается под давлением (до 2,0 - 5,0 МПа) жидкая фаза, например, вода, которая, истекая из сопел 12 с высокой скоростью через отверстия 11 в дисках 8, попадает в зону измельчения, расположенную между кромками лопастей 3 и ударной плитой 3, Поскольку диски 8 вращаются вместе с лопастями 9, то струя жидкости, истекающая из сопел 12, периодически прерывается; при этом достигается частота порядка 1500-2000 Гц. В результате в зоне измельчения предложенной мельницы возникает мощное гидроакустическое поле. В это поле лопастями ротора подаются все новые и новые порции твердого материала. При этом исходный твердый материал одновременно с силовым разрушающим воздействием лопастей ротора подвергается мощным звуковым колебаниям, передаваемым жидкой средой в зону измельчения. Данные колебания резко ослабляют связи между твердыми частицами, вследствие чего материал легко разрушается от силового воздействия лопастей ротора. Измельчаемый твердый материал вместе с жидкой фазой в виде суспензии выводится наружу через выходной канал 4. Подача глиноматериала лопастями 9 ротора в зону измельчения делает процесс разрушения материала непрерывным [3]. Техническая характеристика гидроакустической роторной мельницы МГР-2 представлена в таблице.

Техническая характеристики измельчительной машины “ГРМ-2”

Вид измельчаемого материала	Глина, мел, барит, слюда и др.
Линейный размер частиц, м:	
Исходный, не более	0,05
Конечный	10^{-6} … 10^{-7}
Производительность по глиноматериалу, $м^3/ч$	1,5…2,0
Частота генерируемых гидроакустических колебаний в рабочей камере, Гц	1500…2000
Потребляемая мощность, кВт	28
Габаритные размеры, мм	
высота	1720
длина	1340
ширина	1065
Масса без электродвигателя, кг	280

Благодаря высокой эффективности измельчения в данной гидроакустической мельнице в несколько раз сокращается число циклов повторного прохождения суспензии через мельницу для измельчения твердого материала до требуемой фракции. В результате производительность мельницы увеличивается в 2-4 раза по сравнению с известными роторными мельницами. Это особенно важно для быстрого и качественного приготовления промывочных жидкостей при бурении скважин в сложных геологических условиях.

6.5 Многоступенчатая струйно-вихревая мельница “СВМ - 3”

В предлагаемой измельчительной машине реализован перспективный принцип постадийного измельчения исходного продукта. Разработанная мельница конструкции “СВМ – 3” отличается от аналогичных конструкций тем, что позволяет на порядок

повысить дисперсность приготавливаемых суспензий при одновременном снижении энергозатрат на 30-40 % на работу устройства. Мельница предназначается для активации промывочных жидкостей после их длительного хранения и дополнительного диспергирования грубодисперсных промывочных жидкостей. Конструкция струйной вихревой мельницы поясняется чертежами на рис.36.

Мельница состоит из герметичного корпуса 1, выполненного в виде барабана с входным 2 и выходным 3 патрубками, расположенными по оси корпуса 1 с противоположных торцов. Внутри корпуса 1 размещен смеситель, выполненный из группы последовательно расположенных дисков 4 и 5, которые жестко прикреплены к корпусу 1 перпендикулярно его оси. В дисках 4 и 5 в направлении от входного 2 к выходному 3 патрубку выполнены отверстия 6 и 7 с определенной последовательностью. Первый диск 4 имеет периферические отверстия 6, второй диск 5 - центральные отверстия 7. Корпус 1 выполнен с возможностью вращения, которое передается от двигателя (на чертеже он не показан) с помощью клиноременной передачи через шкив 8, установленный на входном патрубке 2. Для обеспечения возможности вращения корпуса 1 входной 2 и выходной 3 патрубки установлены в опорах на радиальных самоустанавливающихся подшипниках 9.

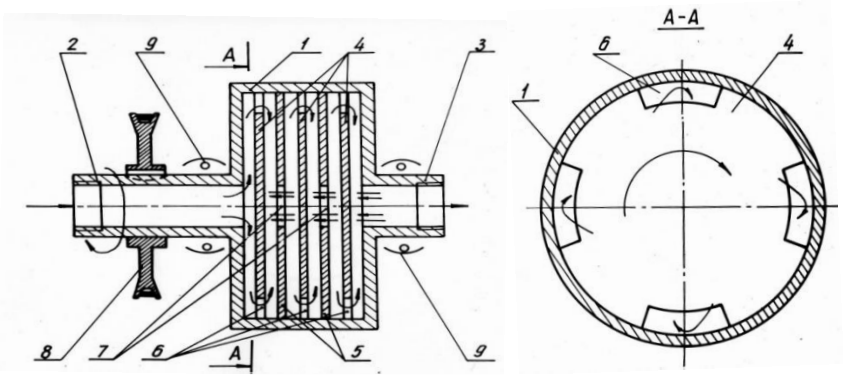


Рис. 36. Струйная вихревая мельница для активации промывочной жидкости СВМ-3
1 - корпус; 2 - входной патрубок; 3 - выходной патрубок; 4 и 5 - диски; 6 и 7 - отверстия; 8 - шкив; 9 - подшипники.

Работает мельница следующим образом.

Во внутрь вращающегося корпуса 1 по входному патрубку 2 через вертлюг (на чертеже не показан) непрерывно под давлением подают крупнодисперсную пульпу. Здесь пульпа, двигаясь по зазору между торцом корпуса 1 и диском 4 и через периферические отверстия 6, благодаря наличию сил трения внутри жидкости, раскручивается и приобретает частоту вращения, равную частоте вращения корпуса 1. Во вращающемся потоке происходит измельчение твердой фазы пульпы. Кроме того, пульпа, раскручиваясь в корпусе 1, под действием центробежных сил, возникающих во вращающемся потоке, прижимается к боковым стенкам корпуса 1. В результате этого в центре вращающегося потока около отверстия 7 диска 5 образуется зона разряжения. С одной стороны, в зону разряжения из отверстия 7 устремится часть пульпы, с другой стороны сюда по зазору между дисками 4 и 5 пульпа поступает непрерывно. Вследствие этого объем вращающегося потока возрастает, и пульпа стремится выйти по зазору между дисками 4 и 5, в результате происходит гидравлический удар встречных потоков. Одновременно с этим давление в зазоре между дисками 4 и 5 возрастает, в результате чего происходит выброс части пульпы через отверстие 7 в сторону выходного патрубка 3. А в центре вращающегося потока около отверстия 7 опять возникает зона разряжения и процесс повторяется с высокой частотой, достигая звукового или ультразвукового диапазонов. Так как смеситель мельницы выполнен в виде группы дисков, то пульпа, двигаясь через него, периодически и многократно подвергается колебаниям с высокой частотой, а твердая фаза интенсивно разрушается. Это повышает эффективность измельчения и

позволяет с высокой производительностью осуществлять приготовление буровых промывочных жидкостей [3]. Техническая характеристика многоступенчатой струйно-вихревой мельницы СВМ - 3 представлена в таблице.

Техническая характеристика измельчительной машины СВМ-3

Параметры	Значения
Вид измельчаемого материала	Крупнодисперсная пульпа
Линейный размер частиц, м:	
Исходный, не более	10^{-5}
Конечный	10^{-7} … 10^{-8}
Производительность по глиноматериалу, $м^3/ч$	18…20
Частота генерируемых гидроакустических колебаний в рабочей камере, Гц	20000
Потребляемая мощность, кВт	18
Габаритные размеры, мм	
высота	650
длина	1340
ширина	720
Масса без электродвигателя, кг	176
Статистический напор потока, МПа:	
на выходе	0,4
на входе	4,5
Амплитуда звукового давления генерируемой волны, МПа	0,12

6.6 Многоступенчатая микромолотковая мельница для приготовления механоактивированных буровых растворов

Важным резервом повышения производительности бурения скважин и сокращения сроков разведки месторождений полезных ископаемых является правильный выбор технологии бурения, в том числе вида и качества промышленных жидкостей с высокой степенью механоактивации исходных компонентов. При этом для приготовления таких механоактивированных промывочных жидкостей используются самые разнообразные по физико-механическим свойствам сходные компоненты из твердых материалов: глина, мел, барит, гипс, доломит, гематит, торф, целлюлозосодержащие твердые материалы и другое минеральное и органическое сырье. Исходя из этого для качественного и производительного приготовления механоактивированных промывочных жидкостей необходимо использовать энергонапряженнную измельчительную технику, обеспечивающую высокий потенциал передачи механической энергии мелющих органов измельчаемому продукту. Особенно это требование важно, как показывает практика, для разрушения при измельчении вязких и пластичных материалов с высокими деформационными характеристиками физико-механических свойств.

Учитывая вышеизложенное, на кафедре ТТР МПИ разработана новая технология энергонапряженного измельчения минерального и органического сырья с повышенным диапазоном величин прочностных и деформационных параметров физико-механических свойств этих твердых материалов. Причем конструкция измельчительного устройства, реализующая данную технологию измельчения, выполнена с учетом технологических и эксплуатационных требований приготовления высококачественных

буровых промывочных жидкостей из самых разнообразных исходных компонентов. Основными задачами разработки предлагаемой технологии измельчения многоступенчатой мельницей микромолоткового типа являлось повышение эффективности измельчения и однородности по степени дисперсности готового продукта путем создания условий для последовательного перемещения всей массы материала через зоны наиболее интенсивного измельчения, а также увеличение долговечности работы мелющих тел.

Измельчительная машина (рис. 37.), реализующая предлагаемую технологию измельчения, представлена на рисунке. Она содержит камеру дробления 1, два вертикально установленных ротора на валах 2 и 3 с дисками 4. В дисках 4 на окружностях разного диаметра выполнены отверстия 5, в которых установлены оси 6 с размещенными на них пакетами длинных 7 и коротких 8 молотков. В некоторых местах вместо них установлены молотки 9 в форме лопастей. Количество лопастей, их размещение в пространстве камеры дробления и угол установки по отношению к потоку определяются свойствами материала и заданной степенью его измельчения. Камера дробления 1 снабжена входным 10 и выходным 11 каналами. Молотки 7 и 8 упрочнены по всей поверхности, например, путем цементирования, борирования, нитрирования и т. д., так, что толщина неупрочненной части составляет 40 % от общей толщины молотка, обычно равной 2-3 мм. По мере износа молотков их переставляют на новые места крепления так, чтобы сохранился заданный наружный диаметр молотков, установленных на роторе.

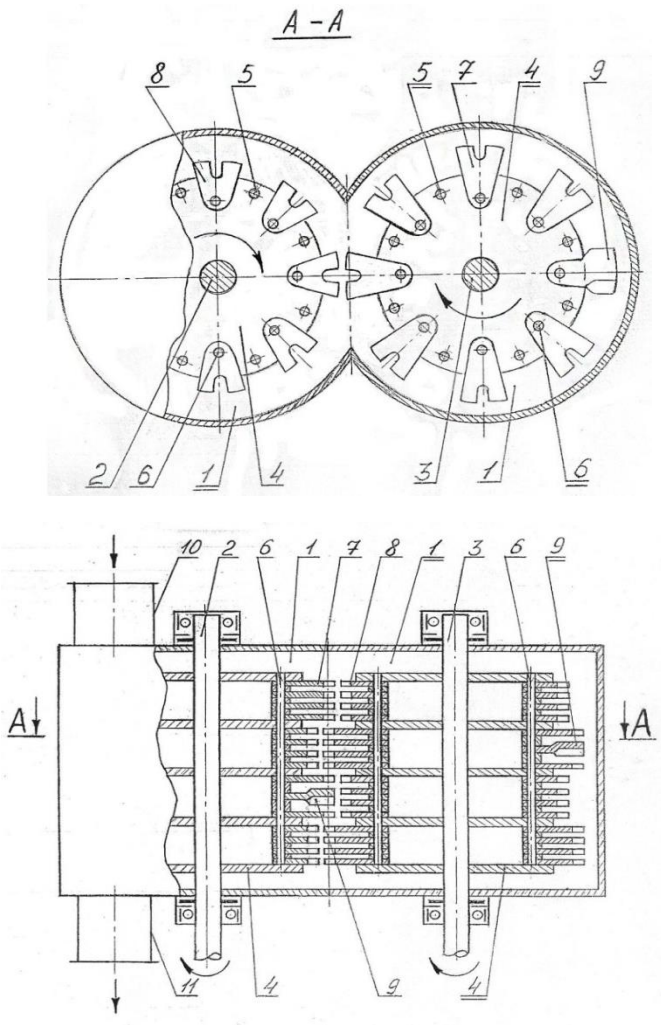


Рис. 37. Схема многоступенчатой микромолотковой мельницы конструкции МММ-2.

При работе устройства измельчаемый материал через входной канал 10 подается в верхнюю часть камеры дробления 1 к пакету длинных молотков 7 ротора на валу 2, вращающегося в одном направлении с ротором на валу 3. Измельчаемый и перемещаемый этими молотками в кольцевом пространстве вокруг ротора на валу 2 материал поступает в зону встречного движения молотков 7 и 8, где интенсивно измельчается благодаря удвоенной скорости взаимодействия частиц материала с молотками в стесненных условиях и полностью перемещается в кольцевое пространство вокруг ротора на валу 2 за счет окружной скорости потока, большей, чем окружная скорость потока материала в кольцевом пространстве вокруг ротора на валу 3. По мере измельчения молотками 8 частицы материала под действием силы тяжести опускаются к нижележащему пакету длинных молотков 7 ротора на валу 3, и процесс измельчения повторяется аналогичным образом до тех пор, пока материал не достигнет самого нижнего пакета коротких молотов 8, после чего измельченный материал поступает в нижний выходной канал 11. Скорость перемещения продукта в зоне измельчения регулируют путем варьирования количеством на роторах молотков 9 и направлением угла атаки их лопастей.

Предлагаемая конструкция многоступенчатой микромолотковой мельницы МММ-2 имеет следующие технические данные.

Вид материала	Глина, барит, доломит, известняк, цемент, полевой шпат, слюда, тальк, древесный и каменный уголь, доменные шлаки и др.
Линейный размер частиц, м: исходного продукта конечного продукта	 (2-10)*10-3 (5-20)*10-6
Степень измельчения	30-50
Число единовременно протекающих актов разрушения твердого материала в измельчительной машине, с-1	(1,1-1,4)*104
Общее количество ударных рабочих элементов, шт.	2240
Тип системы охлаждения	Водяное
Потребляемая мощность, кВт	75
Производительность, т/ч	1,0-1,5
Габариты, мм	3200x2150x1650
Масса, кг	3950

Проведенные стендовые исследования опытного образца многоступенчатой молотковой мельницы МММ-2 показали высокую эффективность ее работы при измельчении материалов с различными прочностными и деформационными свойствами (глина комовая, барит, гематит, каменный уголь, торф и т. д.). Это позволяет рекомендовать ее для эксплуатации в различных геологоразведочных организациях при приготовлении весьма разнообразных по составу буровых промышленных жидкостей, поскольку помимо высокой эффективности измельчения твердых материалов данная мельница обеспечивает высокую степень массообмена (т. е. перемешивания) при измельчении. Наконец, предлагаемая конструкция мельницы МММ-2 может найти широкое применение при получении высокодиспергированных пульп и порошков различных технологических материалов в горно-обогатительной, химической, строительной и других отраслях промышленности.

6.7 Лопастной механоактиватор “ЛМА-2М”

Мокрый метод механоактивации дисперсных систем является наиболее технологичным при реализации в полевых условиях, с целью повышения вяжущих свойств тампонажных буровых растворов. Поэтому разработка новых высокоэффективных методов данного вида механоактивации дисперсных систем вяжущих материалов является актуальной проблемой, особенно при цементировании нефтегазовых скважин.

Эффективность мокрого метода механоактивации тампонажных смесей на основе цементов авторами предварительно исследовалась в лабораторных условиях. Выполнение лабораторных работ включало в себя предварительную активацию исходных вяжущих, из которых готовятся исследуемые тампонажные смеси, а затем активировались сами смеси. В качестве вяжущих использовались цементы следующих марок: М200; М300; М400.

Активация вяжущих осуществлялась путем мокрого механического сверхтонкого измельчения лабораторными лопастными активаторами до размеров частиц преимущественно от 10 до нескольких микрон с удельной поверхностью до 0,6-0,8 $м^2$ /г. Пробы были изготовлены из цементного теста, подвергшегося вышеуказанному гидромеханическому воздействию. Мокрая механоактивация растворов производилась на протяжении разных интервалов времени (20, 40, 60 мин.).

Анализ результатов лабораторных исследований подтверждает эффективность мокрого метода механоактивации вяжущих (предел прочности цементного камня на сжатие $\sigma_{сж}$ увеличивается на 30-40 %) и необходимость существенного увеличения энергонапряженности процесса механоактивации вяжущих. Для повышения эффективности мокрой механоактивации, как показали лабораторные исследования, целесообразно повышение скорости движения измельчающей среды. Это возможно осуществить в закрученных потоках жидкости.

Закрученный поток формирует поле центробежных массовых сил и обладает следующими специфическими особенностями:

- в случае формирования кольцевых закрученных потоков без механического воздействия на него рабочих органов измельчительного аппарата успешно решается проблема чистого помола, так как в кольцевом закрученном потоке реализуется процесс самоизмельчения;
- поток имеет соизмеримые значения осевой, вращательной и радиальной составляющих скорости;
- поток имеет продольный и поперечный градиенты статического и полного давления;
- поток имеет существенное значение градиента скорости в поперечном сечении; отличается высоким уровнем турбулентных пульсаций;
- осуществляет активное и консервативное воздействие центробежных сил на поток.

Закрученные потоки эффективно используются во многих механизмах для реализации сложных процессов.

Принцип работы предложенного способа, работающего в режиме самоизмельчения в кольцевом закрученном потоке, поясняется эскизом на рисунке 1.

Устройство, с помощью которого реализуется предлагаемый способ измельчения твердых материалов (рис.38), состоит из цилиндрического горизонтального корпуса 1 с футеровкой 2 внутренней его поверхности, загрузочного бункера 3 и выгрузочного патрубка 4 с регулировочным краном 5. Внутри корпуса 1 соосно размещен ротор, содержащий вал 6 с подшипниковыми опорами 7, две ступицы 8, на которых закреплены лопасти 9 с одинаковым зазором 10 между периферийной кромкой лопасти 9 и поверхностью футеровки 2 корпуса 1.