

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



А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной
работы по дисциплине
«Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*



ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН
ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ

Сертификат: 00899356C4B8E7194321D0149160B2398C
Владелец: Зубов Владимир Владимирович
Действителен: с 26.06.2024 до 19.09.2025

Екатеринбург – 2019

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

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-
технологического факультета

«_____» _____ 2019 г.

Председатель комиссии

_____ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по
дисциплине*

*«Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Разрушение горных пород: Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.

Пособие предназначено для выполнения контрольной работы студентов всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Разрушение горных пород».

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Петрушин А.Г., Лещуков Н.Н.,

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ	6
1.1. Общие положения	6
1.2. Определение параметров буровзрывных работ	6
1.2.1. Выбор взрывчатых материалов.....	6
1.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров	11
1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов.....	12
1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб.....	12
1.2.3.2. Прямые врубы.....	14
1.2.4. Определение удельного заряда ВВ.....	18
1.2.5. Выбор диаметра шпура.....	20
1.2.6. Определение количества шпуров	20
1.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов	22
2. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ	24
3. ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....	27
4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ	30
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	31
ПРИЛОЖЕНИЯ	32
Приложение 1. Образец оформления обложки отчёта	31
Приложение 2. Пример паспорта БВР на проведение выработки	32
Приложение 3. Задания по расчёту параметров и составлению паспорта БВР на проведение выработки	35
Приложение 4. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок.....	39

ВВЕДЕНИЕ

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

Отчёт по контрольной работе оформляется на листах стандартного формата А4 (210 мм х 297 мм). Обложка отчёта выполняется в соответствии с образцом, приведённым в Приложении 1.

На первой странице отчёта приводится его содержание с указанием страниц, далее – содержание задания по следующей форме (для примера взято задание № 1 настоящего пособия – Приложение 3):

Задание № 1

Выполнить расчёт и составить паспорт буровзрывных работ для проведения выработки при следующих данных:

- наименование выработки: квершлаг однопутный;
- форма поперечного сечения выработки – сводчатая;
- размеры выработки (высота и ширина) – 3,4х3,3 м;
- площадь сечения вчерне – 10,5 м²;
- коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова $f = 15$;
- категория пород – I;
- обводнённость – с;
- категория шахты по газу или пыли и наличие метана в выработке – не опасная.

После выполнения и оформления расчётной части отчёта приводится паспорт БВР, в котором указываются: характеристика выработки; характеристика пород; исходные данные; схема расположения шпуров в трёх проекциях; кон-

струкция вруба; конструкции зарядов во врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих шпурах; основные показатели взрывных работ; меры безопасности. Пример заполнения паспорта приведён в Приложении 2.

Студенты, обучающиеся по заочной форме и работающие на горном предприятии, в качестве исходных данных для выполнения настоящей работы (характеристики выработки и пород) могут по согласованию с преподавателем взять фактические исходные данные предприятия. Выполнив расчёты и составив паспорт в соответствии с рекомендациями пособия, студент приводит в отчёте также фактически действующий паспорт по принятой выработке и даёт краткий анализ расчётного и фактически действующего паспортов БВР.

1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

1.1. Общие положения

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

1.2. Определение параметров буровзрывных работ

1.2.1. Выбор взрывчатых материалов

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» (ЕПБ) [1] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [2] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 1.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 1.1

Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород f	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП-5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непригодных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м ³	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м ³	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	—	—	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-игданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

* Плотность при механизированном зарядании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 1.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 1.3

Электродетонаторы для шахт и рудников

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непригодные для нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непригодные для пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 1.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непридохранительных взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 1.4

Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

Примечание. Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Иницирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

1.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

- врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;
- врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 1.5.

Таблица 1.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м ²	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимальной возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обурирования и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ($f > 12$) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки (B) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5 B , применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м²) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 1.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85–0,95 с учётом крепости горных пород.

1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 1.6.

Таблица 1.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки (м ²)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α , град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (1.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 1.2),

d_3 – диаметр заряда,

d – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 1.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 1.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 1.7 или по формуле:

$$h_{\text{вр}} = 0,25 B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (1.2)$$

где B – ширина выработки, м

α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 1.1).

Предельная глубина вертикального клинового вруба $h_{вр}$, м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

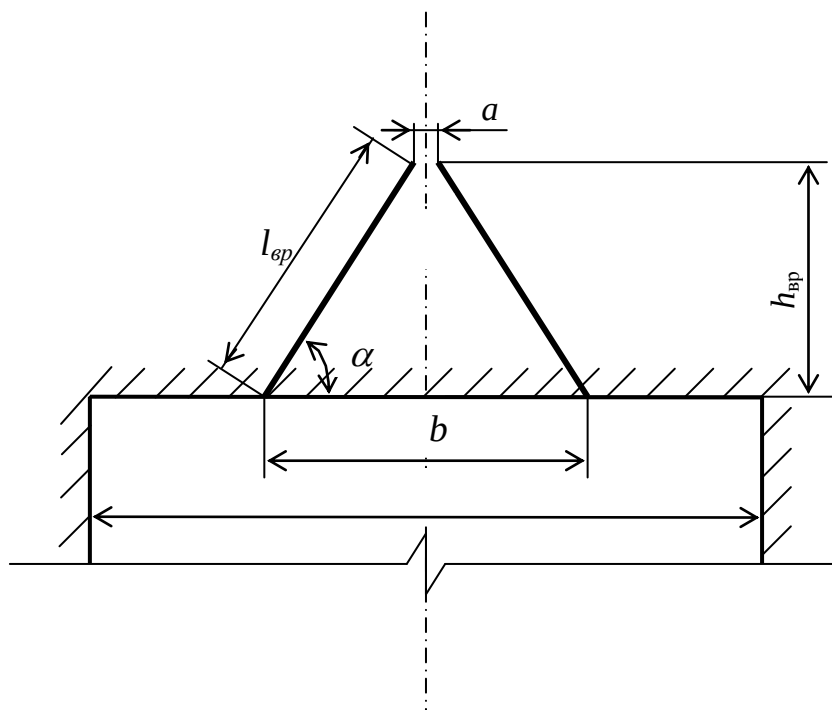


Рис. 1.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (1.3)$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (1.4)$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \tan \alpha + a, \quad (1.5)$$

где a – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород $a = 0,15-0,2$ м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обурирования вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров α .

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 1.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

1.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 1.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный a ; щелевой b ; спиральный c и двойной спиральный d .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуrom (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрывааемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуrom или серией шпуров (пробивное расстояние W_1) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 1.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние W_1 , определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (1.1).

Пробивные расстояния W_1 учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрывааемых вторыми и последующими во врубе (W_1 , W_2 , W_3 и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

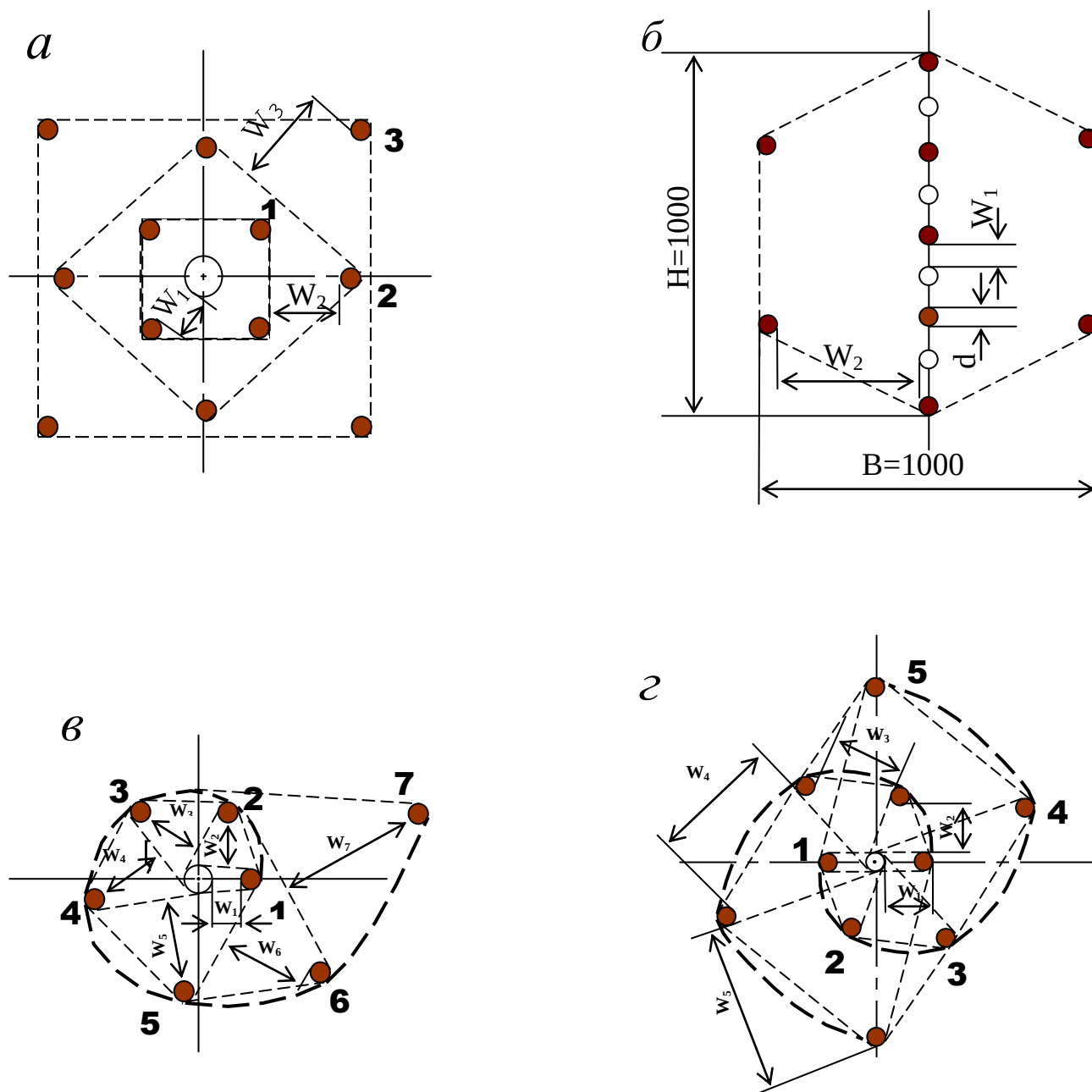


Рис. 1.2. Конструкции прямых врубов:
а – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

Таблица 1.8

Пробивные расстояния W_1 , мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x , мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрывааемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 1.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (1.6)$$

где W_1 – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 1.7);

D_x – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

d – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния (W_2 , W_3 и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 1.2) в масштабе 1:5.

Таблица 1.9

Пробивные расстояния W_2 , мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x , мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10

**Предельные пробивные расстояния
для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм**

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м² необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 1.8. Количество заряжаемых N_z и холостых N_x шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (1.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (1.8)$$

где H – высота вруба, мм;

W_1 – пробивное расстояние, мм;

d – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 1.2, б) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние W_2 для шпуров, взрывааемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 1.11.

В породах с $f > 10$ расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 1.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 1.11

**Минимально допустимые расстояния
между смежными шпуровыми зарядами**

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
при $f > 10$	0,4	0,3	—	—

В породах с коэффициентом крепости $f < 6$ обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 1.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

1.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд **при врубах с наклонными шпурами** рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (1.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м³;

f – коэффициент крепости по М. М. Протоdjяконову. В породах с $f > 16$ в формуле (1.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

f_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

e – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_{\text{э}}}, \quad (1.10)$$

где $Q_{\text{ид}}$, $Q_{\text{ид.э}}$ – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

ρ , $\rho_{\text{э}}$ – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м³.

Необходимые данные для расчета величины e принимают из табл. 1.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (1.10) и в табл. 1.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы f_1 принимается из табл. 1.12.

Таблица 1.12

Коэффициент структуры породы f_1

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы f_1
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (1.11)$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м².

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах $v = 1,1-1,4$ (меньшие значения – для больших сечений выработок).

При щелевом врубе на полную высоту выработки для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (1.9) следует принимать коэффициент зажима породы $v = 1,4$.

Прямые (дробящие) врубы требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (1.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы $\nu = 1,1-1,4$.

1.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 1.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное заряжание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжения. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударно-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм (см. раздел 3). При механизированном заряжении шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

1.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (1.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м³;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м²;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (1.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³;

α – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном заряджании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном заряджании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 1.2). При механизированном заряджании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м³.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7–0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с $f = 2-8$ – коэффициент заполнения принимается 0,35–0,55; в более крепких породах – 0,5–0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (1.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 1.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50–1:20), и только затем возобновляется расчёт (раздел 1.2.7).

Таблица 1.13

Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Сечение выработки в черне, м ²						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (1.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, $м^2$;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), $м^2$;

$N, N_{вр}$ – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном $85-87^\circ$ к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии ($150-200$ мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

При применении прямых врубов количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (1.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, $м^2$.

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

1.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (1.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (1.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (1.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (1.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, $кг/м^3$;

α – коэффициент заполнения врубового шпура, $0,7-0,95$ (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10% больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q_{\text{ср}}^{\text{ш}} = \frac{q \cdot (S_{\text{вч}} - S_{\text{вр}}) \cdot l_{\text{шп}}}{N - N_{\text{вр}}} . \quad (1.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{\text{ср}}$ (кг)

$$q_{\text{вр}}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{\text{ср}} . \quad (1.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{\text{ср}}$ (кг)

$$q_{\text{ок}}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{\text{ср}} . \quad (1.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{\text{ср}}$:

$$q_{\text{всп}}^* = q'_{\text{ср}} . \quad (1.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном зарядании патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном зарядании заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность зарядания при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{\text{ф}} = \sum q_{\text{вр}}^* + \sum q_{\text{всп}}^* + \sum q_{\text{ок}}^* . \quad (1.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{\text{м}} = Q_{\text{ф}} / (l_{\text{шп}} \eta) , \quad (1.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{\text{гм}} = S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta , \quad (1.26)$$

где $S_{\text{пр}} = S_{\text{вч}} \cdot \text{КИС}$ – сечение выработки в проходке, м^2 , которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 1.14 [4].

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м^3 взорванной породы

$$q_p = Q_{\phi} / Q_{\text{гм}}. \quad (1.27)$$

Таблица 1.14

**Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения
горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом**

Поперечное сечение горных выработок в черне (по проекту), м ²	Коэффициент крепости пород f		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

*Коэффициент излишка сечения: КИС = $1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$.

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрывааемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_m = N_{\text{кд}} / (l_{\text{шп}} \eta). \quad (1.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м³ взорванной породы:

$$N_p = N_{\text{кд}} / (S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta). \quad (1.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{\text{увт}} = l_{\text{шт}} + B / 4 + 0,5, \quad (1.30)$$

где B – ширина выработки, м;

0,5 – длина УВТ для сборки пучков, м.

2. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взрывание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 2.1).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (2.1)$$

где R – сопротивление проводов, Ом;

ρ – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов $0,0172 \cdot 10^{-6}$, для алюминиевых $0,0286 \cdot 10^{-6}$ и для стальных $0,12 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;

l – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сростки;

S – сечение проводов, м².

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 1.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 2.1

Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ)	600	2	320	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
КВП-2/200М (РН)	1700	2,5	1700	
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 1$ А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{\text{гар}} = 1,3$ А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 2,5$ А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.2)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.3)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.4)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.5)$$

где I – сила тока в электровзрывной сети, А;

E – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

R – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

n – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

m – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

i – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$ – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

r – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (2.6)$$

где r_c, r_m – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 2.2 или рассчитывается по формуле (2.1));

L_c, L_m – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Таблица 2.2

Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм ²	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07x2	магистральные	0,7x2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что $i < I_{\text{гap}}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + R}, \quad (2.7)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + r}. \quad (2.8)$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно $M = n \cdot m$, то, определив один из множителей, вычисляют другой.

3. ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические сверла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Сверло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 3.1

**Область применения бурильных машин
и установочных приспособлений**

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБГП-1, ЭБГП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с $f < 8$.

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановка.

новку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок производят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с $f < 8$; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с $f = 6-10$, с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с $f = 10-14$; ударно-поворотного действия в породах с $f = 10-20$.

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 3.2 – 3.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м² площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м² площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 3.2

Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип бурильной установки					
		УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород f		4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм		42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м		2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0
Зона бурения, м ²		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении: длина ширина высота		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 3.3

**Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров
при проходке горизонтальных выработок**

Характеристики		Тип бурильной установки				
		Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S
Коэффициент крепости пород f		8-20	8-20	8-20	8-20	8-20
Диаметр шпуров, мм		32-50	32-50	32-50	32-50	32-50
Длина шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обурирования, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обурирования, м		8,8	9,8	10,4	4,7	8,7
Зона бурения, м ²		8-49	8-60	12-68	до 20	до 45
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	COP 1838 ME пневмат.	COP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы		пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:						
длина		12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
ширина		1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
высота		2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обурирование вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м².

4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя [1]: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электро-взрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Образец заполнения паспорта буровзрывных работ приведён в Приложении 2.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01). М., 2001.
2. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.
3. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.
4. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Образец оформления обложки отчёта

Министерство образования и науки РФ
ГОУ ВПО
«Уральский государственный горный
университет»

Кафедра шахтного строительства

ОТЧЁТ

по контрольной работе «Расчёт параметров и составление
паспорта БВР на проведение горизонтальной горной выработки»

Зав. кафедрой
Руководитель
Студент гр. _____

проф. М. В. Корнилков

Екатеринбург 2010

Пример паспорта БВР на проведение выработки

Утверждаю:
Главный инженер

Паспорт
буровзрывных работ на проведение

(наименование выработки)

1. Характеристика выработки

- 1.1. Форма сечения выработки _____
1.2. Площадь поперечного сечения выработки в черне, м² _____
1.3. Размеры сечения выработки - высота, м _____
- ширина, м _____
1.4. Категория шахты по газу или пыли _____

2. Характеристика пород

- 2.1. Наименование пород _____
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодяконова _____
2.3. Трещиноватость пород _____
2.4. Обводненность пород _____

3. Исходные данные

- 3.1. Наименование БВ и средств инициирования _____
3.2. Способ взрывания _____
3.3. Диаметры - шпуров, мм _____
- патронов, мм _____
3.4. Тип вруба _____
3.5. Материал забойки _____
3.6. Схема соединения электродетонаторов _____
3.7. Источник электрического тока _____

4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	м ³	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 м ³ взорванной породы	м шп./м ³	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 м ³ взорванной породы	кг/м ³	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	

8. Меры безопасности

8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва _____

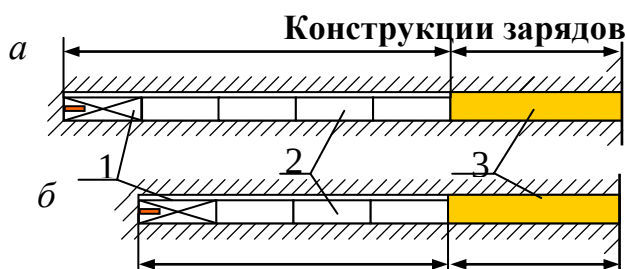
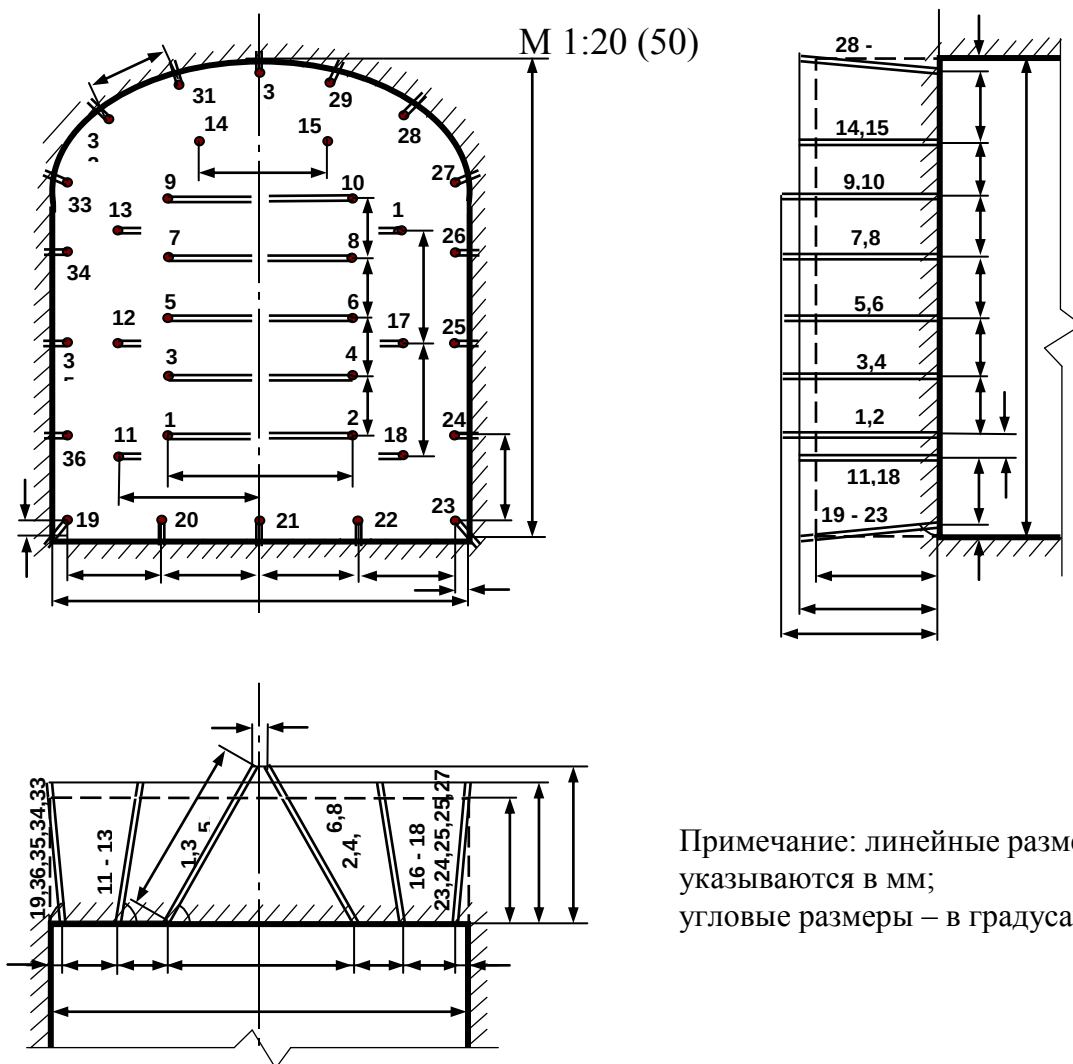
8.2. Место выставления постов _____

8.3. Время проветривания после взрыва _____

8.4. Мероприятия по подавлению пыли _____

8.5. Другие дополнительные меры безопасности _____

Схема расположения шпуров



- а* – врубовые шпуров;
- б* – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуров;
- 1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
- 2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
- 3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

Примечание. В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Таблица ПЗ.1

Задания по расчету параметров и составлению паспорта бвр на проведение выработки

№№ заданий	Наименование выработки	Форма сечения выработки*	Размеры выработки $H \times B$, м	Площадь сечения вчерне, м ²	Характеристика пород			Категория шахты по газу или пыли и наличие метана в выработке
					Коэффициент крепости f	Категория пород по табл. 1.12	Обводнёность**	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Квершлаг	Сводчатая	3,4 × 3,3	10,5	15	I	с	Не опасная
2			3,4 × 4,0	12,0	12	I	у	
3			3,4 × 3,6	11,3	14	I	о	
4			3,4 × 3,2	10,2	10	I	у	
5			3,3 × 3,5	10,7	12	I	о	
6			3,1 × 3,2	9,2	10	I	о	
7			3,3 × 3,7	11,3	6	II	о	
8			3,5 × 3,2	10,5	8	II	с	
9			3,6 × 3,8	12,7	8	IV	у	
10			3,5 × 3,9	12,6	10	II	с	
11			3,4 × 3,4	10,8	6	III	о	
12			3,2 × 3,0	9,0	12	IV	у	
13			3,5 × 3,9	12,6	18	IV	о	
14			3,1 × 3,2	9,2	5	III	о	
15			3,4 × 3,6	11,3	8	III	с	
16			3,3 × 3,5	10,7	18	II	с	
17			3,5 × 3,2	10,5	14	I	о	
18			3,1 × 3,2	9,2	20	II	у	
19			3,4 × 4,0	12,5	16	I	о	
20			3,4 × 4,0	12,5	4	III	о	

Продолжение табл. ПЗ.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
21	Квершлаг	Трапецевид.	$3,5 \times 3,7 / 3,3$	12,3	8	II	с	
22			$3,5 \times 3,9 / 3,1$	12,3	10	I	о	
23			$3,5 \times 3,7 / 3,0$	11,7	12	III	с	
24			$3,6 \times 3,9 / 3,1$	12,6	14	III	у	
25			$3,0 \times 3,6 / 2,9$	9,8	16	I	о	
26			$3,8 \times 3,4 / 2,8$	11,8	18	I	с	
27			$3,6 \times 4,0 / 3,3$	13,1	6	VI	с	
28			$3,6 \times 4,2 / 3,5$	13,9	8	III	о	
29			$3,6 \times 4,0 / 3,3$	13,1	10	III	у	
30			$3,6 \times 4,2 / 3,5$	13,9	15	I	с	
31			$3,6 \times 4,0 / 3,3$	13,1	18	II	у	
32			$3,5 \times 3,9 / 3,1$	12,3	6	IV	о	
33			$3,2 \times 3,9 / 3,1$	11,2	8	III	о	
34			$3,5 \times 3,9 / 3,1$	12,3	9	III	о	
35			$3,2 \times 3,9 / 3,1$	11,2	14	III	у	
36			$3,6 \times 3,8 / 3,0$	12,2	18	I	с	
37			$3,6 \times 3,8 / 3,0$	12,2	8	III	о	
38			$3,4 \times 3,8 / 3,0$	11,6	12	II	у	
39		Сводчатая	$3,7 \times 5,0$	16,8	6	IV	с	
40			$3,7 \times 5,0$	16,8	9	III	у	
41			$3,7 \times 4,5$	15,2	11	IV	с	
42			$3,7 \times 5,0$	16,8	13	II	с	
43			$3,7 \times 4,4$	14,9	14	I	о	

Продолжение табл. ПЗ.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
44	Квершлаг	Сводчатая	3,5 × 4,6	15,5	16	II	о	Не опасная
45			3,6 × 4,9	16,0	4	IV	о	
46			3,6 × 4,7	15,4	8	III	у	
47			3,6 × 4,9	16,0	10	II	с	
48			3,6 × 4,2	13,9	12	II	о	
49			3,6 × 4,9	16,0	14	II	о	
50			3,6 × 4,9	16,0	6	II	с	
51			3,6 × 4,3	14,2	8	III	о	
52			3,7 × 4,3	14,2	4	IV	о	
53			3,7 × 4,0	13,7	6	IV	с	
54			3,7 × 4,3	14,2	9	III	о	
55			3,7 × 3,9	13,4	10	II	о	
56			3,7 × 4,9	16,5	10	II	о	
57			3,7 × 4,1	14,0	14	II	с	
58			3,9 × 4,0	14,5	16	I	у	
59	Штрек	Арочная	3,0 × 3,2	8,5	4	IV	о	I
60			3,0 × 3,4	8,9	6	IV	о	II
61			3,3 × 3,3	9,7	8	III	с	III
62			3,3 × 3,4	10,0	4	III	у	II
63			3,2 × 3,2	9,1	6	II	с	III – выделения метана отсутствуют
64			2,8 × 3,4	8,3	4	IV	о	II
65			3,0 × 3,2	8,5	10	II	о	III – выделения метана отсутствуют
66			3,0 × 2,8	7,5	2 (уголь)	IV	с	II
67			3,2 × 4,0	11,0	2 (уголь)	IV	о	II
68			3,6 × 3,8	12,1	2	IV	о	III

Окончание табл. ПЗ.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
69	Штрек	Сводчатая	3,2 × 4,0	11,0	5	IV	у	II
70			3,2 × 4,0	11,0	8	II	у	IV – выделения метана отсутствуют
71			3,4 × 4,0	11,8	6	III	с	
72			3,2 × 4,0	11,0	12	I	у	II – выделения метана отсутствуют
73			4,2 × 4,4	16,4	1,5 (уголь)	IV	с	I
74			4,0 × 4,2	14,9	4	IV	у	I
75			4,2 × 4,4	16,4	6	III	с	II
76			4,0 × 4,2	14,9	8	II	с	IV – выделения метана отсутствуют
77			3,8 × 4,4	14,6	7	II	о	III
78			4,2 × 5,0	18,3	8	IV	с	I
79			3,8 × 4,4	14,6	10	I	о	II – выделения метана отсутствуют
80			3,4 × 4,0	11,8	10	II	о	

* Рекомендации для вычерчивания контура поперечного сечения выработки приведены в Приложении 4.

** В столбце 8 «Обводнённость пород» приняты следующие обозначения: с – сухие, у – увлажнённые и о – обводнённые.

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

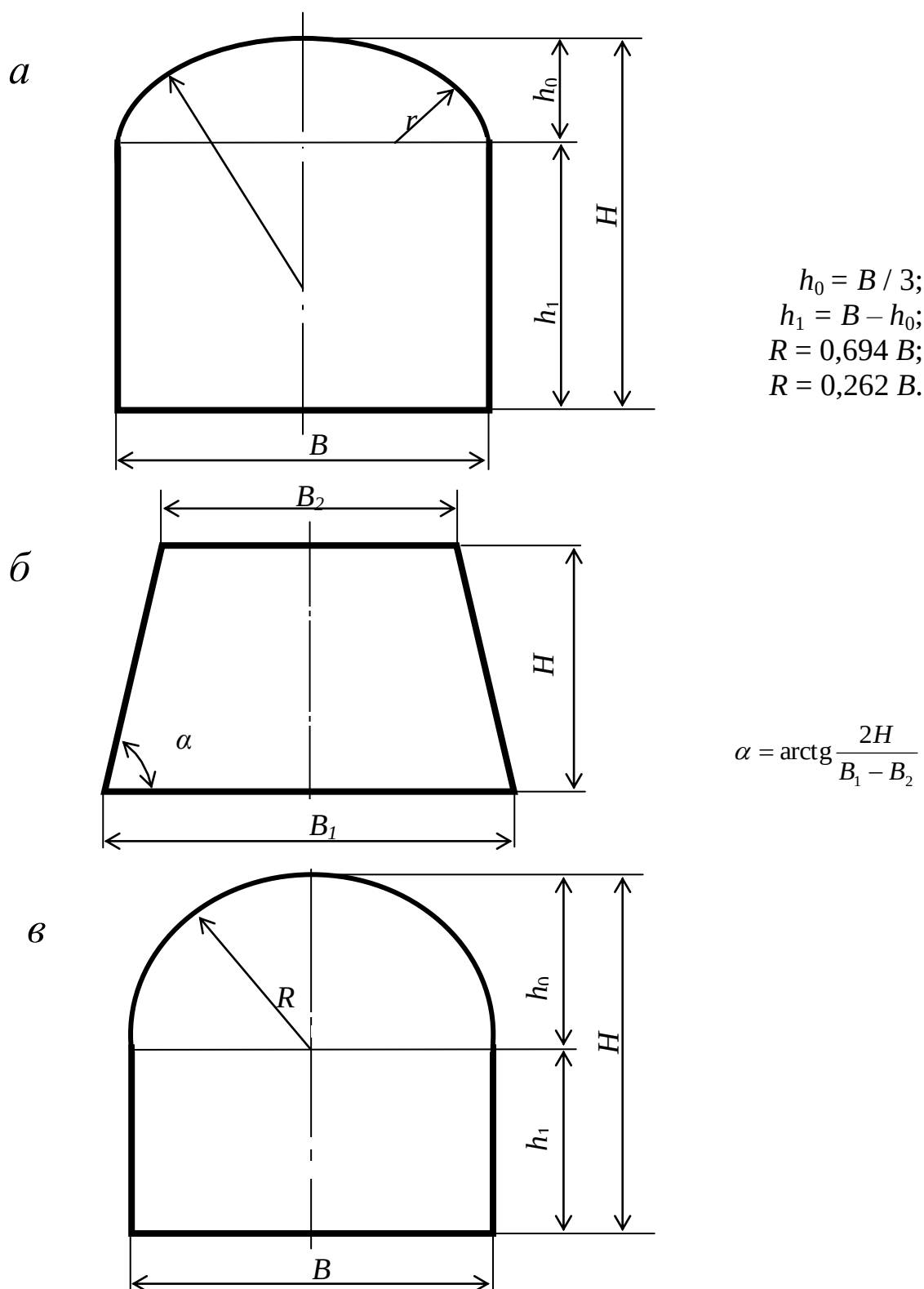


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:

a – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;

б – трапецевидная;

в – арочная с полуциркульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок приведены в табл. П4.1.

Таблица П4.1

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,57 \cdot B$

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадьевич
Лещуков Николай Николаевич

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине
«Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 2,6. Уч.-изд. л. 3,28. Тираж 400. Заказ

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

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



А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и
выполнению практических работ по дисциплине
«Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Екатеринбург – 2019

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

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-
технологического факультета

«_____» _____ 2019 г.

Председатель комиссии

_____ ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению
практических работ по дисциплине «Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

*Разрушение горных пород: Учебно-методическое пособие к
самостоятельной работе по дисциплине для студентов специальности 21.05.04
«Горное дело» / А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа; Урал. гос.
горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 59 с.*

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с
учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы
студентов и выполнению практических заданий всех специализаций
специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Разрушение горных пород».

© Уральский государственный
горный университет, 2019

© Петрушин А.Г., Лещуков Н.Н.,

© Прищепа Д. В.

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ	5
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА	6
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ	7
3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ.....	19
Практико-ориентированное задание №1	19
Практико-ориентированное задание №2	23
Практико-ориентированное задание №3	26

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них 89 часов отводится на самостоятельную работу студентов.

По курсу «Разрушение горных пород» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Разрушение горных пород». Она содержит названия 30 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Тема 1. Краткая история развития взрывных работ.

Значение взрывных работ в горнодобывающей промышленности и в строительстве. История развития взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте основные вехи развития взрывных работ.
2. Опишите первую технологию ведения взрывных работ в горном деле.
3. Назовите первое нитроглицериновое взрывчатое вещество.
4. Опишите историю развития средств инициирования.

Тема 2. Современные виды взрывных работ.

Современные виды взрывных работ в промышленности. Основные виды взрывных работ. Специальные виды взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Назовите современные виды взрывных работ.
2. Назовите современные виды специальных взрывных работ.

Тема 2. Способы бурения шпуров и скважин.

Классификация способов бурения шпуров и скважин. Механическое бурение и его виды. Термическое бурение и его виды. Специальные виды бурения шпуров и скважин.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию способов бурения шпуров и скважин.
2. Опишите суть механических видов бурения шпуров и скважин.
3. Опишите суть термических видов бурения шпуров и скважин.
4. Опишите суть специальных видов бурения шпуров и скважин.
5. Укажите рациональные области применения механических, термических и специальных видов бурения шпуров и скважин.

Тема 3. Ударно-поворотный способ бурения.

Механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении. Механизмы скола и выкола. Зависимость скорости ударно-поворотного бурения от осевого усилия, частоты вращения. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональную область применения ударно-поворотного бурения.
2. Охарактеризуйте механизмы скола и выкола.
3. Опишите механизм разрушения горных пород при ударном внедрении инструмента.
4. Укажите бурильные машины ударно-поворотного бурения.
5. Отметьте факторы, которые повышают энергоемкость ударного бурения по сравнению с другими способами.
6. Укажите последовательность процессов, происходящих при разрушении породы при ударном бурении.

Тема 4. Вращательный способ бурения.

Технические средства вращательного бурения. Работа ядра уплотнения при резании пород. Зависимость объема разрушения от толщины стружки. Режимы самозаточки и затупления режущей грани сверла. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите преимущества вращательного бурения.
2. Укажите бурильные машины вращательного бурения.
3. Охарактеризуйте основные механизмы износа и затупления бурового инструмента при вращательном бурении.
4. Опишите механизм разрушения горных пород при вращательном бурении.

Тема 5. Ударно-вращательный и вращательно-ударный способ бурения.

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий подачи на инструмент.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите область применения вращательно-ударного бурения.
2. Укажите область применения ударно-вращательного бурения.
3. Назовите преимущества вращательно-ударного бурения.
4. Охарактеризуйте зависимость энергоемкости бурения от усилия подачи.
5. Назовите машины и механизмы, реализующие ударно-вращательный способ бурения.
6. Назовите машины и механизмы, реализующие вращательно-ударный способ бурения.

Тема 6. Шарошечное бурение.

Технические средства бурения. Механизм шарошечного бурения. Режимы бурения в зависимости от осевого усилия. Контактная прочность пород как критерий буримости.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите особенности шарошечного бурения.
2. Опишите зависимость скорости бурения от величины осевого усилия.
3. Назовите машины и механизмы, реализующие шарошечное бурение.
4. Укажите область применения шарошечного бурения.

Тема 7. Основы теории взрыва и взрывчатых веществ.

Виды взрыва: механический, тепловой, электрический, ядерный, химический. Необходимые условия химического взрыва. Взрывчатое вещество. Классификация взрывчатых систем по физическому состоянию.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию взрыв.
2. Приведите пример механического взрыва.
3. Приведите пример Теплового взрыва.
4. Приведите примеры тепловых взрывов.
5. Охарактеризуйте химический взрыв.
6. Назовите необходимые условия химического взрыва.

Тема 8. Свойства взрывчатых веществ.

Классификация свойств взрывчатых веществ. Технологические свойства взрывчатых веществ. Специальные свойства взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию свойств взрывчатых веществ.
2. Назовите основные технологические свойства взрывчатых веществ.
3. Что такое кислородный баланс.
4. Назовите виды кислородного баланса.
5. Какие газы выделяются при положительном кислородном балансе.
6. При каком кислородном балансе образуется окись углерода (CO)?

Тема 9. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ.

Начальный импульс. Виды начального импульса. Инициирование. Чувствительность взрывчатых веществ. Способы изменения чувствительности.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию «Начальный импульс».
2. Охарактеризуйте тепловой начальный импульс.
3. Какой вид начального импульса является основным для горного дела?
4. Перечислите пробы на чувствительность.
5. Что такое сенсibilизатор?
6. Приведите пример веществ вводимых в состав взрывчатых веществ для флегматизации.

Тема 10. Формы химического превращения взрывчатых веществ.

Основные формы химического превращения взрывчатых веществ. Режимы химического превращения: термический распад, горение, конвективное горение, детонация

Литература: [1, 2, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите основные формы химического превращения.
2. Дайте характеристику горению как форме химического превращения.
3. Дайте характеристику детонации как форме химического превращения.

Тема 11. Основные положения теории детонации.

Механизм детонации. Графическая интерпретация процесса детонации – адиабата Гюгонио. Количественная оценка характеристик процесса детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите особенности детонационной волны.
2. Дайте определение понятию «Детонация».
3. Приведите основные детонационные характеристики взрывчатых веществ.

Тема 12. Экспериментальные методы определения скорости детонации.

Классификация методов определения скорости детонации взрывчатых веществ. Метод Дотриша. Осциллографический метод. Метод скоростной фотосъемки. Реостатный метод.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте метод Дотриша, для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
2. Назовите отличительные особенности осциллографического метода для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
3. Опишите процедуру измерения скорости детонации используя реостатный метод.

Тема 13. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации.

Группы факторов влияющие на скорость и устойчивости детонации. Влияние внутреннего состава и строения на скорость и устойчивость детонации. Влияние условий взрывания на скорость детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Как влияет дисперсность взрывчатого вещества на скорость и устойчивость детонации?
2. Как влияет плотность взрывчатого веществ на скорость детонации?
3. Дайте определение понятию «критический диаметр детонации».
4. Как влияет на скорость и устойчивость детонации наличие плотной оболочки на заряде взрывчатого вещества.
5. Влияние величины начального импульса на устойчивость детонации.

Тема 14. Работа взрыва.

Работа взрыва: баланс энергии при взрыве. Потери при переходе потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва. Полезная работа взрыва. Бризантность и фугасность. Пробы на бризантность и фугасность.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите переход потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва.
2. Чем обусловлены химические потери при взрыве?
3. Чем обусловлены тепловые потери при взрыве?
4. Охарактеризуйте бесполезные формы работы взрыва.
5. Что такое бризантность взрывчатых веществ.
6. Назовите формы проявления фугасной работы взрыва.

Тема 15. Основные положения теории предохранительных взрывчатых веществ.

Необходимость применения предохранительных взрывчатых веществ. Теории предохранительных взрывчатых веществ. Методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию пламегаситель.
2. Дайте определение понятию ингибитор.
3. Перечислите основные гипотезы воспламенения горючих шахтных сред.
4. Перечислите возможные пути предотвращения воспламенения горючих шахтных сред.
5. Охарактеризуйте методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Тема 16. Заряд взрывчатого вещества.

Заряды взрывчатых веществ. Классификация. Воронка взрыва и ее элементы. Показатель действия взрыва.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. По каким признакам классифицируются заряды взрывчатых веществ.
2. Перечислите элементы воронки взрыва.
3. Что такое показатель действия взрыва.
4. Как классифицируются заряды взрывчатых веществ по показателю действия взрыва.

Тема 17. Действие взрыва.

Действие сосредоточенного заряда в твердой однородной безграничной среде и при наличии обнаженной поверхности. Стадии разрушения: образование газовой полости, зоны дробления, зона радиальных и кольцевых трещин, откольные явления. Соотношение бризантного и фугасного действия взрыва в зависимости от акустической жесткости разрушаемых пород.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Отрадите последовательность развития взрыва в горных породах.
2. Отметьте области действия взрыва, образующие зону регулируемого дробления.
3. Какие трещины образуются в горной породе при падении давления и обратной деформации пород в сторону зарядной полости?

4. Какие трещины образуются при отражении волны сжатия от свободной поверхности горной породы?

Тема 18. Классификации промышленных взрывчатых веществ.

Классификация ВВ: по характеру воздействия на окружающую среду, по чувствительности к простым формам начального импульса, физическому состоянию. Классификация по химическому составу – индивидуальные ВВ и взрывчатые смеси. Классы ВВ по условиям применения.

Литература: [1, 2, 4, 6]

Контрольные вопросы:

1. К какой группе относятся взрывчатые вещества, имеющие скорость детонации 4000 м/с?
2. Какие классы промышленных ВВ выделяют по химическому составу?
3. К какому классу промышленных ВВ по химическому составу относится тротил, детонит?
4. Какие ВВ можно использовать только при взрывных работах на поверхности, в шахтах опасных по газу и пыли? Укажите номер класса и цвет оболочки.
5. Какой цвет имеют патроны предохранительных ВВ?
6. По какому характерному признаку выделяют первичные и вторичные ВВ?

Тема 19. Непредохранительные взрывчатые вещества I класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Нитросоединения: свойства, ассортимент, область применения. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства гранулола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротилловые взрывчатые вещества: особенности, свойства.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ.

Тема 20. Непредохранительные взрывчатые вещества II класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Порошкообразные ВВ – аммониты и аммоналы. Свойства и область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства граммонита 79/21.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.
3. Назовите отличительные особенности патронированных аммонитов.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.

Тема 21. Предохранительные взрывчатые вещества III – VII классов по условиям применения.

Требования к энергетическим и детонационным характеристикам предохранительных ВВ. Требования к кислородному балансу. Требования к составу и строению зарядов.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите названия взрывчатых веществ III класса по условиям применения.
2. Какие добавки вводят в состав предохранительных взрывчатых веществ?
3. Укажите требования, предъявляемые к предохранительным ВВ.

Тема 22. Методы производства взрывных работ.

Классификация методов производства взрывных работ. Метод шпуровых зарядов. Метод скважинных зарядов. Метод камерных зарядов. Метод наружных зарядов. Область применения, достоинства и недостатки методов.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите области применения метода шпуровых зарядов в подземных условиях.
2. Укажите область применения метода шпуровых зарядов при открытой разработке месторождений.
3. Укажите область применения метода скважинных зарядов.
4. Укажите область применения метода наружных зарядов.

Тема 23. Метод шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок.

Состав проходческого цикла. Коэффициент использования шпуров (КИШ). Коэффициент излишка сечения (КИС). Врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры. Очередность взрывания. Конструкции шпуровых зарядов. Размер и качество забойки. Прямое и обратное инициирование зарядов. Назначение и типы врубов. Конструкции наклонных врубов; их достоинства и недостатки. Конструкции прямых врубов; их достоинства и недостатки. Комбинированные врубы. Принципы расчета параметров буровзрывных работ.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите типы шпуров при проходке выработки.
2. Укажите очередность взрывания шпуров в типовой технологии проходки выработок.
3. Укажите условия, соответствующие обратному инициированию заряда.
4. Отметьте достоинства прямого инициирования заряда ВВ по сравнению с обратным.
5. Отметьте достоинства обратного инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым.

Тема 24. Метод шпуровых зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Технология шпуровой отбойки при разработке рудных месторождений. Расчет параметров БВР. Технология шпуровой отбойки угля. Правила безопасности при использовании метода шпуровой отбойки.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите существо метода шпуровых зарядов при добыче полезных ископаемых подземным способом.
2. Укажите классы ВВ допущенные к применению при шпуровой отбойке по углю.
3. Какой способ взрывания допущен к применению при шпуровой отбойке угля?
4. Какова допустимая величина уходки (м) при добыче угля методом шпуровых зарядов?

5. Какова величина предельного содержания метана в забое (в %), при котором разрешена отбойка угля методом шпуровых зарядов?

Тема 25. Метод скважинных зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Отбойка вертикальными и горизонтальными слоями. Параллельное и веерное расположение скважин – преимущества и недостатки. Схемы отбойки руды в блоке. Расчет параметров скважинной отбойки. Бурение, зарядание и взрывание скважин. Правила безопасности при скважинной отбойке.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите преимущества параллельного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с веерным расположением скважин).
2. Укажите преимущества веерного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с параллельным расположением скважин).
3. Укажите способы бурения скважин при отбойке руды в подземных условиях.
4. Какой тип ВВ обычно применяют при механизированном зарядании скважин?
5. Укажите показатели, входящие в формулу определения удельного расхода ВВ при скважинной отбойке руды в подземных условиях.

Тема 26. Метод скважинных зарядов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Расположение скважин на уступе и их бурение. Принципы расчета параметров буровзрывных работ. Схемы взрывания скважинных зарядов при однорядном и многорядном взрывании скважин.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональные способы бурения скважин при открытой разработке месторождений.
2. Удельный расход ВВ на карьерах определяется по эталонному q_0 с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывания зарядов взрывчатых веществ, используемых на земной поверхности.

4. Перечислите основные взрывчатые вещества, используемые при ведении взрывных работ на земной поверхности.

Тема 27. Метод камерных зарядов.

Расположение выработок при использовании камерных зарядов. Камерные заряды рыхления и их расчет. Камерные заряды выброса и их расчет. Камерные заряды на сброс и их расчет.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. В каких случаях целесообразно использовать метод камерных зарядов при открытой разработке месторождений?
2. Назовите достоинства и недостатки метода камерных зарядов.

Тема 28. Взрывное разрушение негабарита.

Характеристики, область применения, достоинства и недостатки различных способов разделки негабарита: наружными, шпуровыми, кумулятивными зарядами, гидровзрывание.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита накладными зарядами.
2. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита шпуровыми зарядами.
3. Укажите способы взрывного дробления негабарита при открытой разработке месторождений.

Тема 29. Техническая документация для производства взрывных работ.

Необходимая техническая документация для производства взрывных работ: типовый проект взрывных работ, проект массового взрыва, паспорт буровзрывных работ, схема взрывных работ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Что входит в состав типового проекта взрывных работ?
2. Опишите процедуру составления и утверждения паспорта буровзрывных работ.
3. Для каких работ составляется схема взрывных работ.
4. В каких случаях составляется проект массового взрыва?

Тема 30. Персонал для взрывных работ.

Требования к лицам, допущенным к ведению взрывных работ: руководитель взрывных работ, мастер-взрывник, заведующий складом ВМ, раздатчики ВМ и лаборанты складов ВМ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Какие требования предъявляются к руководителям взрывных работ?
2. Какие требования предъявляются к взрывникам?
3. В течение какого периода времени проходит стажировка взрывника?
4. Требования в заведующему склада взрывчатых материалов.

3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

Практико-ориентированное задание №1

Расчет кислородного баланса и составление рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Цель: овладение методикой расчета кислородного баланса взрывчатых веществ и принципами составления рецептур промышленных взрывчатых веществ.

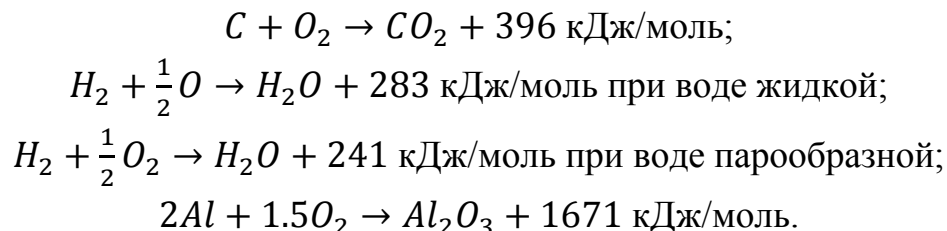
Краткая теория

Определение кислородного баланса

Кислородным балансом называется отношение избытка или недостатка кислорода во взрывчатом веществе (ВВ) для полного окисления горючих элементов (водорода, углерода, металлов и т. п.), выраженное в грамм-атомах, к грамм-молекулярной массе ВВ. Кислородный баланс выражается в долях или процентах.

Под полным окислением понимается окисление водорода в воду, а углерода в углекислый газ. При этом выделяется также молекулярный азот и кислород. Если в составе ВВ находится металл, то образуется его высший окисел.

Реакции полного окисления:



Следовательно, если ВВ имеет состав в виде $C_aH_bN_cO_d$, то кислородный баланс (%)

$$K_6 = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)\right] \cdot 16}{M_{ВВ}} 100\%, \quad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода; $M_{ВВ}$ – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \quad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

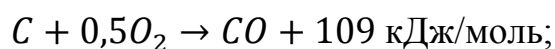
нулевой кислородный баланс;
при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

отрицательный кислородный баланс.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное количество ядовитых газов.

При взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитая окись углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, т. е.



либо чистый углерод в виде сажи, резко снижающий образование газов.

При положительном кислородном балансе уменьшается выделение энергии, так как образуется ядовитая окись азота с поглощением тепла по реакции



Пример 1. Определить кислородный баланс тротила $C_7H_5(NO_2)_3$, относительная молекулярная масса которого 227.

Для полного окисления необходимо $2a + b/2$ или $2 \cdot 7 + 5/2 = 16,5$ атомов кислорода.

В наличии имеется 6 атомов кислорода.

Следовательно,

$$K_6 = \frac{\left[6 - \left(2 \cdot 7 + \frac{5}{2}\right)\right] \cdot 16}{227} 100\% = -74\%.$$

Пример 2. Определить кислородный баланс граммонита 30/70. Граммонит 30/70 состоит из 30% аммиачной селитры NH_4NO_3 и 70% тротила.

Кислородный баланс аммиачной селитры АС, определенный вышеуказанным способом, равен +20%.

Кислородный баланс граммонита 30/70:

$$0,3 \cdot 20 + 0,7 \cdot -74 = -45,5\%.$$

Составление рецептуры промышленных ВВ

При изготовлении промышленных ВВ обычно состав подбирается таким, чтобы был нулевой кислородный баланс. Для изготовления патронированных ВВ принимается небольшой положительный кислородный баланс для окисления материала оболочки патронов. Для подземных работ при взрыве 1 кг ВВ должно выделяться не более 40 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Если образуются окислы азота и сернистый газ, то для перевода их к условной окиси углерода принимается поправочный коэффициент соответственно 6,5 и 2,5.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к кислородному балансу ВВ не такие жесткие.

Пример 1. Составить рецептуру игданита с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и дизельного топлива (ДТ) с кислородным балансом – 320%.

Количество весовых частей аммиачной селитры для окисления одной части дизельного топлива равно

$$n = \frac{[КБ_{ДТ}]}{[КБ_{АС}]},$$

где $КБ_{ДТ}$ – кислородный баланс дизельного топлива;

$КБ_{АС}$ – кислородный баланс аммиачной селитры.

$$n = \frac{320}{20} = 16.$$

Содержание дизельного топлива во взрывчатом веществе:

$$x = \frac{100}{1 + n},$$
$$x = \frac{100}{1 + 16} = 5,9 \text{ \%}.$$

Соответственно содержание аммиачной селитры

$$100 - x = 100 - 5,9 = 94,1\%.$$

Следовательно, формула игданита:

94,1% аммиачной селитры; 5,9% дизельного топлива.

Пример 2. Определить рецептуру ВВ с пулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры (NH_4NO_3) и тротила ($\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$).

Кислородный баланс тротила -74% , относительная молекулярная масса 227. Кислородный баланс аммиачной селитры $+20\%$, относительная молекулярная масса 80.

Состав смеси должен отвечать условию:

$$x(-74\%) + (100 - x) 20\% = 0,$$

где x – содержание в смеси тротила, %.

Решение данного уравнения показывает, что $x \approx 21\%$ и $(100 - x) = 79\%$. Такому составу смеси отвечают граммонит 79/21 и аммонит 6ЖВ.

Обозначим число молей аммиачной селитры через y , число молей тротила через z . Тогда из соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 227} = \frac{79}{21},$$

получим

$$y = \frac{79 \cdot z \cdot 227}{21 \cdot 80} = 10,7z.$$

Приняв $z = 1$, получим $y = 10,7$.

Следовательно, молекулярное уравнение граммонита имеет вид



Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры NH_4NO_3 ; 3% солярового масла $\text{C}_{16}\text{H}_{34}$ (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры А1 (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла x , аммиачной селитры y , алюминиевой пудры z , можно написать химическую формулу в виде

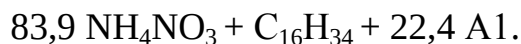


В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3}; \quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда $y = 83,9x$; $z = 22,4x$.

Примем $x = 1$, тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид



Практико-ориентированное задание №2

Определение работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Цель: овладение методикой определения работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Краткая теория

Расчет идеальной работоспособности ВВ

Из первого закона термодинамики следует, что изменение внутренней энергии газов равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде и произведенной работе:

$$-dE = dQ + pdV. \quad (2.1)$$

Если техническим назначением взрыва ВВ является производство механической работы, то затраты на теплообмен продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой являются энергетическими потерями (dQ). Эти потери называются термодинамическими.

Идеальным с точки зрения отсутствия термодинамических потерь является адиабатический процесс расширения ПВ, т.е. $dQ = 0$. В этом случае изменение внутренней энергии ПВ равно количеству работы, совершаемой газами, т.е.

$$-dE = pdV = dA. \quad (2.2)$$

В реальных условиях взрывания наиболее близким к адиабатическому процессу является взрыв ПВ в воздушной среде, а, например, в горных породах термодинамические потери возрастают. Они существенно выше в пористых, хрупких, легко дробимых породах и минимальны в пластичных средах типа глин.

Мерой идеальной работоспособности ВВ может служить максимальная работа, которую совершают ПВ при своем адиабатическом расширении до давления окружающей среды (воздушной, водной, горной), т.е. когда остаточное давление ПВ уравнивается противодействием среды атмосферным, гидростатическим или горным давлением.

Идеальная работоспособность ВВ является одной из важнейших энергетических характеристик ВВ. Она дополняет теплоту взрыва, показывая теоретическую возможность реализации энергетического потенциала ВВ в механическую работу.

Идеальную работоспособность (полную идеальную работу взрыва) можно определить, как разность между значениями внутренней энергии ПВ в момент их образования и к концу расширения:

$$A_{и} = \int dE = \int_{T_1}^{T_2} \overline{C_V} dT = \overline{C_V} * (T_1 - T_2) = \overline{C_V} T_1 \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) \quad (2.3)$$

где $\overline{C_V}$ - средняя теплоемкость продуктов взрыва в интервалах изменения температуры взрыва от T_1 до T_2 ;

T_1 - начальная температура взрыва;

T_2 - конечная температура ПВ.

Для газовых взрывааемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида $pV^y = \text{const}$, пользуясь уравнением Клайперона ($PV = RT$), получаем

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}} \quad (2.4)$$

Окончательно получаем

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right); \quad (2.7)$$

где $Q_{взр}$ - потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

V_1 и V_2 - начальный и конечный удельные объемы ПВ, м³/кг;

P_1 и P_2 - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$y = C_p/C_v$ – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета A_u конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе ($P_2 = 1,01 \cdot 10^5$ Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1,01 \cdot 10^5}{P_{пв}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

Расчет полного термодинамического КПД взрыва

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_u = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

Здесь величина $q_T = Q_{\text{взр}} - A_u = C_{v2} * T_2$ - термодинамические потери энергии ВВ в продуктах взрыва по достижении ими атмосферного давления. Это остаточное тепло идет на свечение ПВ после их расширения.

Отношение идеальной работоспособности к выделившейся тепловой энергии взрыва называется идеальным термодинамическим КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}}, \quad (2.10)$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{y-1}{y}}, \quad (2.11)$$

Идеальный термодинамический КПД взрыва определяет часть тепловой энергии, которая может быть использована для совершения механической работы взрыва.

Величины идеальной работоспособности (A_u) и полного термодинамического КПД (Π) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты, $y = C_p/C_v$. Если в ПВ содержится 2/3 молекул двухатомных газов и 1/3 — одноатомных (гексоген), то $y = 1,25$. Если в ПВ содержится 2/3 трехатомных газов и 1/3 двухатомных (нитроглицерин), то $y = 1,2$. Величина y снижается (соответственно снижается A_u и η), если в ПВ содержатся четырех и пятиатомные газы, а также твердые продукты (NaCl , Al_2O_3 и др.). В этих случаях $y = 1,15$, и $1,05$.

Пример 1. Определить полную идеальную работоспособность и термодинамический КПД аммонита 6ЖВ при плотности заряжания 900 кг/м^3 и следующих параметрах взрывного превращения:

$$V_{\text{нв}} = 0,86 \text{ м}^3/\text{кг},$$

$$Q_{\text{взр}} = 4300 \text{ кДж/кг};$$

$$T_{\text{взр}} = 2600^\circ \text{ К}.$$

Для расчета показатель адиабаты принимается $y=1,25$. Определение давления ПВ при взрыве аммонита 6ЖВ:

$$P = \frac{1,01 * 10^5 * 0,86 * 2600 * 900}{273 * (1 - 0,001 * 0,86 * 900)} = 3,3 * 10^9,$$

Откуда полная идеальная работоспособность

$$A_u = Q_{\text{взр}} \left(1 - \left(\frac{1,01 * 10^5}{P_{\text{пв}}} \right)^{\frac{y-1}{y}} \right) = 4300 * \left(1 - \left(\frac{1,01 * 10^5}{3,3 * 10^9} \right)^{\frac{1,25-1}{1,25}} \right) = 3762,2 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}}.$$

Полный термодинамический КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}} = \frac{3762,2}{4300} = 0,875$$

или $\eta = 87,5\%$

Практико-ориентированное задание №3

Расчет параметров и составление паспорта буровзрывных работ на проведение горизонтальной горной выработки.

Цель: овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении подземных горных выработок и составления паспорта БВР.

Краткая теория

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

3.1. Общие положения

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа

бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

3.2. Определение параметров буровзрывных работ

3.2.1. Выбор взрывчатых материалов

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Правилами безопасности при взрывных работах» [6] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [7] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 3.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 3.1

Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород f	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП–5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непригодных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м ³	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м ³	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000- 1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950- 1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000- 1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000- 1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000- 1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000- 1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100- 1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200- 1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000- 1200	1704	0,44	—	—	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780- 820 (1000- 1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800- 850 (1100- 1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800- 850 (1100- 1200)*	4597	1,17					
Гранулит- игданит	3150	800- 850 (1100- 1200)*	3760	0,85					

* Плотность при механизированном зарядании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 3.3. Все электродетонаторы являются водостойчивыми.

Таблица 3.3

Электродетонаторы для шахт и рудников

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непригодные для нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непригодные для пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 3.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непригодных взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 3.4

Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

Примечание. Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Иницирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

3.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

- врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;
- врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 3.5.

Таблица 3.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м ²	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимальной возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обурирования и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ($f > 12$) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки (B) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5 B , применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м²) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 1.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85–0,95 с учётом крепости горных пород.

1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 3.6.

Таблица 3.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки (м ²)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α , град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (3.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 1.2),

d_3 – диаметр заряда,

d – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 3.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 3.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 1.7 или по формуле:

$$h_{\text{вр}} = 0,25B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (3.2)$$

где B – ширина выработки, м

α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 3.1).

Предельная глубина вертикального клинового вруба $h_{вр}$, м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

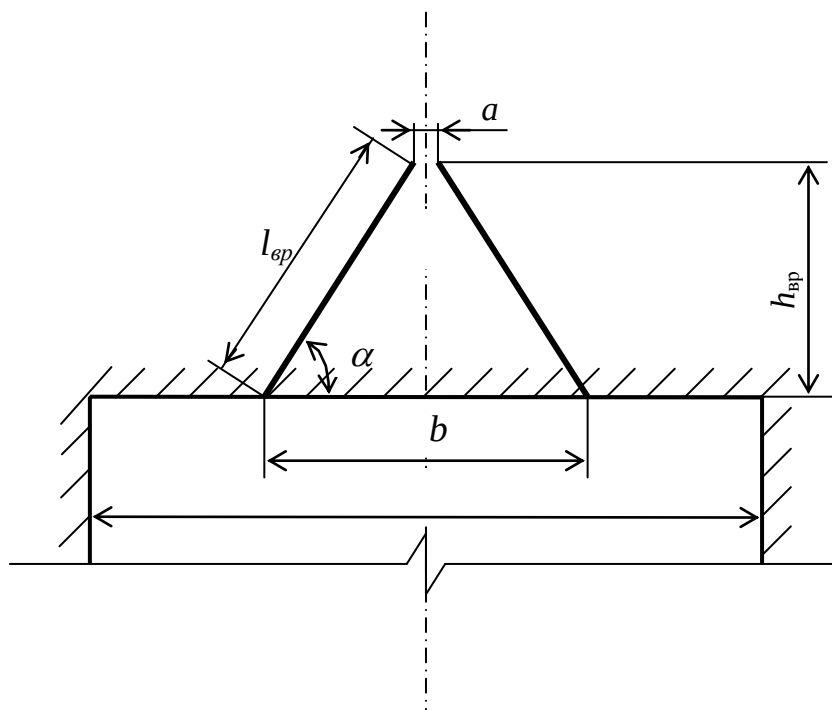


Рис. 3.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (3.3)$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (3.4)$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \quad (3.5)$$

где a – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород $a = 0,15-0,2$ м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обурирования вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров α .

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 3.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

3.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 1.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный a ; щелевой b ; спиральный c и двойной спиральный z .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуrom (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрывааемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуrom или серией шпуров (пробивное расстояние W_1) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 1.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние W_1 , определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (1.1).

Пробивные расстояния W_1 учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрывааемых вторыми и последующими во врубе (W_1 , W_2 , W_3 и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

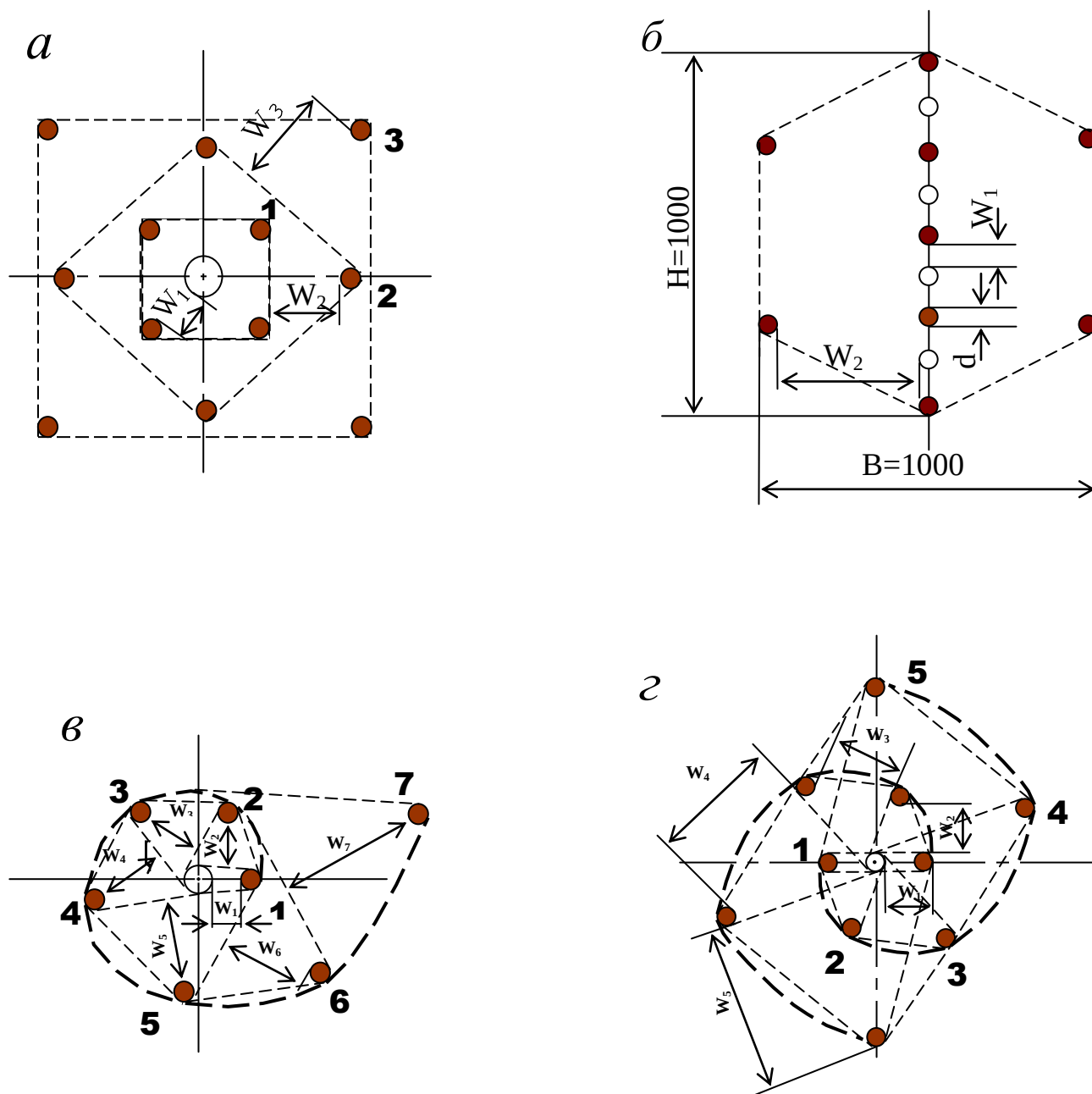


Рис. 3.2. Конструкции прямых врубов:
а – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

Таблица 3.8

Пробивные расстояния W_1 , мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x , мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрывааемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (3.6)$$

где W_1 – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 1.7);

D_x – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

d – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния (W_2 , W_3 и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 1.2) в масштабе 1:5.

Таблица 3.9

Пробивные расстояния W_2 , мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x , мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 3.10.

Таблица 3.10

**Предельные пробивные расстояния
для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм**

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м² необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 1.8. Количество заряжаемых N_z и холостых N_x шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (3.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (3.8)$$

где H – высота вруба, мм;

W_1 – пробивное расстояние, мм;

d – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 3.2, б) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние W_2 для шпуров, взрывааемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 3.11.

В породах с $f > 10$ расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 3.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 3.11

**Минимально допустимые расстояния
между смежными шпуровыми зарядами**

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
при $f > 10$	0,4	0,3	—	—

В породах с коэффициентом крепости $f < 6$ обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 3.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

3.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд **при врубах с наклонными шпурами** рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (3.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м³;

f – коэффициент крепости по М. М. Протоdjяконову. В породах с $f > 16$ в формуле (3.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

f_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

e – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_{\text{э}}}, \quad (3.10)$$

где $Q_{\text{ид}}$, $Q_{\text{ид.э}}$ – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

ρ , $\rho_{\text{э}}$ – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м³.

Необходимые данные для расчета величины e принимают из табл. 3.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (3.10) и в табл. 3.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы f_1 принимается из табл. 3.12.

Таблица 3.12

Коэффициент структуры породы f_1

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы f_1
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (3.11)$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м².

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах $v = 1,1-1,4$ (меньшие значения – для больших сечений выработок).

При щелевом врубе на полную высоту выработки для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (3.9) следует принимать коэффициент зажима породы $v = 1,4$.

Прямые (дробящие) врубы требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (3.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы $\nu = 1,1-1,4$.

3.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 1.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное заряжание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжения. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударно-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм. При механизированном заряжении шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

3.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (3.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м³;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м²;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (3.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³;

α – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном заряджании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном заряджании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 3.2). При механизированном заряджании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м³.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с $f = 2-8$ – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (3.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 3.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт.

Таблица 3.13

Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Сечение выработки в черне, м ²						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (3.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, $м^2$;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), $м^2$;

$N, N_{вр}$ – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном $85-87^\circ$ к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии ($150-200$ мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

При применении прямых врубов количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (3.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, $м^2$.

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

3.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (3.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (3.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (3.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, $кг/м^3$;

α – коэффициент заполнения врубового шпура, $0,7-0,95$ (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q_{ср}'' = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \quad (3.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{ср}$ (кг)

$$q_{вр}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{ср}. \quad (3.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{ср}$ (кг)

$$q_{ок}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{ср}. \quad (3.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{ср}$:

$$q_{всп}^* = q'_{ср}. \quad (3.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжении патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном заряжении заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжения при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{ф} = \sum q_{вр}^* + \sum q_{всп}^* + \sum q_{ок}^*. \quad (3.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{м} = Q_{ф} / (l_{шп} \eta), \quad (3.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{пр} l_{шп} \eta, \quad (3.26)$$

где $S_{пр} = S_{вч} \cdot \text{КИС}$ – сечение выработки в проходке, м^2 , которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 3.14.

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м^3 взорванной породы

$$q_p = Q_{\phi} / Q_{\text{гм}}. \quad (3.27)$$

Таблица 3.14

Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), м^2	Коэффициент крепости пород f		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

*Коэффициент излишка сечения: $\text{КИС} = 1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$.

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрываемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_m = N_{\text{кд}} / (l_{\text{шп}} \eta). \quad (3.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м^3 взорванной породы:

$$N_p = N_{\text{кд}} / (S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta). \quad (3.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{\text{увт}} = l_{\text{шт}} + B / 4 + 0,5, \quad (3.30)$$

где B – ширина выработки, м;

0,5 – длина УВТ для сборки пучков, м.

3.3 РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взры-

вание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 3.15).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (3.31)$$

где R – сопротивление проводов, Ом;

ρ – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов $0,0172 \cdot 10^{-6}$, для алюминиевых $0,0286 \cdot 10^{-6}$ и для стальных $0,12 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;

l – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сrostки;

S – сечение проводов, м^2 .

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 1.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 3.15

Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	600 1700	2 2,5	320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 1$ А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{\text{гар}} = 1,3$ А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 2,5$ А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.32)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.33)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.34)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.35)$$

где I – сила тока в электровзрывной сети, А;

E – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

R – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

n – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

m – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

i – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$ – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

r – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (3.36)$$

где r_c , r_m – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (3.31));

L_c , L_m – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм ²	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07x2	магистральные	0,7x2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что $i < I_{\text{гap}}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + R}, \quad (3.37)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + r}. \quad (3.38)$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно $M = n \cdot m$, то, определив один из множителей, вычисляют другой.

3.4 ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Свёрло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 3.17

**Область применения бурильных машин
и установочных приспособлений**

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБПП-1, ЭБПП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с $f < 8$.

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок проводят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с $f < 8$; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с $f = 6-10$, с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с $f = 10-14$; ударно-поворотного действия в породах с $f = 10-20$.

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 3.2 – 3.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м² площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м² площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 3.18

Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики	Тип бурильной установки					
	УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород f	4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм	42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м	2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0

Зона бурения, м ²		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:							
длина		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
ширина		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
высота		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 3.9

Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип бурильной установки				
		Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S
Коэффициент крепости пород f		8-20	8-20	8-20	8-20	8-20
Диаметр шпуров, мм		32-50	32-50	32-50	32-50	32-50
Длина шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обурирования, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обурирования, м		8,8	9,8	10,4	4,7	8,7
Зона бурения, м ²		8-49	8-60	12-68	до 20	до 45
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	COP 1838 ME пневмат.	COP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы		пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:						
длина		12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
ширина		1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
высота		2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обурирование вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м².

3.5. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электро-взрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Пример оформления графической части:

Паспорт
буровзрывных работ на проведение

(наименование выработки)

1. Характеристика выработки

- 1.1. Форма сечения выработки _____
 1.2. Площадь поперечного сечения выработки вчерне, м² _____
 1.3. Размеры сечения выработки - высота, м _____
 - ширина, м _____
 1.4. Категория шахты по газу или пыли _____

2. Характеристика пород

- 2.1. Наименование пород _____
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодяконова _____
2.3. Трещиноватость пород _____
2.4. Обводнённость пород _____

3. Исходные данные

- 3.1. Наименование ВВ и средств инициирования _____
- 3.2. Способ взрывания _____
- 3.3. Диаметры - шпуров, мм _____
- патронов, мм _____
- 3.4. Тип вруба _____
- 3.5. Материал забойки _____
- 3.6. Схема соединения электродетонаторов _____
- 3.7. Источник электрического тока _____

4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

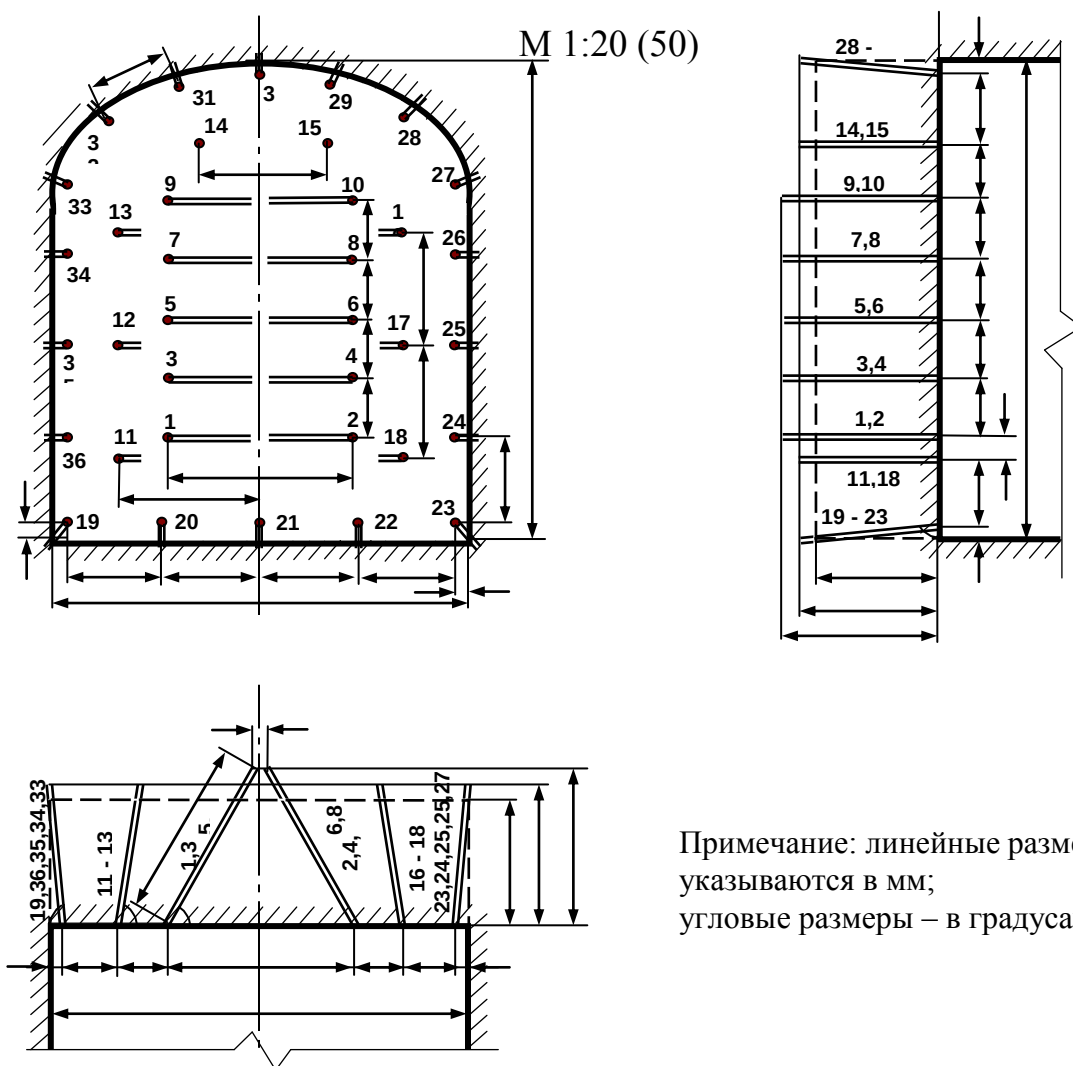
7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объем горной массы за взрыв	м ³	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 м ³ взорванной породы	м шп./м ³	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 м ³ взорванной породы	кг/м ³	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	

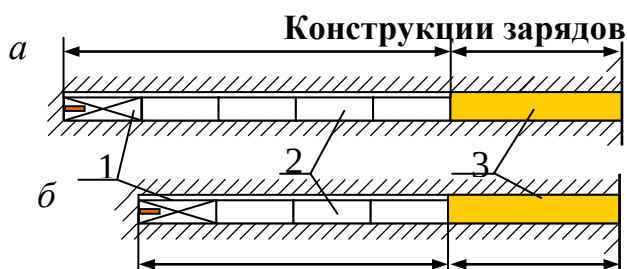
8. Меры безопасности

- 8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва _____
- 8.2. Место выставления постов _____
- 8.3. Время проветривания после взрыва _____
- 8.4. Мероприятия по подавлению пыли _____
- 8.5. Другие дополнительные меры безопасности _____

Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры
указываются в мм;
угловые размеры – в градусах.



- а* – врубные шпуры;
б – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуры;
 1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
 2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
 3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

Примечание. В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

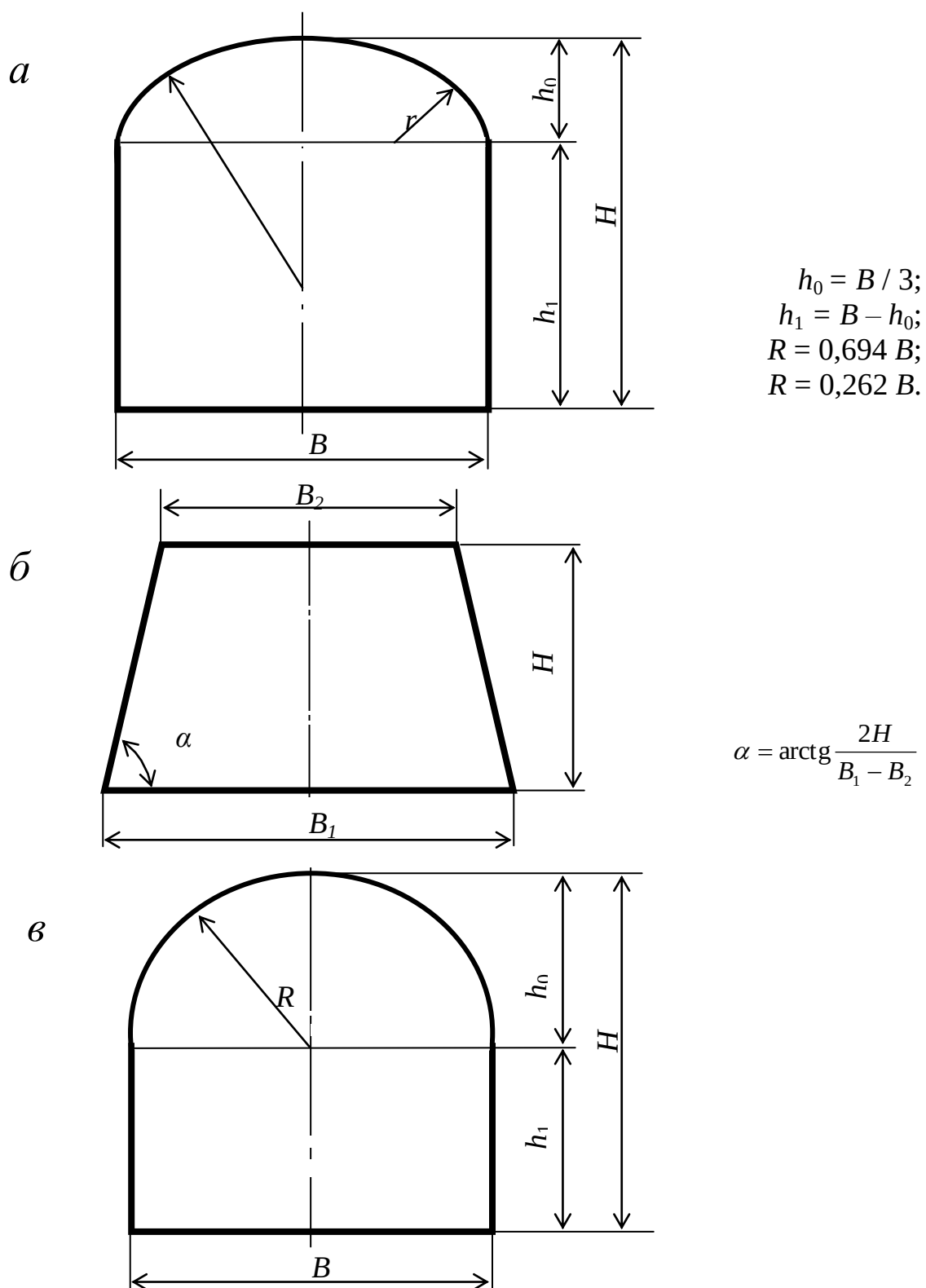


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:

a – сводчатая с трёхцикульным (коробовым) сводом;

б – трапецевидная;

в – арочная с полуцикульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок:

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,57 \cdot B$

Рекомендуемая литература

1. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. - 202 с.
2. Латышев О.Г., Петрушин А.Г., Азанов М.А. Промышленные взрывчатые материалы: учебное пособие. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. - 221 с.
3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник. – М.: Изд. МГГУ, 2007. – 345 с.
4. Кутузов Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. – М.: Горная книга, 2009. – 670 с.
5. Латышев О.Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2004. – 201 с.
6. Правила безопасности при взрывных работах (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 г. № 605; в редакции приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 г. № 518). – М., 2018.
7. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.
8. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадиевич
Лещуков Николай Николаевич
Прищепа Дмитрий Вячеславович

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению
практических работ по дисциплине
«Разрушение горных пород»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Редактор Д. В. Прищепа

Подписано в печать «__»_____2019 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 5,4. Тираж 100. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

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



А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,
выполнению контрольных и практических работ по дисциплине
«Технология и безопасность взрывных работ»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Екатеринбург – 2019

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

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-
технологического факультета

«19» апреля 2019 г.

Председатель комиссии

 ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
контрольных и практических работ по дисциплине
«Технология и безопасность взрывных работ»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению контрольных и практических работ по дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 65 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов, выполнению контрольных и практических заданий всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Технология и безопасность взрывных работ».

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Петрушин А.Г., Азанов М.А.,
© Прищепа Д. В.

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ	5
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА	6
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ	7
3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ.....	19
Практико-ориентированное задание №1	19
Практико-ориентированное задание №2	23
Практико-ориентированное задание №3	26
Практико-ориентированное задание №4	30
Практико-ориентированное задание №5	32

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 144 часов или 4 зачетных единиц.

По курсу «Технология и безопасность взрывных работ» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ». Она содержит названия 30 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Тема 1. Краткая история развития взрывных работ.

Значение взрывных работ в горнодобывающей промышленности и в строительстве. История развития взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте основные вехи развития взрывных работ.
2. Опишите первую технологию ведения взрывных работ в горном деле.
3. Назовите первое нитроглицериновое взрывчатое вещество.
4. Опишите историю развития средств инициирования.

Тема 2. Современные виды взрывных работ.

Современные виды взрывных работ в промышленности. Основные виды взрывных работ. Специальные виды взрывных работ.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Назовите современные виды взрывных работ.
2. Назовите современные виды специальных взрывных работ.

Тема 2. Способы бурения шпуров и скважин.

Классификация способов бурения шпуров и скважин. Механическое бурение и его виды. Термическое бурение и его виды. Специальные виды бурения шпуров и скважин.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию способов бурения шпуров и скважин.
2. Опишите суть механических видов бурения шпуров и скважин.
3. Опишите суть термических видов бурения шпуров и скважин.
4. Опишите суть специальных видов бурения шпуров и скважин.
5. Укажите рациональные области применения механических, термических и специальных видов бурения шпуров и скважин.

Тема 3. Ударно-поворотный способ бурения.

Механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении. Механизмы скола и выкола. Зависимость скорости ударно-поворотного бурения от осевого усилия, частоты вращения. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональную область применения ударно-поворотного бурения.
2. Охарактеризуйте механизмы скола и выкола.
3. Опишите механизм разрушения горных пород при ударном внедрении инструмента.
4. Укажите бурильные машины ударно-поворотного бурения.
5. Отметьте факторы, которые повышают энергоемкость ударного бурения по сравнению с другими способами.
6. Укажите последовательность процессов, происходящих при разрушении породы при ударном бурении.

Тема 4. Вращательный способ бурения.

Технические средства вращательного бурения. Работа ядра уплотнения при резании пород. Зависимость объема разрушения от толщины стружки. Режимы самозаточки и затупления режущей грани сверла. Оборудование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите преимущества вращательного бурения.
2. Укажите бурильные машины вращательного бурения.
3. Охарактеризуйте основные механизмы износа и затупления бурового инструмента при вращательном бурении.
4. Опишите механизм разрушения горных пород при вращательном бурении.

Тема 5. Ударно-вращательный и вращательно-ударный способ бурения.

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий подачи на инструмент.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Укажите область применения вращательно-ударного бурения.
2. Укажите область применения ударно-вращательного бурения.
3. Назовите преимущества вращательно-ударного бурения.
4. Охарактеризуйте зависимость энергоемкости бурения от усилия подачи.
5. Назовите машины и механизмы, реализующие ударно-вращательный способ бурения.
6. Назовите машины и механизмы, реализующие вращательно-ударный способ бурения.

Тема 6. Шарошечное бурение.

Технические средства бурения. Механизм шарошечного бурения. Режимы бурения в зависимости от осевого усилия. Контактная прочность пород как критерий буримости.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назовите особенности шарошечного бурения.
2. Опишите зависимость скорости бурения от величины осевого усилия.
3. Назовите машины и механизмы, реализующие шарошечное бурение.
4. Укажите область применения шарошечного бурения.

Тема 7. Основы теории взрыва и взрывчатых веществ.

Виды взрыва: механический, тепловой, электрический, ядерный, химический. Необходимые условия химического взрыва. Взрывчатое вещество. Классификация взрывчатых систем по физическому состоянию.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию взрыв.
2. Приведите пример механического взрыва.
3. Приведите пример Теплового взрыва.
4. Приведите примеры тепловых взрывов.
5. Охарактеризуйте химический взрыв.
6. Назовите необходимые условия химического взрыва.

Тема 8. Свойства взрывчатых веществ.

Классификация свойств взрывчатых веществ. Технологические свойства взрывчатых веществ. Специальные свойства взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию свойств взрывчатых веществ.
2. Назовите основные технологические свойства взрывчатых веществ.
3. Что такое кислородный баланс.
4. Назовите виды кислородного баланса.
5. Какие газы выделяются при положительном кислородном балансе.
6. При каком кислородном балансе образуется окись углерода (CO)?

Тема 9. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ.

Начальный импульс. Виды начального импульса. Инициирование. Чувствительность взрывчатых веществ. Способы изменения чувствительности.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию «Начальный импульс».
2. Охарактеризуйте тепловой начальный импульс.
3. Какой вид начального импульса является основным для горного дела?
4. Перечислите пробы на чувствительность.
5. Что такое сенсibilизатор?
6. Приведите пример веществ вводимых в состав взрывчатых веществ для флегматизации.

Тема 10. Формы химического превращения взрывчатых веществ.

Основные формы химического превращения взрывчатых веществ. Режимы химического превращения: термический распад, горение, конвективное горение, детонация

Литература: [1, 2, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите основные формы химического превращения.
2. Дайте характеристику горению как форме химического превращения.
3. Дайте характеристику детонации как форме химического превращения.

Тема 11. Основные положения теории детонации.

Механизм детонации. Графическая интерпретация процесса детонации – адиабата Гюгонио. Количественная оценка характеристик процесса детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите особенности детонационной волны.
2. Дайте определение понятию «Детонация».
3. Приведите основные детонационные характеристики взрывчатых веществ.

Тема 12. Экспериментальные методы определения скорости детонации.

Классификация методов определения скорости детонации взрывчатых веществ. Метод Дотриша. Осциллографический метод. Метод скоростной фотосъемки. Реостатный метод.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте метод Дотриша, для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
2. Назовите отличительные особенности осциллографического метода для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
3. Опишите процедуру измерения скорости детонации используя реостатный метод.

Тема 13. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации.

Группы факторов, влияющие на скорость и устойчивости детонации. Влияние внутреннего состава и строения на скорость и устойчивость детонации. Влияние условий взрывания на скорость детонации.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Как влияет дисперсность взрывчатого вещества на скорость и устойчивость детонации?
2. Как влияет плотность взрывчатого веществ на скорость детонации?
3. Дайте определение понятию «критический диаметр детонации».
4. Как влияет на скорость и устойчивость детонации наличие плотной оболочки на заряде взрывчатого вещества.
5. Влияние величины начального импульса на устойчивость детонации.

Тема 14. Работа взрыва.

Работа взрыва: баланс энергии при взрыве. Потери при переходе потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва. Полезная работа взрыва. Бризантность и фугасность. Пробы на бризантность и фугасность.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите переход потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва.
2. Чем обусловлены химические потери при взрыве?
3. Чем обусловлены тепловые потери при взрыве?
4. Охарактеризуйте бесполезные формы работы взрыва.
5. Что такое бризантность взрывчатых веществ.
6. Назовите формы проявления фугасной работы взрыва.

Тема 15. Основные положения теории предохранительных взрывчатых веществ.

Необходимость применения предохранительных взрывчатых веществ. Теории предохранительных взрывчатых веществ. Методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Литература: [1, 2]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию пламегаситель.
2. Дайте определение понятию ингибитор.
3. Перечислите основные гипотезы воспламенения горючих шахтных сред.
4. Перечислите возможные пути предотвращения воспламенения горючих шахтных сред.
5. Охарактеризуйте методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

Тема 16. Заряд взрывчатого вещества.

Заряды взрывчатых веществ. Классификация. Воронка взрыва и ее элементы. Показатель действия взрыва.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. По каким признакам классифицируются заряды взрывчатых веществ.
2. Перечислите элементы воронки взрыва.
3. Что такое показатель действия взрыва.
4. Как классифицируются заряды взрывчатых веществ по показателю действия взрыва.

Тема 17. Действие взрыва.

Действие сосредоточенного заряда в твердой однородной безграничной среде и при наличии обнаженной поверхности. Стадии разрушения: образование газовой полости, зоны дробления, зона радиальных и кольцевых трещин, откольные явления. Соотношение бризантного и фугасного действия взрыва в зависимости от акустической жесткости разрушаемых пород.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Отрадите последовательность развития взрыва в горных породах.
2. Отметьте области действия взрыва, образующие зону регулируемого дробления.
3. Какие трещины образуются в горной породе при падении давления и обратной деформации пород в сторону зарядной полости?

4. Какие трещины образуются при отражении волны сжатия от свободной поверхности горной породы?

Тема 18. Классификации промышленных взрывчатых веществ.

Классификация ВВ: по характеру воздействия на окружающую среду, по чувствительности к простым формам начального импульса, физическому состоянию. Классификация по химическому составу – индивидуальные ВВ и взрывчатые смеси. Классы ВВ по условиям применения.

Литература: [1, 2, 4, 6]

Контрольные вопросы:

1. К какой группе относятся взрывчатые вещества, имеющие скорость детонации 4000 м/с?
2. Какие классы промышленных ВВ выделяют по химическому составу?
3. К какому классу промышленных ВВ по химическому составу относится тротил, детонит?
4. Какие ВВ можно использовать только при взрывных работах на поверхности, в шахтах опасных по газу и пыли? Укажите номер класса и цвет оболочки.
5. Какой цвет имеют патроны предохранительных ВВ?
6. По какому характерному признаку выделяют первичные и вторичные ВВ?

Тема 19. Непредохранительные взрывчатые вещества I класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Нитросоединения: свойства, ассортимент, область применения. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства гранулола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротилловые взрывчатые вещества: особенности, свойства.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ.

Тема 20. Непредохранительные взрывчатые вещества II класса по условиям применения.

Предъявляемые требования. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Порошкообразные ВВ – аммониты и аммоналы. Свойства и область применения.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Назовите основные свойства граммонита 79/21.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.
3. Назовите отличительные особенности патронированных аммонитов.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.

Тема 21. Предохранительные взрывчатые вещества III – VII классов по условиям применения.

Требования к энергетическим и детонационным характеристикам предохранительных ВВ. Требования к кислородному балансу. Требования к составу и строению зарядов.

Литература: [1, 2, 7]

Контрольные вопросы:

1. Перечислите названия взрывчатых веществ III класса по условиям применения.
2. Какие добавки вводят в состав предохранительных взрывчатых веществ?
3. Укажите требования, предъявляемые к предохранительным ВВ.

Тема 22. Методы производства взрывных работ.

Классификация методов производства взрывных работ. Метод шпуровых зарядов. Метод скважинных зарядов. Метод камерных зарядов. Метод наружных зарядов. Область применения, достоинства и недостатки методов.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите области применения метода шпуровых зарядов в подземных условиях.
2. Укажите область применения метода шпуровых зарядов при открытой разработке месторождений.
3. Укажите область применения метода скважинных зарядов.
4. Укажите область применения метода наружных зарядов.

Тема 23. Метод шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок.

Состав проходческого цикла. Коэффициент использования шпуров (КИШ). Коэффициент излишка сечения (КИС). Врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры. Очередность взрывания. Конструкции шпуровых зарядов. Размер и качество забойки. Прямое и обратное инициирование зарядов. Назначение и типы врубов. Конструкции наклонных врубов; их достоинства и недостатки. Конструкции прямых врубов; их достоинства и недостатки. Комбинированные врубы. Принципы расчета параметров буровзрывных работ.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите типы шпуров при проходке выработки.
2. Укажите очередность взрывания шпуров в типовой технологии проходки выработок.
3. Укажите условия, соответствующие обратному инициированию заряда.
4. Отметьте достоинства прямого инициирования заряда ВВ по сравнению с обратным.
5. Отметьте достоинства обратного инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым.

Тема 24. Метод шпуровых зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Технология шпуровой отбойки при разработке рудных месторождений. Расчет параметров БВР. Технология шпуровой отбойки угля. Правила безопасности при использовании метода шпуровой отбойки.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Опишите существо метода шпуровых зарядов при добыче полезных ископаемых подземным способом.
2. Укажите классы ВВ допущенные к применению при шпуровой отбойке по углю.
3. Какой способ взрывания допущен к применению при шпуровой отбойке угля?
4. Какова допустимая величина уходки (м) при добыче угля методом шпуровых зарядов?

5. Какова величина предельного содержания метана в забое (в %), при котором разрешена отбойка угля методом шпуровых зарядов?

Тема 25. Метод скважинных зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

Отбойка вертикальными и горизонтальными слоями. Параллельное и веерное расположение скважин – преимущества и недостатки. Схемы отбойки руды в блоке. Расчет параметров скважинной отбойки. Бурение, заряжание и взрывание скважин. Правила безопасности при скважинной отбойке.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите преимущества параллельного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с веерным расположением скважин).
2. Укажите преимущества веерного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с параллельным расположением скважин).
3. Укажите способы бурения скважин при отбойке руды в подземных условиях.
4. Какой тип ВВ обычно применяют при механизированном заряжении скважин?
5. Укажите показатели, входящие в формулу определения удельного расхода ВВ при скважинной отбойке руды в подземных условиях.

Тема 26. Метод скважинных зарядов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Расположение скважин на уступе и их бурение. Принципы расчета параметров буровзрывных работ. Схемы взрывания скважинных зарядов при однорядном и многорядном взрывании скважин.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите рациональные способы бурения скважин при открытой разработке месторождений.
2. Удельный расход ВВ на карьерах определяется по эталонному q_0 с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывания зарядов взрывчатых веществ, используемых на земной поверхности.

4. Перечислите основные взрывчатые вещества, используемые при ведении взрывных работ на земной поверхности.

Тема 27. Метод камерных зарядов.

Расположение выработок при использовании камерных зарядов. Камерные заряды рыхления и их расчет. Камерные заряды выброса и их расчет. Камерные заряды на сброс и их расчет.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. В каких случаях целесообразно использовать метод камерных зарядов при открытой разработке месторождений?
2. Назовите достоинства и недостатки метода камерных зарядов.

Тема 28. Взрывное разрушение негабарита.

Характеристики, область применения, достоинства и недостатки различных способов разделки негабарита: наружными, шпуровыми, кумулятивными зарядами, гидровзрывание.

Литература: [1, 3]

Контрольные вопросы:

1. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита накладными зарядами.
2. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита шпуровыми зарядами.
3. Укажите способы взрывного дробления негабарита при открытой разработке месторождений.

Тема 29. Техническая документация для производства взрывных работ.

Необходимая техническая документация для производства взрывных работ: типовый проект взрывных работ, проект массового взрыва, паспорт буровзрывных работ, схема взрывных работ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Что входит в состав типового проекта взрывных работ?
2. Опишите процедуру составления и утверждения паспорта буровзрывных работ.
3. Для каких работ составляется схема взрывных работ.
4. В каких случаях составляется проект массового взрыва?

Тема 30. Персонал для взрывных работ.

Требования к лицам, допущенным к ведению взрывных работ: руководитель взрывных работ, мастер-взрывник, заведующий складом ВМ, раздатчики ВМ и лаборанты складов ВМ.

Литература: [1, 4, 6, 8]

Контрольные вопросы:

1. Какие требования предъявляются к руководителям взрывных работ?
2. Какие требования предъявляются к взрывникам?
3. В течение какого периода времени проходит стажировка взрывника?
4. Требования в заведующему склада взрывчатых материалов.

3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

Практико-ориентированное задание №1

Расчет кислородного баланса и составление рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Цель: овладение методикой расчета кислородного баланса взрывчатых веществ и принципами составления рецептур промышленных взрывчатых веществ.

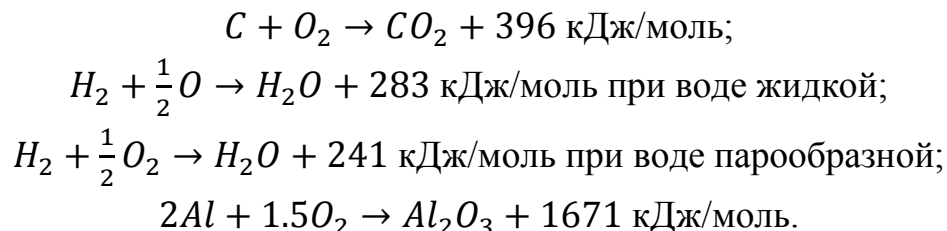
Краткая теория

Определение кислородного баланса

Кислородным балансом называется отношение избытка или недостатка кислорода во взрывчатом веществе (ВВ) для полного окисления горючих элементов (водорода, углерода, металлов и т. п.), выраженное в грамм-атомах, к грамм-молекулярной массе ВВ. Кислородный баланс выражается в долях или процентах.

Под полным окислением понимается окисление водорода в воду, а углерода в углекислый газ. При этом выделяется также молекулярный азот и кислород. Если в составе ВВ находится металл, то образуется его высший окисел.

Реакции полного окисления:



Следовательно, если ВВ имеет состав в виде $C_aH_bN_cO_d$, то кислородный баланс (%)

$$K_6 = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)\right] \cdot 16}{M_{ВВ}} 100\%, \quad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода; $M_{ВВ}$ – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \quad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

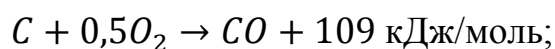
нулевой кислородный баланс;
при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

отрицательный кислородный баланс.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное количество ядовитых газов.

При взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитая окись углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, т. е.



либо чистый углерод в виде сажи, резко снижающий образование газов.

При положительном кислородном балансе уменьшается выделение энергии, так как образуется ядовитая окись азота с поглощением тепла по реакции



Пример 1. Определить кислородный баланс тротила $C_7H_5(NO_2)_3$, относительная молекулярная масса которого 227.

Для полного окисления необходимо $2a + b/2$ или $2 \cdot 7 + 5/2 = 16,5$ атомов кислорода.

В наличии имеется 6 атомов кислорода.

Следовательно,

$$K_6 = \frac{\left[6 - \left(2 \cdot 7 + \frac{5}{2}\right)\right] \cdot 16}{227} 100\% = -74\%.$$

Пример 2. Определить кислородный баланс граммонита 30/70. Граммонит 30/70 состоит из 30% аммиачной селитры NH_4NO_3 и 70% тротила.

Кислородный баланс аммиачной селитры АС, определенный вышеуказанным способом, равен +20%.

Кислородный баланс граммонита 30/70:

$$0,3 \cdot 20 + 0,7 \cdot -74 = -45,5\%.$$

Составление рецептуры промышленных ВВ

При изготовлении промышленных ВВ обычно состав подбирается таким, чтобы был нулевой кислородный баланс. Для изготовления патронированных ВВ принимается небольшой положительный кислородный баланс для окисления материала оболочки патронов. Для подземных работ при взрыве 1 кг ВВ должно выделяться не более 40 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Если образуются окислы азота и сернистый газ, то для перевода их к условной окиси углерода принимается поправочный коэффициент соответственно 6,5 и 2,5.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к кислородному балансу ВВ не такие жесткие.

Пример 1. Составить рецептуру игданита с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и дизельного топлива (ДТ) с кислородным балансом – 320%.

Количество весовых частей аммиачной селитры для окисления одной части дизельного топлива равно

$$n = \frac{[КБ_{ДТ}]}{[КБ_{АС}]},$$

где $КБ_{ДТ}$ – кислородный баланс дизельного топлива;

$КБ_{АС}$ – кислородный баланс аммиачной селитры.

$$n = \frac{320}{20} = 16.$$

Содержание дизельного топлива во взрывчатом веществе:

$$x = \frac{100}{1 + n},$$
$$x = \frac{100}{1 + 16} = 5,9 \text{ \%}.$$

Соответственно содержание аммиачной селитры

$$100 - x = 100 - 5,9 = 94,1\%.$$

Следовательно, формула игданита:

94,1% аммиачной селитры; 5,9% дизельного топлива.

Пример 2. Определить рецептуру ВВ с пулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры (NH_4NO_3) и тротила ($\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$).

Кислородный баланс тротила -74% , относительная молекулярная масса 227. Кислородный баланс аммиачной селитры $+20\%$, относительная молекулярная масса 80.

Состав смеси должен отвечать условию:

$$x(-74\%) + (100 - x) 20\% = 0,$$

где x – содержание в смеси тротила, %.

Решение данного уравнения показывает, что $x \approx 21\%$ и $(100 - x) = 79\%$. Такому составу смеси отвечают граммонит 79/21 и аммонит 6ЖВ.

Обозначим число молей аммиачной селитры через y , число молей тротила через z . Тогда из соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 227} = \frac{79}{21},$$

получим

$$y = \frac{79 \cdot z \cdot 227}{21 \cdot 80} = 10,7z.$$

Приняв $z = 1$, получим $y = 10,7$.

Следовательно, молекулярное уравнение граммонита имеет вид



Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры NH_4NO_3 ; 3% солярового масла $\text{C}_{16}\text{H}_{34}$ (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры А1 (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла x , аммиачной селитры y , алюминиевой пудры z , можно написать химическую формулу в виде



В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3}; \quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда $y = 83,9x$; $z = 22,4x$.

Примем $x = 1$, тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид



Практико-ориентированное задание №2

Определение работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Цель: овладение методикой определения работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Краткая теория

Расчет идеальной работоспособности ВВ

Из первого закона термодинамики следует, что изменение внутренней энергии газов равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде и произведенной работе:

$$-dE = dQ + pdV. \quad (2.1)$$

Если техническим назначением взрыва ВВ является производство механической работы, то затраты на теплообмен продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой являются энергетическими потерями (dQ). Эти потери называются термодинамическими.

Идеальным с точки зрения отсутствия термодинамических потерь является адиабатический процесс расширения ПВ, т.е. $dQ = 0$. В этом случае изменение внутренней энергии ПВ равно количеству работы, совершаемой газами, т.е.

$$-dE = pdV = dA. \quad (2.2)$$

В реальных условиях взрывания наиболее близким к адиабатическому процессу является взрыв ПВ в воздушной среде, а, например, в горных породах термодинамические потери возрастают. Они существенно выше в пористых, хрупких, легко дробимых породах и минимальны в пластичных средах типа глин.

Мерой идеальной работоспособности ВВ может служить максимальная работа, которую совершают ПВ при своем адиабатическом расширении до давления окружающей среды (воздушной, водной, горной), т.е. когда остаточное давление ПВ уравнивается противодействием среды атмосферным, гидростатическим или горным давлением.

Идеальная работоспособность ВВ является одной из важнейших энергетических характеристик ВВ. Она дополняет теплоту взрыва, показывая теоретическую возможность реализации энергетического потенциала ВВ в механическую работу.

Идеальную работоспособность (полную идеальную работу взрыва) можно определить, как разность между значениями внутренней энергии ПВ в момент их образования и к концу расширения:

$$A_{и} = \int dE = \int_{T_1}^{T_2} \overline{C_V} dT = \overline{C_V} * (T_1 - T_2) = \overline{C_V} T_1 \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) \quad (2.3)$$

где $\overline{C_V}$ - средняя теплоемкость продуктов взрыва в интервалах изменения температуры взрыва от T_1 до T_2 ;

T_1 - начальная температура взрыва;

T_2 - конечная температура ПВ.

Для газовых взрывааемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида $pV^y = \text{const}$, пользуясь уравнением Клайперона ($PV = RT$), получаем

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}} \quad (2.4)$$

Окончательно получаем

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right); \quad (2.7)$$

где $Q_{взр}$ - потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

V_1 и V_2 - начальный и конечный удельные объемы ПВ, м³/кг;

P_1 и P_2 - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$y = C_p/C_v$ – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета A_u конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе ($P_2 = 1,01 \cdot 10^5$ Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1,01 \cdot 10^5}{P_{пв}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

Расчет полного термодинамического КПД взрыва

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_u = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

Здесь величина $q_T = Q_{\text{взр}} - A_u = C_{v2} * T_2$ - термодинамические потери энергии ВВ в продуктах взрыва по достижении ими атмосферного давления. Это остаточное тепло идет на свечение ПВ после их расширения.

Отношение идеальной работоспособности к выделившейся тепловой энергии взрыва называется идеальным термодинамическим КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}}, \quad (2.10)$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{y-1}{y}}, \quad (2.11)$$

Идеальный термодинамический КПД взрыва определяет часть тепловой энергии, которая может быть использована для совершения механической работы взрыва.

Величины идеальной работоспособности (A_u) и полного термодинамического КПД (Π) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты, $y = C_p/C_v$. Если в ПВ содержится 2/3 молекул двухатомных газов и 1/3 — одноатомных (гексоген), то $y = 1,25$. Если в ПВ содержится 2/3 трехатомных газов и 1/3 двухатомных (нитроглицерин), то $y = 1,2$. Величина y снижается (соответственно снижается A_u и η), если в ПВ содержатся четырех и пятиатомные газы, а также твердые продукты (NaCl , Al_2O_3 и др.). В этих случаях $y = 1,15$, и $1,05$.

Пример 1. Определить полную идеальную работоспособность и термодинамический КПД аммонита 6ЖВ при плотности заряжания 900 кг/м^3 и следующих параметрах взрывного превращения:

$$V_{\text{нв}} = 0,86 \text{ м}^3/\text{кг},$$

$$Q_{\text{взр}} = 4300 \text{ кДж/кг};$$

$$T_{\text{взр}} = 2600^\circ \text{ К}.$$

Для расчета показатель адиабаты принимается $y=1,25$. Определение давления ПВ при взрыве аммонита 6ЖВ:

$$P = \frac{1,01 * 10^5 * 0,86 * 2600 * 900}{273 * (1 - 0,001 * 0,86 * 900)} = 3,3 * 10^9,$$

Откуда полная идеальная работоспособность

$$A_u = Q_{\text{взр}} \left(1 - \left(\frac{1,01 * 10^5}{P_{\text{пв}}} \right)^{\frac{y-1}{y}} \right) = 4300 * \left(1 - \left(\frac{1,01 * 10^5}{3,3 * 10^9} \right)^{\frac{1,25-1}{1,25}} \right) = 3762,2 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}}.$$

Полный термодинамический КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}} = \frac{3762,2}{4300} = 0,875$$

или $\eta = 87,5\%$

Практико-ориентированное задание №3

Расчет скважинного заряда при уступной отбойке на карьере

Цель работы – овладение методикой проектирования параметров буровзрывных работ при открытой разработке месторождений скважинным способом

Краткая теория

При разработке месторождений открытым способом (на карьерах и разрезах) используют в основном метод скважинных зарядов. В слабых породах используют вращательное (шнековое) бурение. В более прочных породах преобладает шарошечное бурение. В крепчайших породах с коэффициентом крепости $f > 14-16$ наиболее эффективно термическое бурение скважин. Скважины на уступе карьера располагают в один или несколько рядов по различным схемам в зависимости от свойств разрушаемых пород и требуемой конфигурации забоя. Расположение скважин на уступе характеризуют следующими показателями (рис. 1):

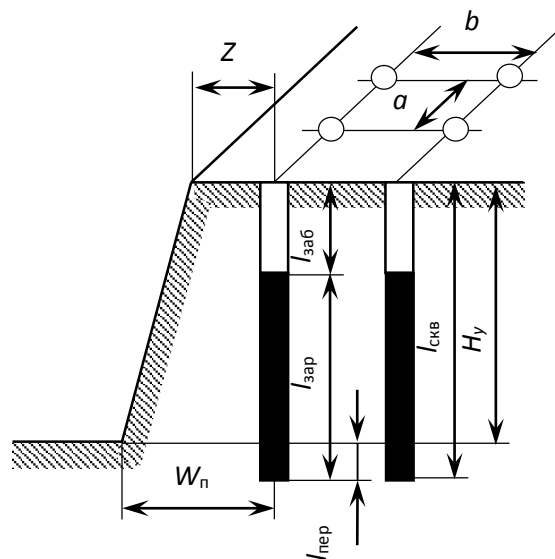


Рис. 3.1 Схема расположения скважин на уступе

H_y – высота уступа, м; W_n – линия сопротивления по подошве (ЛСПП); a – расстояние между скважинами, м; b – расстояние между рядами скважин, м; Z – безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м; $l_{зар}$ – длина заряда, м; $l_{пер}$ – длина перебура, м; $l_{заб}$ – длина забойки, м; $l_{скв}$ – длина (глубина) скважины, м; α – угол откоса уступа.

Характеристики и расположение скважин в первую очередь зависят от удельного расхода ВВ. Оптимальная величина удельного расхода ВВ определяется множеством факторов. При этом определяющую роль играют свойства разрушаемого массива, размеры его блоков (расстояние между трещинами), степень и качество заполнения трещин, их расположение

относительно вектора смещения породы и т. п. Учесть все эти факторы в единой теоретической модели не представляется возможным. Поэтому во многом оптимальные параметры процесса определяются путем опытного взрывания и интерпретации его результатов на основе общефизических представлений.

Удельный расход «эталонного» ВВ ($q_{\text{э}}$) может быть определен по данным таблицы 1.

Таблица 3.1

Эталонный удельный расход ВВ, кг/м³

Категория пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости горных пород f по шкале проф. М. М. Протодяконова			
	2 - 6	6 - 10	10 – 14	более 14
I	0,2	0,25	0,3	0,35
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,5	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,9
V	0,9	1,0	1,1	1,2

Реальный удельный расход ВВ рекомендуется определять путем введения серии поправочных коэффициентов, учитывающих тип ВВ, конструкцию заряда, наличие свободных поверхностей, заданную степень дробления и др:

$$q_p = q_{\text{э}} \cdot e \cdot k_d \cdot \frac{\rho_{\text{гп}}}{2,6}, \quad (3.1)$$

где $q_{\text{э}}$ – эталонный расход Граммонита 79/21, кг/м³;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, определяемый по формуле

$$e = A_{\text{эт}} / A_{\text{ВВ}}, \quad (3.2)$$

$A_{\text{эт}} = 3560$ кДж/кг - идеальная работа взрыва эталонного ВВ (Граммонит 79/21);

$A_{\text{ВВ}}$ – идеальная работа взрыва принятого ВВ, кДж/кг;

k_d - поправочный коэффициент на кондиционный размер куска;

$\rho_{\text{гп}}$ – плотность горных пород, т/м³.

Таблица 3.2

Значения поправочного коэффициента на кондиционный размер куска k_d

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
k_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Диаметр заряда определяется диаметром рабочего органа буровой машины (долота, коронки или резца) $d_{\text{скв}}$ с учетом характеристик разрабатываемых пород:

$$d_{\text{зар}} = k_p d_{\text{скв}}, \quad (3.3)$$

где $k_p = 1,06 - (f - 2) 0,003$ – коэффициент расширения скважин.

Удельная вместимость 1 м скважины:

$$P = 0,785 \cdot d_{\text{зар}}^2 \cdot \Delta, \quad (3.4)$$

где Δ , кг/м³ – плотность заряда в скважине.

Линия сопротивления по подошве (ЛСПП) для одиночной скважины:

$$W_{\pi} = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{P}{q_p}}, \quad (3.5)$$

В соответствии с правилами безопасности при бурении первого ряда скважин станок располагается перпендикулярно верхней бровке уступа, за призмой обрушения, но не ближе 2 м от верхней бровки уступа, поэтому минимально допустимая по условиям безопасного расположения бурового станка линия сопротивления по подошве ($W_{\min}$) для вертикальных скважин рассчитывается из соотношения

$$W_{\min} = H_y \operatorname{ctg} \alpha + Z, \quad (3.6)$$

где α – угол откоса рабочего уступа, град;

Z – ширина призмы обрушения, $Z \geq 2$ м.

Величина принимаемой при расчетах линии сопротивления по подошве (W_{π}) должна удовлетворять соотношению:

$$W_{\min} < W_{\pi}. \quad (3.7)$$

Если значения $W_{\min} > W_{\pi}$, это означает, что принятые параметры скважин и характеристики ВВ не обеспечивают проработку подошвы уступа. В этом случае следует изменить диаметр скважины, тип применяемого ВВ или перейти к наклонным скважинам.

Глубина перебура:

$$l_{\text{пер}} = 0,6 \cdot d_{\text{скв}} \cdot f + 0,75. \quad (3.8)$$

Глубина скважины:

$$l_{\text{скв}} = H_y + l_{\text{пер}} \quad (3.9)$$

Масса заряда в скважине:

$$Q = l_{\text{скв}} \cdot P \cdot k_{\text{зап}} \quad (3.10)$$

где $k_{\text{зап}}$ – коэффициент заполнения скважины, принимаемый по таблице 3.3.

Таблица 3.3

Коэффициент заполнения скважин

Категория блочности	Высота уступа										
	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	0,45	0,46	0,47	0,48	0,49	0,50	0,51	0,51	0,52	0,53	0,53
2	0,51	0,52	0,53	0,53	0,54	0,55	0,56	0,56	0,57	0,58	0,58
3	0,56	0,57	0,58	0,58	0,59	0,60	0,61	0,61	0,62	0,63	0,63
4	0,62	0,62	0,63	0,64	0,64	0,65	0,66	0,66	0,67	0,67	0,68
5	0,67	0,68	0,68	0,69	0,69	0,70	0,71	0,71	0,71	0,72	0,72

Длина заряда:

$$l_{\text{зар}} = l_{\text{скв}} \cdot k_{\text{зап}} \quad (3.11)$$

Длина забойки:

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{скв}} - l_{\text{зар}} \quad (3.12)$$

Расстояние между скважинами:

При квадратной сетке расположения, расстояния между рядами скважин (b) равно расстоянию между скважинами в ряду (a), тогда:

$$S_{a \cdot b} = \frac{Q}{H_y \cdot q_p} \quad (3.13)$$

$$S_{a \cdot b} = a \cdot b$$

$$a = b$$

$$a = \sqrt{S_{a \cdot b}}$$

Окончательные расстояния между рядами скважин и между скважинами в ряду округляются с шагом 0,5 м.

Задание: рассчитать параметры буровзрывных работ при скважинной отбойке в условиях открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Практико-ориентированное задание №4

Расчёт безопасных расстояний по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов

Цель работы – овладение методикой расчета безопасных расстояний по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов.

При определении зон, опасных по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов на земной поверхности, следует выделять и отдельно рассчитывать безопасные расстояния для людей зданий и сооружений, машин и механизмов.

При взрывании скважинных зарядов рыхления (дробления) расстояние опасное для людей, рассчитывается по формуле:

$$r_{разл} = 1250 \cdot h_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + h_{заб}} \cdot \frac{d}{a}} \quad (4.1)$$

где h_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, определяемый по формуле

$$h_3 = \frac{l_{зар}}{l_c}, \quad (4.2)$$

$l_{зар}$ – длина заряда ВВ, м;

$l_{зар}$ – глубина скважины, м;

f – коэффициент крепости горных пород;

h_3 – коэффициент заполнения скважины забойкой:

$$h_3 = \frac{l_{заб}}{l_n}, \quad (4.3)$$

$l_{зар}$ – длина забойки, м;

l_n – длина свободной от заряда верхней части скважины, м;

d – диаметр взрывающей скважины, м;

a – расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Расчётные значения радиусов разлета осколков округляются в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое безопасное расстояние не должно быть меньше указанных в табл. 4.1.

**Минимально допустимые безопасные расстояния для людей при
взрывных работах**

№ п/п	Методы взрывных работ	Минимально допустимые радиусы опасных зон, м
1.	Наружных зарядов, в том числе кумулятивных	300 (по проекту)
2.	Шпуровых зарядов	200
3.	Котловых шпуров	200
4.	Малокамерных зарядов (рукавов)	200*
5.	Скважинных зарядов	Не менее 200**
6.	Котловых скважин	Не менее 300
7.	Камерных зарядов	Не менее 300

* - при взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

** - радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

Практико-ориентированное задание №5

Составление паспорта буровзрывных работ на проведение горизонтальной горной выработки.

Цель работы – овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении подземных горных выработок и составления паспорта БВР.

Краткая теория

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

5.1. Общие положения

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и

расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

5.2. Определение параметров буровзрывных работ

5.2.1. Выбор взрывчатых материалов

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Правилами безопасности при взрывных работах» [6] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [7] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 5.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 5.1

Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород f	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП–5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непридохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м ³	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м ³	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000- 1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950- 1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000- 1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000- 1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000- 1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000- 1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100- 1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200- 1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000- 1200	1704	0,44	—	—	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780- 820 (1000- 1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800- 850 (1100- 1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800- 850 (1100- 1200)*	4597	1,17					
Гранулит- игданит	3150	800- 850 (1100- 1200)*	3760	0,85					

* Плотность при механизированном зарядании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 5.3. Все электродетонаторы являются водостойчивыми.

Таблица 5.3

Электродетонаторы для шахт и рудников

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непригодные для нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непригодные для пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 3.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение непридохранительных взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 5.4

Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

Примечание. Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Иницирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

5.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

- врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;
- врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 5.5.

Таблица 5.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м ²	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимальной возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обурирования и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ($f > 12$) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки (B) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5 B , применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м²) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 5.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85–0,95 с учётом крепости горных пород.

5.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

5.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 5.6.

Таблица 5.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки (м ²)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α , град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (5.1)$$

где e – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 5.2),

d_3 – диаметр заряда,

d – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 5.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 5.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 5.7 или по формуле:

$$h_{\text{вр}} = 0,25B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (5.2)$$

где B – ширина выработки, м

α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 3.1).

Таблица 5.7

Предельная глубина вертикального клинового вруба $h_{вр}$, м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

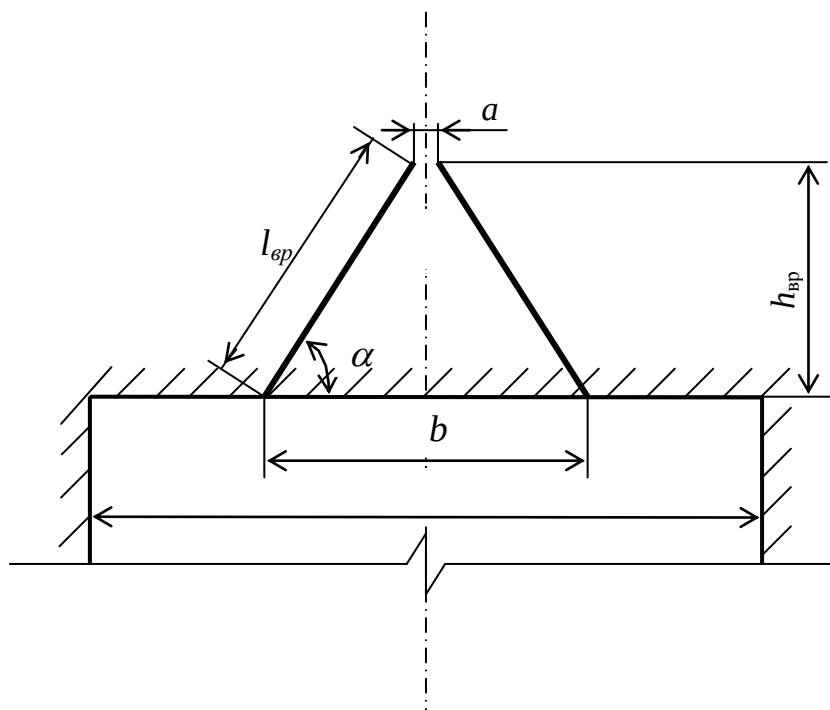


Рис. 5.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (5.3)$$

где $h_{шп}$ – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (5.4)$$

где α – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \quad (5.5)$$

где a – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород $a = 0,15-0,2$ м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обурирования вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров α .

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 3.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

5.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 5.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный a ; щелевой b ; спиральный c и двойной спиральный z .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуrom (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрываемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуrom или серией шпуров (пробивное расстояние W_1) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 5.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние W_1 , определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (5.1).

Пробивные расстояния W_1 учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрывааемых вторыми и последующими во врубе (W_1 , W_2 , W_3 и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

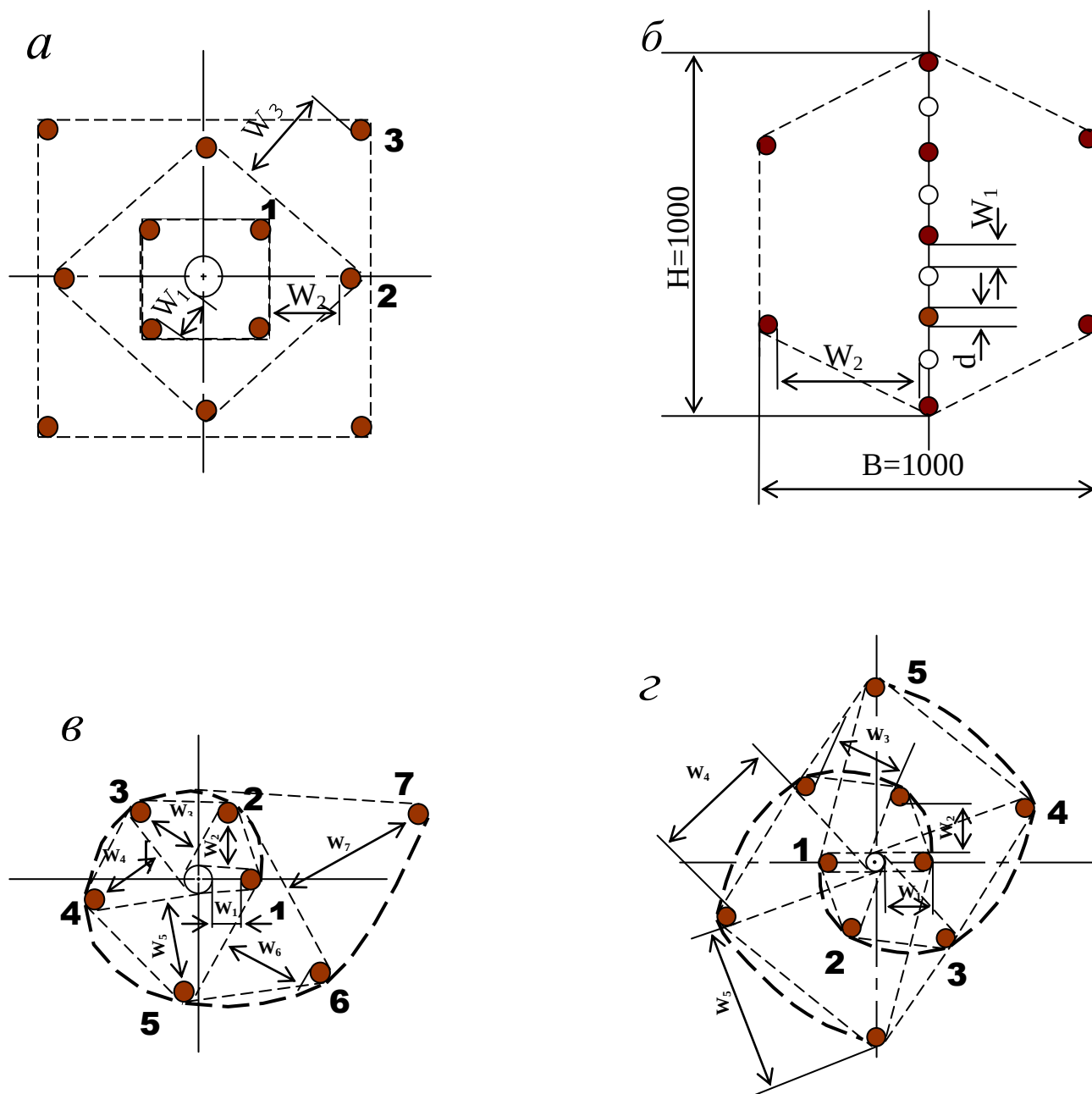


Рис. 5.2. Конструкции прямых врубов:
a – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;
г – двойной спиральный

Таблица 5.8

Пробивные расстояния W_1 , мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x , мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрывааемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (5.6)$$

где W_1 – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 5.7);

D_x – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

d – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния (W_2 , W_3 и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 5.2) в масштабе 1:5.

Таблица 5.9

Пробивные расстояния W_2 , мм

Диаметр холостого шпура или скважины D_x , мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 5.10.

Таблица 5.10

**Предельные пробивные расстояния
для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм**

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород f						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м² необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 5.8. Количество заряжаемых N_z и холостых N_x шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (5.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (5.8)$$

где H – высота вруба, мм;

W_1 – пробивное расстояние, мм;

d – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 5.2, б) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние W_2 для шпуров, взрывааемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 5.11.

В породах с $f > 10$ расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 3.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 5.11

**Минимально допустимые расстояния
между смежными шпуровыми зарядами**

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
при $f > 10$	0,4	0,3	—	—

В породах с коэффициентом крепости $f < 6$ обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 5.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

5.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд **при врубах с наклонными шпурами** рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (5.9)$$

где q – удельный заряд ВВ, кг/м³;

f – коэффициент крепости по М. М. Протоdjяконову. В породах с $f > 16$ в формуле (5.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

f_1 – коэффициент структуры породы;

v – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

e – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_{\text{э}}}, \quad (5.10)$$

где $Q_{\text{ид}}$, $Q_{\text{ид.э}}$ – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

ρ , $\rho_{\text{э}}$ – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м³.

Необходимые данные для расчета величины e принимают из табл. 5.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (5.10) и в табл. 5.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы f_1 принимается из табл. 5.12.

Таблица 5.12

Коэффициент структуры породы f_1

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы f_1
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (5.11)$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения вчерне, м².

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах $v = 1,1-1,4$ (меньшие значения – для больших сечений выработок).

При щелевом врубе на полную высоту выработки для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (5.9) следует принимать коэффициент зажима породы $v = 1,4$.

Прямые (дробящие) врубы требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (5.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы $\nu = 1,1-1,4$.

5.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 5.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное заряжание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжания. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударно-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм. При механизированном заряжании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

5.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (5.12)$$

где q – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м³;

$S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, м²;

γ – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (5.13)$$

где d – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³;

α – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном заряджании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном заряджании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 5.2). При механизированном заряджании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м³.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с $f = 2-8$ – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (5.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 5.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт.

Таблица 5.13

Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Сечение выработки в черне, м ²						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (5.14)$$

где $S_{вч}$ – площадь сечения выработки вчерне, $м^2$;

$S_{вр}$ – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя), $м^2$;

$N, N_{вр}$ – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном $85-87^\circ$ к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии (150–200 мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

При применении прямых врубов количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (5.15)$$

где $N_{вр}$ – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения прямого вруба, $м^2$.

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

3.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (5.16)$$

где $l_{шп}$ – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (5.18)$$

где $Q_{вр}$ – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (5.19)$$

где d – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

ρ – плотность ВВ в заряде, $кг/м^3$;

α – коэффициент заполнения врубового шпура, 0,7-0,95 (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$ – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q_{ср}'' = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \quad (5.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины $q'_{ср}$ (кг)

$$q_{вр}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{ср}. \quad (5.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной $q'_{ср}$ (кг)

$$q_{ок}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{ср}. \quad (5.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах $q'_{ср}$:

$$q_{всп}^* = q'_{ср}. \quad (5.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжении патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном заряжении заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжения при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{ф} = \sum q_{вр}^* + \sum q_{всп}^* + \sum q_{ок}^*. \quad (5.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{м} = Q_{ф} / (l_{шп} \eta), \quad (5.25)$$

где η – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{пр} l_{шп} \eta, \quad (5.26)$$

где $S_{\text{пр}} = S_{\text{вч}} \cdot \text{КИС}$ – сечение выработки в проходке, м^2 , которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 5.14.

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м^3 взорванной породы

$$q_p = Q_{\phi} / Q_{\text{гм}}. \quad (5.27)$$

Таблица 5.14

Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), м^2	Коэффициент крепости пород f		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

*Коэффициент излишка сечения: $\text{КИС} = 1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$.

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрывааемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_m = N_{\text{кд}} / (l_{\text{шп}} \eta). \quad (5.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м^3 взорванной породы:

$$N_p = N_{\text{кд}} / (S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta). \quad (5.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{\text{увт}} = l_{\text{шт}} + B / 4 + 0,5, \quad (5.30)$$

где B – ширина выработки, м;

0,5 – длина УВТ для сборки пучков, м.

5.3 РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взры-

вание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 5.15).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (5.31)$$

где R – сопротивление проводов, Ом;

ρ – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов $0,0172 \cdot 10^{-6}$, для алюминиевых $0,0286 \cdot 10^{-6}$ и для стальных $0,12 \cdot 10^{-6}$ Ом·м;

l – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сrostки;

S – сечение проводов, м^2 .

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 5.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 5.15

Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	600 1700	2 2,5	320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 1$ А при числе ЭД до 100 штук и не менее $I_{\text{гар}} = 1,3$ А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее $I_{\text{гар}} = 2,5$ А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.32)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.33)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.34)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.35)$$

где I – сила тока в электровзрывной сети, А;

E – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

R – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

n – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

m – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

i – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$ – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

r – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (5.36)$$

где r_c , r_m – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (5.31));

L_c , L_m – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм ²	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07x2	магистральные	0,7x2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что $i < I_{\text{гap}}$), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + R}, \quad (5.37)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + r}. \quad (5.38)$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно $M = n \cdot m$, то, определив один из множителей, вычисляют другой.

5.4 ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Свёрло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 5.17

**Область применения бурильных машин
и установочных приспособлений**

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБПП-1, ЭБПП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с $f < 8$.

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок проводят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с $f < 8$; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с $f = 6-10$, с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с $f = 10-14$; ударно-поворотного действия в породах с $f = 10-20$.

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 5.2 – 5.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м² площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м² площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 5.18

Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики	Тип бурильной установки					
	УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород f	4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм	42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м	2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0

Зона бурения, м ²		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:							
длина		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
ширина		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
высота		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 5.19

Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики		Тип бурильной установки				
		Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S
Коэффициент крепости пород f		8-20	8-20	8-20	8-20	8-20
Диаметр шпуров, мм		32-50	32-50	32-50	32-50	32-50
Длина шпуров, м		3,4	3,4	3,4	4,0	4,0
Высота обурирования, м		6,0	6,4	7,1	4,7	6,3
Ширина обурирования, м		8,8	9,8	10,4	4,7	8,7
Зона бурения, м ²		8-49	8-60	12-68	до 20	до 45
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	COP 1838 ME пневмат.	COP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы		пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:						
длина		12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
ширина		1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
высота		2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обурирование вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м².

5.5. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электро-взрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Пример оформления графической части:

Паспорт буровзрывных работ на проведение

(наименование выработки)

1. Характеристика выработки

- 1.1. Форма сечения выработки _____
 1.2. Площадь поперечного сечения выработки вчерне, м² _____
 1.3. Размеры сечения выработки - высота, м _____
 - ширина, м _____
 1.4. Категория шахты по газу или пыли _____

2. Характеристика пород

- 2.1. Наименование пород _____
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодяконова _____
2.3. Трещиноватость пород _____
2.4. Обводнённость пород _____

3. Исходные данные

- 3.1. Наименование ВВ и средств инициирования _____
- 3.2. Способ взрывания _____
- 3.3. Диаметры - шпуров, мм _____
- патронов, мм _____
- 3.4. Тип вруба _____
- 3.5. Материал забойки _____
- 3.6. Схема соединения электродетонаторов _____
- 3.7. Источник электрического тока _____

4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

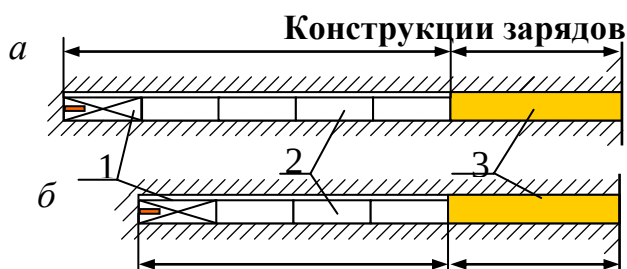
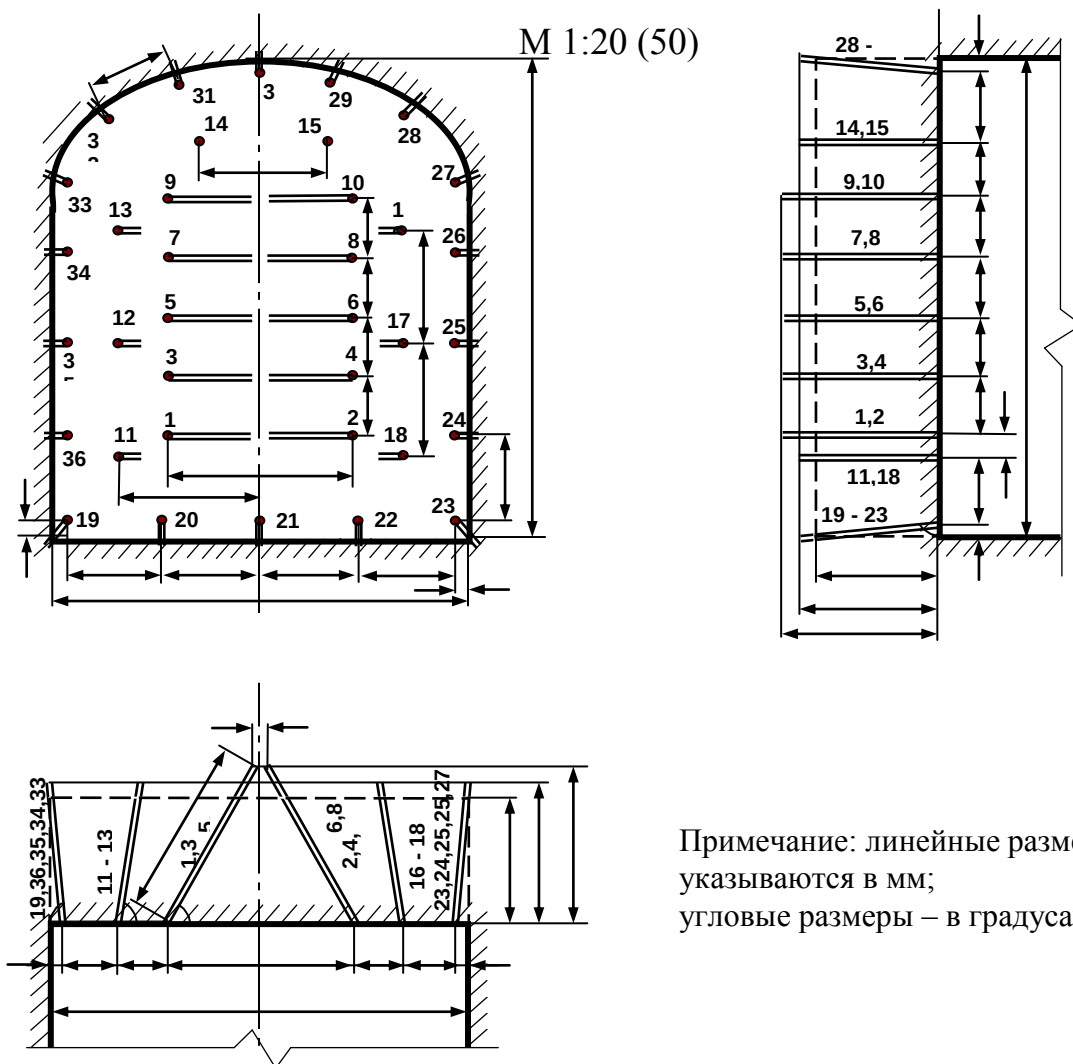
7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объем горной массы за взрыв	м ³	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 м ³ взорванной породы	м шп./м ³	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 м ³ взорванной породы	кг/м ³	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	

8. Меры безопасности

- 8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва _____
- 8.2. Место выставления постов _____
- 8.3. Время проветривания после взрыва _____
- 8.4. Мероприятия по подавлению пыли _____
- 8.5. Другие дополнительные меры безопасности _____

Схема расположения шпуров



- а* – врубовые шпуров;
- б* – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуров;
- 1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
- 2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
- 3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

Примечание. В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

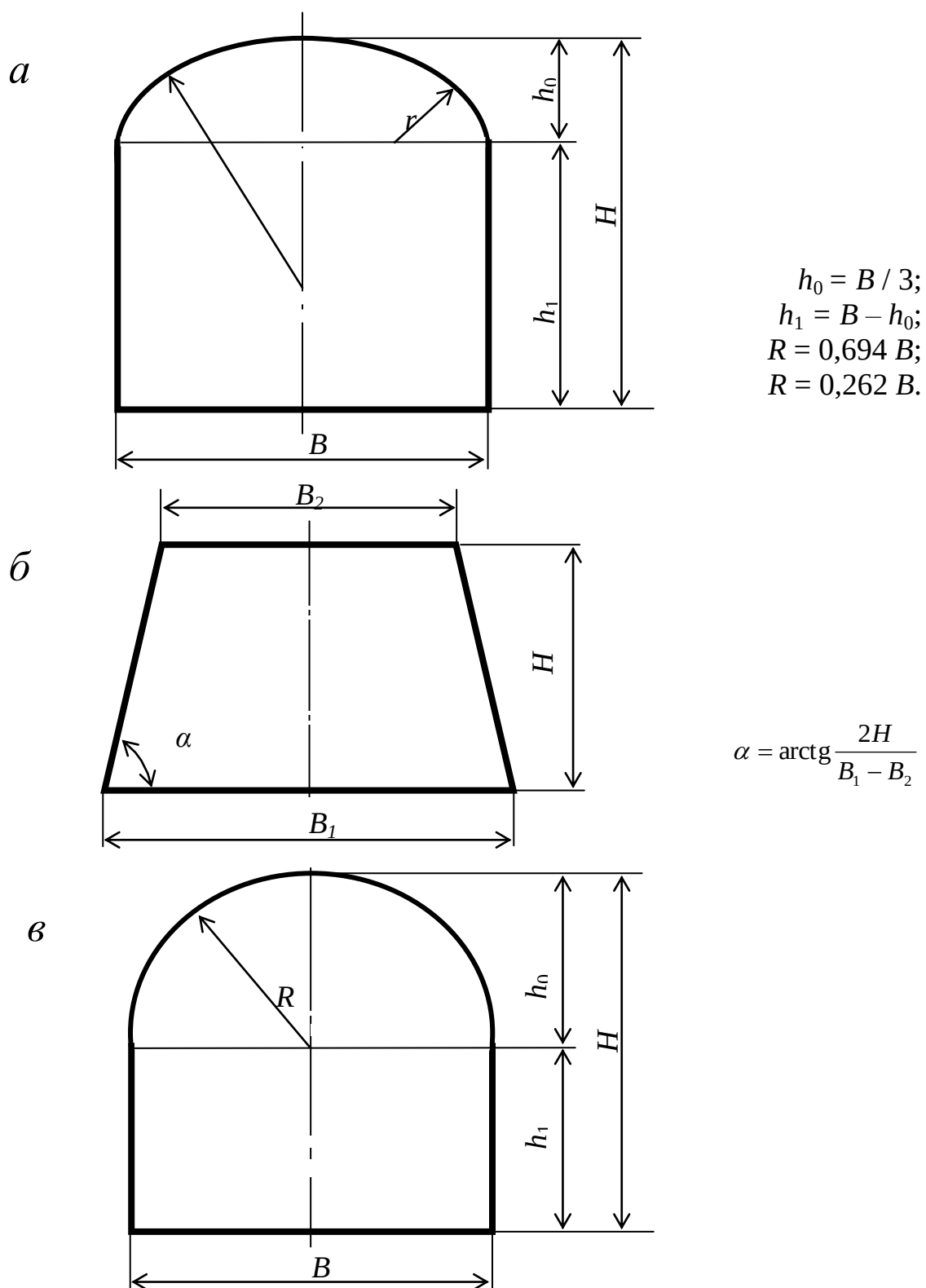


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:

a – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;

б – трапецевидная;

в – арочная с полуциркульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок:

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,57 \cdot B$

Рекомендуемая литература

1. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. - 202 с.
2. Латышев О.Г., Петрушин А.Г., Азанов М.А. Промышленные взрывчатые материалы: учебное пособие. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. - 221 с.
3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник. – М.: Изд. МГГУ, 2007. – 345 с.
4. Кутузов Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. – М.: Горная книга, 2009. – 670 с.
5. Латышев О.Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2004. – 201 с.
6. Правила безопасности при взрывных работах (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 г. № 605; в редакции приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 г. № 518). – М., 2018.
7. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.
8. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадиевич
Азанов Михаил Алексеевич
Прищепа Дмитрий Вячеславович

ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
контрольных и практических работ по дисциплине
«технология и безопасность взрывных работ»
для студентов специальности 21.05.04 «горное дело»

Редактор *Д. В. Прищепа*

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



Д. В. Прищепа

МЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,
выполнению практических и контрольных работ по дисциплине
«Механика подземных сооружений»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»
специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство»*

Екатеринбург – 2019

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

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-
технологического факультета

«_____» _____ 2019 г.

Председатель комиссии

_____ ст.преп. Н. В. Колчина

Д. В. Прищепа

МЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
практических и контрольных работ по дисциплине
«Механика подземных сооружений»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»
специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Механика подземных сооружений: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению практических и контрольных работ по дисциплине «Механика подземных сооружений» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство» / Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 59 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с рабочей программой.

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы, выполнению практических и контрольных работ студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство» по курсу «Механика подземных сооружений».

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Прищепа Д. В.

Оглавление

Введение.....	5
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента.....	6
2. Содержание курса, контрольные вопросы	7
3. Практико-ориентированные задания	11
Практико-ориентированное задание №1	11
Практико-ориентированное задание №2	15
Практико-ориентированное задание №3	24
Контрольная работа №1	26
Контрольная работа №2:.....	51
Требования к оформлению и защите <u>практико-ориентированных</u> заданий и контрольных работ	57
Рекомендуемая литература.....	58

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 108 часов или 3 зачетных единицы. Из них 44 часов отводится на самостоятельную работу студентов.

По курсу «Механика подземных сооружений» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины. И выполнению практико-ориентированных и контрольных заданий.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Механика подземных сооружений». Она содержит названия 5 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите каждый структурный элемент темы.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Тема 1. Массивы горных пород и условия их устойчивости.

Классификация массивов горных пород; критерии устойчивости породных массивов в подземной выработке; структурное ослабление породных массивов; оценка характеристик трещинной структуры породных массивов; определение деформационных характеристик трещиноватых массивов; дилатансия при деформации трещиноватых породных массивов.

Литература: [1, 3, 5, 6]

Контрольные вопросы:

1. Приведите классификацию массивов горных пород.
2. Что понимается под устойчивостью горных выработок?
3. Что понимается под устойчивостью горных пород в подземных выработках?
4. Назовите нормативные документы регламентирующие процедуру определения устойчивости.
5. Как в соответствии со .СП «Подземные горные выработки» определяется категория устойчивости?
6. Как в соответствии со .СП «Подземные горные выработки» определяется коэффициент структурного ослабления?
7. Приведите основные методы оценки трещинной структуры породных массивов.
8. Охарактеризуйте основные положения фрактальной геометрии.
9. Что понимается под термином «фрактал»?
10. Что такое фрактальная размерность?
11. Перечислите основные методы определения фрактальной размерности.
12. Поясните суть метода покрытия при определении фрактальной размерности.
13. Поясните суть метода циркуля при определении фрактальной размерности.
14. Согласно модели К.В. Руппенейта опишите процедуру определения деформационных характеристик горных пород.
15. Что такое дилатансия?
16. Опишите процедуру определения параметра дилатансии.

Тема 2. Определение напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива при строительстве горных выработок.

Формирование горного давления; математическое моделирование НДС породного массива; реализация метода конечных элементов; модель массива с

параллельной системой трещин; модель массива с блочной структурой; модель массива с хаотично расположенными трещинами; модель конвергенции горных выработок; статистическое моделирование контура горной выработки в проходке; определение концентрации напряжений на контуре горной выработки.

Литература: [1, 4]

Контрольные вопросы:

1. Что понимается под НДС породного массива?
2. Дайте оценку гипотезе акк. Динника для определения НДС породного массива.
3. В чем преимущество математического моделирования НДС породного массива?
4. Опишите суть метода граничных элементов.
5. Опишите суть метода конечных элементов.
6. Опишите процедуру построения расчётной модели при реализации метода конечных элементов.
7. Как определяются деформационные свойства породного массива осложненного параллельными системами трещин.
8. Как определяются деформационные свойства породного массива осложненного блочным строением.
9. Как определяются деформационные свойства породного массива осложненного хаотичным расположением трещин.

Тема 3. Формирование нагрузки на крепь подземных выработок.

Гипотезы и расчетные схемы формирования нагрузки на крепь горной выработки; использование нормативных документов; прогноз устойчивости с учетом реологии породного массива; оценка устойчивости горных пород с плоскостью ослабления (трещиной); прогноз вывалообразования в горной выработке.

Литература: [1, 9, 10]

Контрольные вопросы:

1. Укажите основные особенности методов расчета по заданным нагрузкам и заданным деформациям.
2. Опишите гипотезу сводообразования по схеме М. М. Протоdjяконова.
3. Опишите гипотезу сводообразования по схеме П. М. Цимбаревича.
4. Охарактеризуйте схему совместной работы крепи и породного массива.
5. Опишите гипотезу формирования нагрузки по методике Ю.М. Либермана.
6. Какие характеристики влияют на деформации массива и нагрузку на крепь?

7. Опишите методику оценки устойчивости горных пород с поверхностью ослабления.
8. Охарактеризуйте суть методики прогноза вывалообразования в горной выработке.
9. Дайте определение параметрам, входящим в выражение для определения вероятности образования вывала.
10. Укажите достоинства и недостатки методики прогноз вывалообразования в горной выработке.

Тема 4. Конструкции и расчет крепей и обделок.

Классификация и назначение крепей и обделок подземных сооружений; рамные крепи; монолитная бетонная крепь; блочная (тубинговая) крепь; анкерная крепь; набрызг-бетонная и комбинированные крепи.

Литература: [1, 9, 10]

Контрольные вопросы:

1. Дайте определение понятию «крепь».
2. Дайте определение понятию «обделка».
3. Дайте определение понятию «постоянная крепь».
4. Дайте определение понятию «временная крепь».
5. Дайте определение понятию «затяжка».
6. Дайте определение понятию «паспорт крепления выработки».
7. По каким признакам классифицируются крепи и обделки подземных сооружений.
8. Приведите классификацию рамных крепей.
9. Приведите классификацию сплошных крепей.
10. Приведите классификацию анкерных крепей.
11. Дайте характеристику металлическим арочным податливым крепям.
12. Назовите основные конструкции анкерных крепей и условия их применения.
13. Назовите основные схемы анкеровки.
14. Назовите рациональную область применения сплошных крепей.
15. Укажите достоинства и недостатки набрызг-бетонной крепи.

Тема 5. Прогноз устойчивости горнотехнических объектов.

Общие положения; прогноз устойчивости выработок с вероятностных позиций; оценка надежности прогноза; мониторинг состояния подземных сооружений.

Литература: [1, 9]

Контрольные вопросы:

1. Охарактеризуйте основные принципы прогнозирования
2. Поясните требования, предъявляемые к разработке классификаций
3. Дайте понятие резерва прочности горной выработки.
4. Охарактеризуйте способ оценки характеристики безопасности выработки.
5. Опишите процедуру прогноза вероятности разрушения пород в подземной выработке.
6. Как оценивается мера информативности прогноза?
7. Поясните смысл коэффициента информативной эффективности.
8. Поясните смысл и область применения коэффициента надежности прогноза U .
9. Охарактеризуйте три основных принципа мониторинга состояния горных выработок .
10. Опишите существо метода разгрузки определения горного давления в шахтных условиях.
11. Опишите процедуру определения величины и направления действия главных напряжений в породном массиве.
12. Как используются скважинные методы для оценки деформирования породного массива.
13. Укажите существо метода компенсационной нагрузки для определения напряженного состояния массива.
14. Охарактеризуйте принципы оценки устойчивого состояния выработки с помощью использования критерий Байеса.

3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

Практико-ориентированное задание №1

Определение нагрузки на крепь горизонтальной горной выработок

Цель: овладение методикой определения нагрузок на крепь горизонтальных горных выработок.

Характер проявления горного давления и соответственно его величина зависят от физико-механических свойств вмещающих выработку горных пород, глубины от поверхности, размеров поперечного сечения выработки, срока её службы, конструктивных особенностей применяемого типа крепи и ряда других факторов.

Универсальной расчетной методики, которую можно было бы применять во всем диапазоне горногеологических и горнотехнических условий в настоящее время нет, поскольку в единой гипотезе чрезвычайно сложно объяснить поведение массива горных пород вокруг выработок в породах различной крепости и степени нарушенности, в выработках, пройденных на разных глубинах и т.д. Поэтому в зависимости от горногеологических условий и ряда других факторов для расчета нагрузки на крепь горизонтальных горных выработок могут применяться различные расчётные схемы.

Расчетные методики, основанные на гипотезе сил

Расчётные методики определения горного давления, основанные на гипотезе сил, рекомендуется применять для выработок, пройденных на небольших глубинах. Отличительной особенностью расчетных формул является отсутствие зависимости нагрузки на крепь от глубины залегания выработки и конструктивных параметров крепи.

Расчёт нагрузки на крепь по гипотезе свода естественного равновесия

М.М. Протодьяконова.

Согласно гипотезе свода естественного равновесия проф. М. М. Протодьяконова нагрузка со стороны кровли выработки в горных породах, склонных к обрушению, может быть определена по следующей формуле:

$$P = \frac{4}{3} \cdot a \cdot b \cdot \gamma, \quad (3.1.1)$$

где a – половина ширины выработки в проходке, м;

b – высота свода обрушения, м;

$$b = \frac{a}{f}, \quad (3.1.2)$$

f – коэффициент крепости горных пород.

γ – усредненный объемный вес породы кровли, Н/м³.

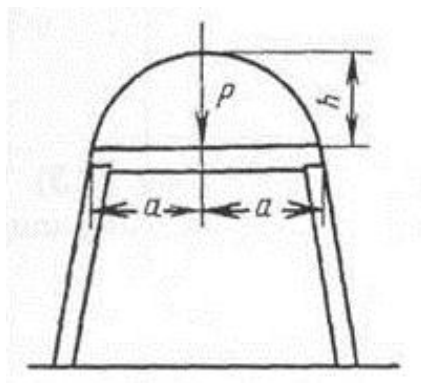


Рис. 3.1 Схема формирования нагрузки на крепь по гипотезе М.М. Протоdjаконова

Расчёт нагрузки на крепь по гипотезе П.М. Цимбаревича

Согласно излагаемой методике, давление горных пород возникает не только со стороны кровли, но и со стороны боков горной выработки, пройденной в слабых неустойчивых горных породах (см. рис. 3.2).

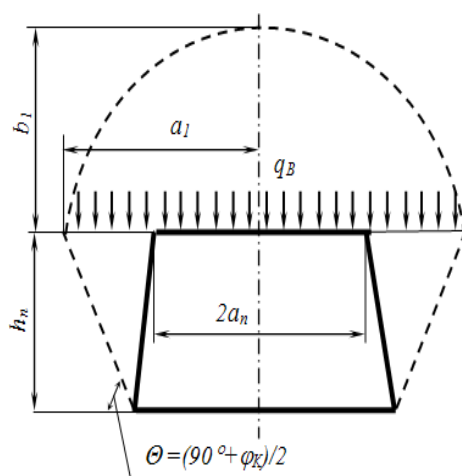


Рис. 3.2 Схема формирования нагрузки на крепь по гипотезе П.М. Цимбаревича

Высота свода естественного равновесия определяется по формуле:

$$b_1 = \frac{a + h \cdot \operatorname{ctg} \left(\frac{90 + \phi}{2} \right)}{f}, \quad (3.1.3)$$

где h – высота выработки, м;

ϕ – кажущийся угол внутреннего трения, град.

Нагрузка со стороны кровли определится следующим выражением:

$$P = 2a \cdot b_1 \cdot \gamma. \quad (3.1.4)$$

Нагрузка со стороны боков выработки, появляющаяся за счет образования призм сползания, равна:

$$P_B = \frac{\gamma h}{2} \cdot (2b_1 + h) \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \phi}{2} \right). \quad (3.1.5)$$

Расчетные методики, основанные на гипотезе деформаций

Данный подход основан на рассмотрении горного давления не как внешней нагрузки, а как результат взаимодействия крепи и вмещающих пород. Важно, что при такой схеме величиной горного давления можно управлять, регулируя податливость крепи.

Расчёт нагрузки на крепь по гипотезе Ю.М. Либермана

По схеме, предложенной Ю. М. Либерманом (рис. 3.3), в зоне A , имеющей радиус r_1 , горные породы деформируются и разрушаются, а остальной массив (зона B) остается в нетронутом состоянии.

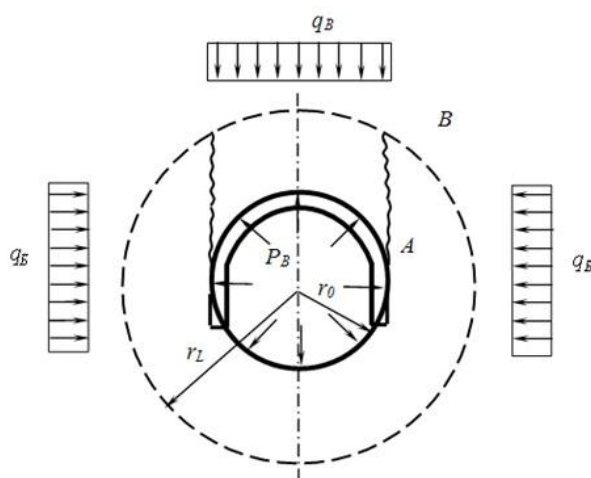


Рис. 3.3 Схема формирования нагрузки на крепь по гипотезе Ю.М. Либермана

Давление пород q_B на крепь может быть определено (при условии, что угол внутреннего трения ϕ в зоне разрушения и в нетронутом массиве одинаков) из уравнения:

$$q_B = r_0 \cdot \left\{ \left[(1 - \sin \phi) \cdot (\gamma H - \lambda \sigma_{сж}) \cdot q_B^{-1} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}} - 1 \right\}, \quad (3.1.6)$$

где γ – объемный вес горных пород, т/м³;

r_0 – радиус выработки, м;

ϕ – угол внутреннего трения, град;

H – глубина заложения выработки, м;

λ – коэффициент структурного ослабления;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, т/м².

Уравнение (3.6) решается методом последовательных приближений. Выражение:

$$\left[(1 - \sin \phi) \cdot (\gamma H - \lambda \sigma_{сж}) \cdot q_B^{-1} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}} \quad (3.1.7)$$

определяет относительный радиус $R_1 = r_L / r_0$ зоны неупругих деформаций.

Уравнение (3.6) составлено из предположения, что возможное смещение пород в зоне неупругих деформаций будет происходить по поверхностям, близким к вертикальным (волнистые линии на рис. 3.3), создавая давление q_B на крепь.

Ю. М. Либерманом получено также уравнение максимального смещения контура выработки в результате взаимодействия системы "крепь-порода", которое может быть записано в виде:

$$U = \alpha_p \frac{1 + \nu}{E} \cdot r_0 \frac{\gamma H \cdot \sin \phi + 0.5(1 - \sin \phi) \sigma_{сж}}{1 - \sin \phi} \left[(1 - \sin \phi) (\gamma H - \lambda \sigma_{сж}) q_B^{-1} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}}, \quad (3.1.8)$$

где α_p – реологический коэффициент, показывающий во сколько раз возрастает полная величина деформации (с учетом ползучести) по сравнению с начальной (упругой); в среднем можно принимать $\alpha_p = 1,5$;

ν – коэффициент Пуассона;

E – модуль упругости горных пород.

Практико-ориентированное задание №2

Расчет параметров крепи подземной горной выработки

Цель: овладение методиками расчета прочных размеров элементов крепи горизонтальных горных выработок.

Расчет прочных размеров элементов рамных крепей горизонтальных горных выработок

Определение нагрузки на крепь является первым этапом при выборе вида крепи и расчёте параметров её установки в подземных горных выработках. Принципы расчета элементов крепи, несмотря на внешнее различие формул, остаются одинаковыми. Для определения поперечного сечения конструкций определяется максимальный изгибающий момент в раме крепи, затем требуемый момент сопротивления и минимально необходимые размеры поперечного сечения, исходя из допускаемых напряжений материала на изгиб.

Расчёт деревянной крепи

Верхняяк рассчитывается как простая балка, испытывающая действие изгибающего момента $M_{\max}$ от действия нагрузки q , Н/м:

$$M_{\max} = \frac{\gamma_f q l^2}{8} \quad (3.2.1)$$

где q – нагрузка на 1 м выработки Н/м;

$l = 2a$ - длина верхняка, м;

γ_f - коэффициент надежности по нагрузке.

Коэффициент γ_f принимается: для камер и других выработок околоствольного двора, стволов и сопряжений ствола - не менее 1,5; для остальных выработок - не менее 1,2. При сложных горно-геологических значениях коэффициент γ_f принимается равным 2,0.

Диаметр верхняка определяется из выражения, м:

$$d = \sqrt[3]{\frac{M_{\max}}{R_u}} \quad (3.2.2)$$

где R_u – расчетное сопротивление дерева на изгиб ($R_u = 10-12$ МПа, для сосны).

Расчетный диаметр верхняка увеличивают до ближайшего большего по стандарту: 12,16,20,24,28 см. Диаметр стоек принимают равным диаметру верхняка.

Затяжка рассматривается как балка, свободно лежащая на двух опорах с пролетом L (расстояние между рамами, м).

Толщина затяжек:

$$C = KL \sqrt{\frac{\gamma_f \cdot q}{R_u}} \quad (3.2.3)$$

где K - коэффициент для затяжек из досок – 0,87; для затяжек из обаполов – 1,0; для затяжек из круглого леса – 1,12;

q – нагрузка на крепь, Н/м;

γ_f - коэффициент надежности по нагрузке, принимаемый равным 1,2;

R_u - расчетное сопротивление материала затяжки на изгиб ($R_u = 10\text{--}12 \cdot 10^6$ Па).

Расчет металлической арочной крепи

Арочные податливые крепи из специального взаимозаменяемого профиля СВП, получившие широкое распространение на угольных шахтах и рудниках, состоят из отдельных рам, устанавливаемых в выработках на расстоянии 0,3 – 1,2 м одна от другой, межрамных стяжек и железобетонных, деревянных или металлических решетчатых затяжек, укладываемых в пролетах между арками.

Арочная податливая крепь рекомендуется для выработок с $f = 1\text{--}9$ и предназначена для крепления горизонтальных и наклонных (до 30°) одно – и двухпутевых горных выработок. Величина расчетной податливости крепи должна соответствовать величине ожидаемых смещений (табл. 3.1)

Таблица 3.1

Техническая характеристика податливых крепей

Тип крепи	Обозначение	Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м ²	Ширина выработки в проходке, м	Тип спецпрофиля	Сопротивление крепи в податливом режиме N_s , кН	Максимальная податливость, мм	
						Вертикальная	Горизонтальная
Металлическая податливая арочная трехзвеньевая	КМП-А3	до 10	3,2-3,8	СВП-17	140	300	-
		10-15	4,1-4,7	СВП-22	160	300	-
		15-20	5,3-5,9	СВП-27	175	300	-
Металлическая податливая арочная четырехзвеньевая	КМП-А4	14-17	4,7-5,3	СВП-22	200	400	300
		17-20	5,3-5,9	СВП-27	215	400	300
Металлическая податливая арочная пятизвеньевая	КМП-А5	10-11	3,8-4,0	СВП-19	145	600	-
		11-14	4,0-4,7	СВП-22	160	600	-
		14-16	4,7-5,0	СВП-27	180	600	-
		16-21	5,0-6,2	СВП-33	200	600	-
Металлическая податливая кольцевая четырехзвеньевая	КМП-К4	6-10	2,8-3,8	СВП-17	140	300	300
		10-12	3,8-4,1	СВП-22	160	300	300
Металлическая податливая трапециевидная (прямоугольная)	КМП-Т(П)	до 8	не более 3	СВП-17	200	600	-
		8-10	3,0-3,8	СВП-22	200	700	-
		10-12	3,8-4,1	СВП-27	300	700	-
		12-15	4,1-4,7	СВП-27	400	700	-

Основным критерием для подбора металлической арочной и трапецевидной крепи является несущая способность рамы (N_s), которая определяется из табл. 3.1.

По установленной нагрузке (нагрузка определяется по одной из гипотез горного давления) на раму из табл. 1.18 подбирается тип спецпрофиля СВП при условии, что нагрузка на раму P должна быть меньше ее несущей способности N_s .

Выбранный вид крепи из спецпрофиля СВП может быть проверен по ниже приведенной расчетной схеме.

Получившие широкое распространение арочные крепи из спецпрофиля, собираемые из трех элементов: двух стоек и криволинейного верхняка, рассчитываются как двухшарнирные арки. Основная схема при расчете крепи представлена на рис.3.4.

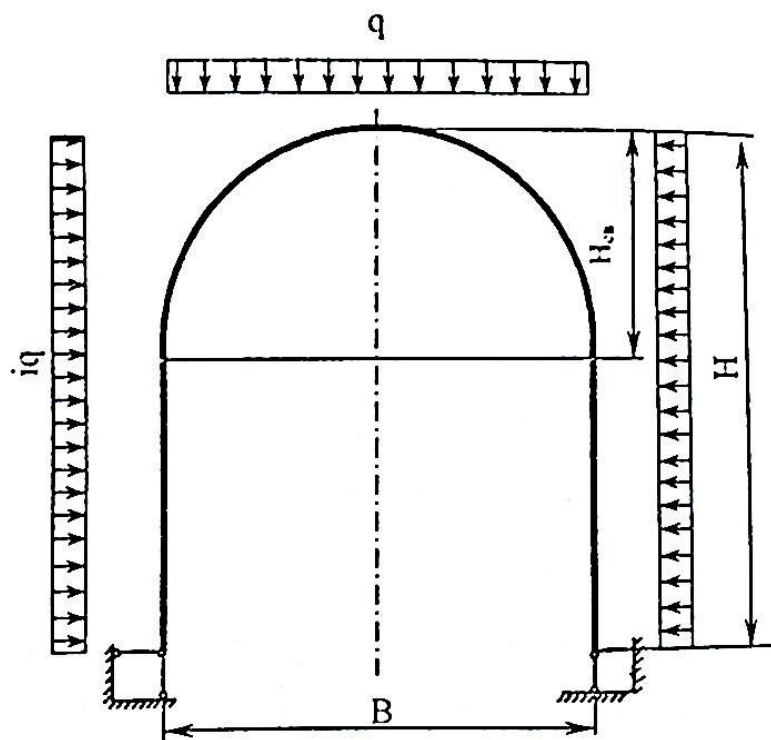


Рис. 3.4 Схема расчета двухшарнирной арочной крепи

Согласно схеме определяется коэффициент бокового распора крепи χ , который может быть определен из следующего уравнения, полученного в результате обсчета большого числа вариантов нагружения крепи:

$$\chi = -0,293\beta^2 + 0,955\beta - 0,099\alpha + 0,359i - 0,649, \quad (3.2.4)$$

где β - отношение высоты выработки к ее ширине, $\beta = H/B$;

α - отношение высоты свода к ширине выработки, $\alpha = H_{св}/B$;

i - отношение боковой и вертикальной нагрузок, $i = q_б/q_в$;

H - высота выработки, м;

B - ширина выработки вчерне, м.

Наиболее характерная эпюра изгибающих моментов в арочной крепи показана на рис.3.5. В эпюре имеют место три экстремальных момента: M_1 , M_2 , M_3 .

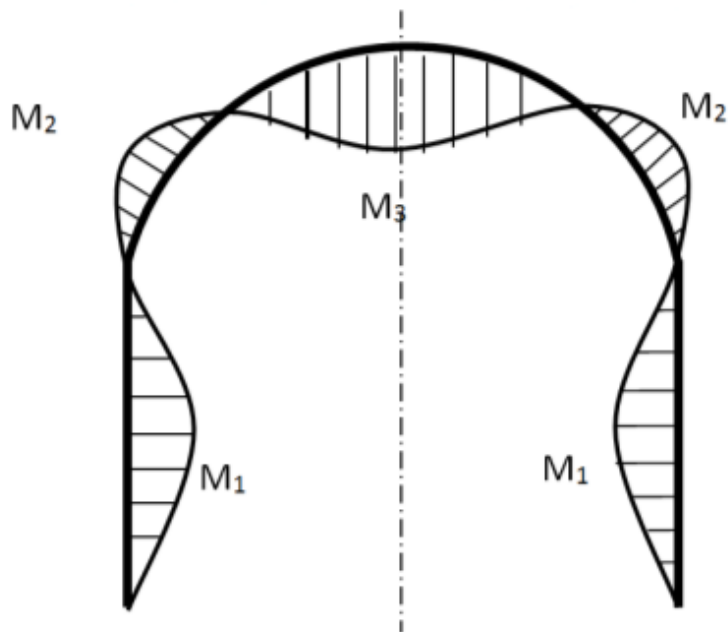


Рис. 3.5 Эпюра изгибающих моментов в двухшарнирной арочной крепи

Экстремальный момент в стойке, кН·м:

$$M_1 = \frac{\chi^2}{2i} \gamma_f q B^2 L \quad (3.2.5)$$

где L - расстояние между рамами, принимаемое предварительно = 1 м;

γ_f - коэффициент надежности по нагрузке;

q - нормативная нагрузка на крепежную раму, действующая на крепь в кровле выработки, кПа;

χ - коэффициент бокового распора.

Экстремальный изгибающий момент в ключе свода M_3 определяется по формуле

$$M_3 = (0,125 + \chi\beta - 0,5i\beta) \cdot nqB^2 \cdot L, \quad (3.2.6)$$

Как правило, достаточно определить экстремальные моменты M_1 и M_3 , и требуемый профиль подобрать по большему значению момента из условия прочности:

$$WmR_{\text{и}} \geq M_{\text{max}}, \quad (3.2.7)$$

где W - момент сопротивления; см³, табл.3.2;

m - коэффициент условия работы;

$R_{\text{и}}$ - расчетное сопротивление стали Ст. 5 на изгиб, кПа, $R_{\text{и}} = 270000$ кПа.

Таблица 3.2

Основные характеристики спецпрофилей СВП

Тип профилей	Площадь поперечного сечения, см ² (м ² · 10 ⁻⁴)	Теоретическая масса, кг	Момент сопротивления W, см ³ (м ³ · 10 ⁻⁶)		$\frac{\text{Высота}}{\text{Ширина}}$, мм
			ось x - x	ось y - y	
СВП14	18,70	14,7	40,7	46,1	88/121
СВП17	21,73	17,1	50,3	57,9	94/131,5
СВП19	24,44	19,2	61,3	67,0	102/136
СВП22	27,91	21,9	74,8	77,8	110/145,4
СВП27	34,37	27,0	100,2	97,8	123/149,5
СВП33	42,53	33,4	133,5	148,0	137/166,3

Более точный расчет металлической арочной крепи, в том числе для асимметричных нагрузок на крепь, может быть выполнен по программе RAMKREP, разработанной на кафедре шахтного строительства УГГГА.

Расчет металлической арочной крепи

Толщину покрытия из набрызгбетона приближенно определяют на основании теории изгиба прямоугольных пластин, нагруженных равномерно распределенной нагрузкой. При этом расчетная формула имеет вид:

$$\Delta_o = \kappa' a \sqrt{\frac{\gamma_f q_B}{m \cdot R_p}} \quad (3.2.8)$$

где Δ_o - среднее значение толщины покрытия из набрызгбетона по периметру выработки, м;

κ' – коэффициент, принимаемый для выработок с покрытием только из набрызгбетона равным 0,35, для крепи из анкеров с набрызгбетоном – 0,25;

a – шаг крепи, м, принимается $a = B/3$, но не менее 1 м;

B - ширина выработки, м;

R_p - расчетное сопротивление набрызгбетона растяжению, равное 1,2 – 1,6 МПа для армированных и 1,0 – 1,40 МПа - для неармированных покрытий;

m - коэффициент условия работы покрытия, принимаемый равным 0,75 для неармированных и 1,0 для армированных покрытий;

q_B - равномерно распределенная нагрузка, МПа.

Если в результате расчета по формуле (1.57) величина Δ_o окажется менее 0,025 – 0,03 м, толщину покрытия следует принимать равной 2,5-3,0 см. Область применения набрызгбетонных и комбинированной крепей можно определить по рис.1.15.

Расчет монолитной бетонной крепи

Геометрические размеры крепи выбираются следующим образом. Толщина свода в замке d_o определяется по данным табл. 3.3.

Толщина свода в пяте:

$$\Delta_o = \kappa' a \sqrt{\frac{\gamma_f q_B}{m \cdot R_p}} \quad (3.2.9)$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова;

Таблица 3.3

Толщина свода в замке d_o , м

$f (l=2a)$	0,3	0,6	1	1,5	2	3	4	5	6	8
10	0,64	0,52	0,47	0,43	0,41	0,38	0,35	0,34	0,32	0,31
8	0,58	0,48	0,43	0,40	0,36	0,35	0,32	0,32	0,30	0,29
6	0,52	0,43	0,39	0,36	0,35	0,32	0,30	0,29	0,28	0,27
5	0,48	0,40	0,36	0,34	0,33	0,31	0,28	0,28	0,27	0,26
4	0,44	0,37	0,34	0,32	0,31	0,29	0,27	0,27	0,26	0,25
3	0,39	0,34	0,31	0,29	0,28	0,27	0,25	0,25	0,24	0,24
2,5	0,37	0,32	0,29	0,27	0,27	0,26	0,24	0,24	0,23	0,23
2	0,34	0,29	0,27	0,26	0,25	0,24	0,23	0,23	0,22	0,22
1,5	0,31	0,27	0,25	0,24	0,24	0,23	0,22	0,22	0,21	0,21

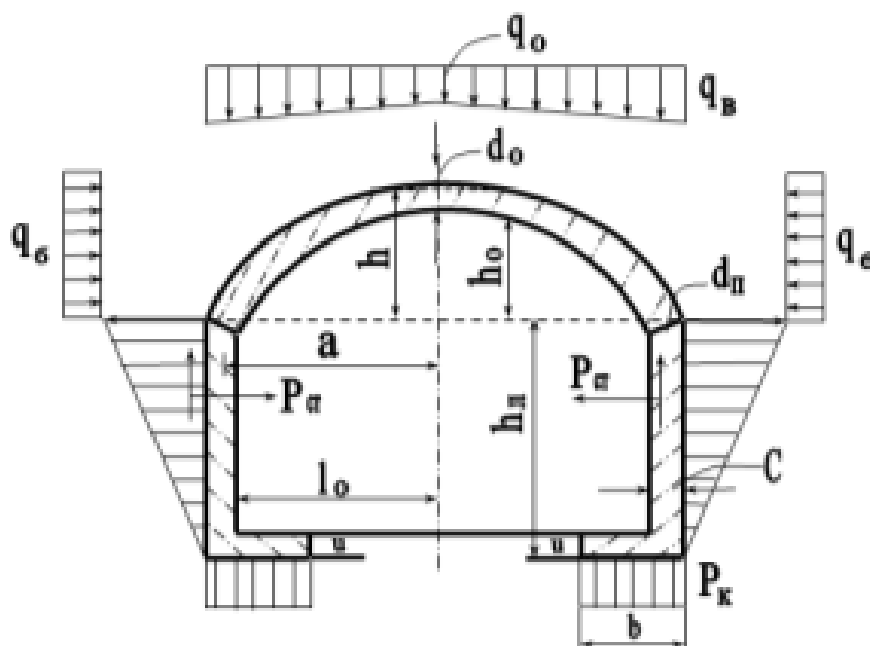


Рис. 3.6 Конструктивные размеры монолитной бетонной крепи

Ширина фундамента:

$$b = (1-1,5)C \quad (3.2.10)$$

Глубину фундамента стен можно принимать исходя из условия:

$$m = \frac{b - C}{0,6} \quad (3.2.11)$$

толщина стен:

$$C = (1-2)d_{\pi} \quad (3.2.12)$$

Расчет анкерной крепи

Основными параметрами анкерной крепи принято считать: длину анкеров, расстояние между ними или плотность расстановки, расчетное сопротивление стержня на разрыв, несущую способность замка или замковой части анкера, а также величину начального натяжения для натяжных замковых анкеров. При учете характера работы крепи указанные параметры определяют применительно к двум основным расчетным схемам.

Расчетная схема I – анкера прикрепляют породу, расположенную в пределах зоны возможного обрушения, к устойчивой зоне породного массива и рассчитываются на восприятие нагрузок, вызванных весом пород в пределах зоны возможного обрушения в кровле и боках, а также зоны выпирания в подошве. Замковые части анкеров заглубляют в устойчивую зону массива на 0,3 – 0,5 м.

Расчетная схема II – анкера скрепляют различно деформируемые зоны, слои или структурные элементы породного массива вокруг выработки, формируя упрочненную зону в виде плиты, свода, арки или кольца, способную воспринять горное давление.

Расчетная схема I достаточно проста и наглядна. Эту схему обычно используют при сравнительно небольших размерах зоны возможного обрушения (до 2 м). В отдельных случаях, при строительстве подземных сооружений большого поперечного сечения в трещиноватом массиве, ее применяют и при размерах такой зоны до 15 м.

Расчетная схема II отражает действительный характер работы анкерной крепи, но требует более подробных и надежных данных о свойствах породного массива, и более сложна в расчетном отношении.

Расчет параметров штанговой крепи (железобетонной, сталеполимерной, шлакосиликатной, клинораспорной и т.д.) производится в следующей последовательности:

1. Определяется общая длина анкерного стержня:

$$l = l_n + l_0 + h_z, \quad (3.2.13)$$

где l_n – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород, м (0,3-0,5 м);

l_0 – длина выступающей из шпура части анкера, зависящая от ее конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов, м (0,05-0,2 м);

h_z – усредненный размер зоны возможного разрушения пород из кровли выработки, м.

Величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород варьируется и составляет 0,3-0,5 м.

Длина выступающей из шпура части анкера, зависит от ее конструкции анкера и толщины опорно-поддерживающих элементов. В зависимости от типов и конструкций l_0 принимает значения 0,05-0,2 м.

Усредненный размер зоны возможного разрушения пород из кровли выработки можно определить следующими путями:

- ☐ Руководствуясь расчетной схемой М.М. Протодяконова (Гипотеза сил);
- ☐ Руководствуясь расчетной схемой П.М. Цимбаревича (Гипотеза сил);
- ☐ Руководствуясь расчетными схемами научных институтов (например ИГД УрО РАН);
- ☐ Использовать расчетные схемы для проектирования крепи в условиях слоистых сред (угольные шахты).

Для условий скальных массивов осложненных блочным строением рекомендуется использовать расчетную схему ИГД УрО РАН для определения усредненного размера зоны возможного разрушения пород из кровли выработки:

$$h_3 = 0,1 + 0,22R + 0,06J \quad (3.2.14)$$

где R – полупролет выработки вчерне, м;

J – линейный модуль трещиноватости, 1/м.

Определяется расстояние между штангами при шахматной сетке расположения

$$l_K = \sqrt{\frac{P_{III}}{h_3 \gamma_K k_3}} \quad (3.2.15)$$

где P_{III} – прочность закрепления анкера в приконтурном массиве;

k_3 – коэффициент запаса, $k_3=1,5$.

Величина P_{III} принимается по наименьшему значению из следующих критериев:

- ☐ Прочность арматурного стержня на разрыв;
- ☐ Прочность закрепления арматурного стержня в бетоне или полимере;
- ☐ Прочность закрепления бетонного или полимерного «столбика» в шпуре;
- ☐ Прочность закрепления замка в шпуре (для клино-распорного и фрикционного типа анкерной крепи).

Прочность арматурного стержня на разрыв:

$$[P_C] = [\sigma] \cdot 0,25 \cdot \pi \cdot d_{cm}^2 \quad (3.2.16)$$

Прочность закрепления арматурного стержня в бетоне или полимере:

$$[P_{бет}] = \tau_{сц} \cdot l_{ун} \cdot \pi \cdot d_{cm} \quad (3.2.17)$$

Прочность закрепления бетонного или полимерного «столбика» в шпуре

$$[P_{ун}] = \tau_{ун} \cdot l_{ун} \cdot \pi \cdot d_{ун} \quad (3.2.18)$$

где $[\sigma]_c$ – предел текучести для арматурного стержня;

d_{cm} – диаметр арматурного стержня, м;
 $\tau_{c\sigma}$ – удельное сцепление арматурного стержня с бетоном или полимером;
 l_{un} – длина шпура, м;
 τ_{un} – удельное сцепление бетона или полимера со стенками шпура;
 d_{un} – диаметр шпура, м.

Прочность закрепления замка в шпуре (для клино-распорного и фрикционного типа анкерной крепи): ведется расчет с учетом конструкции замка и приложенных сил, либо принимается величина несущей способности замка полученная экспериментальным путем на заводе изготовителе (такая информация содержится в паспорте изделия). Несущая способность различных типов замков приведена в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Несущая способность различных типов замков анкерной крепи

Тип замка	Несущая способность, кН
КРА-16	50
АК-8У	55
ШК-1М	55
АК-8Г	55

Практико-ориентированное задание №3

Расчет вероятности устойчивости подземной горной выработки

Цель: овладение методикой прогноза устойчивости выработки с вероятностных позиций.

Методы расчета устойчивости выработок и параметров крепи базируются на характеристиках НДС массива, прочностных, деформационных и реологических свойств вмещающих пород. Каждые из этих характеристик являются случайными величинами, т. е. могут принимать различные значения по установленным законам распределения. Поэтому прогноз устойчивости и оценка его надежности должны производиться с вероятностных позиций.

Резерв прочности горной выработки (функцию устойчивости) можно представить следующим образом:

$$R = F_2(\sigma, \varepsilon) - F_1(T_\sigma), \quad (3.3.1)$$

где $F_2(\sigma, \varepsilon)$ – функция прочности и деформируемости породного массива с учетом действующих напряжений;

$F_1(T_\sigma)$ – функция действующего тензора напряжений в окрестности выработки, определяемая методом конечных элементов.

В общем случае горную выработку следует считать устойчивой, если действующие напряжения на ее контуре не превышают прочность массива, т. е. $R > 0$. С учетом нормального распределения прочности горных пород и напряжений на контуре выработки, их разность, т. е. функция устойчивости R , также будет распределена нормально:

$$f(R) = \frac{1}{S_R \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(R_i - R_{cp})^2}{2S_R^2}}, \quad (3.3.2)$$

где S_R – среднее квадратическое отклонение функции устойчивости, отражающее естественную вариацию входящих в формулу (3.3.1) величин.

Отношение

$$\Delta = R_{cp}/S_R = 1/v_R \quad (3.3.3)$$

называется *характеристикой безопасности выработки*. Ее величина обратно пропорциональна коэффициенту вариации функции устойчивости v_R . Для определенности обозначим компоненты формулы (3.3.1) следующим образом:

$F_2(\sigma, \varepsilon) = \sigma_m$ – отражает прочностные характеристики массива;

$F_1(T_\sigma) = \sigma_b$ – напряжения на контуре выработки.

С учетом этого выражение (3.3.3) можно преобразовать к виду:

$$\Delta = \frac{\sigma_m - \sigma_b}{\sqrt{\sigma_m^2 v_m^2 + \sigma_b^2 v_b^2}}, \quad (3.3.4)$$

где v_m и v_b – соответствующие коэффициенты вариации прочности и напряжения.

Величину

$$n = \sigma_m / \sigma_b \quad (3.3.5)$$

обычно рассматривают как *коэффициент запаса прочности*. Подставив n в уравнение (3.3.4), получим:

$$\Delta = \frac{n - 1}{\sqrt{n^2 v_m^2 + v_b^2}}. \quad (3.3.6)$$

Произведя процедуру нормирования и проинтегрировав функцию распределения (3.3.2), определим вероятность разрушения пород на контуре выработки:

$$V = 1 - \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^\Delta e^{-\frac{z^2}{2}} dz. \quad (3.3.7)$$

Значения нормированной функции определяются соответствующими командами в системах электронных таблиц (например, в Microsoft Excel командой НОРМСТРАСП).

Расчет вероятности разрушения производится путем вычисления функции устойчивости R , характеристики безопасности Δ и коэффициента запаса прочности n . В свою очередь, эти характеристики определяются действующими напряжениями σ_b и прочностью горных пород в массиве σ_m .

Контрольная работа №1

Определение напряженно деформированного состояния и устойчивости горных пород в подземной горной выработке

Цель: овладеть методикой определения напряженно-деформированного состояния породного массива используя метод конечных элементов.

Определение напряжений и деформаций методом конечных элементов производится в компьютерной программе Plaxis 3D Tunnel, последующая обработка результатов производится в компьютерных средах AutoCad и Microsoft Excel. В этих программных продуктах могут работать специалисты, имеющие инженерное образование без специальной математической подготовки.

Сначала необходимо создать трехмерную модель горной выработки и вмещающих пород в Plaxis 3D Tunnel. Запустите соответствующую программу двойным щелчком по значку программы 3D Input (Ввод данных). Появится диалоговое окно Create/Open project (Создать/Открыть проект). Выберите опцию New project (Новый проект) и щелкните по кнопке <OK> (рис. 1).

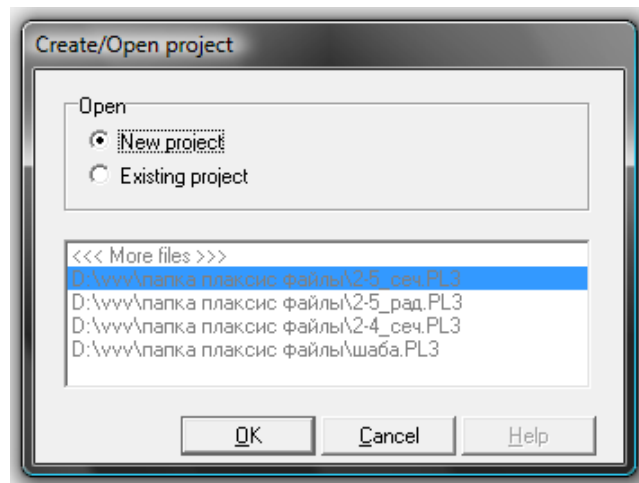


Рис. 3.7 Диалоговое окно Создать/Открыть проект

Первым шагом является задание основных параметров конечно-элементной модели. Это делается в окне General settings (Общие настройки). В поле Title (название) вкладки Project (Проект) введите название, а в поле Comments (комментарии) комментарии, если такие

имеются. В поле Model (Модель) группового блока General (Общие параметры) задается тип расчета, а в поле Elements (Элементы) – базовый тип элементов. В нашем случае в этих полях должно быть соответственно задано 3D Parallel planes (Трехмерные параллельные плоскости) и 15-node wedge (15-узловые клиновидные элементы). В групповом блоке Acceleration (Ускорение силы тяжести) задается фиксированный угол действия силы тяжести -90, которая направлена вертикально вниз. В поле Declination (Склонение) группового блока Model orientation (Ориентация модели) указывается значение по умолчанию 0.

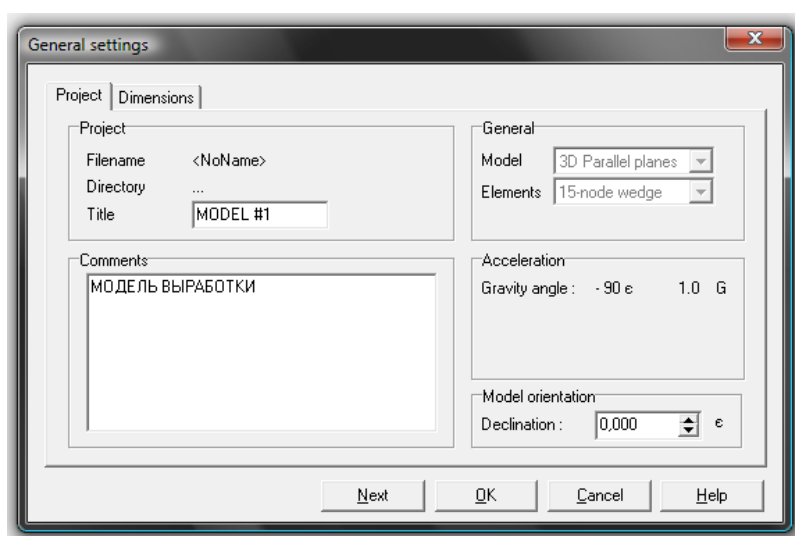


Рис. 3.8 Вкладка Проект окно Общие настройки

В поле Units (Единицы измерения) вкладки Dimensions (Размеры) оставьте заданные по умолчанию единицы измерения (длина измеряется в метрах, сила – в кН, а время – в сутках).

В групповом блоке Geometry dimensions (Геометрические размеры) задается необходимый размер области построения. Введите 0,0; 50,0; 0,0; 50,0 соответственно в поля Left (Левая), Right (Правая), Bottom (Нижняя), Top (Верхняя). В групповом блоке Grid (Сетка) задается шаг сетки. Введите в поле Spacing (Шаг) 1,0; а в поле Number of intervals (Количество интервалов) – число 1. Для подтверждения введенных параметров щелкните по кнопке <OK>. На экране появится область рисования.

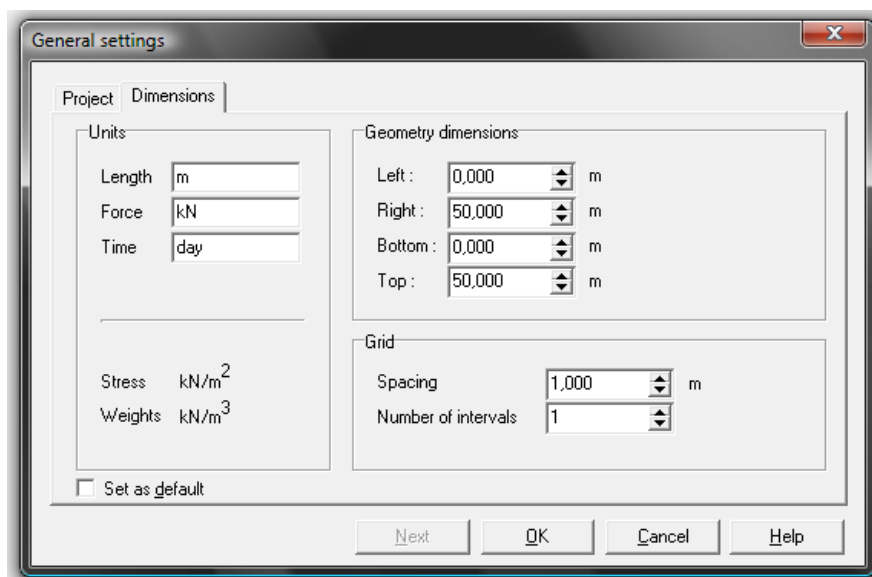


Рис.3.9 Вкладка Размеры окна Общие настройки

После ввода общих параметров настройки и нажатия кнопки <ОК>, появляется главное окно, показанное на рис. 4, включающее:

- главное меню;
- панель инструментов General;
- панель инструментов Geometry;
- панель инструментов Loads;
- инструмент Materials;
- инструменты Mech;
- линейки;
- область рисования;
- начало координат;
- строку для ручного ввода координат;
- строку с указанием координат положения курсора.

Ниже показаны наиболее важные элементы главного окна и дается их краткое описание.

Главное меню содержит все опции, имеющиеся на панелях инструментов, и некоторые дополнительные, редко использующиеся опции.

Панель инструментов General (общие команды) содержит кнопки для выполнения общих операций, таких как операции с диском, вывод на печать, изменение масштаба изображения и выбор объектов. Она также содержит кнопки для запуска других программ (Calculations, Output и Curves) программного пакета 3D Tunnel.

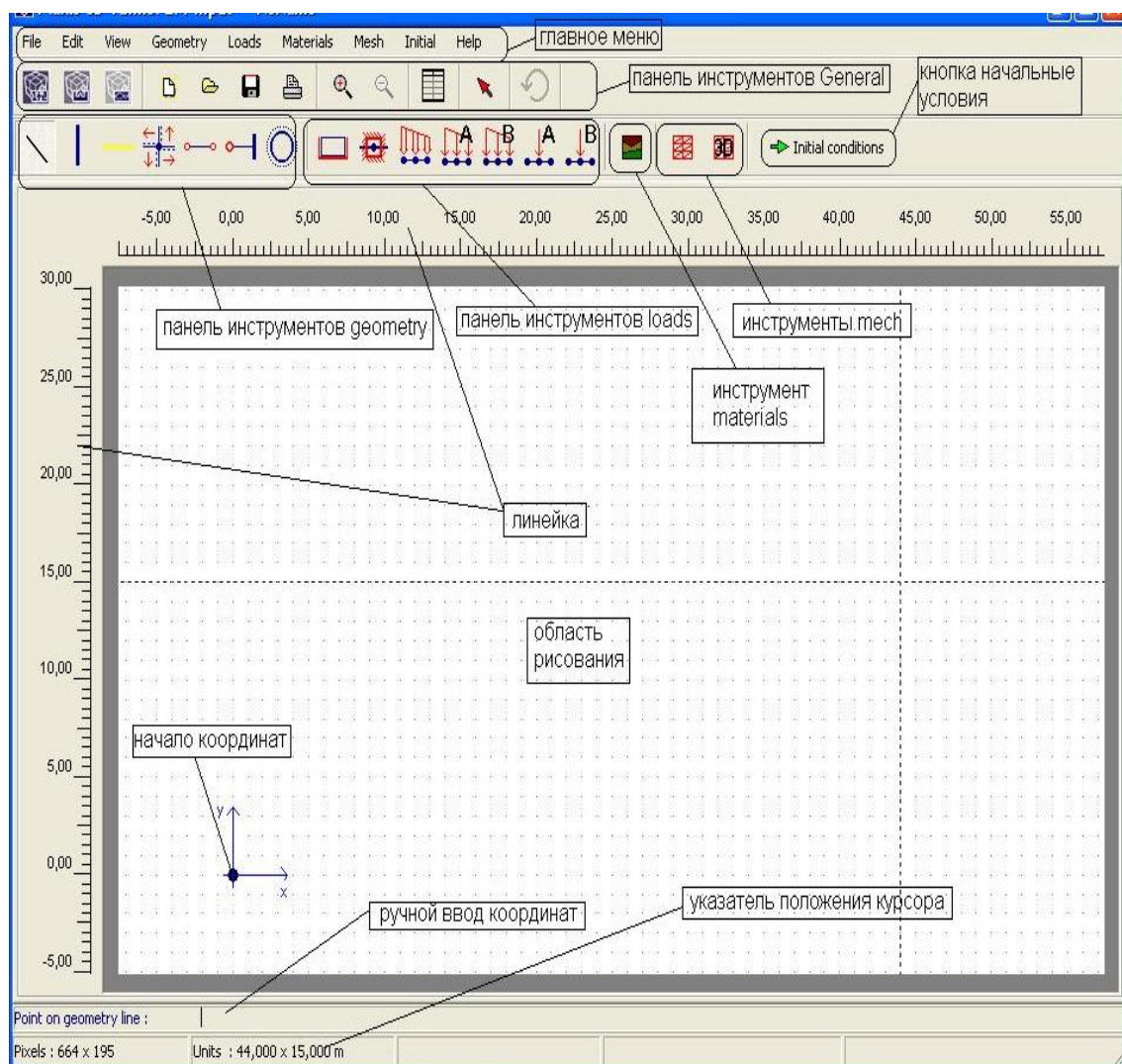


Рис. 3.10 Главное окно программы ввода данных (Input program)

Панель инструментов Geometry (геометрия) содержит кнопки для выполнения операций по созданию двухмерной вертикальной модели или полностью трехмерной конечно-элементной модели. Кнопки расположены в таком порядке, что проходя их слева направо пользователь, как правило, может полностью создать геометрическую модель.

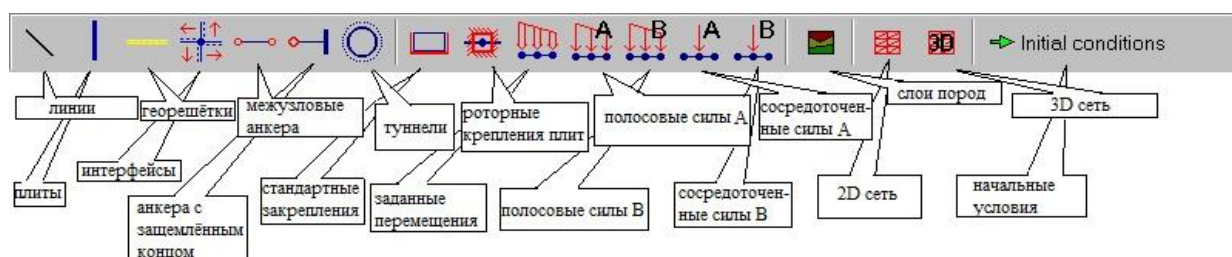


Рис. 3.11 Панель инструментов Geometry (геометрия)

Линейки, расположенные слева и сверху от области рисования, показывают физические координаты, что позволяет напрямую просмотреть геометрические размеры модели.

Область рисования – это чертежный лист, на котором создается двухмерная вертикальная модель. Область рисования может использоваться как обычная программа для обработки графических изображений. Имеющаяся в ней сетка из мелких точек позволяет производить привязку объектов к узлам сетки.

Если физическое начало координат находится в пределах заданных размеров, то оно изображается в виде небольшого кружка с указанием направления осей X и Y.

Если рисование с помощью мыши не дает требуемой точности, можно воспользоваться строкой ручного ввода данных. Здесь вы можете ввести значения X- и Y-координат напрямую с клавиатуры, разделив их пробелом. Ручным вводом также можно воспользоваться для присвоения выбранной точке новых координат.

Указатель положения курсора показывает текущее положение курсора мыши, как в физических единицах, так и в пикселях экрана. Некоторые из перечисленных выше элементов окна могут быть удалены путем отмены выбора соответствующей опции в меню View (вид).

Создание геометрической модели

Поместите курсор (принявший форму карандаша) в начале системы координат. Убедитесь в том, что в строке текущего состояния появились числа $0,0 \times 0,0$ и щелкните один раз левой кнопкой мыши. Создается первая геометрическая точка.

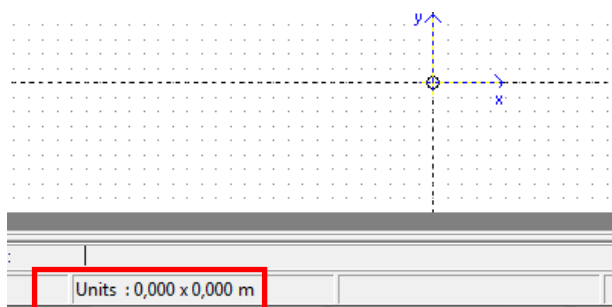


Рис. 3.12 Строка текущего состояния

Переместите курсор в направлении оси Y к точке с координатами $(0,0; 50,0)$. Щелкните левой кнопкой мыши для создания второй точки. Одновременно между точками создается первая линия. Переместите курсор вправо к точке с координатами $(50,0; 50,0)$ и снова щелкните левой кнопкой мыши. Переместите курсор влево к точке с координатами $(50,0; 0,0)$ и снова щелкните левой кнопкой мыши. В завершение, переместите курсор в начало системы координат и снова щелкните левой кнопкой мыши. Программа определит кластер (участок, полностью замкнутый геометрическими линиями) и окрасит его в светлый цвет. Щелкните правой кнопкой мыши для завершения процесса рисования.

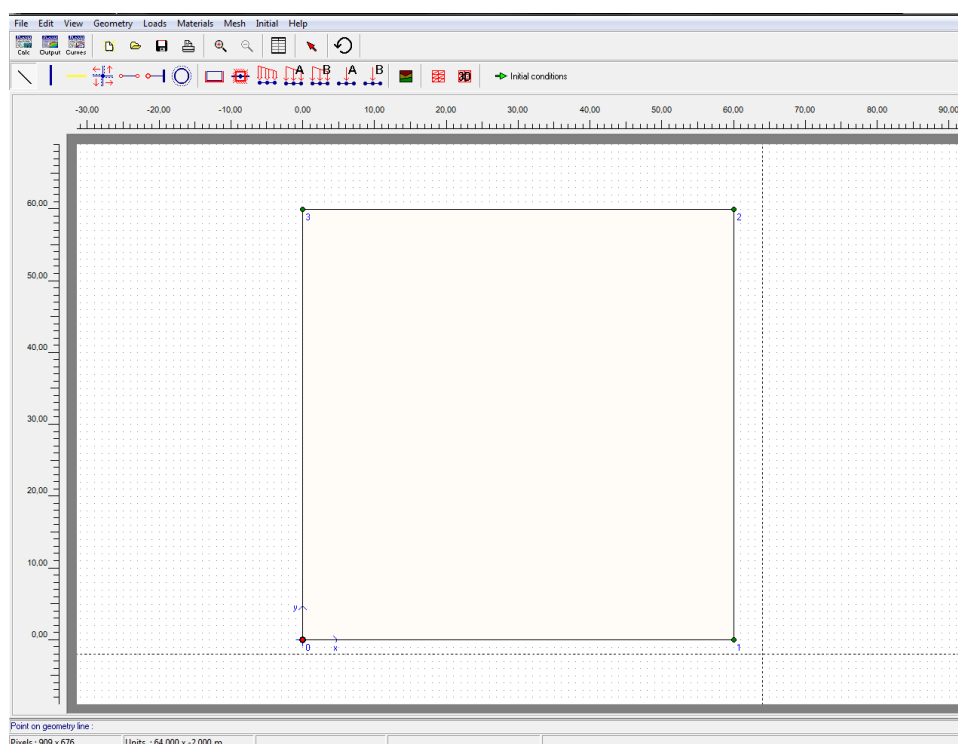


Рис. 3.13 Замкнутый кластер

Для моделирования поведения горных пород геометрической модели должны быть присвоены соответствующая модель массива и параметры материалов. Для создания набора данных по вмещающим горным породам нажмите на кнопку (Наборы данных по материалам) на панели инструментов.

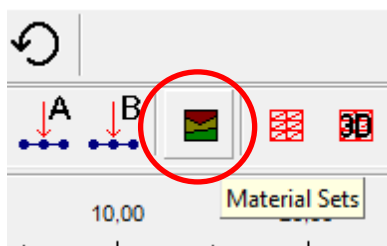


Рис. 3.14 Кнопка «Наборы материалов»

Нажмите на кнопку (Создать) окна (Наборы данных по материалам). Появится новое диалоговое окно с тремя вкладками: (Общие свойства), (Параметры), (Интерфейсы).

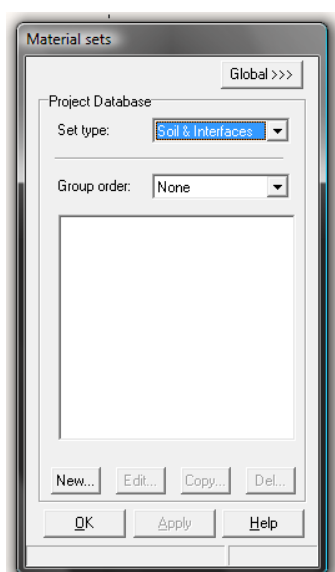


Рис. 3.15 Окно «Набора материалов»

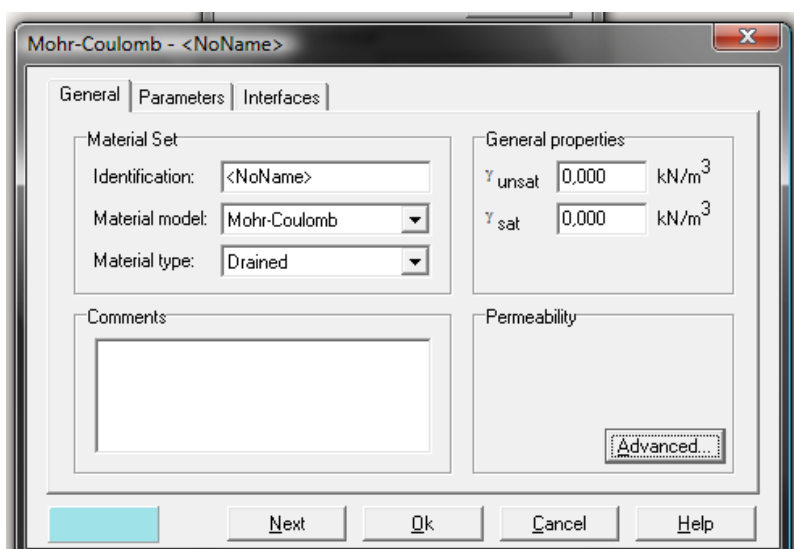


Рис. 3.16 Создание материала

В поле (Идентификатор) группового блока вкладки введите название горных пород. Выберите в комбинированном окне (Модель материала) модель Кулона-Мора, в качестве модели материала, а в комбинированном окне (Тип материала) тип горных пород (Дренарованный).

Введите в групповом блоке (Общие свойства) объемный вес горных пород. Щелкните по кнопке <Next> (Далее) для продолжения ввода параметров модели. Параметры, появившиеся на вкладке, зависят от выбранной модели материала. Модель Кулона-Мора содержит пять основных параметров:

- ✓ модуль упругости;
- ✓ коэффициент Пуассона;
- ✓ величина сцепления;
- ✓ угол внутреннего трения;
- ✓ угол дилатансии.

Введите параметры в соответствующие поля редактирования вкладки (Параметры). Нажмите кнопку <OK> для подтверждения ввода текущего набора данных по материалам. Созданный набор данных появится на древовидном списке наборов данных окна.

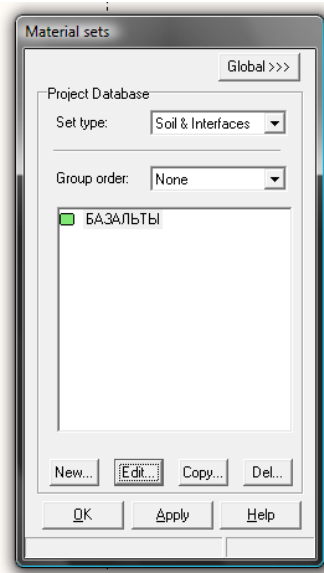


Рис. 3.17 Окно с созданным материалом

Перетащите набор данных «БАЗАЛЬТЫ» из окна на кластер в области рисования (выберите набор и перемещайте его, удерживая

нажатой левую кнопку мыши). При правильном задании набора данных кластер изменяет свой цвет на цвет набора данных. Щелкните по кнопке <ОК> в окне (Наборы данных по материалам) для закрытия базы данных.

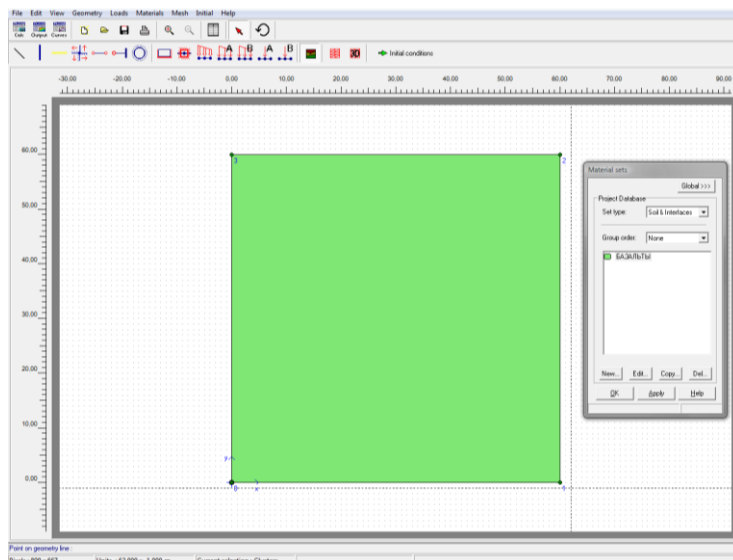


Рис. 3.18 Кластер с присвоенным материалам

Далее создадим контур сечения горной выработки. Форма поперечного сечения горной выработки может быть самой разной: трапециевидная, арочная, сводчатая, шатровая и др. Теория предусматривает замену реального поперечного сечения горной выработки эквивалентным круговым. Это заметно упрощает процесс расчета и построения. Для отображения вашего сечения эквивалентным круговым сделайте следующее:

В зависимости от формы и размеров сечения выработки вычислите ее площадь по соответствующим формулам:

Площадь арочного сечения

$$S = B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B), \quad (3.4.1)$$

где B – ширина выработки, м;

h_1 – высота стен, м.

Площадь сводчатого сечения

$$S = B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B) \quad (3.4.2)$$

Полученное значение площади поперечного сечения горной выработки выразим через площадь круга, и найдем эквивалентный радиус горной выработки:

$$R_{\text{ЭКВ}} = \sqrt{\frac{S}{\pi}} \quad (3.4.3)$$

Щелкните по кнопке для вызова окна конструктора туннелей.

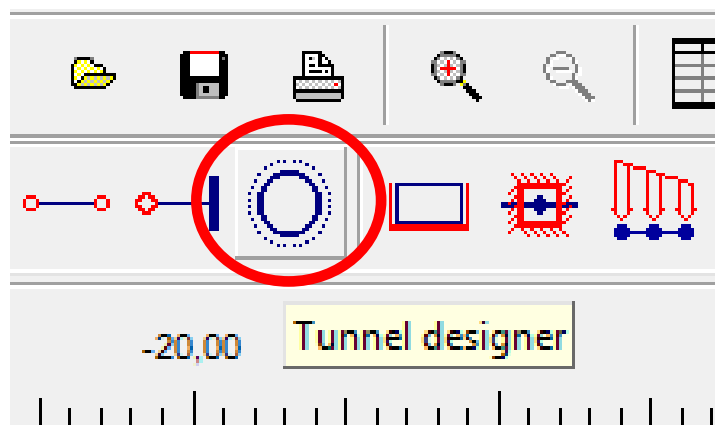


Рис. 3.19 Окно конструктора тоннелей

Примите тип туннеля «none» в групповом блоке (Тип туннеля)

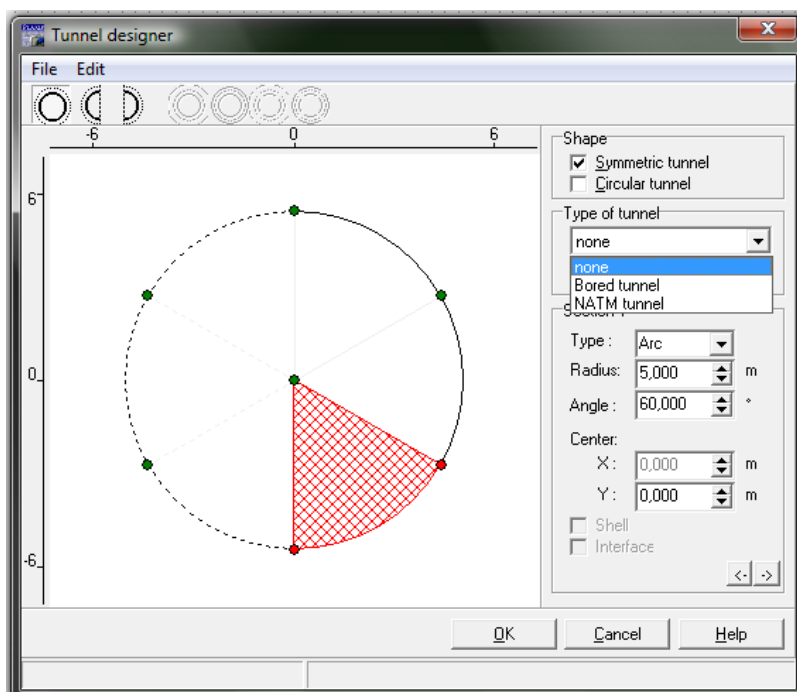


Рис. 3.20 Конструктор тоннелей

Введите в поле Radius (Радиус) значение радиуса эквивалентного сечения. Перейдите в групповой блок Section 2. Введите в поле Radius (Радиус) значение радиуса эквивалентного сечения. Перейдите в групповой блок Section 3. Введите в поле Radius (Радиус) значение радиуса эквивалентного сечения.

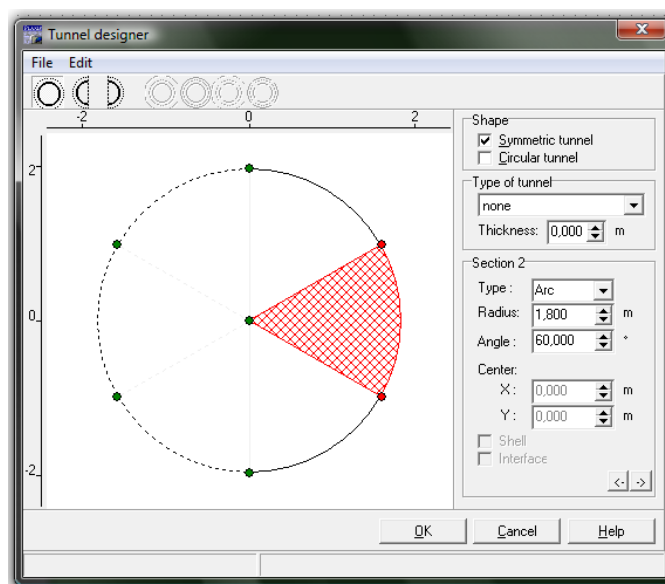


Рис. 3.21 Задание радиуса туннеля

Нажмите <ОК> для закрытия окна конструктора туннелей. Переместите курсор, который принял вид туннеля, к точке с координатами (25,0; 25,0) и щелкните один раз мышью для ввода туннеля в вертикальную двухмерную модель.

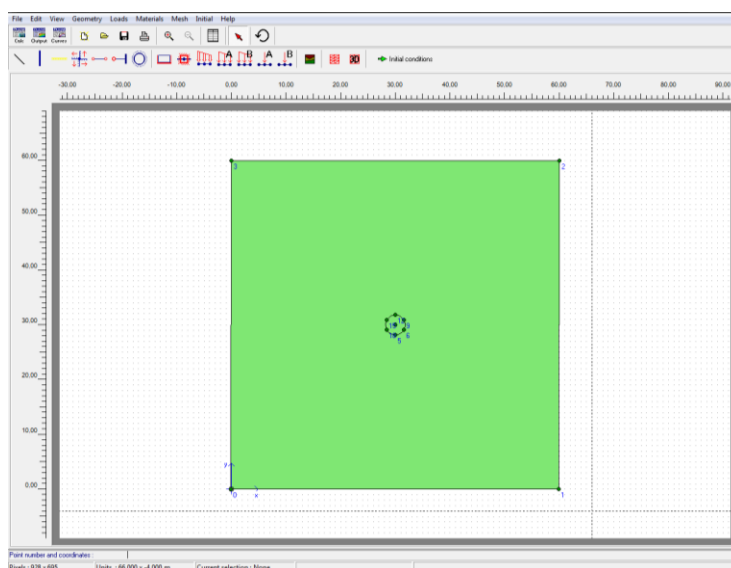


Рис. 3.22 Размещение туннеля на геометрической модели

Создание пригруза, моделирующего действующие напряжения на глубине.

Проектируемая горная выработка может находиться на значительном расстоянии от земной поверхности (глубина заложения выработки). В случае, когда глубина заложения не превышает 100 м для моделирования НДС массива горных пород можем создать соответствующую геометрическую модель. Когда глубина заложения превышает 100 м рекомендуется выделить часть массива, зону влияния горной выработки, а остальную часть массива заменить соответствующим пригрузом.

Далее возможны два пути решения этой задачи:

1. Воспользоваться гипотезой Динника;
2. Использовать данные натурных измерений НДС.

Второй путь возможен только в том случае, когда у нас есть непосредственный доступ к горной выработке. В случае, когда речь идет о проектных работах, доступа в горную выработку нет, целесообразно воспользоваться гипотезой Динника.

Гипотеза А.Н. Динника: вертикальные напряжения являются наибольшими и соответствуют весу столба пород до поверхности. Величина горизонтальных напряжений определяется коэффициентом бокового давления, который находится с использованием упругой модели массива:

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (3.4.4)$$

В соответствии с выданным заданием необходимо рассчитать величину пригруза. Расчетная схема к определению приведена на рис. 3.23.

Для имитации глубины заложения расположим распределённые силы со всех сторон геометрической модели. Щёлкните по кнопке



Load A (распределённые силы A) и нарисуйте силовую линию от точки (0,0; 50,0) до точки (50,0; 50,0).

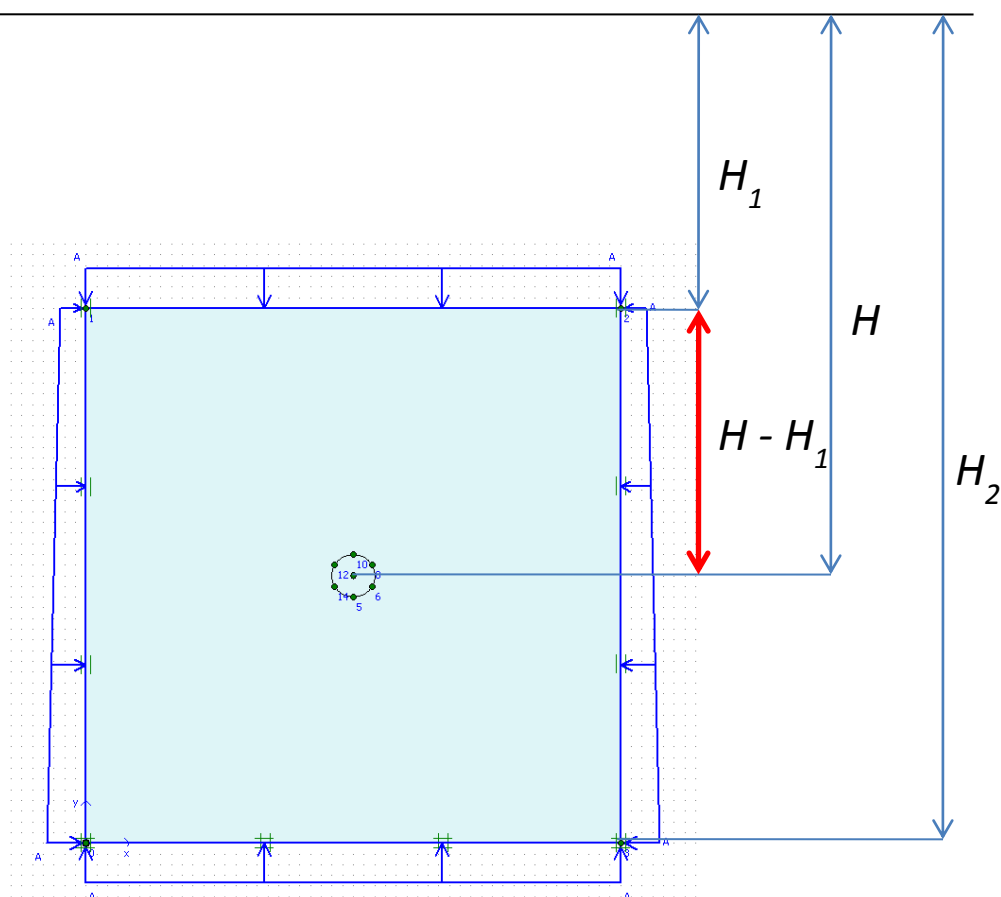


Рис. 3.23 Расчетная схема к определению пригруза модели

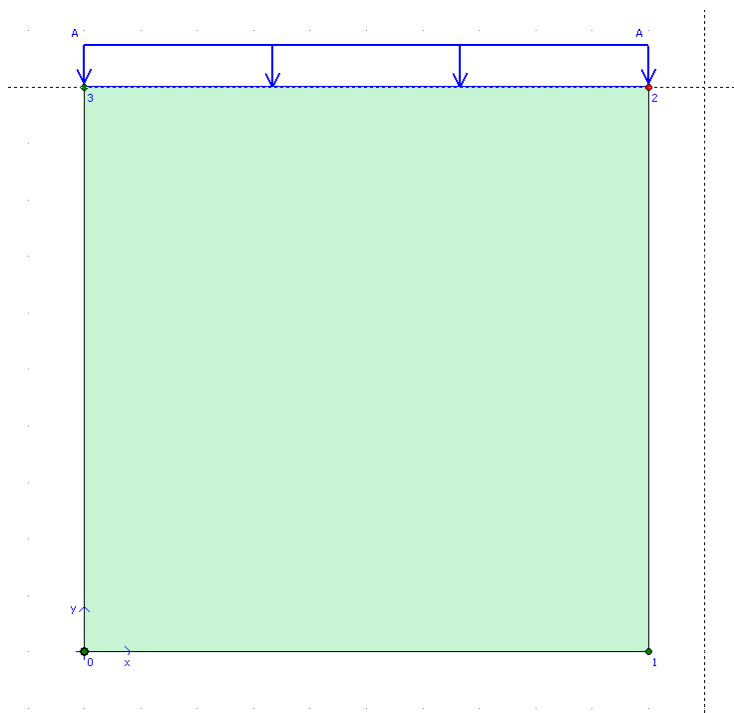


Рис. 3.24 Размещение распределённой нагрузки A

Для задания величины нагрузки необходимо два раза щёлкнуть левой кнопкой по данной силовой линии и в открывшемся окне Select (выбор) указать Distributed Load (system A) (распределённая нагрузка системы A) (рис. 3.25).

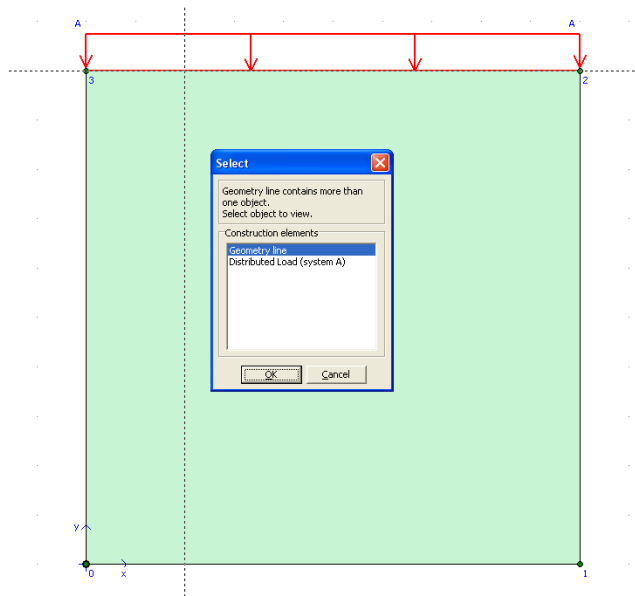


Рис. 3.25 Задание величины нагрузки в окне «Select»

В окне Distributed Loads (распределённые нагрузки) в графе оси Y введите величину нагрузки (знак «-» задаёт противоположное направление сил к оси Y) (рис. 3.26).

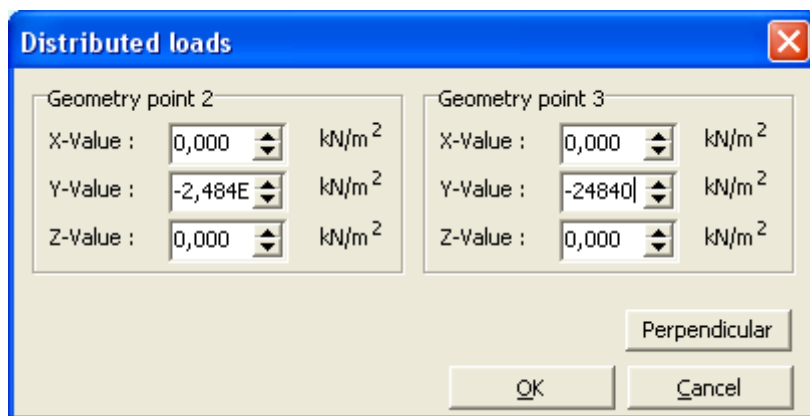


Рис. 3.26 Окно «Distributed loads»

Аналогично задайте значение нагрузки на нижнюю грань геометрической модели.

Нагрузка на боковые грани может быть определена по следующему соотношению

$$P_z = H \cdot \gamma \cdot \lambda \quad (3.4.5)$$

Распределённая нагрузка на правой грани имеет те же значения что и на левой, но с отрицательным знаком.

Тем самым мы задали нагрузки на массив горной породы, создав имитацию давления горных пород (рис. 3.27).

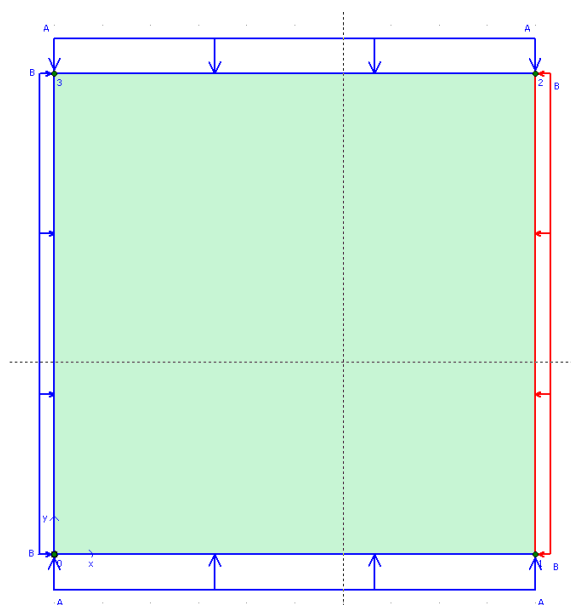


Рис. 3.27 Модель с пригрузом.

Граничные условия

Для создания граничных условий щелкните по кнопке Standard Fixities (стандартные закрепления)  на панели инструментов. В результате программа сгенерирует полное закрепление в нижней части геометрической модели, вертикальные шарнирно-подвижные опоры по ее вертикальным сторонам и закрепление поворота по краям обделки туннеля в плоскости симметрии. Закрепление степени вращения предотвратит вращение центра обделки туннеля вокруг оси. Геометрическая модель показана на рис. 3.28.

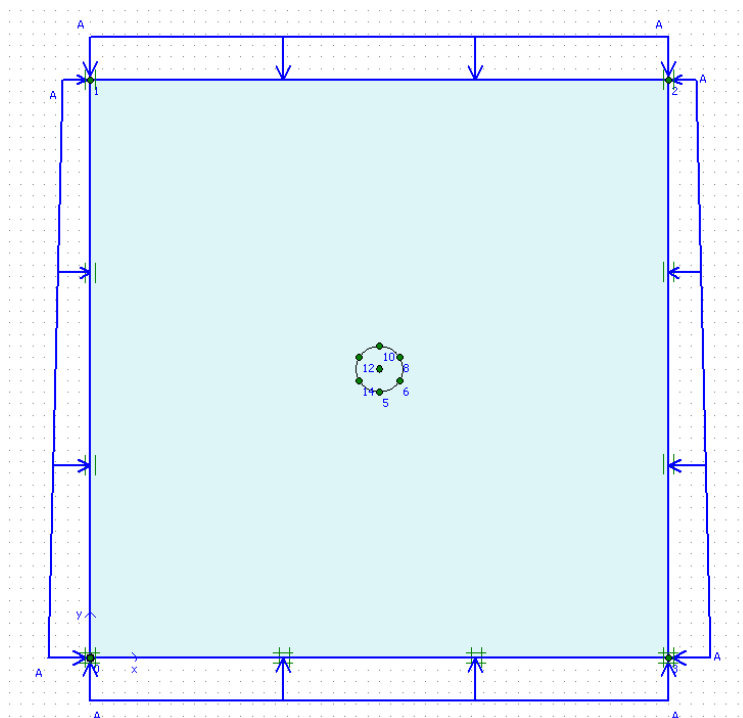


Рис. 3.28 Модель с закреплением

Построение двумерной сетки

Щелкните по кнопке *Generate Mesh* (построить сетку)  на панели инструментов. Через несколько секунд в окне Output (вывод данных) появится очень крупная сетка. При включении туннеля в вертикальную двумерную модель, программа 3D Tunnel автоматически выполняет измельчение сетки по контуру туннеля. Но в нашем примере сетка всё равно слишком крупная (рис. 3.29). Нажмите на кнопку <Update> (обновить) для возвращения в режим ввода геометрических данных.

Выберите в меню Mesh (сетка) на панели главного меню опцию Refine global (измельчить глобально). Измельченная сетка будет выведена в окне Output (вывод данных) (рис. 23).

Вернувшись в программу Input выберите инструмент Selection  (выбор), удерживая кнопку <Shift>, выделите контур выработки (окрасится в красный цвет), а затем кликните в меню Mesh (сетка) опцию Refine Line (измельчение вокруг линии). В окне Output (вывод данных) показана измельченная сетка (рис. 3.31).

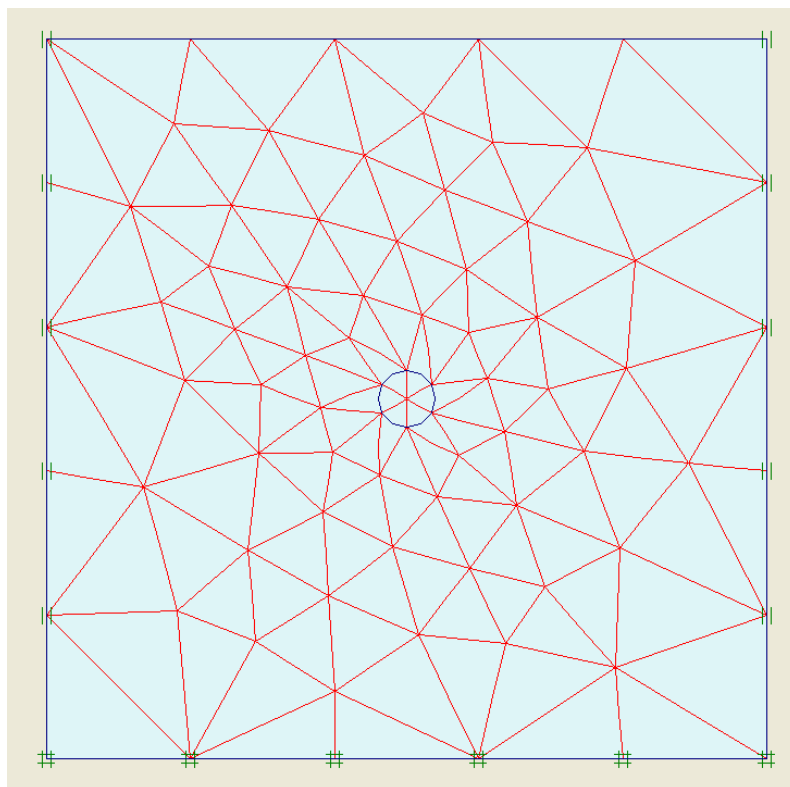


Рис. 3.29 2D сеть

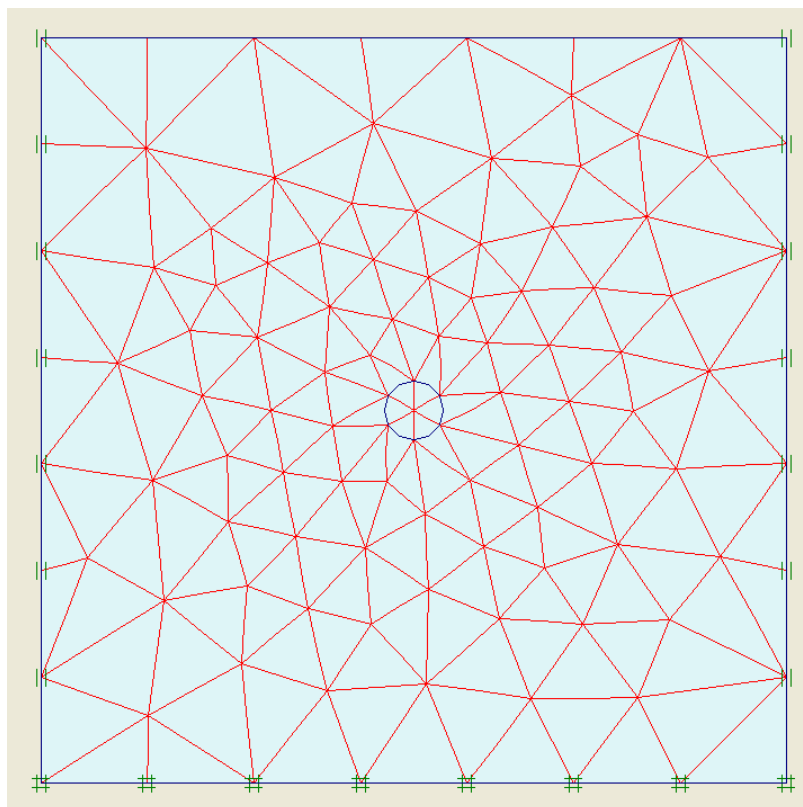


Рис. 3.30 2D сеть

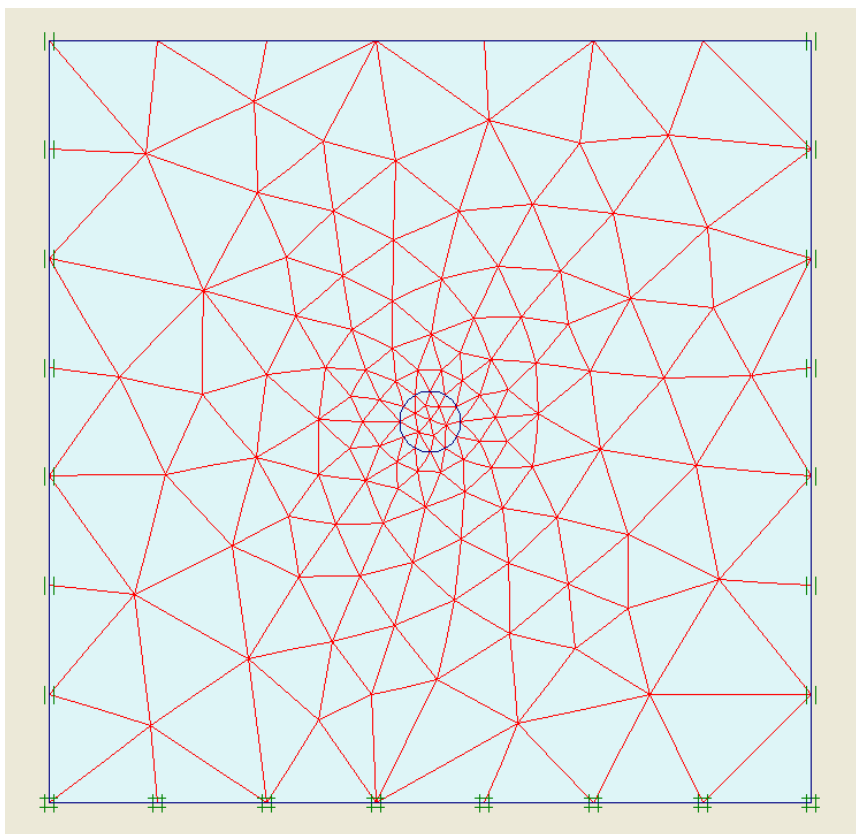


Рис. 3.31 Измельчённая 2D сеть

Построение трехмерной сетки

Для построения трехмерной сетки, т.е. размещения Z-плоскостей, необходимо рассмотреть поэтапный процесс разработки грунта. В учебных целях необходимо создать еще два слоя позади нашей модели.

Щелкните по кнопке Generate 3D mesh (построить 3D сетку) на панели инструментов.



Создайте кнопкой <Insert> необходимые плоскости и измените Z-координаты плоскостей.

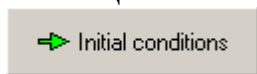
Щелкните по кнопке <Generate> (построить). Программа запустит процедуру расширения двухмерной сетки до трехмерной и выведет ее в окне Output (вывод данных).

Нажмите на кнопку <Update> (обновить) для возвращения в режим ввода геометрических данных.

Начальные условия

Начальные условия текущего проекта не требуют генерирования давления воды. Нам потребуются только начальные напряжения.

Щелкните по кнопке Initial Conditions (начальные условия)



на панели инструментов.

Щелкните по кнопке <OK> для принятия заданного по умолчанию значения объемного веса воды (Water Weight) 10 кН/м³ (рис. 4.53). После этого режим гидравлических условий станет активным.

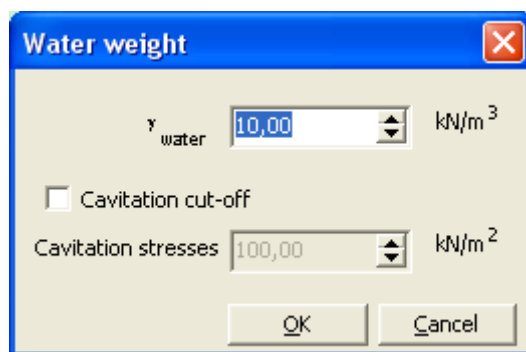


Рис. 3.32. Окно «Water weight»

Так как грунтовые воды отсутствуют щелкните по переключателю  на панели инструментов для перехода в режим геометрической конфигурации (при этом будет выведено окно 3D-сетки с нулевым поровым давлением (рис. 4.54); для его закрытия нажмите кнопку Update).

Щелкните по кнопке Generate Initial Stresses (генерировать начальные напряжения)  (красные крестики) на панели инструментов. Появится диалоговое окно *K_o – procedure*.

Оставьте значение коэффициента для веса грунта, установленного по умолчанию. Нажмите <OK>.

После создания начальных эффективных напряжений, они будут выведены в окне вывода данных

Нажмите на кнопку <Update> (обновить) для возвращения в режим геометрической конфигурации.

Щелкните по кнопке <Calculate> (расчет). Нажмите на кнопку <Yes> в ответ на вопрос о сохранении данных и введите подходящее имя файла.

После последовательного выполнения описанных выше операций перейдем в расчетный модуль программы, нажав на кнопку <Calculations>. Перед переходом в расчетный модуль необходимо сохранить проект.

РАСЧЕТЫ

Выделите фаза 1 и щелкните по вкладке параметры. В этой вкладке оставляется все по умолчанию. Для задания специальных условий в фазе расчета выполните следующее: на вкладке параметры нажмите на кнопку Define. Откроется окно задания условий. Целью задания специальных условий является активация нагрузок моделирующих глубину заложения и деактивация кластера горной породы внутри контура (для моделирования НДС на контуре горной выработки).

Щелкните по вкладке Слой 1. Для активации нагрузок щелкните по граням геометрической модели, к которым приложена нагрузка. Цвет линий нагрузки говорит о ее активации: если цвет серый – нагрузка не активирована, если цвет – синий – нагрузка активирована. Активируйте все четыре нагрузки.

Для деактивации кластера горной породы внутри контура выработки щелкните по нему один раз левой кнопкой мыши.

Необходимо проделать подобные операции для слоя 2.

После активации нагрузок и деактивации кластеров горной породы необходимо вернуться в расчетный модуль нажатием на кнопку <Update>.

После задания всех условий можно приступить к расчету. Что бы запустить программу расчета нажмите на кнопку <Calculate>.

Перед запуском программы расчета всплывает окно предлагающее выбрать узлы для построения диаграмм. Для нашей задачи это не нужно нажимаем на NO.

Открывается окно расчетов в зависимости от типа расчета, крупности сетки конечных элементов, количества фаз расчета, производительности ПК время вычисления может варьироваться от нескольких секунд до десятков минут.

После завершения расчетов программа возвращает нас в расчетный модуль. Напротив фазы расчета будет стоять зеленая галочка это означает об успешном завершении расчетов. Для просмотра результата расчета нажмите на кнопку Output.

В появившемся окне вывода результатов выполните следующее:

Нажмите на вкладку Stresses в раскрывшемся списке выберите ...и в качестве плоскости для просмотра плоскость A.

Перед вами распределение напряжений в цветовой градуировке вокруг выработки.

Следующий шаг это «переход от цвета к цифрам», т.е. для дальнейших расчетов нам необходимо снять числовые значения напряжений вокруг выработки для этого сделайте следующее:

Нажмите на кнопку Cross section и проведите секущую плоскость через центр сечения горной выработки.

После проведения секущей плоскости откроется окно вывода данных с эпюрой напряжений. Этой эпюре соответствуют числовые значения. Для их просмотра нажмите на кнопку Table.

Для дальнейшей работы необходимо извлечь числовые данные. Для этого сделайте следующее: нажмите на кнопку Copy... откройте программу Microsoft Excel, щелкните по ячейку и вставьте скопированные таблицы.

Данные таблицы содержат данные по всем секущим плоскостям. Нас интересует лишь плоскость с координатой по оси Z «-25». Для сортировки данных по координатам оси Z сделайте следующее: выделите весь диапазон данных, щелкните по вкладке данные и в открывшейся вкладке Сортировка. Для сортировки по данным оси Z сделайте следующее:

После выполненной сортировки выделите и скопируйте все данные с координатами по оси Z «-25».

Постройте эпюру напряжений взяв за основу следующее: по оси X откладываются координаты X, по оси Y откладываются соответствующие значения напряжений для координат X. В результате построения получается следующее.

По результатам реализации метода конечных элементов необходимо получить: 3-х мерную модель распределения НДС породного массива в окрестности проектируемой выработки; эпюру вертикальных напряжений на контуре горной выработки; конвергенцию горной выработки.

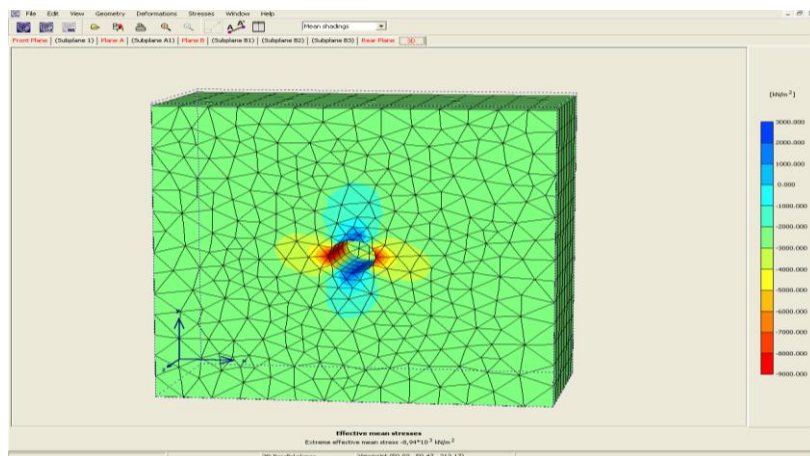


Рис. 3.33 Модель массива с проградуированной шкалой напряжений в цветовых оттенках

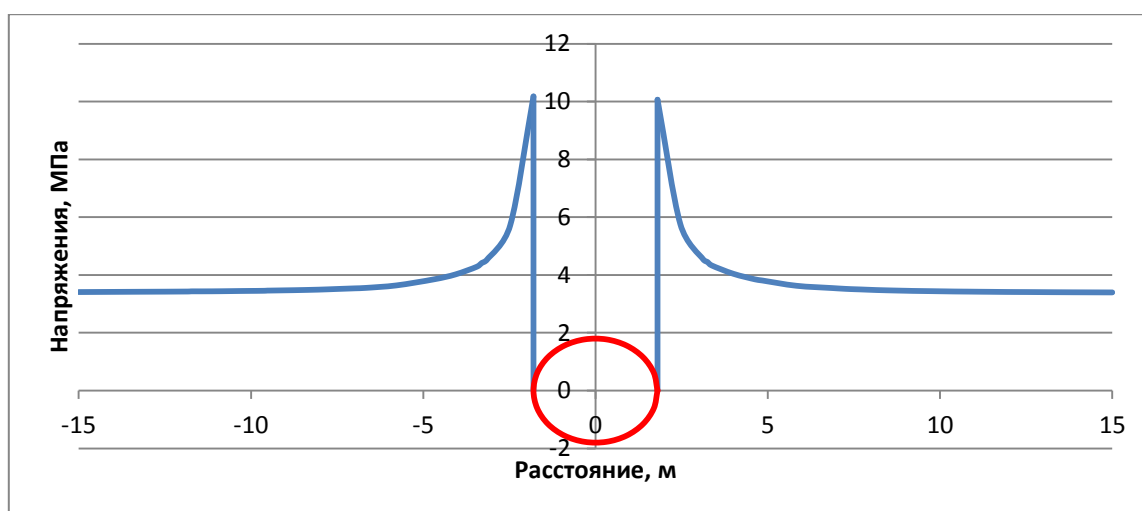


Рис. 3.34. Эпюра вертикальных напряжений на контуре выработки

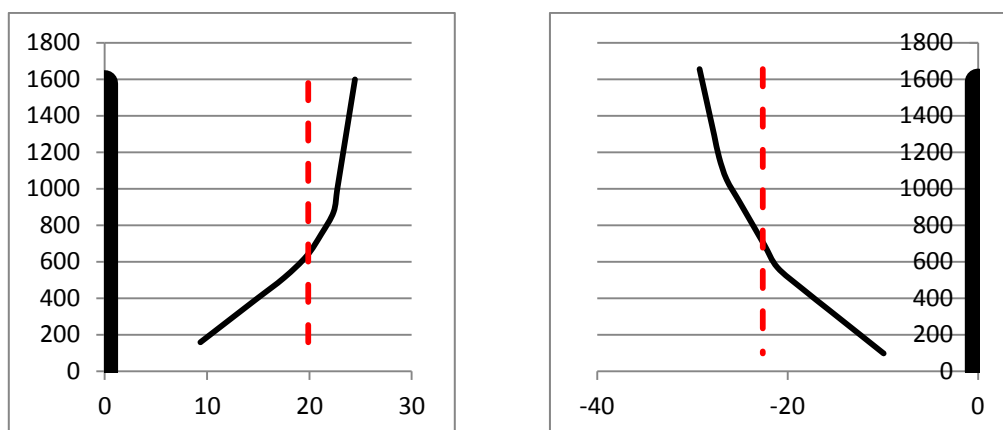


Рис. 3.35 Смещение стен выработки (пунктиром показана средняя величина смещения)

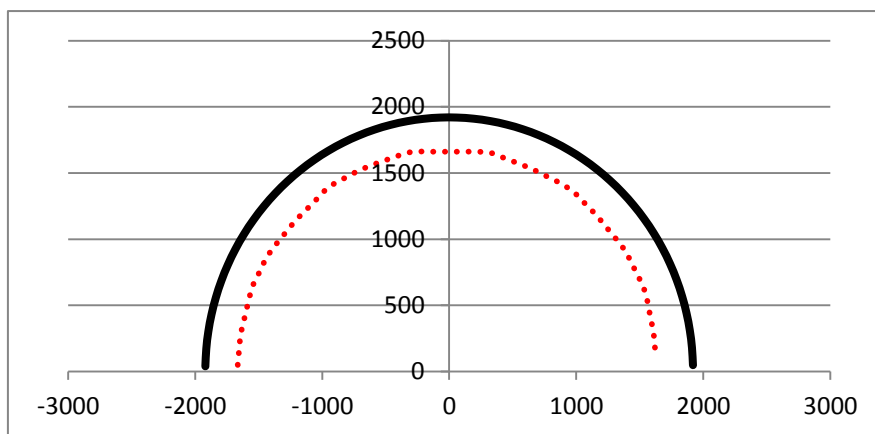


Рис. 3.36 Деформация свода квершлага
(для наглядности смещения свода увеличены в 10 раз)

Выполните анализ диаграмм и выпишите значения нагрузки на крепь выработки и величину деформации (конвергенции) выработки.

Определите коэффициент концентрации напряжений K_0 на контуре выработки круглого сечения.

Построение и анализ контура выработки в проходке

В соответствии с заданием ввести параметры исследуемой выработки на вход статистической (имитационной) модели.

Вводя номер ключа $i = 1, 2, \dots, n$, получить контур (рис. 3.37) выработки после каждого единичного взрыва.

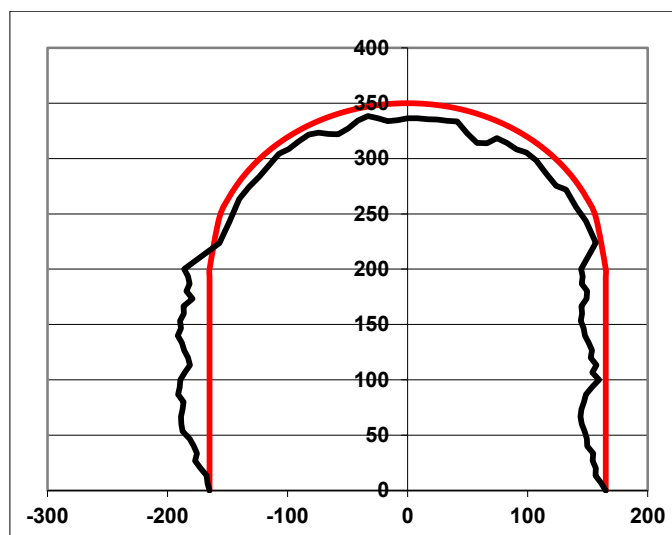


Рис. 3.37. Контур горной выработки и его эквивалентное сечение

Выполнить нужное число итераций и зафиксировать статистические характеристики выработки (табл. 3.5).

Таблица 3.5

Компьютерная распечатка результатов имитационного моделирования

Показатели	Дисперсия	$D^{0,5}$	m	df	K	Kf	КИС
Среднее	148,38459	0,0049	7,3	1,512	2,263	0,381	1,14
Стандарт	79,098305	0,0026	3,51	0,090	0,017	0,056	0,102
Квар, %	53,30628	53,306	47,8	5,956	0,765	14,91	8,98
Доверит. интервал	89,506513	0,0029	3,9	0,101	0,019	0,064	0,05

Здесь:

Дисперсия – дисперсия отклонений сечения выработки в походке от эквивалентного, см^2 ;

$D^{0,5}$ – стандартное отклонение, отнесенное к эквивалентному радиусу выработки;

m – число пересечение реального контура выработки его эквивалентного контура;

df – фрактальная размерность контура выработки;

K – коэффициент концентрации напряжений (по И. В. Баклашову);

Kf – фрактальный коэффициент формы выработки;

КИС – коэффициент излишка сечения.

По полученному фрактальному коэффициенту формы K_f рассчитать коэффициент концентрации напряжений на вероятностном контуре выработки в походке:

$$K = K_0 - 0,13 \ln (kf). \quad (3.4.4)$$

где K_0 – коэффициент концентрации напряжений, определяемый в модели МКЭ для гладкого контура выработки.

Вычислить действующие напряжения σ_b , формирующие нагрузку на крепь выработки.

Расчет вероятности устойчивости горной выработки

Определить коэффициент запаса прочности выработки:

$$n = \sigma_m / \sigma_b, \quad (3.4.5)$$

где σ_m – прочность породного массива (дается в задании);

σ_b – действующие напряжения, полученные в предыдущих исследованиях.

Принимая, что действующие напряжения определены однозначно (т. е. не являются случайной величиной), вычислить характеристику безопасности выработки:

$$\Delta = \frac{n-1}{\sigma_M v_M}, \quad (3.4.6)$$

где v_M – коэффициент вариации прочности массива (дается в задании).

Определить вероятность разрушения пород в выработке по формуле в виде:

$$P = 1 - \text{НОРМСТРАСП}(\Delta). \quad (3.4.7)$$

Сделать выводы об устойчивости горных пород в выработке и необходимости в креплении.

Контрольная работа №2:

Выбор типа крепи и расчет её параметров для заданных условий строительства выработки

Практика проектирования крепи горных выработок опирается на рекомендации СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки». По максимальной величине абсолютных смещений устанавливается категория устойчивости пород и по соответствующей номограмме определяется расчетная нагрузка на крепь.

Ключевым моментом рекомендаций СП является номограмма для определения типового смещения пород (рис. 3.38).

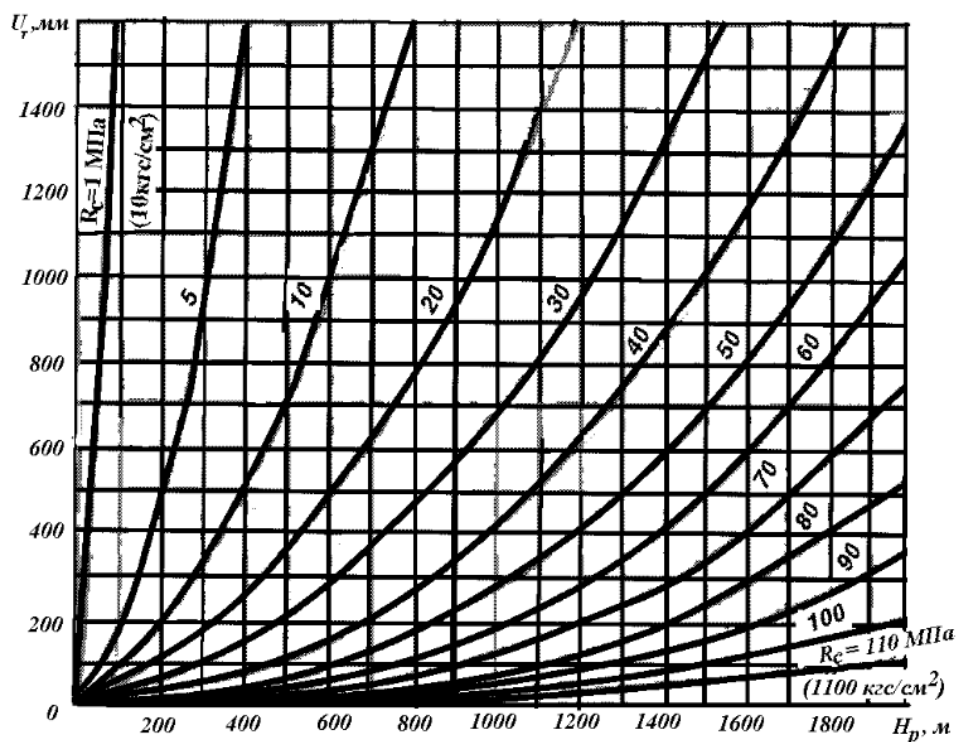


Рис. 3.38 Номограмма для определения типового смещения пород $U_{ти}$

Из номограммы следует, что деформация породы однозначно связана с её прочностью. Однако и опыт, и теория не подтверждают такую однозначную зависимость. Все значительно сложнее. Кроме того, область применения такой номограммы достаточно ограничена. Так, из нее следует, что породы прочнее 110 МПа ($R_c > 110$ МПа, что эквивалентно коэффициенту крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f = 11$) при любом горном давлении деформироваться не будут!? Помимо этого, например, для пород с прочностью

$R_c < 20$ МПа, но залегающих на глубине более 1200 м номограмма не дает результатов. Следовательно, рекомендации номограммы следует уточнить на основе анализа ее расчетной базы.

Базой построения указанной номограммы (рис. 3.38) явились исследования И. Н. Кацаурова. Автором на основании результатов исследований Ю. З. Заславского и обобщения натурных наблюдений получено уравнение зависимости смещения контура выработки от глубины ее заложения H , ее эквивалентного размера (радиуса) r_0 и прочности пород $\sigma_{сж}$ в виде:

$$U = Ar_0 \left[\exp \left(\frac{2(\beta\gamma H - p)}{\alpha\sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \quad (3.5.1)$$

По смыслу данного выражения показатель α сопоставляется с коэффициентом структурного ослабления пород, β – с коэффициентом концентрации напряжений. Коэффициент пропорциональности A отражает особенности технологии проходки и горно-геологические условия. По мнению автора, величины этих коэффициентов следует определять по результатам натурных наблюдений в конкретных горно-геологических условиях. Но такой подход лишает методику И. Н. Кацаурова смысла на стадии проектирования. В то же время, данное уравнение можно использовать для относительной оценки изменения предельных смещений с глубиной заложения выработки и прочностью пород. Это тем более ценно, что уравнение (3.5.1) отражает реальные шахтные наблюдения.

На основании натурных наблюдений в условиях шахт Донбасса и численного определения указанных выше коэффициентов были получены формулы для определения перемещений кровли горизонтальной выработки:

$$U_{\kappa} = 0,1a \cdot \left\{ \exp \left[\frac{\gamma H - 10 \left(\frac{\sigma_{сж}}{30} \right)^2 p_{\kappa}}{\sigma_{сж}} \right] - 1 \right\} \quad (3.5.2)$$

и сближения боковых стен:

$$U_{\delta} = 0,07h \cdot \left\{ \exp \left[\frac{0,85\gamma H - 15 \left(\frac{\sigma_{сж}}{30} \right)^2 p_{\delta}}{\sigma_{сж}} \right] - 1 \right\}, \quad (3.5.3)$$

где a и h – ширина и высота выработки; p_{κ} и p_{δ} – реакция крепи в кровле и стенах выработки;

30 МПа – условная (эталонная) прочность пород.

Анализ результатов шахтных наблюдений в условиях шахт Донбасса, обсуждаемых в работе, позволил уточнить расчетную формулу (3.5.1). Если принять $p = 0$, т. е. не учитывать работу крепи, то уравнение смещений запишется в виде:

$$U = \mu r_0 \left[\exp \left(\frac{K \gamma H}{k_c \sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \quad (3.5.4)$$

где r_0 – радиус эквивалентного сечения выработки;

K – коэффициент концентрации напряжений;

k_c – коэффициент структурного ослабления породного массива.

Адекватность предлагаемого выражения подтверждается тем, что при величине параметров: $\mu = 26$; $r_0 = 3$ м; $K = 1$; $k_c = 0,67$ рассчитанные по формуле значения полностью совпадают данными номограммы СП 91.13330.2012. Но если входом номограммы является лишь глубина разработки и прочность пород, то расчетная формула в явном виде учитывает, как напряжения на контуре выработки, так и прочность породного массива. Величина k_c определится результатами вышеизложенных исследований. Тогда для адаптации данной формулы к условиям реального трещиноватого массива необходимо определить величину коэффициента пропорциональности μ . Это можно осуществить путем сопоставления результатов моделирования МКЭ с рассчитанными по формуле (3.5.4).

Произведение $K \gamma H$ – дает величину действующих на контуре выработки напряжений в предположении однородного и изотропного массива (γH). Разработанные на кафедре шахтного строительства модели трещиноватых массивов в среде Plaxis 3D Tunnel позволяют непосредственно получать эпюру горного давления. Обоснованная методика оценки коэффициента концентрации напряжений K по фрактальному коэффициенту формы выработки k_f в совокупности с разработанными моделями трещиноватых массивов позволяют определять функцию действующих на контуре выработки напряжений ($F(\sigma, k_f)$).

В знаменателе экспоненты $k_c \sigma_{сж}$ представляет собой прочность породного массива $\sigma_{(м)}$, В итоге функция смещений (3.5.4) запишется в виде:

$$U = \mu r_0 \left[\exp \left(\frac{F(\sigma, k_f)}{\sigma_{(м)}} \right) - 1 \right], \quad (3.5.5)$$

Анализ результатов моделирования, проведенных на кафедре шахтного строительства, позволяет определить величину коэффициента пропорциональности μ . Сопоставление полученных методом конечных элементов деформации кровли и стен с содержанием формулы (3.5.5) показало совпадение измеренных и расчетных показателей при следующих значениях коэффициентов μ (табл. 3.6).

Таблица 3.6

Значения коэффициентов μ для разных типов породного массива

Тип массива	Кровля выработки	Стены выработки
Система параллельных трещин	0,0022	0,0017
Блочное строение	0,018	0,016
Система хаотичных трещин	0,0044	0,0050

Таким образом, для конкретной горной выработки и известной величине напряжений на ее контуре данная формула позволяет определить величину деформации (конвергенции) горной выработки.

По полученной величине деформации определяется категория устойчивости горной выработки (в соответствии с рекомендациями СП 91.13330.2012) (см. табл. 3.7)

Таблица 3.7

Категория устойчивости	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		осадочные породы	изверженные породы	Соляные породы
I	Устойчивое	до 50	до 20	до 200
II	Среднеустойчивое	св. 50 до 200	св. 20 до 100	св. 200 до 300
III	Неустойчивое	св. 200 до 500	св. 100 до 200	св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	св. 500	св. 200	св. 500

Руководствуясь рекомендациями СП 91.13330.2012 в соответствии с полученной категорией устойчивости горных пород определяется тип крепи и производится её расчет.

В горизонтальных и наклонных выработках, располагаемых в твердых осадочных (кроме соляных) и изверженных породах вне зоны воздействия очистных выработок следует применять:

- в породах категории устойчивости I при монолитных породах - набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм или анкерную крепь. В монолитных весьма мало трещиноватых породах допускается (при соответствующем обосновании), оставление выработок без крепи. В условиях возможной потери прочности пород по отдельным ослабленным контактам - анкерная крепь с металлическими подхватами или опорными элементами и решетчатой затяжкой с последующим нанесением набрызгбетона толщиной 40 - 50 мм;
- в породах категории устойчивости II - монолитную бетонную крепь, комбинированную из набрызгбетона толщиной не менее 80 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамную крепь из железобетонных стоек с металлическими верхняками, сборную, металлическую податливую крепь, анкер-металлическую, металлическую арочную крепь с набрызгбетонным покрытием пород;
- в породах категорий устойчивости III и IV - сборную тюбинговую и блочную, а при соответствующем обосновании - металлобетонную, металлическую податливую и анкерную крепь в сочетании с подпорными податливыми крепями; при этом в породах почвы категорий устойчивости I и II в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается.

При осадочных породах почвы категорий устойчивости III и IV и изверженных породах категории устойчивости IV крепи должны быть с обратным сводом. В породах категорий устойчивости III и IV допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным проведением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, их анкерованием или разгрузкой массивов. Необходимость возведения обратного свода и его параметры определяют на основе расчета смещения пород почвы, податливости забутовки и отпора крепи, а также с учетом времени установки крепи.

При выборе типа крепи выработок в соляных породах необходимо руководствоваться следующими требованиями:

- в породах категории устойчивости I при смещении кровли в однородных породах не более 200 мм и в слоистых породах не более 150 мм допускается поддержание выработок без крепи. При смещении кровли более указанных выше пределов необходимо устанавливать анкерную крепь;

- в однородных породах категории устойчивости II следует применять в кровле анкерную крепь, в слоистых породах необходимо устанавливать крепи поддерживающего типа (податливых, рамные);
- в породах категорий устойчивости III и IV следует применять податливые крепи или жесткие крепи с податливыми элементами (или слоем), способные компенсировать 70 % расчетных смещений.

В соответствии с выданным преподавателем заданием по аналитическим выражениям определите категорию устойчивости горных пород, выберите тип крепи и произведите её расчёт.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ И ЗАЩИТЕ ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫХ ЗАДАНИЙ И КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ

Работы выполняются по индивидуальному заданию, выданному преподавателем. Результаты рекомендуется оформлять в виде единой записки, включающей текстовую и графическую части. Оформление текстовой части производится в соответствии с общими требованиями на листах формата А4 (210x297 мм) и соответствует выше приведенной структуре каждой части заданий. Графическая часть оформляется на листах того же формата и представляется компьютерными распечатками графиков или чертежами, выполненными от руки. В тексте записки обязательны ссылки на приведенные графики и таблицы. Текстовая часть может быть оформлена в рукописном или машинописном виде (компьютерный набор). Все расчеты представляются в виде формул в общем виде с расшифровкой входящих в формулу величин, подстановки в уравнения конкретных значений и окончательного результата с указанием размерности. Результаты расчетов обязательно сопровождаются анализом существа решаемой задачи.

Защита отчета производится публично. При защите студент должен показать степень владения теоретическим материалом, умение поставить и осуществить решение задач по прогнозированию НДС породных массивов и расчету прочных размеров крепи выработки.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Механика подземных сооружений : учеб. для вузов / Булычев Н. С. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Недра, 1994. - 382 с. : ил. - Б. ц.
2. Певзнер М. Е. Геомеханика: Учебника для вузов [Электронный ресурс] / М. Е. Певзнер, М. А. Иофис, В. Н. Попов. – М.: МГГУ, 2008. – 437 с. Режим доступа: <http://biblioclub.ru/index.php&page=book&id=79186>.
3. Разрушение горных пород : учебник / О. Г. Латышев. - Москва : Теплотехник, 2007. - 672 с. : ил. - Библиогр.: с. 632-641.
4. Моделирование физических процессов в горном деле : учебное пособие / О. Г. Латышев, М. Н. Волков ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2015. - 338 с. : ил., табл. - Библиогр.: с. 333.
5. Основы физики горных пород : учебник / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. - 4-е изд., испр. и доп. - Москва : Недра, 1984. - 359 с.
6. Физика горных пород : учебник / О. Г. Латышев , О. О. Казак ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2013. - 277 с. : ил.
7. СП 91.13330.2012. Свод правил. Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80. - М.: Минрегион России, 2012. -50 с. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки/ Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 31 с.
8. Механика подземных сооружений и конструкций крепей : учебник / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия. - 2-е изд., испр. и доп. - Москва : Недра, 1992. - 543 с.
9. Конструкции и расчет крепей и обделок : учебное пособие / И. В. Баклашов, О. В. Тимофеев. - Москва : Недра, 1979. - 263 с. - Б. ц.
10. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок : справочник / В. Н. Каретников, В. Б. Клейменов, А. Г. Нуждихин. - Москва : Недра, 1989. - 574 с. : ил. - Б. ц.

а

Учебное издание

Прищепа Дмитрий Вячеславович

МЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
практических и контрольных работ по дисциплине
«Механика подземных сооружений»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»
специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство»

Подписано в печать

Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.

Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.

Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 3,28. Тираж 100. Заказ

Издательство УГГУ

620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30

Уральский государственный горный университет

Отпечатано с оригинал-макета

в лаборатории множительной техники УГГУ

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



Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,
выполнению практических и контрольных работ по дисциплине
«Реконструкция горных предприятий»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»
специализации №5 «Шахтное и подземное строительство»*

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

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-
технологического факультета

«_____» _____ 2019 г.

Председатель комиссии

_____ ст.преп. Н. В. Колчина

Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
практических и контрольных работ по дисциплине
«Реконструкция горных предприятий»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»
специализации №5 «Шахтное и подземное строительство»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета
Уральского государственного горного университета

Реконструкция горных предприятий: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе выполнению практических и контрольных работ по дисциплине «Реконструкция горных предприятий» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации №5 «Шахтное и подземное строительство» / Н. Н. Лешуков, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 35 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с рабочей программой дисциплины.

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов и выполнению контрольных работ со специализации №5 «Шахтное и подземное строительство» специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Реконструкция горных предприятий».

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Лешуков Н.Н., Прищепа Д. В.

Оглавление

Введение	5
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента	6
2. Содержание курса, контрольные вопросы	7
3. Контрольные работы.....	11
Контрольная работа №1	11
Контрольная работа №2	29

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста.

По курсу «Реконструкция горных предприятий» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Реконструкция горных предприятий». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основным объемом информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу.

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По рекомендуемой литературе освоите каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

Тема 1. Введение. Общие сведения по реконструкции горных предприятий

Цели, причины и основные направления реконструкции; виды капитальных затрат – новое строительство, техническое перевооружение, поддержание мощности, реконструкция действующего предприятия. Вскрытие новых горизонтов.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Какие работы относятся к новому строительству?
2. Какие работы относятся к расширению действующего предприятия?
3. Какие работы относятся к реконструкции действующего предприятия?
4. Какие работы относятся к техническому перевооружению?
5. Какие работы относятся к поддержанию действующих показателей?
6. При каких условиях проводится закрытие (ликвидация) горных предприятий?
7. Классификация горных предприятий по ТЭП.
8. Технология ликвидации вертикальных стволов.
9. Достоинства реконструкции шахт в сравнении с новым строительством.
10. Недостатки реконструкции шахт в сравнении с новым строительством.
11. Причины и цели реконструкции.

Тема 2. Углубка вертикальных и наклонных стволов.

Способ углубки вертикальных стволов с разгрузкой породы на земной поверхности, с рабочего горизонта, с углубочного горизонта. Способ углубки стволов в направлении снизу-вверх. Комбинированный способ углубки стволов. Способ углубки наклонных стволов.

Литература: [1]

Контрольные вопросы:

1. Схема углубки «без остановки эксплуатационного подъема», ее достоинства и недостатки.
2. Схема углубки «с разгрузкой на рабочем горизонте», ее достоинства и недостатки.
3. Схема углубки «через углубочный горизонт», ее достоинства и недостатки.
4. Схема углубки «комбинированная», ее достоинства и недостатки.
5. Схемы углубки стволов снизу вверх, их достоинства и недостатки.
6. Область применения многоканатных подъемных установок при углубке стволов.

7. Какие факторы влияют на выбор схемы проветривания углубляемой части ствола?
8. Когда необходимо применять комбинированное проветривание?
9. Когда необходима установка калорифера и где его устанавливают?
10. В какие выработки должна направляться исходящая из углубляемой части ствола струя воздуха?
11. Способы откачки воды при углубке стволов, условия их применения.
12. Возможные места установки лебедок подвесных насосов.

Тема 3. Предохранительные устройства при углубке стволов.

Горизонтальные предохранительные полки-водопрускающие, водособирающие, зумпф-полки. Ферменные, клиновые, из стальных канатов предохранительные полки. Арочные инвентарные полки и метод их расчета. Породные предохранительные целики с бадьевым проемом и глухие породные целики. Сооружение породных целиков, их расчет и технология ликвидации породных целиков.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Назначение и типы предохранительных устройств.
2. Условия использования защитных целиков и способы их сооружения и ликвидации.
3. Определение нагрузок от падения сосудов на предохранительные устройства.
4. От каких факторов зависит допустимая глубина заложения защитных целиков?
5. Устройство горизонтальных предохранительных полков, их достоинства и недостатки.
6. Назначение амортизирующего костра и его устройство.
7. Назначение плиты утяжеления и ее конструкция.
8. Устройство водособирающего полка.
9. Устройство балочного предохранительного полка.
10. Устройство защитного полка и ограждающей стенки.
11. Устройство ферменных полков, их достоинства и недостатки.

Тема 4. Организация работ при углубке стволов.

Общие сведения. Буровзрывные работы. Погрузка породы. Возведение постоянной крепи. Сооружение сопряжений ствола с околоствольным двором и строительство приствольных камер. Армирование.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Особенности буровзрывных работ при углубке стволов.
2. Средства бурения шпуров.
3. Достоинства и недостатки перфораторов.
4. Средства погрузки горной массы.
5. Конструкции опалубок и условия их применения.
6. Способы формирования углубляемой части ствола при расширении передовой выработки.
7. Достоинства и недостатки применения глубоких скважин.
8. Особенности строительства сопряжений и приствольных камер.
9. Схемы армирования углубляемой части скважины.

Тема 5. Откачка воды из затопленных забоев.

Классификация способов ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки и условия их применения. Ликвидация прорывов воды с помощью открытого водоотлива, с помощью строительства водонепроницаемых перемычек, с помощью тампонирувания с поверхности земли, с помощью подводного бетонирования.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. Какие существуют группы возможного прорыва воды?
2. Возможные схемы прорыва воды в горные выработки.
3. Меры предупреждения внезапных прорывов воды и плавунув.
4. Конструкции тампонажных подушек.
5. Когда устанавливаются перемычки с дверями?
6. Назначение и устройство фильтрующих перемычек.
7. Когда устанавливаются многоступенчатые тампонажные подушки?
8. Когда применяется способ устраивания тампонажных подушек методом ВПТ?

Тема 6. Строительные работы в период реконструкции шахт.

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий полдачи на инструмент.

Литература: [1, 5]

Контрольные вопросы:

1. От каких факторов зависит выбор подъемных установок и вместимость бадей при углубке вертикальных стволов?
2. Какие условия должны соблюдаться при проветривании углубляемой части ствола?
3. Способы расширения АБК?
4. Способы очистки шахтных вод и бытовых стоков.
5. Конструкция песколовки.
6. На каком принципе основана работа отстойников бытовых стоков.
7. Устройство и принцип работы двухъярусных отстойников.
8. Устройство и принцип работы биофильтров.
9. Устройство и принцип работы аэротенков.
10. Назначение и принцип работы метантенка.
11. Назначение и принцип работы иловых площадок.
12. Назначение контактного бассейна.

3. КОНТРОЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Контрольная работа №1

Проектирование и расчёт сборно-разборного предохранительного полка

Цель: овладение методикой проектирования и расчета сборно-разборного предохранительного полка.

Предохранительный полк

Предохранительные полки (ПП) представляют собой специальные инженерные сооружения, предназначенные для восприятия мощных ударных нагрузок от аварийных падений подъемных сосудов и транспортируемых в них грузов.

Предохранительные полки делятся на сплошные, перекрывающие все сечение ствола, и на полки, перекрывающие часть ствола. На сооружение отдельных конструкций полков расходуется до 100-200 т металла и до 100 м³ леса.

Из многочисленных конструкций ПП наиболее эффективным является сборно-разборный предохранительный полк конструкции кафедры шахтного строительства Уральской государственной горно-геологической академии. Он отличается следующими достоинствами, малая конструктивная высота, возможность многократного использования несущих конструкций полка; универсальность; незначительные затраты средств и времени на монтаж и демонтаж полка.

Устройство и принцип работы сборно-разборных предохранительных полков

Полк представляет собой конструкцию заводского изготовления и рассчитан на многократное использование при общем сроке эксплуатации не менее 20-25 лет. Полк может применяться при углубке стволов любых диаметров и глубин, оборудованных как одно-, так и многоканатными подъемами с любыми типами подъёмных сосудов.

Основным параметром сборно-разборных ПП является их несущая способность, измеряемая максимальной величиной кинетической энергии ударных нагрузок, на восприятие которых они рассчитываются. Для эффективного использования полков в различных горно-технических условиях

предусмотрен параметрический ряд полков, включающий несколько типоразмеров, каждый из которых при определенных значениях его несущей способности и максимальной массы падающих тел может применяться в стволах любой формы и размеров поперечного сечения.

Полк состоит из несущей конструкции, распределительно-утяжеляющего блока, амортизирующего устройства, а также гидроизоляционного и монтажного перекрытий (рис. 1.1).

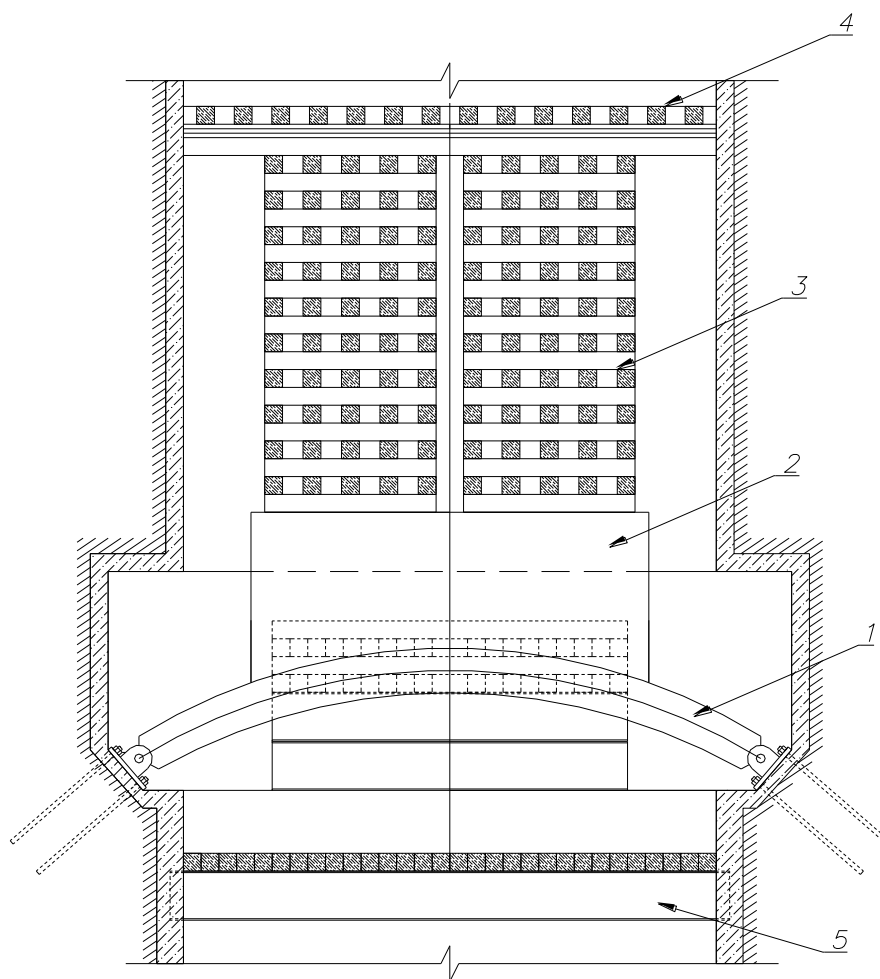


Рис.1.1 Схема сборно-разборного предохранительного полка

1 – несущая конструкция; 2 – распределительно-утяжеляющий блок; 3 – амортизирующее устройство; 4 – гидроизоляционное перекрытие; 5 – монтажное перекрытие.

Несущая конструкция полка представляет собой круговой свод (купол), выполненный из установленных параллельно друг другу двухшарнирных арок. Арки собираются из отдельных секций, изготовленных из литой стали. Каждая арка включает 1-4 (в зависимости от диаметра перекрываемого ствола) основные секции, а также две опорные секции и две опоры ящичного типа. Основные секции соединяются между собой и с опорными секциями при помощи соединительных элементов (накладок), стягиваемых болтами. Опорные

секции шарнирно соединены с опорами. Опоры соединены с бетонной крепью ниши анкерными болтами. Арки соединены между собой болтами-шпильками, что обеспечивает их совместную работу.

Поверх несущей конструкции полка в пределах отделений подъемных, сосудов и противовесов располагают распределительно-утяжеляющий блок. изготавливаемый, как правило, в виде железобетонной плиты соответствующей формы.

На распределительно-утяжеляющем блоке устанавливаются амортизирующие устройства, отдельно для - каждого подъемного отделения ствола, рассчитанные на центральное нагружение. Устройства выполняются в виде клеток из сосновых брусев, соединенных между собой скобами.

Над амортизирующим устройством располагают гидроизоляционное устройство, защищающее полки от обводнения и заиливания. Оно выполняется в виде перекрестного настила из двух рядов брусев с трехслойным рулонным покрытием между рядами. Сверху брусья перекрываются стальными листами толщиной 2-3 мм. Перекрытие опирается на амортизирующее устройство.

При перекрытии предохранительным полком части сечения ствола полки имеют ограждающую стенку, как и у полков других конструкций, для защиты углубочного отделения от возможного падения в него фрагментов разрушавшегося подъемного сосуда и его содержимого, а также фрагментов разрушенного амортизирующего устройства.

Рассматриваемый ПП также защищает от падения тяжелых тел малого поперечного сечения (рельсы, балки, трубы), обладающих значительной пробивной силой. Сквозное пробивание полки исключается наличием мощного распределительно-утяжеляющего блока.

Монтаж полки начинается с установки монтажного перекрытия и сооружения ниши. Затем монтируются опоры и несущие арки, собирают распределительно-утяжеляющий блок, амортизирующее и гидроизоляционное устройства. Демонтаж полки производят в обратной последовательности. Монтажное перекрытие выполняется из заделываемых в крепь ствола двутавровых балок со сплошным настилом из брусев.

Работа ПП на восприятие мощных ударных нагрузок протекает следующим образом. При падении в ствол тяжелого крупногабаритного тела оно пробивает гидроизоляционное перекрытие и входит в амортизирующее устройство. Двигаясь с замедлением до полной остановки, тело проходит путь, равный 0,7 – 0,9 начальной высоты амортизирующего устройства. Работа по его разрушению должна поглотить ту часть кинетической энергии удара, которая в соответствии с соотношением массы ударяющего тела и приведенной массы

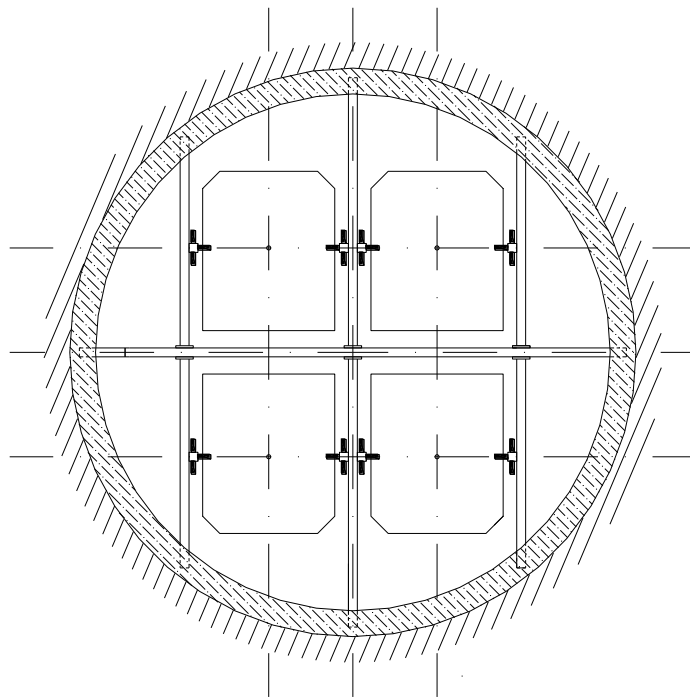
полка затрачивается на местные деформации в зоне соударения. Остальная часть кинетической энергии удара, идущая на общую деформацию полка, вызывает прогиб его арочной несущей конструкции. Динамические усилия через опоры и фундаменты полка передаются окружающему массиву горных пород (по наклонным направлениям вниз и в сторону от ствола). Благодаря значительной величине деформации амортизирующего устройства процесс ударного нагружения ПП растягивается во времени, что уменьшает действующую силу. После достижения этой силой максимального значения происходит процесс разгрузки полка с некоторым отскоком упавшего тела. Величина отскока в связи с близким к абсолютно неупругому (пластическому) характеру удара, обусловленному как значительной деформацией амортизирующего устройства, так и деформацией в ходе соударения самого падающего тела, не должна превышать 1,5 – 2,0 м. Таким образом, в процессе соударения амортизирующее устройство должно работать на разрушение и пластические деформации. распределительно-утяжеляющий блок – на упругопластические и несущая конструкция – на упругие деформации (при условии недостижения динамического предела текучести материала).

Расчет сборно-разборного предохранительного полка

Определение параметров подъемных сосудов и ствола

Рассмотрим порядок определения параметров предохранительного устройства на примере следующей ситуации:

- тип ствола – скиповый ствол;
- глубина ствола – 810 м;
- вместимости скипов – 9,5 м³;
- объемный вес породы целика – 2,6 т/м³;
- модуль упругости:
 - ❖ || слоистость – $2,83 \cdot 10^4$;
 - ❖ ⊥ слоистость – $1,91 \cdot 10^4$.
- коэффициент Пуассона – 0,24;
- предельное касательное напряжение – 13,2 МПа;
- Сечение углубляемого ствола:



На основании исходных данных определяем технические характеристики скипа 1УСН9, 1-1. Вместимость скипа 9 м³, ширина 1540 мм, длина 1850 мм, высота 10000 мм; расстояние между проводниками 1650 мм, масса скипа 6,9 т. Определяем минимальное сечение ствола с учетом принятого оборудования и необходимых зазоров и допусков, принимаем ближайшее типовое. В результате построений принимаем следующее: $D_{св} = 6 \text{ м}$.

Исходя из расположения подъемных сосудов в стволе определяем места приложения к полку ударных нагрузок. Поскольку для скиповых подъемов ударное нагружение будет внецентренным, определим эксцентриситет: $l_э = 0,981 \text{ м}$.

Выбор типоразмера сборно-разборного предохранительного полка и его параметров

В качестве энергии удара принимается кинетическая энергия свободно падающего подъемного сосуда или другого тела:

$$T_0 = \frac{m_0 \cdot V_0^2}{2}, \quad (1.1)$$

где T_0 – кинетическая энергия падающего сосуда, кДж;

m_0 – масса груженого подъемного сосуда, т;

V_0 – скорость падения сосуда перед ударом, м/с.

$$V_0 = \sqrt{2 \cdot g \cdot H_0}, \quad (1.2)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с²;

H_0 – глубина падения подъемного сосуда (глубина ствола), м.

$$V_0 = \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 810} = \sqrt{15892,2} = 126 \text{ м/с}.$$

Масса груженого скипа определяется следующим образом: для вместимости 9,5 м³, грузоподъемность составит 8т, масса скипа 6,9т. Масса груженого подъемного сосуда составит

$$m_0 = 8 + 6,9 = 14,9 \text{ т}.$$

При углубке ствола глубиной более 400 м необходимо учитывать аэродинамическое сопротивление свободному падению, поглощающее часть кинетической энергии подъемного сосуда. По графику зависимости величины скорости падения подъемных сосудов от высоты падения (рис.2) определяем истинную скорость падения скипа.

Кинетическая энергия падающего скипа составит

$$T_0 = \frac{14,9 \cdot 113^2}{2} = 95129,05 \text{ кДж} = 95,129 \text{ МДж}.$$

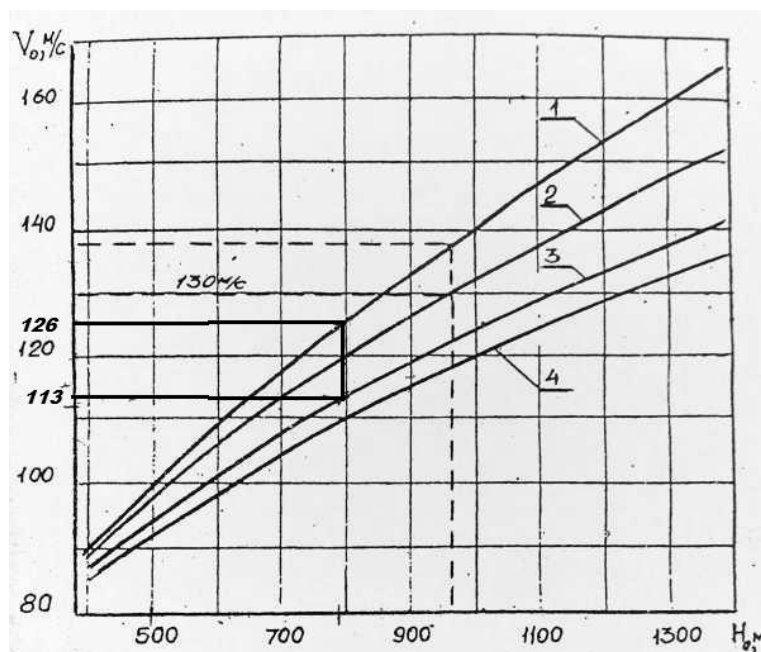


Рис.1.2 Влияние аэродинамического сопротивления воздуха на скорость падения подъемных сосудов

1 – теоретическая скорость; 2 – скип массой 25 т; 3 – скип массой 6 т; 4 – клеть массой 12 т.

Из табл. 1.1 устанавливаем, что для наших условий необходим I типоразмер полка с несущей способностью до 150 МДж.

Таблица 1.1

Технические характеристики сборно-разборного полка

Показатели	Типоразмер полка	
	I	II
Несущая способность полка, МДж	150	250
Диаметр ствола в свету, м	4,0 – 8,5	4,5 – 8,5
Максимальная масса падающих тел, т	12 – 20	20 – 25
Максимальная высота падения тел, м	1000 – 600	1300 – 900
Конструктивная высота полка, м	6 – 8	6,5 – 8,5
Масса металлического полка, т	60 – 90	70 – 100

Исходя из принятого диаметра ствола и типоразмера полка по табл. 1.1 определяем основные параметры несущей конструкции арки:

- диаметр в свету ($D_{св}$) – 6 м;
- пролет арки (L_0) – 7 м;
- радиус геометрической оси арки (R_0) – 6,7 м;
- стрела подъема арки (f) – 0,99 м;

- половина центрального угла арки (α_0) – 32 град;
- масса одной арки (P_A) – 12,3 т;
- параметры арки ($H_a \times B$) – 0,6×0,5 м.

Необходимым условием ведения углубочных работ является полное перекрытие арками подъемного отделения ствола. При ширине подъемного отделения ствола 2 м и ширине полки арки 0,5 м необходимо 4 арки. При массе одной арки 12,3 т масса несущей конструкции полка составит

$$m_3 = P_A \cdot n_a, \quad (1.3)$$

где m_3 – масса несущей конструкции полка, т;

P_A – масса одной арки, т;

n_a – количество арок, шт.

$$m_3 = 12,3 \cdot 4 = 49,2 \text{ т.}$$

Оставшийся сегмент ствола за пределами подъемного отделения перекрывается двумя рядами двутавровых балок, а сверху балки перекроем деревянным настилом из 4-х рядов бруса 200×200 мм на случай падения в него фрагментов подъемного сосуда, его содержимого и фрагментов амортизирующего устройства.

Определение параметров распределительно-утяжеляющего блока

Несущая конструкция полка сверху закрывается монолитным железобетонным распределительно-утяжеляющим блоком прямоугольной формы (бетон класса В-15). Размеры блока определяются следующим образом: ширина блока принимается равной ширине несущей конструкции полка, а длина участка блока для каждого подъемного отделения принимается симметричной относительно оси подвески скипа. Это условие выполняется при длине участка блока, равному удвоенному значению эксцентриситета ($l_{\text{э}} = 0,981 \text{ м}$). Следовательно, общая длина блока для двух подъемных отделений составит

$$l_B = 4 \cdot l_{\text{э}}, \quad (1.4)$$

$$l_B = 4 \cdot 0,981 = 3,924 \text{ м.}$$

Масса блока (m_2) составит

$$m_2 = (0,6 \div 0,8) \cdot m_3, \quad (1.5)$$

$$m_2 = 0,6 \cdot 49,2 = 29,52 \text{ т.}$$

При плотности обычного тяжелого бетона $\rho = 2,5 \text{ т/м}^3$ объем блока составит

$$V_B = m_2 / \rho, \quad (1.6)$$

$$V_B = 29,52 / 2,5 = 11,808 \text{ м}^3.$$

Зная площадь основания блока ($S_B = 3,924 \cdot 2,0 = 7,848 \text{ м}^2$) можно определить его высоту

$$H_B = V_B / S_B, \quad (1.7)$$

$$H_B = 11,808 / 7,848 = 1,504 \text{ м}.$$

Основание блока опирается на арочную несущую конструкцию и имеет форму сегмента с радиусом

$$R_C = R_0 + \frac{H_a}{2}, \quad (1.8)$$

$$R_C = 6,7 + \frac{0,6}{2} = 6,7 + 0,3 = 7 \text{ м}.$$

Поэтому высоту блока необходимо скорректировать в сторону ее увеличения в зависимости от объема сегмента в основании блока. Для определения объема сегмента необходимо определить его высоту и площадь.

Рассмотрим расчетную схему, представленную на рис. 3.

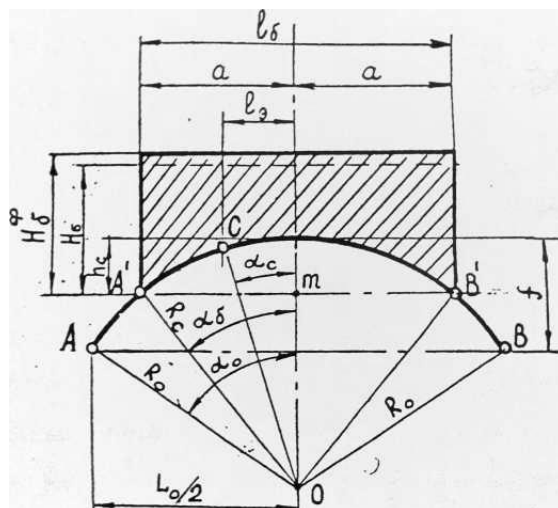


Рис. 1.3 Расчетная схема к определению параметров распределительно-утяжеляющего устройства

Определим угол между вертикальной осью арки и радиусом ее кривизны, проведенным через границу основания блока точку A'

$$\sin \alpha_B = \frac{l_B / 2}{R_C}, \quad (1.9)$$

$$\sin \alpha_B = \frac{3,924 / 2}{7} = 0,2802$$

$$\alpha_B = 16,05919$$

Определим длину отрезка

$$Om = R_C \cdot \cos \alpha_B, \quad (1.10)$$

$$Om = 7 \cdot \cos(16,05919) = 6,57 \text{ м.}$$

Поскольку $R_C = h_C + Om$, найдем высоту сегмента основания блока

$$h_C = R_C - Om, \quad (1.11)$$

$$h_C = 7 - 6,57 = 0,43 \text{ м.}$$

Теперь можно определить площадь сегмента

$$S_C = 2/3 \cdot h_C \cdot l_B, \quad (1.12)$$

$$S_C = 2/3 \cdot 0,43 \cdot 3,924 = 1,117 \text{ м}^2.$$

Тогда объем основания блока в форме сегмента будет равен

$$V_C = S_C \cdot \rho, \quad (1.13)$$

$$V_C = 1,117 \cdot 2,5 = 2,794 \text{ м}^3.$$

Выразим этот объем через дополнительную высоту блока Δh_B с основанием $S_B = 7,848 \text{ м}^2$

$$\Delta h_B = V_C / S_B, \quad (1.14)$$

$$\Delta h_B = 2,794 / 7,848 = 0,356 \text{ м.}$$

Таким образом, фактическая высота распределительно-утяжеляющего блока массой 29,52 т и объемом 11,08 м³ составит

$$H_B^\Phi = H_B + \Delta h_B, \quad (1.15)$$

$$H_B^\Phi = 1,504 + 0,356 = 1,86 \text{ м.}$$

Определение параметров амортизирующего устройства

Амортизирующие устройства для обеспечения устойчивости их равновесия при восприятии ударных нагрузок выполняются для каждого подъемного отделения ствола. Они рассчитываются на центральное ударное нагружение и должны иметь высоту, не превышающую их наименьший поперечный размер более чем в полтора-два раза. Амортизирующие устройства

сооружаются из укладываемых перекрестными рядами сосновых брусьев сечением 200×200 мм, соединенных между собой строительными скобами. Массу амортизирующего устройства m_1 определяем из соотношения

$$m_1 = (0,1 \div 0,15) \cdot m_3, \quad (1.16)$$

$$m_1 = 0,1 \cdot 49,2 = 4,92 \text{ т.}$$

Площадь основания амортизирующего устройства принимается на 25-35 % больше основания скипа. Принимаем параметры основания амортизирующего устройства

$$S_{ay} = 2,0 \cdot 1,7 = 3,4 \text{ м}^2. \quad (1.17)$$

При плотности установки брусьев $\Delta = (0,6 \div 0,8) \cdot b$ и плотности древесины $\rho_d = (0,6 \div 0,8) \text{ т/м}^3$ высоту амортизирующего устройства определим из следующего соотношения

$$h_{ay} = \frac{m_1}{S_{ay} \cdot \Delta \cdot \rho_d}, \quad (1.18)$$

$$h_{ay} = \frac{4,92}{3,4 \cdot 0,6 \cdot 0,7} = 3,44 \text{ м.}$$

Высота амортизирующего устройства принимается кратной высоте бруса, отсюда $h_{ay} = 3,6 \text{ м.}$

При сечении бруса 200×200 он должен укладываться с шагом 0,25-0,35 м. Шаг укладки бруса и высота клетки уточняются в последующих расчетах.

Определение нагрузок на предохранительный полук

Определяем массу полка, приведенную к линии удара – оси скипа, удаленную от оси арок на расстояние $l_3 = 0,981 \text{ м.}$

$$M_{пп} = k_{np1} \cdot m_1 + k_{np2} \cdot m_2 + k_{np3} \cdot m_3, \quad (1.19)$$

где k_{np1} – коэффициент приведения массы амортизирующего устройства, $k_{np1} = 0,33$;

k_{np2} – коэффициент приведения массы распределительно-утяжеляющего блока, $k_{np2} = 0,6$;

k_{np3} – коэффициент приведения массы несущей арочной конструкции, $k_{np3} = 0,4$.

m_1, m_2, m_3 – масса соответственно: амортизирующего устройства, распределительно-утяжеляющего блока, несущей конструкции полка, т.

$$M_{\text{ПР}} = 0,33 \cdot 4,29 + 0,6 \cdot 29,52 + 0,4 \cdot 49,2 = 39,015 \text{ т.}$$

Кинетическая энергия падающего скипа при ударе о полок распределяется на две части:

1. Энергия, идущая на местные деформации полка в зоне соударения и поглощаемая, в основном, амортизирующим устройством, будет равна

$$T' = \frac{M_{\text{ПР}}}{m_0 + M_{\text{ПР}}} \cdot T_0, \quad (1.20)$$

$$T' = \frac{39,015}{14,9 + 39,015} \cdot 95129 = 68839,39 \text{ кДж.}$$

2. Энергия, идущая на общие деформации полка и воспринимаемая его несущей конструкцией, составит

$$T'' = \frac{m_0}{m_0 + M_{\text{ПР}}} \cdot T_0, \quad (1.21)$$

$$T'' = \frac{14,9}{14,9 + 39,015} \cdot 95129 = 26289,66 \text{ кДж.}$$

Динамическая сила в зоне контакта скипа с амортизирующим устройством равна

$$P'_\text{д} = \frac{2 \cdot T'}{\alpha \cdot h_{\text{ay}}}, \quad (1.22)$$

где α – относительная деформация амортизирующего устройства при его ударном смятии, зависящая от жесткости клетки, $\alpha = 0,8$.

$$P'_\text{д} = \frac{2 \cdot 68839,39}{0,8 \cdot 3,2} = 47805,13 \text{ кН.}$$

Динамическая сила, передаваемая на опоры несущей конструкции, равна

$$P'' = \frac{2 \cdot T''}{\alpha \cdot h_{\text{ay}}}, \quad (1.23)$$

$$P'' = \frac{2 \cdot 26289,66}{0,8 \cdot 3,2} = 18256,71 \text{ кН.}$$

Значительная разница между силой, действующей в зоне соударения скипа с амортизирующим устройством, и силой, на которую работает несущая конструкция полка, объясняется инерционным характером возникновения этих сил. Это отличие в действии динамических сил аналогично разнице между силами на наковальне и под наковальней при ударе по ней молотком.

Требуемая площадь сечения амортизирующего устройства, выражаемая через суммарную площадь контактов брусьев в верхних перекрестных рядах клетки, непосредственно находящихся под основанием скипа, равна

$$F_{ay} = \frac{P'_d \cdot B_{\Pi}}{\alpha \cdot c_1 \cdot c_2}, \quad (1.24)$$

где B_{Π} – коэффициент, характеризующий податливость материала амортизирующего устройства, $B_{\Pi} = 0,31 \cdot 10^{-4}$, м²/кН;

c_1 – коэффициент, учитывающий увеличение площади контакта брусьев вследствие бокового расширения при ударном смятии, $c_1 = 1,2$;

c_2 – коэффициент, учитывающий увеличение площади древесины, участвующей в деформации при ударном смятии в связи с вовлечением в работу участков брусьев, примыкающих к площадкам контактов и к контуру ударяющего по клетке тела, $c_2 = 1,3$.

$$F_{ay} = \frac{53780,77 \cdot 0,31 \cdot 10^{-4}}{0,8 \cdot 1,2 \cdot 1,3} = 1,187 \text{ м}^2.$$

Тогда необходимое число площадок контактов брусьев в верхних перекрестных рядах под основанием падающего скипа составит

$$n_n = \frac{F_{ay}}{b^2}, \quad (1.25)$$

$$n_n = \frac{1,187}{0,2 \cdot 0,2} = 29,68 \approx 30 \text{ шт.}$$

Теперь необходимо подобрать такой шаг укладки брусьев, чтобы число площадок контактов брусьев в перекрестных рядах, попадающих под основание падающего скипа, удовлетворяло условию $n_n^{\Phi} > n$.

В результате подбора сетки расположения брусьев в перекрестных рядах клетки обеспечило необходимое число площадок контактов попадающих под основание скипа, и составило 36 шт. Принимаем по короткой стороне 6 брусьев с шагом 0,3 м и длиной 2,0 м, а в перекрестном ряду 6 брусьев с шагом 0,36 м и длиной 1,7 м. Средняя плотность укладки брусьев составит

$$\Delta_{cp} = \frac{b \cdot n_{кор}}{l_{кор}}, \quad (1.26)$$

где b – ширина бруса, м;

$n_{кор}$ – количество брусев по короткой стороне, шт.;

$l_{кор}$ – длина короткой стороны, м.

$$\Delta_{cp} = \frac{0,2 \cdot 6}{1,7} = 0,7.$$

При такой плотности установки брусев высота амортизирующего устройства составит:

$$h_{ay} = \frac{4,92}{3,4 \cdot 0,7 \cdot 0,7} = 2,95 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем следующее: высота клетки 3,6 м, число площадок контактов 36 шт.: по длинной стороне 6 брусев с шагом 0,36 м и длиной 1,7 м, а в перекрестном ряду 6 брусев с шагом 0,3 м и длиной 2,0 м. Схема расположения брусев в перекрестных рядах амортизирующего устройства приведена на рис. 5.

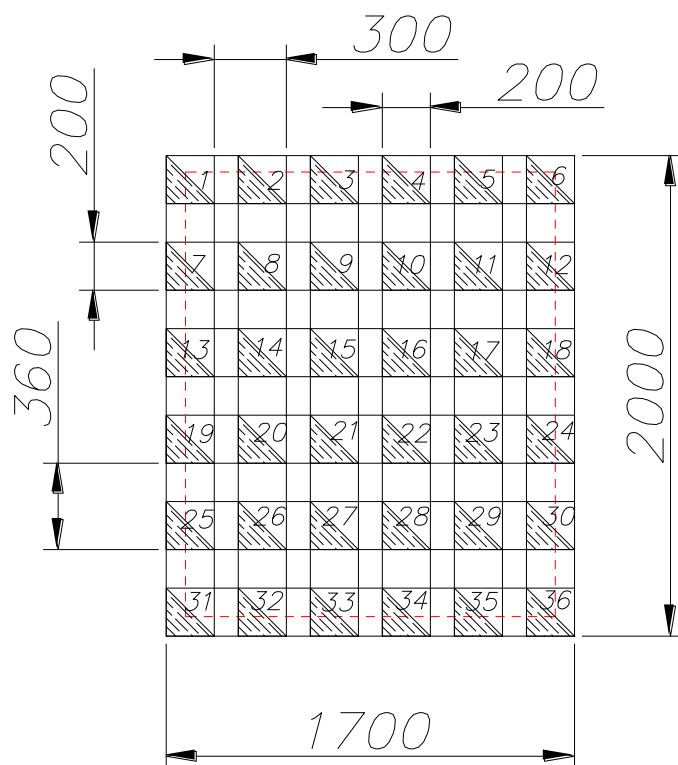


Рис. 1.4 Схема расположения брусев в перекрестных рядах амортизирующего устройства

Определение усилий, действующих на арки несущей конструкции предохранительного полка

Действие ударной нагрузки от падающего скипа на несущую конструкцию предохранительного полка в рассматриваемом примере является внецентренным относительно ее поперечной оси в плане. Действие ударной нагрузки относительно продольной оси – практически центральным. В соответствии с этим распределение общей нагрузки по аркам несущей конструкции, осуществляемое через распределительно-утяжеляющий блок, принимается равномерным. При этом расчетная нагрузка на одну арку будет равна

$$q_a'' = \frac{P''}{n_a}, \quad (1.27)$$
$$q_a'' = \frac{18256,71}{4} = 4564,177 \text{ кН}.$$

В целях упрощения расчетов принимаем допущение, что нагрузка действует на арку равномерно в пределах половины длины распределительно-утяжеляющего блока (принятое допущение идет в запас прочности полка). Величина нагрузки на единицу длины загруженного участка арки составит

$$q = \frac{q_a''}{l_B / 2}, \quad (1.28)$$
$$q = \frac{4564,177}{3,924 / 2} = 2326,288 \text{ кН / м}.$$

Определение опорных реакций арки

Вертикальные составляющие реакций для внецентренной схемы нагружения равняются

$$V_a = \frac{q \cdot a \cdot (L_0 + a)}{2 \cdot L_0}, \quad (1.29)$$
$$V_a = \frac{2326,288 \cdot 1,962 \cdot (7 + 1,962)}{2 \cdot 7} = 2921,725 \text{ кН}.$$

$$V_b = \frac{q \cdot a \cdot (L_0 - a)}{2 \cdot L_0}, \quad (1.30)$$
$$V_b = \frac{2326,288 \cdot 1,962 \cdot (7 - 1,962)}{2 \cdot 7} = 1642,452 \text{ кН}.$$

Горизонтальные составляющие (распор) для рассматриваемой схемы нагружения составят

$$H_A = H_B = H = k_2 \cdot q \cdot L_0, \quad (1.31)$$

где k_2 – коэффициент, принимаемый по табл. 2.3[1].

При $f / L_0 = 0,1414$ и $a / L_0 = 0,2802$ $k_2 = 0,3185$.

$$H = 0,3185 \cdot 2326,288 \cdot 7 = 5187,111 \text{ кН}.$$

Тогда полная величина опорных реакций будет равна

$$R_A = \sqrt{V_A^2 + H^2}, \quad (1.32)$$

$$R_A = \sqrt{2921,725^2 + 5187,111^2} = 5953,369 \text{ кН}.$$

$$R_B = \sqrt{V_B^2 + H^2}, \quad (1.33)$$

$$R_B = \sqrt{1642,452^2 + 5187,111^2} = 5440,934 \text{ кН}.$$

Определение максимального изгибающего момента и продольной силы, действующих в сечении “С”

Для этого необходимо определить угол между вертикальной осью арки и радиусом её кривизны, проведенным через точку С, а также координаты этой точки. Расчетная схема к определению этих параметров приведена на рис. 6.

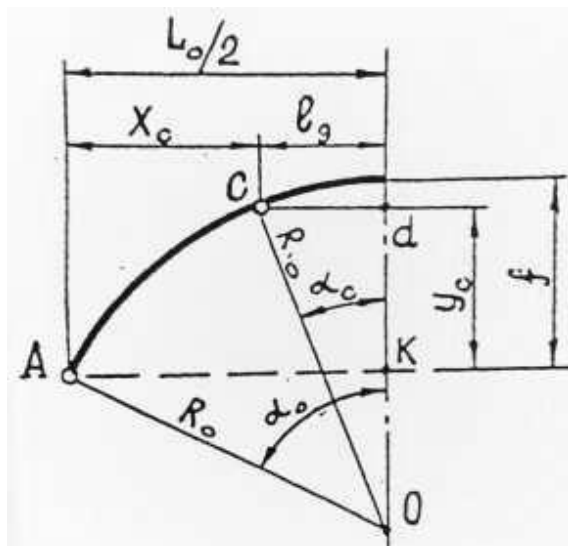


Рис.5 Расчетная схема к определению параметров точки пересечения линий действия удара “С” (оси подвески скипа) с геометрической осью арки

Из $\triangle O C d$ определим α_C и $O d$:

$$\sin \alpha_C = \frac{C d}{O C} = \frac{l_{\vartheta}}{R_0}, \quad (1.34)$$

$$\sin \alpha_C = \frac{0,981}{6,7} = 0,146; \quad \alpha_C = 8,38^\circ$$

$$\begin{aligned} O d &= R_0 \cdot \cos \alpha_C, \\ O d &= 6,7 \cdot 0,9893 = 6,62 \text{ м.} \end{aligned} \quad (1.35)$$

Из $\triangle O A k$ определим координату точки C - y_C

$$\begin{aligned} O k &= R_0 \cdot \cos \alpha_0, \\ O k &= 6,7 \cdot \cos 32^\circ = 5,58 \text{ м.} \end{aligned} \quad (1.36)$$

Тогда

$$y_C = O d - O k, \quad (1.37)$$

$$y_C = 6,62 - 5,58 = 1,039 \text{ м.}$$

$$x_C = A k - C d = L_0 / 2 - l_{\vartheta}, \quad (1.38)$$

$$x_C = 7 / 2 - 0,981 = 2,519 \text{ м.}$$

Максимальный изгибающий момент, действующий в сечении "С" будет равен

$$M_{MAX} = \frac{V_A \cdot (L_0 - a)}{2} - \left(H \cdot y_C + \frac{q \cdot a^2}{8} \right), \quad (1.39)$$

$$M_{MAX} = \frac{2921,725 \cdot (7 - 1,962)}{2} - \left(5187,111 \cdot 1,039 + \frac{2326,288 \cdot 1,962^2}{8} \right) = 850,984 \text{ кН} \cdot \text{м.}$$

Продольная сила, действующая в этом же сечении арки, составит

$$N_C = \left(V_A - \frac{q \cdot a}{2} \right) \cdot \sin \alpha_C + H \cdot \cos \alpha_C, \quad (1.40)$$

$$N_C = \left(2921,725 - \frac{2326,288 \cdot 1,962}{2} \right) \cdot 0,146 + 5187,111 \cdot 0,9893 = 5225,263 \text{ кН.}$$

Проверочный расчет несущей конструкции предохранительного полка

Определим площадь поперечного сечения арки

$$F = 2 \cdot B_a \cdot t + h \cdot d, \quad (1.41)$$

$$F = 2 \cdot 500 \cdot 60 + 480 \cdot 70 = 93600 \text{ мм}^2.$$

Радиус кривизны нейтральной оси будет равен

$$r = \frac{F}{B_a \cdot \ln(R_2 / R_1) - (B_a - d) \cdot \ln(R_4 / R_3)}, \quad (1.42)$$

$$r = \frac{93600}{500 \cdot \ln(7000 / 6400) - (500 - 70) \cdot \ln(6940 / 6460)} = 6691,96 \text{ мм}.$$

Тогда расстояние от нейтральной оси до оси, проходящей через центр тяжести сечения, составит

$$z_0 = R_0 - r, \quad (1.43)$$

$$z_0 = 6700 - 6691,96 = 8,04 \text{ мм}.$$

Определяем статический момент площади поперечного сечения относительно нейтральной оси арки

$$S = F \cdot z_0, \quad (1.44)$$

$$S = 93600 \cdot 8,04 = 752068,4 \text{ мм}^3.$$

Максимальное значение нормального напряжения от действия изгибающего момента в сечении арки будет равно

$$\sigma_1 = \frac{M_{\max}}{S} \cdot \frac{(R_2 - r)}{R_2}, \quad (1.45)$$

$$\sigma_1 = \frac{850,984 \cdot 10^3 \cdot 10^3}{752068,4} \cdot \frac{(7000 - 6691,96)}{7000} = 49,79 \text{ МПа}.$$

Нормальное напряжение от продольной силы в том же сечении составит

$$\sigma_2 = \frac{N_C}{F}, \quad (1.46)$$

$$\sigma_2 = \frac{5225,263 \cdot 10^3}{93600} = 55,82 \text{ МПа}.$$

Тогда суммарное наибольшее напряжение в верхних (сжатых) волокнах сечения арки будет равно

$$\sigma_{\max} = \sigma_1 + \sigma_2, \quad (1.47)$$

$$\sigma_{\max} = 49,79 + 55,82 = 105,61 \text{ МПа}.$$

Найденное напряжение ниже расчетного сопротивления стали, равного $\sigma_p^{yd} = 150 \text{ МПа}$, то есть условие прочности соблюдается.

Вывод: принятая конструкция предохранительного полка обеспечит безопасные условия углубочных работ.

Контрольная работа №2

Расчет несущей способности породного предохранительного целика

Породный предохранительный целик

В практике углубки вертикальных стволов в качестве средств защиты забоев широко применяются породные целики. Предохранительные целики оставляются в стволах на 8-30 и более метров ниже отметки околоствольного двора последнего рабочего горизонта. Место расположения защитных целиков в углубляемых стволах является строго определенным и не может быть изменено.

Породные целики следует сооружать в породах крепостью не ниже $f = 4$, монолитных, несклонных к внезапным выбросам и размоканию.

Не рекомендуется располагать породные целики в трещиноватых, слоистых породах.

В зависимости от принятого способа и схемы углубки предохранительные целики бывают двух типов - перекрывающие все сечение ствола и с бадьевыми проемами, которые бывают небольшими, занимающими часть сечения целика на его периферии площадью 4-7 м², и большими, достигающими половины сечения ствола. Верхняя грань целика обычно покрывается бетоном и служит водосборником. Нижний торец защитных целиков может иметь плоскую или параболическую форму. При плоской форме под целиком устраивают настил из двутавровых балок. Пространство между ними и защитным целиком заполняют накатником из бревен. Настил исключает падение в забой углубляемого ствола отслоившихся кусков породы и увеличивает несущую способность породного целика.

При параболической форме нижнего торца горизонтальные напряжения в целике снижаются до минимума, а прочность его повышается. Это позволяет применить облегченные виды крепи, например, анкерной с металлической сеткой и набрызгбетоном.

Породные целики, перекрывающие часть сечения ствола, применяют в случаях ведения углубочных работ непосредственно через углубляемый ствол. Бадьевого проема может иметь форму сегмента, прямоугольника или круга. Место расположения бадьевого проема зависит от расположения в сечении ствола отделения углубочного подъема. Бадьевого отделения делают минимальным, но не более половины диаметра ствола. При увеличении сечения бадьевого проема в защитном целике возрастают напряжения, которые могут привести к его разрушению.

Бадьевой проем крепят железобетоном, деревом, анкерами, в случаях, когда породный целик перекрывает половину или близкую к ней часть сечения ствола, по боковой обнаженной стороне целика устраивают вертикальную стену из двутавровых балок, уложенных горизонтально через 0,5-0,7 м. Со стороны стены балки обшиваются листовой сталью толщиной 8-10 мм.

Высоту породных целиков принимают не менее диаметра ствола в черне. На практике высота предохранительных целиков принимается обычно 8-10 м.

Основными достоинствами породных целиков по сравнению с предохранительными полками являются меньшие затраты времени, средств, труда и материалов как при строительстве, так и при ликвидации. Предохранительные породные целики рекомендуется применять везде, где позволяют горно-геологические условия.

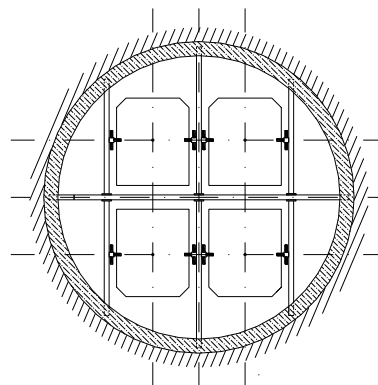
Способ сооружения породных целиков зависит от схемы углубки, организации подготовительных работ, наличия вблизи углубляемого ствола вертикальных или наклонных выработок, пройденных с подготавливаемого или последнего рабочего горизонта, и других факторов.

Расчет несущей способности породного предохранительного целика

Рассмотрим порядок определения параметров породного предохранительного целика на примере следующей ситуации:

- тип ствола – скиповый ствол;
- глубина ствола – 810 м;
- вместимости скипов – $9,5 \text{ м}^3$;
- объемный вес породы целика – $2,6 \text{ т/м}^3$;
- модуль упругости:
 - ❖ || слоистость – $2,83 \cdot 10^4$;
 - ❖ ⊥ слоистость – $1,91 \cdot 10^4$.
- коэффициент Пуассона – 0,24;
- предельное касательное напряжение – 13,2 МПа;
- Сечение углубляемого ствола:

Сечение углубляемого ствола:



В зависимости от заданного номера сечения ствола и массы груженого подъемного сосуда необходимо определить параметры подъёмных сосудов, а затем определить диаметр ствола. Принимаем диаметр ствола $D_{св} = 6 \text{ м}$, $D_{вч} = 6,6 \text{ м}$. Высоту породного целика определяем из условия $h_{ц} \geq D_{вч}$ и

принимаем $h_{ц} = 7$ м. Ширину целика определяем из условия $L_{ц} \geq D_{вч} / 2$ и принимаем $L_{ц} = 3,3$ м.

Периметр наиболее опасного сечения определяется по формуле

$$l_{п} = 2 \cdot a_c + b_c + 2 \cdot d, \quad (2.1)$$

где a_c и b_c – параметры основания подъемного сосуда, м;

d – расстояние от границы породного целика до боковой поверхности основания подъемного сосуда, м.

$$l_{п} = 2 \cdot 1,85 + 1,54 + 2 \cdot 0,252 = 5,434 \text{ м.}$$

Определение энергии удара

В качестве энергии удара принимаем кинетическую энергию свободно падающего тела. Она определяется по формуле (1.1) и при прочих равных исходных данных будет равна

$$T_0 = \frac{14,9 \cdot 113^2}{2} = 95129,05 \text{ кДж} = 95,129 \text{ МДж.}$$

Определение массы породного предохранительного целика

Исходя из принятых параметров породного целика, вес его будет равен

$$P_1 = S_{ц} \cdot h_{ц} \cdot \gamma_{п} = \frac{\pi \cdot R_{вч}^2}{2} \cdot h_{ц} \cdot \gamma_{п}, \quad (2.2)$$

$$P_1 = \frac{3,14 \cdot 3,3^2}{2} \cdot 7 \cdot 2,6 = 311,17 \text{ т.}$$

Определение КПД удара

Исходя из соотношения веса породного целика и массы скипа, определим КПД удара

$$\eta_0 = \frac{P_1}{(P_1 + m_0)}, \quad (2.3)$$

$$\eta_0 = \frac{311,17}{(311,17 + 14,9)} = 0,954.$$

Определение перемещения по наиболее опасному сечению

Перемещение определяем с учетом анизотропных свойств горных пород, слагающих предохранительный целик

$$U = \sqrt{2,4 \cdot L_{\text{ПР}} \cdot T_0 \cdot (1 - \eta_0) \cdot \frac{E_2 + 2 \cdot \nu \cdot E_1 + E_1}{E_1 \cdot E_2 \cdot h_{\text{Ц}} \cdot l_{\text{П}}}}, \quad (2.4)$$

где $L_{\text{ПР}}$ – приведенная высота сегмента целика, $L_{\text{ПР}} = 0,67 \cdot L_{\text{Ц}}$, м;

E_1, E_2 – модуль упругости соответственно параллельно и перпендикулярно слоистости, кПа;

ν – коэффициент Пуассона.

$$U = \sqrt{2,4 \cdot 0,67 \cdot 3,3 \cdot 95129,05 \cdot (1 - 0,954) \cdot \frac{1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7}{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 7 \cdot 5,744}},$$

$$U = \sqrt{65,15 \cdot 10^{-6}} = 8,07 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Определение динамической силы, воздействующей на породный целик по наиболее опасному сечению ($R_{\text{ДИН}}$)

$$R_{\text{ДИН}} = \frac{E_1 \cdot E_2 \cdot h_{\text{Ц}} \cdot l_{\text{П}} \cdot U}{[1,2 \cdot L_{\text{ПР}} \cdot (E_2 + 2 \cdot \nu \cdot E_1 + E_1)]}, \quad (2.5)$$

$$R_{\text{ДИН}} = \frac{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 7 \cdot 5,744 \cdot 8,07 \cdot 10^{-3}}{[1,2 \cdot 0,67 \cdot 3,3 \cdot (1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7)]},$$

$$R_{\text{ДИН}} = \frac{17,539 \cdot 10^{11}}{16,18 \cdot 10^7} = 108,39 \cdot 10^4 \text{ кН.}$$

Определение расчетного касательного напряжения (напряжения сдвига, τ_p)

Расчетное касательное напряжение сдвига по наиболее опасному сечению породного предохранительного целика, вызываемое ударом скипа, определяется из условия

$$\tau_p = \frac{0,167 \cdot R_{\text{ДИН}}}{h_{\text{Ц}} \cdot l_{\text{П}}}, \quad (2.6)$$

$$\tau_p = \frac{0,167 \cdot 108,39 \cdot 10^4}{7 \cdot 5,744} = 0,45 \cdot 10^4 \text{ кН / м}^2 = 4,5 \text{ МПа.}$$

Тогда условие прочности породного целика должно удовлетворять следующему условию $\tau_p < [\tau]$,

$$[\tau] = 0,167 \cdot \tau_{\text{ПРЕД}}, \quad (2.7)$$

где $\tau_{\text{ПРЕД}}$ – предельное касательное напряжение, МПа.

$$[\tau] = 0,167 \cdot 13,2 = 2,2 \text{ МПа.}$$

$$4,5 \text{ МПа} > 2,2 \text{ МПа.}$$

Таким образом, условие прочности при падении скипа на породный предохранительный целик не выполняется.

Увеличим высоту породного целика, ширину и повторим расчет.

Высоту породного целика принимаем равной 12 м, а ширину 3,8 м.

$$l_{II} = 2 \cdot 1,85 + 1,54 + 2 \cdot 0,752 = 6,744 \text{ м.}$$

$$T_0 = \frac{14,9 \cdot 113^2}{2} = 95129,05 \text{ кДж} = 95,129 \text{ МДж.}$$

$$P_1 = \left(\frac{\pi \cdot R_{BЧ}^2}{2} + \frac{D_{BЧ} + L_{ГР}}{2} \cdot d'' \right),$$

где $D_{BЧ}$ – диаметр ствола в черне, м;

$L_{ГР}$ – длина грани целика, м;

d'' – расстояние от границы породного целика до боковой поверхности основания нования подъемного сосуда, м.

$$P_1 = \left(\frac{3,14 \cdot 3,3^2}{2} + \frac{6,6 + 6,516}{2} \cdot 0,5 \right) \cdot 12 \cdot 2,6 = 636,39 \text{ т.}$$

$$\eta_0 = \frac{636,39}{(636,39 + 14,9)} = 0,977.$$

$$U = \sqrt{2,4 \cdot 0,67 \cdot 3,8 \cdot 95129,05 \cdot (1 - 0,977) \cdot \frac{1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7}{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 12 \cdot 6,734}},$$

$$U = \sqrt{18,53 \cdot 10^{-6}} = 4,3 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

$$R_{ДИН} = \left[\frac{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 12 \cdot 6,744 \cdot 4,3 \cdot 10^{-3}}{1,2 \cdot 0,67 \cdot 3,8 \cdot (1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7)} \right],$$

$$R_{ДИН} = \frac{1883,48 \cdot 10^{11}}{18,63 \cdot 10^7} = 101,08 \cdot 10^4 \text{ кН.}$$

$$\tau_p = \frac{0,167 \cdot 101,08 \cdot 10^4}{12 \cdot 6,744} = 0,208 \cdot 10^4 \text{ кН / м}^2 = 2,08 \text{ МПа.}$$

$$[\tau] = 0,167 \cdot 13,2 = 2,2 \text{ МПа.}$$

$$2,08 \text{ МПа} < 2,52 \text{ МПа.}$$

Таким образом, условие прочности при падении скипа на породный предохранительный целик можно считать обеспеченным.

Рекомендуемая литература

1. Реконструкция горных предприятий : учебник / В. А. Федюкин, Б. И. Федунец. - Москва : Недра, 1988. - 304 с.
2. Основы горного дела. Общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии : учебник / Б. Д. Половов, А. А. Химич, Н. Г. Валиев ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2012. - 780 с.
3. Реконструкция горных предприятий : учебное пособие / В. В. Першин, А. И. Копытов, В. И. Сарычев. - Новосибирск : Наука, 2014. - 204 с. : ил., табл. - (Высшее горное образование). - Библиогр.: с. 201.
4. Геомеханическое обеспечение шахтного и подземного строительства [Электронный ресурс] : электронный учебник для вузов / Б. Д. Половов, М. В. Корнилков ; Министерство образования и науки РФ, Уральский государственный горный университет. - Электрон. текстовые дан. - Екатеринбург : УГГУ, 2017.
5. Строительство и углубка вертикальных стволов шахт : учебное пособие / В. В. Першин, А. И. Копытов, В. И. Сарычев. - Новосибирск : Наука, 2014. - 351 с. : ил., табл. - (Высшее горное образование). - Библиогр.: с. 344-345..

Учебное издание

Лещуков Николай Николаевич
Прищепа Дмитрий Вячеславович

РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению
практических и контрольных работ по дисциплине
«Реконструкция горных предприятий»
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»
специализации №5 «Шахтное и подземное строительство»*

Редактор Д. В. Прищепа

Подписано в печать «__»_____2019 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 5,4. Тираж 100. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»



УТВЕРЖДАЮ

Проректор по учебно-методическому комплексу _____ С.А. Упоров

ПРОГРАММА ГОСУДАРСТВЕННОЙ ИТОГОВОЙ АТТЕСТАЦИИ

Специальности

21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль)

Шахтное и подземное строительство

Автор: Волков М.Н., доцент, к.т.н

Одобрена на заседании кафедры

Шахтного строительства

(название кафедры)

Зав.кафедрой

_____ (подпись)

Волков М.Н.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 14.09.2023

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией
факультета

Горнотехнологического

(название факультета)

Председатель

_____ (подпись)

Колчина Н.В..

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 20.10.2023

(Дата)

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	
1 МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ	3
1.1 Требования к выпускной квалификационной работе	3
1.2 Порядок выполнения выпускной квалификационной работы	16
2 КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЫПОЛНЕНИЯ И ЗАЩИТЫ ВЫПУСК- НОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ	18
3 ОЦЕНОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ	19
3.1 Тематика выпускных квалификационных работ	19
3.2 Теоретические вопросы государственной итоговой аттестации, оценивающие сформированность универсальных компетенций	19
3.3 Теоретические вопросы государственной итоговой аттестации, оценивающие сформированность общепрофессиональных компетенций	20
ПРИЛОЖЕНИЯ	21

ВВЕДЕНИЕ

Программа государственной итоговой аттестации по основной профессиональной образовательной программе по специальности – 21.05.04 Горное дело направленность (профиль) «Шахтное и подземное строительство» составлена в соответствии с требованиями:

- Порядка проведения государственной итоговой аттестации по образовательным программам высшего образования – программам бакалавриата, программам специалитета и программам магистратуры, утвержденного приказом Министерства образования и науки Российской Федерации от 29.06.2015 № 636;

- Федерального государственного образовательного стандарта высшего образования - специалитет по специальности 21.05.04 Горное дело, утверждённого приказом Минобрнауки России от 12.08.2020 № 987

- локальных нормативных актов университета, регламентирующих порядок проведения государственной итоговой аттестации.

Программа государственной итоговой аттестации включает:

I. Требования к выпускным квалификационным работам и порядку их выполнения (методические рекомендации по выполнению выпускных квалификационных работ);

II. Критерии оценки защиты выпускных квалификационных работ;

III. Оценочные материалы.

IV. Приложения

I МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ

1.1 ТРЕБОВАНИЯ К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

1.1.1 Общие положения

Государственная итоговая аттестация представляет собой процесс итоговой проверки и оценки компетенций выпускника, полученных в результате обучения. Государственная итоговая аттестация выпускника высшего учебного заведения является обязательной и осуществляется после освоения образовательной программы в полном объеме. Цель итоговой государственной аттестации выпускников – установление уровня готовности выпускника к выполнению профессиональных задач.

Государственная итоговая аттестация выпускников, завершивших освоение основной профессиональной образовательной программы по специальности 21.05.04 Горное дело направленность (профиль) «Шахтное и подземное строительство» осуществляется в форме выполнения, подготовки к процедуре защиты выпускной квалификационной работы и защиты выпускной квалификационной работы.

Трудоемкость государственной итоговой аттестации – 18 з.е.:

- выполнение, подготовка к процедуре защиты выпускной квалификационной работы – 15 з.е.;

- процедура защиты выпускной квалификационной работы – 3 з.е.

Трудоемкость государственной итоговой аттестации				
кол-во з.е.	часы			
	общая	контактная работа	СР	
15	540	33	507	Выполнение, подготовка к процедуре защиты выпускной квалификационной работы
3	108	2	106	Процедура защиты ВКР

1.1.2 Цели и задачи выпускной квалификационной работы

Цель выполнения выпускной квалификационной работы (далее – ВКР):

систематизация, закрепление и расширение теоретических и практических знаний по специальности и применение этих знаний при решении конкретных профессиональных задач;

развитие навыков ведения самостоятельной работы и применения методик исследования и экспериментирования при решении разрабатываемых в выпускной квалификационной работе проблем и вопросов;

выяснение подготовленности обучающихся для самостоятельной работы по задачам профессиональной деятельности, определенных федеральным государственным образовательным стандартом (далее - ФГОС) специальности 21.05.04 Горное дело.

Выпускная квалификационная работа выполняется, как правило, на материалах организаций (баз практики) с учетом проблем, требующих решения в данной организации.

Основными задачами, которые должен решить обучающийся при выполнении выпускной квалификационной работы являются:

обоснование актуальности и значимости выбранной темы работы;

изучение теоретических положений по проблеме, сущности проблемы, нормативной документации;

обоснование необходимости и возможности применения определенных (в том числе) современных методик в решении задачи, поставленной в работе;

сбор необходимой информации с привлечением первичных и вторичных источников;

разработка практических рекомендаций и предложений, их экономическое и технологическое обоснование;

оформление ВКР в соответствии с нормативными требованиями.

В ходе государственной итоговой аттестации проверяется сформированность следующих компетенций:

универсальных

<i>Код и наименование компетенции</i>	<i>Код и наименование индикатора достижения компетенции</i>
УК-1 Способен осуществлять поиск, критический анализ и синтез информации, на основе системного подхода, вырабатывать стратегию действий	УК-1.1 Выбирает информационные ресурсы для поиска информации в соответствии с поставленной задачей УК-1.2 Оценивает соответствие выбранного информационного ресурса критериям полноты и аутентичности УК-1.3 Систематизирует обнаруженную информацию, полученную из разных источников, в соответствии с требованиями и условиями задачи УК-1.4 Использует системный подход для решения поставленных задач.
УК-2 Способен управлять проектом на всех этапах его жизненного цикла	УК-2.1 Разрабатывает план осуществления проекта на всех этапах его жизненного цикла с учетом потребностей в необходимых ресурсах, имеющихся ограничений, возможных рисков; УК-2.2 Осуществляет мониторинг реализации проекта на основе структуризации всех процессов и определения зон ответственности его участников. УК-2.3 Публично представляет результаты проекта, вступает в обсуждение хода и результатов проекта
УК-3 Способен организовывать и руководить работой команды, вырабатывая командную стратегию для достижения поставленной цели	УК-3.1 Взаимодействует с другими членами команды для достижения поставленной задачи УК-3.2 Вырабатывает стратегию командной работы и на ее основе организует отбор членов команды для достижения поставленной цели

	УК-3.3 Организует и корректирует работу команды в том числе на основе коллегиальных решений
УК-4 Способен применять современные коммуникативные технологии, в том числе на иностранном(ых) языке(ах), для академического и профессионального взаимодействия	УК-4.1 Ведет обмен деловой информацией в устной и письменной формах на государственном языке. УК-4.2 Ведет обмен деловой информацией в устной и письменной формах не менее чем на одном иностранном языке. УК-4.3 Использует современные информационно-коммуникативные средства для коммуникации.
УК-5 Способен анализировать и учитывать разнообразие культур в процессе межкультурного взаимодействия	УК-5.1 Толерантно воспринимает социальные, этнические, конфессиональные и культурные различия УК-5.2 Анализирует современное состояние общества на основе знания истории. УК-5.3 Интерпретирует проблемы современности с позиций этики и философских знаний.
УК-6 Способен определять и реализовывать приоритеты собственной деятельности и способы ее совершенствования на основе самооценки и образования в течение всей жизни	УК-6.1 Эффективно планирует собственное время. УК-6.2 Планирует траекторию своего профессионального развития и предпринимает шаги по ее реализации УК-6.3 Адекватно определяет свою самооценку, осуществляет самопрезентацию, составляет резюме
УК-7 Способен поддерживать должный уровень физической подготовленности для обеспечения полноценной социальной и профессиональной деятельности	УК-7.1 Использует основы физической культуры для осознанного выбора здоровьесберегающих технологий с учетом внутренних и внешних условий реализации конкретной профессиональной деятельности. УК-7.2 Выполняет индивидуально подобранные комплексы оздоровительной или адаптивной физической культуры. УК-7.3 Выбирает и применяет рациональные способы и приемы сохранения физического здоровья, профилактики заболеваний, психофизического и нервно-эмоционального утомления
УК-8 Способен создавать и поддерживать в повседневной жизни и в профессиональной деятельности безопасные условия жизнедеятельности для сохранения природной среды, обеспечения устойчивого развития общества, в том числе при угрозе и возникновении чрезвычайных ситуаций и военных конфликтов	УК-8.1 Выявляет возможные угрозы для жизни и здоровья в повседневной и профессиональной деятельности. УК-8.2 Понимает, как создавать и поддерживать безопасные условия жизнедеятельности, том числе при возникновении чрезвычайных ситуаций и военных конфликтов. УК-8.3 Демонстрирует приемы оказания первой помощи
УК-9 Способен использовать базовые дефектологические знания в социальной и профессиональной сферах	УК-9.1 Применяет базовые дефектологические знания в социальной и профессиональной сферах УК 9.2 Применяет навыки взаимодействия в социальной и профессиональной сферах с лицами из числа инвалидов и лицами с ограниченными возможностями здоровья
УК-10 Способен принимать обоснованные экономические решения в различных областях жизнедеятельности	УК-10.1 Понимает основные проблемы, базовые принципы и законы функционирования экономики, роль государства в экономическом развитии УК-10.2 Понимает поведение потребителей и производителей экономических благ, особенности рынков факторов производства

	УК-10.3 Понимает цели, виды и инструменты государственной экономической политики и их влияние на субъектов экономики УК-10.4 Применяет методы личного финансового планирования, использует финансовые инструменты для управления собственным бюджетом, контролирует личные финансовые риски
УК-11 Способен формировать нетерпимое отношение к коррупционному поведению	УК-11.1 Проявляет нетерпимое отношение к коррупционному поведению в повседневной и профессиональной деятельности УК-11.2 Понимает правовые нормы, обеспечивающие борьбу с коррупцией в различных областях жизнедеятельности УК-11.3 Имеет общее представление о социальной значимости антикоррупционного законодательства

общепрофессиональных

<i>Код и наименование компетенции</i>	<i>Код и наименование индикатора достижения компетенции</i>
ОПК-1 Способен применять законодательные основы в областях недропользования, обеспечения экологической и промышленной безопасности при поисках, разведке и разработке месторождений твердых полезных ископаемых, строительстве и эксплуатации подземных объектов	ОПК-1.1 Анализирует законодательные основы в областях недропользования, обеспечения экологической и промышленной безопасности ОПК-1.2 Проверяет документацию на соответствие требованиям законодательства и нормативно-правовых актов в области недропользования, экологической и промышленной безопасности
ОПК-2 Способен применять навыки анализа горно-геологических условий при эксплуатационной разведке и добыче твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов	ОПК-2.1 Анализирует горно-геологические условия при эксплуатационной разведке ОПК-2.2 Анализирует горно-геологические условия при добыче твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов
ОПК-3 Способен применять методы геолого-промышленной оценки месторождений твердых полезных ископаемых, горных отводов	ОПК-3.1 Выбирает и применяет методы геолого-промышленной оценки месторождений твердых полезных ископаемых, горных отводов ОПК-3.2 Анализирует данные геолого-промышленной оценки для определения основных параметров разработки месторождений твердых полезных ископаемых и горных отводов
ОПК-4 Способен с естественнонаучных позиций оценивать строение, химический и минеральный состав земной коры, морфологические особенности и генетические типы месторождений твердых полезных ископаемых при решении задач по рациональному и комплексному освоению георесурсного потенциала недр	ОПК-4.1 Исследует строение, химический и минеральный состав земной коры ОПК-4.2 Анализирует и оценивает морфологические особенности рудных тел и генетических типов месторождений твердых полезных ископаемых
ОПК-5 Способен применять методы анализа, знания закономерностей поведения, управления свойствами горных пород и состоянием массива в процессах добычи и переработки полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов	ОПК-5.1 Исследует физико-механические, физико-технические свойства горных пород, породных массивов, техногенных отложений и их структурно-механические особенности ОПК-5.2 Использует нормативные документы в области определения свойств пород, породных массивов, техногенных отложений
ОПК-6 Способен применять методы анализа и знания закономерностей поведения и управления	ОПК-6.1 Анализирует закономерности поведения и управления свойствами горных пород

свойствами горных пород и состоянием массива в процессах добычи и переработки твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов	ОПК-6.2 Оценивает напряженно-деформированное состояние горного массива при добыче и переработке твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов
ОПК-7 Способен применять санитарно-гигиенические нормативы и правила при поисках, разведке и разработке месторождений твердых полезных ископаемых, строительстве и эксплуатации подземных объектов	ОПК-7.1 Использует гигиенические нормативы, санитарные нормы и правила при проектировании, строительстве и эксплуатации предприятий по эксплуатационной разведке, добыче и переработке твердых полезных ископаемых и подземных объектов. ОПК-7.2 Идентифицирует факторы производственной среды и трудового процесса
ОПК-8 Способен работать с программным обеспечением общего, специального назначения и моделирования горных и геологических объектов	ОПК-8.1 Использует прикладное программное обеспечение общего назначения ОПК-8.2 Использует прикладное программное обеспечения специального назначения и моделирования горных и геологических объектов
ОПК-9 Способен осуществлять техническое руководство горными и взрывными работами при поисках, разведке и разработке месторождений твердых полезных ископаемых, строительстве и эксплуатации подземных объектов, непосредственно управлять процессами на производственных объектах, в том числе в условиях чрезвычайных ситуаций	ОПК-9.1 Осуществляет подбор основных параметров подземных сооружений и технологических процессов при ведении горно-строительных работ ОПК-9.2 Осуществляет обоснованный выбор способа, параметров и технологии ведения взрывных работ ОПК-9.3 На основе нормативных документов, разрабатывает рабочую документацию регламентирующую порядок выполнения горных работ и функционирование технических систем горного производства
ОПК-10 Способен применять основные принципы технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов	ОПК-10.1 Осуществляет обоснованный выбор технологии разработки месторождений полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов ОПК-10.2 Применяет основные принципы технологии переработки твердых полезных ископаемых ОПК-10.3 Демонстрирует понимание задач профессиональной деятельности в горном деле, целей собственной деятельности с учетом карьерных возможностей, временной перспективы развития деятельности и требований рынка труда
ОПК-11 Способен разрабатывать и реализовывать планы мероприятий по снижению техногенной нагрузки производства на окружающую среду при эксплуатационной разведке, добыче и переработке твердых полезных ископаемых, а также при строительстве и эксплуатации подземных объектов	ОПК-11.1 Анализирует производственные процессы и их воздействие на окружающую среду ОПК-11.2 Разрабатывает планы мероприятий по снижению техногенной нагрузки производства на окружающую среду ОПК-11.3 Использует способы и методы контроля состояния окружающей среды
ОПК-12 Способен определять пространственно-геометрическое положение объектов, осуществлять необходимые геодезические и маркшейдерские измерения, обрабатывать и интерпретировать их результаты	ОПК-12.1 Определяет пространственно-геометрическое положение объектов на земной поверхности, в подземных и открытых горных выработках, осуществляют вынос проектов в натуру и их контроль, подсчет объемов горных и строительных работ с использованием маркшейдерско-геодезических приборов и инструментов. ОПК-12.2 Обрабатывает результаты маркшейдерско-геодезических измерений и осуществляет их интерпретацию.

	ОПК-12.3 Создает и пополняет маркшейдерско-геодезическую и горно-графическую документации.
ОПК-13 Способен оперативно устранять нарушения производственных процессов, вести первичный учет выполняемых работ, анализировать оперативные и текущие показатели производства, обосновывать предложения по совершенствованию организации производства	ОПК-13.1 Осуществляет с учетом требований рыночной конъюнктуры и современных достижений науки и техники разработку мер по совершенствованию систем управления производством в целях реализации стратегии предприятия и достижения наибольшей эффективности производства и повышения качества работы. ОПК-13.2 Анализирует состояние действующих систем управления производством и разрабатывает мероприятия по ликвидации выявленных недостатков и их предупреждению ОПК-13.3 Участвует в составлении проектов перспективных и текущих планов развития производства, в разработке рациональных организационных структур управления производством. ОПК-13.4 Изучает и обобщает передовой отечественный и зарубежный опыт в области организации управления производством, разрабатывает предложения по его внедрению.
ОПК-14 Способен разрабатывать проектные инновационные решения по эксплуатационной разведке, добыче, переработке твердых полезных ископаемых, строительству и эксплуатации подземных объектов	ОПК-14.1 Принимает участие в разработке проектных инновационных решений ОПК-14.2 Обосновывает комплекс взаимосвязанных решений, обеспечивающих разработку инновационного проекта ОПК-14.3 Создает технологические линии автоматизированного проектирования разведки и эксплуатации месторождений
ОПК-15 Способен в составе творческих коллективов и самостоятельно, контролировать соответствие проектов требованиям стандартов, техническим условиям и документам промышленной безопасности, разрабатывать, согласовывать и утверждать в установленном порядке технические и методические документы, регламентирующие порядок, качество и безопасность выполнения горных, горностроительных и взрывных работ	ОПК-15.1 Участвует в разработке и согласовании проектов с учетом требований нормативной документации и законодательных актов ОПК-15.2 Использует требования, регламентирующие порядок, качество и безопасность выполнения горных, горно-строительных и взрывных работ при разработке технических и методических документов
ОПК-16 Способен применять навыки разработки систем по обеспечению экологической и промышленной безопасности при производстве работ по эксплуатационной разведке, добыче и переработке твердых полезных ископаемых, строительству и эксплуатации подземных объектов	ОПК-16.1 Участвует в разработке систем обеспечения экологической и промышленной безопасности с учетом требования законодательства и нормативных документов. ОПК 16.2 Выполняет расчеты технических средств и систем безопасности.
ОПК-17 Способен применять методы обеспечения промышленной безопасности, в том числе в условиях чрезвычайных ситуаций, при производстве работ по эксплуатационной разведке, добыче и переработке твердых полезных ископаемых, строительству и эксплуатации подземных объектов	ОПК-17.1 Определяет способ применения методов обеспечения промышленной безопасности ОПК-17.2 Владеет алгоритмом применения планов мероприятий по локализации и ликвидации последствий аварий и чрезвычайных ситуаций

ОПК-18 Способен участвовать в исследованиях объектов профессиональной деятельности и их структурных элементов	ОПК-18.1 Владеет методикой научного исследования в предметной области ОПК-18.2 Демонстрирует знание основных методов моделирования и обработки данных в научных исследованиях
ОПК-19 Способен выполнять маркетинговые исследования, проводить экономический анализ затрат для реализации технологических процессов и производства в целом	ОПК-19.1 Понимает перспективы развития соответствующей отрасли экономики, организацию, планирование и экономику проектирования и инженерных изысканий; основы экономики, организации труда и организации производства; основы трудового законодательства. ОПК-19.2 Анализирует работу цехов и участков, изыскивает возможности сокращения цикла изготовления продукции, выполнения работ (услуг), выявляет производственные резервы оптимизации времени, объемов, и разрабатывает предложения по их использованию, проводит экономический анализ затрат. ОПК-19.3 Участвует в проведении маркетинговых исследований и прогнозировании развития производства. ОПК-19.4 Разрабатывает мероприятия по совершенствованию трудовых процессов и операций, применению современных технических средств управления производством с необходимыми расчетами экономической эффективности их внедрения.
ОПК-20 Способен участвовать в разработке и реализации образовательных программ в сфере своей профессиональной деятельности, используя специальные научные знания	ОПК-20.1 Владеет методикой обобщения результатов научных исследований при разработке образовательных программ в сфере профессиональной деятельности ОПК-20.2 Демонстрирует готовность использовать законченные исследования в учебном процессе

профессиональных

<i>Код и наименование компетенции</i>	<i>Код и наименование индикатора достижения компетенции</i>
ПК-1 Способен демонстрировать знание и понимание фундаментальных наук, а также знания в междисциплинарных областях, позволяющие решать современные прикладные инженерные задачи	ПК-1.1 Выявляет естественнонаучную сущность проблем, возникающих в ходе профессиональной деятельности, привлекает для их решения соответствующий физико-математический аппарат; ПК-1.2 Использует положения, законы и методы естественных наук при решении профессиональных задач; ПК-1.3 Использует знания в междисциплинарных областях при решении прикладных инженерных задач и эксплуатации технических средств разработки месторождений
ПК-2 Способен ко внедрению, обеспечению функционирования и мониторингу систем управления охраной труда в горной промышленности	ПК-2.1 Использует нормативное обеспечение системы управления охраной труда и подготовки работников в области охраны труда ПК-2.2 Принимает участие в сборе, обработке и передаче информации по вопросам условий и охраны труда, снижение уровней профессиональных рисков ПК-2.3 Контролирует соблюдение законодательства в области охраны труда и промышленной безопасности

ПК-3 Способен к организации и управлению производственными процессами горно-добывающих и перерабатывающих производств	ПК-3.1 Использует современные методы управления производственными процессами горно-добычного производства ПК-3.2 Участвует в организации управления процессами горного предприятия ПК-3.3 Планирует производственную и финансовую деятельность горного предприятия
ПК-4 Способен обосновывать стратегию комплексного и эффективного освоения подземного пространства на основе анализа и оценки принципиальных технических решений с позиций их инновационности	ПК-4.1 Анализирует и оценивает инновационность технических решений по освоению подземного пространства ПК-4.2 Разрабатывает и обосновывает стратегию комплексного и эффективного освоения подземного пространства
ПК-5 Способен производить технико-экономическую оценку условий строительства, инвестиций; выбирать объемно-планировочные решения и основные параметры инженерных конструкций подземных объектов, производить их расчет на прочность, устойчивость и деформируемость, выбирать материалы для инженерных конструкций подземных и горно-технических зданий и сооружений на поверхности	ПК-5.1 Производит технико-экономическую оценку условий строительства, инвестиций; ПК-5.2 Выбирает объемно-планировочные решения и основные параметры инженерных конструкций подземных объектов, производить их расчет на прочность, устойчивость и деформируемость ПК-5.3 Выбирает материалы для инженерных конструкций подземных и горно-технических зданий и сооружений на поверхности
ПК-6 Способен разрабатывать технологические схемы и календарный план строительства, выбирать способы, технику и технологию горно-строительных работ, ориентируясь на инновационные разработки, обеспечивать технологическую и экологическую безопасность жизнедеятельности, составлять необходимую техническую и финансовую документацию	ПК-6.1 Разрабатывает и составляет необходимую техническую и финансовую документацию, технологические схемы и календарный план строительства ПК-6.2 Выбирает способы, технику и технологию горно-строительных работ, ориентируясь на инновационные разработки ПК-6.3 Обеспечивает технологическую и экологическую безопасность жизнедеятельности
ПК-7 Способен проводить технико-экономический анализ, комплексно обосновывать принимаемые и реализуемые решения, изыскивать возможности совершенствования горно-строительных работ, содействовать обеспечению подразделений предприятия необходимыми техническими данными, документами, материалами, оборудованием, участвовать в работах по исследованию, разработке проектов и программ строительной организации	ПК-7.1 Проводит технико-экономический анализ, комплексно обосновывать принимаемые и реализуемые решения, изыскивать возможности совершенствования горно-строительных работ ПК-7.2 Содействует обеспечению подразделений предприятия необходимыми техническими данными, документами, материалами, оборудованием ПК-7.3 Участвует в работах по исследованию, разработке проектов и программ строительной организации

При выполнении выпускной квалификационной работы обучающиеся должны *показать*, опираясь на полученные знания, умения и полученные навыки:

сформированные универсальные, общепрофессиональные и профессиональные компетенции;

способность самостоятельно решать на современном уровне задачи своей профессиональной деятельности;

навыки постановки исследовательской проблемы, ее самостоятельного обсуждения, анализа возможных вариантов ее решения;

способность грамотно излагать специальную информацию, аргументировать и защищать свою точку зрения;

умение самостоятельного квалифицированного библиографического поиска, изучения и анализа научной литературы по теме;

навыки использования методологических, историко-философских и конкретных знаний, полученных в процессе обучения, для решения поставленной в работе проблемы;

умение написания профессионально грамотного текста и оформления его в соответствии с требованиями, предъявляемыми к научным публикациям;

использование в работе современных технологий.

1.1.3 Общие требования к выпускной квалификационной работе

Выпускная квалификационная работа должна отвечать следующим требованиям:

- быть актуальной (иметь теоретическое обоснование актуальности изучаемой проблемы в современных условиях хозяйственной деятельности);

- носить практический или научно-исследовательский характер;

- представлять самостоятельное исследование, демонстрирующее способность выпускника решать профессиональные проблемы, делать на основе анализа учебной и специальной литературы, нормативной и технической документации соответствующие выводы и вносить предложения;

- отражать добросовестность обучающегося в использовании опубликованных материалов других авторов.

Общие требования к выпускной квалификационной работе – целевая направленность; четкость построения; логическая последовательность изложения материала; глубина исследования и полнота освещения вопросов; убедительность аргументаций; доказательность выводов и обоснованность рекомендаций; грамотное оформление.

Текст выпускной квалификационной работы должен демонстрировать:

- знакомство автора с литературой вопроса;

- умение выделить проблему и определить методы ее решения;

- умение последовательно изложить существо рассматриваемых вопросов, грамотно цитировать ведущих исследователей, делать ссылки на использованные источники;

- умение собирать, обобщать, анализировать нормативные документы, практические материалы, полученные в результате собственного исследования в организации;

- достоверность и конкретность изложения фактических и экспериментальных данных о работе организации;

- обоснование выводов и предложений по результатам исследования, их конкретный характер, практическую ценность для решения исследуемых проблем;

- владение соответствующим понятийным и терминологическим аппаратом;

- четкость и логичность изложения мыслей, доказательность целесообразности и эффективности предлагаемых решений;

- приемлемый уровень языковой грамотности, включая владение функциональным стилем научного изложения.

1.1.4 Выбор, согласование и утверждение темы выпускной квалификационной работы

Выбор темы выпускной квалификационной работы осуществляется обучающимся по согласованию с руководителем ВКР и (или) специалистами организации-базы практики, где будет проходить преддипломная практика. При выборе темы ВКР необходимо исходить из:

- актуальности проблемы и значимости ее для научной и практической деятельности;

- потребностей развития и совершенствования деятельности конкретной организации;

- интересов, склонностей в научно-исследовательской работе обучающегося, а также перспектив его будущей профессиональной деятельности;

возможности получения информации для проведения анализа и обоснования предлагаемых решений.

Примерный перечень тем выпускных квалификационных работ разрабатывается выпускающей кафедрой и доводится до сведения обучающихся. Обучающийся может предложить свою тему, обосновав целесообразность ее разработки. Тема выпускной квалификационной работы может являться продолжением тем, ранее представленных обучающимся в рамках курсовых работ (проектов).

Для успешного выполнения выпускной квалификационной работы необходимо уже на первом этапе (выбор темы) четко сформулировать цель работы (отражающуюся в ее названии) и задачи.

После выбора темы, согласования ее с руководителем ВКР, обучающийся подает заявление на имя заведующего кафедрой об утверждении темы выпускной квалификационной работы (приложение 1).

Закрепление тем выпускных квалификационных работ за обучающимися оформляется приказом по университету. Следует иметь в виду, что **тема, утвержденная приказом ректора университета, изменению не подлежит**. Исключение могут составить лишь случаи возникновения объективных непреодолимых препятствий к ее разработке. Изменение оформляется приказом по университету на основании письменного заявления обучающегося и представления заведующего кафедрой.

1.1.5 Структура и содержание выпускной квалификационной работы

Структурные элементы выпускной квалификационной работы **перечислены ниже в порядке их расположения и брошюровки**.

1. Титульный лист (приложение 2)

2. Сопроводительные документы к выпускной квалификационной работе:

2.1 Задание на выполнение выпускной квалификационной работы (приложение 3).

2.2 Отзыв руководителя ВКР (приложение 4).

2.3 Отзыв рецензента (приложение 5)

2.4 Если результаты исследования нашли практическое применение, то прилагается документ, подтверждающий внедрение результатов исследования в практическую деятельность (приложение 6)

2.5 Справка о проверке в системе «Антиплагиат. ВУЗ» (приложение 7).

3. Содержание (приложение 8).

4. Введение.

5. Основная часть работы.

6. Заключение.

7. Список использованных источников (приложение 9).

8. Приложения.

Титульный лист должен содержать все необходимые идентификационные признаки, в частности, название работы, указание автора работы, руководителя.

На титульном листе подписью руководителя, консультанта (при наличии) подтверждается допуск выпускной квалификационной работы к защите.

Титульный лист учитывается в общей нумерации страниц выпускной квалификационной работы, порядковый номер на титульном листе не ставится.

Сопроводительные документы подшиваются следом за титульным листом работы, но в общей нумерации страниц выпускной квалификационной работы они не учитываются и порядковые номера на них не ставятся.

Цель составления задания на выполнение выпускной квалификационной работы – уяснение замысла работы и поставленных в ней основных проблем. Оформление задания на работу предполагает составление под контролем руководителя ВКР плана будущей работы.

Наличие *содержания* (плана работы) позволяет уйти от освещения вопросов, не относящихся к теме работы, обеспечить четкость и последовательность изложения материала, избежать пробелов и повторений, рационально организовать самостоятельный труд, сэкономить время.

Содержание работы помещают после справки о внедрении (если она есть). Слово «СОДЕРЖАНИЕ» записывают в виде заголовка симметрично тексту прописными буквами. В содержании работы указывается перечень всех глав и параграфов выпускной квалификационной работы, а также номера страниц, с которых начинается каждый из них (точно по тексту). Главы в выпускной квалификационной работе должны иметь в пределах всей работы порядковые номера, обозначенные арабскими цифрами. Параграфы каждой главы должны иметь нумерацию в пределах каждой главы. Номер параграфа состоит из номера главы и непосредственно номера параграфа в данной главе, отделенного от номера главы точкой. Заголовки содержания должны точно повторять заголовки в тексте. Сокращать или давать их в другой формулировке, последовательности и соподчиненности по сравнению с заголовками в тексте нельзя.

При этом надо иметь в виду, что названия глав и параграфов не должны дублировать друг друга, а также наименование темы работы. Каждая глава должна раскрывать часть темы, каждый параграф главы – часть содержания главы.

Введение, заключение, список использованных источников включают в содержание, но не нумеруют.

Пример оформления содержания выпускной квалификационной работы приведен в приложении 8.

Страницы содержания учитываются в общей нумерации страниц выпускной квалификационной работы, порядковый номер на странице не ставится.

Выполнение выпускной квалификационной работы рекомендуется начинать с написания «ВВЕДЕНИЯ». Естественно, в процессе исследования первичный текст введения будет меняться, иногда очень существенно. Но это не отрицает необходимости на начальном этапе поставить перед собой задачи исследования, отражаемые во введении.

«ВВЕДЕНИЕ» в общем случае имеет следующую структуру:

актуальность выбранной темы,

формулировка цели и определение конкретных задач исследования (они найдут отражение в содержании работы),

оценка современного состояния техники и технологии в данной области;

связь решаемых в работе вопросов с общими задачами развития предприятий.

Во введении следует коротко сформулировать актуальность темы, т.е. причину возникновения проблемы и ее суть. Актуальность определяется как значимость, важность и приоритетность выбранной темы исследования среди других тем. Она должна подтверждаться положениями и доводами, свидетельствующими в пользу научной и практической значимости решения проблем и вопросов, исследуемых в работе. Необходимо объяснить, почему именно выбранная тема представляет интерес на современном этапе развития. Обоснование актуальности темы работы не должно быть многословным. Главное – показать, как автор оценивает своевременность и социальную значимость выбранной темы.

От доказательства актуальности следует перейти к формулировке цели исследования. Цель исследования – это образ желаемого результата, то, что намерен достичь автор работы.

Цель выпускной квалификационной работы должна соответствовать названию темы. Цель работы формулируется кратко и точно. Например, «Цель выпускной квалификационной работы – ...».

Конкретизация цели осуществляется в задачах исследования. «Исходя из поставленной цели, были поставлены следующие задачи выпускной квалификационной работы:

- ...;

- ...;

- ...

- ...».

Формулировки задач необходимо делать очень тщательно, так как описание их решения должно составить содержание последующих глав (параграфов) выпускной квалификационной работы.

После того, как сформулированы цель и задачи, следует указать информационную базу и структуру выпускной работы, а именно:

«Выпускная квалификационная работа состоит из введения, разделов или частей основного текста, заключения, списка использованных источников, приложений».

Введение не должно превышать 2-3 страницы компьютерного набора.

Страницы введения учитываются в общей нумерации страниц работы, номер страницы проставляется.

Основная часть выпускной квалификационной работы состоит из следующих разделов:

1. Ситуация в районе строительства
2. Характеристика строящегося объекта
3. Объемно-планировочные схемы и решения
4. Основные конструктивные решения
5. Инженерные комплексы и системы
6. Выбор организационно-технологической схемы строительства
7. Подготовительные период строительства
8. Строительство подземных выработок
9. Наблюдение, оценка и прогноз состояния массива горных пород и горных крепей (обделок)
10. Строительство зданий и сооружений на поверхности
11. Монтаж оборудования
12. Заключительный период строительства
13. Охрана труда при строительстве объекта
14. Экономическое обоснование проектных решений

Текст работы излагается самостоятельно (не допускается дословное переписывание использованной литературы), последовательно, грамотно и аккуратно, при написании работы необходимо употреблять профессиональные термины, избегать сложных грамматических оборотов. Обучающийся должен показать не только знание материала, но и умение разбираться в нем, творчески использовать основные положения источников. Материал, используемый из других источников, должен быть переработан, органически увязан с избранной обучающимся темой и изложен своими словами с приведением ссылок на источники информации.

Содержание выпускной квалификационной работы должно демонстрировать:

знакомство автора с учебной и научной литературой по теме выпускной квалификационной работы;

умение обобщать и анализировать материал литературных источников, выделить проблему и определить пути ее решения, последовательно изложить существо рассматриваемых вопросов, делать самостоятельные выводы;

владение понятийным и терминологическим аппаратом.

В тексте выпускной квалификационной работы следует избегать использования личных местоимений, заменяя их безличными формами (вместо «я считаю» - «автор считает», «мы полагаем»).

Рекомендуется использование вводных и соединительных слов – *таким образом, из этого следует, в связи и т.д.* – для подчеркивания причинно-следственных связей и выражения личного отношения к излагаемому материалу.

Все страницы основной части выпускной квалификационной работы участвуют в общей нумерации страниц, номера страниц проставляются.

«ЗАКЛЮЧЕНИЕ» выполняет роль концовки, обусловленной логикой проведенного исследования. Оно содержит изложение полученных итогов и их соотношение с общей целью и конкретными задачами, поставленными и сформулированными во введении. Именно здесь содержится «выводное» знание, полученное в результате исследования. В заключении указывается

вытекающая из конечных результатов теоретическая и практическая ценность, значимость. Заключительная часть предполагает обобщенную итоговую оценку проделанной работы.

В «ЗАКЛЮЧЕНИИ» находят отражение основные положения и выводы, содержащиеся во всех главах работы.

Объем заключения – 3-4 страницы.

Нумерация страниц, на которых приводится текст заключения, должна продолжать общую нумерацию страниц основного текста.

Список использованных источников является составной частью работы и отражает степень изученности рассматриваемой проблемы. При этом в список использованных источников включаются, как правило, те источники, на которые в работе имеются библиографические ссылки. Использованные источники должны содержать их полное описание по требованиям стандартов.

Порядок оформления списка использованных источников представлен в приложении 9.

Нумерация страниц, на которых приводится текст списка использованных источников, должна продолжать общую нумерацию страниц основного текста.

В *приложения* следует выносить вспомогательный материал, который при включении в основную часть работы загромождает текст.

К вспомогательному материалу относятся таблицы цифровых данных, инструкции, методики, иллюстрации вспомогательного характера, заполненные формы документов, выдержки из локальных нормативных актов и др.

Нумерация страниц, на которых даются приложения, должна продолжать общую нумерацию страниц основного текста.

Объем выпускной квалификационной работы должен составлять – 70-110 страниц компьютерного набора (без приложений).

При выполнении выпускной квалификационной работы обучающийся должен продемонстрировать навыки работы на персональном компьютере (например, статистическая обработка материалов, выполнение графических построений, проведения математических расчетов, использование программного обеспечения для решения конкретных задач, поставленных в работе).

1.1.6 Руководство выпускной квалификационной работой

Общее руководство и контроль за ходом выполнения ВКР осуществляет выпускающая кафедра в лице руководителя ВКР. Руководитель ВКР:

помогает обучающемуся с выбором темы и разработкой плана работы;

оформляет задание на выполнение выпускной квалификационной работы;

оказывает обучающемуся помощь в разработке календарного графика на весь период выполнения выпускной квалификационной работы;

рекомендует обучающемуся необходимую литературу, нормативную документацию по теме;

систематически контролирует ход работы и информирует кафедру о состоянии дел;

дает подробный отзыв на законченную работу.

Проверяя работу, руководитель не должен превращаться в корректора или редактора, хотя замечания в этой части он тоже высказывает. Руководитель ВКР выявляет полноту, глубину и всесторонность рассмотрения поставленных в плане вопросов, последовательность изложения материала, достаточность использования литературы, аргументированность выводов, степень их обоснованности и самостоятельности. В случае обнаружения плагиата, ошибочных решений и научных положений по тем или иным вопросам, неполноты или поверхностности исследования, противоречивости, излишнего отклонения от темы и других недостатков руководитель предлагает выпускнику устранить их, рекомендует пути и сроки их устранения.

Руководитель ВКР помогает выпускнику на всех этапах его работы, но эта помощь не должна выливаться в соавторство. Отношения руководителя со обучающимся строятся на основе сотрудничества.

1.2 ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ

1.2.1 Основные этапы выполнения выпускной квалификационной работы

Соблюдение установленных сроков и последовательности выполнения выпускной квалификационной работы направлено на оптимизацию процесса достижения поставленных целей.

Рекомендуется следующая последовательность этапов выполнения выпускной квалификационной работы:

выбор темы работы, её утверждение;

подбор литературы, нормативной документации и ознакомление с ними;

сбор и обобщение аналитических материалов, анализ;

написание работы и представление её руководителю, доработка по замечаниям руководителя;

написание введения и заключения, подготовка списка использованных источников, приложений, представление работы руководителю ВКР;

прохождение нормоконтроля, исправление замечаний по оформлению работы;

проверка в системе «Антиплагиат. ВУЗ»;

размещение работы в портфолио;

подготовка к защите выпускной квалификационной работы: подготовка презентационных материалов, оформление документов на выпускную квалификационную работу.

1.2.2 Подготовка к защите выпускной квалификационной работы

Законченная ВКР, подписанная обучающимся, передается руководителю ВКР для проверки соответствия оформления работы предъявляемым требованиям и составления письменного отзыва руководителя. В отзыве руководителя указываются сведения об актуальности темы работы, достоинства и недостатки работы, оценка подготовленности обучающегося, инициативности и самостоятельности при решении задач выпускной квалификационной работы, умение обучающегося работать с литературными и нормативными источниками, способность ясно и четко излагать материал, соблюдение правил и качества оформления работы. Особое внимание уделяется оценке выпускника по личностным характеристикам (ответственность, дисциплинированность, самостоятельность, активность, творчество, инициативность и т.д.), проявленным способностям к исследовательской деятельности, достигнутым результатам в формировании компетенций выпускника данной программы, мотивируется возможность или невозможность представления выпускной квалификационной работы на защиту в государственной экзаменационной комиссии.

Решение руководителя ВКР является основанием для допуска ВКР к защите. Допуск работы к защите производится заведующим выпускающей кафедры.

Текст ВКР должен быть проверен на объем заимствований в системе «Антиплагиат. ВУЗ», отчет печатается. ВКР размещается в портфолио. Размещение ВКР – не позднее, чем за 3 дня до защиты.

Перед защитой обучающимся представляются в ГЭК следующие документы:

1) ВКР, подписанная на титульном листе выпускником, руководителем ВКР, консультантами (если есть);

2) задание на выполнение работы с отметками сроков окончательной подготовки работы, подписанное руководителем ВКР и заключением кафедры о допуске к защите;

3) отзыв руководителя ВКР;

4) отзыв рецензента (при наличии);

5) отчет о проверке в системе «Антиплагиат. ВУЗ».

Готовясь к защите работы, обучающийся составляет тезисы выступления, содержащего наиболее важные и интересные результаты исследования. При этом следует помнить о том, что выпускнику для доклада отводится ограниченное время; оформляет наглядные пособия, раздаточный

материал к докладу, продумывает ответы на замечания рецензента (при наличии).

Доклад на защите выпускной квалификационной работы, как правило, не должен превышать 7-10 мин. Следует помнить, что обучающийся не просто излагает, а защищает положения своей работы.

1.2.3 Защита выпускной квалификационной работы

Защита выпускной квалификационной работы проводится на открытом заседании ГЭК.

Порядок защиты:

- председатель ГЭК объявляет фамилию, имя и отчество выпускника, название работы с указанием места ее выполнения;

- доклад продолжительностью, как правило, не более 7-10 минут, в течении которых он должен кратко сформулировать актуальность, цель и задачи работы, изложить основные результаты, выводы и рекомендации, конкретные предложения, обосновать возможность их реализации, эффективность. При этом необходимо уточнить личный вклад в разработку проблемы.

Обучающийся может пользоваться заранее подготовленным тезисами доклада, но должен излагать основное содержание своей выпускной квалификационной работы свободно, не читая письменного текста. При чтении утрачивается эмоциональность изложения, монотонное чтение текста не привлекает внимания и утомляет слушателей. Свободный рассказ по теме свидетельствует об уровне подготовки и глубине специальных знаний по проблеме выпускной квалификационной работы. Все это существенно влияет на итоговую оценку работы.

Все принципиальные положения выпускной квалификационной работы для большей наглядности могут быть представлены на демонстрационном материале. К демонстрационным материалам относится информация из выпускной квалификационной работы (таблицы, диаграммы, схемы, иллюстрации и пр.), оформленная в виде презентаций или ксерокопий для каждого члена ГЭК. Во время доклада необходимо ссылаться на эти материалы;

- после окончания доклада члены ГЭК и присутствующие на защите предлагают выпускнику вопросы, касающиеся устного выступления, имеющие непосредственное отношение к теме работы, или же просто в связи с обсуждаемой проблемой;

- зачитывается внешняя рецензия на выпускную квалификационную работу (при наличии);

- выступление руководителя выпускной квалификационной работы, а в случае его отсутствия секретарь ГЭК зачитывает отзыв руководителя;

- председатель ГЭК предоставляет желающим слово для выступления, затем выпускнику, которое предполагает ответы на замечания рецензента и всех, выступивших при обсуждении работы, после чего объявляет об окончании защиты.

После окончания открытой защиты проводится закрытое заседание ГЭК (возможно с участием руководителей), на котором определяются итоговые оценки по четырехбалльной системе («отлично», «хорошо», «удовлетворительно», «неудовлетворительно»). После закрытого обсуждения председатель объявляет решение ГЭК. Протокол заседания ГЭК ведется секретарем. В него вносятся все заданные вопросы, особые мнения, решение комиссии об оценке.

II КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЫПОЛНЕНИЯ И ЗАЩИТЫ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ

Оценка выпускной квалификационной работы производится по пяти группам критериев:

Система оценивания по оценочным средствам государственной итоговой аттестации

Оценочное средство	Балловая стоимость	Критерии начисления баллов
Выпускная квалификационная работа	2-5 баллов	Качество и уровень выполненной работы, степень самостоятельности исполнения, правильность оформления, достоверность и обоснованность полученных результатов и выводов. Оценивается по пояснительной записке и графической части.
Отзыв руководителя ВКР	2-5 баллов	Оценивается по отзыву руководителя
Отзыв рецензента ВКР	2-5 баллов	Оценивается по отзыву рецензента
Качество доклада	2-5 баллов	Качество устного доклада: логичность, точность формулировок; презентационные навыки: последовательность изложения материала, соблюдение временных требований, контакт с аудиторией, язык изложения;
Ответы на вопросы (проверка общекультурных и общепрофессиональных компетенций)	2-5 баллов	Качество ответов на вопросы членов ГЭК: глубина, правильность и полнота ответов, аргументированность, убежденность, общая эрудиция; качество ответов на замечания рецензента: логичность, глубина, правильность и полнота ответов.
Итого средняя оценка	2-5 баллов	

Правила оценивания результатов защиты ВКР

Оценка **«отлично»** ставится, если ВКР выполнена самостоятельно имеет творческий характер, обладает элементами новизны, выполнена в полном соответствии с требованиями. Собран, обобщен и проанализирован достаточный объем теоретических и нормативных правовых источников, специальной литературы. Собран, обобщен и проанализирован достаточный объем статистической информации. При написании и защите работы выпускником продемонстрирован высокий уровень сформированности общекультурных и профессиональных компетенций, глубокие теоретические знания и наличие практических навыков. ВКР хорошо оформлена и своевременно представлена на кафедру, полностью соответствует требованиям, предъявляемым к содержанию и оформлению ВКР. Тема полностью раскрыта. На защите освещены все вопросы, ответы на вопросы профессионально грамотны. Доклад сопровождается презентацией. ВКР имеет положительную рецензию. Средняя оценка **от 4,5 баллов включительно до 5 баллов**.

Оценка **«хорошо»** ставится, если тема работы раскрыта, однако выводы и рекомендации не оригинальны, есть неточности при освещении отдельных вопросов темы; собран, обобщен и проанализирован необходимый объем нормативных правовых актов, специальной литературы по направлению подготовки. При написании и защите работы продемонстрирован средний уровень сформированности общекультурных и профессиональных компетенций. ВКР своевременно представлена на кафедру. Доклад сопровождается презентацией. Были неполные ответы на вопросы. ВКР имеет положительную рецензию. Средняя оценка **от 3,5 баллов включительно до 4,5 баллов**.

Оценка **«удовлетворительно»** ставится, если тема работы раскрыта частично, но в основном правильно, допущено поверхностное изложение отдельных вопросов. При написании и защите работы выпускником продемонстрирован удовлетворительный уровень сформированности

общекультурных и профессиональных компетенций. ВКР своевременно представлена на кафедру. Доклад сопровождается презентацией. В процессе защиты выпускник недостаточно полно изложил основные положения работы, испытывал затруднения при ответах на вопросы. ВКР имеет положительную рецензию. Средняя оценка *от 2,5 баллов включительно до 3,5 баллов*.

Оценка *«неудовлетворительно»* выставляется, если содержание работы не раскрывает тему, нет анализа практического материала, основные положения и рекомендации не имеют обоснования; при написании и защите работы выпускником продемонстрирован неудовлетворительный уровень сформированности общекультурных и профессиональных компетенций. Работа своевременно представлена на кафедру. На защите выпускник показал поверхностные знания по исследуемой теме, ответы на вопросы неудовлетворительные. Средняя оценка *ниже 2,5 баллов*.

III ОЦЕНОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Оценочными средствами результатов обучения на этапе государственной итоговой аттестации являются выпускная квалификационная работа и ее защита по установленной процедуре (доклад, презентация, ответы на вопросы государственной экзаменационной комиссии), позволяющей сделать вывод о сформированности компетенций.

3.1 Примерная тематика выпускных квалификационных работ

1. Реконструкция шахты «Центральная» ООО «Березовский рудник».
2. Строительство (автомобильного, железнодорожного) тоннеля (коллектора) в условиях ... ».
3. Строительство подземной автостоянки в ...
4. Строительство станции метрополитена в ...

3.2 Теоретические вопросы государственной итоговой аттестации, оценивающие сформированность универсальных компетенций:

1. Каковы главные особенности научного знания в отличие от религиозных представлений о мире?
2. Что, по вашему мнению, является важнейшим фактором развития общества в современном мире?
3. В каких формах осуществляется влияние научного знания на развитие экономики, культуры, духовной жизни и общества в целом?
5. Каково значение коммуникативных навыков для успешной деятельности производственного коллектива?
6. В чем вы видите основные причины необходимости овладения навыками общения на иностранном языке для успешного решения профессиональных задач в современных условиях?
7. В чем проявляется толерантность в восприятии социальных, этнических, конфессиональных и культурных различий?
8. Чем обусловлена необходимость овладения правовой культурой для достижения высоких экономических результатов в современных условиях?
9. Какая формулировка образовательных потребностей специалиста в современных условиях является более актуальной: «образование для всей жизни» или «образование в течение всей жизни»?
10. В чем состоит профессиональная самореализация работника?
11. В чем вы видите значение здорового образа жизни, овладения методами и средствами физической культуры для обеспечения полноценной социальной и профессиональной деятельности?
12. Чем обусловлена в настоящее время необходимость овладения приемами первой помощи, методами защиты в условиях чрезвычайных ситуаций?

13. Каков порядок действий мастера смены при обнаружении пожара?
14. Каков порядок действий мастера смены в чрезвычайной ситуации (стихийное бедствие)?
15. Определение понятия «качество продукции горно-добывающего производства».
16. Какие меры может предпринять главный инженер предприятия для повышения экономической эффективности предприятия в целом?
17. Что представляют собой кондиции на полезное ископаемое и для чего они необходимы?
18. Объясните, как Вы понимаете термин «техногенное сырьё». Каковы перспективы развития обогащения этого вида сырья?
19. Как проявляется негативное влияние разубоживания на результаты деятельности горно-металлургической компании и на интересы государства?
20. Какова, на Ваш взгляд, роль высшего технического образования для подготовки кадров в области добычи полезных ископаемых?

3.3 Теоретические вопросы государственной итоговой аттестации, оценивающие сформированность общепрофессиональных компетенций:

1. Каковы, на Ваш взгляд, основные информационные источники необходимые в работе специалиста на производстве?
2. Каковы, на Ваш взгляд, основные информационные источники необходимые в работе специалиста в научно-исследовательском секторе?
3. Каковы, на Ваш взгляд, основные информационные источники необходимые в работе специалиста в проектной организации?
4. Перечислите основные требования информационной безопасности, применяемые на современных предприятиях.
5. Какие основные формы устного и письменного общения являются традиционными для специалиста на производстве?
6. Какие основные формы устного и письменного общения являются традиционными для специалиста в научно-исследовательском секторе?
7. Какие основные формы устного и письменного общения являются традиционными для специалиста в проектной организации?
8. Каковы основные права и обязанности горного мастера смены?
9. Каковы основные права и обязанности заведующего научно-исследовательской лабораторией?
10. Каковы основные права и обязанности главного инженера предприятия?
11. Перечислите основные направления рационального и комплексного освоения недр при добыче и переработке твёрдых полезных ископаемых.
12. Как Вы понимаете термин «ресурсосбережение»? Как это учтено в Вашей ВКР?
13. Назовите основные производственные процессы при строительстве шахт и подземных сооружений
14. Основные организационные мероприятия безопасного проведения взрывных работ
15. Какие цели достигаются при применении подземного дробильного комплекса?
16. Принципы и способы управления качеством руды в руднике.
18. Зачем необходимо повышать уровень своей профессиональной компетентности?

Форма заявления на утверждение темы выпускной квалификационной работы

Зав. кафедрой _____

обучающегося группы _____

**Заявление
на утверждение темы выпускной квалификационной работы**

Прошу утвердить тему выпускной квалификационной работы (из числа предложенных университетом):

Прошу утвердить самостоятельно определенную тему выпускной квалификационной работы

Место прохождения производственной (преддипломной) практики:

Руководитель ВКР _____

(Ф.И.О., ученая степень, ученое звание, должность)

Дата _____

Подпись обучающегося _____

Решение зав. кафедрой

«УТВЕРЖДАЮ»

Форма оформления титульного листа выпускной квалификационной работы

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА
(БАКАЛАВРИАТ/СПЕЦИАЛИТЕТ /МАГИСТРАТУРА)**

ТЕМА: _____

Факультет: _____

Направление/Специальность: _____

Профиль/специализация: _____

Квалификация: _____

Кафедра: _____

Обучающийся: _____ (*подпись*)

Фамилия И.О.

Группа: _____

Руководитель: _____ (*подпись*)

Фамилия И.О.

Консультант: _____ (*подпись*)

Фамилия И.О.

(подпись)

Допустить к защите:

Зав.кафедрой _____
(Фамилия И.О., ученая степень, ученое звание)

Екатеринбург
2021

Пример оформления задания на выполнение выпускной квалификационной работы

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра _____

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой _____

« ____ » _____ 20 ____ г.

ЗАДАНИЕ НА ВЫПОЛНЕНИЕ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ

для присвоения квалификации _____ по направлению подготовки/
специальности _____ направленности (профилю)
/специализации _____

Обучающемуся _____
(фамилия, имя, отчество полностью)

Тема выпускной квалификационной работы _____

Руководитель работы _____
(фамилия, имя, отчество, ученая степень, ученое звание)

Консультанты по разделам:

Фамилия И.О. консультанта	Должность, ученая степень, ученое звание	Разделы работы

Дата выдачи задания « ____ » _____ 20 ____ г.

Срок сдачи обучающимся законченной выпускной квалификационной работы « ____ » _____ 20 ____ г.

Исходные данные для выполнения выпускной квалификационной работы:

Особые условия разработки месторождения:

Содержание расчетно-пояснительной записки:

Демонстрационный материал:

Руководитель ВКР

(подпись)

Обучающийся

(подпись)

Примерная форма отзыва руководителя выпускной квалификационной работы

ОТЗЫВ РУКОВОДИТЕЛЯ ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЫ*Выпускная квалификационная работа выполнена*

Обучающимся	<u>Фамилия Имя Отчество</u>
Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Шахтное и подземное строительство</u>
Кафедра	<u>Шахтного строительства</u>
Группа	<u>ШС-15</u>
Руководитель ВКР	<u>Доцент, к.т.н. Фамилия Имя Отчество</u>

Общая характеристика работы студента в период выполнения ВКР:

Актуальность темы

Степень достижения целей
ВКР

Общая характеристика теоретической части (глубина разработки проблемы, логика изложения и проч.)

Общая характеристика практической части работы (наличие элементов практической новизны, наличие и значимость практических предложений и рекомендаций)

Степень владения профессиональными знаниями, умениями и навыками

Замечания к ВКР

Заключение:

Руководитель: _____ «__» _____ 20__ г.
подпись

Обучающийся: _____ «__» _____ 20__ г.
подпись

Примерная форма отзыва рецензента о выпускной квалификационной работе

ОТЗЫВ РЕЦЕНЗЕНТА О ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

Фамилия И.О. выпускника	<u>Фамилия Имя Отчество</u>
Специальность	<u>21.05.04 Горное дело</u>
Направленность (профиль)	<u>Шахтное и подземное строительство</u>
Тема рецензируемой работы	<u>ТЕМА РАБОТЫ</u>
Рецензент место работы, должность (при наличии)	<u>Фамилия Имя Отчество, ООО «Березовское РУ», гл. инженер</u>

Заключение о степени соответствия выпускной квалификационной работы заданию _____

Оценка теоретической части ВКР (теоретическая значимость исследования, анализ использованных источников) _____

Оценка аналитической части ВКР (анализ представленных методик исследования) _____

Оценка проектной части ВКР (практическая значимость исследования) _____

Логичность, четкость, грамотность изложения материала _____

Оценка сформированности компетенций, предусмотренных федеральным государственным образовательным стандартом:

ВКР демонстрирует (высокий, средний, низкий) уровень сформированности универсальных компетенций и (высокий, средний, низкий) уровень сформированности общепрофессиональных и профессиональных компетенций.

Замечания и рекомендации (к публикации, внедрению, представлению на конкурс) по ВКР _____

Общая оценка ВКР _____

Рецензент: _____	Фамилия И.О.	Обучающийся: _____	Фамилия И.О.
(подпись)		(подпись)	
« ____ » _____ 20 ____ г.		« ____ » _____ 20 ____ г.	

М.П.

Пример оформления документа, подтверждающего использование результатов выпускной квалификационной работы

СПРАВКА
об использовании результатов выпускной квалификационной работы
на тему: «_____»

Выводы и предложения, представленные в работе Смирнова С. С. нашли применение в практической деятельности шахты «Центральная» ООО «Березовский рудник», в частности, при углубке скипового ствола.

Рекомендации автора по совершенствованию системы разработки взяты за основу при разработке перспективных планов развития горных работ в ООО «Березовский рудник».

Гл. инженер ООО «Березовский рудник» _____ И.О. Фамилия
(подпись)

Справка плагиат.pdf (ЗАЩИТА) - Adobe Acrobat Reader DC

Файл Редактирование Просмотр Окно Справка

Главная Инструменты Справка плагиат.р... x Войти

75%

АНТИПЛАГИАТ
ТЕОРИЯ СОБСТВЕННОГО УМОМ

Уральский государственный горный университет

СПРАВКА

о результатах проверки текстового документа
на наличие заимствований

Проверка выполнена в системе
Антиплагиат.ВУЗ

Автор работы	Парунова Екатерина Владимировна
Факультет, кафедра, номер группы	ФЭО, ЗМ гр.3-5.2
Тип работы	Выпускная квалификационная работа
Название работы	Совершенствование системы оплаты труда
Название файла	Парунова Совершенствование системы оплаты труда ОАО ПНК.docx
Процент заимствования	24,84%
Процент цитирования	1,68%
Процент оригинальности	73,49%
Дата проверки	13:57:53 15 мая 2018г.
Модуль поиска	Классический; Модуль поиска "УИП"; Модуль поиска ЗЭС "Судит"; Модуль поиска общеработнически выработкой; Модуль поиска ЗЭС "Пом"; Модуль поиска Интернет; Модуль поиска ЗЭС "Мобус"; Модуль поиска ЗЭС "Интеллектуальная библиотека онлайн"; Цитирование; Модуль поиска ЗЭС "BOOK.ru"; Модуль поиска ЗЭС "БиблиоРоссика"
Работу проверил	Мороз Ирина Александровна
Дата подписи	410 прерывающегося
	Подпись прерывающегося

Чтобы убедиться в подлинности скрина, используйте QR-код, который содержит ссылку на отчет.

Отчет на вопрос, является ли обнаруженное заимствование корректным, система оставляет на усмотрение проверяющего. Предоставленная информация не подлежит использованию в коммерческих целях.

Экспорт PDF

Adobe Acrobat Pro DC

Преобразуйте файлы PDF в формат Word или Excel через Интернет

Подробнее

Создать PDF

Редактировать PDF

Добавить комментарий

Объединить файлы

Заполнить и подписать

Дополнительные инструменты

Храните файлы и общайтесь ими в Document Cloud

Подробнее

7:44
13.06.2018

Пример структуры и оформления содержания выпускной квалификационной работы

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1	6
1.1	6
1.2	..
1.3	..
2	
2.1	
2.2	
Заключение	
Список использованных источников	
Приложения	

Примеры библиографических описаний, применяемых при оформлении списка использованных источников

1. Об основополагающих принципах и правах в сфере труда и механизм её реализации [Текст]: Декларация МОТ от 18.06.1998 // МБТ.1998.
2. Конституция Российской Федерации [Электронный ресурс]: Доступ из справочно-правовой системы «КонсультантПлюс». - Режим доступа: <http://www.consultant.ru>.
3. Трудовой кодекс Российской Федерации [Электронный ресурс]: Федеральный закон от 30.12.2001 г. № 197-ФЗ (в ред. от 05.10.2015) – Доступ из справочно-правовой системы «КонсультантПлюс». - Режим доступа: <http://www.consultant.ru>.
4. О безопасности [Электронный ресурс]: Федеральный закон от 28.12.2010 г. № 390-ФЗ – Доступ из справочно-правовой системы «КонсультантПлюс». - Режим доступа: <http://www.consultant.ru>.
5. Об общих принципах организации законодательных (представительных) и исполнительных органов власти субъектов Российской Федерации [Текст]: Федеральный закон от 06.10.1999 г. № 184-ФЗ // Собрание законодательства РФ. - 1999. - № 43.
6. О концепции национальной безопасности Российской Федерации [Текст]: Указ Президента Российской Федерации от 10 января 2000 г. № 24 // Собрание законодательства РФ. - 2000. - № 2.- Ст.170.
7. О порядке разработки и утверждения административных регламентов исполнения государственных функций (предоставления государственных услуг) [Электронный ресурс]: Постановление Правительства РФ от 11.11.2005 г. № 679. - Доступ из справочно-правовой системы «КонсультантПлюс». – Режим доступа: <http://www.consultant.ru>.
8. Булаевский, Б.А. Правовое положение несовершеннолетних по российскому гражданскому законодательству [Текст]: Автореф. дисс. ... к.ю.н. М., 1998.
9. Гаврилов, Э. О наименовании юридического лица [Текст] / Э.О. Гаврилов // Хозяйство и право. - 2011. - № 12. - С. 3 – 11.
10. Мачульская, Е.Е. Право социального обеспечения [Текст]: учебник для бакалавров / Е.Е. Мачульская. – М.: Изд-во Юрайт, 2012. – 575 с.
11. Черткова, Е.Л. Утопия как способ постижения социальной действительности [Электронный ресурс] / Е.Л. Черткова // Социемы: журнал Уральского гос. ун-та. – 2002. - № 8. – Режим доступа: <http://2www.usu.ru/philosoph/chertkova>.
12. Цивилистические записки: [Текст]: Межвузовский сборник научных трудов. Выпуск 2. – М.: «Статут» - Екатеринбург: Институт частного права, 2002. – 511 с.
13. Юридический советник [Электронный ресурс]. – 1 электрон. опт. диск (CD-ROM): зв., цв.; 12 см. – Прил.: Справочник пользователя [Текст]/ сост. В.А. Быков. – 32 с.
14. Временные методические рекомендации по вопросам реструктуризации бюджетной сферы и повышения эффективности расходов региональных и местных бюджетов (Краткая концепция реструктуризации государственного и муниципального сектора и повышения эффективности бюджетных расходов на региональном и местном уровнях) [Текст]. - М.: ИЭПП, 2006. - 67 с.
15. Свердловская область в 1992-1996 годах [Текст]: Стат. сб./ Свердлов. обл. комитет гос. статистики Госкомстата РФ. – Екатеринбург, 1997. – 115 с.
16. Социальное положение и уровень жизни населения России в 2010 г. [Текст]: Стат. сб. / Росстат. – М., 2011. – 320 с.
17. Социально-экономическое положение федеральных округов в 2010 г. [Электронный ресурс]. – Режим доступа <http://www.gks.Ru>.
18. An Interview with Douglass C. North [Text] // The Newsletter of The Cliometric Society. - 1993. - Vol. 8. - N 3. - P. 23–28.

19. Burkhead, J. The Budget and Democratic Government [Text] / Lyden F.J., Miller E.G. (Eds.) / Planning, Programming, Budgeting. Markham: Chicago, 1972. 218 p.
20. Miller, D. Strategy Making and Structure: Analysis and Implications for Performance [Text] // Academy of Management Journal. - 1987. - Vol. 30. - N 1. - P. 45–51.
21. Министерство финансов Российской Федерации: [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.minfin.ru>.
22. Российская книжная палата: [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://www.bookchamber.ru>.
23. Инструкция по делопроизводству в ООО «СК-групп» [Текст]. - Екатеринбург, 2012. – 26 с.
24. Бухгалтерский отчет ЗАО «ФНК» за 2012 год [Текст]. - Екатеринбург, 2013. – 14 с.
25. Правила внутреннего трудового распорядка АО «Маяк» [Текст]. - Екатеринбург, 2010. – 22 с.



Проректор по учебно-методическому комплексу
А. В. Упоров

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.04 ГИДРОМЕХАНИКА

Специальность –
21.05.04 Горное дело
Специализация –
Взрывное дело

Авторы: Двинин Л.А., доцент, к.т.н., Двинина Л. Б., доцент, к.т.н.

Одобрена на заседании кафедры

Технической механики

(название кафедры)

Зав. кафедрой

(подпись)

Волков Е.Б.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 17.09.2021

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией
факультета

Горно-механического

(название факультета)

Председатель

(подпись)

Осипов П.А.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 12.10.2021

(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «ГИДРОМЕХАНИКА».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, контрольные работы, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Расчетно-графическая работа

Расчетно-графические работы выполняются по методической литературе, изданной кафедрой:

Часс С. И. [Текст]: Гидромеханика. Сборник задач. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 145 с.

Часс С. И. [Текст]: Гидравлика. Гидромеханика. Сборник задач и контрольных заданий. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. – 137 с.

Номера вариантов берутся по номеру в списке группы или назначаются преподавателем, номера заданий берутся по таблице.

Методические рекомендации для решения задач и примеры для самостоятельного решения приведены в учебных пособиях:

Бегенина Т.П.: Гидромеханика: Конспект лекций. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. – 224 с.

Часс С. И.: Гидравлика, гидромеханика. Механика жидкости и газа. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. – 215 с.

Тематика расчетно-графических работ:

1. Определение давления в точке жидкости, приборы для измерения давления. Гидростатический закон распределения давления, закон Паскаля.
 2. Аналитический метод и графоаналитический метод определения силы на плоские поверхности.
 3. Определение силы давления на криволинейные поверхности, закон Архимеда.
 4. Ламинарный и турбулентный режимы движения, гидравлические сопротивления, расчет простых коротких трубопроводов.
 5. Элементы расчетов сложных трубопроводных систем.
- Для подготовки к практическим занятиям преподаватель может привлекать дополнительную литературу, а также раздаточный материал.

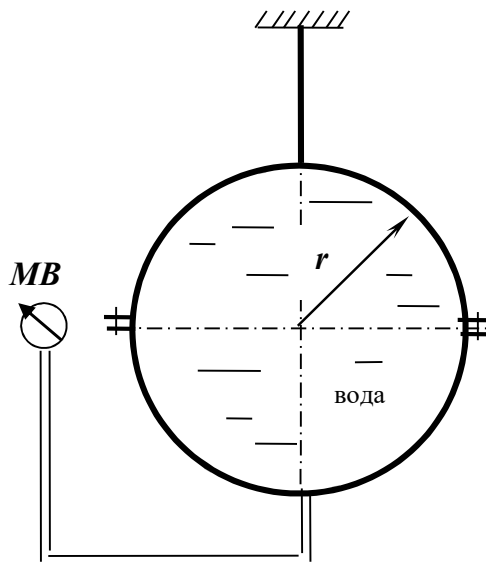
Подготовка к контрольной работе проводится студентом самостоятельно в рамках часов, выделенных на самостоятельную работу в учебном плане.

Контрольная работа № 1

1. Дать понятие вязкости жидкости. Представить коэффициенты, характеризующие вязкость жидкости, единицы измерения коэффициентов. Записать закон Ньютона.
2. Представить давление $p=720$ мм рт. ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Определить какое давление – манометрическое или вакуум – показывает мановакуумметр, если абсолютное давление в измеряемой области равно 68 кПа. Величину давления представить в барах.
4. Определить давление в резервуаре, заполненном водой, на глубине $h = 1,2$ м, если избыточное давление на поверхности жидкости $p_{изб}=62$ кПа.
5. Сформулировать закон Архимеда.

Задача

Шаровой сосуд радиусом $r = 0,4$ м, заполненный водой, висит на тяге, прикрепленной к его верхней половине. Найти давление в центре сосуда (показание пружинного мановакуумметра MB), при котором нижнюю половину сосуда, имеющую силу тяжести $G = 1500$ Н, можно не закреплять. Каким должно быть показание прибора, если силу тяжести не учитывать?

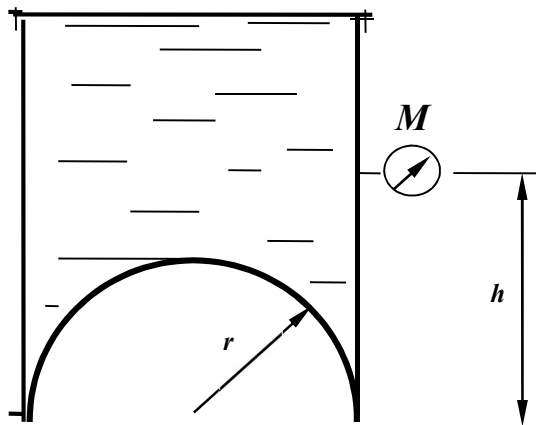


Контрольная работа № 2

1. Записать формулу связи коэффициентов вязкости: динамического μ и кинематического ν .
2. Представить давление $p = 1,2$ ат в единицах измерения системы СИ.
3. Определить абсолютное давление в резервуаре, заполненном воздухом, если показание вакуумметра, установленного на резервуаре, равно $p_{\text{вак}} = 0,6$ ат.
4. Определить каким будет показание манометра (в бар), установленного на глубине $h = 1,2$ м открытого резервуара, заполненного бензином. Плотность бензина $\rho_{\text{б}} = 700 \text{ кг/м}^3$.
5. Записать дифференциальные уравнения равновесия жидкости.

Задача

Определить силу давления воды на полусферическое дно резервуара радиуса $r = 1$ м, если показание манометра M , установленного на расстоянии $h = 1,3$ м, равняется $p_{\text{ман}} = 0,2$ бар.

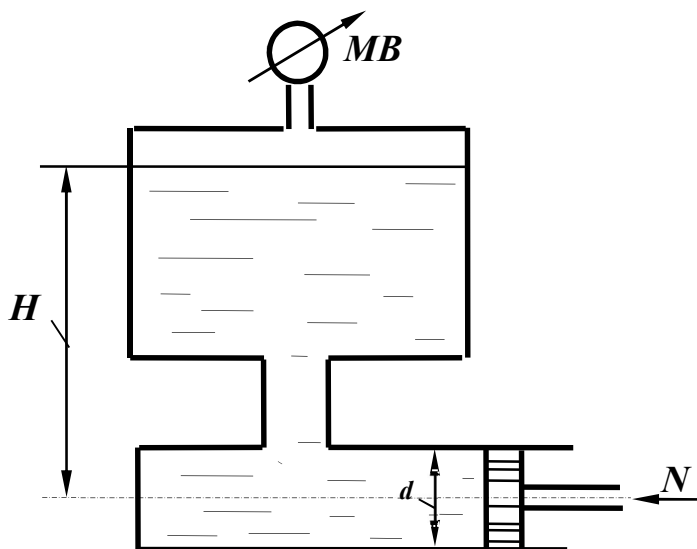


Контрольная работа № 3.

1. Дать понятие физического свойства жидкости *сжимаемость*. Привести формулу коэффициента объемного сжатия.
2. Представить давление $p = 196$ кПа в атмосферах технических (ат).
3. Манометрическое давление в измеряемой области равно $p_{\text{ман}} = 32$ кПа. Записать величину абсолютного давления в области измерения.
4. Избыточное давление на поверхности масла в закрытом резервуаре равно $p_{\text{изб}} = 0,13$ ат. На какой глубине h установлен манометр, если его показание равно $p_{\text{ман}} = 0,31$ ат; плотность масла $\rho_m = 900$ кг/м³.
5. Записать гидростатический закон распределения давления.

Задача

Определить усилие N , которое надо приложить к штоку поршня для удержания его на месте, если показание мановакуумметра $p_{\text{мв}} = 0,5$ ати, диаметр штока $d = 100$ мм, высота уровня масла над осью штока $H = 1,5$ м, плотность масла $\rho_m = 800$ кг/м³.

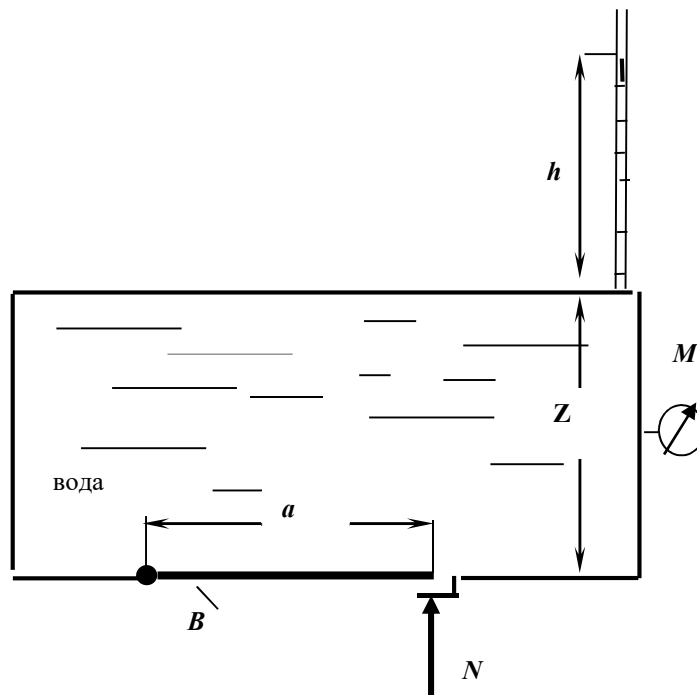


Контрольная работа № 4

1. Дать понятие физического явления *кавитация*.
2. Представить давление $p = 500$ мм рт.ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Вакуумметрическое давление в измеряемой области равно $p_{\text{вак}} = 38$ кПа, записать величину абсолютного давления в области измерения.
4. Определить, каким должно быть давление на поверхности масла закрытого резервуара, если показание манометра на глубине $h = 0,8$ м равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Плотность масла принять равной $\rho_m = 900$ кг/м³.
5. Сформулировать закон Паскаля.

Задача

Определить показание манометра M в центре боковой стенки резервуара с водой, а также усилие N , приложенное к запорному устройству плоской квадратной крышки B при следующих данных: $Z = 3$ м; $h = 2$ м; $a = 1$ м.

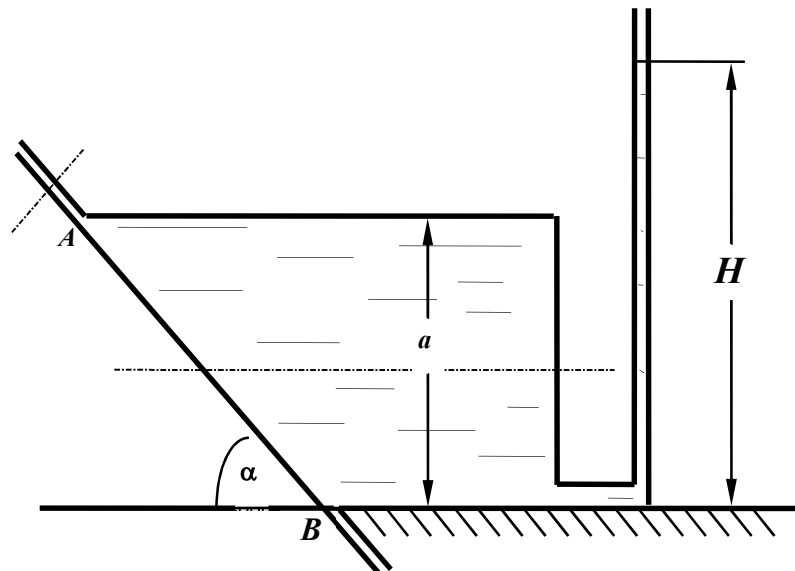


Контрольная работа № 5

1. Дать понятие гидростатического давления. Свойства гидростатического давления. Единицы измерения давления в системе СИ.
2. Представить давление $p = 200$ мм рт. ст. в Па.
3. Определить, какое давление, манометрическое или вакуум, показывает мановакуумметр и его величину, если абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 0,8$ ат.
4. Определить, каким будет показание мановакуумметра на глубине $h = 2,2$ м закрытого резервуара, заполненного водой, если на поверхности жидкости действует вакуумметрическое давление $p_{\text{вак}} = 0,1$ ат.
5. Дать определение свойства жидкости *вязкость*.

Задача

Определить силу давления на крышку маслобака AB , если показание пьезометра $H = 400$ мм, угол наклона крышки $\alpha = 45^\circ$. В сечении бак имеет форму квадрата со стороной $a = 200$ мм. Плотность масла $\rho_m = 900$ кг/м³.

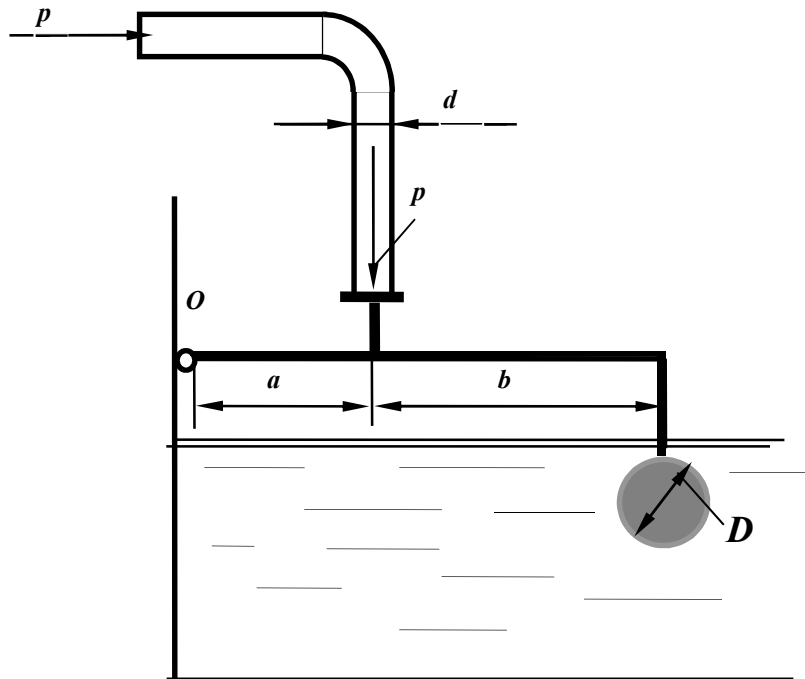


Контрольная работа № 6

1. Дать понятие плоскости уровня, представить уравнение плоскости уровня.
2. Представить перевод давления $p = 1,2$ ат в м вод.ст., в Па.
3. Дать понятие абсолютного давления. Записать абсолютное давление при манометрическом давлении $p_{\text{ман}} = 32$ кПа.
4. Показание манометра на определенной глубине в открытом резервуаре с водой равно $p_{\text{ман}} = 0,14$ ат. Определить, как изменится показание манометра на той же глубине, если резервуар заполнить маслом плотностью $\rho_m = 800$ кг/м³.
5. Нарисовать схему пьезометра для измерения абсолютного давления.

Задача

Вода, подаваемая под давлением $p = 2,5$ ати по трубе $d = 150$ мм, заполняет резервуар. Определить минимально необходимый диаметр D шарообразного поплавка, обеспечивающий автоматическое закрытие клапана при наполнении резервуара, если: $a = 100$ мм; $b = 500$ мм. Собственным весом рычага, клапана и поплавка пренебречь



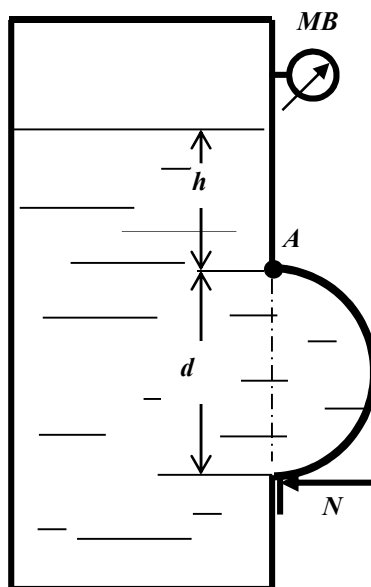
Контрольная работа № 7

1. Записать основное уравнение гидростатики, пояснить все входящие в него параметры.
2. Представить давление $p = 1,6$ ат в единицах измерения системы СИ.
3. Дать понятие абсолютного давления. Записать величину абсолютного давления при вакуумметрическом давлении $p_{\text{вак}} = 38$ кПа.
4. Показание манометра на определенной глубине открытого резервуара, заполненного бензином плотностью $\rho_{\text{бен}} = 700$ кг/м³, равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Как изменится показание манометра на той же глубине, если резервуар заполнить маслом плотностью $\rho_{\text{мас}} = 900$ кг/м³.
5. По какой формуле следует определять силу давления жидкости на плоскую стенку, если на свободной поверхности жидкости действует абсолютное давление p_0 больше атмосферного, а не смоченная сторона стенки находится под атмосферным давлением?

Задача

Закрытый резервуар заполнен дизельным топливом с плотностью $\rho = 846$ кг/м³. В вертикальной стенке резервуара имеется прямоугольное отверстие, закрытое полуцилиндрической крышкой. Она может поворачиваться вокруг горизонтальной оси в точке A . Пренебрегая силой тяжести крышки, определить усилие N , которое нужно приложить к крышке, чтобы она не открывалась при следующих данных: $p_{MB} = 11,4$ кПа; $d = 1$ м; $h = 1$ м; $b = 1,2$ м.

Размер b перпендикулярен плоскости чертежа.

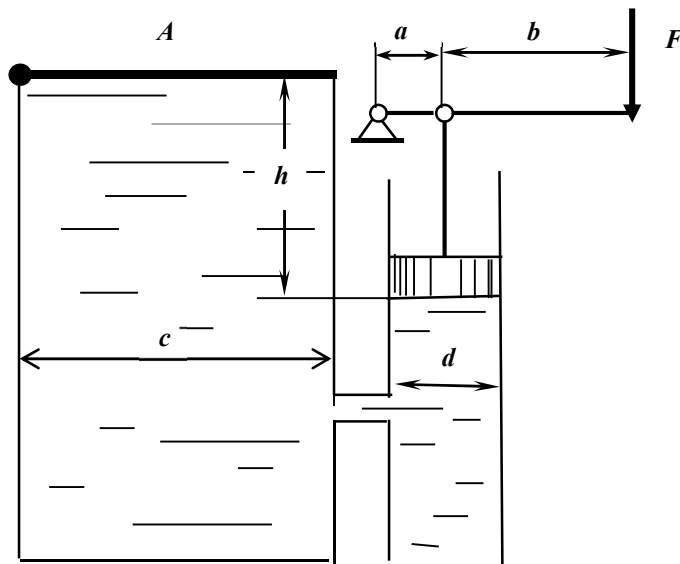


Контрольная работа № 8

1. Записать гидростатический закон распределения давления. Дать определение геометрического и пьезометрического напоров.
2. Представить давление $p = 196$ кПа в технических атмосферах (ат).
3. Определение абсолютного давления. Чему равно абсолютное давление при манометрическом давлении $p_{\text{ман}} = 62$ кПа.
4. Показание манометра, установленного на закрытом резервуаре, заполненном маслом плотностью $\rho_{\text{мас}} = 800$ кг/м³, равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Рассчитать, какой должна быть высота уровня масла в пьезометре, выведенном на уровне установки манометра.
5. Дать понятие тела давления, на примерах пояснить различные тела давления.

Задача

К рычагу гидроусилителя приложена сила F . Определить силу давления жидкости с плотностью $\rho = 900$ кг/м³ на квадратную крышку A при следующих данных: $F = 180$ Н; $d = 40$ мм; $c = 1$ м; $h = 1$ м; $a = 10$ мм; $b = 40$ мм.

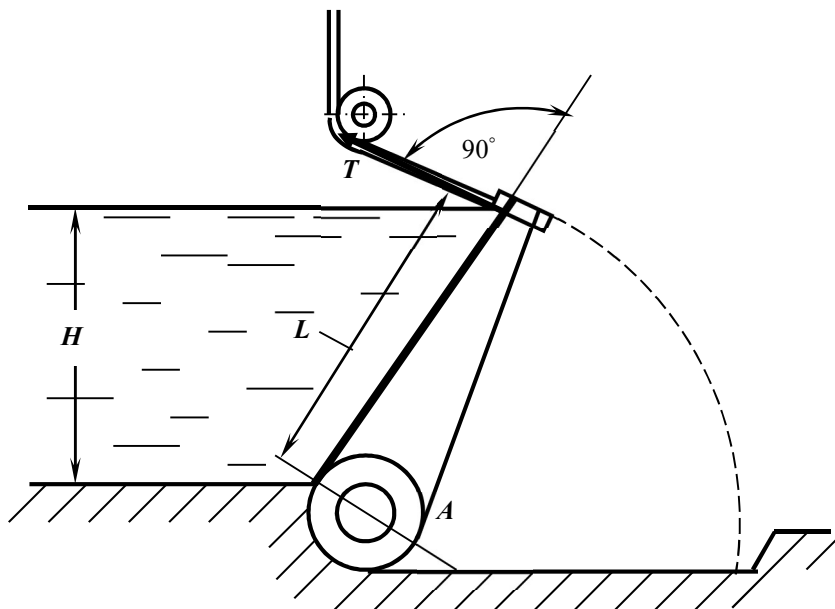


Контрольная работа № 9

1. Понятие гидростатического давления. Расчетная формула давления. Единицы измерения давления.
2. Представить давление, равное $p = 12$ м вод. ст., в единицах измерения системы СИ.
3. Абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 0,38$ ат. Установить, каким прибором следует пользоваться для измерения давления, рассчитать его величину в системе СИ.
4. Определить давление на поверхности жидкости закрытого резервуара, если показание ртутного U-образного манометра, установленного на глубине $h = 1,5$ м равно $p = 100$ мм рт.ст.
5. Какой зависимостью выражается гидростатический напор?

Задача

Плоский прямоугольный затвор с размерами $L = 2,5$ м и $B = 10$ м создает подпор воды $H = 2,3$ м. Затвор может вращаться относительно оси шарнира A . Определить силу натяжения троса T , удерживающую затвор в заданном положении. Размер B перпендикулярен плоскости чертежа



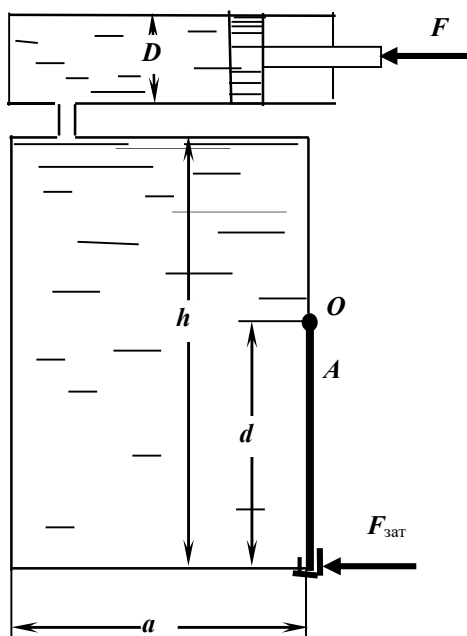
Контрольная работа № 10

1. Понятие физического свойства **вязкость**. Коэффициенты, характеризующие вязкость, единицы их измерения.
2. Перевести давление, равное 12 м вод.ст., в мм рт.ст.
3. Дать понятие абсолютного давления. Записать величину абсолютного давления в измеряемой области, если показание манометра в этой области равно $p_{\text{ман}} = 0,8$ ат.
4. Вакуумметрическое давление на поверхности воды в закрытом резервуаре равно $p_{\text{вак}} = 0,6$ ат. Установить, каким прибором следует измерить давление на глубине $h = 1,5$ м и рассчитать его величину.
5. Как расположена линия действия силы избыточного (весового) давления жидкости, действующей на плоскую фигуру любой формы?

Задача

Жидкость в емкости « $a \cdot h$ » нагревается до температуры 20°C . Определить усилие F , которое требуется приложить к поршню расширительного цилиндра диаметром D , чтобы сохранился прежний объем жидкости?

Также найти усилие $F_{\text{зат}}$, на которое должен быть рассчитан затвор круглой крышки диаметром d при следующих данных: плотность $\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$, $d = 500 \text{ мм}$, $D = 260 \text{ мм}$, $h = 2 \text{ м}$, $a = 1,5 \text{ м}$; $\beta_T = 150 \cdot 10^{-6} 1/\text{град}$; $\beta_p = 0,5 \cdot 10^{-10} \text{ Па}^{-1}$.

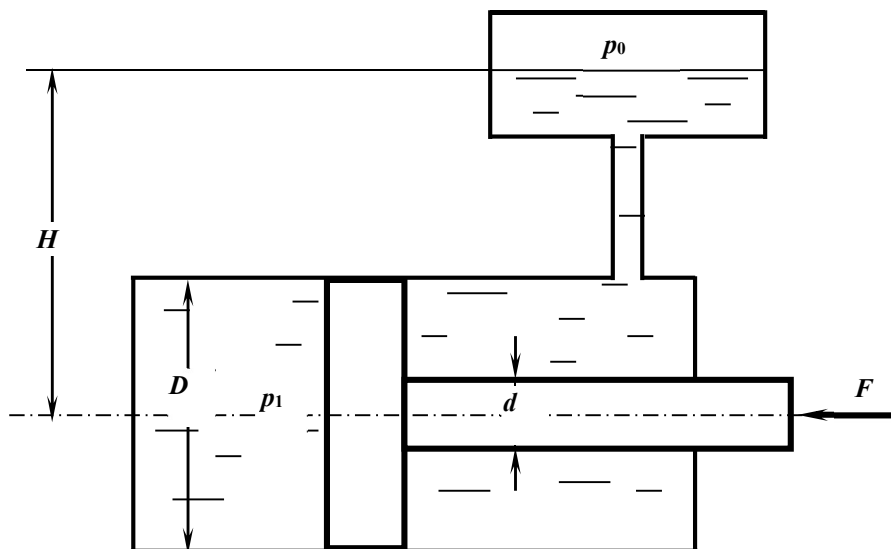


Контрольная работа № 11

1. Понятие *плоскости уровня*. Уравнение плоскости уровня. Значение параметров, входящих в уравнение.
2. Представить перевод давления $p = 100$ мм рт. ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Записать величину абсолютного давления в измеряемой области, если показание вакуумметра в этой области $p_{\text{вак}} = 0,6$ ат.
4. Вакуумметрическое давление на поверхности закрытого резервуара равно $p_{\text{вак}} = 0,1$ ат. Установить каким прибором следует измерить давление на глубине $h = 3,0$ м и рассчитать его величину.
5. Размерность кинематического коэффициента вязкости в системе СИ

Задача

Определить давление жидкости p_1 в гидроцилиндре, необходимое для преодоления усилия на штоке F при следующих данных: $F = 10$ кН; диаметр поршня $D = 160$ мм; диаметр штока $d = 80$ мм; $p_0 = 20$ кПа, $H = 10$ м; $\rho = 900$ кг/м³.

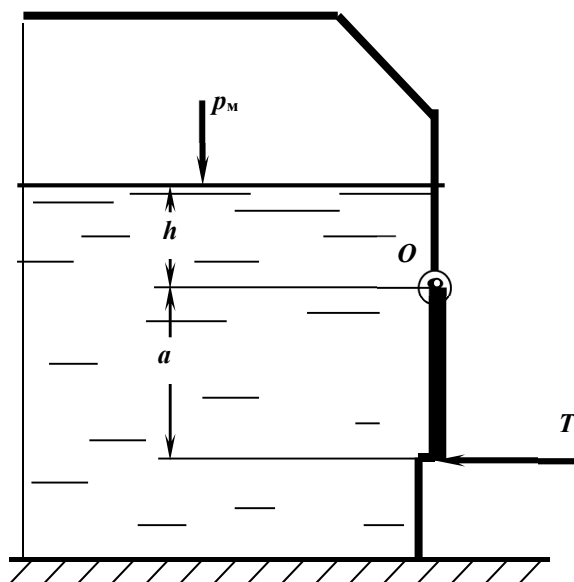


Контрольная работа № 12

1. Записать гидростатический закон распределения давления. Дать понятие геометрического и пьезометрического напоров.
2. Представить давление $p = 68$ кПа в м вод. ст.
3. Абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 198$ кПа. Установить, каким прибором следует пользоваться для измерения давления и рассчитать показание этого прибора.
4. Показание манометра на глубине $h = 1,5$ м закрытого резервуара, заполненного водой, равно $p_{\text{ман}} = 0,121$ ат. Определить, каким будет показание манометра на той же глубине, если резервуар будет заполнен маслом. Плотность масла равна $\rho_{\text{мас}} = 800$ кг/м³.
5. Записать дифференциальные уравнения равновесия жидкости; пояснить параметры, входящие в уравнения.

Задача

Усилие T удерживает плоскую квадратную крышку со стороной a в закрытом положении. Определить предельно допустимое значение избыточного давления над уровнем жидкости p_m , при котором крышка остается в закрытом положении, при следующих данных: $T = 2100$ Н, $a = 50$ см, $h = 2$ м, $\rho = 1000$ кг/м³.

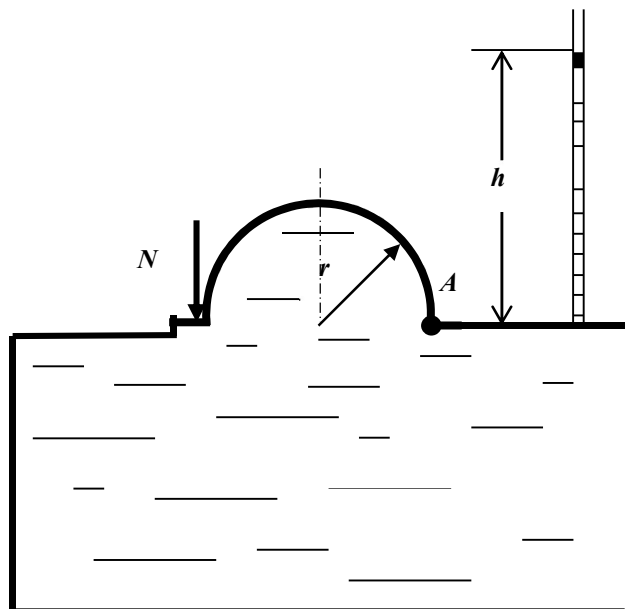


Контрольная работа № 13

1. Понятие физического свойства жидкости *капиллярность*.
2. Представить давление $p = 300$ мм рт.ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Показание манометра в измеряемой области равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Представить расчет абсолютного давления в этой области и его величину в системе СИ.
4. В закрытом резервуаре, заполненном бензином, показание манометра на некоторой глубине составляет $p_{\text{ман}} = 0,07$ ат. Определить пьезометрическую высоту, соответствующую этому давлению: $\rho_{\text{б}} = 700$ кг/м³.
5. Каковы единица измерения *динамической вязкости* ?

Задача

Определить усилие N , которое нужно приложить к цилиндрическому затвору, установленному на квадратном отверстии крышки резервуара с водой, при следующих данных: $h = 1$ м, $r = 0,2$ м. Затвор поворачивается вокруг шарнира в точке A .

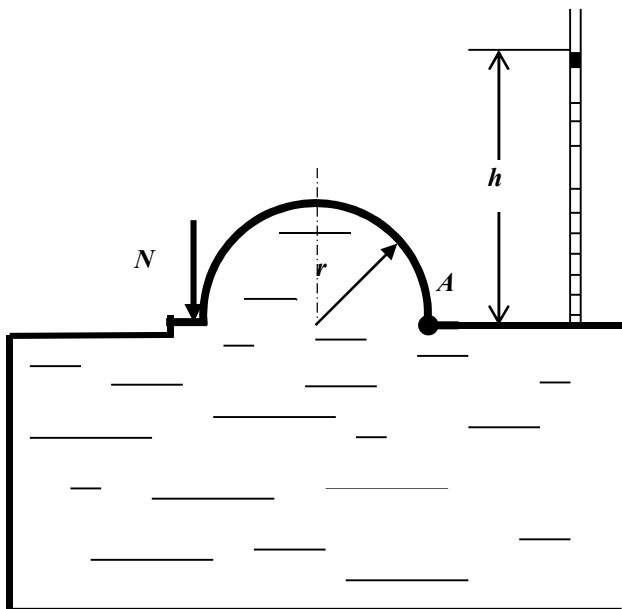


Контрольная работа № 14

1. Представить *основное уравнение гидростатики*, дать определение, пояснить значение входящих параметров.
2. Представить давление $p = 730$ мм рт.ст. в ат.
3. Абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 68$ кПа. Определить, каким будет показание мановакуумметра, установленного в этой области, и величину давления.
4. В закрытом резервуаре, заполненном маслом, показание манометра на определенной глубине составляет $p_{\text{ман}} = 0,06$ ат. Определить какой будет пьезометрическая высота (напор) на уровне установки манометра. Плотность масла принять $\rho_m = 800$ кг/м³.
5. Дать определение свойства жидкости *сжимаемость*.

Задача

Запорное устройство полусферической крышки радиусом r рассчитано на усилие N . Определить показание манометра в центре боковой стенки при максимально допустимом давлении в жидкости плотностью $\rho = 900$ кг/м³: $N = 90$ кН, $a = 3$ м, $r = 0,4$ м.



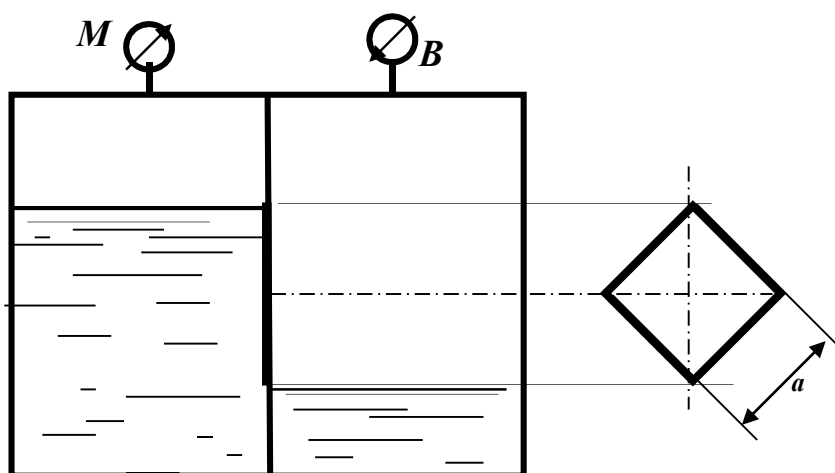
Контрольная работа № 15

1. Записать уравнения Эйлера для равновесного состояния жидкости. Пояснить параметры, входящие в уравнение.
2. Показание манометра на глубине $h = 2,5$ м закрытого резервуара, заполненного водой, равно $p_{\text{ман}} = 0,32$ ат. Определить, каким будет показание манометра на той же глубине, если резервуар будет заполнен маслом. Плотность масла равна $\rho_{\text{мас}} = 800$ кг/м³.
3. Определить показание механического вакуумметра (в ат), установленного на воздушном резервуаре, если показание ртутного вакуумметра, присоединенного к тому же резервуару, составляет 0,2 м.
4. В чем физический смысл понятия *гидростатического давления*.
5. Какие силы действуют в жидкости?

Задача

Замкнутый резервуар с нефтью ($\rho = 900$ кг/м³) разделен на две части плоской перегородкой, имеющей квадратное отверстие со стороной $a = 1$ м. Давление над нефтью в левой части резервуара определяется показанием манометра $p_M = 0,15$ ат, а в правой – показанием вакуумметра $p_B = 0,2$ ат.

Найти величину силы давления, действующей на крышку, закрывающую отверстие в перегородке, и точку ее приложения.

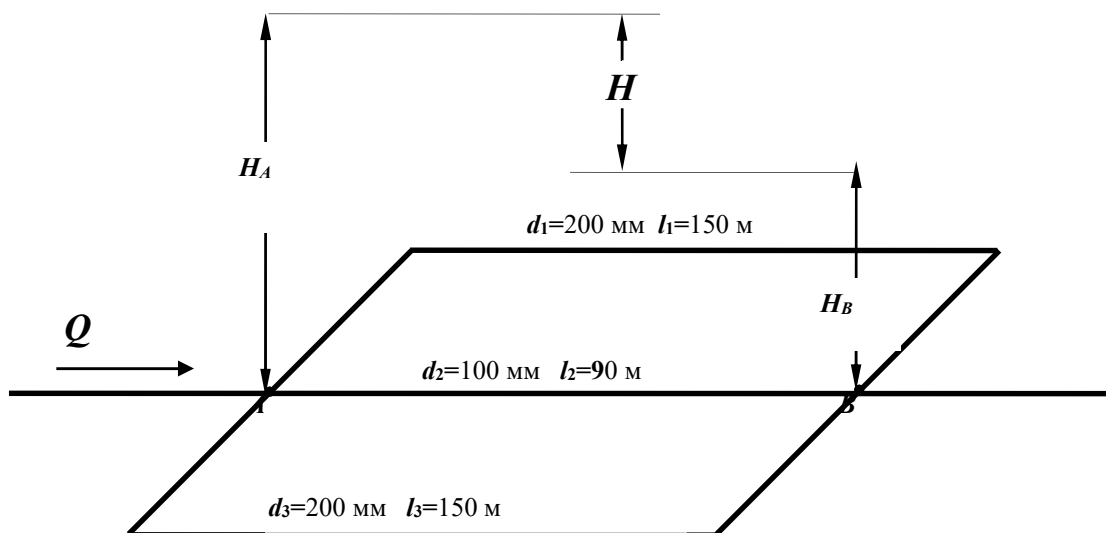


Контрольная работа № 16

1. Какое движение жидкости называется установившимся?
2. Определить диаметр трубы для пропуска воды с расходом $Q = 2,0$ л/с при скорости $V = 1,0$ м/с.
3. Рассчитать коэффициент сопротивления вентиля $\zeta_{\text{вент}}$, если потери напора в нем составляют $h_{\text{вент}} = 0,25$ м при скорости $V = 0,5$ м/с.
4. Записать уравнение Бернулли для целого потока реальной жидкости, представить диаграмму уравнения.
5. Определить режим движения жидкости в трубе $d = 100$ мм, шероховатостью $\Delta = 0,05$ мм при скорости движения $V = 0,21$ м/с. Коэффициент кинематической вязкости жидкости $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с. Для турбулентного режима проверить область сопротивления.

Задача

Определить расход воды, подводимый к системе параллельно соединенных труб, если действующий напор $H = 10$ м. Трубы стальные, новые. Местными потерями пренебречь.

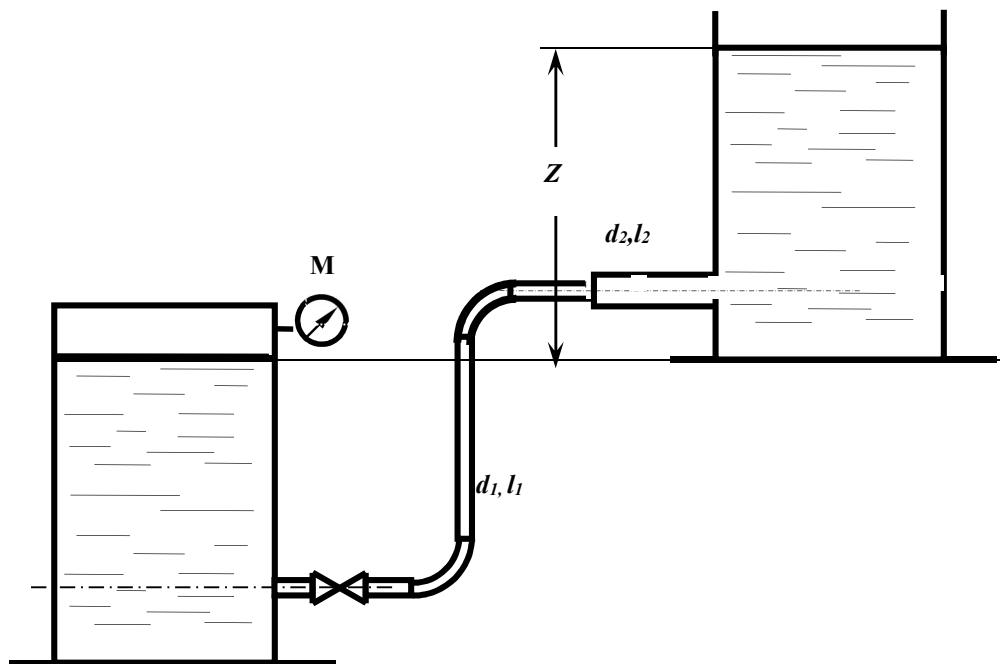


Контрольная работа № 17

1. Какое движение жидкости называется равномерным?
2. Определить скорость движения воды в трубе диаметром $d_1 = 50$ мм, если при постоянном расходе скорость в трубе $d_2 = 100$ мм равна $V_2 = 1,0$ м/с.
3. Геометрический смысл уравнения Бернулли для идеальной жидкости. Диаграмма уравнения.
4. Определить потери напора в пробковом кране $h_{кр}$, если коэффициент сопротивления крана $\zeta_{кр} = 17,0$, а скорость движения воды $V = 1,2$ м/с.
5. Определить потери напора при подаче воды по трубопроводу $d = 200$ мм и длиной $l = 1500$ м при скорости потока $V = 13,1$ см/с и температуре 10°C ($\nu = 0,0131$ см²/с). Трубы стальные, новые ($\Delta = 0,05$ мм).

Задача

Определить максимально возможную высоту наполнения верхнего резервуара Z из нижней емкости при расходе воды $Q = 8$ л/с по двум коротким трубам $d_1 = 100$ мм, $l_1 = 40$ м, $d_2 = 150$ мм, $l_2 = 60$ м при показании манометра $p_m = 50$ кПа; $\nu = 0,01$ Ст; $\Delta = 0,1$ мм; пробковый кран закрыт на 30° .

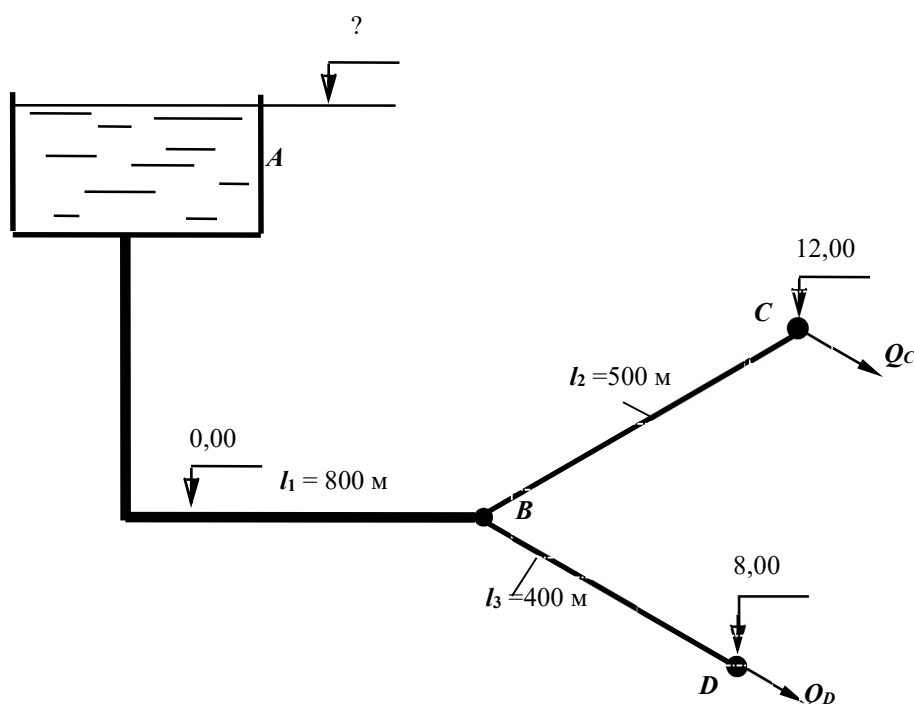


Контрольная работа № 18

1. Какой трубопровод называется коротким?
2. Рассчитать расход воды в трубе $d = 100$ мм при скорости $V = 1,27$ м/с.
3. Как экспериментально определяется скоростной напор и рассчитывается скорость в точке потока? Нарисовать схему прибора.
4. Какие гидравлические сопротивления называются местными? Привести расчетную формулу определения потерь напора в местных сопротивлениях.
5. Определить режим движения жидкости в трубе $d = 100$ мм и шероховатостью $\Delta = 0,05$ мм при пропускной способности $Q = 1,6$ л/с, если коэффициент кинематической вязкости $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с. Для случая турбулентного режима движения установить область сопротивления.

Задача

Из напорного бака A идет магистральный трубопровод длиной $l = 800$ м. В т. B магистраль разделяется на две нитки: одна идет к пункту C , где расходуется $Q_C = 11$ л/с, другая – к пункту D , где потребляется $Q_D = 95$ л/с. Определить диаметры каждого участка и отметку уровня воды в баке, при условии, что $V \leq 1,2$ м/с.

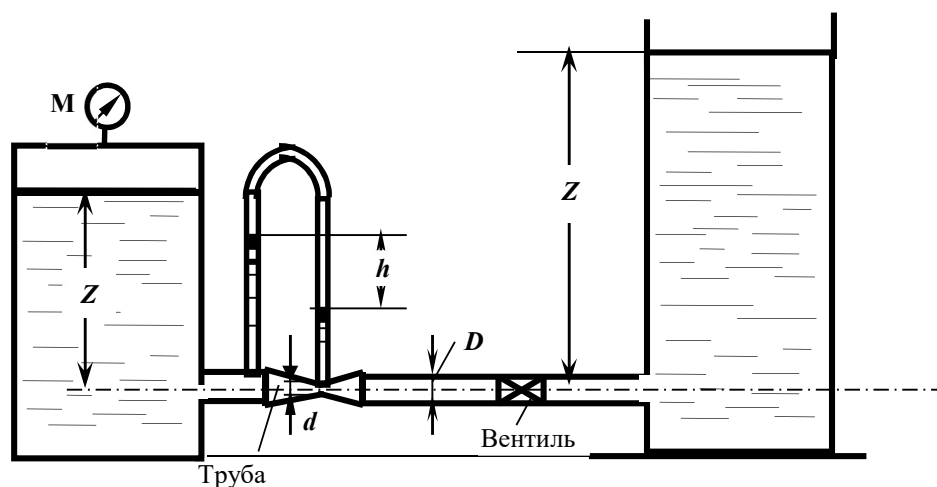


Контрольная работа № 19

1. От чего зависит величина коэффициента гидравлического трения в квадратичной области сопротивления турбулентного режима?
2. Рассчитать диаметр трубы для пропуска расхода $Q = 2$ л/с при скорости $V = 1,0$ м/с.
3. Каким прибором определяется полный напор в точке потока жидкости? Начертить схему прибора.
4. Какие внешние факторы вызывают потери напора по длине? Записать расчетные зависимости для определения этих потерь.
5. Определить режим движения жидкости в трубе диаметром $d = 50$ мм при расходе $Q = 1,2$ л/с, если коэффициент кинематической вязкости жидкости равен $\nu = 0,3 \times 10^{-4}$ м²/с.

Задача

В трубопроводе диаметром $D = 100$ мм длиной $l = 100$ м установлен расходомер Вентури с модулем $d^2/D^2 = 0,3$. Определить расход воды Q по перепаду уровней жидкости в дифманометре $h = 0,5$ м. Определить избыточное давление на поверхности жидкости в баке, под действием которого происходит движение при следующих данных: $Z_1 = 2$ м, $Z_2 = 5$ м, коэффициенты сопротивления вентиля принять $\zeta_{\text{вен}} = 7,0$; трубы Вентури $\zeta_{\text{Вент}} = 0,5$; остальные коэффициенты местных сопротивлений по таблице. Труба водопроводная нормальная (коэффициент Дарси при турбулентном режиме можно определить по таблице).

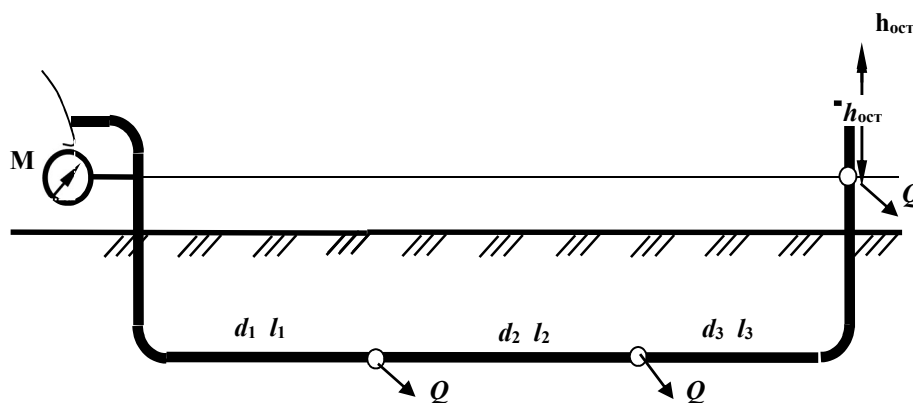


Контрольная работа № 20

1. Какой трубопровод называется простым?
2. Рассчитать гидравлический радиус потока жидкости в круглой трубе диаметром $d = 100$ мм и в трубе квадратного сечения со стороной $a = 200$ мм.
3. Представить уравнение Бернулли для элементарной струйки реальной жидкости, начертить диаграмму уравнения. Дать пояснение всех параметров, входящих в уравнение.
4. Как изменятся потери напора по длине при постоянном расходе, если диаметр трубопровода уменьшится в 2 раза? Показать расчетом.
5. Определить, при каком значении коэффициента кинематической вязкости ν возможен ламинарный режим в трубе $d = 50$ мм при скорости движения $V = 1,2$ м/с.

Задача

Определить расходы воды у потребителей в системе трех последовательно соединенных труб: $d_1 = 200$ мм, $l_1 = 600$ м, $d_2 = 150$ мм, $l_2 = 300$ м, $d_3 = 100$ мм, $l_3 = 200$ м, если показания манометра в начале системы $p_m = 3,0$ ат и остаточный напор у потребителя должен быть не менее 10 м. Местные потери принять равными 5% от потерь по длине. Построить пьезометрическую линию.

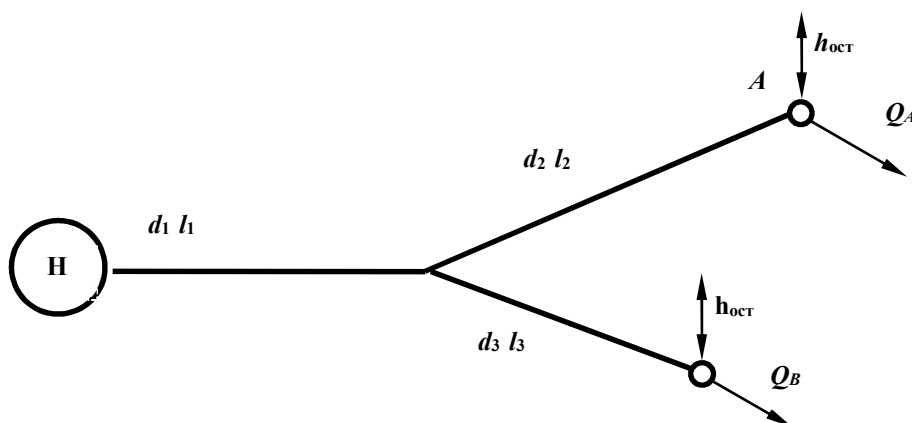


Контрольная работа № 21

1. Дать определение ламинарного режима.
2. Определить, при какой скорости воды в трубе диаметром $d = 100$ мм будет обеспечен расход $Q = 2,0$ л/с.
3. Записать уравнение Бернулли для элементарной струйки реальной жидкости, построить диаграмму уравнения, пояснить параметры, входящие в уравнение.
4. Рассчитать потери напора по длине в трубе диаметром $d = 100$ мм длиной $L = 10$ м при расходе $Q = 8,2$ л/с и коэффициенте гидравлического трения $\lambda = 0,04$.
5. Определить режим движения воды в трубе диаметром $d = 100$ мм при скорости $V = 1,2$ м/с, если кинематический коэффициент вязкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с, шероховатость внутренней поверхности трубы $\Delta = 0,5$ мм. При турбулентном режиме установить область сопротивления.

Задача

Рассчитать тупиковую водопроводную систему, снабжающую водой шахты A и B , а также определить высоту водонапорной башни H (действующий напор), если остаточный напор у потребителя должен быть не менее 10 м, расходы шахт составляют $Q_A = 40$ л/с; $Q_B = 60$ л/с, эксплуатационная скорость в трубах $V_{\text{эк}} = 1,5$ м/с; длины участков: $l_1 = 1000$ м, $l_2 = 1200$ м, $l_3 = 900$ м. Местные потери принять равными 10% от потерь по длине. Построить пьезометрическую линию. Чертеж представлен в плане

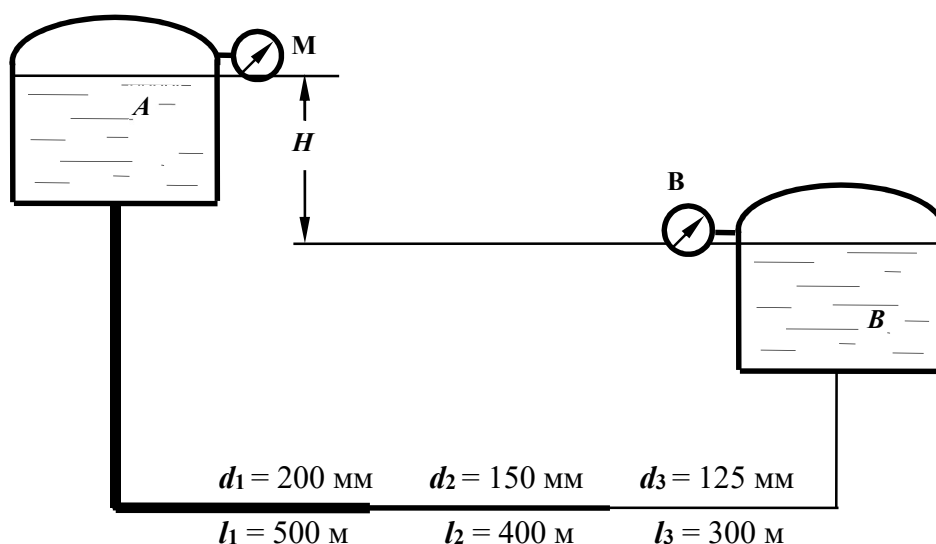


Контрольная работа № 22

1. Охарактеризовать турбулентный режим движения.
2. Определить пропускную способность (расход) для трубы диаметром $d = 100$ мм при скорости движения потока воды $V = 1,27$ м/с.
3. Записать уравнение Бернулли для потока вязкой жидкости, построить диаграмму уравнения. Пояснить параметры, входящие в уравнение.
4. Рассчитать коэффициент гидравлического трения λ для водопроводной трубы $d = 100$ мм, длиной $L = 40$ м, если потери напора по длине $h_l = 1,5$ м при расходе $Q = 9,5$ л/с.
5. Определить режим движения воды в трубе диаметром $d = 50$ мм с шероховатостью $\Delta = 1,0$ мм при скорости $V = 1,2$ м/с, если кинематический коэффициент вязкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с. Для турбулентного режима установить область сопротивления.

Задача

Расход $Q = 20$ л/с поступает из напорного бака A в резервуар B по системе последовательно соединенных труб (размеры – на схеме). Определить H при следующих показаниях приборов: $p_{ман} = 0,5$ ат, $p_{вак} = 0,2$ ат. Трубы водопроводные нормальные. Местные потери составляют 10% потерь по длине. Построить пьезометрическую линию.

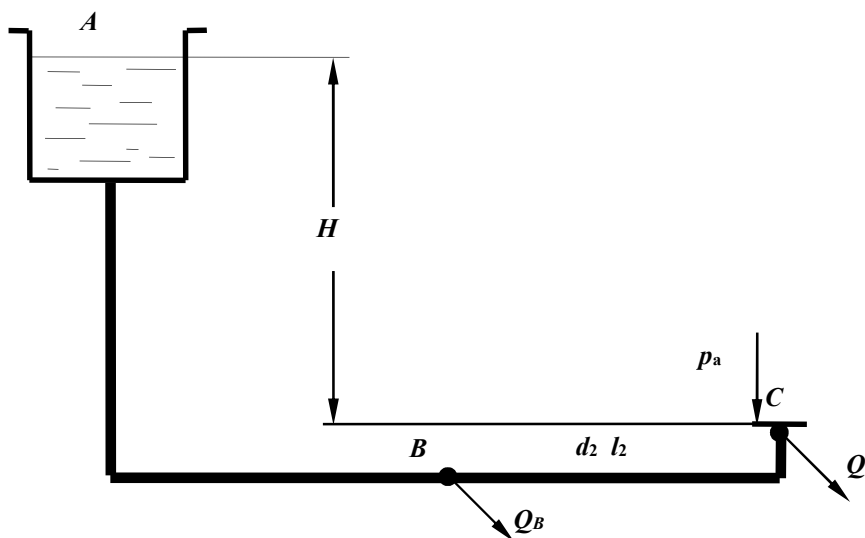


Контрольная работа № 23

1. Что такое критическая скорость и как ее определить для трубопровода?
2. Определить пропускную способность (расход) для трубы диаметром $d = 100$ мм, при скорости движения потока воды $V = 2,0$ м/с; какой режим движения в трубе при этой скорости?
3. Построить диаграмму уравнения Бернулли для элементарной струйки реальной жидкости; пояснить геометрический смысл уравнения.
4. Как изменятся потери напора по длине, если расход жидкости увеличится в 2 раза, показать расчетом.
5. Определить, при какой скорости возможен ламинарный режим для потока жидкости в трубе диаметром $d = 50$ мм, если коэффициент кинематической вязкости жидкости равен $\nu = 0,3 \times 10^{-4}$ м²/с.

Задача

Из водонапорного бака A в пункты B и C подаются одинаковые расходы воды $Q_B = Q_C = Q$. Определить величину Q расхода у потребителей, если напор $H = 15$ м, трубы водопроводные, нормальные, соединены последовательно: $d_1 = 100$ мм, $l_1 = 500$ м, $d_2 = 75$ мм, $l_2 = 300$ м. Местные потери принять равными 5% от потерь по длине.

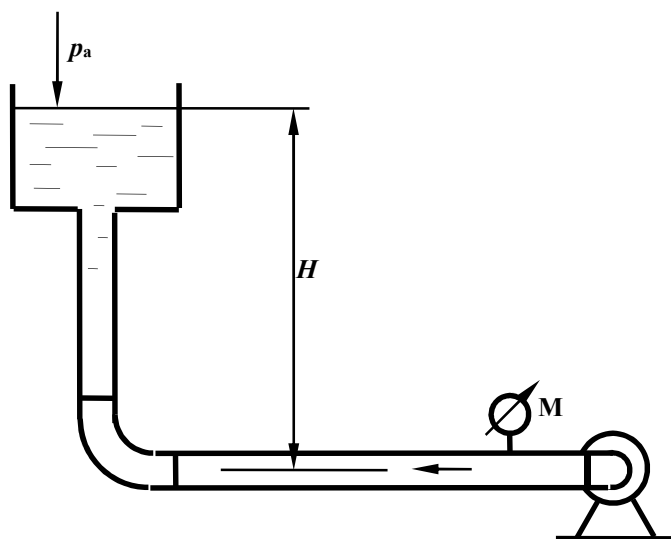


Контрольная работа № 24

1. Записать уравнение неразрывности потока.
2. Дать понятие гидростатического напора в сечении потока. Как он определяется экспериментально?
3. Рассчитать при каком значении коэффициента сопротивления пробкового крана $\zeta_{кр}$ будет обеспечен расход $Q = 1$ л/с в трубе диаметром $d = 50$ мм, если величина потерь напора в кране составляет $h_{кр} = 25$ см.
4. Определить потери напора по длине в трубе длиной $L = 20$ м диаметром $d = 50$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,5$ мм при расходе $Q = 2,5$ л/с, если коэффициент кинематической вязкости воды $\nu = 10^{-6}$ м²/с.
5. Рассчитать гидравлический радиус потока жидкости в круглой трубе диаметром $d = 200$ мм и в трубе квадратного сечения со стороной $a = 100$ мм.

Задача

Определить манометрическое давление, которое должен создавать насос, чтобы подать воду в количестве $Q = 5$ л/с в водонапорный бак на высоту $H = 12$ м по трубопроводу длиной $l = 50$ м с высотой выступов шероховатости внутренней поверхности трубы $\Delta_s = 1$ мм; при температуре воды $t = 15^\circ\text{C}$ ($\nu = 0,011463$ см²/с). Диаметр трубы $d = 150$ мм, коэффициент сопротивления колен $\zeta_{кол} = 0,29$.

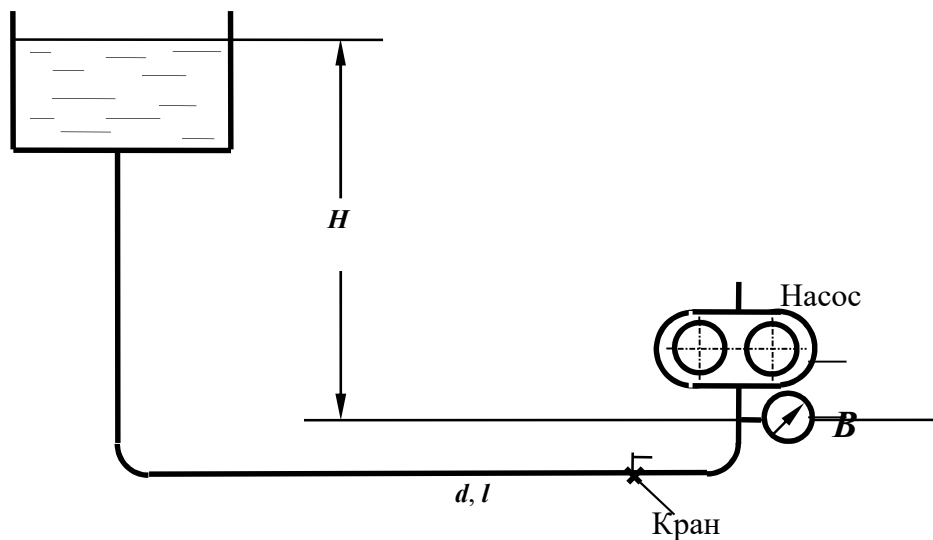


Контрольная работа № 25

1. Определение потерь напора по длине с помощью обобщенных параметров.
2. Рассчитать диаметр трубопровода для пропуска расхода $Q = 4$ л/с при скорости $V = 1,6$ м/с.
3. Записать уравнение Бернулли для потока вязкой жидкости, построить диаграмму уравнения. Пояснить параметры, входящие в уравнение, исходя из геометрической интерпретации уравнения.
4. Определить потери напора в пробковом кране $h_{кр}$, если коэффициент сопротивления крана $\zeta_{кр} = 27,0$, а скорость движения воды $V = 2,1$ м/с.
5. Определить режим движения жидкости в трубе диаметром $d = 100$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,05$ мм при скорости $V = 0,21$ м/с, если коэффициент кинематической вязкости жидкости $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с.

Задача

Определить расстояние H от уровня жидкости в маслобаке, если давление на входе в шестеренный насос системы смазки, подающий расход $Q = 1$ л/с машинного масла $p_{\text{вак}} = 0,1$ ат; $\rho_m = 900$ кг/м³, $\nu = 38 \cdot 10^{-6}$ м²/с, $d = 35$ мм, $l = 5$ м, $\zeta_{кр} = 4$, $\zeta_{\text{кол}} = 0,3$.

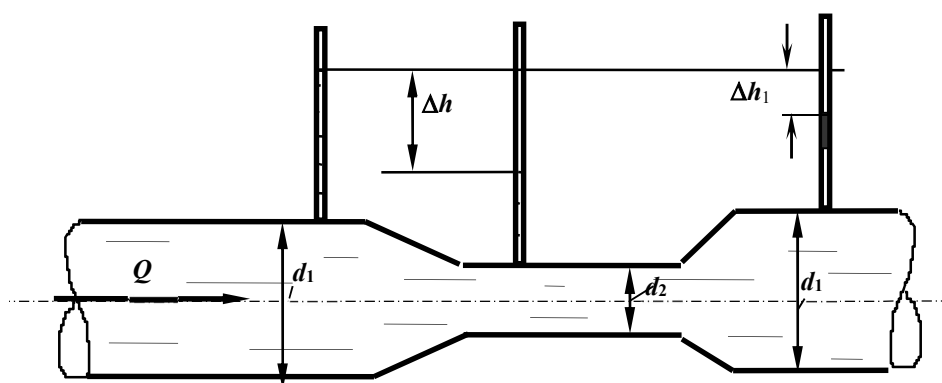


Контрольная работа № 26

1. Дать определение понятия «гидравлически гладкие стенки».
2. Определить разность показаний трубки Пито и пьезометра, если скорость в точке установки прибора равна $u = 0,21$ м/с. Начертить схему установки приборов.
3. Как преобразуется уравнение Бернулли при переходе от элементарной струйки идеальной жидкости к элементарной струйке реальной вязкой жидкости; привести формулы, пояснить параметры.
4. Определить разность показаний пьезометров, установленных до и после пробкового крана, если скорость движения воды в трубопроводе равна $V = 0,8$ м/с, а коэффициент сопротивления пробкового крана равен $\zeta_{кр} = 7,0$.
5. Определить, каким должно быть давление в начале трубы для транспортирования воды, если длина участка составляет $L = 150$ м, диаметр $d = 100$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,5$ мм, показание манометра в конце участка $p = 0,7$ ат, пропускная способность трубы равна $Q = 6,3$ л/с, кинематический коэффициент вязкости жидкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с.

Задача

Определить разность показаний пьезометров Δh , установленных на водомере Вентури с диаметрами $d_1 = 100$ мм, $d_2 = 50$ мм, если расход воды равен $Q = 3$ л/с. Потерями напора в водомере пренебречь, коэффициент Кориолиса α принять равным 1. Найти также Δh_1 для случая учета сопротивления трубы Вентури, если принять $\zeta_{\text{Вентури}} = 0,5$.

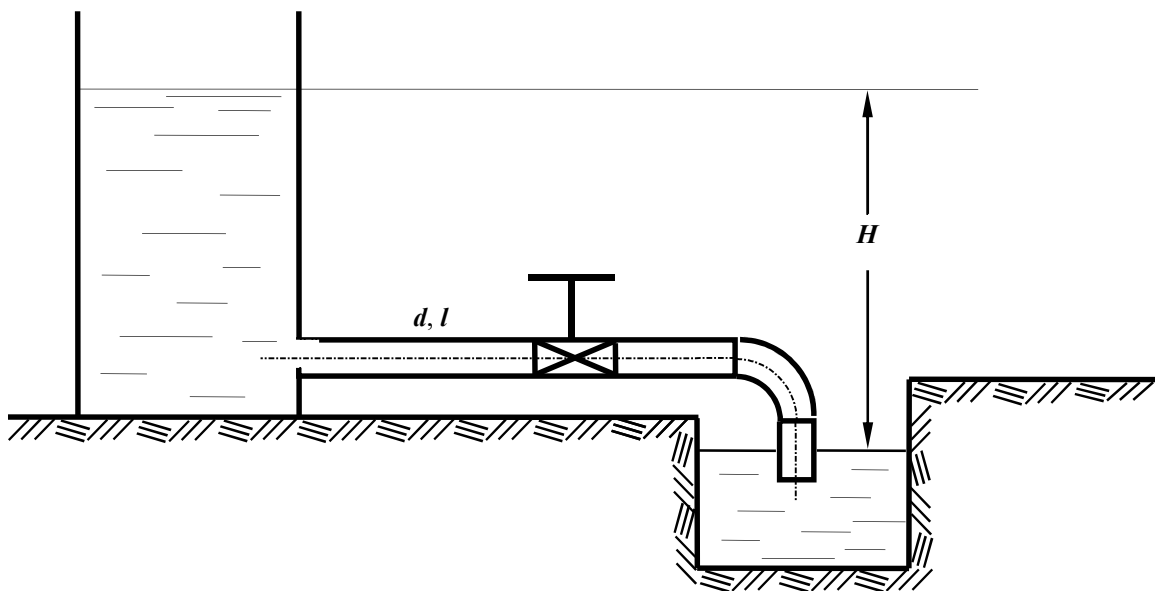


Контрольная работа № 27

1. Каким должен быть коэффициент сопротивления вентиля, чтобы при пропускной способности трубопровода $Q = 2,5$ л/с потери напора в вентиле составили $h_{\text{вент}} = 32$ см. Диаметр трубопровода равен $d = 50$ мм.
2. Определить скорость по оси потока жидкости в горизонтальной трубе, если показание трубки Пито, установленной по оси потока равно 100 мм, а показание пьезометра – 50 мм. Начертить схему установки приборов.
3. Записать уравнение Бернулли для потока реальной жидкости, начертить диаграмму уравнения.
4. Разность показаний пьезометров, установленных на расстоянии $L = 5$ м в горизонтальной водопроводной трубе диаметром $d = 50$ мм, равна 30 см. Определить коэффициент гидравлического трения (λ), если расход воды составляет $Q = 2,5$ л/с.
5. Что такое квадратичная область сопротивления?

Задача

Определить, какой должна быть разность уровней трансформаторного масла в резервуаре и отстойнике, чтобы по трубе диаметром $d = 50$ мм и длиной $l = 25$ м проходил расход $Q = 3,0$ л/с. На трубе установлен пробковый кран с углом открытия $\alpha = 20^\circ$. Кинематический коэффициент вязкости масла $\nu = 0,38 \cdot 10^{-4}$ м²/с.

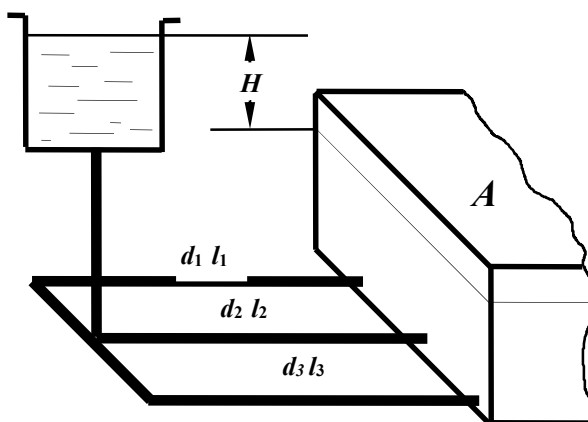


Контрольная работа № 28

1. Пояснить, какие параметры составляют гидравлическую характеристику сечения потока. Дать определения.
2. В горизонтальной трубе с плавным сужением скорость в первом сечении равна $V=0,5$ м/с, пьезометрический напор $-p_1/\rho g = 0,8$ м. Рассчитать пьезометрический напор во втором сечении, если диаметр трубы уменьшится в два раза.
3. Как преобразуется уравнение Бернулли при переходе от элементарной струйки идеальной жидкости к элементарной струйке реальной жидкости. Записать уравнения.
4. Рассчитать критическую скорость для потока бензина в трубе диаметром $d = 50$ мм, если кинематический коэффициент вязкости бензина равен $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с.
5. Определить давление в начале водопроводной стальной трубы длиной $L = 200$ м, диаметром $d = 100$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,5$ мм, если показание манометра в конце участка $p = 0,9$ ат, пропускная способность трубы равна $Q = 5,3$ л/с, кинематический коэффициент вязкости жидкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с.

Задача

В бассейн A из напорного бака через три параллельно соединенных трубопровода поступает расход $Q = 50$ л/с. Определить необходимый напор H и расход в каждом трубопроводе, трубы водопроводные, нормальные; область сопротивления – квадратичная. Местные потери напора принять равными 10% от потерь по длине. Размеры труб: $d_1=150$ мм; $l_1=450$ м; $d_2=100$ мм; $l_2=400$ м; $d_3=200$ мм; $l_3=420$ м.

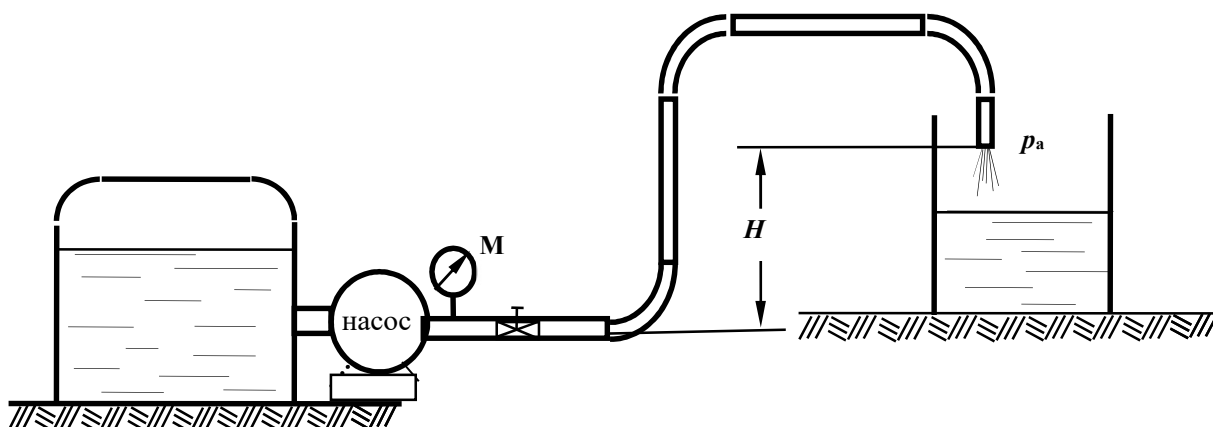


Контрольная работа № 29

1. Записать дифференциальные уравнения движения жидкости (уравнение Эйлера).
2. Рассчитать скоростной напор потока воды в трубе диаметром $d = 100$ мм, если при таком же расходе скоростной напор в трубе диаметром $d = 50$ мм равен $0,2$ м.
3. Записать уравнение Бернулли для элементарной струйки вязкой жидкости. Дать пояснения параметров, входящих в уравнение, учитывая его геометрическую интерпретацию. Построить диаграмму уравнения.
4. При какой скорости потока воды произойдет переход от ламинарного режима к турбулентному в стеклянной трубе диаметром $d = 30$ мм, если кинематический коэффициент вязкости равен $\nu = 10^{-6}$ м²/с.
5. Определить потери напора при подаче воды по трубопроводу диаметром $d = 50$ мм и длиной $l = 150$ м при скорости потока $V = 1,3$ м/с и температуре 10°C ($\nu = 0,0131$ см²/с). Трубы стальные, новые ($\Delta = 0,05$ мм).

Задача

Определить длину трубопровода диаметром $d = 100$ мм ($\Delta = 0,5$ мм), с помощью которого бензин ($\rho = 700$ кг/м³ и $\nu = 3,0 \cdot 10^{-6}$ м²/с) может быть поднят на высоту $H = 12$ м при пропускной способности $Q = 6$ л/с, если показания манометра, установленного после насоса, $p_m = 1,2$ ат. Истечение бензина происходит в атмосферу. Сумму коэффициентов местных сопротивлений принять равной $\sum \zeta = 6,0$.



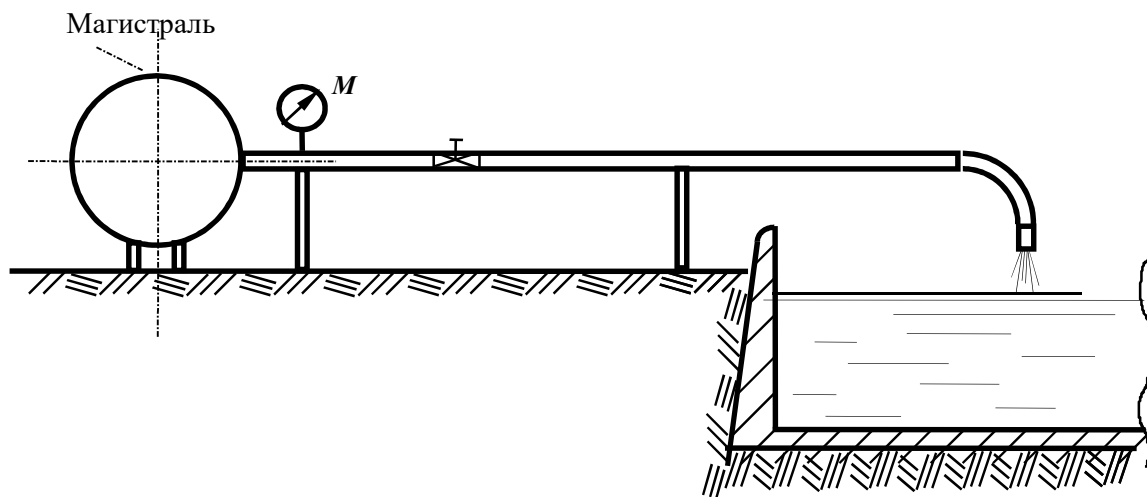
Контрольная работа № 30

1. Пояснить понятие *коэффициент расхода трубопровода*.
2. Определить сторону a квадратного сечения трубопровода пропускной способностью $Q = 2,5$ л/с при скорости движения жидкости $V = 1,0$ м/с.
3. Как преобразуется уравнение Бернулли при переходе от элементарной струйки реальной жидкости к целому потоку? Записать уравнения.
4. Определить при какой скорости движения воды в водопроводной трубе диаметром $d = 50$ мм и длиной $L = 40$ м потери напора по длине составят $h_l = 30$ см. Коэффициент гидравлического трения $\lambda = 0,03$.
5. Определить давление в конце водопроводной трубы длиной $L = 150$ м, диаметром $d = 100$ мм ($\Delta = 1,0$ мм), если показание манометра в начале трубы $p = 0,87$ ат, расход составляет $Q = 6,3$ л/с ($\nu = 10^{-6}$ м²/с).

Задача

Определить какой объем воды (W) наполнится в бассейне за 30 мин, если на трубе установлен пробковый кран с углом закрытия $\alpha = 30^\circ$ и одно колено.

Через нормальную водопроводную трубу длиной $l = 50$ м и диаметром $d = 100$ мм, присоединенную к магистральному трубопроводу с избыточным давлением $p_m = 100$ кПа,





Проректор по учебно-методическому комплексу
А. В. Угров

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.04 ГИДРОМЕХАНИКА

Специальность –

21.05.04 Горное дело

Специализация –

Шахтное и подземное строительство

Авторы: Двинин Л.А., доцент, к.т.н., Двинина Л. Б., доцент, к.т.н.

Одобрена на заседании кафедры

Технической механики

(название кафедры)

Зав. кафедрой

(подпись)

Волков Е.Б.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 17.09.2021

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией
факультета

Горно-механического

(название факультета)

Председатель

(подпись)

Осипов П.А.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 12.10.2021

(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «ГИДРОМЕХАНИКА».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, контрольные работы, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Расчетно-графическая работа

Расчетно-графические работы выполняются по методической литературе, изданной кафедрой:

Часс С. И. [Текст]: Гидромеханика. Сборник задач. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 145 с.

Часс С. И. [Текст]: Гидравлика. Гидромеханика. Сборник задач и контрольных заданий. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. – 137 с.

Номера вариантов берутся по номеру в списке группы или назначаются преподавателем, номера заданий берутся по таблице.

Методические рекомендации для решения задач и примеры для самостоятельного решения приведены в учебных пособиях:

Бегенина Т.П.: Гидромеханика: Конспект лекций. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. – 224 с.

Часс С. И.: Гидравлика, гидромеханика. Механика жидкости и газа. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. – 215 с.

Тематика расчетно-графических работ:

1. Определение давления в точке жидкости, приборы для измерения давления. Гидростатический закон распределения давления, закон Паскаля.
 2. Аналитический метод и графоаналитический метод определения силы на плоские поверхности.
 3. Определение силы давления на криволинейные поверхности, закон Архимеда.
 4. Ламинарный и турбулентный режимы движения, гидравлические сопротивления, расчет простых коротких трубопроводов.
 5. Элементы расчетов сложных трубопроводных систем.
- Для подготовки к практическим занятиям преподаватель может привлекать дополнительную литературу, а также раздаточный материал.

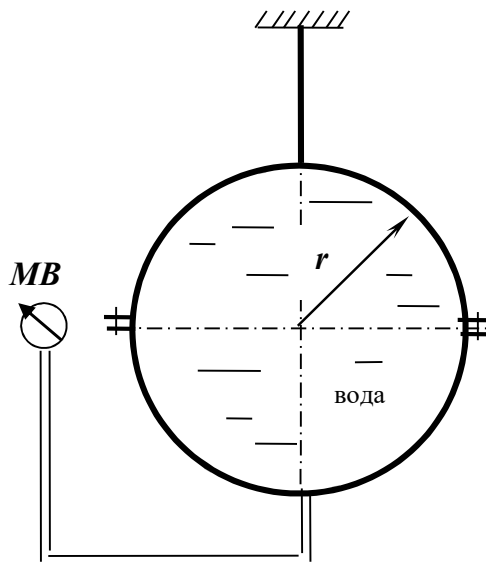
Подготовка к контрольной работе проводится студентом самостоятельно в рамках часов, выделенных на самостоятельную работу в учебном плане.

Контрольная работа № 1

1. Дать понятие вязкости жидкости. Представить коэффициенты, характеризующие вязкость жидкости, единицы измерения коэффициентов. Записать закон Ньютона.
2. Представить давление $p=720$ мм рт. ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Определить какое давление – манометрическое или вакуум – показывает мановакуумметр, если абсолютное давление в измеряемой области равно 68 кПа. Величину давления представить в барах.
4. Определить давление в резервуаре, заполненном водой, на глубине $h = 1,2$ м, если избыточное давление на поверхности жидкости $p_{\text{изб}}=62$ кПа.
5. Сформулировать закон Архимеда.

Задача

Шаровой сосуд радиусом $r = 0,4$ м, заполненный водой, висит на тяге, прикрепленной к его верхней половине. Найти давление в центре сосуда (показание пружинного мановакуумметра MB), при котором нижнюю половину сосуда, имеющую силу тяжести $G = 1500$ Н, можно не закреплять. Каким должно быть показание прибора, если силу тяжести не учитывать?

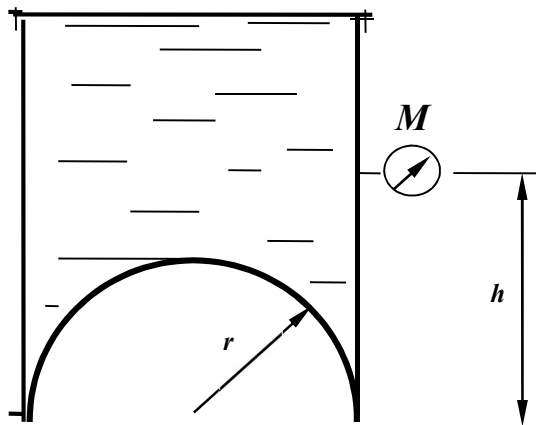


Контрольная работа № 2

1. Записать формулу связи коэффициентов вязкости: динамического μ и кинематического ν .
2. Представить давление $p = 1,2$ ат в единицах измерения системы СИ.
3. Определить абсолютное давление в резервуаре, заполненном воздухом, если показание вакуумметра, установленного на резервуаре, равно $p_{\text{вак}} = 0,6$ ат.
4. Определить каким будет показание манометра (в бар), установленного на глубине $h = 1,2$ м открытого резервуара, заполненного бензином. Плотность бензина $\rho_{\text{б}} = 700 \text{ кг/м}^3$.
5. Записать дифференциальные уравнения равновесия жидкости.

Задача

Определить силу давления воды на полусферическое дно резервуара радиуса $r = 1$ м, если показание манометра M , установленного на расстоянии $h = 1,3$ м, равняется $p_{\text{ман}} = 0,2$ бар.

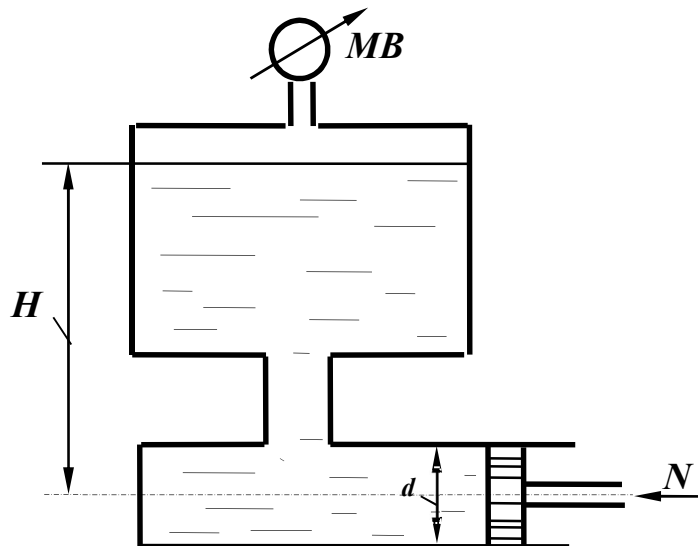


Контрольная работа № 3.

1. Дать понятие физического свойства жидкости *сжимаемость*. Привести формулу коэффициента объемного сжатия.
2. Представить давление $p = 196$ кПа в атмосферах технических (ат).
3. Манометрическое давление в измеряемой области равно $p_{\text{ман}} = 32$ кПа. Записать величину абсолютного давления в области измерения.
4. Избыточное давление на поверхности масла в закрытом резервуаре равно $p_{\text{изб}} = 0,13$ ат. На какой глубине h установлен манометр, если его показание равно $p_{\text{ман}} = 0,31$ ат; плотность масла $\rho_m = 900$ кг/м³.
5. Записать гидростатический закон распределения давления.

Задача

Определить усилие N , которое надо приложить к штоку поршня для удержания его на месте, если показание мановакуумметра $p_{\text{мв}} = 0,5$ ати, диаметр штока $d = 100$ мм, высота уровня масла над осью штока $H = 1,5$ м, плотность масла $\rho_m = 800$ кг/м³.

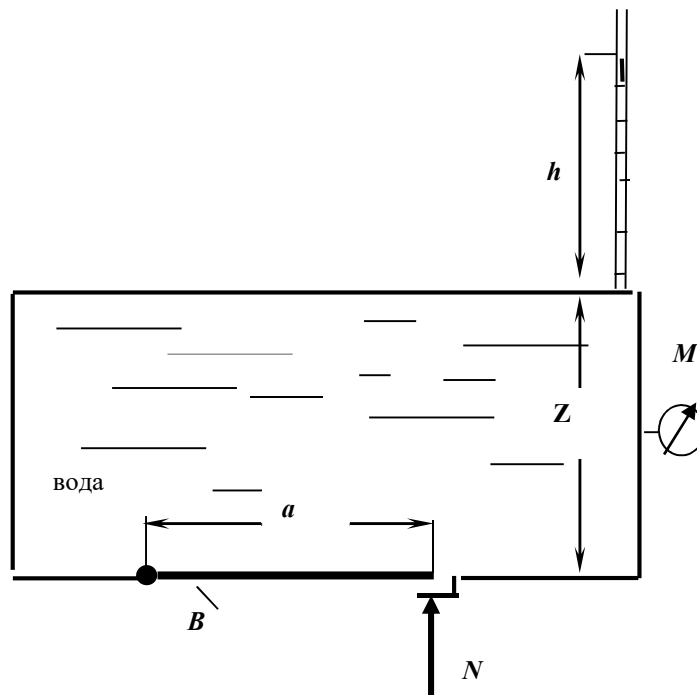


Контрольная работа № 4

1. Дать понятие физического явления *кавитация*.
2. Представить давление $p = 500$ мм рт.ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Вакуумметрическое давление в измеряемой области равно $p_{\text{вак}} = 38$ кПа, записать величину абсолютного давления в области измерения.
4. Определить, каким должно быть давление на поверхности масла закрытого резервуара, если показание манометра на глубине $h = 0,8$ м равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Плотность масла принять равной $\rho_m = 900$ кг/м³.
5. Сформулировать закон Паскаля.

Задача

Определить показание манометра M в центре боковой стенки резервуара с водой, а также усилие N , приложенное к запорному устройству плоской квадратной крышки B при следующих данных: $Z = 3$ м; $h = 2$ м; $a = 1$ м.

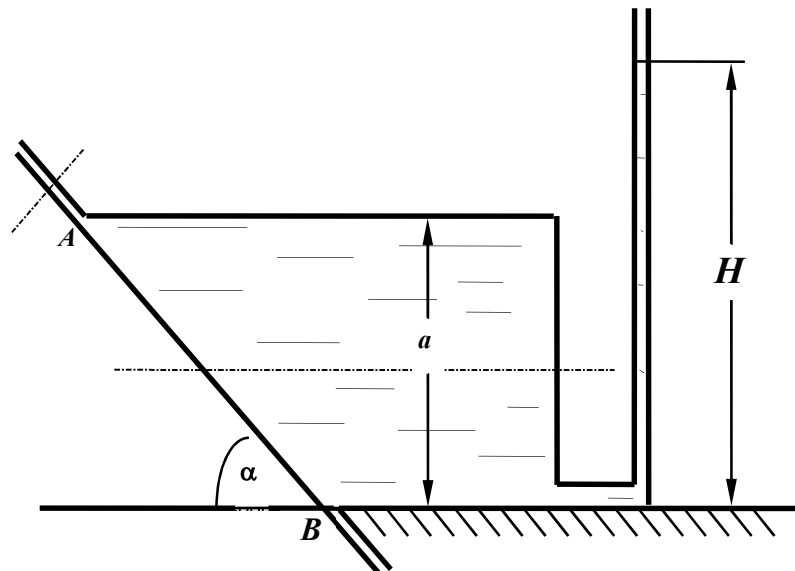


Контрольная работа № 5

1. Дать понятие гидростатического давления. Свойства гидростатического давления. Единицы измерения давления в системе СИ.
2. Представить давление $p = 200$ мм рт. ст. в Па.
3. Определить, какое давление, манометрическое или вакуум, показывает мановакуумметр и его величину, если абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 0,8$ ат.
4. Определить, каким будет показание мановакуумметра на глубине $h = 2,2$ м закрытого резервуара, заполненного водой, если на поверхности жидкости действует вакуумметрическое давление $p_{\text{вак}} = 0,1$ ат.
5. Дать определение свойства жидкости *вязкость*.

Задача

Определить силу давления на крышку маслобака AB , если показание пьезометра $H = 400$ мм, угол наклона крышки $\alpha = 45^\circ$. В сечении бак имеет форму квадрата со стороной $a = 200$ мм. Плотность масла $\rho_m = 900$ кг/м³.

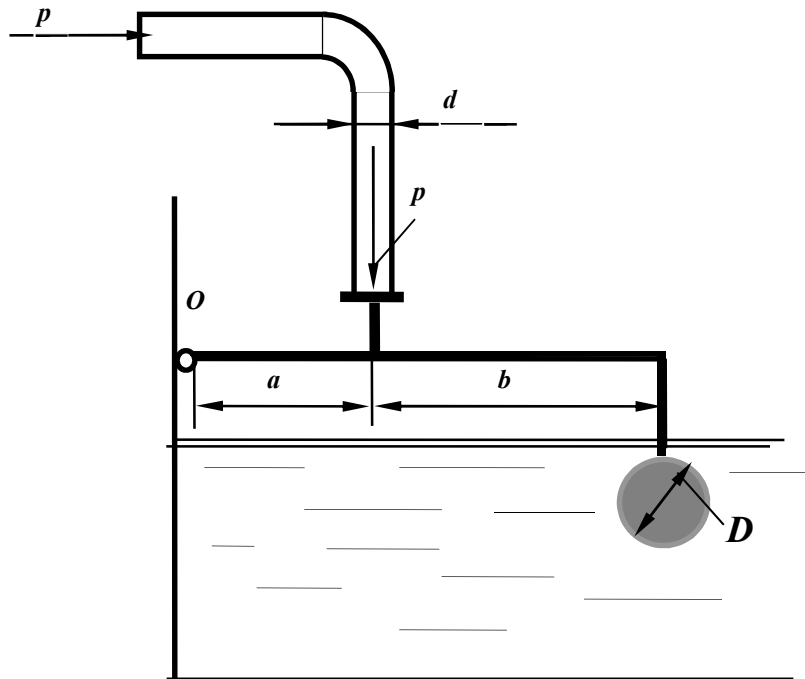


Контрольная работа № 6

1. Дать понятие плоскости уровня, представить уравнение плоскости уровня.
2. Представить перевод давления $p = 1,2$ ат в м вод.ст., в Па.
3. Дать понятие абсолютного давления. Записать абсолютное давление при манометрическом давлении $p_{\text{ман}} = 32$ кПа.
4. Показание манометра на определенной глубине в открытом резервуаре с водой равно $p_{\text{ман}} = 0,14$ ат. Определить, как изменится показание манометра на той же глубине, если резервуар заполнить маслом плотностью $\rho_m = 800$ кг/м³.
5. Нарисовать схему пьезометра для измерения абсолютного давления.

Задача

Вода, подаваемая под давлением $p = 2,5$ ати по трубе $d = 150$ мм, заполняет резервуар. Определить минимально необходимый диаметр D шарообразного поплавка, обеспечивающий автоматическое закрытие клапана при наполнении резервуара, если: $a = 100$ мм; $b = 500$ мм. Собственным весом рычага, клапана и поплавка пренебречь



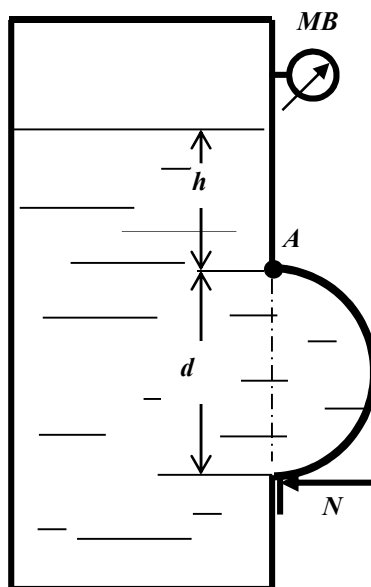
Контрольная работа № 7

1. Записать основное уравнение гидростатики, пояснить все входящие в него параметры.
2. Представить давление $p = 1,6$ ат в единицах измерения системы СИ.
3. Дать понятие абсолютного давления. Записать величину абсолютного давления при вакуумметрическом давлении $p_{\text{вак}} = 38$ кПа.
4. Показание манометра на определенной глубине открытого резервуара, заполненного бензином плотностью $\rho_{\text{бен}} = 700$ кг/м³, равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Как изменится показание манометра на той же глубине, если резервуар заполнить маслом плотностью $\rho_{\text{мас}} = 900$ кг/м³.
5. По какой формуле следует определять силу давления жидкости на плоскую стенку, если на свободной поверхности жидкости действует абсолютное давление p_0 больше атмосферного, а не смоченная сторона стенки находится под атмосферным давлением?

Задача

Закрытый резервуар заполнен дизельным топливом с плотностью $\rho = 846$ кг/м³. В вертикальной стенке резервуара имеется прямоугольное отверстие, закрытое полуцилиндрической крышкой. Она может поворачиваться вокруг горизонтальной оси в точке A . Пренебрегая силой тяжести крышки, определить усилие N , которое нужно приложить к крышке, чтобы она не открывалась при следующих данных: $p_{MB} = 11,4$ кПа; $d = 1$ м; $h = 1$ м; $b = 1,2$ м.

Размер b перпендикулярен плоскости чертежа.

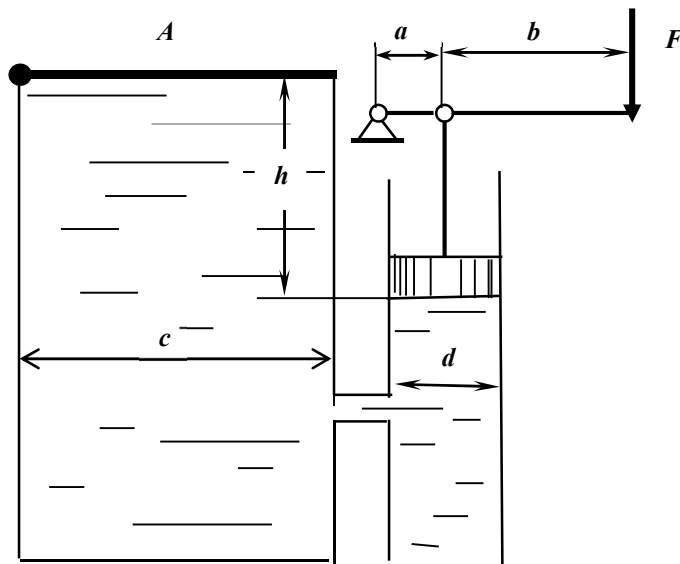


Контрольная работа № 8

1. Записать гидростатический закон распределения давления. Дать определение геометрического и пьезометрического напоров.
2. Представить давление $p = 196$ кПа в технических атмосферах (ат).
3. Определение абсолютного давления. Чему равно абсолютное давление при манометрическом давлении $p_{\text{ман}} = 62$ кПа.
4. Показание манометра, установленного на закрытом резервуаре, заполненном маслом плотностью $\rho_{\text{мас}} = 800$ кг/м³, равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Рассчитать, какой должна быть высота уровня масла в пьезометре, выведенном на уровне установки манометра.
5. Дать понятие тела давления, на примерах пояснить различные тела давления.

Задача

К рычагу гидроусилителя приложена сила F . Определить силу давления жидкости с плотностью $\rho = 900$ кг/м³ на квадратную крышку A при следующих данных: $F = 180$ Н; $d = 40$ мм; $c = 1$ м; $h = 1$ м; $a = 10$ мм; $b = 40$ мм.

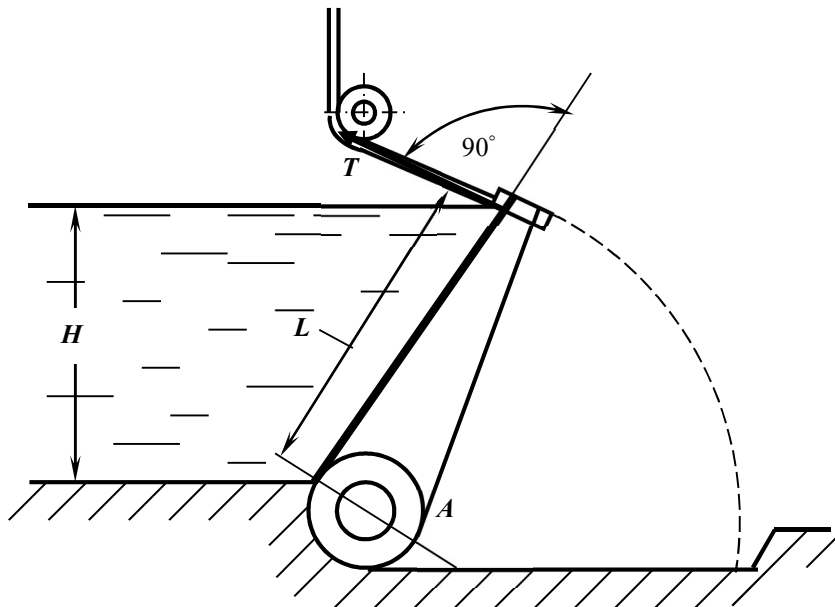


Контрольная работа № 9

1. Понятие гидростатического давления. Расчетная формула давления. Единицы измерения давления.
2. Представить давление, равное $p = 12$ м вод. ст., в единицах измерения системы СИ.
3. Абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 0,38$ ат. Установить, каким прибором следует пользоваться для измерения давления, рассчитать его величину в системе СИ.
4. Определить давление на поверхности жидкости закрытого резервуара, если показание ртутного U-образного манометра, установленного на глубине $h = 1,5$ м равно $p = 100$ мм рт.ст.
5. Какой зависимостью выражается гидростатический напор?

Задача

Плоский прямоугольный затвор с размерами $L = 2,5$ м и $B = 10$ м создает подпор воды $H = 2,3$ м. Затвор может вращаться относительно оси шарнира A . Определить силу натяжения троса T , удерживающую затвор в заданном положении. Размер B перпендикулярен плоскости чертежа



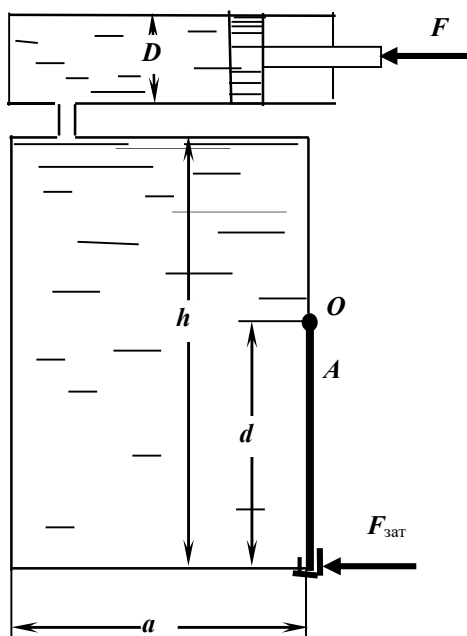
Контрольная работа № 10

1. Понятие физического свойства **вязкость**. Коэффициенты, характеризующие вязкость, единицы их измерения.
2. Перевести давление, равное 12 м вод.ст., в мм рт.ст.
3. Дать понятие абсолютного давления. Записать величину абсолютного давления в измеряемой области, если показание манометра в этой области равно $p_{\text{ман}} = 0,8$ ат.
4. Вакуумметрическое давление на поверхности воды в закрытом резервуаре равно $p_{\text{вак}} = 0,6$ ат. Установить, каким прибором следует измерить давление на глубине $h = 1,5$ м и рассчитать его величину.
5. Как расположена линия действия силы избыточного (весового) давления жидкости, действующей на плоскую фигуру любой формы?

Задача

Жидкость в емкости « $a \cdot h$ » нагревается до температуры 20°C . Определить усилие F , которое требуется приложить к поршню расширительного цилиндра диаметром D , чтобы сохранился прежний объем жидкости?

Также найти усилие $F_{\text{зат}}$, на которое должен быть рассчитан затвор круглой крышки диаметром d при следующих данных: плотность $\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$, $d = 500 \text{ мм}$, $D = 260 \text{ мм}$, $h = 2 \text{ м}$, $a = 1,5 \text{ м}$; $\beta_T = 150 \cdot 10^{-6} 1/\text{град}$; $\beta_p = 0,5 \cdot 10^{-10} \text{ Па}^{-1}$.

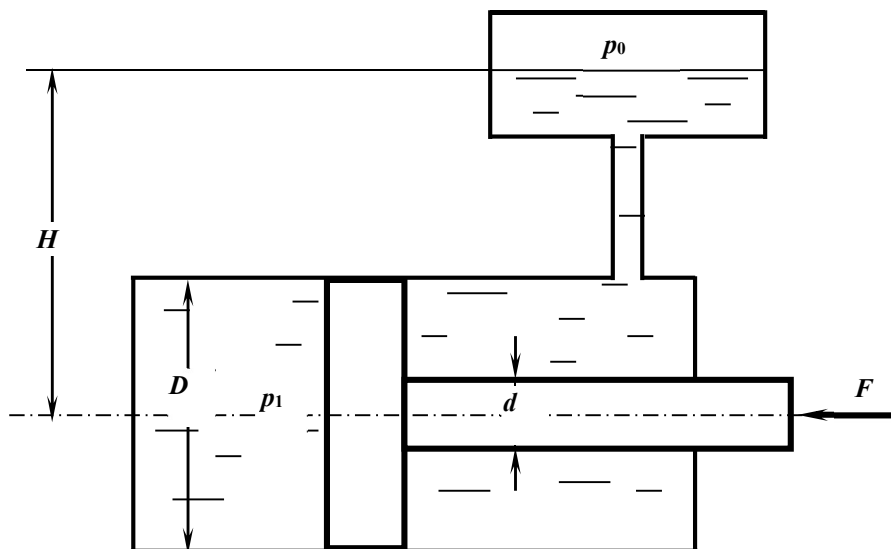


Контрольная работа № 11

1. Понятие *плоскости уровня*. Уравнение плоскости уровня. Значение параметров, входящих в уравнение.
2. Представить перевод давления $p = 100$ мм рт. ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Записать величину абсолютного давления в измеряемой области, если показание вакуумметра в этой области $p_{\text{вак}} = 0,6$ ат.
4. Вакуумметрическое давление на поверхности закрытого резервуара равно $p_{\text{вак}} = 0,1$ ат. Установить каким прибором следует измерить давление на глубине $h = 3,0$ м и рассчитать его величину.
5. Размерность кинематического коэффициента вязкости в системе СИ

Задача

Определить давление жидкости p_1 в гидроцилиндре, необходимое для преодоления усилия на штоке F при следующих данных: $F = 10$ кН; диаметр поршня $D = 160$ мм; диаметр штока $d = 80$ мм; $p_0 = 20$ кПа, $H = 10$ м; $\rho = 900$ кг/м³.

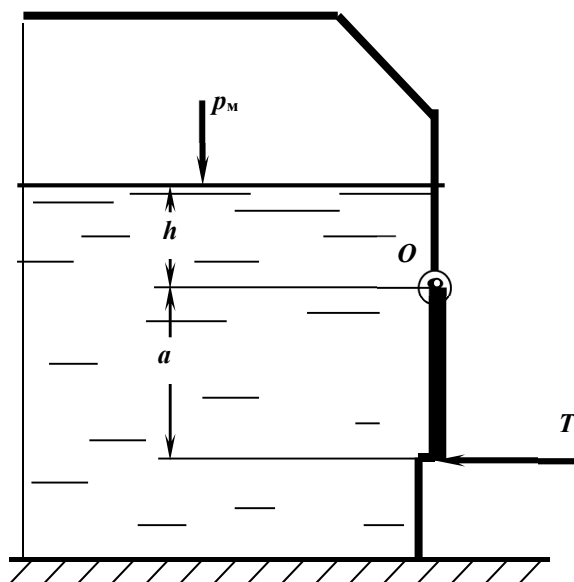


Контрольная работа № 12

1. Записать гидростатический закон распределения давления. Дать понятие геометрического и пьезометрического напоров.
2. Представить давление $p = 68$ кПа в м вод. ст.
3. Абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 198$ кПа. Установить, каким прибором следует пользоваться для измерения давления и рассчитать показание этого прибора.
4. Показание манометра на глубине $h = 1,5$ м закрытого резервуара, заполненного водой, равно $p_{\text{ман}} = 0,121$ ат. Определить, каким будет показание манометра на той же глубине, если резервуар будет заполнен маслом. Плотность масла равна $\rho_{\text{мас}} = 800$ кг/м³.
5. Записать дифференциальные уравнения равновесия жидкости; пояснить параметры, входящие в уравнения.

Задача

Усилие T удерживает плоскую квадратную крышку со стороной a в закрытом положении. Определить предельно допустимое значение избыточного давления над уровнем жидкости p_m , при котором крышка остается в закрытом положении, при следующих данных: $T = 2100$ Н, $a = 50$ см, $h = 2$ м, $\rho = 1000$ кг/м³.

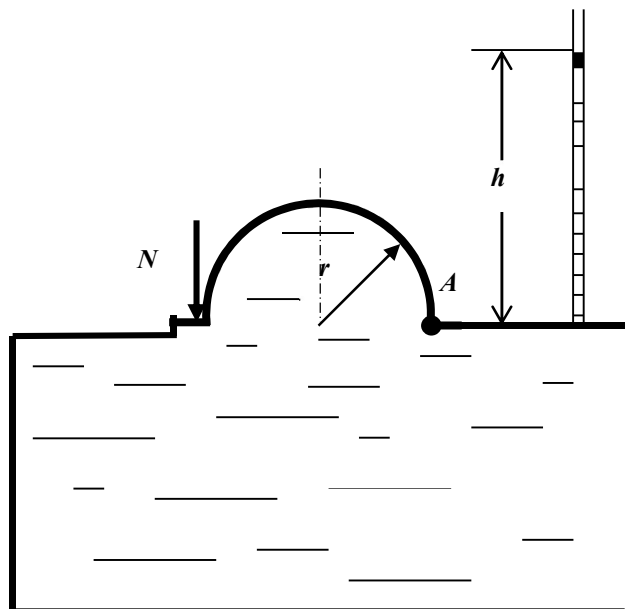


Контрольная работа № 13

1. Понятие физического свойства жидкости *капиллярность*.
2. Представить давление $p = 300$ мм рт.ст. в единицах измерения системы СИ.
3. Показание манометра в измеряемой области равно $p_{\text{ман}} = 0,12$ ат. Представить расчет абсолютного давления в этой области и его величину в системе СИ.
4. В закрытом резервуаре, заполненном бензином, показание манометра на некоторой глубине составляет $p_{\text{ман}} = 0,07$ ат. Определить пьезометрическую высоту, соответствующую этому давлению: $\rho_{\text{б}} = 700$ кг/м³.
5. Каковы единица измерения *динамической вязкости* ?

Задача

Определить усилие N , которое нужно приложить к цилиндрическому затвору, установленному на квадратном отверстии крышки резервуара с водой, при следующих данных: $h = 1$ м, $r = 0,2$ м. Затвор поворачивается вокруг шарнира в точке A .

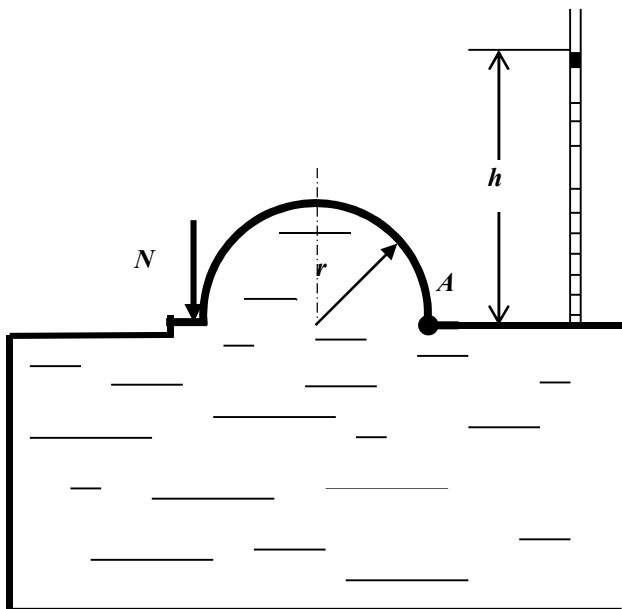


Контрольная работа № 14

1. Представить *основное уравнение гидростатики*, дать определение, пояснить значение входящих параметров.
2. Представить давление $p = 730$ мм рт.ст. в ат.
3. Абсолютное давление в измеряемой области равно $p_{\text{абс}} = 68$ кПа. Определить, каким будет показание мановакуумметра, установленного в этой области, и величину давления.
4. В закрытом резервуаре, заполненном маслом, показание манометра на определенной глубине составляет $p_{\text{ман}} = 0,06$ ат. Определить какой будет пьезометрическая высота (напор) на уровне установки манометра. Плотность масла принять $\rho_m = 800$ кг/м³.
5. Дать определение свойства жидкости *сжимаемость*.

Задача

Запорное устройство полусферической крышки радиусом r рассчитано на усилие N . Определить показание манометра в центре боковой стенки при максимально допустимом давлении в жидкости плотностью $\rho = 900$ кг/м³: $N = 90$ кН, $a = 3$ м, $r = 0,4$ м.



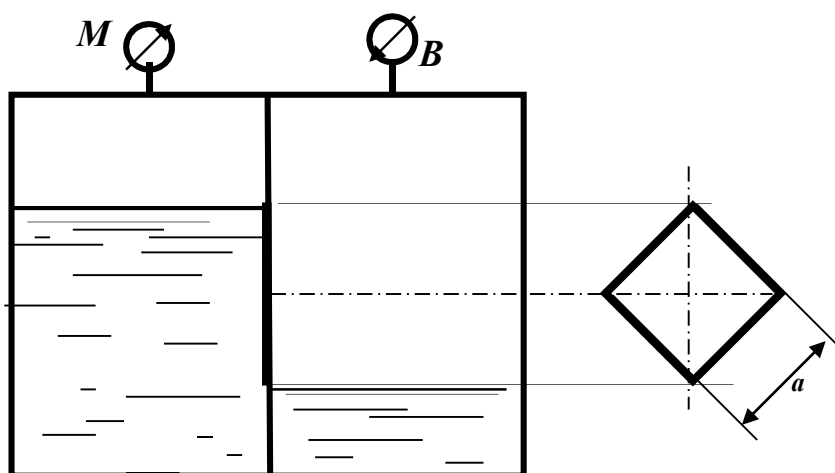
Контрольная работа № 15

1. Записать уравнения Эйлера для равновесного состояния жидкости. Пояснить параметры, входящие в уравнение.
2. Показание манометра на глубине $h = 2,5$ м закрытого резервуара, заполненного водой, равно $p_{\text{ман}} = 0,32$ ат. Определить, каким будет показание манометра на той же глубине, если резервуар будет заполнен маслом. Плотность масла равна $\rho_{\text{мас}} = 800$ кг/м³.
3. Определить показание механического вакуумметра (в ат), установленного на воздушном резервуаре, если показание ртутного вакуумметра, присоединенного к тому же резервуару, составляет 0,2 м.
4. В чем физический смысл понятия *гидростатического давления*.
5. Какие силы действуют в жидкости?

Задача

Замкнутый резервуар с нефтью ($\rho = 900$ кг/м³) разделен на две части плоской перегородкой, имеющей квадратное отверстие со стороной $a = 1$ м. Давление над нефтью в левой части резервуара определяется показанием манометра $p_M = 0,15$ ат, а в правой – показанием вакуумметра $p_V = 0,2$ ат.

Найти величину силы давления, действующей на крышку, закрывающую отверстие в перегородке, и точку ее приложения.

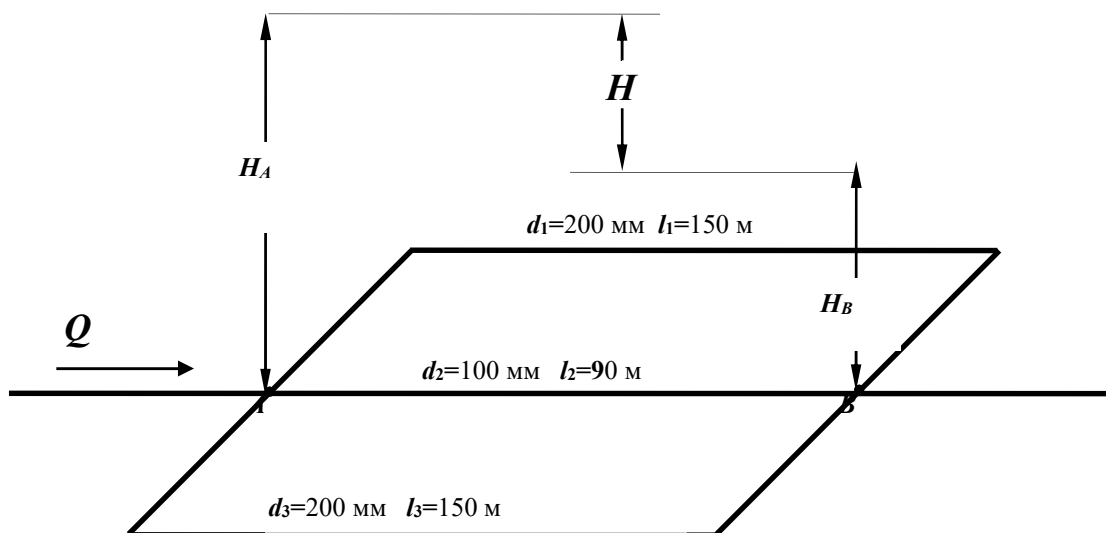


Контрольная работа № 16

1. Какое движение жидкости называется установившимся?
2. Определить диаметр трубы для пропуска воды с расходом $Q = 2,0$ л/с при скорости $V = 1,0$ м/с.
3. Рассчитать коэффициент сопротивления вентиля $\zeta_{\text{вент}}$, если потери напора в нем составляют $h_{\text{вент}} = 0,25$ м при скорости $V = 0,5$ м/с.
4. Записать уравнение Бернулли для целого потока реальной жидкости, представить диаграмму уравнения.
5. Определить режим движения жидкости в трубе $d = 100$ мм, шероховатостью $\Delta = 0,05$ мм при скорости движения $V = 0,21$ м/с. Коэффициент кинематической вязкости жидкости $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с. Для турбулентного режима проверить область сопротивления.

Задача

Определить расход воды, подводимый к системе параллельно соединенных труб, если действующий напор $H = 10$ м. Трубы стальные, новые. Местными потерями пренебречь.

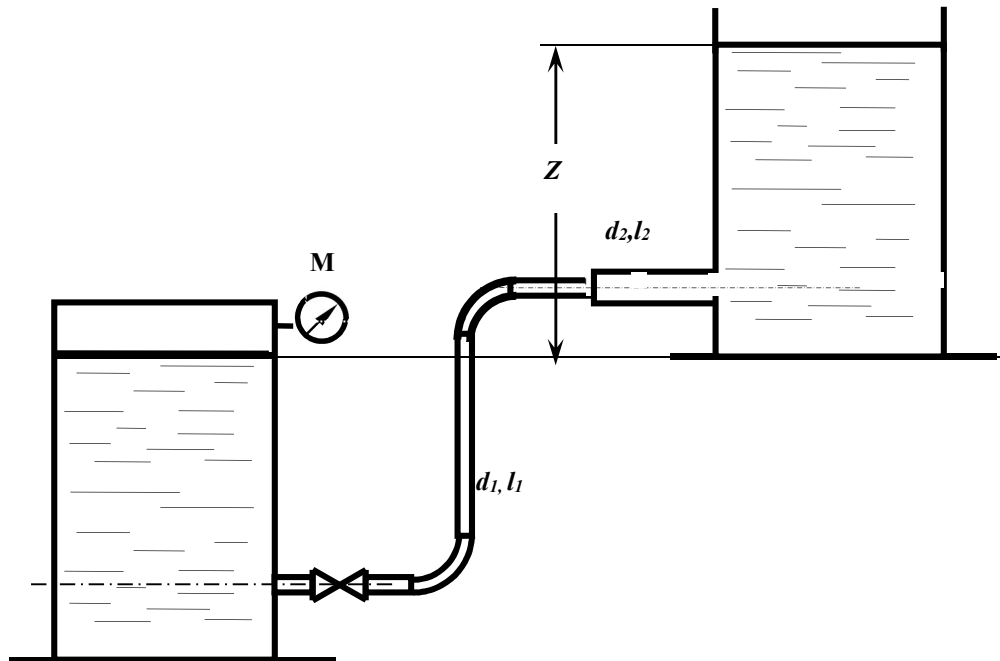


Контрольная работа № 17

1. Какое движение жидкости называется равномерным?
2. Определить скорость движения воды в трубе диаметром $d_1 = 50$ мм, если при постоянном расходе скорость в трубе $d_2 = 100$ мм равна $V_2 = 1,0$ м/с.
3. Геометрический смысл уравнения Бернулли для идеальной жидкости. Диаграмма уравнения.
4. Определить потери напора в пробковом кране $h_{кр}$, если коэффициент сопротивления крана $\zeta_{кр} = 17,0$, а скорость движения воды $V = 1,2$ м/с.
5. Определить потери напора при подаче воды по трубопроводу $d = 200$ мм и длиной $l = 1500$ м при скорости потока $V = 13,1$ см/с и температуре 10°C ($\nu = 0,0131$ см²/с). Трубы стальные, новые ($\Delta = 0,05$ мм).

Задача

Определить максимально возможную высоту наполнения верхнего резервуара Z из нижней емкости при расходе воды $Q = 8$ л/с по двум коротким трубам $d_1 = 100$ мм, $l_1 = 40$ м, $d_2 = 150$ мм, $l_2 = 60$ м при показании манометра $p_m = 50$ кПа; $\nu = 0,01$ Ст; $\Delta = 0,1$ мм; пробковый кран закрыт на 30° .

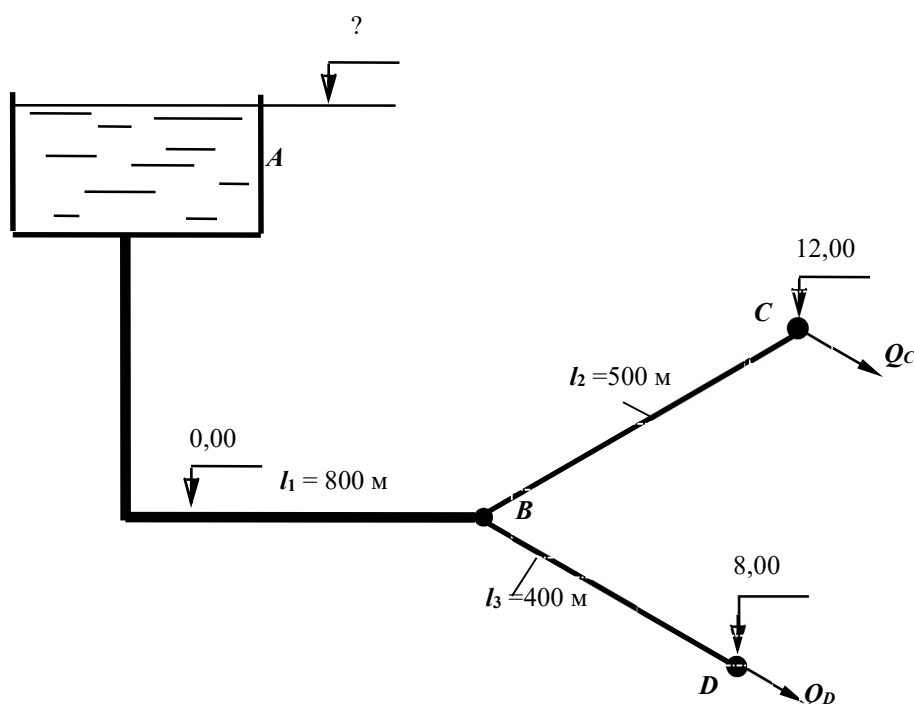


Контрольная работа № 18

1. Какой трубопровод называется коротким?
2. Рассчитать расход воды в трубе $d = 100$ мм при скорости $V = 1,27$ м/с.
3. Как экспериментально определяется скоростной напор и рассчитывается скорость в точке потока? Нарисовать схему прибора.
4. Какие гидравлические сопротивления называются местными? Привести расчетную формулу определения потерь напора в местных сопротивлениях.
5. Определить режим движения жидкости в трубе $d = 100$ мм и шероховатостью $\Delta = 0,05$ мм при пропускной способности $Q = 1,6$ л/с, если коэффициент кинематической вязкости $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с. Для случая турбулентного режима движения установить область сопротивления.

Задача

Из напорного бака A идет магистральный трубопровод длиной $l = 800$ м. В т. B магистраль разделяется на две нитки: одна идет к пункту C , где расходуется $Q_C = 11$ л/с, другая – к пункту D , где потребляется $Q_D = 95$ л/с. Определить диаметры каждого участка и отметку уровня воды в баке, при условии, что $V \leq 1,2$ м/с.

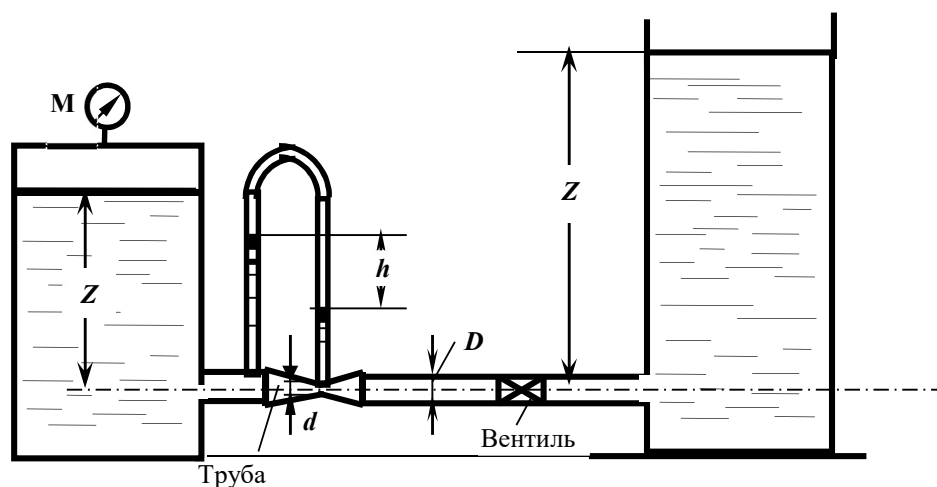


Контрольная работа № 19

1. От чего зависит величина коэффициента гидравлического трения в квадратичной области сопротивления турбулентного режима?
2. Рассчитать диаметр трубы для пропуска расхода $Q = 2$ л/с при скорости $V = 1,0$ м/с.
3. Каким прибором определяется полный напор в точке потока жидкости? Начертить схему прибора.
4. Какие внешние факторы вызывают потери напора по длине? Записать расчетные зависимости для определения этих потерь.
5. Определить режим движения жидкости в трубе диаметром $d = 50$ мм при расходе $Q = 1,2$ л/с, если коэффициент кинематической вязкости жидкости равен $\nu = 0,3 \times 10^{-4}$ м²/с.

Задача

В трубопроводе диаметром $D = 100$ мм длиной $l = 100$ м установлен расходомер Вентури с модулем $d^2/D^2 = 0,3$. Определить расход воды Q по перепаду уровней жидкости в дифманометре $h = 0,5$ м. Определить избыточное давление на поверхности жидкости в баке, под действием которого происходит движение при следующих данных: $Z_1 = 2$ м, $Z_2 = 5$ м, коэффициенты сопротивления вентиля принять $\zeta_{\text{вен}} = 7,0$; трубы Вентури $\zeta_{\text{Вент}} = 0,5$; остальные коэффициенты местных сопротивлений по таблице. Труба водопроводная нормальная (коэффициент Дарси при турбулентном режиме можно определить по таблице).

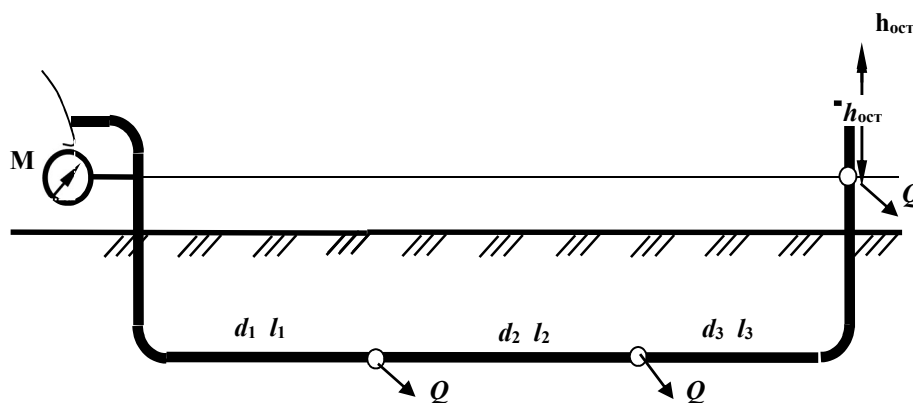


Контрольная работа № 20

1. Какой трубопровод называется простым?
2. Рассчитать гидравлический радиус потока жидкости в круглой трубе диаметром $d = 100$ мм и в трубе квадратного сечения со стороной $a = 200$ мм.
3. Представить уравнение Бернулли для элементарной струйки реальной жидкости, начертить диаграмму уравнения. Дать пояснение всех параметров, входящих в уравнение.
4. Как изменятся потери напора по длине при постоянном расходе, если диаметр трубопровода уменьшится в 2 раза? Показать расчетом.
5. Определить, при каком значении коэффициента кинематической вязкости ν возможен ламинарный режим в трубе $d = 50$ мм при скорости движения $V = 1,2$ м/с.

Задача

Определить расходы воды у потребителей в системе трех последовательно соединенных труб: $d_1 = 200$ мм, $l_1 = 600$ м, $d_2 = 150$ мм, $l_2 = 300$ м, $d_3 = 100$ мм, $l_3 = 200$ м, если показания манометра в начале системы $p_m = 3,0$ ат и остаточный напор у потребителя должен быть не менее 10 м. Местные потери принять равными 5% от потерь по длине. Построить пьезометрическую линию.

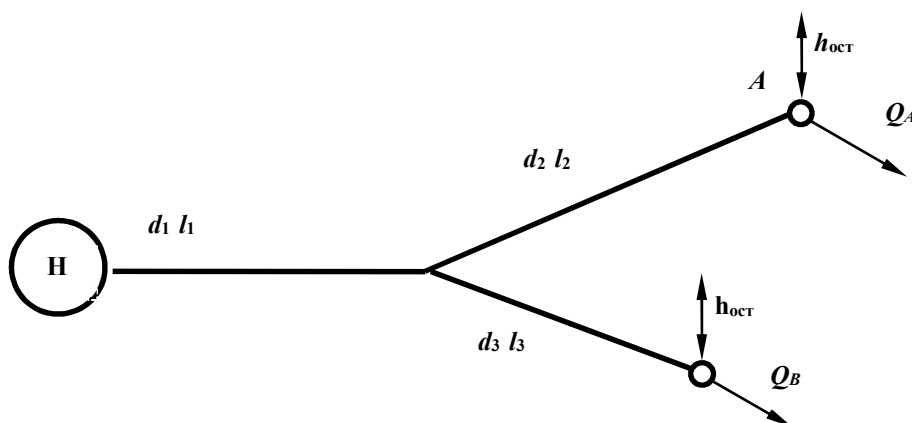


Контрольная работа № 21

1. Дать определение ламинарного режима.
2. Определить, при какой скорости воды в трубе диаметром $d = 100$ мм будет обеспечен расход $Q = 2,0$ л/с.
3. Записать уравнение Бернулли для элементарной струйки реальной жидкости, построить диаграмму уравнения, пояснить параметры, входящие в уравнение.
4. Рассчитать потери напора по длине в трубе диаметром $d = 100$ мм длиной $L = 10$ м при расходе $Q = 8,2$ л/с и коэффициенте гидравлического трения $\lambda = 0,04$.
5. Определить режим движения воды в трубе диаметром $d = 100$ мм при скорости $V = 1,2$ м/с, если кинематический коэффициент вязкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с, шероховатость внутренней поверхности трубы $\Delta = 0,5$ мм. При турбулентном режиме установить область сопротивления.

Задача

Рассчитать тупиковую водопроводную систему, снабжающую водой шахты A и B , а также определить высоту водонапорной башни H (действующий напор), если остаточный напор у потребителя должен быть не менее 10 м, расходы шахт составляют $Q_A = 40$ л/с; $Q_B = 60$ л/с, эксплуатационная скорость в трубах $V_{\text{эк}} = 1,5$ м/с; длины участков: $l_1 = 1000$ м, $l_2 = 1200$ м, $l_3 = 900$ м. Местные потери принять равными 10% от потерь по длине. Построить пьезометрическую линию. Чертеж представлен в плане

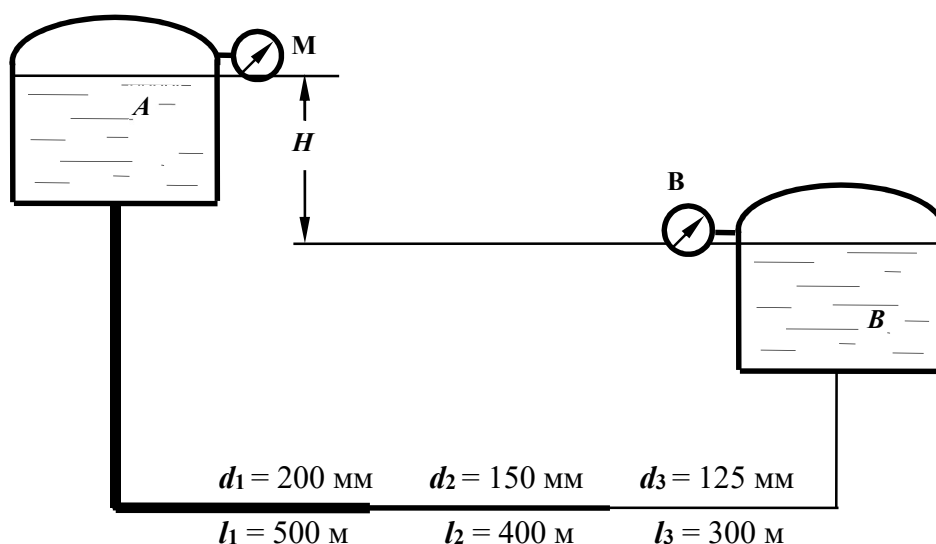


Контрольная работа № 22

1. Охарактеризовать турбулентный режим движения.
2. Определить пропускную способность (расход) для трубы диаметром $d = 100$ мм при скорости движения потока воды $V = 1,27$ м/с.
3. Записать уравнение Бернулли для потока вязкой жидкости, построить диаграмму уравнения. Пояснить параметры, входящие в уравнение.
4. Рассчитать коэффициент гидравлического трения λ для водопроводной трубы $d = 100$ мм, длиной $L = 40$ м, если потери напора по длине $h_l = 1,5$ м при расходе $Q = 9,5$ л/с.
5. Определить режим движения воды в трубе диаметром $d = 50$ мм с шероховатостью $\Delta = 1,0$ мм при скорости $V = 1,2$ м/с, если кинематический коэффициент вязкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с. Для турбулентного режима установить область сопротивления.

Задача

Расход $Q = 20$ л/с поступает из напорного бака A в резервуар B по системе последовательно соединенных труб (размеры – на схеме). Определить H при следующих показаниях приборов: $p_{ман} = 0,5$ ат, $p_{вак} = 0,2$ ат. Трубы водопроводные нормальные. Местные потери составляют 10% потерь по длине. Построить пьезометрическую линию.

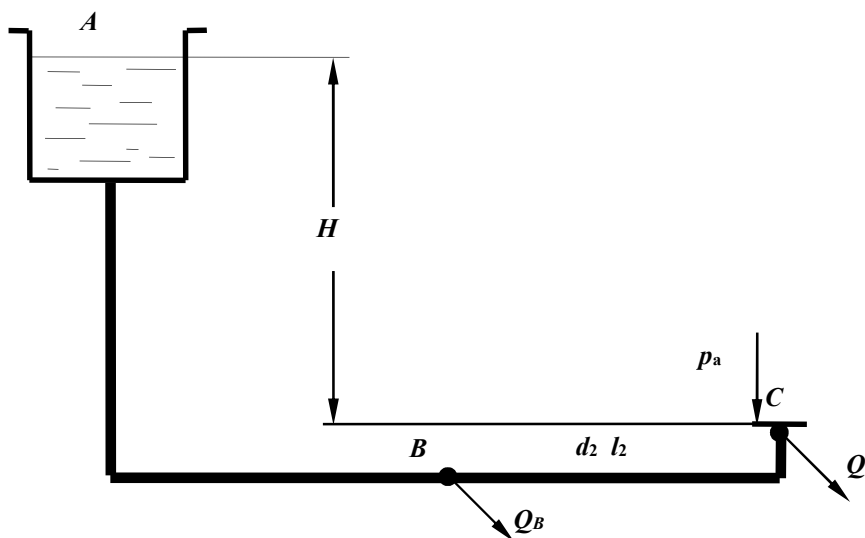


Контрольная работа № 23

1. Что такое критическая скорость и как ее определить для трубопровода?
2. Определить пропускную способность (расход) для трубы диаметром $d = 100$ мм, при скорости движения потока воды $V = 2,0$ м/с; какой режим движения в трубе при этой скорости?
3. Построить диаграмму уравнения Бернулли для элементарной струйки реальной жидкости; пояснить геометрический смысл уравнения.
4. Как изменятся потери напора по длине, если расход жидкости увеличится в 2 раза, показать расчетом.
5. Определить, при какой скорости возможен ламинарный режим для потока жидкости в трубе диаметром $d = 50$ мм, если коэффициент кинематической вязкости жидкости равен $\nu = 0,3 \times 10^{-4}$ м²/с.

Задача

Из водонапорного бака A в пункты B и C подаются одинаковые расходы воды $Q_B = Q_C = Q$. Определить величину Q расхода у потребителей, если напор $H = 15$ м, трубы водопроводные, нормальные, соединены последовательно: $d_1 = 100$ мм, $l_1 = 500$ м, $d_2 = 75$ мм, $l_2 = 300$ м. Местные потери принять равными 5% от потерь по длине.

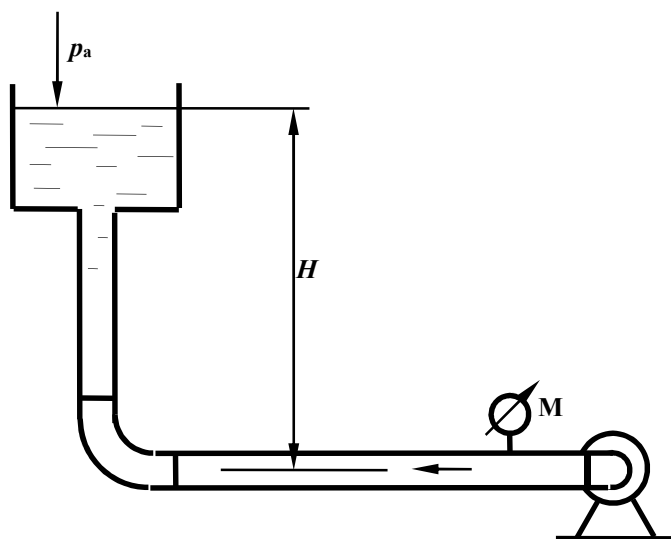


Контрольная работа № 24

1. Записать уравнение неразрывности потока.
2. Дать понятие гидростатического напора в сечении потока. Как он определяется экспериментально?
3. Рассчитать при каком значении коэффициента сопротивления пробкового крана $\zeta_{кр}$ будет обеспечен расход $Q = 1$ л/с в трубе диаметром $d = 50$ мм, если величина потерь напора в кране составляет $h_{кр} = 25$ см.
4. Определить потери напора по длине в трубе длиной $L = 20$ м диаметром $d = 50$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,5$ мм при расходе $Q = 2,5$ л/с, если коэффициент кинематической вязкости воды $\nu = 10^{-6}$ м²/с.
5. Рассчитать гидравлический радиус потока жидкости в круглой трубе диаметром $d = 200$ мм и в трубе квадратного сечения со стороной $a = 100$ мм.

Задача

Определить манометрическое давление, которое должен создавать насос, чтобы подать воду в количестве $Q = 5$ л/с в водонапорный бак на высоту $H = 12$ м по трубопроводу длиной $l = 50$ м с высотой выступов шероховатости внутренней поверхности трубы $\Delta_s = 1$ мм; при температуре воды $t = 15^\circ\text{C}$ ($\nu = 0,011463$ см²/с). Диаметр трубы $d = 150$ мм, коэффициент сопротивления колен $\zeta_{кол} = 0,29$.

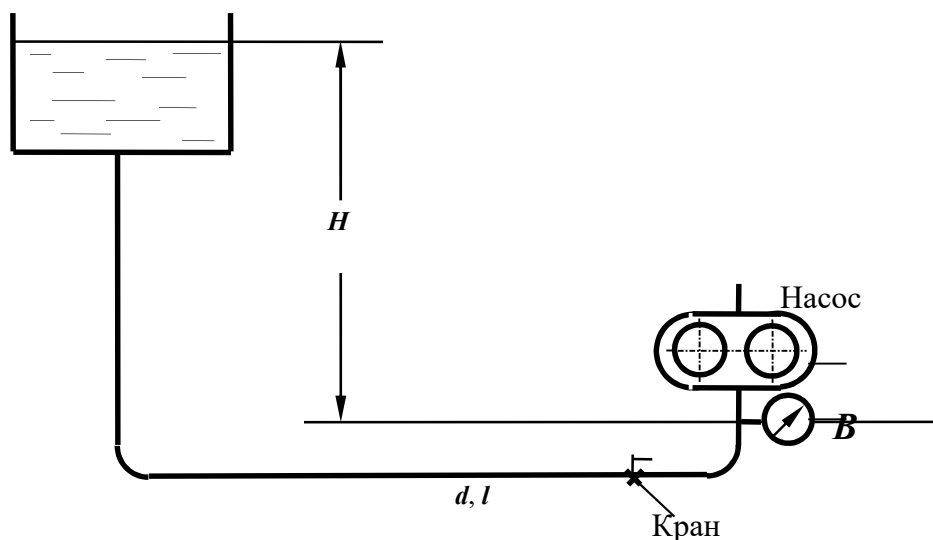


Контрольная работа № 25

1. Определение потерь напора по длине с помощью обобщенных параметров.
2. Рассчитать диаметр трубопровода для пропуска расхода $Q = 4$ л/с при скорости $V = 1,6$ м/с.
3. Записать уравнение Бернулли для потока вязкой жидкости, построить диаграмму уравнения. Пояснить параметры, входящие в уравнение, исходя из геометрической интерпретации уравнения.
4. Определить потери напора в пробковом кране $h_{кр}$, если коэффициент сопротивления крана $\zeta_{кр} = 27,0$, а скорость движения воды $V = 2,1$ м/с.
5. Определить режим движения жидкости в трубе диаметром $d = 100$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,05$ мм при скорости $V = 0,21$ м/с, если коэффициент кинематической вязкости жидкости $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с.

Задача

Определить расстояние H от уровня жидкости в маслобаке, если давление на входе в шестеренный насос системы смазки, подающий расход $Q = 1$ л/с машинного масла $p_{\text{вак}} = 0,1$ ат; $\rho_m = 900$ кг/м³, $\nu = 38 \cdot 10^{-6}$ м²/с, $d = 35$ мм, $l = 5$ м, $\zeta_{кр} = 4$, $\zeta_{\text{кол}} = 0,3$.

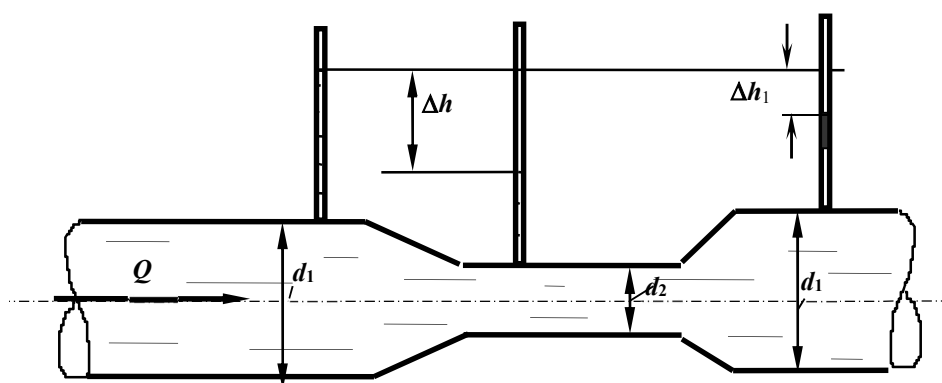


Контрольная работа № 26

1. Дать определение понятия «гидравлически гладкие стенки».
2. Определить разность показаний трубки Пито и пьезометра, если скорость в точке установки прибора равна $u = 0,21$ м/с. Начертить схему установки приборов.
3. Как преобразуется уравнение Бернулли при переходе от элементарной струйки идеальной жидкости к элементарной струйке реальной вязкой жидкости; привести формулы, пояснить параметры.
4. Определить разность показаний пьезометров, установленных до и после пробкового крана, если скорость движения воды в трубопроводе равна $V = 0,8$ м/с, а коэффициент сопротивления пробкового крана равен $\zeta_{кр} = 7,0$.
5. Определить, каким должно быть давление в начале трубы для транспортирования воды, если длина участка составляет $L = 150$ м, диаметр $d = 100$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,5$ мм, показание манометра в конце участка $p = 0,7$ ат, пропускная способность трубы равна $Q = 6,3$ л/с, кинематический коэффициент вязкости жидкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с.

Задача

Определить разность показаний пьезометров Δh , установленных на водомере Вентури с диаметрами $d_1 = 100$ мм, $d_2 = 50$ мм, если расход воды равен $Q = 3$ л/с. Потерями напора в водомере пренебречь, коэффициент Кориолиса α принять равным 1. Найти также Δh_1 для случая учета сопротивления трубы Вентури, если принять $\zeta_{\text{Вентури}} = 0,5$.

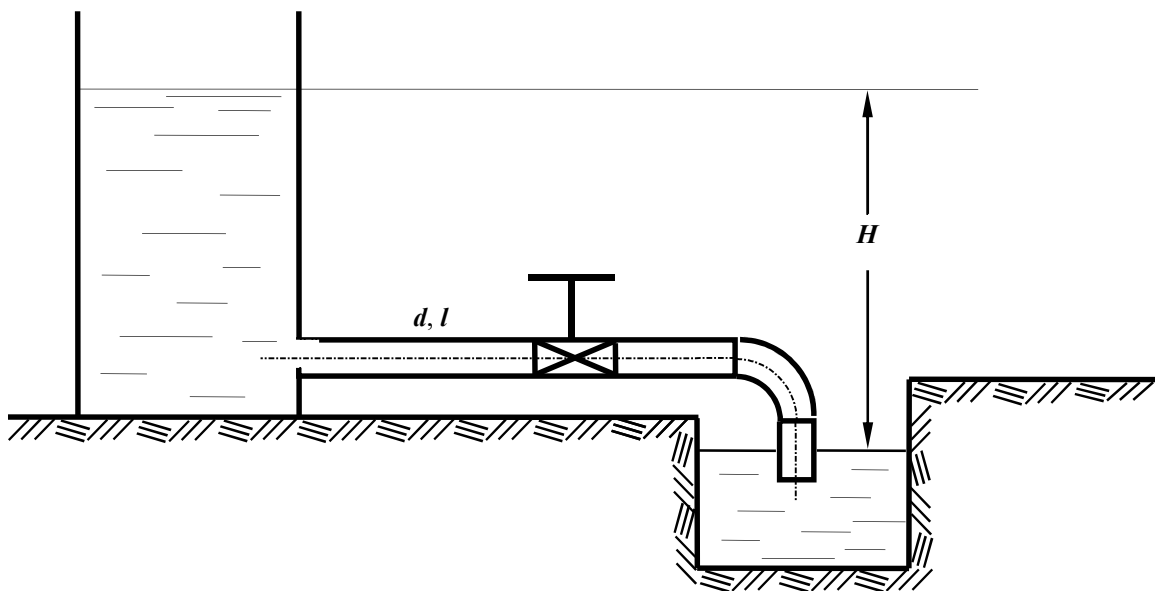


Контрольная работа № 27

1. Каким должен быть коэффициент сопротивления вентиля, чтобы при пропускной способности трубопровода $Q = 2,5$ л/с потери напора в вентиле составили $h_{\text{вент}} = 32$ см. Диаметр трубопровода равен $d = 50$ мм.
2. Определить скорость по оси потока жидкости в горизонтальной трубе, если показание трубки Пито, установленной по оси потока равно 100 мм, а показание пьезометра – 50 мм. Начертить схему установки приборов.
3. Записать уравнение Бернулли для потока реальной жидкости, начертить диаграмму уравнения.
4. Разность показаний пьезометров, установленных на расстоянии $L = 5$ м в горизонтальной водопроводной трубе диаметром $d = 50$ мм, равна 30 см. Определить коэффициент гидравлического трения (λ), если расход воды составляет $Q = 2,5$ л/с.
5. Что такое квадратичная область сопротивления?

Задача

Определить, какой должна быть разность уровней трансформаторного масла в резервуаре и отстойнике, чтобы по трубе диаметром $d = 50$ мм и длиной $l = 25$ м проходил расход $Q = 3,0$ л/с. На трубе установлен пробковый кран с углом открытия $\alpha = 20^\circ$. Кинематический коэффициент вязкости масла $\nu = 0,38 \cdot 10^{-4}$ м²/с.

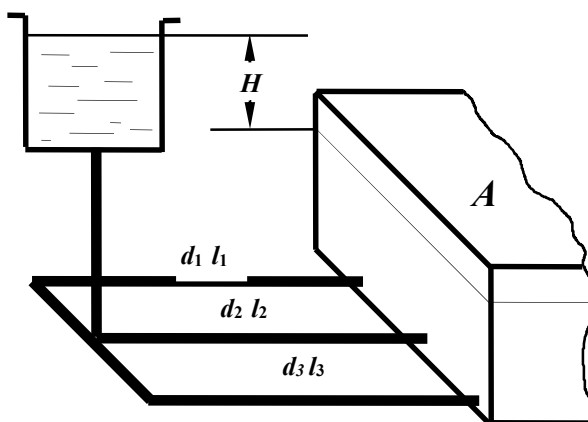


Контрольная работа № 28

1. Пояснить, какие параметры составляют гидравлическую характеристику сечения потока. Дать определения.
2. В горизонтальной трубе с плавным сужением скорость в первом сечении равна $V=0,5$ м/с, пьезометрический напор $-p_1/\rho g = 0,8$ м. Рассчитать пьезометрический напор во втором сечении, если диаметр трубы уменьшится в два раза.
3. Как преобразуется уравнение Бернулли при переходе от элементарной струйки идеальной жидкости к элементарной струйке реальной жидкости. Записать уравнения.
4. Рассчитать критическую скорость для потока бензина в трубе диаметром $d = 50$ мм, если кинематический коэффициент вязкости бензина равен $\nu = 0,7 \times 10^{-6}$ м²/с.
5. Определить давление в начале водопроводной стальной трубы длиной $L = 200$ м, диаметром $d = 100$ мм с абсолютной шероховатостью $\Delta = 0,5$ мм, если показание манометра в конце участка $p = 0,9$ ат, пропускная способность трубы равна $Q = 5,3$ л/с, кинематический коэффициент вязкости жидкости $\nu = 10^{-6}$ м²/с.

Задача

В бассейн A из напорного бака через три параллельно соединенных трубопровода поступает расход $Q = 50$ л/с. Определить необходимый напор H и расход в каждом трубопроводе, трубы водопроводные, нормальные; область сопротивления – квадратичная. Местные потери напора принять равными 10% от потерь по длине. Размеры труб: $d_1=150$ мм; $l_1=450$ м; $d_2=100$ мм; $l_2=400$ м; $d_3=200$ мм; $l_3=420$ м.

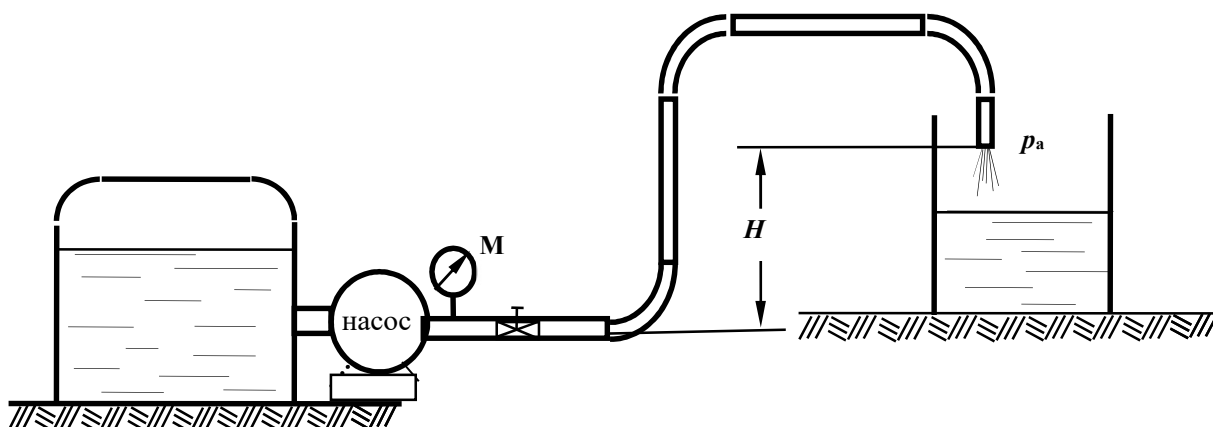


Контрольная работа № 29

1. Записать дифференциальные уравнения движения жидкости (уравнение Эйлера).
2. Рассчитать скоростной напор потока воды в трубе диаметром $d = 100$ мм, если при таком же расходе скоростной напор в трубе диаметром $d = 50$ мм равен $0,2$ м.
3. Записать уравнение Бернулли для элементарной струйки вязкой жидкости. Дать пояснения параметров, входящих в уравнение, учитывая его геометрическую интерпретацию. Построить диаграмму уравнения.
4. При какой скорости потока воды произойдет переход от ламинарного режима к турбулентному в стеклянной трубе диаметром $d = 30$ мм, если кинематический коэффициент вязкости равен $\nu = 10^{-6}$ м²/с.
5. Определить потери напора при подаче воды по трубопроводу диаметром $d = 50$ мм и длиной $l = 150$ м при скорости потока $V = 1,3$ м/с и температуре 10°C ($\nu = 0,0131$ см²/с). Трубы стальные, новые ($\Delta = 0,05$ мм).

Задача

Определить длину трубопровода диаметром $d = 100$ мм ($\Delta = 0,5$ мм), с помощью которого бензин ($\rho = 700$ кг/м³ и $\nu = 3,0 \cdot 10^{-6}$ м²/с) может быть поднят на высоту $H = 12$ м при пропускной способности $Q = 6$ л/с, если показания манометра, установленного после насоса, $p_m = 1,2$ ат. Истечение бензина происходит в атмосферу. Сумму коэффициентов местных сопротивлений принять равной $\sum \zeta = 6,0$.



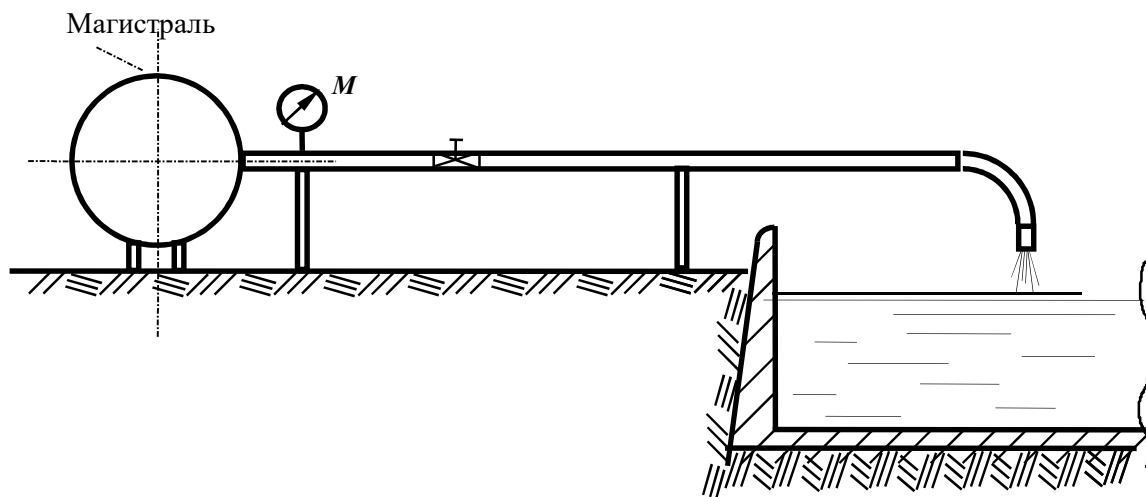
Контрольная работа № 30

1. Пояснить понятие *коэффициент расхода трубопровода*.
2. Определить сторону a квадратного сечения трубопровода пропускной способностью $Q = 2,5$ л/с при скорости движения жидкости $V = 1,0$ м/с.
3. Как преобразуется уравнение Бернулли при переходе от элементарной струйки реальной жидкости к целому потоку? Записать уравнения.
4. Определить при какой скорости движения воды в водопроводной трубе диаметром $d = 50$ мм и длиной $L = 40$ м потери напора по длине составят $h_l = 30$ см. Коэффициент гидравлического трения $\lambda = 0,03$.
5. Определить давление в конце водопроводной трубы длиной $L = 150$ м, диаметром $d = 100$ мм ($\Delta = 1,0$ мм), если показание манометра в начале трубы $p = 0,87$ ат, расход составляет $Q = 6,3$ л/с ($\nu = 10^{-6}$ м²/с).

Задача

Определить какой объем воды (W) наполнится в бассейне за 30 мин, если на трубе установлен пробковый кран с углом закрытия $\alpha = 30^\circ$ и одно колено.

Через нормальную водопроводную трубу длиной $l = 50$ м и диаметром $d = 100$ мм, присоединенную к магистральному трубопроводу с избыточным давлением $p_m = 100$ кПа,





Проректор по учебно-методическому комплексу

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.08 ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –

21.05.04 Горное дело

Специализация –

Взрывное дело

Авторы: Котельников А.П., к.т.н., доц.

Одобрена на заседании кафедры

Технической механики

(название кафедры)

Зав. кафедрой

(подпись)

Волков Е.Б.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 17.09.2021

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией
факультета

Горно-механического

(название факультета)

Председатель

(подпись)

Осипов П.А.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 12.10.2021

(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов.

Оформление необходимой документации.

Самостоятельная работа включает выполнение расчетно-графической работы.

При выполнении расчетно-графической работы по заданной кинематической схеме механизма и исходным данным необходимо выполнить следующие виды работ:

- провести структурный анализ механизма;
- выполнить кинематический анализ механизма, для чего при заданном положении кривошипа построить планы механизма, скоростей и ускорений, а также эскиз вала кривошипа с установленными на нём элементами;
- определить величину уравнивающей силы и уравнивающего момента методом «жёсткого рычага» Н.Е. Жуковского;
- произвести проверочный расчёт вала кривошипа, включающий оценку статической прочности и расчёт на сопротивление усталости.

Масштабы плана механизма и эскиза вала принимаются по ЕСКД, масштабы планов скоростей и ускорений и «жёсткого рычага» выбираются самостоятельно с учётом рационального расположения построений на листе формата А1.

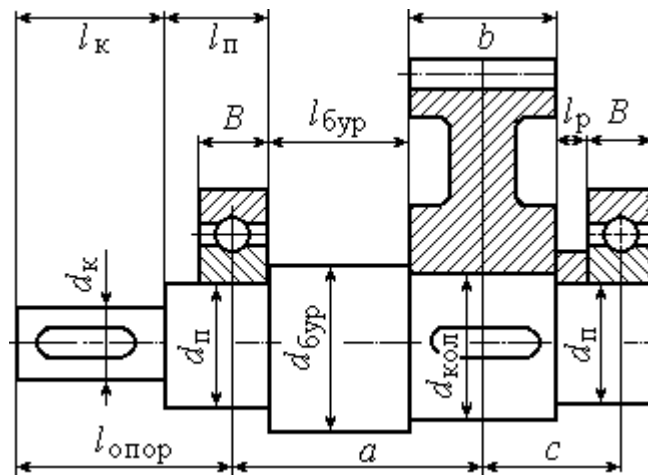
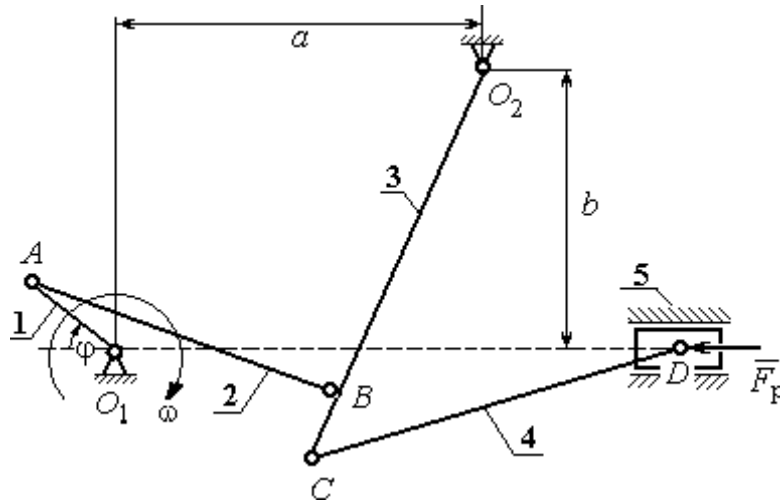
В расчётах для всех заданий и вариантов принять предел текучести материала вала $\sigma_T = 380$ МПа, допускаемое напряжение смятия шпонки $[\sigma_{см}] = 120$ МПа, обработку поверхности вала – чистовую.

По результатам расчётов составить пояснительную записку на листах формата А4, оформленную в соответствии с правилами ЕСКД.

Построение планов механизма, скоростей, ускорений и «жёсткого рычага» выполнить на листе формата А1.

Вариант задания № 1. Инерционный конвейер

Схемы механизма инерционного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 1



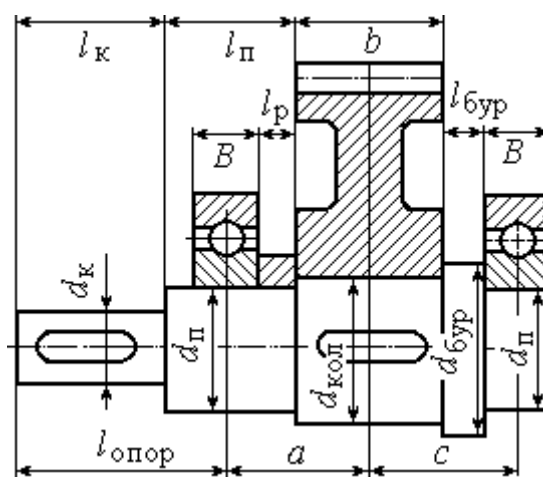
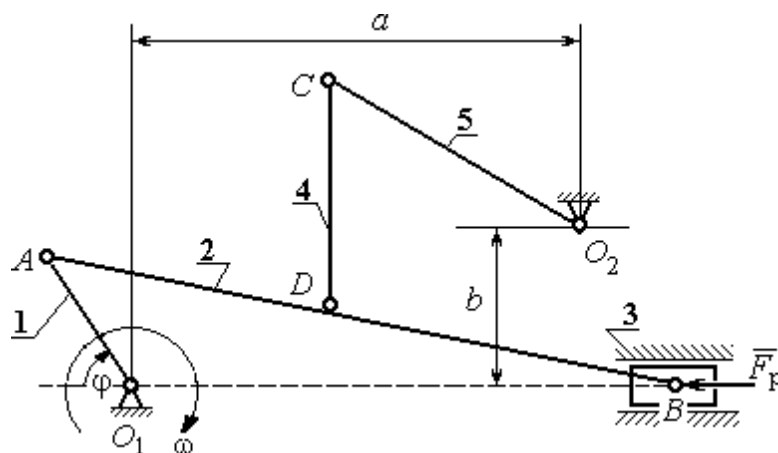
Инерционный конвейер состоит из кривошипа 1 шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и рештака (ползуна) 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения в точке O_1 , а центры масс остальных звеньев – посередине их длин. Сила сопротивления движению рештака постоянна и равна F_p . Рабочий ход слева – направо. На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа инерционного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма инерционного конвейера
для варианта задания № 1**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,24	0,25
	AB	0,8	0,8	0,11	0,11	0,29	0,23	0,11	0,11	0,92	1,06
	O_2B	1,0	1,0	0,12	0,12	0,25	0,25	0,12	0,12	0,84	0,87
	O_2C	1,2	1,2	0,1	0,12	0,15	0,25	0,15	0,12	0,9	0,5
	CD	1,2	1,2	0,25	0,25	0,3	0,4	0,4	0,3	1,45	0,65
	a	0,9	0,9	0,06	0,04	0,15	0,35	0,04	0,07	0,8	0,8
	b	0,7	0,7	0,04	0,06	0,05	0,11	0,06	0,02	0,6	0,6
Угол поворота кривошипа, град	φ	45	30	290	235	120	115	140	50	300	150
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	95	200	180	150	170	250	190	100	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	80	8	15	18	38	24	16	20	37	32
	m_3	100	10	18	25	23	30	28	25	22	17
	m_4	60	6	25	25	30	40	40	30	36	31
	m_5	100	10	100	70	80	90	90	60	73	62
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,5	0,5	0,2	0,1	0,1	0,09	0,18	0,09	0,3	0,21
	J_2	1,0	1,0	0,1	0,2	0,3	0,2	0,08	0,2	4,1	3,1
	J_3	0,8	0,8	0,4	0,8	0,18	0,2	0,6	0,5	2,7	2,9
	J_4	0,6	0,6	1,2	1,0	1,03	1,4	1,4	1,05	1,6	1,1
Сила сопротивления, кН	F_p	10,0	2,25	3,0	2,5	1,5	1,6	3,0	1,8	4,6	3,6
Передаточное число редуктора	u	5,6	6,3	4,1	4,0	4,5	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	650	750	750	800	850	750	650	800	750	700

Вариант задания № 2. Плунжерный питатель с грохотом
Схемы механизма плунжерного питателя с грохотом и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 2



Плунжерный питатель с грохотом состоит из кривошипа 1, шатунов 2 и 4, сита грохота 5, плунжера 3. Центр тяжести кривошипа расположен на оси вращения O_1 , центры тяжести остальных звеньев находятся в их середине. Сила сопротивления движению плунжера 3 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода (рабочий ход слева – направо). На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

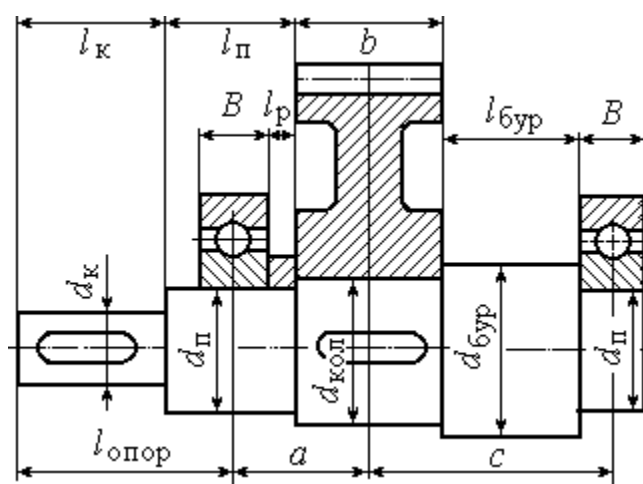
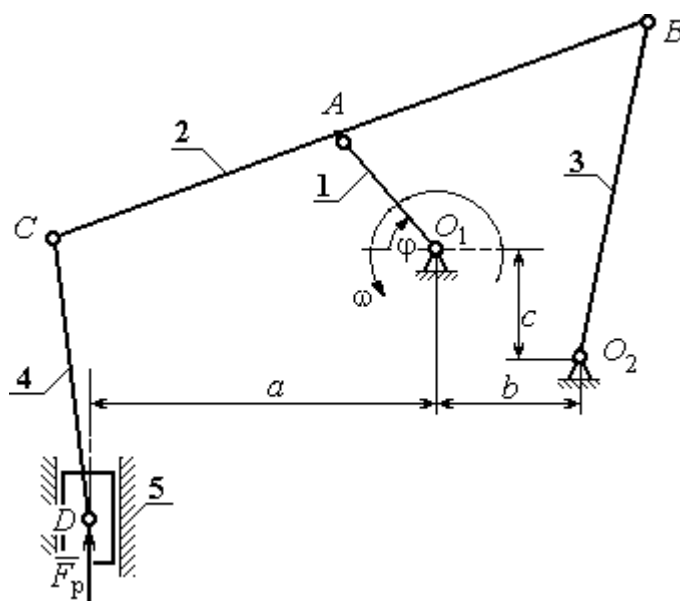
Ведомый вал редуктора привода кривошипа плунжерного питателя имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма плунжерного питателя с грохотом
для варианта задания № 2**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,8	0,05	0,06	0,08	0,06	0,08	0,08	0,06	0,1	0,1
	AB	0,5	0,5	0,4	0,5	0,4	0,5	0,5	0,4	0,6	0,5
	DB	0,4	0,3	0,3	0,35	0,3	0,25	0,25	0,3	0,43	0,33
	O_2C	0,4	0,27	0,19	0,3	0,24	0,25	0,22	0,24	0,31	0,21
	CD	0,12	0,09	0,2	0,2	0,2	0,13	0,14	0,2	0,16	0,16
	a	0,57	0,45	0,4	0,57	0,45	0,5	0,45	0,45	0,5	0,4
	b	0,12	0,02	0,12	0,12	0,12	0,05	0,05	0,13	0,13	0,13
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	58	55	55	58	57	65	60	70
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	150	30	210	150	160	140	130	160	130	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	42	38	35	36	31	35	36	31	40	40
	m_3	8	12	8	10	12	8	10	12	10	12
	m_4	16	9	16	18	20	13	14	20	16	16
	m_5	40	27	35	30	24	25	22	24	31	21
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,08	0,09	0,08	0,1	0,07	0,07	0,08	0,07	0,1	0,1
	J_2	1,3	1,2	1,1	1,1	1,0	1,1	1,1	1,0	1,2	1,2
	J_4	0,5	0,3	0,5	0,6	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5
	J_5	1,2	0,9	1,1	0,9	0,8	0,8	0,7	0,8	1,0	0,6
Сила сопротивления, кН	F_p	100	90	980	80	80	80	700	80	100	60
Передаточное число редуктора	u	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0	4,8	2,8	3,5	4,0	4,5
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	700	650	800	850	650	750	700	800	850

Вариант задания № 3. Поршневой насос

Схемы механизма поршневого насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 3



Механизм **поршневого насоса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня сверху – вниз. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, звена 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

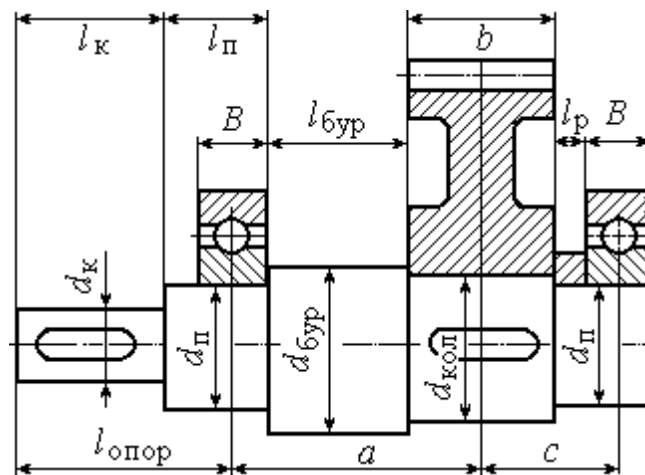
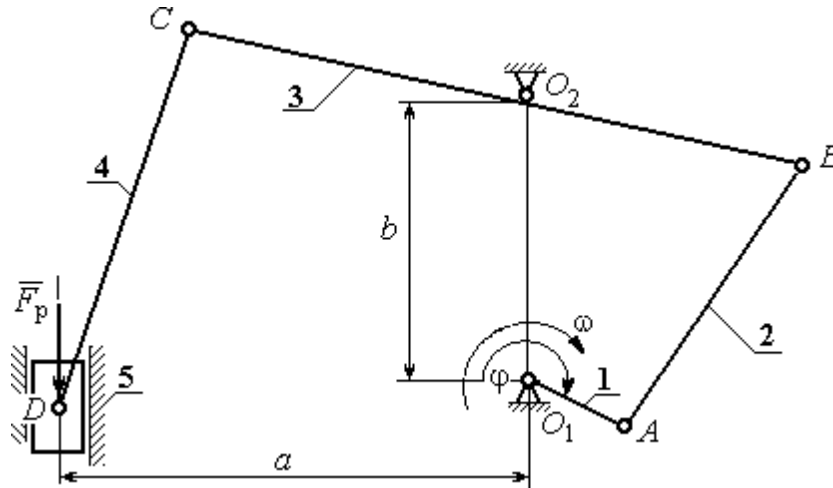
Ведомый вал редуктора привода кривошипа поршневого насоса имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма поршневого насоса
для варианта задания № 3**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,16	0,13	0,16	0,18	0,11	0,18	0,13	0,12	0,18	0,1
	AB	0,56	0,5	0,52	0,6	0,6	0,56	0,47	0,45	0,56	0,42
	AC	0,38	0,35	0,4	0,4	0,3	0,42	0,35	0,3	0,42	0,3
	O_2B	0,55	0,5	0,55	0,55	0,45	0,55	0,5	0,48	0,55	0,45
	CD	0,6	0,55	0,6	0,55	0,45	0,6	0,55	0,5	0,6	0,45
	c	0,5	0,3	0,32	0,35	0,25	0,5	0,4	0,3	0,5	0,2
	a	0,5	0,45	0,45	0,3	0,3	0,5	0,28	0,4	0,5	0,35
	b	0,3	0,35	0,32	0,3	0,25	0,38	0,28	0,3	0,38	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	45	60	65	65	23	65	60	63
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	70	130	160	80	110	90	55	110	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	28	28	30	30	26	30	25	25	30	26
	m_3	25	20	25	25	18	25	28	20	25	18
	m_4	28	25	28	30	20	28	36	22	25	20
	m_5	38	32	25	40	34	28	45	26	28	22
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,15	0,11	0,18	0,2	0,1	0,2	0,13	0,1	0,15	0,1
	J_2	0,92	0,7	0,83	1,08	0,72	0,8	0,95	0,6	0,85	0,72
	J_3	0,75	0,63	1,05	0,8	0,62	1,15	0,72	0,65	1,1	0,86
	J_4	1,15	0,93	1,2	1,05	0,95	1,15	1,1	0,9	1,15	1,0
Сила сопротивления, кН	F_p	1,2	1,4	1,5	20,4	0,8	2,2	1,4	1,7	2,2	0,8
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	680	780	880	820	730	560	580	630	680	720

Вариант задания № 4. Глубинный насос

Схемы механизма глубинного насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 4



Механизм **глубинного насоса** состоит из кривошипа 1 шатунов 2 и 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, звена 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

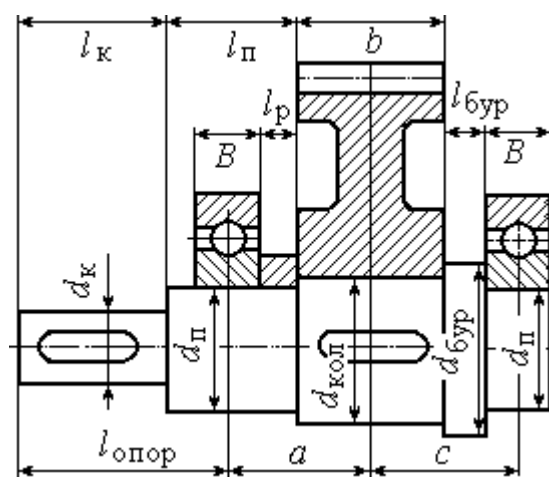
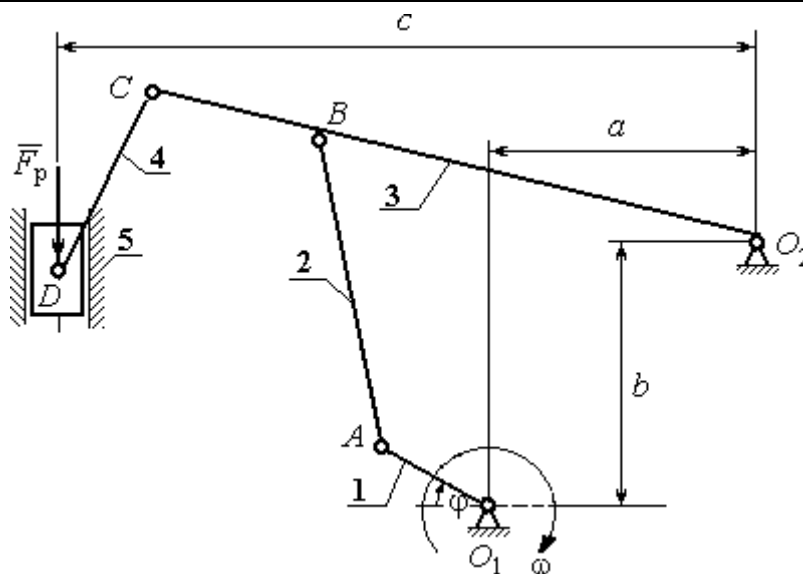
Ведомый вал редуктора привода кривошипа глубинного насоса имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма глубинного насоса
для варианта задания № 4**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,15	0,1	0,12	0,17	0,13	0,14	0,16	0,95
	AB	0,6	0,72	0,7	0,7	0,7	0,55	0,8	0,70	0,65	0,9
	O_2B	0,38	0,47	0,5	0,4	0,5	0,5	0,6	0,8	0,7	0,8
	O_2C	0,2	0,7	0,5	0,45	0,35	0,5	0,5	0,55	0,75	0,6
	CD	0,6	0,8	0,85	0,6	0,65	0,8	1,5	1,55	1,75	1,6
	a	0,45	0,43	0,5	0,36	0,5	0,5	0,5	0,6	0,7	0,65
	b	0,46	0,63	0,6	0,45	0,66	0,6	0,5	0,55	0,7	0,8
Угол поворота кривошипа, град	φ	180	210	0	165	150	253	30	45	60	120
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	130	180	70	150	200	100	110	160	190
Массы звеньев механизма, кг	m_2	38	24	14	22	27	20	23	26	29	30
	m_3	35	52	34	40	47	40	33	37	41	44
	m_4	33	30	36	28	34	40	43	47	49	51
	m_5	35	36	20	32	30	20	44	49	51	60
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,22	0,1	0,14	0,2	0,1	0,15	0,1	0,2	0,3	0,4
	J_2	1,1	0,83	0,5	1,2	0,9	0,75	0,8	0,9	0,6	0,4
	J_3	3,5	4,9	2,5	4	4,1	4,3	2,1	2,5	2,7	3,0
	J_4	2,1	2,0	2,3	1,6	2,2	2,4	3,0	3,5	3,9	4,4
Сила сопротивления, кН	F_p	3,0	1,26	1,44	1,68	2,17	2,16	3,0	4,8	5,1	6,1
Передаточное число редуктора	u	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0	3,2	2,0	5,6	4,0	5,2
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	650	800	750	700	800	680	720	770	810

Вариант задания № 5. Вытяжной пресс

Схемы механизма вытяжного пресса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 5



Механизм вытяжного **пресса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, звена 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

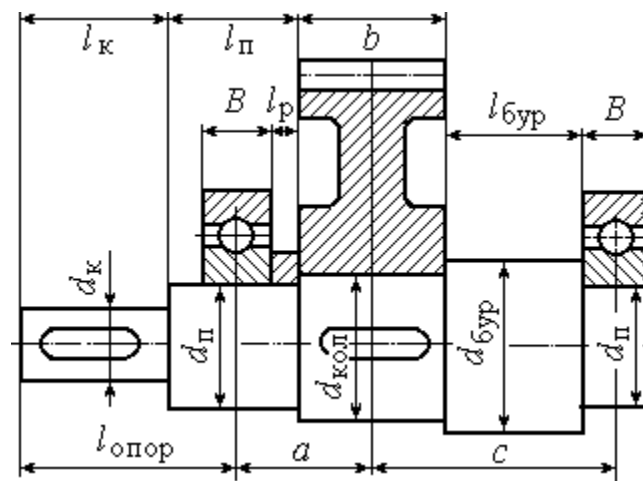
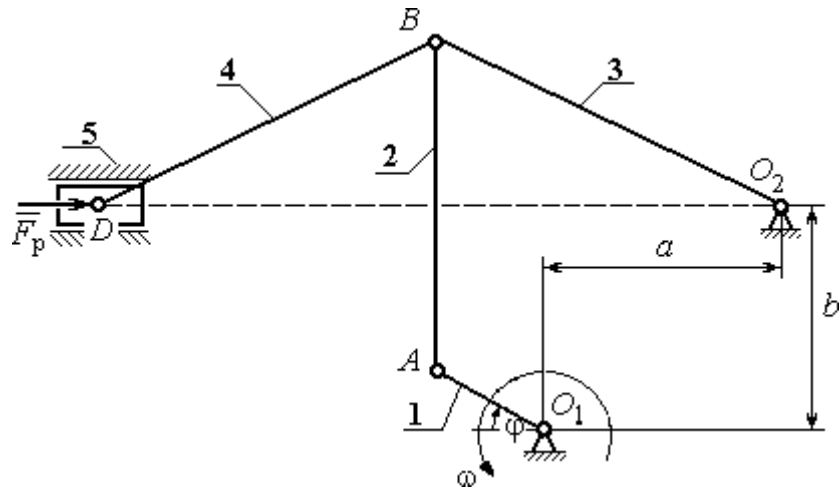
Ведомый вал редуктора привода кривошипа вытяжного пресса имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма вытяжного пресса
для варианта задания № 5**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,09	0,09	0,08	0,1	0,07	0,1	0,11	0,08
	AB	0,32	0,45	0,36	0,38	0,4	0,42	0,46	0,48	0,5	0,52
	O_2B	0,3	0,6	0,5	0,42	0,51	0,6	0,62	0,46	0,45	0,5
	O_2C	0,42	0,9	0,7	0,6	0,7	0,85	0,8	0,66	0,65	0,7
	CD	0,11	0,3	0,4	0,6	0,5	0,8	0,9	0,35	0,49	0,5
	a	0,16	0,35	0,45	0,44	0,56	0,62	0,6	0,64	0,68	0,66
	b	0,29	0,3	0,4	0,41	0,46	0,5	0,51	0,55	0,6	0,6
	c	0,41	0,7	0,6	0,56	0,65	0,75	0,8	0,62	0,6	0,65
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	60	120	150	210	240	300	330	25	45
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	40	65	50	55	60	165	70	75	285	150
Массы звеньев механизма, кг	m_2	30	7	8	9	10	12	11	14	12	11
	m_3	40	12	10	10	8	10	8	7	14	10
	m_4	15	5	6	4	7	8	9	6	4	5
	m_5	20	30	33	35	37	30	37	35	40	42
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,5	2,0	2,4	2,4	2,6	2,5	2,2	2,0	2,2	2,2
	J_2	0,2	0,10	0,20	0,21	0,24	0,28	0,29	0,31	0,33	0,35
	J_3	0,3	0,20	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	0,55	0,6	0,65
	J_4	0,1	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,2	0,22	0,24	0,26
Сила сопротивления, кН	F_p	36	36	40	41	39	37	34	32	36	42
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	680	780	880	820	730	750	700	650	800	850

Вариант задания № 6. Гайковырубной автомат

Схемы механизма гайковырубного автомата и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 6



Механизм гайковырубного **автомата** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа гайковыврубного автомата

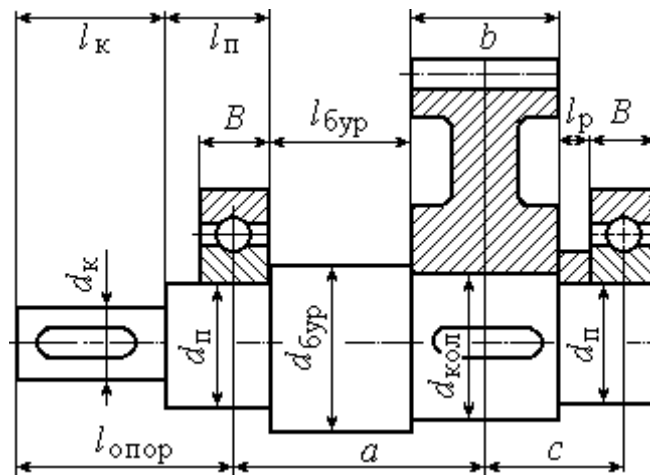
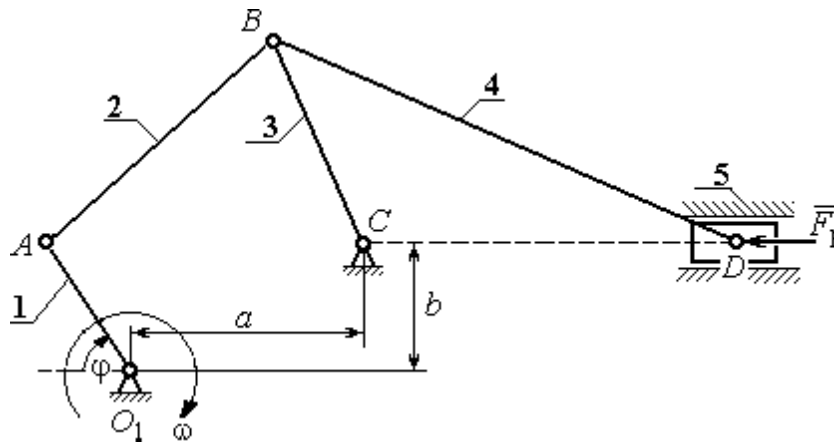
имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

Варианты исходных данных механизма гайковыврубного автомата для варианта задания № 6

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,1	0,12	0,08	0,11	0,12	0,1	0,1	0,12
	AB	0,43	0,41	0,48	0,43	0,38	0,48	0,44	0,44	0,37	0,52
	O_2B	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	BD	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	a	0,24	0,27	0,27	0,29	0,21	0,27	0,3	0,25	0,25	0,29
	b	0,45	0,43	0,5	0,45	0,4	0,5	0,47	0,39	0,39	0,55
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	45	60	120	150	210	240	300	305	25
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	100	45	50	55	60	65	70	75	80	90
Массы звеньев механизма, кг	m_2	11	10	12	10	9	12	11	11	9	13
	m_3	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_4	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_5	60	62	56	70	46	65	67	57	58	63
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	1,2	1,4	1,6	1,0	0,9	1,5	1,3	1,1	1,0	1,3
	J_2	0,2	0,17	0,28	0,18	0,13	0,28	0,21	0,21	0,12	0,35
	J_3	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
	J_4	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
Сила сопротивления, кН	F_p	60	65	70	58	55	52	53	54	60	70
Передаточное число редуктора	u	5,6	2,8	3,5	5,1	6,3	3,2	4,6	5,9	6,0	3,4
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	650	700	800	640	600	620	680	710	800

Вариант задания № 7. Качающийся конвейер

Схемы механизма качающегося конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 7



Механизм качающегося **конвейера** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

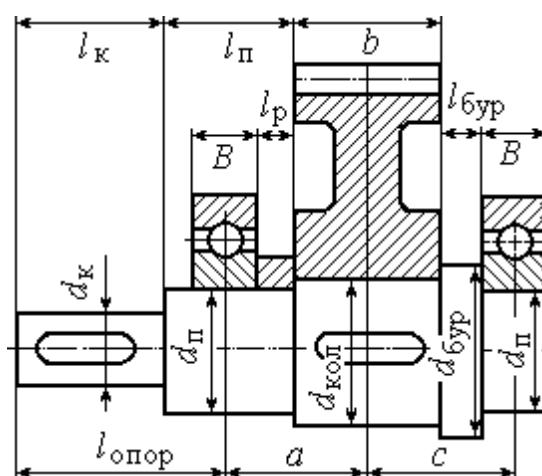
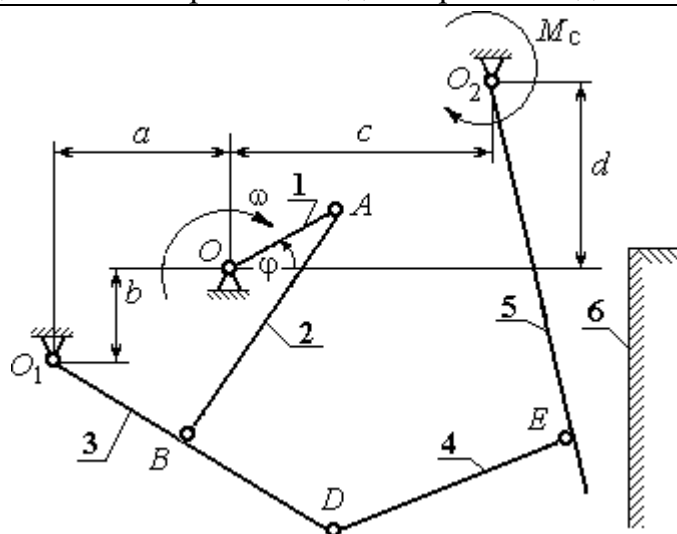
Ведомый вал редуктора привода кривошипа качающегося конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма качающегося конвейера
для варианта задания № 7**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,1	0,11	0,12	0,14	0,1	0,12	0,14	0,12
	AB	0,38	0,38	0,46	0,42	0,46	0,28	0,45	0,55	0,53	0,45
	BC	0,32	0,3	0,33	0,35	0,39	0,35	0,4	0,4	0,45	0,38
	BD	1,3	1,4	1,5	1,4	1,5	1,6	1,5	1,5	1,6	1,5
	a	0,29	0,3	0,34	0,32	0,33	0,32	0,35	0,41	0,4	0,35
	b	0,05	0,06	0,06	0,05	0,06	0,04	0,05	0,07	0,07	0,06
Угол поворота кривошипа, град	φ	25	45	60	115	135	150	210	245	290	300
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	80	60	68	73	70	63	63	79	74	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	20	20	21	20	20	25	20	22	25	20
	m_3	90	80	90	100	85	100	90	95	100	90
	m_4	400	400	450	500	500	500	400	450	500	450
	m_5	900	800	900	900	950	900	950	800	900	950
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_2	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_3	0,4	0,4	0,6	0,5	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,5
	J_4	40	40	42	35	40	38	42	45	35	45
Сила сопротивления, кН	F_p	4,0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	560	580	630	680	720	750	800	800	750	700

Вариант задания № 8. Щековая дробилка

Схемы механизма щековой дробилки и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 8



Механизм щековой **дробилки** состоит из кривошипа 1, шатуна 2, коромысла 3, тяги 4, подвижной щеки 5 и неподвижной щеки 6. Рабочий ход подвижной щеки слева – направо. Центр масс кривошипа 1 – в точке O_1 . У остальных звеньев 2 – 5 центры масс находятся посередине их длин. Момент сил сопротивления движению подвижной щеки 5 сохраняет постоянное значение M_c на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу щеки момент сил сопротивления постоянный и составляет 10 % от номинального.

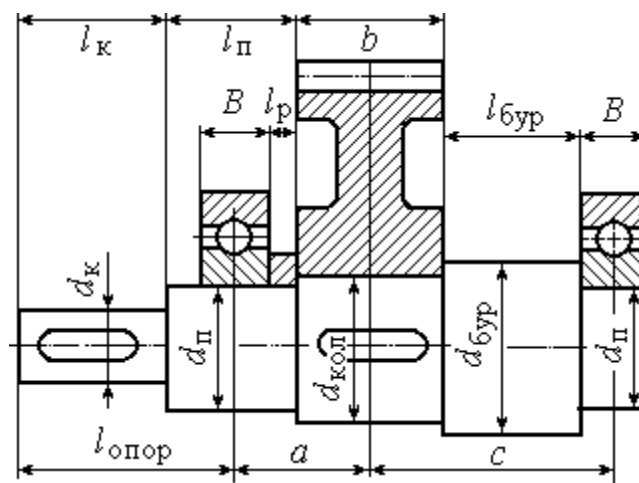
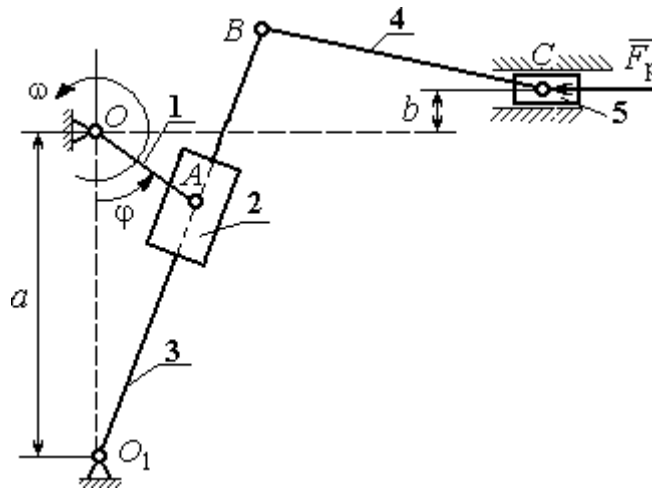
Ведомый вал редуктора привода кривошипа щековой дробилки имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма щековой дробилки
для варианта задания № 8**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,11	0,1	0,15	0,07	0,15	0,08	0,1	0,15	0,12	0,07
	AB	0,8	0,9	0,75	0,6	0,9	0,7	0,45	0,9	0,8	0,65
	O_1B	0,45	0,5	0,6	0,3	0,6	0,6	0,5	0,6	0,6	0,3
	BD	0,2	0,15	0,2	0,3	0,1	0,15	0,25	0,15	0,2	0,2
	O_2E	0,8	0,85	1,2	0,9	1,15	1,0	0,8	1,2	1,0	0,75
	DE	0,6	0,55	0,6	0,4	0,7	0,35	0,3	0,65	0,3	0,45
	a	0,45	0,5	0,4	0,3	0,3	0,4	0,5	0,4	0,4	0,3
	b	0,55	0,6	0,5	0,4	0,5	1,0	0,5	0,5	1,0	0,4
	c	0,4	0,35	0,6	0,3	0,6	0,4	0,25	0,6	0,5	0,3
	d	0,12	0,15	0,3	0,4	0	0,2	0,2	0	0,1	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	30	45	60	115	145	215	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	160	190	150	250	170	200	200	140	240	240
Массы звеньев механизма, кг	m_2	55	50	45	40	48	40	35	55	50	40
	m_3	30	25	30	15	30	30	25	30	35	30
	m_4	30	27	30	20	35	18	15	33	15	22
	m_5	90	85	120	110	100	80	120	100	75	100
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,23	0,25	0,35	0,2	0,3	0,2	0,25	0,35	0,2	0,24
	J_2	0,8	4,0	3,4	1,6	3,9	1,9	0,7	4,5	3,2	1,7
	J_3	0,9	0,6	1,1	0,14	1,1	1,1	0,5	1,1	0,26	0,14
	J_4	0,9	0,82	1,0	0,32	1,7	0,22	0,14	1,4	0,15	0,45
	J_5	6,3	6,1	17,3	7,3	14,5	10,0	5,1	17,3	10,0	4,2
Момент сил сопротивления, кН·м	M_C	4	8	30	9	20	10	7	35	2	15
Передаточное число редуктора	u	5,6	3,8	4,7	6,3	4,0	4,5	4,8	2,8	3,5	4,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	670	710	820	630	750	700	650	740	720	810

Вариант задания № 9. Кулисный конвейер

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 9



Механизм кулисного конвейера состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O , ползуна 2 – в точке A , звена 5 – в точке C . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

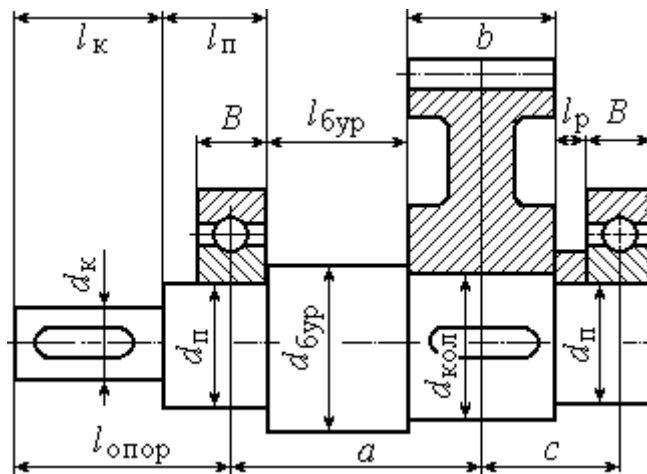
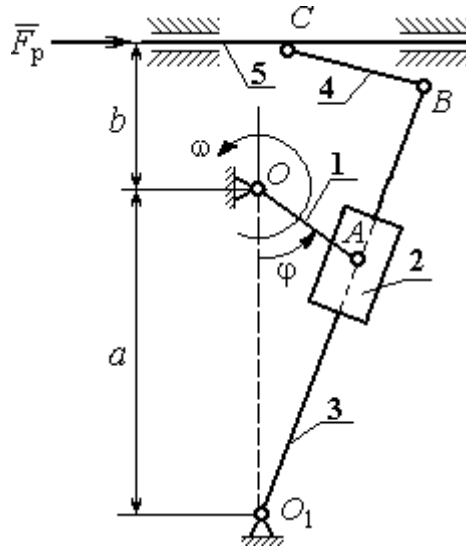
Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера
для варианта задания № 9**

Параметры	Обозначени е	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,1 7	0,0 8	0,1	0,1 2	0,0, 9	0,1 1	0,13	0,14	0,1 5	0,16
	O_1B	1,5	0,8	1,0	1,2	0,9	1,1	1,3	1,4	1,2 5	1,45
	BC	2,1	1,8	1,9	2,0	1,75	1,6 5	1,45	1,5	1,8 5	1,95
	a	0,9	0,6	0,8	0,9	0,6	0,6	0,7	1,0	0,9 5	1,1
	b	0,2 8	0,0 5	0,0 7	0,0 8	0,09	0,1	0,05 5	0,06 5	0,0 6	0,06 5
Угол поворота кривошипа, град	φ	300	20	30	45	60	110	120	150	210	240
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	100	110	120	130	140	150	160	170	180
Массы звеньев механизма, кг	m_2	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	m_3	28	10	12	14	16	18	20	22	24	26
	m_4	32	14	16	18	20	22	24	26	28	30
	m_5	280	100	120	140	160	180	200	220	240	260
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	3,0	1	2	3	4	4,5	3,6	4,7	2,8	2,9
	J_2	0,6 5	0,6	0,4	0,3	0,5	0,7	0,8	0,35	0,4 5	0,55
	J_3	6,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5
	J_4	1,5	2,0	2,5	3,5	4,5	5,0	3,0	4,0	6,0	6,5
Сила сопротивлени я, кН	F_p	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	7,3
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	560	520	680	650	730	750	820	800	740	700

Вариант задания № 10. Стругальный станок

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 10



Механизм строгального **станка** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и резца (вместе с суппортом) 5. Рабочий ход резца справа – налево. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O , ползуна 2 – в точке A , резца 5 – в точке C . Сила сопротивления движению резцу 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера
для варианта задания № 10**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,06	0,07	0,08	0,09	0,1	0,11	0,12	0,13	0,14	0,15
	O_1B	1,35	1,45	1,6	1,6	1,8	1,55	1,45	1,75	1,45	1,4
	BC	0,5	0,6	0,7	0,8	0,45	0,35	0,55	0,65	0,75	0,8
	a	0,8	0,85	0,9	0,95	1,05	0,75	0,65	0,85	1,1	1,2
	b	0,7	0,8	0,85	0,9	0,95	0,95	0,95	1,05	0,6	0,5
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	35	60	75	120	150	210	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	120	130	140	150	160	170	180	190	110	100
Массы звеньев механизма, кг	m_2	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	m_3	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
	m_4	6	7	8	9	10	11	12	13	14	5
	m_5	25	28	30	32	35	37	40	43	45	49
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	1	1,2	1,3	1,4	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
	J_2	0,2	0,25	0,3	0,35	0,1	0,15	0,18	0,22	0,26	0,32
	J_3	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5
	J_4	1,1	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
Сила сопротивления, кН	F_p	6	5	4	4,5	5,5	6,5	7,5	8,5	9,5	10
Передаточное число редуктора	u	2	3,1	4	5	6,3	7,1	4,5	5,6	3,3	3,9
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	650	700	750	800	850	900	670	770	870	600

ПРИМЕР ВЫПОЛНЕНИЯ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЫ

Рассмотрим последовательность выполнения расчетно-графической работы на примере условной схемы пятизвенного плоского механизма с симметричной компоновкой узла ведомого вала кривошипа (рис. 1).

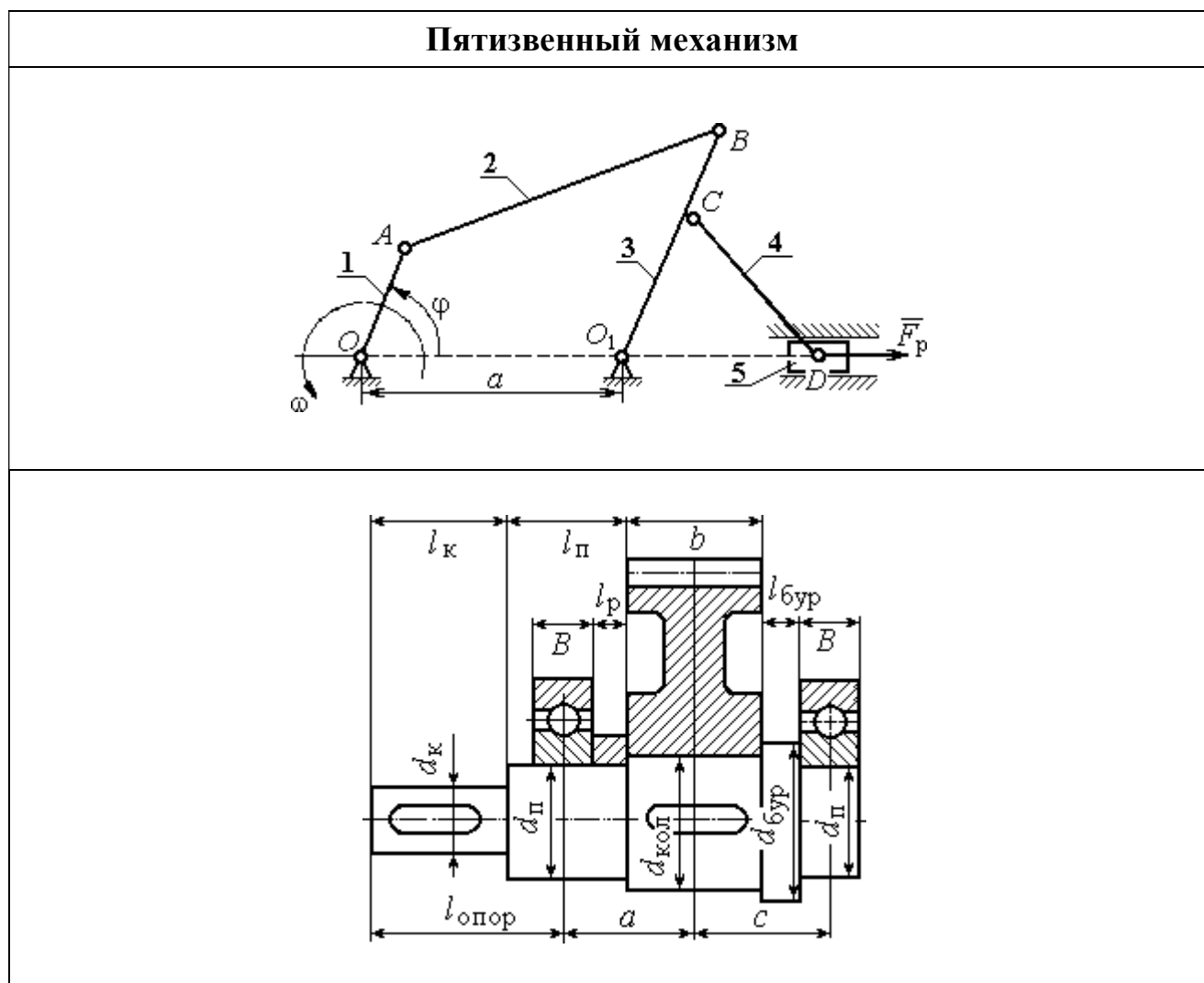


Рис. 1. Схемы пятизвенного механизма и компоновки узла ведомого вала кривошипа

Механизм состоит из кривошипа 1, шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и ползуна 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения, в точке O , центры масс звеньев 2 – 4 – посередине их длин, центр масс звена 5 – в точке D . Рабочий ход ползуна справа – налево. Сила сопротивления движению ползуна на

протяжении рабочего хода равна F_p . На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинального значения.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа механизма имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

Данные для кинематического и динамического расчета механизма приведены в табл. 1 – 2.

Таблица 1

Кинематические характеристики механизма

Размеры звеньев механизма						Угол поворота кривошипа, φ , град	Частота вращения кривошипа, n , об/мин
a , м	OA , м	AB , м	O_1C , м	BC , м	CD , м		
0,4	0,1	0,4	0,15	0,15	0,5	90	95,5

Таблица 2

Параметры динамического расчёта

Массы звеньев, кг					Моменты инерции звеньев, кг·м ²				Сила полезного сопротивления, кН	Передаточное число редуктора	Предел прочности материала вала, МПа
m_1	m_2	m_3	m_4	m_5	J_{O1}	J_{S2}	J_{O13}	J_{S4}	F_p	u	σ_B
5	40	30	50	10	1	2	1	3	16,045	5	640

1. Структурный и кинематический анализ механизма

Структурный анализ механизма

В рассматриваемом механизме (рис. 2, *a*) 5 подвижных звеньев и 7 кинематических пар:

– вращательная кинематическая пара O (рис. 2, *b*) низшего типа 5-го класса образуется неподвижной стойкой 6 и кривошипом 1;

- вращательная кинематическая пара A (рис. 2, c) низшего типа 5-го класса образуется кривошипом 1 и шатуном 2;
- вращательная кинематическая пара B (рис. 2, d) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 2 и коромыслом 3;
- вращательная кинематическая пара O_1 (рис. 2, e) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и стойкой 7;
- вращательная кинематическая пара C (рис. 2, f) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и шатуном 4;
- вращательная кинематическая пара D (рис. 2, g) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 4 и ползуном 5;
- поступательная кинематическая пара D_1 (рис. 2, h) низшего типа 5-го класса образуется ползуном 5 и стойкой 8.

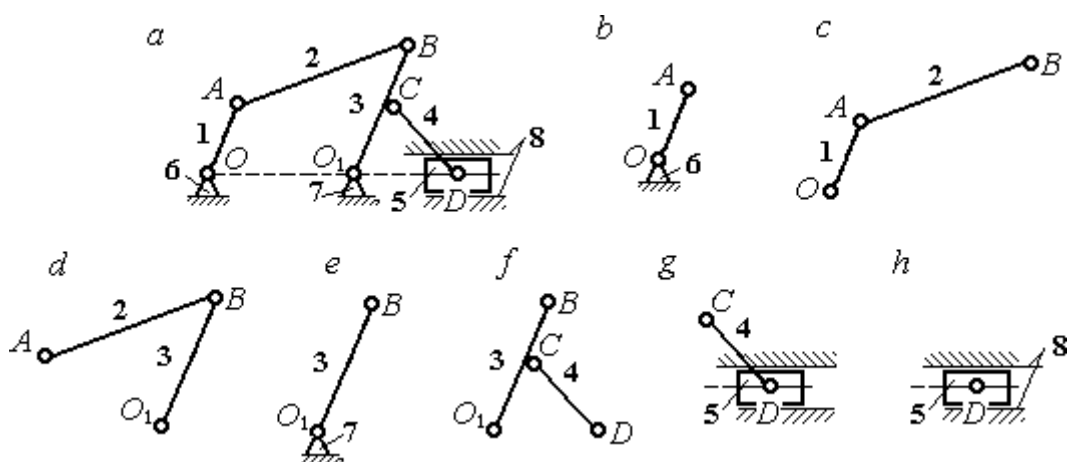


Рис. 2. Кинематические пары механизма:
 a – схема механизма; $b - h$ – звенья, составляющие кинематические пары

Высших кинематических пар в данном механизме нет, так как соединение всех звеньев осуществляется по поверхности. Кинематические пары и звенья, составляющие кинематические пары, показаны на рис. 2.

Степень подвижности плоского механизма определяется по формуле П. Л. Чебышева: $W = 3n - 2p_5 = 3 \cdot 5 - 2 \cdot 7 = 1$, где $n = 5$ – число подвижных звеньев механизма, $p_5 = 7$ – число кинематических пар 5-го класса. Следовательно, механизм имеет одно ведущее звено.

В рассматриваемом механизме можно выделить две группы Ассура и начальное звено (рис. 3):

- группа звеньев, состоящая из шатуна 4 и ползуна 5, является группой Ассура II класса, второго вида (ползун – поводок), рис. 3, *b*;
- группа звеньев, состоящая из коромысла 3 и шатуна 2, является группой Ассура II класса, первого вида (двухповодковая группа), рис. 3, *c*;
- кривошип 1 вместе со стойкой 6 образуют начальное звено или начальный механизм I класса, рис. 3, *d*.

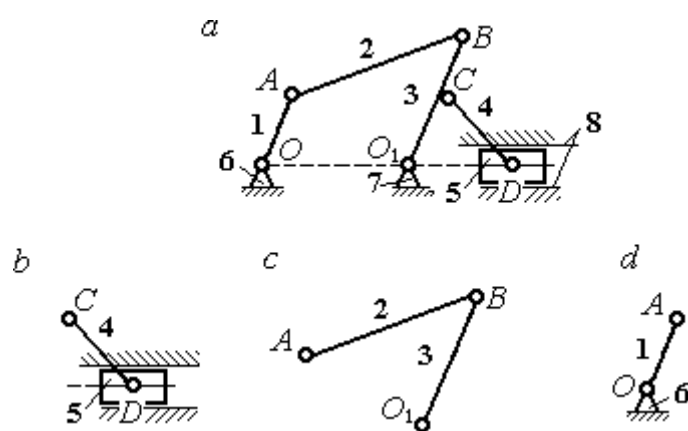


Рис. 3. Группы Ассура механизма:
a – схема механизма; *b*, *c* – группы Асура; *d* – начальное звено

Схема образования механизма группами Ассура:

$$(1) \rightarrow (2, 3) \rightarrow (4, 5).$$

К первому (ведущему) звену присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 2 и 3, образуя раму, имеющую ту же степень подвижности, что и исходный механизм. К группе Ассура, состоящей из звеньев 2 и 3, присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 4 и 5. При этом степень подвижности образованного механизма не увеличивается.

Представленный механизм включает начальный механизм I класса и две группы Ассура II класса, в результате чего является механизмом II класса.

Результаты структурного анализа механизма приводятся в табл. 3 – 4.

Таблица 3

Анализ кинематических пар

Обозначение кинематической пары	<i>O</i>	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>O</i> ₁	<i>C</i>	<i>D</i>	<i>D</i> ₁
Звенья, образующие пару	1 – 6	1 – 2	2 – 3	3 – 7	3 – 4	4 – 5	5 – 8
Наименование пары	Вращательная, низшая						Поступательная, низшая
Класс пары	5 класс						

Таблица 4

Анализ групп Ассура

Группы Ассура	4 – 5	2 – 3	1
Наименование группы Ассура	Ползун-поводок	Двухповодковая	Начальное звено
Класс групп Ассура	II класс	II класс	I класс
Класс механизма	Механизм II класса		

Построение плана механизма

Построение плана механизма начинается с определения масштабного коэффициента длины. Выберем для плана механизма стандартный масштаб, например 1:4. Масштаб выбирается таким образом, чтобы длина самого большого звена механизма на чертеже не превышала 100 – 150 мм. При выбранном масштабе длина отрезка l_{CD} , изображающего на чертеже звено CD максимальной длины

0,5 м, составит: $l_{CD} = \frac{0,5}{4} = 0,125 \text{ м} = 125 \text{ мм}$ и находится в пределах допустимых

границ длин. Масштабный коэффициент длины рассчитывается как отношение k_l

$$= \frac{0,5}{125} = 0,004 \frac{\text{м}}{\text{мм}}.$$

Определяем длины звеньев на чертеже с учётом масштабного коэффициента:

$$l_{OA} = \frac{OA}{k_l} = \frac{0,1}{0,004} = 25 \text{ мм}, \quad l_{CD} = \frac{CD}{k_l} = \frac{0,5}{0,004} = 125 \text{ мм},$$

$$l_{AB} = \frac{AB}{k_l} = \frac{0,4}{0,004} = 100 \text{ мм}, \quad l_a = \frac{a}{k_l} = \frac{0,4}{0,004} = 100 \text{ мм},$$

$$l_{O_1C} = \frac{O_1C}{k_l} = \frac{0,15}{0,004} = 37,5 \text{ мм}, \quad l_{BC} = \frac{BC}{k_l} = \frac{0,15}{0,004} = 37,5 \text{ мм}.$$

Порядок построения положения механизма таков:

1. Первоначально на чертеже фиксируем неподвижные точки O и O_1 . Поставим на свободном поле чертежа точку O_1 , затем, отложив расстояние a , поставим точку O_2 .

2. Радиусом l_{OA} проведём окружность, по которой будет перемещаться точка A , лежащая на кривошипе. Установим заданное положение кривошипа под углом $\varphi = 90^\circ$ и получим положение точки A (начальное положение и направление отсчёта угла показано на схеме механизма).

3. Из точки A проводим дугу радиусом l_{AB} , затем из точки O_1 дугу радиусом $l_{O_1B} = l_{O_1C} + l_{CB}$. В точке пересечения ставим точку B . Прямая линия, соединяющая точки A и B , определяет положение шатуна 2.

4. Из точки C , находящейся на середине коромысла 3, проводим дугу окружности радиусом l_{DC} до пересечения её с продолжением линии OO_1 . Точка пересечения D определяет положение ползуна 5.

План механизма в масштабе 1:4 показан на рис. 4.

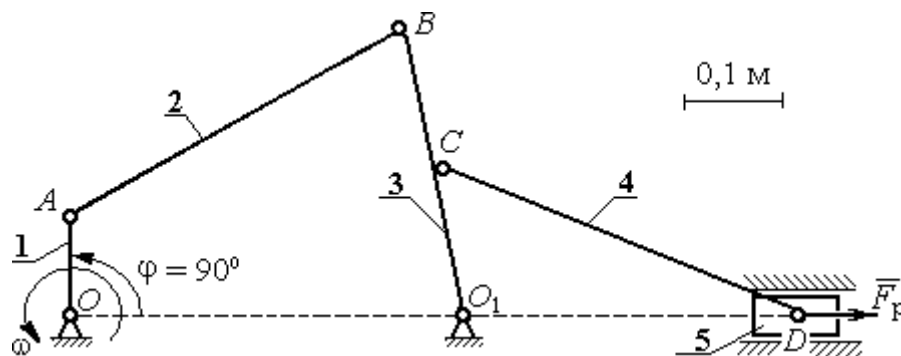


Рис. 4. План механизма в масштабе 1:4

Построение плана скоростей механизма

Построение начинаем с определения модуля скорости точки A ведущего звена 1 – кривошипа.

Вычисляем угловую скорость кривошипа ω , рад/с, по заданной его частоте вращения n , об/мин: $\omega = \frac{\pi \cdot n}{30} = \frac{3,14 \cdot 95,5}{30} = 10$ рад/с. Вычисляем модуль скорости

точки A кривошипа: $V_A = \omega \cdot O_1A = 10 \cdot 0,1 = 1$ м/с. Длину вектора скорости $\vec{V}_A$ точки A на плане скоростей принимаем равной 100 мм. Вычисляем масштаб плана скоростей: $k_v = \frac{V_A}{100} = \frac{1}{100} = 0,01$ (мм/с)/м.

Точка B принадлежит как звену AB (шатун 2), совершающему плоскопараллельное движение, так и звену O_1B (коромысло 3), вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1 (см. рис. 4). Скорость точки B звена AB , равна векторной сумме скорости полюса, например точки A , и скорости точки B во вращательном движении звена AB по отношению к полюсу. Тогда для определения скорости точки B имеем первое векторное равенство: $\vec{V}_B = \vec{V}_A + \vec{V}_{BA}$, где $\vec{V}_B$ – вектор скорости точки B ; $\vec{V}_A$ – вектор скорости точки A , известный по величине и направлению; $\vec{V}_{BA}$ – вектор скорости точки B во вращательном движении звена AB по отношению к полюсу A . Известно, что вектор скорости $\vec{V}_{BA}$ перпендикулярен линии AB .

С другой стороны, в силу того, что точка B принадлежит звену O_1B , вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1 , скорость точки B может быть найдена из второго векторного равенства $\vec{V}_B = \vec{V}_{BO_1}$, где $\vec{V}_{BO_1}$ – вектор скорости точки B при вращении звена BO_1 вокруг центра O_1 . Вектор $\vec{V}_{BO_1}$ (и, следовательно, вектор $\vec{V}_B$) перпендикулярен линии BO_1 .

Проведём построение векторов на плане скоростей (рис. 5). Выберем в качестве полюса плана скоростей точку p_v , которую изображаем на поле чертежа в удобном для построения месте. Изобразим вектор скорости $\vec{V}_A$, направив его из

точки p_v . При заданном положении кривошипа вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей горизонтален. Направление вектора $\vec{V}_A$ перпендикулярно кривошипу O_1A в сторону его вращения. Длина вектора на чертеже устанавливается в соответствии

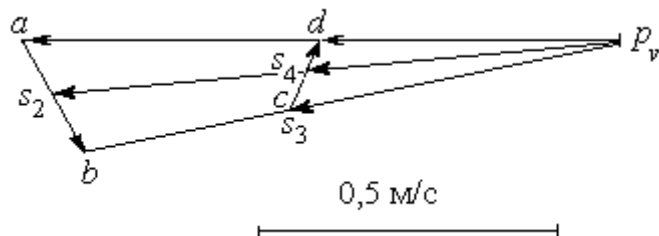


Рис. 5. План скоростей механизма для угла поворота кривошипа $\varphi = 90^\circ$

с масштабным коэффициентом (100 мм). В конце построенного вектора поставим точку a . Таким образом, вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей изображается отрезком $p_v a$ (см. рис. 5).

Далее, из точки a направляем вектор $\vec{V}_{BA}$, перпендикулярно линии звена AB . Величина вектора $\vec{V}_{BA}$ неизвестна и потому вектор скорости $\vec{V}_B$ найти невозможно. Для того, чтобы его найти, построим вектор $\vec{V}_B$ в соответствии со вторым векторным уравнением. Из него следует, что величина и направление вектора $\vec{V}_B$ совпадает с величиной и направлением вектора $\vec{V}_{BO_1}$, который перпендикулярен линии звена BO_1 . Проведём из полюса p_v линию, перпендикулярную BO_1 до пересечения её с линией, вдоль которой направлен вектор $\vec{V}_{BA}$. Обозначим пересечение этих линий точкой b . Вектор, проведённый из полюса p_v в точку b , равен вектору скорости $\vec{V}_B$. Модуль скорости точки B найдём измерив длину отрезка $p_v b$ на плане скоростей (в миллиметрах) и умножив её на масштабный коэффициент плана скоростей: $V_B = p_v b \cdot k_v = 92 \cdot 0,01 = 0,92$ м/с.

Скорость точки B во вращательном движении звена AB вокруг полюса A V_{BA} найдём измерив длину отрезка ab на плане скоростей и умножив её на величину масштабного коэффициента $V_{BA} = ab \cdot k_v$.

Угловая скорость ω_2 звена AB определяется как отношение $\omega_2 = \frac{V_{BA}}{BA} = \frac{ab \cdot k_v}{BA} =$

$$\frac{18 \cdot 0,01}{0,4} = 0,45 \text{ рад/с.}$$

Угловая скорость вращения коромысла BO_1 : $\omega_3 = \frac{V_B}{BO_1} = \frac{0,92}{0,3} = 3,06 \text{ рад/с.}$

Точка C принадлежит коромыслу BO_1 . Вектор скорости $\vec{V}_C$ перпендикулярен линии BO_1 и по модулю равен: $V_C = \omega_3 \cdot CO_1 = 3,06 \cdot 0,15 = 0,46 \text{ см/с.}$

Точке C механизма, являющейся серединой коромысла BO_1 , на плане скоростей соответствует точка c , лежащая на середине отрезка $p_v b$, изображающего скорость точки B (так как скорость точки C механизма направлена так же как скорость точки B , но по величине в два раза её меньше).

Величина и направление $\vec{V}_D$ скорости точки D (ползуна 5) находится с учётом плоскопараллельного движения звена CD на основании векторной формулы: $\vec{V}_D = \vec{V}_C + \vec{V}_{DC}$. По определению вектор $\vec{V}_{DC}$ скорости точки D при вращении звена CD вокруг полюса C направлен перпендикулярно звену CD . Тогда на плане скоростей из точки C проводим прямую, перпендикулярную линии CD , и так как точка D (ползун 5) движется горизонтально из полюса p_v проводим горизонтальную прямую, параллельную линии движения ползуна OO_1 . Точка d пересечения этих прямых на плане скоростей определяет конец вектора $\vec{V}_D$. Для того, чтобы найти модуль скорости, измерим расстояние $p_v d$ и умножим его на масштабный коэффициент скоростей. Получим $V_D = p_v d \cdot k_v = 44 \cdot 0,01 = 0,44 \text{ м/с.}$

Угловая скорость звена 4 равна $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC}$. Модуль скорости точки D V_{DC} при вращении звена CD вокруг полюса C равен измеренному на плане скоростей расстоянию dc и умноженному на масштабный коэффициент $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC} = \frac{dc \cdot k_v}{DC} =$

$$\frac{8 \cdot 0,01}{0,5} = 0,16 \text{ рад/с.}$$

Найдём скорости центров масс звеньев механизма. Полагая, что центры масс звеньев механизма расположены в середине соответствующих отрезков, отметим

эти точки на плане скоростей. Для того, чтобы на плане скоростей найти скорость центра масс звена AB механизма, разделим пополам отрезок ab . Получим точку s_2 . Скорость центра масс звена AB равна расстоянию $p_v s_2$, умноженному на масштабный коэффициент: $V_{S_2} = p_v s_2 \cdot k_v = 96 \cdot 0,01 = 0,96$ м/с.

Аналогично, разделив пополам отрезки $p_v b$, cd на плане скоростей, получим точки s_3 , s_4 , которые определяют скорости центров масс, соответственно, звена 3 (коромысла) и звена 4 (шатунa). Измерив расстояния $p_v s_3$, $p_v s_4$ и умножив их на масштабный коэффициент, получим скорости центров масс: $V_{S_3} = p_v s_3 \cdot k_v = 46 \cdot 0,01 = 0,46$ м/с, $V_{S_4} = p_v s_4 \cdot k_v = 44 \cdot 0,01 = 0,44$ м/с.

Результаты расчётов скоростей центров масс звеньев механизма и угловых скоростей звеньев приведены в табл. 5.

Таблица 5

Абсолютные скорости центров масс и угловые скорости звеньев

Звено	AB	BO_1	CD	Ползун
Обозначение скорости центра масс звена	V_{S_2}	V_{S_3}	V_{S_4}	V_D
Величина скорости, м/с	0,96	0,46	0,44	0,44
Обозначение угловой скорости звена	ω_2	ω_3	ω_4	—
Величина угловой скорости, рад/с	0,45	3,06	0,16	—

Построение плана ускорений механизма

Для определения значений линейных и угловых ускорений звеньев механизма построим план ускорений. Принимаем, что ведущее звено 1 движется с постоянной угловой скоростью. В этом случае касательное ускорение точки A равно нулю — $a_A^{\tau} = 0$, полное ускорение $\vec{a}_A$ точки A совпадает с нормальным и потому направлено к оси вращения звена — точке O_1 . По величине ускорение $\vec{a}_A$ точки A будет: $a_A = a_A^n = \omega_1^2 \cdot O_1 A = 10^2 \cdot 0,1 = 10$ м/с².

Перед началом построений выберем масштабный коэффициент. Примем

длину вектора ускорения точки A на плане ускорений 100 мм, тогда масштабный коэффициент ускорения: $k_a = \frac{a_A}{100} = \frac{10}{100} = 0,1 \text{ (м/с}^2\text{)/мм}$.

Чертёж плана ускорения начинаем с построения ускорения точки A .

Из некоторой точки p_a , называемой полюсом плана ускорений и взятой на чертеже в произвольном месте, направим

вектор $\vec{a}_A$ вертикально вниз, что соответствует выбранному вертикальному положению кривошипа. С учётом

масштабного коэффициента ускорений длина вектора ускорения точки A на

чертеже 100 мм. В конце вектора поставим стрелку и точку a (рис. 6). Ускорение

точки B находим в соответствии с векторной формулой: $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^n + \vec{a}_{BA}^\tau$,

где $\vec{a}_A$ – ускорение точки A , выбранной за полюс; $\vec{a}_{BA}^n$, $\vec{a}_{BA}^\tau$ – нормальная и

касательная составляющие ускорения точки B во вращательном движении

шатuna AB относительно полюса A . Правило сложения векторов в векторной формуле определения ускорения точки B на плане ускорений выглядит следующим

образом. К концу вектора, изображающего на чертеже ускорение $\vec{a}_A$, присоединяем вектор, изображающий ускорение $\vec{a}_{BA}^n$, а к его концу – вектор, изображающий

ускорение $\vec{a}_{BA}^\tau$. Тогда вектор, проведённый из начала первого вектора в конец последнего, представляет собой сумму векторов.

Проведём необходимые построения для определения ускорения точки B . Ускорение $\vec{a}_A$ на чертеже изображается отрезком $p_a a$. Модуль вектора нормальной

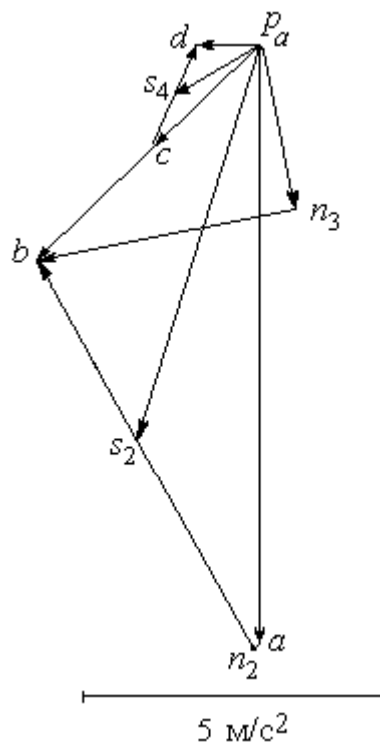


Рис. 6. План ускорений механизма для угла поворота кривошипа $\varphi = 90^\circ$

составляющей ускорения точки B : $a_{BA}^n = \omega_2^2 \cdot AB = 0,45^2 \cdot 0,4 = 0,08 \text{ м/с}^2$. На плане ускорений это будет отрезок длиной $\frac{a_{BA}^n}{k_a} = \frac{0,08}{0,1} = 0,8 \text{ мм}$. Отложим на чертеже из точки a отрезок длиной 0,8 мм вдоль линии, параллельной звену AB механизма, в сторону, куда на плане механизма направлен вектор. В конце поставим точку n_2 . Отрезок an_2 на плане ускорений изображает нормальную составляющую ускорения точки B во вращательном движении шатуна AB относительно полюса A . Здесь следует заметить, что расчётная величина отрезка an_2 настолько мала, что на чертеже показать его точно невозможно. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки B $\vec{a}_{BA}^n$ и, следовательно, отрезок an_2 на плане ускорений равны нулю. На рис. 6 отрезок an_2 показан для того, чтобы сохранить правило последовательного построения суммы векторов.

Далее необходимо из конца отрезка an_2 провести линию, параллельную той, вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}_{BA}^\tau$ – перпендикулярно линии звена BA (то есть, перпендикулярно отрезку an_2). Однако вычислить ускорение точки B , пользуясь одним этим построением, невозможно, так как величина касательного ускорения a_{BA}^τ неизвестна. Воспользуемся тем, что точка B принадлежит звену 3 – коромыслу, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1 . Следовательно, полное ускорение точки B может быть представлено как сумма его нормального и касательного составляющих – $\vec{a}_B = \vec{a}_B^n + \vec{a}_B^\tau$, где величина нормальной составляющей ускорения равна $a_B^n = \omega_3^2 \cdot O_1B = 3,06^2 \cdot 0,3 = 2,84 \text{ см/с}^2$, а направление – вдоль BO_1 от точки B в сторону O_1 . Относительно касательной составляющей $\vec{a}_B^\tau$ ускорения точки B известно только, что она направлена перпендикулярно BO_1 . Вычислим длину отрезка, изображающего на чертеже нормальную составляющую ускорения точки

B , как отношение $\frac{a_B^n}{k_a} = \frac{2,84}{0,1} = 28,4 \text{ мм}$ и из полюса p_a на чертеже отложим его

параллельно звену BO_1 . В конце отрезка поставим точку n_3 . В соответствии с правилом сложения векторов, из точки n_3 – конца отрезка $p_a n_3$, изображающего ускорение $\vec{a}_B^n$, проводим линию, перпендикулярную этому отрезку. Это линия перпендикулярна звену BO_1 и вдоль неё направлена касательная составляющая $\vec{a}_B^\tau$ ускорения точки B . Находим точку пересечения двух перпендикуляров – к отрезку $p_a n_3$ и к отрезку an_2 и обозначим её точкой b . Тогда отрезок, проведённый из полюса p_a в точку b , изображает на плане ускорений полное ускорение $\vec{a}_B$ точки B механизма. Величину ускорения точки B найдём, измерив на чертеже длину отрезка $p_a b$ и умножив его на масштабный коэффициент: $a_B = p_a b \cdot k_a = 52 \cdot 0,1 = 5,2 \text{ м/с}^2$.

Отрезок $n_3 b$ изображает на чертеже касательную составляющую ускорения $\vec{a}_B^\tau$ точки B . Измеряем длину отрезка $n_3 b$ ($n_3 b = 43 \text{ мм}$), тогда угловое ускорение звена 3:

$$\varepsilon_3 = \frac{a_B^\tau}{BO_1} = \frac{n_3 b \cdot k_a}{BO_1} = \frac{43 \cdot 0,1}{0,3} = 14,3 \text{ рад/с}^2. \text{ Угловое ускорение звена 2}$$

находится аналогично. На чертеже измеряем отрезок $n_2 b$, который изображает

$$\text{ускорение } \vec{a}_{BA}^\tau \text{ (} n_2 b = 74 \text{ мм)}. \text{ Тогда угловое ускорение звена 2: } \varepsilon_2 = \frac{a_{BA}^\tau}{BA} = \frac{n_2 b \cdot k_a}{BA} =$$

$$\frac{74 \cdot 0,1}{0,4} = 18,5 \text{ рад/с}^2.$$

Точка C принадлежит звену 3, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1 . Направление ускорения точки C такое же как и у точки B , которое на плане ускорений показано отрезком $p_a b$. Так как точка C на плане механизма находится в середине звена BO_1 , соответствующая ей точка c на плане ускорений находится на середине отрезка $p_a b$. Тогда отрезок $p_a c$ изображает ускорение точки C .

Ускорение точки D находим на основании векторной формулы $\vec{a}_D = \vec{a}_C + \vec{a}_{DC}^n + \vec{a}_{DC}^\tau$, где $\vec{a}_C$ – ускорение точки C , выбранной за полюс; $\vec{a}_{DC}^n$, $\vec{a}_{DC}^\tau$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки D во вращательном движении шатуна DC относительно полюса C .

Проведём необходимые построения. Заметим сразу, что направление ускорения $\vec{a}_D$ точки D ползуна 5 известно. Ускорение направлено вдоль линии OO_1 на плане механизма. Это означает, что на плане ускорений ускорение точки D изображается горизонтальным отрезком, исходящим из центра p_a . Модуль вектора нормальной составляющей ускорения точки D $a_{DC}^n = \omega_4^2 \cdot DC = 0,16^2 \cdot 0,5 = 0,01 \text{ м/с}^2$.

На плане ускорений это будет отрезок, длиной $\frac{a_{DC}^n}{k_a} = \frac{0,01}{0,1} = 0,1 \text{ мм}$. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки D $\vec{a}_{DC}^n$ и соответствующий ему отрезок на плане ускорений равны нулю. Тогда, исходя из векторной формулы сложения ускорений и с учётом нулевого вектора $\vec{a}_{DC}^n$, на плане ускорений из конца отрезка $p_a c$, изображающего вектор ускорения $\vec{a}_C$, необходимо провести линию, перпендикулярную звену CD , вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}_{DC}^\tau$. Находим точку пересечения этой линии с горизонтальной прямой, проведённой из полюса ускорений, вдоль которой направлен вектор ускорения точки D . Обозначим точку пересечения d . Отрезок прямой $p_a d$ изображает на плане ускорений ускорение точки D . Замеряем длину отрезка $p_a d$ ($p_a d = 13 \text{ мм}$) и находим ускорение точки D : $a_D = p_a d \cdot k_a = 13 \cdot 0,1 = 1,3 \text{ м/с}^2$.

Замеряем на плане ускорений длину отрезка cd , изображающего ускорение $\vec{a}_{DC}^\tau$ ($cd = 18 \text{ мм}$), и находим угловое ускорение звена 4: $\varepsilon_4 = \frac{a_{DC}^\tau}{DC} = \frac{cd \cdot k_a}{DC} = \frac{18 \cdot 0,1}{0,5} = 3,6 \text{ рад/с}^2$.

Определим ускорения центров масс звеньев механизма.

Разделим пополам отрезок ab на плане ускорений, обозначим середину отрезка точкой s_2 и соединим с полюсом p_a . Отрезок $p_a s_2$ изображает ускорение центра масс звена 2 – кривошипа AB . Длина отрезка $p_a s_2 = 70 \text{ мм}$. Ускорение центра масс звена 2: $a_{s_2} = p_a s_2 \cdot k_a = 70 \cdot 0,1 = 7 \text{ м/с}^2$. Аналогично, точка s_4 , лежащая на середине отрезка cd , изображает центр масс звена 4 шатуна CD . Ускорение центра

масс звена 4: $a_{S4} = p_a s_4 \cdot k_a = 18 \cdot 0,1 = 1,8 \text{ м/с}^2$.

Все построения плана ускорений приведены на рис. 6.

Результаты вычислений ускорений центров масс звеньев, а также угловых ускорений звеньев механизма приводятся в табл. 6.

Таблица 6

Ускорения центров масс звеньев механизма и угловые ускорения звеньев

Звено	AB	BO_1	DC	Ползун
Обозначение ускорения центра масс звена	a_{S_2}	a_{S_3}	a_{S_4}	a_D
Величина ускорения, м/с ²	7	2,6	1,8	1,3
Обозначение углового ускорения звена	ε_2	ε_3	ε_4	—
Величина углового ускорения, рад/с ²	18,5	14,3	3,6	—

Определение движущего момента, приведённого к валу кривошипа, по методу Н. Е. Жуковского

Определим уравнивающую силу, приведённую к крайней точке A кривошипа.

Вычисляем силы тяжести звеньев.

$$G_2 = m_2 g = 40 \cdot 9,8 = 392 \text{ Н}, \quad G_3 = m_3 g = 30 \cdot 9,8 = 294 \text{ Н},$$

$$G_4 = m_4 g = 50 \cdot 9,8 = 490 \text{ Н}, \quad G_5 = m_5 g = 10 \cdot 9,8 = 98 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули сил инерции, действующих на механизм.

$$F_2^{\text{ин}} = m_2 a_{S2} = 40 \cdot 7 = 280 \text{ Н}, \quad F_3^{\text{ин}} = m_3 a_{S2} = 30 \cdot 2,6 = 78 \text{ Н},$$

$$F_4^{\text{ин}} = m_4 a_{S4} = 50 \cdot 1,8 = 90 \text{ Н}, \quad F_5^{\text{ин}} = m_5 a_D = 10 \cdot 1,3 = 13 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули моментов сил инерции.

$$M_2^{\text{ин}} = J_{S2} \varepsilon_2 = 2 \cdot 18,5 = 37 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad M_3^{\text{ин}} = J_{S3} \varepsilon_3 = 1 \cdot 14,3 = 14,3 \text{ Н} \cdot \text{м},$$

$$M_4^{\text{ин}} = J_{S4} \varepsilon_4 = 3 \cdot 3,6 = 10,8 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Построим «жёсткий рычаг» Жуковского. Изобразим план скоростей механизма, повернув его на 90° (рис. 3.7). Приложим в точках, изображающих на повернутом плане скоростей центры масс звеньев механизма, силы тяжести и силы инерции. Направление сил инерции противоположно направлению ускорений центров масс, показанных на плане ускорений. Моменты сил инерции, действующие на звенья механизма, раскладываем на две антипараллельные силы, приложенные к крайним точкам звена, перпендикулярно ему.

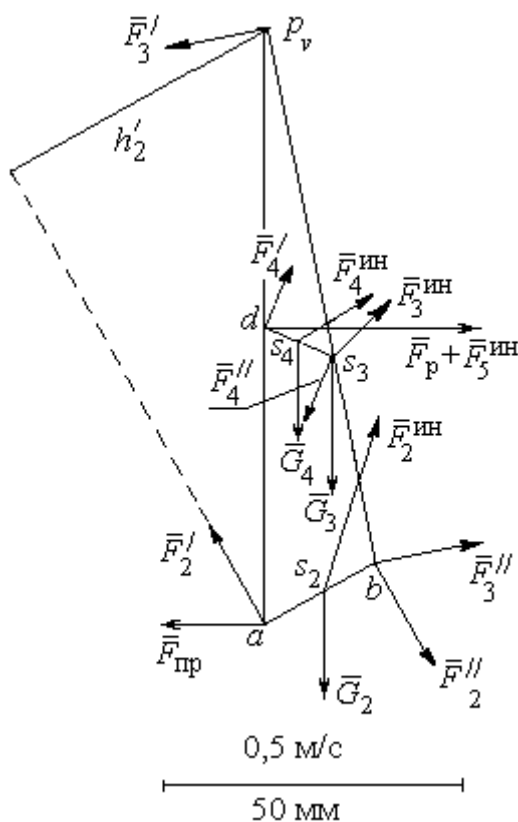


Рис. 3.7. «Жёсткий рычаг»
Н. Е. Жуковского

$$F'_2 = F''_2 = \frac{M_2^{\text{ин}}}{AB} = \frac{37}{0,4} = 92,5 \text{ Н},$$

$$F'_3 = F''_3 = \frac{M_3^{\text{ин}}}{O_1B} = \frac{14,3}{0,3} = 48 \text{ Н},$$

$$F'_4 = F''_4 = \frac{M_4^{\text{ин}}}{CD} = \frac{10,8}{0,5} = 21,6 \text{ Н}.$$

Заданное положение кривошипа осуществляется на рабочем ходу поршня. Сила полезного сопротивления F_p направлена в сторону, противоположную движению поршня.

Рычаг Н. Е. Жуковского приведён на рис. 3.7. На рисунке отмечены силы тяжести и силы инерции звеньев, приложенные в точках плана скоростей $s_2 - s_4$, соответствующих

положению центров масс этих звеньев. Показаны пары сил инерции $(\vec{F}'_2, \vec{F}''_2)$, $(\vec{F}'_3, \vec{F}''_3)$, $(\vec{F}'_4, \vec{F}''_4)$, образующие главные моменты сил инерции $M_2^{\text{ин}}$, $M_3^{\text{ин}}$, $M_4^{\text{ин}}$, приложенные ко 2, 3 и 4 звеньям.

Применение «рычага Жуковского» для определения приведённой силы заключается в составлении уравнения равновесия в форме равенства нулю суммы моментов заданных сил относительно полюса p_v :

$$-F_{\text{пр}} \cdot h_{\text{пр}} - F'_2 \cdot h'_2 + F''_2 \cdot h''_2 - G_2 \cdot h_{G2} + F_2^{\text{ин}} \cdot h_2 + F_3^{\text{ин}} \cdot h_3 - F'_4 \cdot h'_4 + F''_4 \cdot h''_4 -$$

$$-G_4 \cdot h_{G4} - G_3 \cdot h_{G3} + (F_p + F_5^{\text{ин}})h_5 + F_4^{\text{ин}} \cdot h_4 + F_3^{\text{ин}} \cdot h_3 = 0.$$

При вычислении моментов сил плечи сил определяются графически с учётом масштабного коэффициента плана скоростей. Так при вычислении момента приведённой силы относительно полюса p_v плечом $h_{\text{пр}}$ силы $\vec{F}_{\text{пр}}$ на плане рычага Жуковского является отрезок $p_v a$, равный, согласно масштабному коэффициенту плана скоростей, 100 мм. Тогда $h_{\text{пр}} = p_v a = 100$ мм.

На рис. 3.7, в качестве примера, показан способ вычисления плеча h'_2 силы $\vec{F}'_2$ – как кратчайшее расстояние от полюса p_v до линии действия силы $\vec{F}'_2$. Измерив это расстояние, найдём $h'_2 = 52$ мм. Аналогичным образом в уравнении равновесия вычисляются плечи остальных сил.

В результате получим равенство

$$F_{\text{пр}} \cdot 100 = -92,5 \cdot 52 + 92,5 \cdot 21 - 392 \cdot 6 + 280 \cdot 31 + 48 \cdot 92 - 21,6 \cdot 23 + 21,6 \cdot 33 - \\ - 490 \cdot 3 - 294 \cdot 7 + (16045 + 13)44 + 90 \cdot 42 + 78 \cdot 36.$$

Откуда $F_{\text{пр}} = 7177$ Н. Величина движущего момента, приведенного к валу кривошипа, находится из формулы: $M_{\text{дв}} = F_{\text{пр}} \cdot O_1 A = 7177 \cdot 0,1 = 717,7$ Н·м.

Найденный движущий момент является исходной величиной для конструирования ведомого вала кривошипа.

2. Конструирование вала редуктора

Предварительный расчет зубчатой передачи

Крутящий момент на валу $T_2 = M_{\text{дв}} = 717,7$ Н·м.

Твердость материала колеса по Бринеллю (приближённо)

$$HB = 0,285\sigma_B = 0,285 \cdot 640 = 182,4 \text{ МПа.}$$

Предел контактной выносливости при базовом числе циклов

$$\sigma_{H \text{ lim}} = 2 HB + 70 = 2 \cdot 182,4 + 70 = 434,8 \text{ МПа.}$$

При долговременной передаче принимаем:

$$- \text{коэффициент долговечности } K_{HL} = 1,4,$$

– коэффициент безопасности $S_H = 1,15$.

Допустимое контактное напряжение в зацеплении колеса

$$\sigma_{H adm} = \frac{\sigma_{H lim}}{S_H} K_{HL} = \frac{434,8}{1,15} \cdot 1,4 = 529,3 \text{ МПа.}$$

Выберем средние значения коэффициента неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса $K_{H\beta}$ и коэффициента ширины колеса относительно межосевого расстояния ψ_{ba} . При симметричном расположении колеса принимаем:

$$K_{H\beta} = 1,1; \quad \psi_{ba} = 0,4.$$

Межосевое расстояние передачи

$$a_w = K_a(u+1) \sqrt[3]{\frac{T_2 K_{H\beta}}{\psi_{ba} u^2 \sigma_{H adm}^2}} = 495(5+1) \sqrt[3]{\frac{717,7 \cdot 1,1}{0,4 \cdot 5^2 \cdot 529,3^2}} = 194,7 \text{ мм.}$$

Округляем расчётное межосевое расстояние до ближайшего большего значения из ряда межосевых расстояний. Принимаем $a_w = 200$ мм.

Делительный диаметр колеса

$$d_2 = \frac{2a_w u}{u+1} = \frac{2 \cdot 200 \cdot 5}{5+1} = 333,3 \text{ мм.}$$

Ширина ступицы колеса и длина распорной втулки

$$b = \psi_{ba} a_w = 0,4 \cdot 200 = 80 \text{ мм,} \quad l_p = 0,15b = 0,15 \cdot 80 = 12 \text{ мм.}$$

Полученные расчетные результаты ширины ступицы колеса b и длины распорной втулки l_p не требуют округления, так как совпадают со значениями ряда номинальных линейных размеров $R-40$.

Принимаем $b = 80$ мм, $l_p = 12$ мм.

Конструирование вала

Примем допустимое касательное напряжение кручения вала $\tau_{k adm} = 20$ МПа.

Диаметр консольной части вала

$$d_k = \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot 10^3}{0,2 \tau_{kadm}}} = \sqrt[3]{\frac{717,7 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 20}} = 56,4 \text{ мм.}$$

Расчётное значение диаметра консольной части вала округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_k = 60$ мм.

Длина консольной части вала пропорциональна его диаметру: $l_k = (1,5 \div 2,5)d_k$.

Выбираем

$$l_k = 2d_k = 2 \cdot 60 = 120 \text{ мм.}$$

Результат расчёта не требует округления, так как является одним из значений ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_k = 120$ мм.

При диаметре консольной части вала $d_k = 60$ мм высота ступени $t = 3$ мм

(приложение, табл. П2). Диаметр вала под подшипник

$$d_{\Pi} = d_k + 2t = 60 + 2 \cdot 3 = 66 \text{ мм.}$$

Результат округляем до ближайшего большего числа, кратного 5.

Принимаем $d_{\Pi} = 70$ мм.

Длина ступени вала в месте посадки подшипника пропорциональна диаметру этого участка вала. Выберем минимальный из заданных значений коэффициент пропорциональности. Длина ступеньки вала в месте посадки подшипника

$$l_{\Pi} = 1,25d_{\Pi} = 1,25 \cdot 70 = 87,5 \text{ мм.}$$

Расчётное значение длины ступеньки вала в месте посадки подшипника округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_{\Pi} = 90$ мм.

При диаметре вала под подшипник $d_{\Pi} = 70$ мм координата фаски подшипника $r = 3,5$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр вала под колесом

$$d_{\text{кол}} = d_{\Pi} + 3,2r = 70 + 3,2 \cdot 3,5 = 81,2 \text{ мм.}$$

Расчётное значение диаметра вала под колесом округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{\text{кол}} = 85$ мм.

При диаметре вала под колесом $d_{\text{кол}} = 85$ мм фаска ступицы колеса $f = 3$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр упорного буртика

$$d_{\text{бур}} = d_{\text{кол}} + 3f = 85 + 3 \cdot 3 = 94 \text{ мм.}$$

Расчётное значение диаметра буртика округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{\text{бур}} = 95$ мм.

Длина упорного буртика при симметричном расположении колеса относительно опор вала – подшипников

$$l_{\text{бур}} = 0,15b = 0,15 \cdot 80 = 12 \text{ мм.}$$

Принимаем без округления $l_{\text{бур}} = 12$ мм.

При диаметре вала в месте посадки подшипника $d_{\text{п}} = 70$ мм ширина подшипника $B = 24$ мм (см. табл. 5).

При переходе от консольной части вала к участку вала под подшипником диаметры участков $d_{\text{к}} = 60$ мм, $d_{\text{п}} = 70$ мм.

$$\text{Величина ступеньки } t = 0,5(d_{\text{п}} - d_{\text{к}}) = 0,5(70 - 60) = 5 \text{ мм.}$$

Радиус галтели ступеньки вала пропорционален высоте ступеньки. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0,6t = 0,6 \cdot 5 = 3 \text{ мм.}$$

В месте установки распорной втулки при переходе от участка вала под левым подшипником к участку под колесом на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски распорной втулки, равной координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0,6r = 0,6 \cdot 3,5 = 2,1 \text{ мм.}$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

При переходе от участка вала под колесом к буртику, где происходит упор ступицы колеса в буртик, на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален величине фаски ступицы колеса. Радиус галтели

$$R = 0,7f = 0,7 \cdot 3 = 2,1 \text{ мм.}$$

Принимаем $R = 2$ мм.

В месте установки правого подшипника при переходе от буртика к участку вала под подшипником на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0,6r = 0,6 \cdot 3,5 = 2,1 \text{ мм.}$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

Проверка прочности шпоночного соединения

Диаметр консольной части вала $d_k = 60$ мм, длина $l_k = 120$ мм.

Выбираем размеры призматической шпонки в консольной части вала: ширина $b_{ш} = 18$ мм; высота $h_{ш} = 11$ мм; длина $l_{ш} = 80$ мм; глубина паза в вале $t_1 = 7$ мм (табл. П1).

Рабочая длина шпонки: $l_{ш}^p = l_{ш} - b_{ш} = 80 - 18 = 62$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_{ш}^p d_k (h_{ш} - t_1)} = \frac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{62 \cdot 60(11 - 7)} = 96,5 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

При выборе шпонки под колесом, где диаметр вала $d_{кол} = 85$ мм, ширина ступицы колеса $b = 80$ мм, принимаем по табл. П1 ширину шпонки $b_{ш} = 22$ мм; высоту $h_{ш} = 14$ мм; длину $l_{ш} = 63$ мм; глубину паза в вале $t_1 = 9$ мм. Рабочая длина шпонки: $l_{ш}^p = l_{ш} - b_{ш} = 63 - 22 = 41$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_{ш}^p d_{кол} (h_{ш} - t_1)} = \frac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{41 \cdot 85(14 - 9)} = 82,4 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

3. Проверочный расчёт вала редуктора

Расчетная схема вала. Построение эпюр изгибающих и крутящих моментов

Схематическое изображение вала и действующей на него нагрузки в вертикальной и горизонтальной плоскостях приведено на рис. 8, *т*. Показаны предположительно опасные сечения вала: *A, B* – сечения на участках вала, ослабленных вырезом под шпонку; *B, Г, Д* – сечения по ступенькам вала.

Рассмотрим силовую нагрузку вала при симметричном расположении колеса.

Консольная сила от муфты $F_M = 125 \sqrt{T_2} = 125 \sqrt{717,7} = 3348,7 \text{ Н}$.

Силы в зацеплении зубчатой передачи:

– окружная сила $F_t = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{d_2} = \frac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{333,3} = 4306,6 \text{ Н}$,

– радиальная сила $F_r = F_t \tan 20^\circ = 4306,6 \cdot 0,364 = 1567,6 \text{ Н}$.

Для построения эпюр изгибающих моментов вычислим расстояния между точками приложения сил, отнесенных к оси вала

$$l_{\text{опор}} = l_k + l_{\text{п}} - (l_p + 0,5B) = 120 + 90 - (12 + 0,5 \cdot 24) = 186 \text{ мм},$$

$$a = 0,5b + l_p + 0,5B = 0,5 \cdot 80 + 12 + 0,5 \cdot 24 = 64 \text{ мм},$$

$$c = 0,5b + l_{\text{бyp}} + 0,5B = 0,5 \cdot 80 + 12 + 0,5 \cdot 24 = 64 \text{ мм}.$$

Эпюра изгибающих моментов M_x в вертикальной плоскости

Условия равновесия вала в вертикальной плоскости (рис. 8, n):

$$F_r c - R_{1y}(a + c) = 0, \quad -F_r a + R_{2y}(a + c) = 0.$$

Находим реакции опор подшипников в вертикальной плоскости:

$$R_{1y} = \frac{F_r c}{(a + c)} = \frac{1567,6 \cdot 64}{64 + 64} = 783,8 \text{ Н}, \quad R_{2y} = \frac{F_r a}{(a + c)} = \frac{1567,6 \cdot 64}{64 + 64} = 783,8 \text{ Н}.$$

Проверка: $R_{1y} - F_r + R_{2y} = 783,8 - 1567,6 + 783,8 = 0$.

На 1-м участке вала $0 \leq z_1 \leq l_{\text{опор}}$, $M_{1x} = 0$.

Изгибающие моменты в сечении вала A , где вал ослаблен шпоночным вырезом, и в сечении B , где имеется ступенька вала при переходе от консольной части к участку вала под подшипник, равны нулю: $M_{xA} = M_{xB} = 0$.

На 2-м участке вала $0 \leq z_2 \leq a$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{2x} = R_{1y} z_2$$

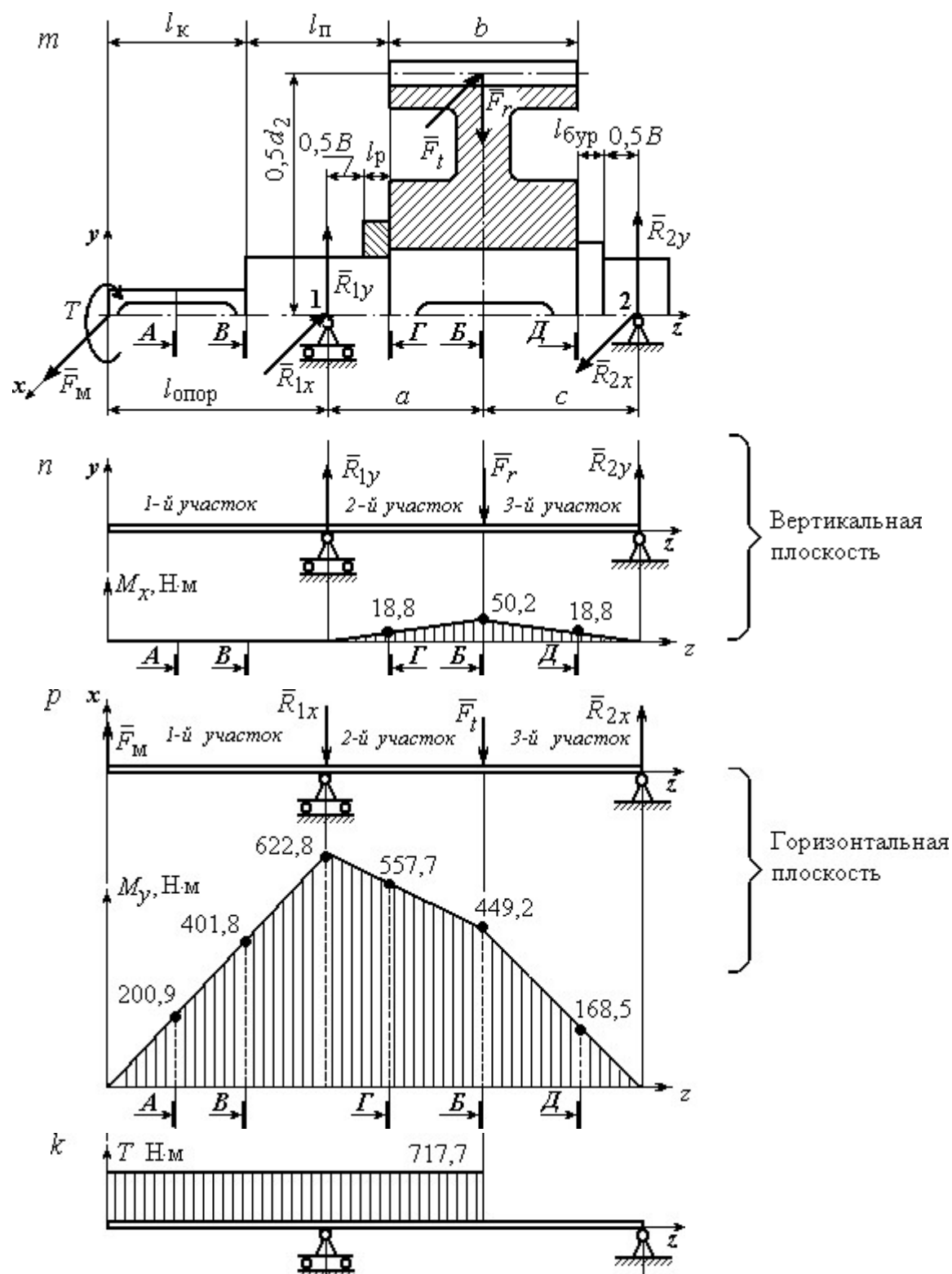


Рис. 8. Расчётная схема вала:

m – нагрузка вала; n – проекция нагрузки на вертикальную плоскость и эпюра изгибающих моментов M_x ; p – проекция нагрузки на горизонтальную плоскость и эпюра изгибающих моментов M_y ; k – эпюра крутящих моментов

В начале участка $z_2 = 0$, $M_{2x} = 0$. В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ м

$$M_{2x} = R_{1y}a = 783,8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50,2 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Изгибающий момент в сечении Γ , где у вала ступенька перехода от диаметра под подшипник к диаметру под колесо, при $z_{2\Gamma} = a - 0,5b = 24$ мм

$$M_{x\Gamma} = R_{1y}(a - 0,5b) = 783,8 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 18,8 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Изгибающий момент в сечении B , где вал ослаблен шпоночным вырезом под колесом, при $z_{2B} = a = 64$ мм $M_{xB} = R_{1y}a = 783,8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50,2 \text{ Н} \cdot \text{м}.$

На 3-м участке вала $0 \leq z_3 \leq c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3x} = R_{1y}(z_3 + a) - F_r z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$, $M_{3x} = 50,2 \text{ Н} \cdot \text{м}.$ В конце участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3}$ м, $M_{3x} = 0$.

Изгибающий момент в сечении D , где у вала ступенька при переходе от участка под колесом к буртику, при $z_{3D} = 0,5b = 40$ мм

$$\begin{aligned} M_{xD} &= R_{1y}(0,5b + a) - F_r 0,5b = \\ &= 783,8(40 + 64) \cdot 10^{-3} - 1567,6 \cdot 40 \cdot 10^{-3} = 18,8 \text{ Н} \cdot \text{м}. \end{aligned}$$

Вид эпюры изгибающих моментов в вертикальной плоскости M_x показан на рис. 8, *n*.

Эпюра изгибающих моментов M_y в горизонтальной плоскости

Условия равновесия вала в горизонтальной плоскости (рис. 8, *p*):

$$-F_m(l_{\text{опор}} + a + c) + F_t c + R_{1x}(a + c) = 0, \quad -F_m l_{\text{опор}} - F_t a + R_{2x}(a + c) = 0.$$

Реакции опор подшипников в горизонтальной плоскости

$$\begin{aligned} R_{1x} &= \frac{1}{(a + c)} [F_m(l_{\text{опор}} + a + c) - F_t c] = \\ &= \frac{1}{(64 + 64)} [3348,7(186 + 64 + 64) - 4306,6 \cdot 64] = 6061,5 \text{ Н}, \end{aligned}$$

$$R_{2x} = \frac{1}{(a + c)} [F_m l_{\text{опор}} + F_t a] =$$

$$= \frac{1}{(64 + 64)} [3348,7 \cdot 186 + 4306,6 \cdot 64] = 7019,4 \text{ Н.}$$

Проверка: $F_M - R_{1x} - F_t + R_{2x} = 3348,7 - 6061,5 - 4306,6 + 7019,4 = 0.$

На 1-м участке вала $0 \leq z_1 \leq l_{\text{опор}}$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{1y} = F_M z_1.$$

В начале 1-го участка при $z_1 = 0$, $M_{1y} = 0.$

В конце участка при $z_1 = l_{\text{опор}}$

$$M_{1y} = F_M l_{\text{опор}} = 3348,7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622,8 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Положим координату сечения вала A , где вал ослаблен шпоночным вырезом, $z_{1A} = 0,5l_k = 60 \text{ мм.}$ Изгибающий момент в сечении A

$$M_{yA} = F_M 0,5l_k = 3348,7 \cdot 60 \cdot 10^{-3} = 200,9 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Изгибающий момент в сечении B при $z_{1B} = l_k = 120 \text{ мм}$

$$M_{yB} = F_M l_k = 3348,7 \cdot 120 \cdot 10^{-3} = 401,8 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

На 2-м участке вала $0 \leq z_2 \leq a$. Эпюра моментов

$$M_{2y} = F_M (l_{\text{опор}} + z_2) - R_{1x} z_2.$$

В начале участка при $z_2 = 0$, $M_{2y} = F_M l_{\text{опор}} = 3348,7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622,8 \text{ Н} \cdot \text{м.}$

В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3} \text{ м}$

$$\begin{aligned} M_{2y} &= F_M (l_{\text{опор}} + a) - R_{1x} a = \\ &= 3348,7(186+64)10^{-3} - 6061,5 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 449,2 \text{ Н} \cdot \text{м.} \end{aligned}$$

Изгибающий момент в сечении Γ при $z_{2\Gamma} = a - 0,5b = 24 \text{ мм}$

$$\begin{aligned} M_{y\Gamma} &= F_M (l_{\text{опор}} + a - 0,5b) - R_{1x} (a - 0,5b) = \\ &= 3348,7(186 + 24)10^{-3} - 6061,5 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 557,7 \text{ Н} \cdot \text{м.} \end{aligned}$$

Изгибающий момент в сечении B при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ равен изгибающему моменту в конце 2-го участка $M_{yB} = 449,2 \text{ Н} \cdot \text{м.}$

На 3-м участке вала $0 \leq z_3 \leq c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3y} = F_M (l_{\text{опор}} + a + z_3) - R_{1x} (z_3 + a) - F_t z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$

$$M_{3y} = F_m(l_{\text{опор}} + a) - R_{1x}a = 449,2 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

В конце 3-го участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ $M_{3y} = 0$.

Изгибающий момент в сечении D при $z_{3D} = 0,5b = 40 \text{ мм}$

$$\begin{aligned} M_{yD} &= F_m(l_{\text{опор}} + a + 0,5b) - R_{1x}(a + 0,5b) - F_t 0,5b = \\ &= [3348,7(186 + 64 + 40) - 6061,5(64 + 40) - 4306,6 \cdot 40]10^{-3} = 168,5 \text{ Н}\cdot\text{м}. \end{aligned}$$

Эпюра изгибающих моментов в горизонтальной плоскости приведена на рис. 8, p .

Эпюра крутящих моментов показана на рис 8, k .

Проверочный расчёт вала

Результаты расчётов изгибающих моментов в потенциально опасных сечениях показаны на рис. 8, n , p и приведены в табл. 7.

Среди сечений, ослабленных шпоночным пазом (сечение A , B), наиболее опасным является сечение B вала под колесом. Суммарный изгибающий момент в этом сечении $M_{\text{сум}B} = 452 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

Среди сечений в местах ступенчатого перехода вала (сечения B , Γ и D) наиболее опасным является сечение Γ – ступенька вала при переходе от диаметра вала под подшипник к диаметру под колесо. В этом сечении суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}\Gamma} = 558 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

Таким образом, проверку вала на усталостную прочность необходимо проводить в двух наиболее опасных сечениях – Γ и B .

**Изгибающие моменты в потенциально опасных сечениях вала
при расчётах на сопротивление усталости**

Параметр	Виды опасных сечений				
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом		сечения в местах ступенчатого перехода вала		
Сечение на валу	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>B</i>	<i>Г</i>	<i>Д</i>
Изгибающий момент в вертикальной плоскости M_x , Н·м	0	50,2	0	18,8	18,8
Изгибающий момент в горизонтальной плоскости M_y , Н·м	200,9	449,2	401,8	557,7	168,5
Суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}}$, Н·м	200,9	452,0	401,8	558,0	169,5

Сечение Г. При расчёте момента сопротивления сечения выбирается меньший из диаметров – диаметр вала под подшипник $d_{\text{п}} = 70$ мм.

Момент сопротивления сечения I

$$W_{\text{и}I} = 0,1d_{\text{п}}^3 = 0,1 \cdot 70^3 = 34,3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{aI} = \frac{M_{\text{сум}I} 10^3}{W_{\text{и}I}} = \frac{558 \cdot 10^3}{34,3 \cdot 10^3} = 16,3 \text{ МПа}.$$

В сечении I отношение радиуса галтели к диаметру $\frac{R}{d_{\text{п}}} = \frac{2}{70} = 0,03$.

Коэффициент концентрации напряжений изгиба в сечении I : $K_{\sigma} = 2$ (рис. П2, приложение).

Для материала вала с пределом прочности $\sigma_{\text{в}} = 640$ МПа при чистовой обработке поверхности коэффициент качества обработки поверхности вала $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

При расчётном диаметре сечения $d_{\text{п}} = 70$ мм масштабный фактор для напряжений изгиба $\varepsilon_{\sigma} = 0,77$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_{\text{в}} = 640$ МПа $\psi_{\sigma} = 0,05$ (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{m\Gamma} = 0$.

Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба

$$\sigma_{-1} = 0,43\sigma_B = 0,43 \cdot 640 = 275,2 \text{ МПа.}$$

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении Γ

$$n_{\sigma\Gamma} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_{\sigma}}{\beta\epsilon_{\sigma}}\sigma_{a\Gamma} + \psi_{\sigma}\sigma_{m\Gamma}} = \frac{275,2}{\frac{2}{0,83 \cdot 0,77}16,3} = 5,4.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений пропорционален пределу прочности материала вала. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности

$$\tau_{-1} = 0,25\sigma_B = 0,25 \cdot 640 = 160 \text{ МПа.}$$

Полярный момент сопротивления сечения Γ

$$W_{p\Gamma} = 0,2d_{\Pi}^3 = 0,2 \cdot 70^3 = 68,6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{a\Gamma} = \tau_{m\Gamma} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{p\Gamma}} = \frac{717,7 \cdot 10^3}{2 \cdot 68,6 \cdot 10^3} = 5,2 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений в сечении Γ при отношении

радиуса галтели к диаметру вала $\frac{R}{d_{\Pi}} = \frac{2}{70} = 0,03$, $K_{\tau} = 1,49$ (рис. П2, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений при диаметре сечения $d_{\Pi} = 70$ мм $\epsilon_{\tau} = 0,65$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_B = 640$ МПа $\psi_{\tau} = 0$ (табл. П3, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении Γ

$$n_{\tau\Gamma} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_{\tau}}{\beta\epsilon_{\tau}}\tau_{a\Gamma} + \psi_{\tau}\tau_{m\Gamma}} = \frac{160}{\frac{1,49}{0,83 \cdot 0,65}5,2} = 11,1.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения Γ

$$n_{\Gamma} = \frac{n_{\sigma\Gamma} n_{\tau\Gamma}}{\sqrt{n_{\sigma\Gamma}^2 + n_{\tau\Gamma}^2}} = \frac{5,4 \cdot 11,1}{\sqrt{5,4^2 + 11,1^2}} = 4,8 > n_{adm} = 2,5 \div 3,0.$$

В сечении Γ вал удовлетворяет условию прочности.

Сечение Б. Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба $\sigma_{-1} = 275,2$ МПа.

Момент сопротивления сечения B при изгибе с учетом шпоночного паза

$$W_{иБ} = 0,1d_{\text{кол}}^3 - \frac{b_{\text{ш}}t_1(d_{\text{кол}} - t_1)^2}{2d_{\text{кол}}} = 0,1 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9(85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 54,7 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{aB} = \frac{M_{\text{сум}B} 10^3}{W_{иБ}} = \frac{452 \cdot 10^3}{54,7 \cdot 10^3} = 8,3 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации напряжений изгиба для сечения B , ослабленного шпоночным пазом, $\sigma_B = 640$ МПа, $K_{\sigma} = 1,85$ (табл. ПЗ, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для напряжений изгиба вала при $d_{\text{кол}} = 85$ мм $\varepsilon_{\sigma} = 0,72$ (рис. ПЗ, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_B = 640$ МПа $\psi_{\sigma} = 0,05$ (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{mB} = 0$.

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении B

$$n_{\sigma B} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_{\sigma}}{\beta \varepsilon_{\sigma}} \sigma_{aB} + \psi_{\sigma} \sigma_{mB}} = \frac{275,2}{\frac{1,85}{0,83 \cdot 0,72} 8,3} = 10,7.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений $\tau_{-1} = 160$ МПа.

Полярный момент сопротивления сечения B с учетом шпоночного паза

$$W_{pB} = 0,2d_{\text{кол}}^3 - \frac{b_{\text{ш}}t_1(d_{\text{кол}} - t_1)^2}{2d_{\text{кол}}} = 0,2 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9(85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 116,1 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{aB} = \tau_m = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{pB}} = \frac{717,7 \cdot 10^3}{2 \cdot 116,2 \cdot 10^3} = 3,1 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений для сечения B при $\sigma_B = 640$ МПа $K_\tau = 1,6$ (табл. П3, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала при $\sigma_B = 640$ МПа $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений вала при $d_{\text{кол}} = 85$ мм $\varepsilon_\tau = 0,62$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_B = 640$ МПа $\psi_\tau = 0$ (табл. П4, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении B

$$n_{\tau B} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\beta \varepsilon_\tau} \tau_{aB} + \psi_\tau \tau_{mB}} = \frac{160}{\frac{1,6}{0,83 \cdot 0,62} 3,1} = 16,6.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения B

$$n_B = \frac{n_{\sigma B} n_{\tau B}}{\sqrt{n_{\sigma B}^2 + n_{\tau B}^2}} = \frac{10,7 \cdot 16,6}{\sqrt{10,7^2 + 16,6^2}} = 8,9 > n_{adm} = 2,5 \div 3,0.$$

В сечении B вал удовлетворяет условию прочности.

Расчёт на статическую прочность

При расчёте на статическую прочность опасное сечение вала проходит через середину подшипника 1. В этом сечении суммарный изгибающий момент максимальный, равный $M_{\text{сум1}} = 622,8$ Н·м.

Диаметр сечения $d_{\text{п}} = 70$ мм. Вал сплошной. Осевой и полярный моменты сопротивления сечения при изгибе и кручении

$$W_{\text{и1}} = 0,1 d_{\text{п}}^3 = 0,1 \cdot 70^3 = 34,3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3, \quad W_{\text{п1}} = 0,2 d_{\text{п}}^3 = 0,2 \cdot 70^3 = 68,6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Напряжения изгиба и кручения в опасном сечении

$$\sigma_{\text{и1}} = \frac{M_{\text{сум1}} \cdot 10^3}{W_{\text{и1}}} = \frac{622,8 \cdot 10^3}{34,3 \cdot 10^3} = 18,2 \text{ МПа,}$$

$$\tau_{к1} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{W_{p1}} = \frac{717,7 \cdot 10^3}{68,6 \cdot 10^3} = 10,5 \text{ МПа.}$$

Эквивалентное напряжение

$$\sigma_{\text{ЭКВ}} = \sqrt{\sigma_{\text{и1}}^2 + 3\tau_{к1}^2} = \sqrt{18,2^2 + 3 \cdot 10,5^2} = 25,7 \text{ МПа.}$$

Коэффициент перегрузки $k = 2$. Предел текучести материала вала

$$\sigma_T = 380 \text{ МПа.}$$

Запас статической прочности

$$n_T = \frac{\sigma_T}{k\sigma_{\text{ЭКВ}}} = \frac{380}{2 \cdot 25,7} = 6,2 > n_{T \text{ adm}} = 1,2 \div 1,8.$$

Результаты проверочного расчёта вала на прочность приведены в табл. 8.

Эскизный чертёж вала дан на рис. 9.

Таблица 8

Результаты расчета вала на прочность

Параметр	Виды расчётов		
	сопротивление усталости		статическая прочность
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом	сечения в местах ступенчатого перехода вала	сечение, где суммарный изгибающий момент максимальный
Наиболее опасное сечение вала	<i>Б</i>	<i>Г</i>	середина опоры 1
Суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}}$, Н·м	452	558	622,8
Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу, n_σ	10,7	5,4	—
Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению, n_τ	16,6	11,1	—
Общий коэффициент запаса сопротивления усталости, n	8,9	4,8	—
Коэффициент запаса статической прочности	—	—	6,2

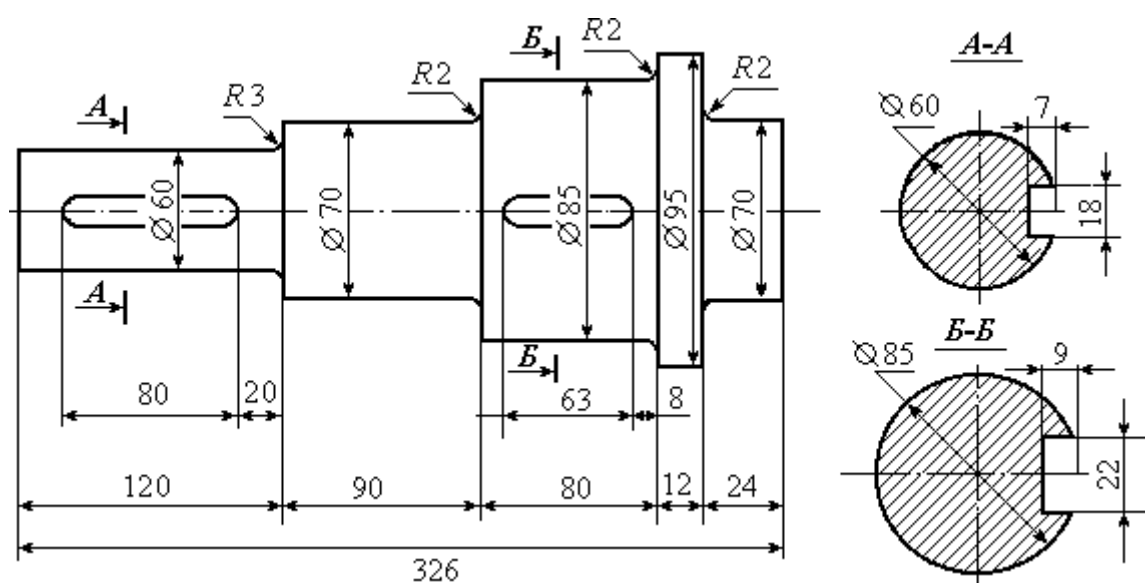
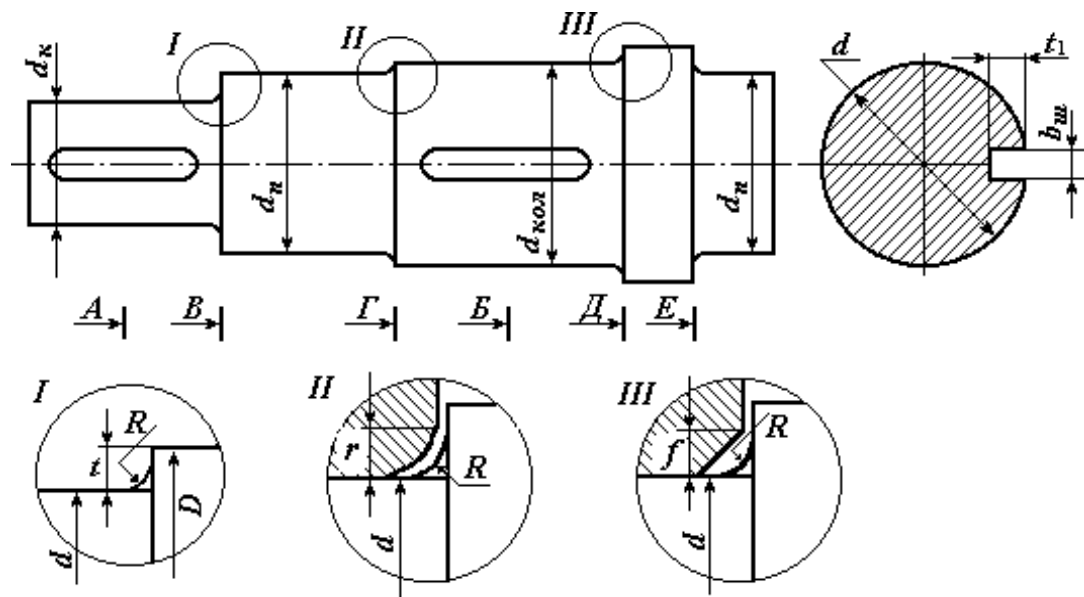


Рис. 9. Эскизный чертёж вала

ПРИЛОЖЕНИЕ

Рис. П1.



Элементы конструкций вала:

R – радиус галтели; t – высота ступеньки; r – координата фаски подшипника;
 f – величина фаски ступицы

Таблица П1

Шпонки призматические (ГОСТ 23360-78)

Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм	Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм
d	$b_{ш}$	$h_{ш}$	$l_{ш}$	t_1	d	$b_{ш}$	$h_{ш}$	$l_{ш}$	t_1
17÷22	6	6	14÷70	3,5	58 ÷ 65	18	11	50÷200	7
22÷30	8	7	18÷90	4	65 ÷ 75	20	12	56÷220	7,5
30 ÷ 38	10	8	22÷110	5	75 ÷ 85	22	14	63÷250	9
38 ÷ 44	12	8	28÷140	5	85 ÷ 95	25	14	70÷280	9
44 ÷ 50	14	9	36÷160	5,5	95 ÷ 110	28	16		10
50 ÷ 58	16	10	45÷180	6	110÷130	32	18		11

Примечание. Длина шпонки $l_{ш}$ (мм) выбирается из стандартного ряда длин: 12; 14; 16; 18; 20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125

Таблица П2

**Значения высоты t ступеньки вала, координаты r фаски подшипника
и величины f фаски ступицы колеса в зависимости от диаметра d вала, мм**

d	17–24	25–30	32–40	42–50	52–60	63–70	75–85	85–95	95–105	105–115
t	2	2,2	2,5	2,8	3	3,3	3,5	3,8	4	4
r	1,6	2	2,5	3	3	3,5	3,5	4	4	4
f	1	1	1,2	1,6	2	2	2	2,2	2,6	2,6

Таблица П3

**Эффективные коэффициенты концентрации напряжений
для сечений валов, ослабленных шпоночными пазами**

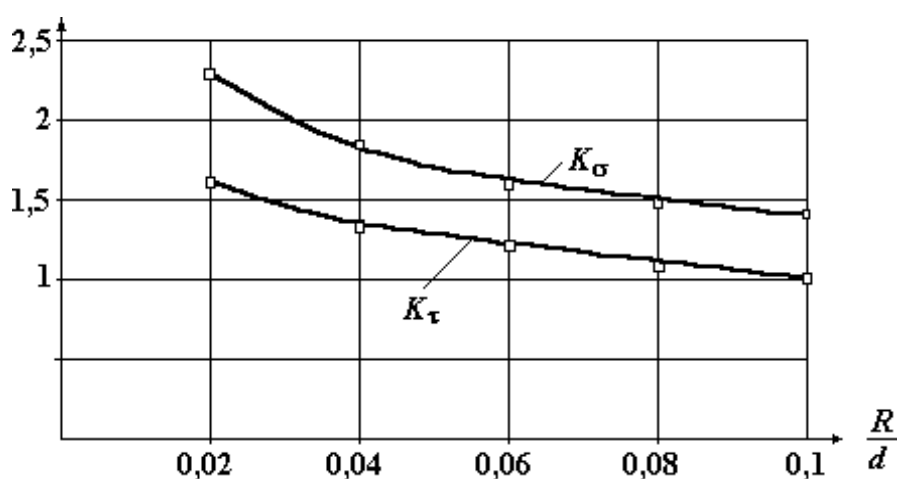
σ_B , МПа	500	700	900
K_σ	1,6	1,9	2,15
K_τ	1,4	1,7	2,05

Таблица П4

Коэффициенты чувствительности асимметрии цикла

σ_B , МПа	350 – 520	520 – 720	720 – 1000	1000 – 1200
ψ_σ	0	0,05	0,1	0,2
ψ_τ	0	0	0,05	0,1

Рис. П2. Эффективные коэффициенты концентрации напряжений K_σ и K_τ
в зависимости от отношения радиуса галтели к диаметру вала



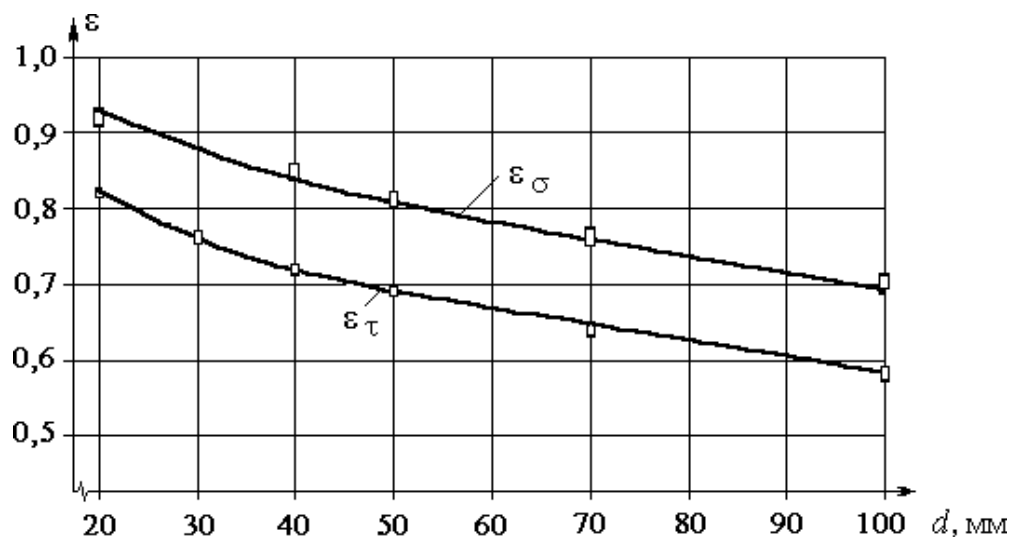


Рис. ПЗ. Зависимость значений масштабных факторов ε_{σ} и ε_{τ} от диаметра вала

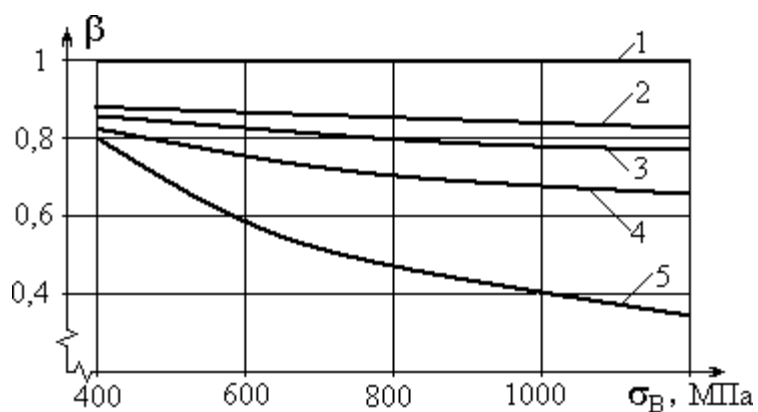


Рис. П4. Зависимость коэффициента β качества обработки поверхности от предела выносливости материала и вида обработки:
 1 – полированная поверхность; 2 – шлифование; 3 – тонкая (чистовая) обработка;
 4 – грубое точение; 5 – окалина

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Афанасьев А. И., Ляпцев С. А. Курсовое проектирование по теории механизмов и машин. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005.

Дунаев П. Ф., Леликов О. П. Конструирование узлов и деталей машин: учебн. пособие для студ. техн. спец. вузов. – М.: Изд. центр «Академия», 2003. – 496 с.

Краснов М. М., Вереина Л. И. Техническая механика. М.: – Academia, 2010. – 288 с.

Левитский И. И. Теория механизмов и машин. – М.: Высшая школа, 2007.

Мокрушин Н. В., Ляпцев С. А. Лекции по сопротивлению материалов. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012.

Сопротивление материалов в примерах и задачах. *Под ред. Мокрушина Н. В.* – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010.

Олофинская В. П. Техническая механика. – М.: Форум, 2009.

Смелятин А. И. Теория механизмов и машин. – М.: Инфра, 2009.

Степин П. А. Сопротивление материалов. – М.: Лань, 2010.

УТВЕРЖДАЮ

С. И. Игнатов

бно-методическому комплексу

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов.

Оформление необходимой документации.

Самостоятельная работа включает выполнение расчетно-графической работы.

При выполнении расчетно-графической работы по заданной кинематической схеме механизма и исходным данным необходимо выполнить следующие виды работ:

- провести структурный анализ механизма;
- выполнить кинематический анализ механизма, для чего при заданном положении кривошипа построить планы механизма, скоростей и ускорений, а также эскиз вала кривошипа с установленными на нём элементами;
- определить величину уравнивающей силы и уравнивающего момента методом «жёсткого рычага» Н.Е. Жуковского;
- произвести проверочный расчёт вала кривошипа, включающий оценку статической прочности и расчёт на сопротивление усталости.

Масштабы плана механизма и эскиза вала принимаются по ЕСКД, масштабы планов скоростей и ускорений и «жёсткого рычага» выбираются самостоятельно с учётом рационального расположения построений на листе формата А1.

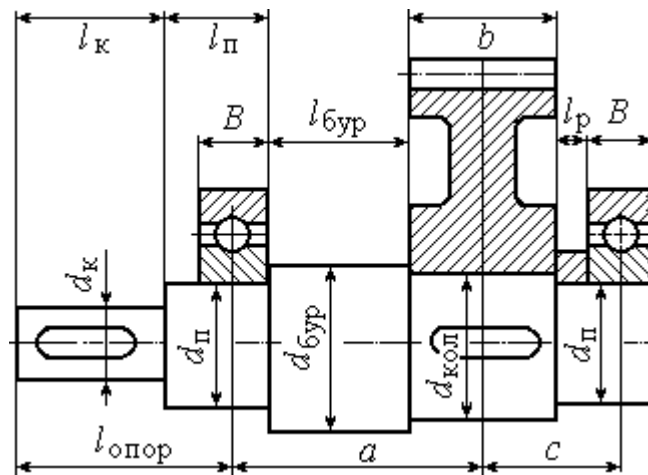
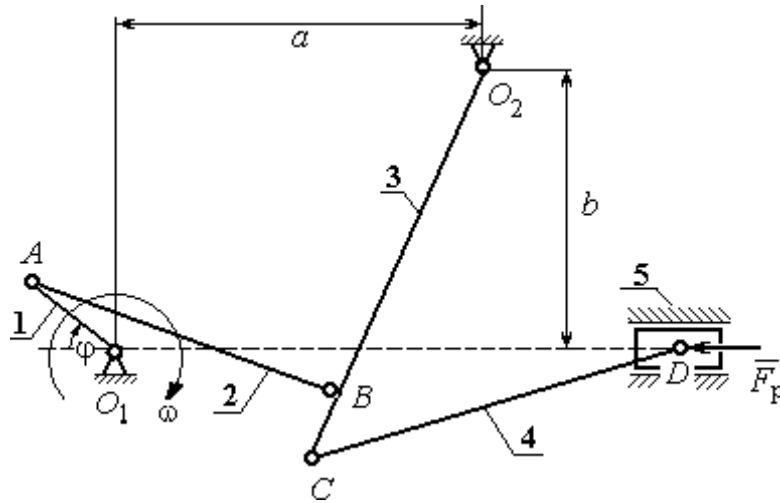
В расчётах для всех заданий и вариантов принять предел текучести материала вала $\sigma_T = 380$ МПа, допускаемое напряжение смятия шпонки $[\sigma_{см}] = 120$ МПа, обработку поверхности вала – чистовую.

По результатам расчётов составить пояснительную записку на листах формата А4, оформленную в соответствии с правилами ЕСКД.

Построение планов механизма, скоростей, ускорений и «жёсткого рычага» выполнить на листе формата А1.

Вариант задания № 1. Инерционный конвейер

Схемы механизма инерционного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 1



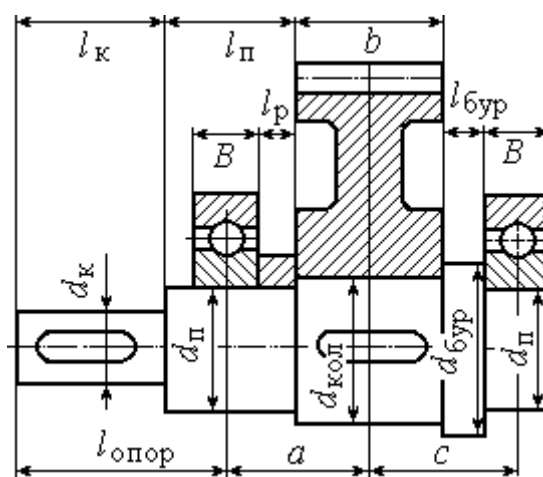
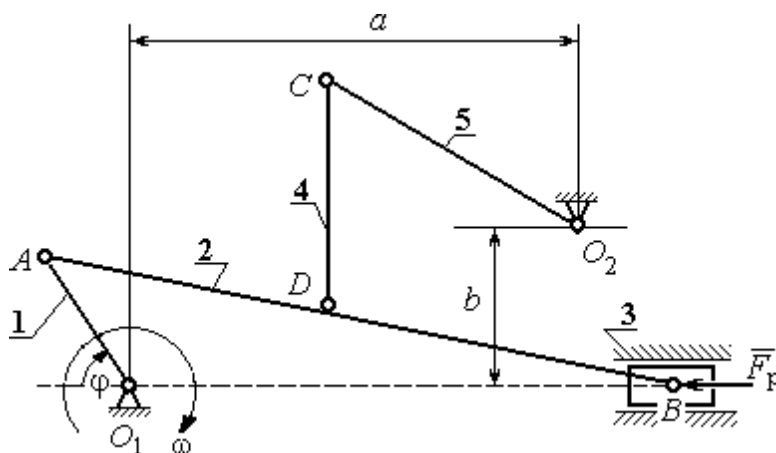
Инерционный конвейер состоит из кривошипа 1 шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и рештака (ползуна) 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения в точке O_1 , а центры масс остальных звеньев – посередине их длин. Сила сопротивления движению рештака постоянна и равна F_p . Рабочий ход слева – направо. На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа инерционного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма инерционного конвейера
для варианта задания № 1**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,24	0,25
	AB	0,8	0,8	0,11	0,11	0,29	0,23	0,11	0,11	0,92	1,06
	O_2B	1,0	1,0	0,12	0,12	0,25	0,25	0,12	0,12	0,84	0,87
	O_2C	1,2	1,2	0,1	0,12	0,15	0,25	0,15	0,12	0,9	0,5
	CD	1,2	1,2	0,25	0,25	0,3	0,4	0,4	0,3	1,45	0,65
	a	0,9	0,9	0,06	0,04	0,15	0,35	0,04	0,07	0,8	0,8
	b	0,7	0,7	0,04	0,06	0,05	0,11	0,06	0,02	0,6	0,6
Угол поворота кривошипа, град	φ	45	30	290	235	120	115	140	50	300	150
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	95	200	180	150	170	250	190	100	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	80	8	15	18	38	24	16	20	37	32
	m_3	100	10	18	25	23	30	28	25	22	17
	m_4	60	6	25	25	30	40	40	30	36	31
	m_5	100	10	100	70	80	90	90	60	73	62
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,5	0,5	0,2	0,1	0,1	0,09	0,18	0,09	0,3	0,21
	J_2	1,0	1,0	0,1	0,2	0,3	0,2	0,08	0,2	4,1	3,1
	J_3	0,8	0,8	0,4	0,8	0,18	0,2	0,6	0,5	2,7	2,9
	J_4	0,6	0,6	1,2	1,0	1,03	1,4	1,4	1,05	1,6	1,1
Сила сопротивления, кН	F_p	10,0	2,25	3,0	2,5	1,5	1,6	3,0	1,8	4,6	3,6
Передаточное число редуктора	u	5,6	6,3	4,1	4,0	4,5	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	650	750	750	800	850	750	650	800	750	700

Вариант задания № 2. Плунжерный питатель с грохотом
Схемы механизма плунжерного питателя с грохотом и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 2



Плунжерный питатель с грохотом состоит из кривошипа 1, шатунов 2 и 4, сита грохота 5, плунжера 3. Центр тяжести кривошипа расположен на оси вращения O_1 , центры тяжести остальных звеньев находятся в их середине. Сила сопротивления движению плунжера 3 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода (рабочий ход слева – направо). На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

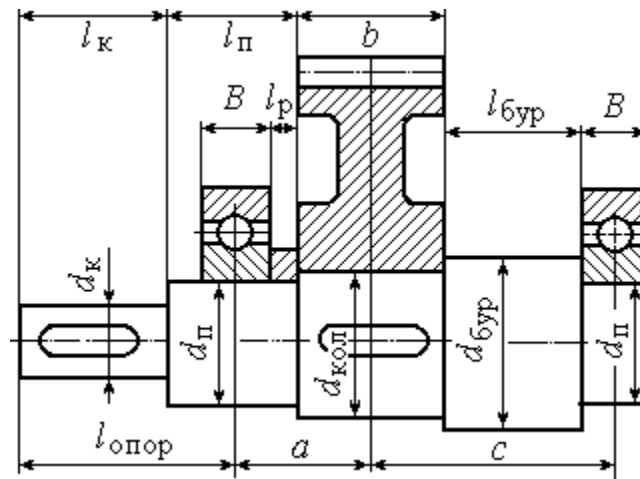
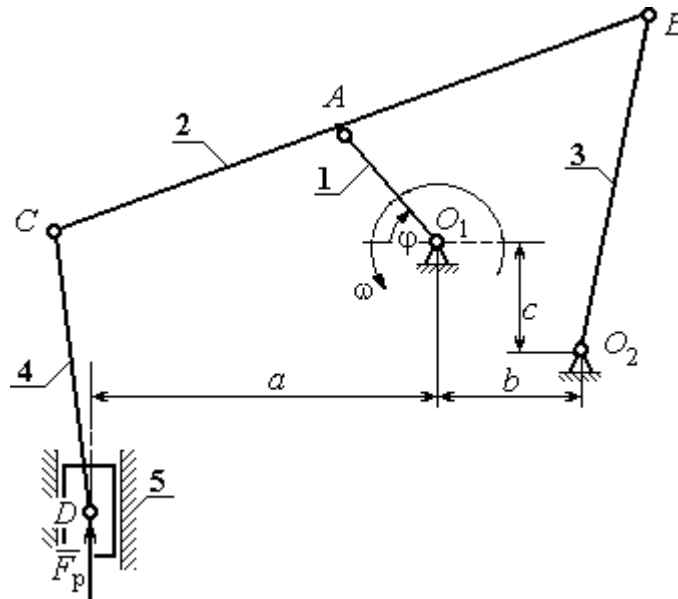
Ведомый вал редуктора привода кривошипа плунжерного питателя имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма плунжерного питателя с грохотом
для варианта задания № 2**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,8	0,05	0,06	0,08	0,06	0,08	0,08	0,06	0,1	0,1
	AB	0,5	0,5	0,4	0,5	0,4	0,5	0,5	0,4	0,6	0,5
	DB	0,4	0,3	0,3	0,35	0,3	0,25	0,25	0,3	0,43	0,33
	O_2C	0,4	0,27	0,19	0,3	0,24	0,25	0,22	0,24	0,31	0,21
	CD	0,12	0,09	0,2	0,2	0,2	0,13	0,14	0,2	0,16	0,16
	a	0,57	0,45	0,4	0,57	0,45	0,5	0,45	0,45	0,5	0,4
	b	0,12	0,02	0,12	0,12	0,12	0,05	0,05	0,13	0,13	0,13
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	58	55	55	58	57	65	60	70
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	150	30	210	150	160	140	130	160	130	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	42	38	35	36	31	35	36	31	40	40
	m_3	8	12	8	10	12	8	10	12	10	12
	m_4	16	9	16	18	20	13	14	20	16	16
	m_5	40	27	35	30	24	25	22	24	31	21
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,08	0,09	0,08	0,1	0,07	0,07	0,08	0,07	0,1	0,1
	J_2	1,3	1,2	1,1	1,1	1,0	1,1	1,1	1,0	1,2	1,2
	J_4	0,5	0,3	0,5	0,6	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5
	J_5	1,2	0,9	1,1	0,9	0,8	0,8	0,7	0,8	1,0	0,6
Сила сопротивления, кН	F_p	100	90	980	80	80	80	700	80	100	60
Передаточное число редуктора	u	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0	4,8	2,8	3,5	4,0	4,5
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	700	650	800	850	650	750	700	800	850

Вариант задания № 3. Поршневой насос

Схемы механизма поршневого насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 3



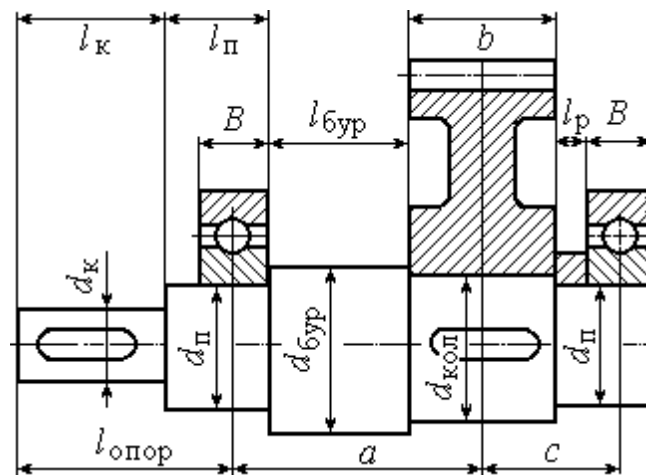
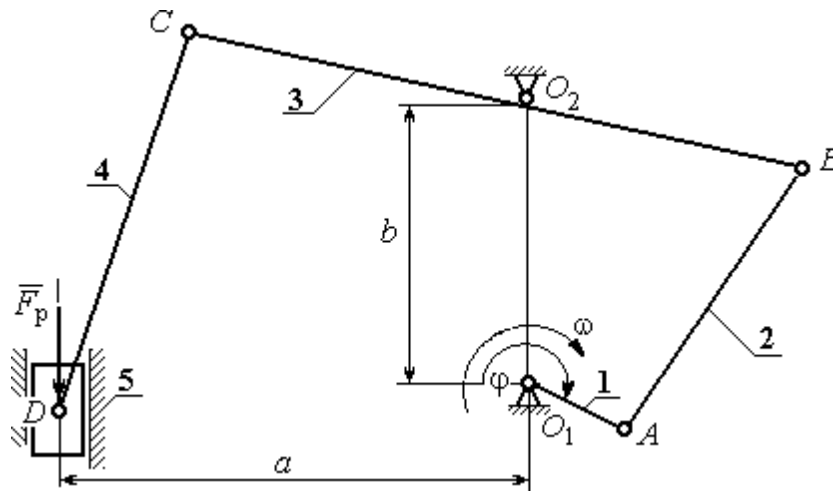
Механизм **поршневого насоса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня сверху – вниз. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, звена 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа поршневого насоса имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма поршневого насоса
для варианта задания № 3**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,16	0,13	0,16	0,18	0,11	0,18	0,13	0,12	0,18	0,1
	AB	0,56	0,5	0,52	0,6	0,6	0,56	0,47	0,45	0,56	0,42
	AC	0,38	0,35	0,4	0,4	0,3	0,42	0,35	0,3	0,42	0,3
	O_2B	0,55	0,5	0,55	0,55	0,45	0,55	0,5	0,48	0,55	0,45
	CD	0,6	0,55	0,6	0,55	0,45	0,6	0,55	0,5	0,6	0,45
	c	0,5	0,3	0,32	0,35	0,25	0,5	0,4	0,3	0,5	0,2
	a	0,5	0,45	0,45	0,3	0,3	0,5	0,28	0,4	0,5	0,35
	b	0,3	0,35	0,32	0,3	0,25	0,38	0,28	0,3	0,38	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	45	60	65	65	23	65	60	63
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	70	130	160	80	110	90	55	110	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	28	28	30	30	26	30	25	25	30	26
	m_3	25	20	25	25	18	25	28	20	25	18
	m_4	28	25	28	30	20	28	36	22	25	20
	m_5	38	32	25	40	34	28	45	26	28	22
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,15	0,11	0,18	0,2	0,1	0,2	0,13	0,1	0,15	0,1
	J_2	0,92	0,7	0,83	1,08	0,72	0,8	0,95	0,6	0,85	0,72
	J_3	0,75	0,63	1,05	0,8	0,62	1,15	0,72	0,65	1,1	0,86
	J_4	1,15	0,93	1,2	1,05	0,95	1,15	1,1	0,9	1,15	1,0
Сила сопротивления, кН	F_p	1,2	1,4	1,5	20,4	0,8	2,2	1,4	1,7	2,2	0,8
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	680	780	880	820	730	560	580	630	680	720

Схемы механизма глубинного насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 4



Механизм **глубинного насоса** состоит из кривошипа 1 шатунов 2 и 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, звена 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

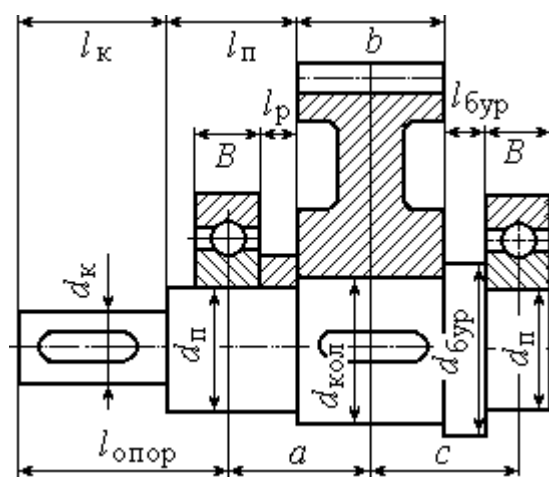
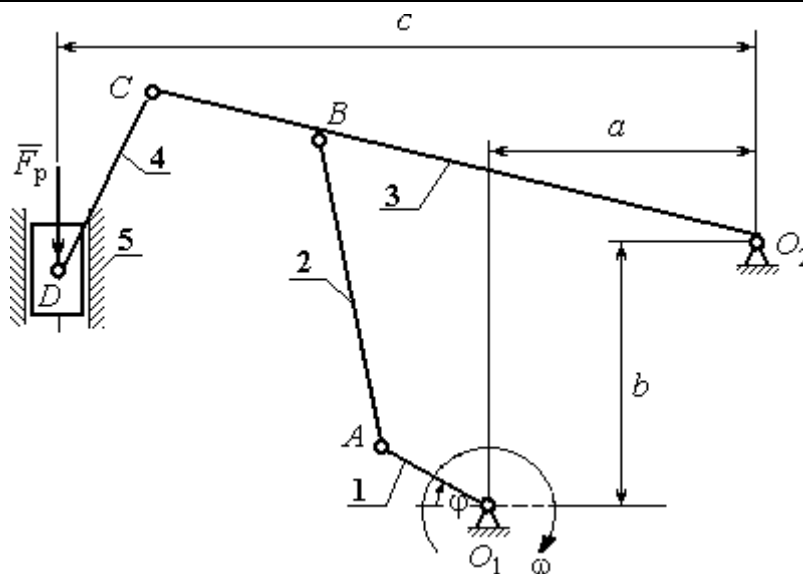
Ведомый вал редуктора привода кривошипа глубинного насоса имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма глубинного насоса
для варианта задания № 4**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,15	0,1	0,12	0,17	0,13	0,14	0,16	0,95
	AB	0,6	0,72	0,7	0,7	0,7	0,55	0,8	0,70	0,65	0,9
	O_2B	0,38	0,47	0,5	0,4	0,5	0,5	0,6	0,8	0,7	0,8
	O_2C	0,2	0,7	0,5	0,45	0,35	0,5	0,5	0,55	0,75	0,6
	CD	0,6	0,8	0,85	0,6	0,65	0,8	1,5	1,55	1,75	1,6
	a	0,45	0,43	0,5	0,36	0,5	0,5	0,5	0,6	0,7	0,65
	b	0,46	0,63	0,6	0,45	0,66	0,6	0,5	0,55	0,7	0,8
Угол поворота кривошипа, град	φ	180	210	0	165	150	253	30	45	60	120
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	130	180	70	150	200	100	110	160	190
Массы звеньев механизма, кг	m_2	38	24	14	22	27	20	23	26	29	30
	m_3	35	52	34	40	47	40	33	37	41	44
	m_4	33	30	36	28	34	40	43	47	49	51
	m_5	35	36	20	32	30	20	44	49	51	60
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,22	0,1	0,14	0,2	0,1	0,15	0,1	0,2	0,3	0,4
	J_2	1,1	0,83	0,5	1,2	0,9	0,75	0,8	0,9	0,6	0,4
	J_3	3,5	4,9	2,5	4	4,1	4,3	2,1	2,5	2,7	3,0
	J_4	2,1	2,0	2,3	1,6	2,2	2,4	3,0	3,5	3,9	4,4
Сила сопротивления, кН	F_p	3,0	1,26	1,44	1,68	2,17	2,16	3,0	4,8	5,1	6,1
Передаточное число редуктора	u	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0	3,2	2,0	5,6	4,0	5,2
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	650	800	750	700	800	680	720	770	810

Вариант задания № 5. Вытяжной пресс

Схемы механизма вытяжного пресса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 5



Механизм вытяжного **пресса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, звена 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

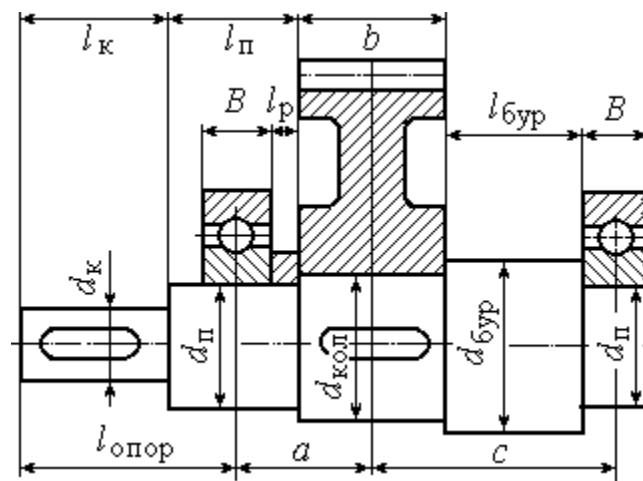
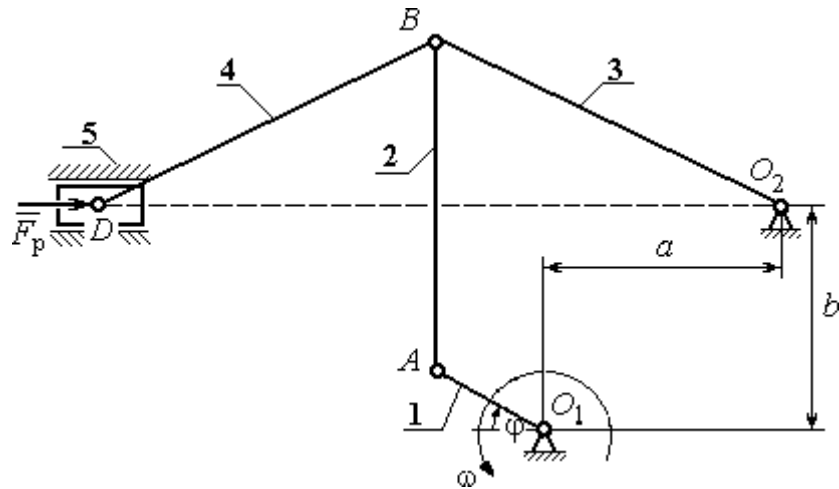
Ведомый вал редуктора привода кривошипа вытяжного пресса имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма вытяжного пресса
для варианта задания № 5**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,09	0,09	0,08	0,1	0,07	0,1	0,11	0,08
	AB	0,32	0,45	0,36	0,38	0,4	0,42	0,46	0,48	0,5	0,52
	O_2B	0,3	0,6	0,5	0,42	0,51	0,6	0,62	0,46	0,45	0,5
	O_2C	0,42	0,9	0,7	0,6	0,7	0,85	0,8	0,66	0,65	0,7
	CD	0,11	0,3	0,4	0,6	0,5	0,8	0,9	0,35	0,49	0,5
	a	0,16	0,35	0,45	0,44	0,56	0,62	0,6	0,64	0,68	0,66
	b	0,29	0,3	0,4	0,41	0,46	0,5	0,51	0,55	0,6	0,6
	c	0,41	0,7	0,6	0,56	0,65	0,75	0,8	0,62	0,6	0,65
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	60	120	150	210	240	300	330	25	45
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	40	65	50	55	60	165	70	75	285	150
Массы звеньев механизма, кг	m_2	30	7	8	9	10	12	11	14	12	11
	m_3	40	12	10	10	8	10	8	7	14	10
	m_4	15	5	6	4	7	8	9	6	4	5
	m_5	20	30	33	35	37	30	37	35	40	42
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,5	2,0	2,4	2,4	2,6	2,5	2,2	2,0	2,2	2,2
	J_2	0,2	0,10	0,20	0,21	0,24	0,28	0,29	0,31	0,33	0,35
	J_3	0,3	0,20	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	0,55	0,6	0,65
	J_4	0,1	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,2	0,22	0,24	0,26
Сила сопротивления, кН	F_p	36	36	40	41	39	37	34	32	36	42
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	680	780	880	820	730	750	700	650	800	850

Вариант задания № 6. Гайковырубной автомат

Схемы механизма гайковырубного автомата и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 6



Механизм гайковырубного **автомата** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа гайковыврубного автомата

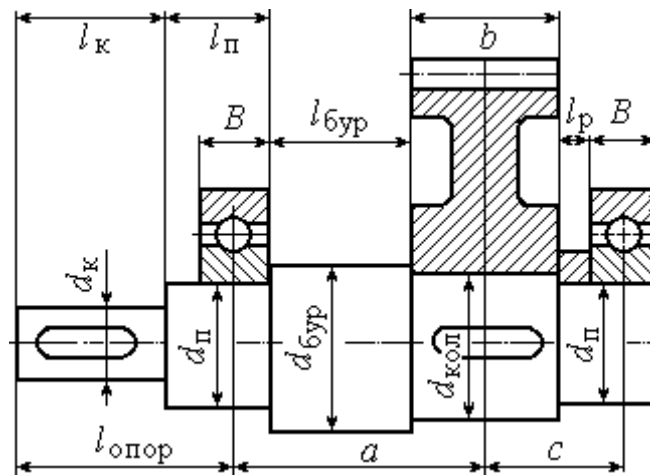
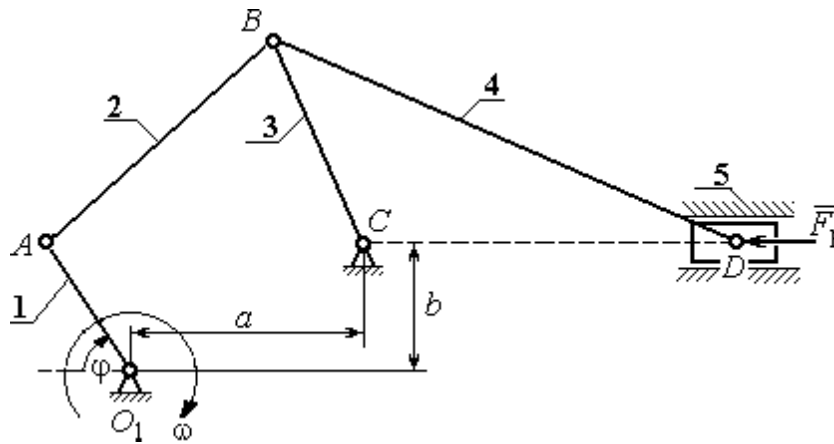
имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

Варианты исходных данных механизма гайковыврубного автомата для варианта задания № 6

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,1	0,12	0,08	0,11	0,12	0,1	0,1	0,12
	AB	0,43	0,41	0,48	0,43	0,38	0,48	0,44	0,44	0,37	0,52
	O_2B	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	BD	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	a	0,24	0,27	0,27	0,29	0,21	0,27	0,3	0,25	0,25	0,29
	b	0,45	0,43	0,5	0,45	0,4	0,5	0,47	0,39	0,39	0,55
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	45	60	120	150	210	240	300	305	25
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	100	45	50	55	60	65	70	75	80	90
Массы звеньев механизма, кг	m_2	11	10	12	10	9	12	11	11	9	13
	m_3	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_4	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_5	60	62	56	70	46	65	67	57	58	63
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	1,2	1,4	1,6	1,0	0,9	1,5	1,3	1,1	1,0	1,3
	J_2	0,2	0,17	0,28	0,18	0,13	0,28	0,21	0,21	0,12	0,35
	J_3	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
	J_4	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
Сила сопротивления, кН	F_p	60	65	70	58	55	52	53	54	60	70
Передаточное число редуктора	u	5,6	2,8	3,5	5,1	6,3	3,2	4,6	5,9	6,0	3,4
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	750	650	700	800	640	600	620	680	710	800

Вариант задания № 7. Качающийся конвейер

Схемы механизма качающегося конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 7



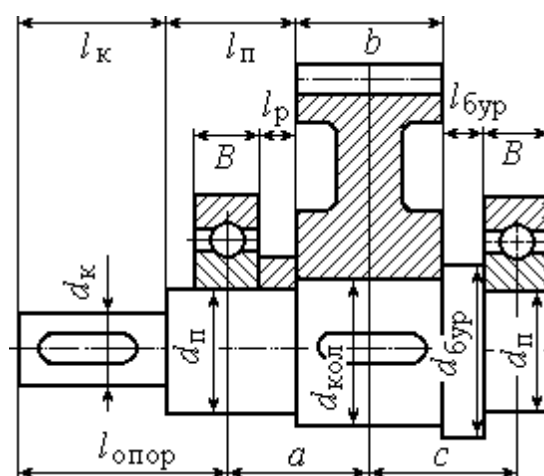
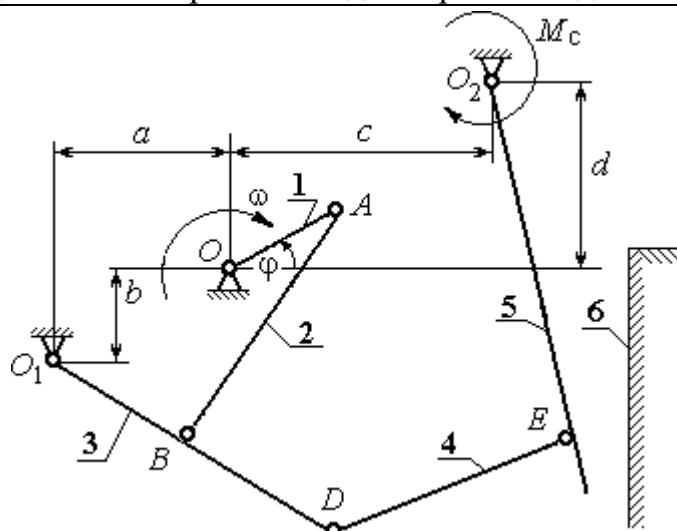
Механизм качающегося **конвейера** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1 , звена 5 – в точке D . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа качающегося конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма качающегося конвейера
для варианта задания № 7**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,1	0,11	0,12	0,14	0,1	0,12	0,14	0,12
	AB	0,38	0,38	0,46	0,42	0,46	0,28	0,45	0,55	0,53	0,45
	BC	0,32	0,3	0,33	0,35	0,39	0,35	0,4	0,4	0,45	0,38
	BD	1,3	1,4	1,5	1,4	1,5	1,6	1,5	1,5	1,6	1,5
	a	0,29	0,3	0,34	0,32	0,33	0,32	0,35	0,41	0,4	0,35
	b	0,05	0,06	0,06	0,05	0,06	0,04	0,05	0,07	0,07	0,06
Угол поворота кривошипа, град	φ	25	45	60	115	135	150	210	245	290	300
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	80	60	68	73	70	63	63	79	74	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	20	20	21	20	20	25	20	22	25	20
	m_3	90	80	90	100	85	100	90	95	100	90
	m_4	400	400	450	500	500	500	400	450	500	450
	m_5	900	800	900	900	950	900	950	800	900	950
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_2	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_3	0,4	0,4	0,6	0,5	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,5
	J_4	40	40	42	35	40	38	42	45	35	45
Сила сопротивления, кН	F_p	4,0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	560	580	630	680	720	750	800	800	750	700

Схемы механизма щековой дробилки и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 8



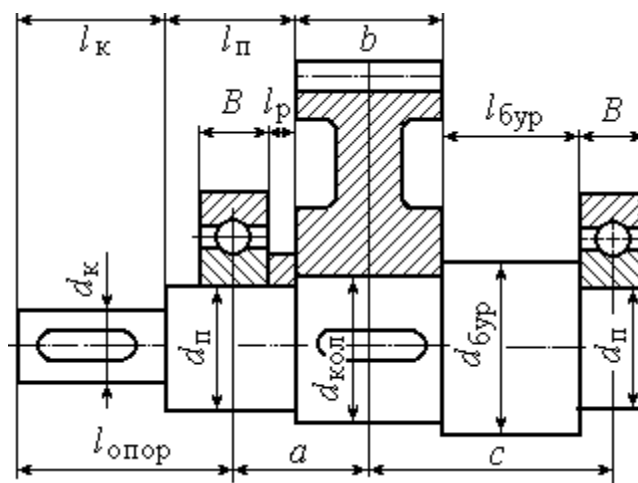
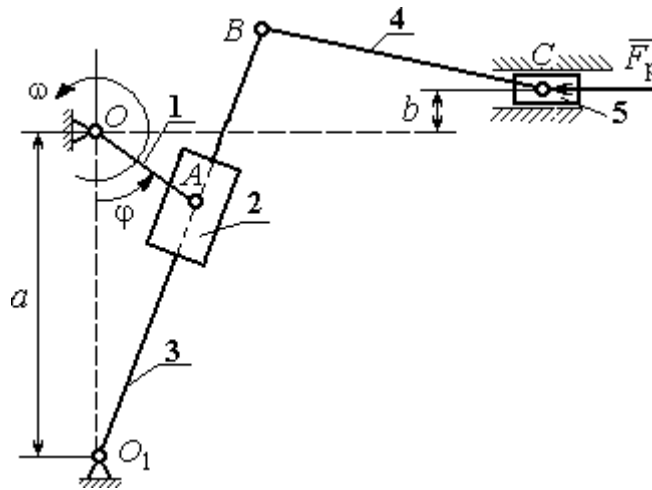
Ведомый вал редуктора привода кривошипа щековой дробилки имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма щековой дробилки
для варианта задания № 8**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,11	0,1	0,15	0,07	0,15	0,08	0,1	0,15	0,12	0,07
	AB	0,8	0,9	0,75	0,6	0,9	0,7	0,45	0,9	0,8	0,65
	O_1B	0,45	0,5	0,6	0,3	0,6	0,6	0,5	0,6	0,6	0,3
	BD	0,2	0,15	0,2	0,3	0,1	0,15	0,25	0,15	0,2	0,2
	O_2E	0,8	0,85	1,2	0,9	1,15	1,0	0,8	1,2	1,0	0,75
	DE	0,6	0,55	0,6	0,4	0,7	0,35	0,3	0,65	0,3	0,45
	a	0,45	0,5	0,4	0,3	0,3	0,4	0,5	0,4	0,4	0,3
	b	0,55	0,6	0,5	0,4	0,5	1,0	0,5	0,5	1,0	0,4
	c	0,4	0,35	0,6	0,3	0,6	0,4	0,25	0,6	0,5	0,3
	d	0,12	0,15	0,3	0,4	0	0,2	0,2	0	0,1	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	30	45	60	115	145	215	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	160	190	150	250	170	200	200	140	240	240
Массы звеньев механизма, кг	m_2	55	50	45	40	48	40	35	55	50	40
	m_3	30	25	30	15	30	30	25	30	35	30
	m_4	30	27	30	20	35	18	15	33	15	22
	m_5	90	85	120	110	100	80	120	100	75	100
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	0,23	0,25	0,35	0,2	0,3	0,2	0,25	0,35	0,2	0,24
	J_2	0,8	4,0	3,4	1,6	3,9	1,9	0,7	4,5	3,2	1,7
	J_3	0,9	0,6	1,1	0,14	1,1	1,1	0,5	1,1	0,26	0,14
	J_4	0,9	0,82	1,0	0,32	1,7	0,22	0,14	1,4	0,15	0,45
	J_5	6,3	6,1	17,3	7,3	14,5	10,0	5,1	17,3	10,0	4,2
Момент сил сопротивления, кН·м	M_C	4	8	30	9	20	10	7	35	2	15
Передаточное число редуктора	u	5,6	3,8	4,7	6,3	4,0	4,5	4,8	2,8	3,5	4,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	670	710	820	630	750	700	650	740	720	810

Вариант задания № 9. Кулисный конвейер

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 9



Механизм кулисного **конвейера** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посередине их длин, кривошипа 1 – в точке O , ползуна 2 – в точке A , звена 5 – в точке C . Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

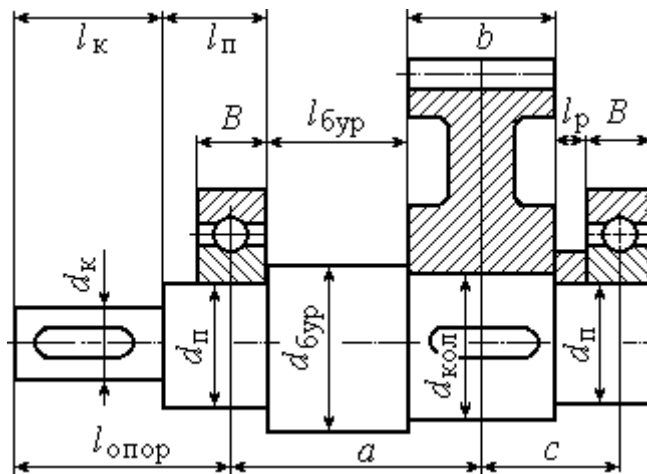
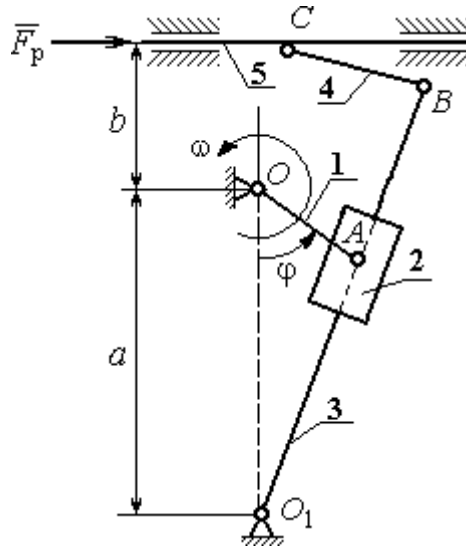
Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера
для варианта задания № 9**

Параметры	Обозначени е	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,1 7	0,0 8	0,1	0,1 2	0,0, 9	0,1 1	0,13	0,14	0,1 5	0,16
	O_1B	1,5	0,8	1,0	1,2	0,9	1,1	1,3	1,4	1,2 5	1,45
	BC	2,1	1,8	1,9	2,0	1,75	1,6 5	1,45	1,5	1,8 5	1,95
	a	0,9	0,6	0,8	0,9	0,6	0,6	0,7	1,0	0,9 5	1,1
	b	0,2 8	0,0 5	0,0 7	0,0 8	0,09	0,1	0,05 5	0,06 5	0,0 6	0,06 5
Угол поворота кривошипа, град	φ	300	20	30	45	60	110	120	150	210	240
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	100	110	120	130	140	150	160	170	180
Массы звеньев механизма, кг	m_2	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	m_3	28	10	12	14	16	18	20	22	24	26
	m_4	32	14	16	18	20	22	24	26	28	30
	m_5	280	100	120	140	160	180	200	220	240	260
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	3,0	1	2	3	4	4,5	3,6	4,7	2,8	2,9
	J_2	0,6 5	0,6	0,4	0,3	0,5	0,7	0,8	0,35	0,4 5	0,55
	J_3	6,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5
	J_4	1,5	2,0	2,5	3,5	4,5	5,0	3,0	4,0	6,0	6,5
Сила сопротивлени я, кН	F_p	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	7,3
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	560	520	680	650	730	750	820	800	740	700

Вариант задания № 10. Стругальный станок

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 10



Механизм строгального **станка** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и резца (вместе с суппортом) 5. Рабочий ход резца справа – налево. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O , ползуна 2 – в точке A , резца 5 – в точке C . Сила сопротивления движению резцу 5 сохраняет постоянное значение F_p на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

**Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера
для варианта задания № 10**

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,06	0,07	0,08	0,09	0,1	0,11	0,12	0,13	0,14	0,15
	O_1B	1,35	1,45	1,6	1,6	1,8	1,55	1,45	1,75	1,45	1,4
	BC	0,5	0,6	0,7	0,8	0,45	0,35	0,55	0,65	0,75	0,8
	a	0,8	0,85	0,9	0,95	1,05	0,75	0,65	0,85	1,1	1,2
	b	0,7	0,8	0,85	0,9	0,95	0,95	0,95	1,05	0,6	0,5
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	35	60	75	120	150	210	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	120	130	140	150	160	170	180	190	110	100
Массы звеньев механизма, кг	m_2	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	m_3	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
	m_4	6	7	8	9	10	11	12	13	14	5
	m_5	25	28	30	32	35	37	40	43	45	49
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м ²	J_1	1	1,2	1,3	1,4	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
	J_2	0,2	0,25	0,3	0,35	0,1	0,15	0,18	0,22	0,26	0,32
	J_3	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5
	J_4	1,1	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
Сила сопротивления, кН	F_p	6	5	4	4,5	5,5	6,5	7,5	8,5	9,5	10
Передаточное число редуктора	u	2	3,1	4	5	6,3	7,1	4,5	5,6	3,3	3,9
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	650	700	750	800	850	900	670	770	870	600

ПРИМЕР ВЫПОЛНЕНИЯ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЫ

Рассмотрим последовательность выполнения расчетно-графической работы на примере условной схемы пятизвенного плоского механизма с симметричной компоновкой узла ведомого вала кривошипа (рис. 1).

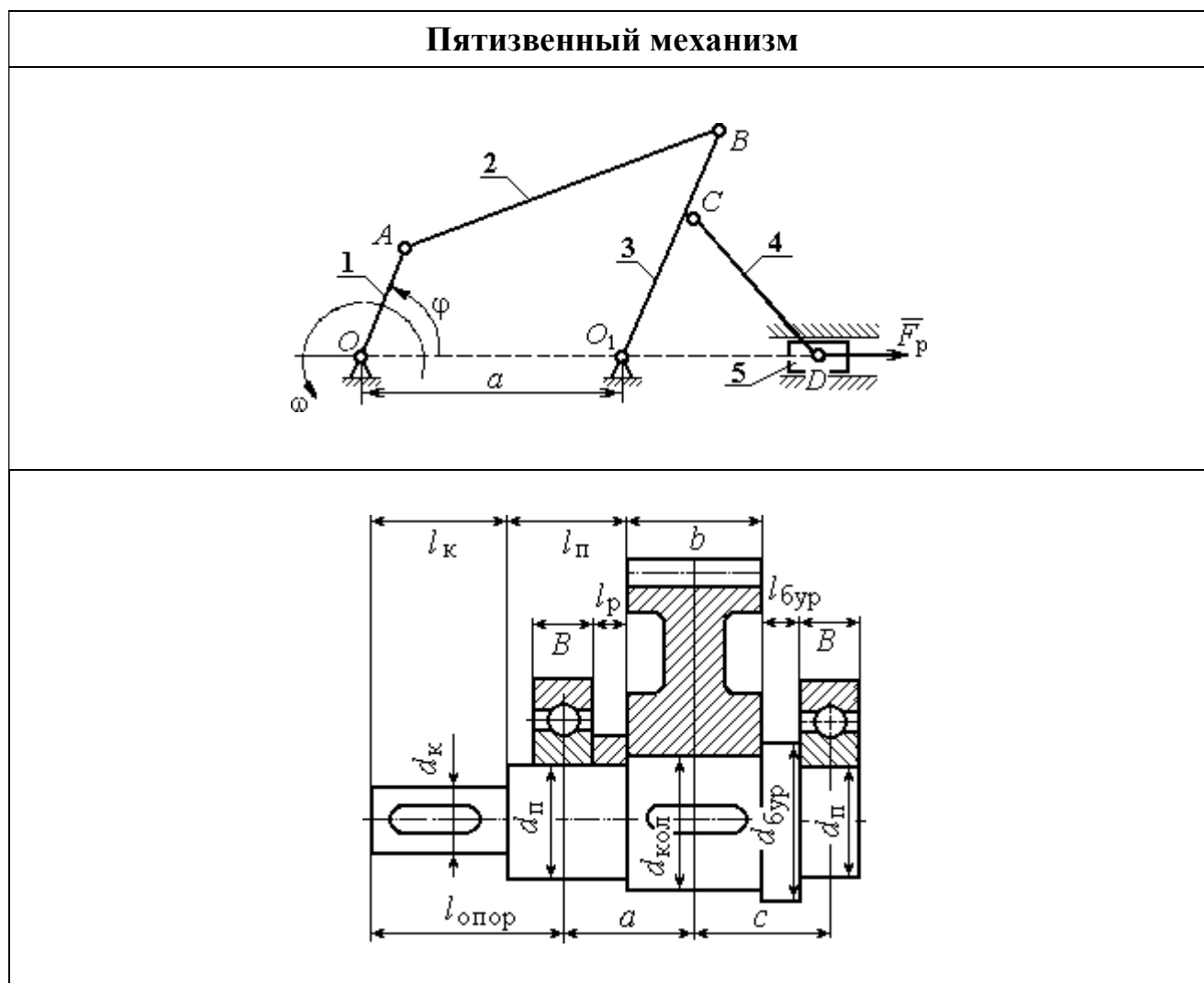


Рис. 1. Схемы пятизвенного механизма и компоновки узла ведомого вала кривошипа

Механизм состоит из кривошипа 1, шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и ползуна 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения, в точке O , центры масс звеньев 2 – 4 – посередине их длин, центр масс звена 5 – в точке D . Рабочий ход ползуна справа – налево. Сила сопротивления движению ползуна на

протяжении рабочего хода равна F_p . На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинального значения.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа механизма имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

Данные для кинематического и динамического расчета механизма приведены в табл. 1 – 2.

Таблица 1

Кинематические характеристики механизма

Размеры звеньев механизма						Угол поворота кривошипа, φ , град	Частота вращения кривошипа, n , об/мин
a , м	OA , м	AB , м	O_1C , м	BC , м	CD , м		
0,4	0,1	0,4	0,15	0,15	0,5	90	95,5

Таблица 2

Параметры динамического расчёта

Массы звеньев, кг					Моменты инерции звеньев, кг·м ²				Сила полезного сопротивления, кН	Передаточное число редуктора	Предел прочности материала вала, МПа
m_1	m_2	m_3	m_4	m_5	J_{O1}	J_{S2}	J_{O13}	J_{S4}	F_p	u	σ_B
5	40	30	50	10	1	2	1	3	16,045	5	640

1. Структурный и кинематический анализ механизма

Структурный анализ механизма

В рассматриваемом механизме (рис. 2, *a*) 5 подвижных звеньев и 7 кинематических пар:

– вращательная кинематическая пара O (рис. 2, *b*) низшего типа 5-го класса образуется неподвижной стойкой 6 и кривошипом 1;

- вращательная кинематическая пара A (рис. 2, c) низшего типа 5-го класса образуется кривошипом 1 и шатуном 2;
- вращательная кинематическая пара B (рис. 2, d) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 2 и коромыслом 3;
- вращательная кинематическая пара O_1 (рис. 2, e) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и стойкой 7;
- вращательная кинематическая пара C (рис. 2, f) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и шатуном 4;
- вращательная кинематическая пара D (рис. 2, g) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 4 и ползуном 5;
- поступательная кинематическая пара D_1 (рис. 2, h) низшего типа 5-го класса образуется ползуном 5 и стойкой 8.

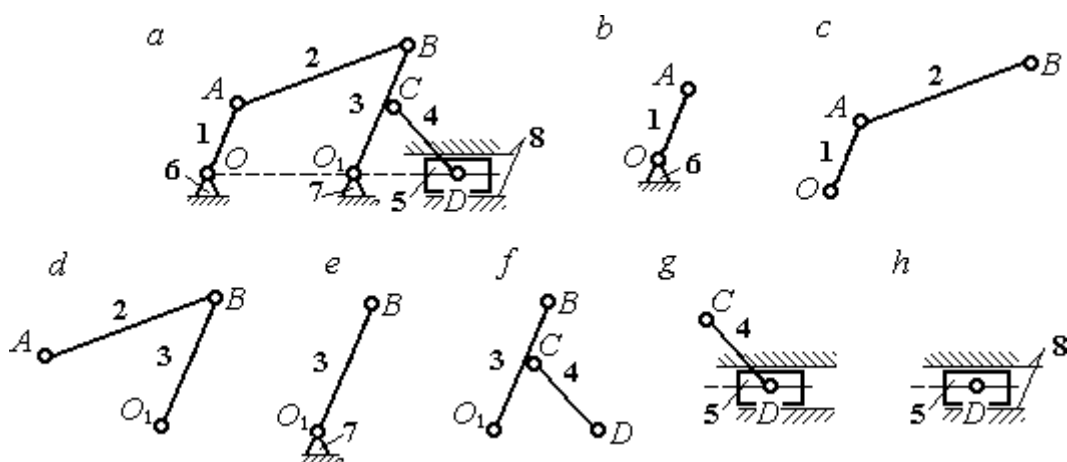


Рис. 2. Кинематические пары механизма:
 a – схема механизма; $b - h$ – звенья, составляющие кинематические пары

Высших кинематических пар в данном механизме нет, так как соединение всех звеньев осуществляется по поверхности. Кинематические пары и звенья, составляющие кинематические пары, показаны на рис. 2.

Степень подвижности плоского механизма определяется по формуле П. Л. Чебышева: $W = 3n - 2p_5 = 3 \cdot 5 - 2 \cdot 7 = 1$, где $n = 5$ – число подвижных звеньев механизма, $p_5 = 7$ – число кинематических пар 5-го класса. Следовательно, механизм имеет одно ведущее звено.

В рассматриваемом механизме можно выделить две группы Ассура и начальное звено (рис. 3):

- группа звеньев, состоящая из шатуна 4 и ползуна 5, является группой Ассура II класса, второго вида (ползун – поводок), рис. 3, *b*;
- группа звеньев, состоящая из коромысла 3 и шатуна 2, является группой Ассура II класса, первого вида (двухповодковая группа), рис. 3, *c*;
- кривошип 1 вместе со стойкой 6 образуют начальное звено или начальный механизм I класса, рис. 3, *d*.

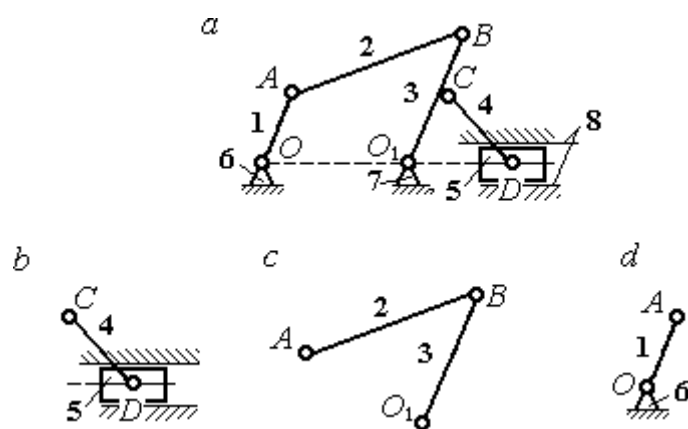


Рис. 3. Группы Ассура механизма:
a – схема механизма; *b, c* – группы Асура; *d* – начальное звено

Схема образования механизма группами Ассура:

$$(1) \rightarrow (2, 3) \rightarrow (4, 5).$$

К первому (ведущему) звену присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 2 и 3, образуя раму, имеющую ту же степень подвижности, что и исходный механизм. К группе Ассура, состоящей из звеньев 2 и 3, присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 4 и 5. При этом степень подвижности образованного механизма не увеличивается.

Представленный механизм включает начальный механизм I класса и две группы Ассура II класса, в результате чего является механизмом II класса.

Результаты структурного анализа механизма приводятся в табл. 3 – 4.

Таблица 3

Анализ кинематических пар

Обозначение кинематической пары	<i>O</i>	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>O</i> ₁	<i>C</i>	<i>D</i>	<i>D</i> ₁
Звенья, образующие пару	1 – 6	1 – 2	2 – 3	3 – 7	3 – 4	4 – 5	5 – 8
Наименование пары	Вращательная, низшая						Поступательная, низшая
Класс пары	5 класс						

Таблица 4

Анализ групп Ассура

Группы Ассура	4 – 5	2 – 3	1
Наименование группы Ассура	Ползун-поводок	Двухповодковая	Начальное звено
Класс групп Ассура	II класс	II класс	I класс
Класс механизма	Механизм II класса		

Построение плана механизма

Построение плана механизма начинается с определения масштабного коэффициента длины. Выберем для плана механизма стандартный масштаб, например 1:4. Масштаб выбирается таким образом, чтобы длина самого большого звена механизма на чертеже не превышала 100 – 150 мм. При выбранном масштабе длина отрезка l_{CD} , изображающего на чертеже звено CD максимальной длины

0,5 м, составит: $l_{CD} = \frac{0,5}{4} = 0,125 \text{ м} = 125 \text{ мм}$ и находится в пределах допустимых

границ длин. Масштабный коэффициент длины рассчитывается как отношение k_l

$$= \frac{0,5}{125} = 0,004 \frac{\text{м}}{\text{мм}}.$$

Определяем длины звеньев на чертеже с учётом масштабного коэффициента:

$$l_{OA} = \frac{OA}{k_l} = \frac{0,1}{0,004} = 25 \text{ мм}, \quad l_{CD} = \frac{CD}{k_l} = \frac{0,5}{0,004} = 125 \text{ мм},$$

$$l_{AB} = \frac{AB}{k_l} = \frac{0,4}{0,004} = 100 \text{ мм}, \quad l_a = \frac{a}{k_l} = \frac{0,4}{0,004} = 100 \text{ мм},$$

$$l_{O_1C} = \frac{O_1C}{k_l} = \frac{0,15}{0,004} = 37,5 \text{ мм}, \quad l_{BC} = \frac{BC}{k_l} = \frac{0,15}{0,004} = 37,5 \text{ мм}.$$

Порядок построения положения механизма таков:

1. Первоначально на чертеже фиксируем неподвижные точки O и O_1 . Поставим на свободном поле чертежа точку O_1 , затем, отложив расстояние a , поставим точку O_2 .

2. Радиусом l_{OA} проведём окружность, по которой будет перемещаться точка A , лежащая на кривошипе. Установим заданное положение кривошипа под углом $\varphi = 90^\circ$ и получим положение точки A (начальное положение и направление отсчёта угла показано на схеме механизма).

3. Из точки A проводим дугу радиусом l_{AB} , затем из точки O_1 дугу радиусом $l_{O_1B} = l_{O_1C} + l_{CB}$. В точке пересечения ставим точку B . Прямая линия, соединяющая точки A и B , определяет положение шатуна 2.

4. Из точки C , находящейся на середине коромысла 3, проводим дугу окружности радиусом l_{DC} до пересечения её с продолжением линии OO_1 . Точка пересечения D определяет положение ползуна 5.

План механизма в масштабе 1:4 показан на рис. 4.

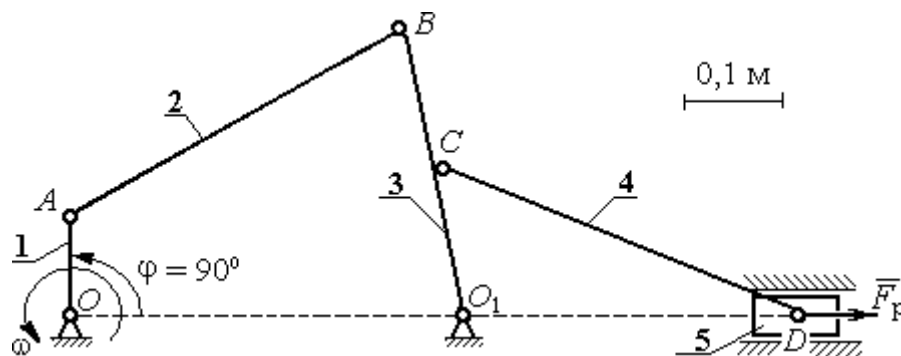


Рис. 4. План механизма в масштабе 1:4

Построение плана скоростей механизма

Построение начинаем с определения модуля скорости точки A ведущего звена 1 – кривошипа.

Вычисляем угловую скорость кривошипа ω , рад/с, по заданной его частоте вращения n , об/мин: $\omega = \frac{\pi \cdot n}{30} = \frac{3,14 \cdot 95,5}{30} = 10$ рад/с. Вычисляем модуль скорости

точки A кривошипа: $V_A = \omega \cdot O_1A = 10 \cdot 0,1 = 1$ м/с. Длину вектора скорости $\vec{V}_A$ точки A на плане скоростей принимаем равной 100 мм. Вычисляем масштаб плана скоростей: $k_v = \frac{V_A}{100} = \frac{1}{100} = 0,01$ (мм/с)/м.

Точка B принадлежит как звену AB (шатун 2), совершающему плоскопараллельное движение, так и звену O_1B (коромысло 3), вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1 (см. рис. 4). Скорость точки B звена AB , равна векторной сумме скорости полюса, например точки A , и скорости точки B во вращательном движении звена AB по отношению к полюсу. Тогда для определения скорости точки B имеем первое векторное равенство: $\vec{V}_B = \vec{V}_A + \vec{V}_{BA}$, где $\vec{V}_B$ – вектор скорости точки B ; $\vec{V}_A$ – вектор скорости точки A , известный по величине и направлению; $\vec{V}_{BA}$ – вектор скорости точки B во вращательном движении звена AB по отношению к полюсу A . Известно, что вектор скорости $\vec{V}_{BA}$ перпендикулярен линии AB .

С другой стороны, в силу того, что точка B принадлежит звену O_1B , вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1 , скорость точки B может быть найдена из второго векторного равенства $\vec{V}_B = \vec{V}_{BO_1}$, где $\vec{V}_{BO_1}$ – вектор скорости точки B при вращении звена BO_1 вокруг центра O_1 . Вектор $\vec{V}_{BO_1}$ (и, следовательно, вектор $\vec{V}_B$) перпендикулярен линии BO_1 .

Проведём построение векторов на плане скоростей (рис. 5). Выберем в качестве полюса плана скоростей точку p_v , которую изображаем на поле чертежа в удобном для построения месте. Изобразим вектор скорости $\vec{V}_A$, направив его из

точки p_v . При заданном положении кривошипа вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей горизонтален. Направление вектора $\vec{V}_A$ перпендикулярно кривошипу O_1A в сторону его вращения. Длина вектора на чертеже устанавливается в соответствии

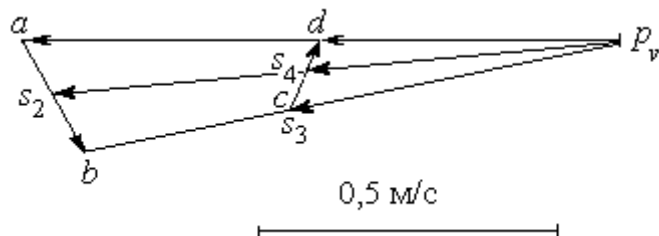


Рис. 5. План скоростей механизма для угла поворота кривошипа $\varphi = 90^\circ$

с масштабным коэффициентом (100 мм). В конце построенного вектора поставим точку a . Таким образом, вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей изображается отрезком $p_v a$ (см. рис. 5).

Далее, из точки a направляем вектор $\vec{V}_{BA}$, перпендикулярно линии звена AB . Величина вектора $\vec{V}_{BA}$ неизвестна и потому вектор скорости $\vec{V}_B$ найти невозможно. Для того, чтобы его найти, построим вектор $\vec{V}_B$ в соответствии со вторым векторным уравнением. Из него следует, что величина и направление вектора $\vec{V}_B$ совпадает с величиной и направлением вектора $\vec{V}_{BO_1}$, который перпендикулярен линии звена BO_1 . Проведём из полюса p_v линию, перпендикулярную BO_1 до пересечения её с линией, вдоль которой направлен вектор $\vec{V}_{BA}$. Обозначим пересечение этих линий точкой b . Вектор, проведённый из полюса p_v в точку b , равен вектору скорости $\vec{V}_B$. Модуль скорости точки B найдём измерив длину отрезка $p_v b$ на плане скоростей (в миллиметрах) и умножив её на масштабный коэффициент плана скоростей: $V_B = p_v b \cdot k_v = 92 \cdot 0,01 = 0,92$ м/с.

Скорость точки B во вращательном движении звена AB вокруг полюса A V_{BA} найдём измерив длину отрезка ab на плане скоростей и умножив её на величину масштабного коэффициента $V_{BA} = ab \cdot k_v$.

Угловая скорость ω_2 звена AB определяется как отношение $\omega_2 = \frac{V_{BA}}{BA} = \frac{ab \cdot k_v}{BA} =$

$$\frac{18 \cdot 0,01}{0,4} = 0,45 \text{ рад/с.}$$

Угловая скорость вращения коромысла BO_1 : $\omega_3 = \frac{V_B}{BO_1} = \frac{0,92}{0,3} = 3,06 \text{ рад/с.}$

Точка C принадлежит коромыслу BO_1 . Вектор скорости $\vec{V}_C$ перпендикулярен линии BO_1 и по модулю равен: $V_C = \omega_3 \cdot CO_1 = 3,06 \cdot 0,15 = 0,46 \text{ см/с.}$

Точке C механизма, являющейся серединой коромысла BO_1 , на плане скоростей соответствует точка c , лежащая на середине отрезка $p_v b$, изображающего скорость точки B (так как скорость точки C механизма направлена так же как скорость точки B , но по величине в два раза её меньше).

Величина и направление $\vec{V}_D$ скорости точки D (ползуна 5) находится с учётом плоскопараллельного движения звена CD на основании векторной формулы: $\vec{V}_D = \vec{V}_C + \vec{V}_{DC}$. По определению вектор $\vec{V}_{DC}$ скорости точки D при вращении звена CD вокруг полюса C направлен перпендикулярно звену CD . Тогда на плане скоростей из точки C проводим прямую, перпендикулярную линии CD , и так как точка D (ползун 5) движется горизонтально из полюса p_v проводим горизонтальную прямую, параллельную линии движения ползуна OO_1 . Точка d пересечения этих прямых на плане скоростей определяет конец вектора $\vec{V}_D$. Для того, чтобы найти модуль скорости, измерим расстояние $p_v d$ и умножим его на масштабный коэффициент скоростей. Получим $V_D = p_v d \cdot k_v = 44 \cdot 0,01 = 0,44 \text{ м/с.}$

Угловая скорость звена 4 равна $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC}$. Модуль скорости точки D V_{DC} при вращении звена CD вокруг полюса C равен измеренному на плане скоростей расстоянию dc и умноженному на масштабный коэффициент $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC} = \frac{dc \cdot k_v}{DC} =$

$$\frac{8 \cdot 0,01}{0,5} = 0,16 \text{ рад/с.}$$

Найдём скорости центров масс звеньев механизма. Полагая, что центры масс звеньев механизма расположены в середине соответствующих отрезков, отметим

эти точки на плане скоростей. Для того, чтобы на плане скоростей найти скорость центра масс звена AB механизма, разделим пополам отрезок ab . Получим точку s_2 . Скорость центра масс звена AB равна расстоянию $p_v s_2$, умноженному на масштабный коэффициент: $V_{S_2} = p_v s_2 \cdot k_v = 96 \cdot 0,01 = 0,96$ м/с.

Аналогично, разделив пополам отрезки $p_v b$, cd на плане скоростей, получим точки s_3 , s_4 , которые определяют скорости центров масс, соответственно, звена 3 (коромысла) и звена 4 (шатуна). Измерив расстояния $p_v s_3$, $p_v s_4$ и умножив их на масштабный коэффициент, получим скорости центров масс: $V_{S_3} = p_v s_3 \cdot k_v = 46 \cdot 0,01 = 0,46$ м/с, $V_{S_4} = p_v s_4 \cdot k_v = 44 \cdot 0,01 = 0,44$ м/с.

Результаты расчётов скоростей центров масс звеньев механизма и угловых скоростей звеньев приведены в табл. 5.

Таблица 5

Абсолютные скорости центров масс и угловые скорости звеньев

Звено	AB	BO_1	CD	Ползун
Обозначение скорости центра масс звена	V_{S_2}	V_{S_3}	V_{S_4}	V_D
Величина скорости, м/с	0,96	0,46	0,44	0,44
Обозначение угловой скорости звена	ω_2	ω_3	ω_4	—
Величина угловой скорости, рад/с	0,45	3,06	0,16	—

Построение плана ускорений механизма

Для определения значений линейных и угловых ускорений звеньев механизма построим план ускорений. Принимаем, что ведущее звено 1 движется с постоянной угловой скоростью. В этом случае касательное ускорение точки A равно нулю — $a_A^{\tau} = 0$, полное ускорение $\vec{a}_A$ точки A совпадает с нормальным и потому направлено к оси вращения звена — точке O_1 . По величине ускорение $\vec{a}_A$ точки A будет: $a_A = a_A^n = \omega_1^2 \cdot O_1 A = 10^2 \cdot 0,1 = 10$ м/с².

Перед началом построений выберем масштабный коэффициент. Примем

длину вектора ускорения точки A на плане ускорений 100 мм, тогда масштабный коэффициент ускорения: $k_a = \frac{a_A}{100} = \frac{10}{100} = 0,1 \text{ (м/с}^2\text{)/мм}$.

Чертёж плана ускорения начинаем с построения ускорения точки A .

Из некоторой точки p_a , называемой полюсом плана ускорений и взятой на чертеже в произвольном месте, направим

вектор $\vec{a}_A$ вертикально вниз, что соответствует выбранному вертикальному положению кривошипа. С учётом

масштабного коэффициента ускорений длина вектора ускорения точки A на

чертеже 100 мм. В конце вектора поставим стрелку и точку a (рис. 6). Ускорение

точки B находим в соответствии с векторной формулой: $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^n + \vec{a}_{BA}^\tau$,

где $\vec{a}_A$ – ускорение точки A , выбранной за полюс; $\vec{a}_{BA}^n$, $\vec{a}_{BA}^\tau$ – нормальная и

касательная составляющие ускорения точки B во вращательном движении

шатуна AB относительно полюса A . Правило сложения векторов в векторной формуле определения ускорения точки B на плане ускорений выглядит следующим

образом. К концу вектора, изображающего на чертеже ускорение $\vec{a}_A$, присоединяем вектор, изображающий ускорение $\vec{a}_{BA}^n$, а к его концу – вектор, изображающий

ускорение $\vec{a}_{BA}^\tau$. Тогда вектор, проведённый из начала первого вектора в конец последнего, представляет собой сумму векторов.

Проведём необходимые построения для определения ускорения точки B . Ускорение $\vec{a}_A$ на чертеже изображается отрезком $p_a a$. Модуль вектора нормальной

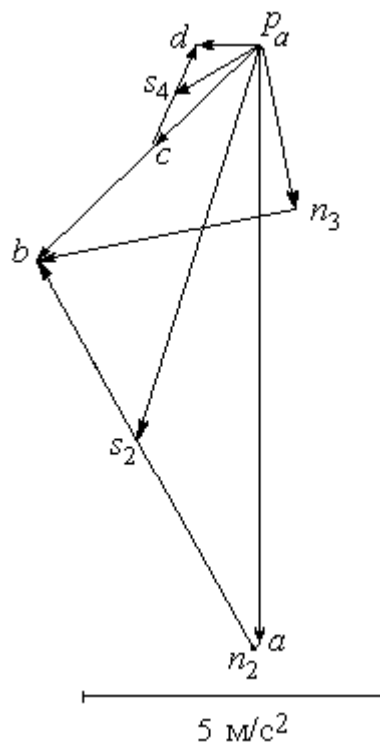


Рис. 6. План ускорений механизма для угла поворота кривошипа $\varphi = 90^\circ$

составляющей ускорения точки B : $a_{BA}^n = \omega_2^2 \cdot AB = 0,45^2 \cdot 0,4 = 0,08 \text{ м/с}^2$. На плане ускорений это будет отрезок длиной $\frac{a_{BA}^n}{k_a} = \frac{0,08}{0,1} = 0,8 \text{ мм}$. Отложим на чертеже из точки a отрезок длиной 0,8 мм вдоль линии, параллельной звену AB механизма, в сторону, куда на плане механизма направлен вектор. В конце поставим точку n_2 . Отрезок an_2 на плане ускорений изображает нормальную составляющую ускорения точки B во вращательном движении шатуна AB относительно полюса A . Здесь следует заметить, что расчётная величина отрезка an_2 настолько мала, что на чертеже показать его точно невозможно. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки B $\vec{a}_{BA}^n$ и, следовательно, отрезок an_2 на плане ускорений равны нулю. На рис. 6 отрезок an_2 показан для того, чтобы сохранить правило последовательного построения суммы векторов.

Далее необходимо из конца отрезка an_2 провести линию, параллельную той, вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}_{BA}^\tau$ – перпендикулярно линии звена BA (то есть, перпендикулярно отрезку an_2). Однако вычислить ускорение точки B , пользуясь одним этим построением, невозможно, так как величина касательного ускорения a_{BA}^τ неизвестна. Воспользуемся тем, что точка B принадлежит звену 3 – коромыслу, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1 . Следовательно, полное ускорение точки B может быть представлено как сумма его нормального и касательного составляющих – $\vec{a}_B = \vec{a}_B^n + \vec{a}_B^\tau$, где величина нормальной составляющей ускорения равна $a_B^n = \omega_3^2 \cdot O_1B = 3,06^2 \cdot 0,3 = 2,84 \text{ см/с}^2$, а направление – вдоль BO_1 от точки B в сторону O_1 . Относительно касательной составляющей $\vec{a}_B^\tau$ ускорения точки B известно только, что она направлена перпендикулярно BO_1 . Вычислим длину отрезка, изображающего на чертеже нормальную составляющую ускорения точки B , как отношение $\frac{a_B^n}{k_a} = \frac{2,84}{0,1} = 28,4 \text{ мм}$ и из полюса p_a на чертеже отложим его

параллельно звену BO_1 . В конце отрезка поставим точку n_3 . В соответствии с правилом сложения векторов, из точки n_3 – конца отрезка $p_a n_3$, изображающего ускорение $\vec{a}_B^n$, проводим линию, перпендикулярную этому отрезку. Это линия перпендикулярна звену BO_1 и вдоль неё направлена касательная составляющая $\vec{a}_B^\tau$ ускорения точки B . Находим точку пересечения двух перпендикуляров – к отрезку $p_a n_3$ и к отрезку an_2 и обозначим её точкой b . Тогда отрезок, проведённый из полюса p_a в точку b , изображает на плане ускорений полное ускорение $\vec{a}_B$ точки B механизма. Величину ускорения точки B найдём, измерив на чертеже длину отрезка $p_a b$ и умножив его на масштабный коэффициент: $a_B = p_a b \cdot k_a = 52 \cdot 0,1 = 5,2 \text{ м/с}^2$.

Отрезок $n_3 b$ изображает на чертеже касательную составляющую ускорения $\vec{a}_B^\tau$ точки B . Измеряем длину отрезка $n_3 b$ ($n_3 b = 43 \text{ мм}$), тогда угловое ускорение

$$\text{звена 3: } \varepsilon_3 = \frac{a_B^\tau}{BO_1} = \frac{n_3 b \cdot k_a}{BO_1} = \frac{43 \cdot 0,1}{0,3} = 14,3 \text{ рад/с}^2. \text{ Угловое ускорение звена 2}$$

находится аналогично. На чертеже измеряем отрезок $n_2 b$, который изображает

$$\text{ускорение } \vec{a}_{BA}^\tau \text{ (} n_2 b = 74 \text{ мм)}. \text{ Тогда угловое ускорение звена 2: } \varepsilon_2 = \frac{a_{BA}^\tau}{BA} = \frac{n_2 b \cdot k_a}{BA} =$$

$$\frac{74 \cdot 0,1}{0,4} = 18,5 \text{ рад/с}^2.$$

Точка C принадлежит звену 3, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1 . Направление ускорения точки C такое же как и у точки B , которое на плане ускорений показано отрезком $p_a b$. Так как точка C на плане механизма находится в середине звена BO_1 , соответствующая ей точка c на плане ускорений находится на середине отрезка $p_a b$. Тогда отрезок $p_a c$ изображает ускорение точки C .

Ускорение точки D находим на основании векторной формулы $\vec{a}_D = \vec{a}_C + \vec{a}_{DC}^n + \vec{a}_{DC}^\tau$, где $\vec{a}_C$ – ускорение точки C , выбранной за полюс; $\vec{a}_{DC}^n$, $\vec{a}_{DC}^\tau$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки D во вращательном движении шатуна DC относительно полюса C .

Проведём необходимые построения. Заметим сразу, что направление ускорения $\vec{a}_D$ точки D ползуна 5 известно. Ускорение направлено вдоль линии OO_1 на плане механизма. Это означает, что на плане ускорений ускорение точки D изображается горизонтальным отрезком, исходящим из центра p_a . Модуль вектора нормальной составляющей ускорения точки D $a_{DC}^n = \omega_4^2 \cdot DC = 0,16^2 \cdot 0,5 = 0,01 \text{ м/с}^2$.

На плане ускорений это будет отрезок, длиной $\frac{a_{DC}^n}{k_a} = \frac{0,01}{0,1} = 0,1 \text{ мм}$. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки D $\vec{a}_{DC}^n$ и соответствующий ему отрезок на плане ускорений равны нулю. Тогда, исходя из векторной формулы сложения ускорений и с учётом нулевого вектора $\vec{a}_{DC}^n$, на плане ускорений из конца отрезка $p_a c$, изображающего вектор ускорения $\vec{a}_C$, необходимо провести линию, перпендикулярную звену CD , вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}_{DC}^{\tau}$. Находим точку пересечения этой линии с горизонтальной прямой, проведённой из полюса ускорений, вдоль которой направлен вектор ускорения точки D . Обозначим точку пересечения d . Отрезок прямой $p_a d$ изображает на плане ускорений ускорение точки D . Замеряем длину отрезка $p_a d$ ($p_a d = 13 \text{ мм}$) и находим ускорение точки D : $a_D = p_a d \cdot k_a = 13 \cdot 0,1 = 1,3 \text{ м/с}^2$.

Замеряем на плане ускорений длину отрезка cd , изображающего ускорение $\vec{a}_{DC}^{\tau}$ ($cd = 18 \text{ мм}$), и находим угловое ускорение звена 4: $\varepsilon_4 = \frac{a_{DC}^{\tau}}{DC} = \frac{cd \cdot k_a}{DC} = \frac{18 \cdot 0,1}{0,5} = 3,6 \text{ рад/с}^2$.

Определим ускорения центров масс звеньев механизма.

Разделим пополам отрезок ab на плане ускорений, обозначим середину отрезка точкой s_2 и соединим с полюсом p_a . Отрезок $p_a s_2$ изображает ускорение центра масс звена 2 – кривошипа AB . Длина отрезка $p_a s_2 = 70 \text{ мм}$. Ускорение центра масс звена 2: $a_{s_2} = p_a s_2 \cdot k_a = 70 \cdot 0,1 = 7 \text{ м/с}^2$. Аналогично, точка s_4 , лежащая на середине отрезка cd , изображает центр масс звена 4 шатуна CD . Ускорение центра

масс звена 4: $a_{S4} = p_a s_4 \cdot k_a = 18 \cdot 0,1 = 1,8 \text{ м/с}^2$.

Все построения плана ускорений приведены на рис. 6.

Результаты вычислений ускорений центров масс звеньев, а также угловых ускорений звеньев механизма приводятся в табл. 6.

Таблица 6

Ускорения центров масс звеньев механизма и угловые ускорения звеньев

Звено	AB	BO_1	DC	Ползун
Обозначение ускорения центра масс звена	a_{S_2}	a_{S_3}	a_{S_4}	a_D
Величина ускорения, м/с ²	7	2,6	1,8	1,3
Обозначение углового ускорения звена	ε_2	ε_3	ε_4	—
Величина углового ускорения, рад/с ²	18,5	14,3	3,6	—

Определение движущего момента, приведённого к валу кривошипа, по методу Н. Е. Жуковского

Определим уравнивающую силу, приведённую к крайней точке A кривошипа.

Вычисляем силы тяжести звеньев.

$$G_2 = m_2 g = 40 \cdot 9,8 = 392 \text{ Н}, \quad G_3 = m_3 g = 30 \cdot 9,8 = 294 \text{ Н},$$

$$G_4 = m_4 g = 50 \cdot 9,8 = 490 \text{ Н}, \quad G_5 = m_5 g = 10 \cdot 9,8 = 98 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули сил инерции, действующих на механизм.

$$F_2^{\text{ин}} = m_2 a_{S2} = 40 \cdot 7 = 280 \text{ Н}, \quad F_3^{\text{ин}} = m_3 a_{S2} = 30 \cdot 2,6 = 78 \text{ Н},$$

$$F_4^{\text{ин}} = m_4 a_{S4} = 50 \cdot 1,8 = 90 \text{ Н}, \quad F_5^{\text{ин}} = m_5 a_D = 10 \cdot 1,3 = 13 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули моментов сил инерции.

$$M_2^{\text{ин}} = J_{S2} \varepsilon_2 = 2 \cdot 18,5 = 37 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad M_3^{\text{ин}} = J_{S3} \varepsilon_3 = 1 \cdot 14,3 = 14,3 \text{ Н} \cdot \text{м},$$

$$M_4^{\text{ин}} = J_{S4} \varepsilon_4 = 3 \cdot 3,6 = 10,8 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Построим «жёсткий рычаг» Жуковского. Изобразим план скоростей механизма, повернув его на 90° (рис. 3.7). Приложим в точках, изображающих на повернутом плане скоростей центры масс звеньев механизма, силы тяжести и силы инерции. Направление сил инерции противоположно направлению ускорений центров масс, показанных на плане ускорений. Моменты сил инерции, действующие на звенья механизма, раскладываем на две антипараллельные силы, приложенные к крайним точкам звена, перпендикулярно ему.

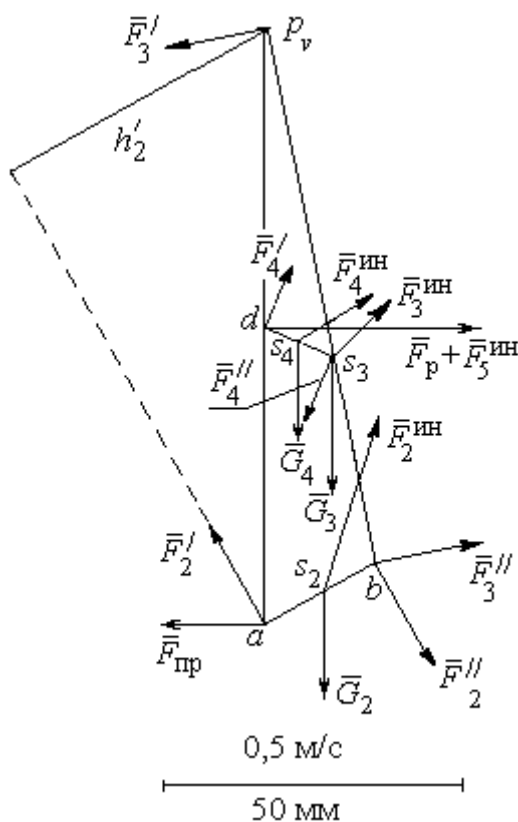


Рис. 3.7. «Жёсткий рычаг»
Н. Е. Жуковского

$$F'_2 = F''_2 = \frac{M_2^{\text{ин}}}{AB} = \frac{37}{0,4} = 92,5 \text{ Н},$$

$$F'_3 = F''_3 = \frac{M_3^{\text{ин}}}{O_1B} = \frac{14,3}{0,3} = 48 \text{ Н},$$

$$F'_4 = F''_4 = \frac{M_4^{\text{ин}}}{CD} = \frac{10,8}{0,5} = 21,6 \text{ Н}.$$

Заданное положение кривошипа осуществляется на рабочем ходу поршня. Сила полезного сопротивления F_p направлена в сторону, противоположную движению поршня.

Рычаг Н. Е. Жуковского приведён на рис. 3.7. На рисунке отмечены силы тяжести и силы инерции звеньев, приложенные в точках плана скоростей $s_2 - s_4$, соответствующих

положению центров масс этих звеньев. Показаны пары сил инерции $(\vec{F}'_2, \vec{F}''_2)$, $(\vec{F}'_3, \vec{F}''_3)$, $(\vec{F}'_4, \vec{F}''_4)$, образующие главные моменты сил инерции $M_2^{\text{ин}}$, $M_3^{\text{ин}}$, $M_4^{\text{ин}}$, приложенные ко 2, 3 и 4 звеньям.

Применение «рычага Жуковского» для определения приведённой силы заключается в составлении уравнения равновесия в форме равенства нулю суммы моментов заданных сил относительно полюса p_v :

$$- F_{\text{пр}} \cdot h_{\text{пр}} - F'_2 \cdot h'_2 + F''_2 \cdot h''_2 - G_2 \cdot h_{G2} + F_2^{\text{ин}} \cdot h_2 + F_3^{\text{ин}} \cdot h_3 - F'_4 \cdot h'_4 + F''_4 \cdot h''_4 -$$

$$-G_4 \cdot h_{G4} - G_3 \cdot h_{G3} + (F_p + F_5^{\text{ин}})h_5 + F_4^{\text{ин}} \cdot h_4 + F_3^{\text{ин}} \cdot h_3 = 0.$$

При вычислении моментов сил плечи сил определяются графически с учётом масштабного коэффициента плана скоростей. Так при вычислении момента приведённой силы относительно полюса p_v плечом $h_{\text{пр}}$ силы $\vec{F}_{\text{пр}}$ на плане рычага Жуковского является отрезок $p_v a$, равный, согласно масштабному коэффициенту плана скоростей, 100 мм. Тогда $h_{\text{пр}} = p_v a = 100$ мм.

На рис. 3.7, в качестве примера, показан способ вычисления плеча h'_2 силы $\vec{F}'_2$ – как кратчайшее расстояние от полюса p_v до линии действия силы $\vec{F}'_2$. Измерив это расстояние, найдём $h'_2 = 52$ мм. Аналогичным образом в уравнении равновесия вычисляются плечи остальных сил.

В результате получим равенство

$$F_{\text{пр}} \cdot 100 = -92,5 \cdot 52 + 92,5 \cdot 21 - 392 \cdot 6 + 280 \cdot 31 + 48 \cdot 92 - 21,6 \cdot 23 + 21,6 \cdot 33 - \\ - 490 \cdot 3 - 294 \cdot 7 + (16045 + 13)44 + 90 \cdot 42 + 78 \cdot 36.$$

Откуда $F_{\text{пр}} = 7177$ Н. Величина движущего момента, приведенного к валу кривошипа, находится из формулы: $M_{\text{дв}} = F_{\text{пр}} \cdot O_1 A = 7177 \cdot 0,1 = 717,7$ Н·м.

Найденный движущий момент является исходной величиной для конструирования ведомого вала кривошипа.

2. Конструирование вала редуктора

Предварительный расчет зубчатой передачи

Крутящий момент на валу $T_2 = M_{\text{дв}} = 717,7$ Н·м.

Твердость материала колеса по Бринеллю (приближённо)

$$HB = 0,285\sigma_B = 0,285 \cdot 640 = 182,4 \text{ МПа.}$$

Предел контактной выносливости при базовом числе циклов

$$\sigma_{H \text{ lim}} = 2 HB + 70 = 2 \cdot 182,4 + 70 = 434,8 \text{ МПа.}$$

При долговременной передаче принимаем:

$$- \text{коэффициент долговечности } K_{HL} = 1,4,$$

– коэффициент безопасности $S_H = 1,15$.

Допустимое контактное напряжение в зацеплении колеса

$$\sigma_{H adm} = \frac{\sigma_{H lim}}{S_H} K_{HL} = \frac{434,8}{1,15} \cdot 1,4 = 529,3 \text{ МПа.}$$

Выберем средние значения коэффициента неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса $K_{H\beta}$ и коэффициента ширины колеса относительно межосевого расстояния ψ_{ba} . При симметричном расположении колеса принимаем:

$$K_{H\beta} = 1,1; \quad \psi_{ba} = 0,4.$$

Межосевое расстояние передачи

$$a_w = K_a(u+1) \sqrt[3]{\frac{T_2 K_{H\beta}}{\psi_{ba} u^2 \sigma_{H adm}^2}} = 495(5+1) \sqrt[3]{\frac{717,7 \cdot 1,1}{0,4 \cdot 5^2 \cdot 529,3^2}} = 194,7 \text{ мм.}$$

Округляем расчётное межосевое расстояние до ближайшего большего значения из ряда межосевых расстояний. Принимаем $a_w = 200$ мм.

Делительный диаметр колеса

$$d_2 = \frac{2a_w u}{u+1} = \frac{2 \cdot 200 \cdot 5}{5+1} = 333,3 \text{ мм.}$$

Ширина ступицы колеса и длина распорной втулки

$$b = \psi_{ba} a_w = 0,4 \cdot 200 = 80 \text{ мм,} \quad l_p = 0,15b = 0,15 \cdot 80 = 12 \text{ мм.}$$

Полученные расчетные результаты ширины ступицы колеса b и длины распорной втулки l_p не требуют округления, так как совпадают со значениями ряда номинальных линейных размеров $R-40$.

Принимаем $b = 80$ мм, $l_p = 12$ мм.

Конструирование вала

Примем допустимое касательное напряжение кручения вала $\tau_{k adm} = 20$ МПа.

Диаметр консольной части вала

$$d_k = \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot 10^3}{0,2 \tau_{kadm}}} = \sqrt[3]{\frac{717,7 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 20}} = 56,4 \text{ мм.}$$

Расчётное значение диаметра консольной части вала округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_k = 60$ мм.

Длина консольной части вала пропорциональна его диаметру: $l_k = (1,5 \div 2,5)d_k$.

Выбираем

$$l_k = 2d_k = 2 \cdot 60 = 120 \text{ мм.}$$

Результат расчёта не требует округления, так как является одним из значений ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_k = 120$ мм.

При диаметре консольной части вала $d_k = 60$ мм высота ступени $t = 3$ мм

(приложение, табл. П2). Диаметр вала под подшипник

$$d_{\Pi} = d_k + 2t = 60 + 2 \cdot 3 = 66 \text{ мм.}$$

Результат округляем до ближайшего большего числа, кратного 5.

Принимаем $d_{\Pi} = 70$ мм.

Длина ступени вала в месте посадки подшипника пропорциональна диаметру этого участка вала. Выберем минимальный из заданных значений коэффициент пропорциональности. Длина ступеньки вала в месте посадки подшипника

$$l_{\Pi} = 1,25d_{\Pi} = 1,25 \cdot 70 = 87,5 \text{ мм.}$$

Расчётное значение длины ступеньки вала в месте посадки подшипника округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_{\Pi} = 90$ мм.

При диаметре вала под подшипник $d_{\Pi} = 70$ мм координата фаски подшипника $r = 3,5$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр вала под колесом

$$d_{\text{кол}} = d_{\Pi} + 3,2r = 70 + 3,2 \cdot 3,5 = 81,2 \text{ мм.}$$

Расчётное значение диаметра вала под колесом округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{\text{кол}} = 85$ мм.

При диаметре вала под колесом $d_{\text{кол}} = 85$ мм фаска ступицы колеса $f = 3$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр упорного буртика

$$d_{\text{бур}} = d_{\text{кол}} + 3f = 85 + 3 \cdot 3 = 94 \text{ мм.}$$

Расчётное значение диаметра буртика округляем до ближайшего большего значения из ряда $R-40$ номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{\text{бур}} = 95$ мм.

Длина упорного буртика при симметричном расположении колеса относительно опор вала – подшипников

$$l_{\text{бур}} = 0,15b = 0,15 \cdot 80 = 12 \text{ мм.}$$

Принимаем без округления $l_{\text{бур}} = 12$ мм.

При диаметре вала в месте посадки подшипника $d_{\text{п}} = 70$ мм ширина подшипника $B = 24$ мм (см. табл. 5).

При переходе от консольной части вала к участку вала под подшипником диаметры участков $d_{\text{к}} = 60$ мм, $d_{\text{п}} = 70$ мм.

$$\text{Величина ступеньки } t = 0,5(d_{\text{п}} - d_{\text{к}}) = 0,5(70 - 60) = 5 \text{ мм.}$$

Радиус галтели ступеньки вала пропорционален высоте ступеньки. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0,6t = 0,6 \cdot 5 = 3 \text{ мм.}$$

В месте установки распорной втулки при переходе от участка вала под левым подшипником к участку под колесом на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски распорной втулки, равной координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0,6r = 0,6 \cdot 3,5 = 2,1 \text{ мм.}$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

При переходе от участка вала под колесом к буртику, где происходит упор ступицы колеса в буртик, на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален величине фаски ступицы колеса. Радиус галтели

$$R = 0,7f = 0,7 \cdot 3 = 2,1 \text{ мм.}$$

Принимаем $R = 2$ мм.

В месте установки правого подшипника при переходе от буртика к участку вала под подшипником на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0,6r = 0,6 \cdot 3,5 = 2,1 \text{ мм.}$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

Проверка прочности шпоночного соединения

Диаметр консольной части вала $d_k = 60$ мм, длина $l_k = 120$ мм.

Выбираем размеры призматической шпонки в консольной части вала: ширина $b_{ш} = 18$ мм; высота $h_{ш} = 11$ мм; длина $l_{ш} = 80$ мм; глубина паза в вале $t_1 = 7$ мм (табл. П1).

Рабочая длина шпонки: $l_{ш}^p = l_{ш} - b_{ш} = 80 - 18 = 62$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_{ш}^p d_k (h_{ш} - t_1)} = \frac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{62 \cdot 60(11 - 7)} = 96,5 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

При выборе шпонки под колесом, где диаметр вала $d_{кол} = 85$ мм, ширина ступицы колеса $b = 80$ мм, принимаем по табл. П1 ширину шпонки $b_{ш} = 22$ мм; высоту $h_{ш} = 14$ мм; длину $l_{ш} = 63$ мм; глубину паза в вале $t_1 = 9$ мм. Рабочая длина шпонки: $l_{ш}^p = l_{ш} - b_{ш} = 63 - 22 = 41$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_{ш}^p d_{кол} (h_{ш} - t_1)} = \frac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{41 \cdot 85(14 - 9)} = 82,4 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

3. Проверочный расчёт вала редуктора

Расчетная схема вала. Построение эпюр изгибающих и крутящих моментов

Схематическое изображение вала и действующей на него нагрузки в вертикальной и горизонтальной плоскостях приведено на рис. 8, *т*. Показаны предположительно опасные сечения вала: *А*, *Б* – сечения на участках вала, ослабленных вырезом под шпонку; *В*, *Г*, *Д* – сечения по ступенькам вала.

Рассмотрим силовую нагрузку вала при симметричном расположении колеса.

Консольная сила от муфты $F_M = 125 \sqrt{T_2} = 125 \sqrt{717,7} = 3348,7 \text{ Н}$.

Силы в зацеплении зубчатой передачи:

– окружная сила $F_t = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{d_2} = \frac{2 \cdot 717,7 \cdot 10^3}{333,3} = 4306,6 \text{ Н}$,

– радиальная сила $F_r = F_t \tan 20^\circ = 4306,6 \cdot 0,364 = 1567,6 \text{ Н}$.

Для построения эпюр изгибающих моментов вычислим расстояния между точками приложения сил, отнесенных к оси вала

$$l_{\text{опор}} = l_k + l_{\text{п}} - (l_p + 0,5B) = 120 + 90 - (12 + 0,5 \cdot 24) = 186 \text{ мм},$$

$$a = 0,5b + l_p + 0,5B = 0,5 \cdot 80 + 12 + 0,5 \cdot 24 = 64 \text{ мм},$$

$$c = 0,5b + l_{\text{бyp}} + 0,5B = 0,5 \cdot 80 + 12 + 0,5 \cdot 24 = 64 \text{ мм}.$$

Эпюра изгибающих моментов M_x в вертикальной плоскости

Условия равновесия вала в вертикальной плоскости (рис. 8, n):

$$F_r c - R_{1y}(a + c) = 0, \quad -F_r a + R_{2y}(a + c) = 0.$$

Находим реакции опор подшипников в вертикальной плоскости:

$$R_{1y} = \frac{F_r c}{(a + c)} = \frac{1567,6 \cdot 64}{64 + 64} = 783,8 \text{ Н}, \quad R_{2y} = \frac{F_r a}{(a + c)} = \frac{1567,6 \cdot 64}{64 + 64} = 783,8 \text{ Н}.$$

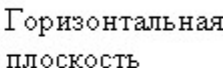
Проверка: $R_{1y} - F_r + R_{2y} = 783,8 - 1567,6 + 783,8 = 0$.

На 1-м участке вала $0 \leq z_1 \leq l_{\text{опор}}$, $M_{1x} = 0$.

Изгибающие моменты в сечении вала A , где вал ослаблен шпоночным вырезом, и в сечении B , где имеется ступенька вала при переходе от консольной части к участку вала под подшипник, равны нулю: $M_{xA} = M_{xB} = 0$.

На 2-м участке вала $0 \leq z_2 \leq a$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{2x} = R_{1y} z_2$$



на горизонтальную плоскость и эпюры изгибающих моментов M_y ; k – эпюра крутящих моментов

В начале участка $z_2 = 0$, $M_{2x} = 0$. В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ м

$$M_{2x} = R_{1y}a = 783,8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50,2 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Изгибающий момент в сечении Γ , где у вала ступенька перехода от диаметра под подшипник к диаметру под колесо, при $z_{2\Gamma} = a - 0,5b = 24$ мм

$$M_{x\Gamma} = R_{1y}(a - 0,5b) = 783,8 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 18,8 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Изгибающий момент в сечении B , где вал ослаблен шпоночным вырезом под колесом, при $z_{2B} = a = 64$ мм $M_{xB} = R_{1y}a = 783,8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50,2 \text{ Н} \cdot \text{м}.$

На 3-м участке вала $0 \leq z_3 \leq c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3x} = R_{1y}(z_3 + a) - F_r z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$, $M_{3x} = 50,2 \text{ Н} \cdot \text{м}.$ В конце участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3}$ м, $M_{3x} = 0$.

Изгибающий момент в сечении D , где у вала ступенька при переходе от участка под колесом к буртику, при $z_{3D} = 0,5b = 40$ мм

$$\begin{aligned} M_{xD} &= R_{1y}(0,5b + a) - F_r 0,5b = \\ &= 783,8(40 + 64)10^{-3} - 1567,6 \cdot 40 \cdot 10^{-3} = 18,8 \text{ Н} \cdot \text{м}. \end{aligned}$$

Вид эпюры изгибающих моментов в вертикальной плоскости M_x показан на рис. 8, *n*.

Эпюра изгибающих моментов M_y в горизонтальной плоскости

Условия равновесия вала в горизонтальной плоскости (рис. 8, *p*):

$$-F_m(l_{\text{опор}} + a + c) + F_t c + R_{1x}(a + c) = 0, \quad -F_m l_{\text{опор}} - F_t a + R_{2x}(a + c) = 0.$$

Реакции опор подшипников в горизонтальной плоскости

$$\begin{aligned} R_{1x} &= \frac{1}{(a + c)} [F_m(l_{\text{опор}} + a + c) - F_t c] = \\ &= \frac{1}{(64 + 64)} [3348,7(186 + 64 + 64) - 4306,6 \cdot 64] = 6061,5 \text{ Н}, \end{aligned}$$

$$R_{2x} = \frac{1}{(a + c)} [F_m l_{\text{опор}} + F_t a] =$$

$$= \frac{1}{(64 + 64)} [3348,7 \cdot 186 + 4306,6 \cdot 64] = 7019,4 \text{ Н.}$$

Проверка: $F_M - R_{1x} - F_t + R_{2x} = 3348,7 - 6061,5 - 4306,6 + 7019,4 = 0.$

На 1-м участке вала $0 \leq z_1 \leq l_{\text{опор}}$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{1y} = F_M z_1.$$

В начале 1-го участка при $z_1 = 0$, $M_{1y} = 0.$

В конце участка при $z_1 = l_{\text{опор}}$

$$M_{1y} = F_M l_{\text{опор}} = 3348,7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622,8 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Положим координату сечения вала A , где вал ослаблен шпоночным вырезом, $z_{1A} = 0,5l_k = 60 \text{ мм.}$ Изгибающий момент в сечении A

$$M_{yA} = F_M 0,5l_k = 3348,7 \cdot 60 \cdot 10^{-3} = 200,9 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Изгибающий момент в сечении B при $z_{1B} = l_k = 120 \text{ мм}$

$$M_{yB} = F_M l_k = 3348,7 \cdot 120 \cdot 10^{-3} = 401,8 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

На 2-м участке вала $0 \leq z_2 \leq a$. Эпюра моментов

$$M_{2y} = F_M (l_{\text{опор}} + z_2) - R_{1x} z_2.$$

В начале участка при $z_2 = 0$, $M_{2y} = F_M l_{\text{опор}} = 3348,7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622,8 \text{ Н} \cdot \text{м.}$

В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3} \text{ м}$

$$\begin{aligned} M_{2y} &= F_M (l_{\text{опор}} + a) - R_{1x} a = \\ &= 3348,7(186+64)10^{-3} - 6061,5 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 449,2 \text{ Н} \cdot \text{м.} \end{aligned}$$

Изгибающий момент в сечении Γ при $z_{2\Gamma} = a - 0,5b = 24 \text{ мм}$

$$\begin{aligned} M_{y\Gamma} &= F_M (l_{\text{опор}} + a - 0,5b) - R_{1x} (a - 0,5b) = \\ &= 3348,7(186 + 24)10^{-3} - 6061,5 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 557,7 \text{ Н} \cdot \text{м.} \end{aligned}$$

Изгибающий момент в сечении B при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ равен изгибающему моменту в конце 2-го участка $M_{yB} = 449,2 \text{ Н} \cdot \text{м.}$

На 3-м участке вала $0 \leq z_3 \leq c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3y} = F_M (l_{\text{опор}} + a + z_3) - R_{1x} (z_3 + a) - F_t z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$

$$M_{3y} = F_m(l_{\text{опор}} + a) - R_{1x}a = 449,2 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

В конце 3-го участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ $M_{3y} = 0$.

Изгибающий момент в сечении D при $z_{3D} = 0,5b = 40 \text{ мм}$

$$\begin{aligned} M_{yD} &= F_m(l_{\text{опор}} + a + 0,5b) - R_{1x}(a + 0,5b) - F_t 0,5b = \\ &= [3348,7(186 + 64 + 40) - 6061,5(64 + 40) - 4306,6 \cdot 40]10^{-3} = 168,5 \text{ Н}\cdot\text{м}. \end{aligned}$$

Эпюра изгибающих моментов в горизонтальной плоскости приведена на рис. 8, p .

Эпюра крутящих моментов показана на рис 8, k .

Проверочный расчёт вала

Результаты расчётов изгибающих моментов в потенциально опасных сечениях показаны на рис. 8, n , p и приведены в табл. 7.

Среди сечений, ослабленных шпоночным пазом (сечение A , B), наиболее опасным является сечение B вала под колесом. Суммарный изгибающий момент в этом сечении $M_{\text{сум}B} = 452 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

Среди сечений в местах ступенчатого перехода вала (сечения B , Γ и D) наиболее опасным является сечение Γ – ступенька вала при переходе от диаметра вала под подшипник к диаметру под колесо. В этом сечении суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}\Gamma} = 558 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

Таким образом, проверку вала на усталостную прочность необходимо проводить в двух наиболее опасных сечениях – Γ и B .

**Изгибающие моменты в потенциально опасных сечениях вала
при расчётах на сопротивление усталости**

Параметр	Виды опасных сечений				
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом		сечения в местах ступенчатого перехода вала		
Сечение на валу	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>B</i>	<i>Г</i>	<i>Д</i>
Изгибающий момент в вертикальной плоскости M_x , Н·м	0	50,2	0	18,8	18,8
Изгибающий момент в горизонтальной плоскости M_y , Н·м	200,9	449,2	401,8	557,7	168,5
Суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}}$, Н·м	200,9	452,0	401,8	558,0	169,5

Сечение Г. При расчёте момента сопротивления сечения выбирается меньший из диаметров – диаметр вала под подшипник $d_{\text{п}} = 70$ мм.

Момент сопротивления сечения I

$$W_{\text{и}I} = 0,1d_{\text{п}}^3 = 0,1 \cdot 70^3 = 34,3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{aI} = \frac{M_{\text{сум}I} 10^3}{W_{\text{и}I}} = \frac{558 \cdot 10^3}{34,3 \cdot 10^3} = 16,3 \text{ МПа}.$$

В сечении I отношение радиуса галтели к диаметру $\frac{R}{d_{\text{п}}} = \frac{2}{70} = 0,03$.

Коэффициент концентрации напряжений изгиба в сечении I : $K_{\sigma} = 2$ (рис. П2, приложение).

Для материала вала с пределом прочности $\sigma_{\text{в}} = 640$ МПа при чистовой обработке поверхности коэффициент качества обработки поверхности вала $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

При расчётном диаметре сечения $d_{\text{п}} = 70$ мм масштабный фактор для напряжений изгиба $\varepsilon_{\sigma} = 0,77$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_{\text{в}} = 640$ МПа $\psi_{\sigma} = 0,05$ (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{m\Gamma} = 0$.

Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба

$$\sigma_{-1} = 0,43\sigma_B = 0,43 \cdot 640 = 275,2 \text{ МПа.}$$

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении Γ

$$n_{\sigma\Gamma} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_{\sigma}}{\beta\epsilon_{\sigma}}\sigma_{a\Gamma} + \psi_{\sigma}\sigma_{m\Gamma}} = \frac{275,2}{\frac{2}{0,83 \cdot 0,77}16,3} = 5,4.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений пропорционален пределу прочности материала вала. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности

$$\tau_{-1} = 0,25\sigma_B = 0,25 \cdot 640 = 160 \text{ МПа.}$$

Полярный момент сопротивления сечения Γ

$$W_{p\Gamma} = 0,2d_{\Pi}^3 = 0,2 \cdot 70^3 = 68,6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{a\Gamma} = \tau_{m\Gamma} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{p\Gamma}} = \frac{717,7 \cdot 10^3}{2 \cdot 68,6 \cdot 10^3} = 5,2 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений в сечении Γ при отношении

радиуса галтели к диаметру вала $\frac{R}{d_{\Pi}} = \frac{2}{70} = 0,03$, $K_{\tau} = 1,49$ (рис. П2, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений при диаметре сечения $d_{\Pi} = 70$ мм $\epsilon_{\tau} = 0,65$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_B = 640$ МПа $\psi_{\tau} = 0$ (табл. П3, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении Γ

$$n_{\tau\Gamma} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_{\tau}}{\beta\epsilon_{\tau}}\tau_{a\Gamma} + \psi_{\tau}\tau_{m\Gamma}} = \frac{160}{\frac{1,49}{0,83 \cdot 0,65}5,2} = 11,1.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения Γ

$$n_{\Gamma} = \frac{n_{\sigma\Gamma} n_{\tau\Gamma}}{\sqrt{n_{\sigma\Gamma}^2 + n_{\tau\Gamma}^2}} = \frac{5,4 \cdot 11,1}{\sqrt{5,4^2 + 11,1^2}} = 4,8 > n_{adm} = 2,5 \div 3,0.$$

В сечении Γ вал удовлетворяет условию прочности.

Сечение Б. Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба $\sigma_{-1} = 275,2$ МПа.

Момент сопротивления сечения B при изгибе с учетом шпоночного паза

$$W_{иБ} = 0,1d_{\text{кол}}^3 - \frac{b_{\text{ш}}t_1(d_{\text{кол}} - t_1)^2}{2d_{\text{кол}}} = 0,1 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9(85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 54,7 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{aB} = \frac{M_{\text{сум}B} 10^3}{W_{иБ}} = \frac{452 \cdot 10^3}{54,7 \cdot 10^3} = 8,3 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации напряжений изгиба для сечения B , ослабленного шпоночным пазом, $\sigma_B = 640$ МПа, $K_{\sigma} = 1,85$ (табл. ПЗ, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для напряжений изгиба вала при $d_{\text{кол}} = 85$ мм $\varepsilon_{\sigma} = 0,72$ (рис. ПЗ, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_B = 640$ МПа $\psi_{\sigma} = 0,05$ (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{mB} = 0$.

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении B

$$n_{\sigma B} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_{\sigma}}{\beta \varepsilon_{\sigma}} \sigma_{aB} + \psi_{\sigma} \sigma_{mB}} = \frac{275,2}{\frac{1,85}{0,83 \cdot 0,72} 8,3} = 10,7.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений $\tau_{-1} = 160$ МПа.

Полярный момент сопротивления сечения B с учетом шпоночного паза

$$W_{pB} = 0,2d_{\text{кол}}^3 - \frac{b_{\text{ш}}t_1(d_{\text{кол}} - t_1)^2}{2d_{\text{кол}}} = 0,2 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9(85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 116,1 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{aB} = \tau_m = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{pB}} = \frac{717,7 \cdot 10^3}{2 \cdot 116,2 \cdot 10^3} = 3,1 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений для сечения B при $\sigma_B = 640$ МПа $K_\tau = 1,6$ (табл. ПЗ, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала при $\sigma_B = 640$ МПа $\beta = 0,83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений вала при $d_{\text{кол}} = 85$ мм $\varepsilon_\tau = 0,62$ (рис. ПЗ, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_B = 640$ МПа $\psi_\tau = 0$ (табл. П4, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении B

$$n_{\tau B} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\beta \varepsilon_\tau} \tau_{aB} + \psi_\tau \tau_{mB}} = \frac{160}{\frac{1,6}{0,83 \cdot 0,62} 3,1} = 16,6.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения B

$$n_B = \frac{n_{\sigma B} n_{\tau B}}{\sqrt{n_{\sigma B}^2 + n_{\tau B}^2}} = \frac{10,7 \cdot 16,6}{\sqrt{10,7^2 + 16,6^2}} = 8,9 > n_{adm} = 2,5 \div 3,0.$$

В сечении B вал удовлетворяет условию прочности.

Расчёт на статическую прочность

При расчёте на статическую прочность опасное сечение вала проходит через середину подшипника 1. В этом сечении суммарный изгибающий момент максимальный, равный $M_{\text{сум1}} = 622,8$ Н·м.

Диаметр сечения $d_{\text{п}} = 70$ мм. Вал сплошной. Осевой и полярный моменты сопротивления сечения при изгибе и кручении

$$W_{\text{и1}} = 0,1d_{\text{п}}^3 = 0,1 \cdot 70^3 = 34,3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3, \quad W_{\text{п1}} = 0,2d_{\text{п}}^3 = 0,2 \cdot 70^3 = 68,6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Напряжения изгиба и кручения в опасном сечении

$$\sigma_{\text{и1}} = \frac{M_{\text{сум1}} \cdot 10^3}{W_{\text{и1}}} = \frac{622,8 \cdot 10^3}{34,3 \cdot 10^3} = 18,2 \text{ МПа,}$$

$$\tau_{к1} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{W_{p1}} = \frac{717,7 \cdot 10^3}{68,6 \cdot 10^3} = 10,5 \text{ МПа.}$$

Эквивалентное напряжение

$$\sigma_{\text{ЭКВ}} = \sqrt{\sigma_{\text{и1}}^2 + 3\tau_{к1}^2} = \sqrt{18,2^2 + 3 \cdot 10,5^2} = 25,7 \text{ МПа.}$$

Коэффициент перегрузки $k = 2$. Предел текучести материала вала

$$\sigma_T = 380 \text{ МПа.}$$

Запас статической прочности

$$n_T = \frac{\sigma_T}{k\sigma_{\text{ЭКВ}}} = \frac{380}{2 \cdot 25,7} = 6,2 > n_{T \text{ adm}} = 1,2 \div 1,8.$$

Результаты проверочного расчёта вала на прочность приведены в табл. 8.

Эскизный чертёж вала дан на рис. 9.

Таблица 8

Результаты расчета вала на прочность

Параметр	Виды расчётов		
	сопротивление усталости		статическая прочность
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом	сечения в местах ступенчатого перехода вала	сечение, где суммарный изгибающий момент максимальный
Наиболее опасное сечение вала	<i>Б</i>	<i>Г</i>	середина опоры 1
Суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}}$, Н·м	452	558	622,8
Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу, n_σ	10,7	5,4	—
Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению, n_τ	16,6	11,1	—
Общий коэффициент запаса сопротивления усталости, n	8,9	4,8	—
Коэффициент запаса статической прочности	—	—	6,2

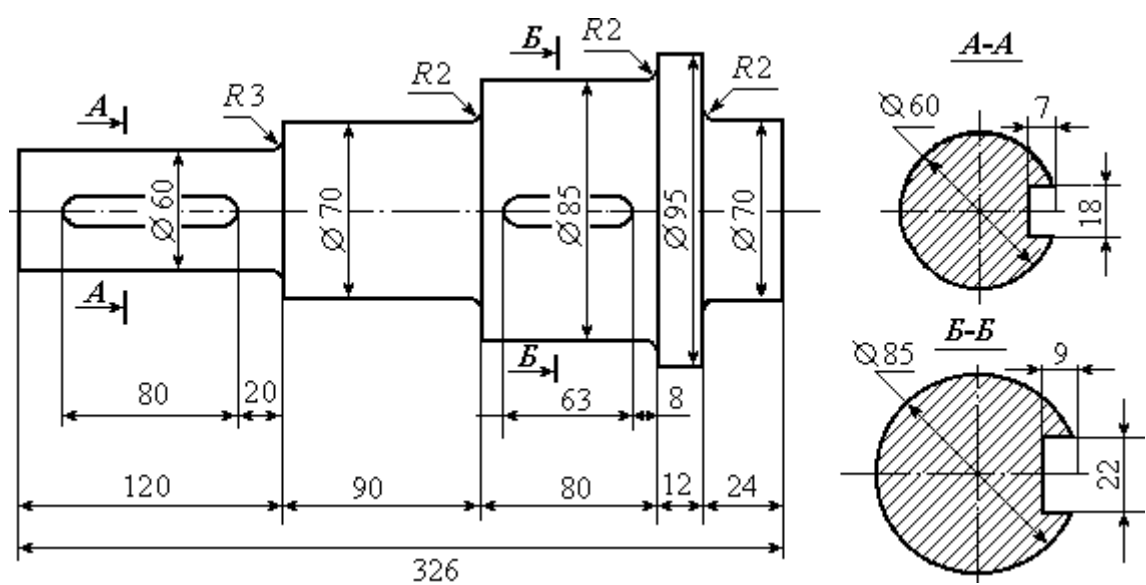
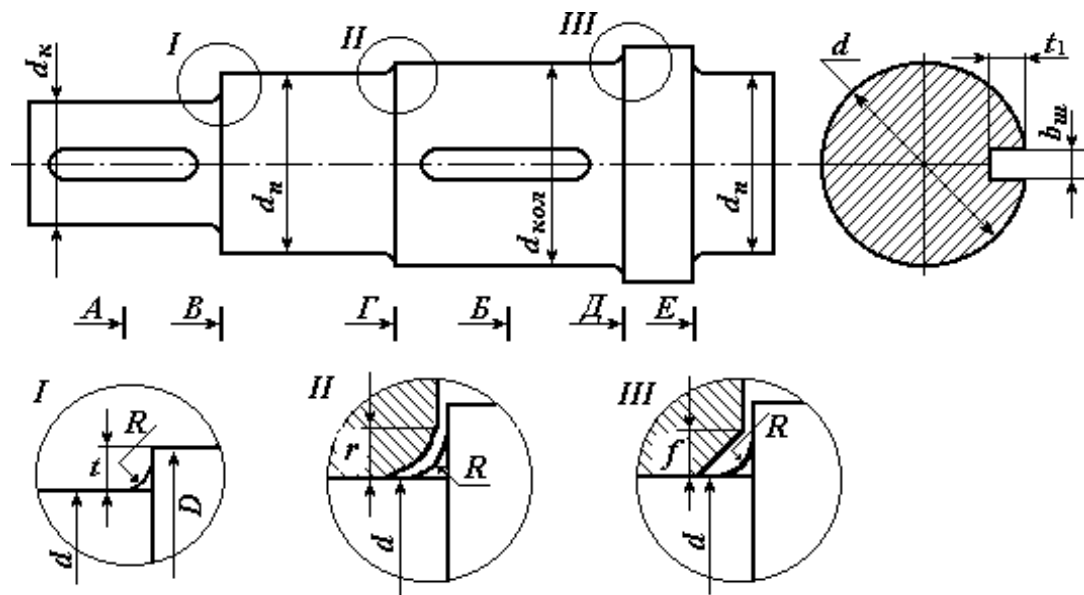


Рис. 9. Эскизный чертёж вала

ПРИЛОЖЕНИЕ

Рис. П1.



Элементы конструкций вала:

R – радиус галтели; t – высота ступеньки; r – координата фаски подшипника;
 f – величина фаски ступицы

Таблица П1

Шпонки призматические (ГОСТ 23360-78)

Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм	Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм
d	$b_{ш}$	$h_{ш}$	$l_{ш}$	t_1	d	$b_{ш}$	$h_{ш}$	$l_{ш}$	t_1
17÷22	6	6	14÷70	3,5	58 ÷ 65	18	11	50÷200	7
22÷30	8	7	18÷90	4	65 ÷ 75	20	12	56÷220	7,5
30 ÷ 38	10	8	22÷110	5	75 ÷ 85	22	14	63÷250	9
38 ÷ 44	12	8	28÷140	5	85 ÷ 95	25	14	70÷280	9
44 ÷ 50	14	9	36÷160	5,5	95 ÷ 110	28	16		10
50 ÷ 58	16	10	45÷180	6	110÷130	32	18		11

Примечание. Длина шпонки $l_{ш}$ (мм) выбирается из стандартного ряда длин: 12; 14; 16; 18; 20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125

Таблица П2

**Значения высоты t ступеньки вала, координаты r фаски подшипника
и величины f фаски ступицы колеса в зависимости от диаметра d вала, мм**

d	17–24	25–30	32–40	42–50	52–60	63–70	75–85	85–95	95–105	105–115
t	2	2,2	2,5	2,8	3	3,3	3,5	3,8	4	4
r	1,6	2	2,5	3	3	3,5	3,5	4	4	4
f	1	1	1,2	1,6	2	2	2	2,2	2,6	2,6

Таблица П3

**Эффективные коэффициенты концентрации напряжений
для сечений валов, ослабленных шпоночными пазами**

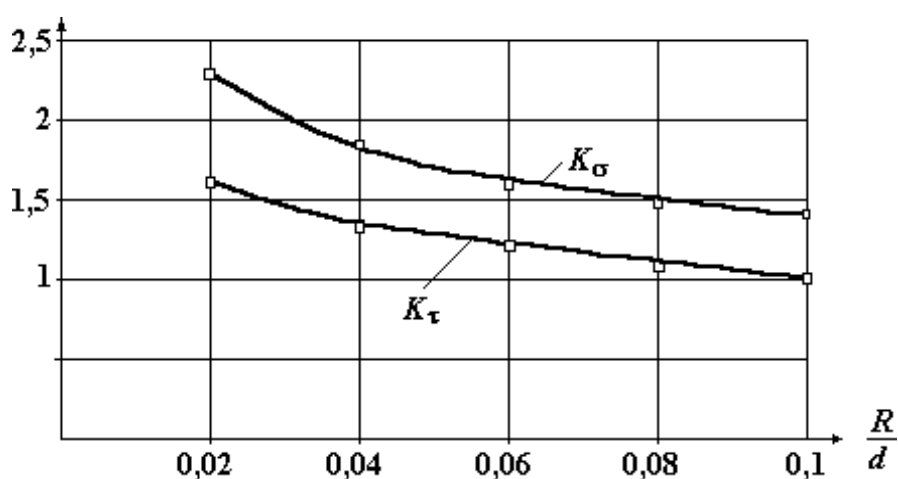
σ_B , МПа	500	700	900
K_σ	1,6	1,9	2,15
K_τ	1,4	1,7	2,05

Таблица П4

Коэффициенты чувствительности асимметрии цикла

σ_B , МПа	350 – 520	520 – 720	720 – 1000	1000 – 1200
ψ_σ	0	0,05	0,1	0,2
ψ_τ	0	0	0,05	0,1

Рис. П2. Эффективные коэффициенты концентрации напряжений K_σ и K_τ
в зависимости от отношения радиуса галтели к диаметру вала



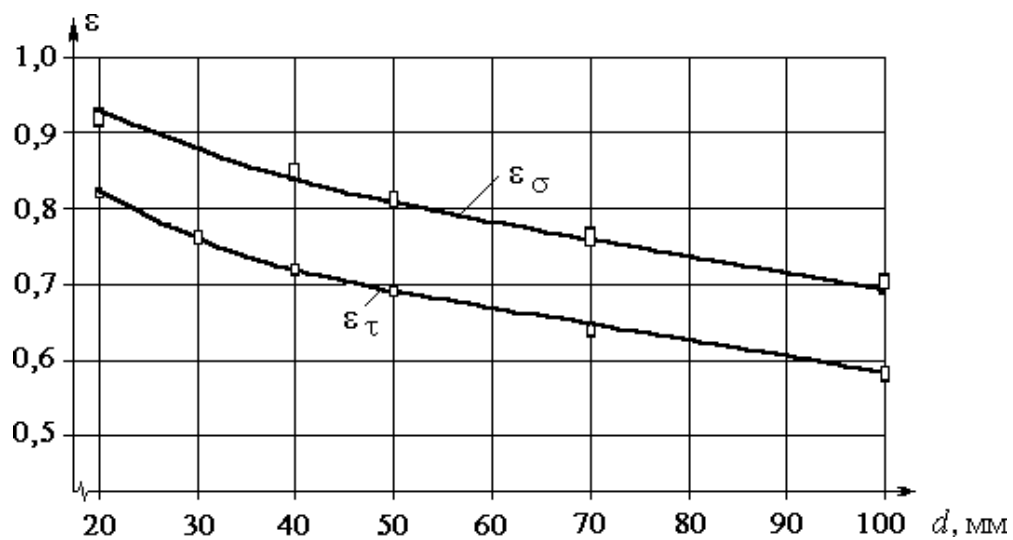


Рис. П3. Зависимость значений масштабных факторов ε_{σ} и ε_{τ} от диаметра вала

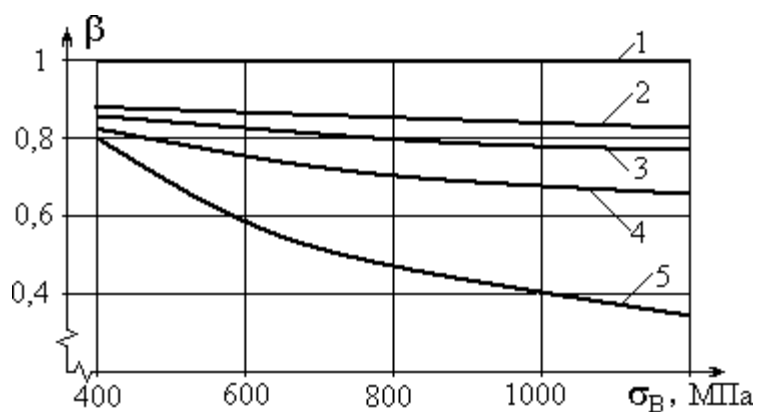


Рис. П4. Зависимость коэффициента β качества обработки поверхности от предела выносливости материала и вида обработки:
 1 – полированная поверхность; 2 – шлифование; 3 – тонкая (чистовая) обработка;
 4 – грубое точение; 5 – окалина

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Афанасьев А. И., Ляпцев С. А. Курсовое проектирование по теории механизмов и машин. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005.

Дунаев П. Ф., Леликов О. П. Конструирование узлов и деталей машин: учебн. пособие для студ. техн. спец. вузов. – М.: Изд. центр «Академия», 2003. – 496 с.

Краснов М. М., Вереина Л. И. Техническая механика. М.: – Academia, 2010. – 288 с.

Левитский И. И. Теория механизмов и машин. – М.: Высшая школа, 2007.

Мокрушин Н. В., Ляпцев С. А. Лекции по сопротивлению материалов. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012.

Сопротивление материалов в примерах и задачах. *Под ред. Мокрушина Н. В.* – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010.

Олофинская В. П. Техническая механика. – М.: Форум, 2009.

Смелятин А. И. Теория механизмов и машин. – М.: Инфра, 2009.

Степин П. А. Сопротивление материалов. – М.: Лань, 2010.



Проректор по учебно-методическому комплексу

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.08 ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –
21.05.04 Горное дело
Специализация –
Взрывное дело

Авторы: Котельников А.П., к.т.н., доц.

Одобрена на заседании кафедры

Технической механики

(название кафедры)

Зав. кафедрой

(подпись)

Волков Е.Б.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 17.09.2021

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией
факультета

Горно-механического

(название факультета)

Председатель

(подпись)

Осипов П.А.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 12.10.2021

(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов. Оформление необходимой документации.

1. ШПОНОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Шпоночные и шлицевые соединения служат для закрепления деталей на осях и валах и передачи крутящего момента от вала к ступице детали или наоборот, от ступицы к валу.

Рабочими гранями призматических и сегментных шпонок служат их боковые, более узкие грани. На боковых гранях возникают напряжения смятия $\sigma_{см}$, а в продольном сечении шпонки – напряжения среза $\tau_{ср}$.

Условие прочности на смятие для призматических шпонок (рис. 1):

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \leq [\sigma_{см}],$$

условие прочности шпонки на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} \leq [\tau_{ср}],$$

где T – крутящий момент на валу; d – диаметр вала; h – высота шпонки; b – ширина шпонки; $l_{раб}$ – рабочая длина призматической шпонки.

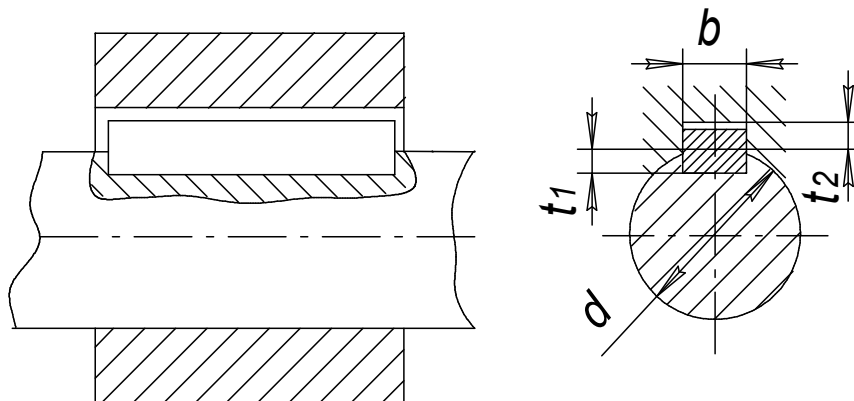


Рис. 1. Шпоночное соединение

Для неподвижных шпоночных соединений допускают: при переходных посадках $[\sigma_{см}] = 80 \dots 150$ МПа; при посадках с натягом $[\sigma_{см}] = 110 \dots 200$ МПа. Меньшие значения для чугунных ступиц и при резких изменениях нагрузки. В подвижных соединениях (в осевом направлении) $[\sigma_{см}] = 20 \dots 30$ МПа. Допускаемые напряжения на срез шпоночных соединений $[\tau_{ср}] = 60 \dots 90$ МПа.

Допускаемое напряжение смятия в неподвижных шлицевых соединениях при тяжёлых условиях эксплуатации $[\sigma_{см}] = 35 \dots 50$ МПа.

Задача № 1

Для вала диаметром 60 мм подобрать размеры призматической шпонки с закругленными концами. Определить, какой момент может передавать эта шпонка. Принять длину шпонки $l = 1,3 \cdot d$; $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Решение

По рекомендации вычисляем предварительную длину шпонки $l = 1,3 \cdot 60 = 78,0$ мм.

По ГОСТу 23360-78 принимаем $l = 80$ мм и выбираем размеры сечения шпонки высота $h = 11$ мм; ширина $b = 18$ мм в соответствии с диаметром вала $d = 60$ мм (табл.П.1). Рабочая длина шпонки

$$l_{раб} = l - b. \quad (1)$$

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \leq [\sigma_{см}], \quad (2)$$

откуда определяем крутящий момент

$$T \leq \frac{[\sigma_{см}] \cdot d \cdot h \cdot l_{раб}}{4 \cdot 10^3} = \frac{80 \cdot 60 \cdot 11 \cdot (80 - 18)}{4 \cdot 10^3} = 818 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Задача № 2

Выбрать по ГОСТу призматическую шпонку для соединения шестерни с валом диаметром 35 мм (рис.1), передаваемый момент равен $150 \text{ Н} \cdot \text{м}$. Выполнить полную проверку соединения на прочность.

Решение

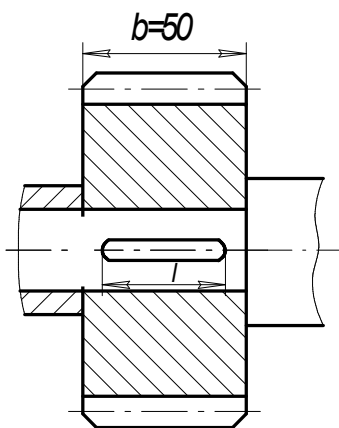


Рис. 2. Соединение
к задаче 2

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки $h = 8$ мм; $b = 10$ мм. Из конструктивных соображений длину шпонки l принимаем на 5—10 мм меньше ширины зубчатого венца шестерни $b_w = 50$ мм, поэтому $l = 45$ мм. Итак, размеры шпонки по ГОСТ $10 \times 8 \times 45$ мм.

Проверим прочность шпонки на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} = \frac{4 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 8 \cdot (45 - 10)} = 61,2 \text{ МПа} < 80 \text{ МПа}, \quad (3)$$

где $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Проверим шпонку на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} = \frac{2 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 10 \cdot (45 - 10)} = 24,5 \text{ МПа} < 60 \text{ МПа}, \quad (4)$$

где $[\tau_{ср}] = 60$ МПа. Условия прочности выполнены.

Задача № 3

Зубчатое колесо, рассчитанное для передачи окружного усилия $F_t = 6 \text{ кН}$, соединено с валом призматической шпонкой (рис.3). Проверить шпоночное соединение на прочность.

Решение

Определяем крутящий момент на валу, передаваемый цилиндрическим зубчатым колесом, Н·м:

$$T = \frac{F_t \cdot d_w}{2} = \frac{6 \cdot 10^3 \cdot 150 \cdot 10^{-3}}{2} = 450 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Диаметр вала определяем из условия прочности вала:

$$d \geq \sqrt[3]{\frac{T}{0,2[\tau]}} = \sqrt[3]{\frac{450 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 15}} = 53,1 \text{ мм}, \quad (5)$$

где $[\tau]$ – пониженное напряжение на кручение, обычно принимают для редукторных и аналогичных валов $[\tau] = (12 \dots 15) \text{ МПа}$.

Округляем по ряду Ra 40 диаметр вала $d = 56 \text{ мм}$.

Размеры шпонки выбираем по ГОСТу 23360-78 $16 \times 10 \times 50$ (по табл. П. 1).

Проводим проверку шпонки на смятие:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{\text{раб}}} = \frac{4 \cdot 450 \cdot 10^3}{56 \cdot 10 \cdot (50 - 16)} = 94,5 \text{ МПа}. \quad (6)$$

Поскольку $\sigma_{\text{см}} = 94,5 \text{ МПа} < [\sigma_{\text{см}}] = 200 \text{ МПа}$, условие прочности соблюдается, так как посадка колеса на вал с натягом.

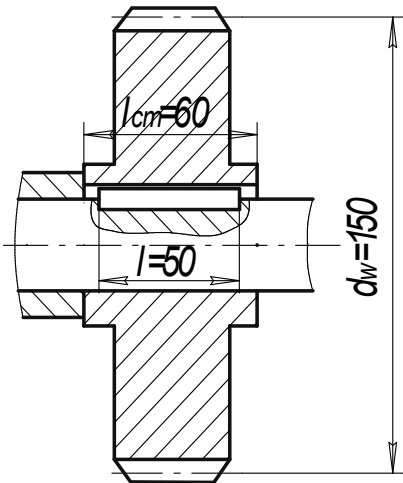


Рис.3. Соединение к задаче 3

Задача № 4

Втулочная муфта, соединяющая два вала, установлена на сегментных шпонках (рис. 4). Соединение с натягом. Подобрать размеры шпонки и проверить соединение на срез и смятие. Расчетный момент определить из условия прочности вала на кручение, при допуске напряжении на кручение $[\tau_{\text{кр}}] = 25 \text{ МПа}$, ослабление вала шпоночной канавкой не учитывать.

Решение

Условие прочности вала на кручение:

$$\tau_{\text{кр}} = \frac{T}{0,2 \cdot d^3} \leq [\tau_{\text{кр}}], \quad (7)$$

откуда вычисляем крутящий момент

$$T \leq \frac{[\tau_{кр}] \cdot 0,2 \cdot d^3}{10^3} = \frac{25 \cdot 0,2 \cdot 38^3}{10^3} = 274 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

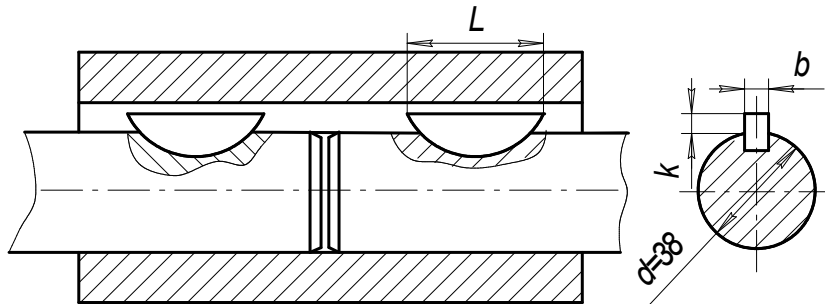


Рис. 4. Соединение к задаче 4

Размеры шпонки выбираем по ГОСТ 24071-80: высота $h=13$ мм; ширина $b=10$ мм; $D=32$ мм; глубина врезания $t_1=10$ мм; $t_2=3,3$ мм (далее в формуле $k=t_2$) см. табл. П. 2. Проверяем подобранную шпонку на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T}{d \cdot k \cdot L} = \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 3,3 \cdot 32} = 137 \text{ МПа}, \quad (8)$$

где длина шпонки $L \approx D \approx 32$ мм.

Поскольку $\sigma_{см} = 137 \text{ МПа} < [\sigma_{см}] = 200 \text{ МПа}$, то далее проверяем шпонку на срез

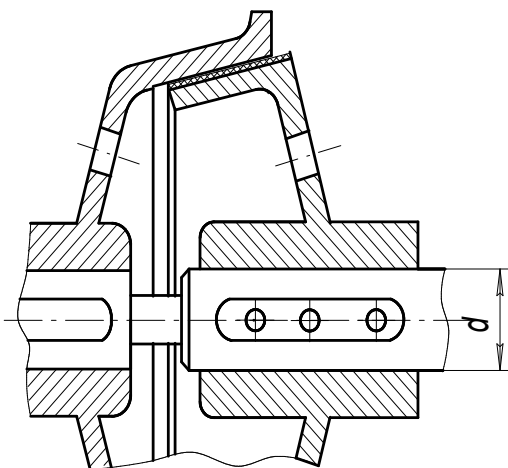
$$\tau_{ср} \approx \frac{2 \cdot T}{d \cdot b \cdot L} \approx \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 10 \cdot 32} \approx 45 \text{ МПа} < 60 \text{ МПа}. \quad (9)$$

Отмечаем, что соединение с натягом является прочным.

Задача № 5

Определить рабочую длину и сечение призматической шпонки вала конической фрикционной муфты (рис. 5.) по следующим данным: $d=45$ мм; материал сталь

50. Материал муфты – чугун СЧ18. Момент, передаваемый муфтой, равен $T = 345 \text{ Н} \cdot \text{м}$. Перемещение муфты производится под нагрузкой, вал работает с незначительными толчками, $[\sigma_{см}] = 40 \text{ МПа}$.



Решение

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки 14×9 мм, где $b=14$ мм; $h=9$ мм; $t_1=5,5$ мм; $t_2=3,8$ мм; (табл.

П.1).

Условие прочности на смятие:

Рис. 5. Муфта коническая

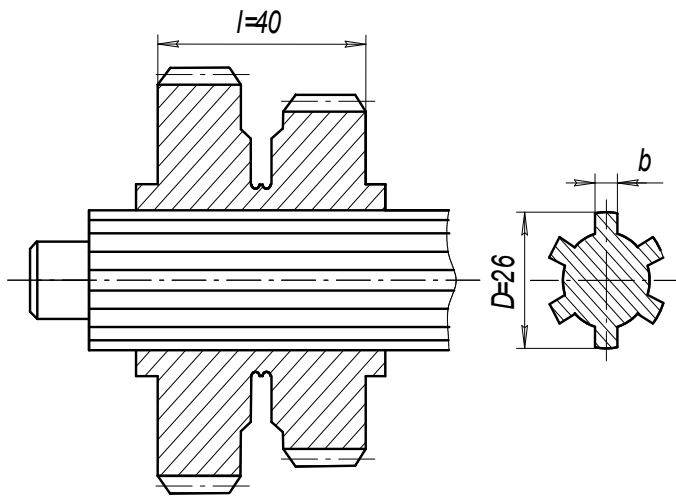
$$\sigma_{CM} = \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot l_{РАБ}} \leq [\sigma_{CM}], \quad (10)$$

откуда определяем рабочую длину шпонки $l_{РАБ} \geq \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot [\sigma_{CM}]} = \frac{4 \cdot 345 \cdot 10^3}{45 \cdot 9 \cdot 40} = 85,2 \text{ мм}.$

Вычисляем предварительно длину призматической шпонки $l = l_{РАБ} + b = 85,2 + 14 = 99,2 \text{ мм}$ и принимаем по ГОСТ окончательно $l = 100 \text{ мм}.$

2. ШЛИЦЕВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6



Проверить зубчатое (шлицевое) прямобочное соединение блока шестерен с валиком (рис. 6) коробки передач токарного станка по следующим данным: материал вала – сталь 45, число зубьев (шлицов) $z = 6$. Передаваемый момент $T = 100 \text{ Н·м}$. Блок шестерен из стали 40, переключение не под нагрузкой. Рабочая поверхность шлицов термически обработана и

шлифована.
Рис. 6. Шлицевое соединение

Условия эксплуатации средние.

Решение

По заданному наружному диаметру $D = 26 \text{ мм}$ выбираем по табл. П.3 легкую серию с размерами: $b = 6 \text{ мм}$, $c = 0,3 \text{ мм}$, $l = 40 \text{ мм}$, $d = 23 \text{ мм}$, $z = 6$.

Проверяем соединение на смятие:

$$\sigma_{CM} = \frac{2 \cdot T}{d_{cp} \cdot k_3 \cdot z \cdot h \cdot l} \leq [\sigma_{CM}], \quad (11)$$

где $d_{cp} = \frac{D + d}{2} = \frac{26 + 23}{2} = 24,5 \text{ мм}$; $k_3 = 0,7 \dots 0,8$; принимаем $k_3 = 0,75$;

$h = \frac{D - d}{2} - 2 \cdot c = \frac{26 - 23}{2} - 2 \cdot 0,3 = 0,9 \text{ мм}$; $[\sigma_{CM}] = 45 \text{ МПа}$;

$\sigma_{CM} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{24,5 \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot 0,9 \cdot 40} = 50,4 \text{ МПа} > 45 \text{ МПа}$, из этого следует, что легкая

серия не подходит, а значит выбираем среднюю. Для средней серии: $D = 26 \text{ мм}$, $b = 6 \text{ мм}$, $c = 0,3 \text{ мм}$, $l = 40 \text{ мм}$, $d = 23 \text{ мм}$, $z = 6$.

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{25,5 \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot 1,9 \cdot 40} = 22,9 \text{ МПа}, \quad \text{где} \quad d_{\text{ср}} = \frac{D + d}{2} = \frac{28 + 23}{2} = 25,5 \text{ мм};$$

$$h = \frac{D - d}{2} - 2 \cdot c = \frac{28 - 23}{2} - 2 \cdot 0,3 = 1,9 \text{ мм}; \quad \sigma_{\text{см}} = 22,9 \text{ МПа} < 45 \text{ МПа},$$

следовательно, средняя серия удовлетворяет условию прочности.

3. СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Сварка – это технологический процесс соединения металлических деталей при сильном местном нагреве их до расплавленного или пластического состояния с применением давления. Затвердевший после сварки металл называется сварным швом. Прочность соединения зависит от однородности и непрерывности материала сварного шва и окружающей его зоны.

Наибольшее распространение получили следующие виды сварки: электродуговая ручная, автоматическая дуговая под слоем флюса, контактная (оплавленная, точечная, шовная, трением). Электрошлаковая сварка предназначена для соединения деталей большой толщины и для чугуновых отливок.

Все виды контактной сварки высокопроизводительны, их широко применяют в массовом производстве для сварки труб, арматуры, кузовов автомашин, металлической обшивки железнодорожных вагонов, корпусов самолетов, тонкостенных резервуаров и т. д.

В зависимости от толщины свариваемых дуговой сваркой деталей требования к форме кромок различны: края тонких листов до 3 мм загибают, кромки листов толщиной от 8 до 20 мм при автоматической сварке выполняют прямыми, а при большей толщине деталей делают скошенные края под углом 60 градусов.

По сравнению с клёпаными и литыми конструкциями сварные обеспечивают существенную экономию металла и значительно снижают трудоемкость процесса изготовления. Поэтому сварные конструкции в большинстве случаев гораздо дешевле клепаных и литых. Применение сварки особенно целесообразно при изготовлении конструкций сложной формы, отдельные детали которых получают прокаткой, ковкой, штамповкой и отливкой.

К недостаткам сварных конструкций относятся: появление остаточных напряжений в свариваемых элементах после окончания процесса сварки, коробление, плохое восприятие переменных и особенно вибрационных нагрузок, сложность и трудоемкость контроля качества сварных швов.

Конструкции и расчет на прочность. Сварные соединения относятся к неразъёмным. По взаимному расположению элементов их можно разделить на следующие группы: стыковые, угловые, нахлесточные и тавровые.

Сварной шов стыкового соединения называется стыковым швом, а сварной шов углового, нахлесточного или таврового соединений – угловым швом.

Стыковые швы рассчитывают:

$$\text{на растяжение } \sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} \leq [\sigma']_p; \quad (12)$$

$$\text{и на сжатие } \sigma_{сж} = \frac{F}{b \cdot \delta} \leq [\sigma']_{сж}; \quad (13)$$

$$\text{а также на изгиб } \sigma = \frac{M}{W} = \frac{M \cdot 6}{b \cdot \delta^2}, \quad (14)$$

где F – внешняя нагрузка; $[\sigma']_p$ – допускаемое напряжение сварного шва при растяжении, пишется со штрихом и вычисляется по формуле: $[\sigma']_p = (0,9 \dots 1,0) \cdot [\sigma_p]$; $[\sigma_p]$ – допускаемое напряжение при растяжении для материала деталей; b – длина сварного шва; δ – толщина деталей; M – изгибающий момент в плоскости сечения; W – момент сопротивления расчетного сечения шва.

Угловые швы имеют следующие основные геометрические характеристики – катет k и высоту h ; для нормального шва $h = k \sin 45 = 0,7k$ (рис. 7).

В зависимости от расположения швы различают: фланговые, лобовые и косые.

Лобовой шов расположен перпендикулярно линии действия нагружающей силы, а фланговый – параллельно. Обычно применяют комбинированные сварные швы в соединениях.

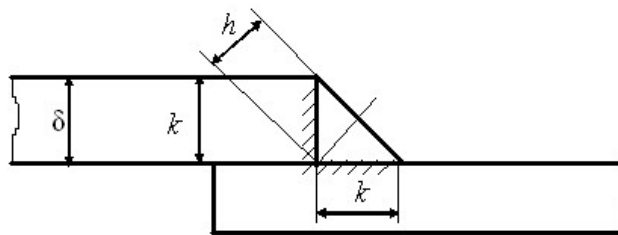


Рис. 7. Угловой шов

Условие прочности флангового шва записывается в виде:

$$\tau = \frac{F}{0,7k_l \cdot 2l} \leq [\tau'] \quad (15)$$

где $[\tau']$ – допускаемое напряжение в сварном шве при срезе.

Для сравнительно коротких швов, если соединение нагружено парой сил с моментом T , касательные напряжения определяется в виде

$$\tau = \frac{T}{0,7klb} \leq [\tau'] \quad (16)$$

Если одна из соединяемых деталей асимметрична, например, к листу приварен уголок, то расчет прочности производят с учетом нагрузки, воспринимаемой каждым швом и распределяемой по швам обратно пропорционально плечам a_1 и a_2 (рис. 8).

При этом напряжения в обоих фланговых швах определяются:

$$\tau = \frac{F}{0,7k(l_1 + l_2)} \leq [\tau'] \quad (17)$$

и длина каждого шва находится обратно пропорционально плечам: $\frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1}$.

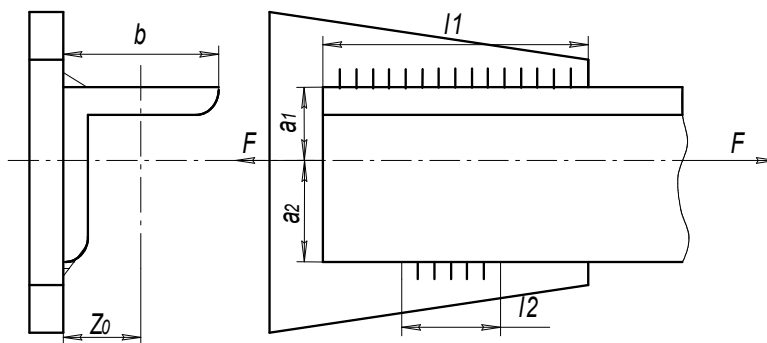


Рис. 8. Фланговый шов асимметричной детали

Лобовые швы

Лобовые швы рассчитывают только по касательным напряжениям, действующим в плоскости биссектрисы m-m:

$$\tau = \frac{F}{0,7kl} \leq [\tau'] \quad (18)$$

Если соединение нагружено парой сил с моментом Т, то условие прочности:

$$\tau_c = \frac{T}{W} = \frac{6T}{0,7klb^2} \leq [\tau'_c]. \quad (19)$$

При сложном напряженном состоянии растяжения (или сжатия) с изгибом прочность соединения определяют по формулам:

для соединений встык, выполненных стыковым швом

$$\sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} + \frac{6M}{b \cdot \delta^2} \leq [\sigma'_p] \quad (20)$$

для нахлесточных соединений, выполненных угловыми швами

$$\tau_c = \frac{6M}{0,7k \cdot 2l^2} + \frac{F}{0,7k \cdot 2l} \leq [\tau'_c]. \quad (21)$$

Для решения задач приведены физико-механические свойства некоторых сталей (табл. 1).

Таблица 1

Физико-механические свойства некоторых материалов

Марка стали	Предел прочности σ_b , МПа	Предел текучести σ_T , МПа	Предел выносливости σ_{-1} , МПа

Ст 3 и 10	340	200	160
Сталь 20	400	240	170
Сталь 35	500	300	180
Сталь 45	600	360	240
Сталь 35 Х	800	640	280
Сталь 30ХГСА	1000	900	300

Допускаемые напряжения сварных швов зависят от вида шва, способа сварки, марки электродов и характера нагрузки (табл.2.).

Таблица 2

Допускаемые напряжения в сварных швах

Вид технологического процесса сварки	Допускаемые напряжения в швах при		
	Растяжении $[\sigma']_p$	Сжатии $[\sigma']_{сж}$	Срезе $[\tau']$
Автоматическая под флюсом, ручная электродами Э42А и Э50А, контактная стыковая	$[\sigma]_p$	$[\sigma]_p$	$0,65[\sigma]_p$
Ручная дуговая электродами Э42 и Э50, газовая сварка	$0,9[\sigma]_p$	$[\sigma]_p$	$0,6[\sigma]_p$
Контактная точечная и шовная	-	-	$0,5[\sigma]_p$

Примечание. $[\sigma]_p = \frac{\sigma_T}{s}$ - допускаемое напряжение на растяжение для материала соединяемых деталей при статических нагрузках. Для металлических конструкций запас прочности $s = 1,4 \dots 1,6$.

Задача №7

Проверить прочность соединения двух стальных листов толщиной $\delta = 10$ мм, шириной $b = l = 200$ мм, нагруженных силой $F = 140$ кН. Материал – сталь Ст5 ($\sigma_T = 200$ МПа).

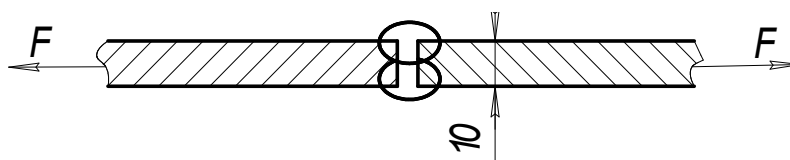


Рис. 9. Сварное соединение к задаче 7

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале

$$[\sigma]_p = \sigma_T / s = \frac{200}{1,5} = 133 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве по табл. 2:

$$[\sigma']_p = 0,9 \cdot 133 = 120 \text{ МПа}.$$

Запишем условие прочности сварного шва

$$\sigma'_p = \frac{F}{\delta \cdot l} \leq [\sigma']_p \quad (22)$$

и вычислим

$$\sigma'_p = \frac{140 \cdot 10^3}{200 \cdot 10^{-3} \cdot 10 \cdot 10^{-3}} = 70 \cdot 10^6 \text{ Па} = 70 \text{ МПа} < 120 \text{ МПа}$$

Значит, соединение прочное.

Задача № 8

Две полосы из стали Ст3 шириной 200 мм и толщиной 12 мм соединены сварным швом и нагружены силами F (рис. 8). Материал листов – сталь Ст3, для которой $[\sigma_p] = 160 \text{ МПа}$. Требуется определить допускаемые значения силы для следующих вариантов выполнения шва:

- а) ручная сварка электродом Э42;
- б) сварка автоматическая под слоем флюса.

Для каждого из указанных вариантов определить процент использования основного материала конструкции.

Решение

а) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:

б) $[\sigma'] = 0,9 \cdot [\sigma_p] = 0,9 \cdot 160 = 144 \text{ МПа}$ - по табл. 2;

Из условия прочности $\sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} \leq [\sigma'_p]$ (23)

определяем усилие: $F \geq b \cdot \delta \cdot [\sigma'] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 144 \cdot 10^6 = 346 \text{ кН}$. (24)

Использовано только 90% основного материала.

б) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:

$[\sigma'] = [\sigma_p] = 160 \text{ МПа}$

определяем усилие: $F \geq A \cdot [\sigma'] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 160 \cdot 10^6 = 384 \text{ кН}$.

Используется 100% основного материала.

Задача №9

Определить длины сварных швов, соединяющих уголок с косынкой. Сварка ручная электродом Э42. Катет швов равен толщине полки уголка №10. Материал сталь 35.

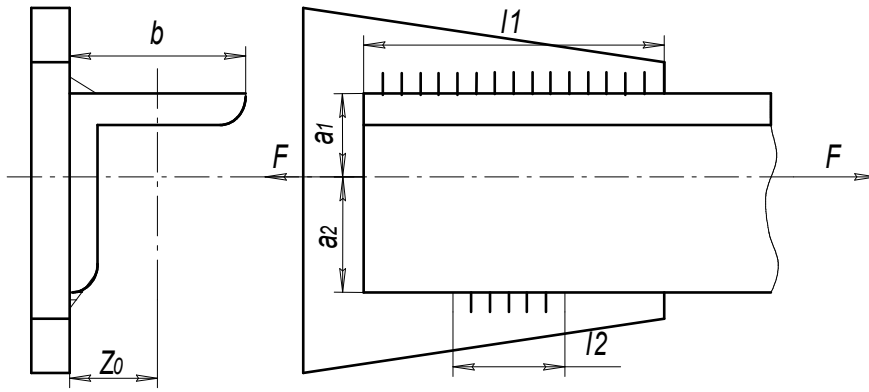


Рис.10. Сварное соединение задаче 9

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{S} = \frac{300}{1,5} = 200 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$[\tau'_c] = 0,6 \cdot [\sigma_p] = 0,6 \cdot 200 = 120 \text{ МПа}$$

По справочнику [6] для уголка № 10 определяем размеры: ширина полки $b = 100 \text{ мм}$; толщина полки $t = 10 \text{ мм}$; расстояние от полки до центра тяжести $z_0 = 28,3 \text{ мм}$; площадь $A = 1920 \text{ мм}^2$; $a_1 = 28,3 \text{ мм}$; $a_2 = b - z_0 = 100 - 28,3 = 71,7 \text{ мм}$.

Исходя из прочности уголка $\sigma_p = \frac{F}{A} \leq [\sigma_p]$,

определяем допускаемую силу $F \leq A \cdot [\sigma_p] = 1920 \cdot 10^{-6} \cdot 200 \cdot 10^6 = 384 \cdot 10^3 \text{ Н} = 384 \text{ кН}$.

Составляем условие прочности для сварного шва:

$$\tau = \frac{F}{0,7K \cdot l_\Sigma} \leq [\tau'_c], \quad (25)$$

откуда определяем суммарную длину сварного шва (l_Σ)

$$l_\Sigma \geq \frac{F}{0,7k \cdot [\tau'_c]} = \frac{384 \cdot 10^3}{0,7 \cdot 10^{-2} \cdot 120 \cdot 10^6} = 457 \cdot 10^{-3} \text{ м}.$$

$$\text{Решаем систему уравнений } \frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1} = \frac{71,7}{28,3} = 2,53; \quad (26)$$

$$l_1 + l_2 = l_\Sigma. \quad (27)$$

Из уравнения (26) $l_1 = 2,53 \cdot l_2$;

подставляем в уравнение (27) $2,53 \cdot l_2 + l_2 = 457 \text{ мм}$;

далее вычисляем $l_2 = \frac{457}{3,53} = 129 \text{ мм}$; $l_1 = l_\Sigma - l_2 = 455 - 129 = 328 \text{ мм}$.

Ответ: $l_1 = 328 \text{ мм}$; $l_2 = 129 \text{ мм}$.

Задача № 10

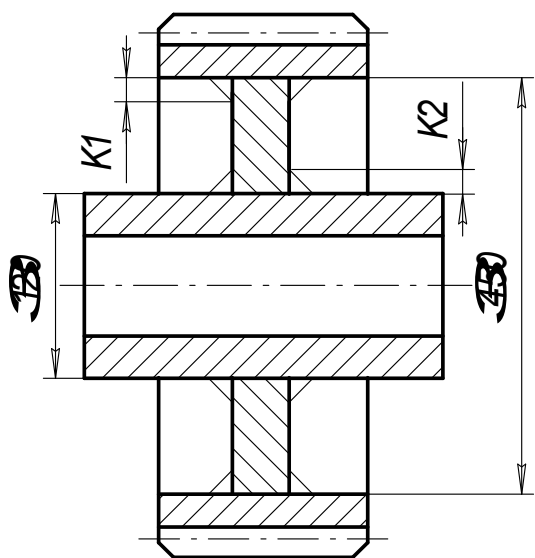
Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и

диск со ступицей диаметром 120 мм. Катеты сварных швов $k_1 = 4$ мм, $k_2 = 6$ мм. Передаваемая мощность $P = 18$ кВт и угловая скорость зубчатого колеса $\omega = 3 \text{ рад/с}$. Диаметры $d_2 = 120$ мм; $D_1 = 450$ мм. Допускаемое напряжение $[\sigma_p] = 200$ МПа.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):
 $[\tau'_c] = 0,6 \cdot [\sigma_p] = 0,6 \cdot 200 = 120 \text{ МПа}$.

Определяем крутящий момент, передаваемый зубчатым колесом:



$$T = \frac{P \cdot 10^3}{\omega} = \frac{18 \cdot 10^3}{3} = 6 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Условия прочности для двухстороннего сварного шва 1 между диском и зубчатым ободом:

$$\tau'_1 = \frac{F_1}{0,7 k_1 \cdot 2\pi D_1} \leq [\tau'], \quad (28)$$

где $F_1 = \frac{2T}{D_1} = \frac{2 \cdot 6000}{450 \cdot 10^{-3}} = 26,7 \text{ кН};$

$$\tau'_1 = \frac{26,7 \cdot 10^3}{0,7 \cdot 4 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3,14 \cdot 450 \cdot 10^{-3}} = 3,37 \cdot 10^6 \text{ Па} = 3,37 \text{ МПа};$$

соединение прочное, так как $3,37 \text{ МПа} < 120 \text{ МПа}$.

Рис.11. Сварное зубчатое колесо

Условия прочности для сварного шва 2 между диском и ступицей:

$$\tau'_2 = \frac{F_2}{0,7 k_2 \cdot 2\pi \cdot d_2} \leq [\tau'], \quad (29)$$

где $F_2 = \frac{2 \cdot T}{d_2} = \frac{2 \cdot 6000}{120 \cdot 10^{-3}} = 100 \text{ кН};$

$$\tau'_2 = \frac{100 \cdot 10^3}{0,7 \cdot 6 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3,14 \cdot 120 \cdot 10^{-3}} = 31,6 \text{ МПа}.$$

Напряжение $31,6 \text{ МПа} < 120 \text{ МПа}$, следовательно, соединение прочное.

Задача № 11

Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2. Заданы действующее усилие $Q = 11$ кН; расстояние от сварного шва до точки приложения усилия $a = 15$ см, сварные швы выполнены с обеих сторон. Материал свариваемых деталей сталь 35. Вид сварки принять самостоятельно.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{S} = \frac{300}{1,5} = 200 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$[\tau'_c] = 0,6 \cdot [\sigma_p] = 0,6 \cdot 200 = 120 \text{ МПа}.$$

Переносим силу Q , действующую на уголок 2, к центру сварного шва и уравниваем её. Таким образом получаем, что на сварной шов действует сила Q и изгибающий момент M .

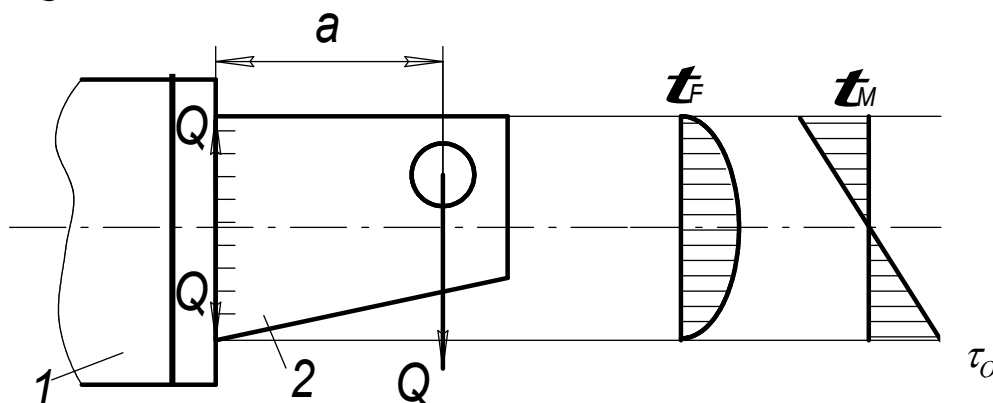


Рис. 12. Сварное соединение листа с уголком и эпюрами напряжений

При нагружении силой и изгибающим моментом прочность соединения определяем по формуле:

$$\tau_{\text{общ}} = \tau_Q + \tau_M \leq [\tau'], \quad (30)$$

где τ_Q – касательное напряжение от силы;

τ_M – касательное напряжение от изгибающего момента.

Поскольку в верхней точке сварного шва $\tau_Q = 0$, то

$$\tau_{\text{общ}} = \tau_M = \frac{M}{W}. \quad (31)$$

Вычисляем изгибающий момент

$$M = Q \cdot a = 11 \cdot 10^3 \cdot 15 \cdot 10^{-2} = 1650 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (32)$$

Момент сопротивления сечения определяется по формуле:

$$W = \frac{0,7kl^2}{6}. \quad (33)$$

Определяем общее касательное напряжение по формуле:

$$\tau_{\text{общ}} = \frac{M \cdot 6}{2 \cdot 0,7kl^2} = \frac{6 \cdot 1650}{2 \cdot 0,7kl^2} \leq [\tau']. \quad (34)$$

Пусть катет сварного шва $k = 3$ мм. Тогда определяем длину сварного шва из формулы (34):

$$l \geq \sqrt{\frac{M \cdot 6}{2 \cdot 0,7 \cdot k \cdot [\tau']}} = \sqrt{\frac{1650 \cdot 6}{2 \cdot 0,7 \cdot 3 \cdot 10^{-3} \cdot 120 \cdot 10^6}} = 0,141 \text{ м} = 141 \text{ мм}.$$

Окончательно $l = 141 \text{ мм}$.

4. РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям. Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям (рис.13).

Резьба – выступы, образованные на основной поверхности винтов и гаек и расположенные по винтовой линии.

По форме основной поверхности различают цилиндрические и конические резьбы.

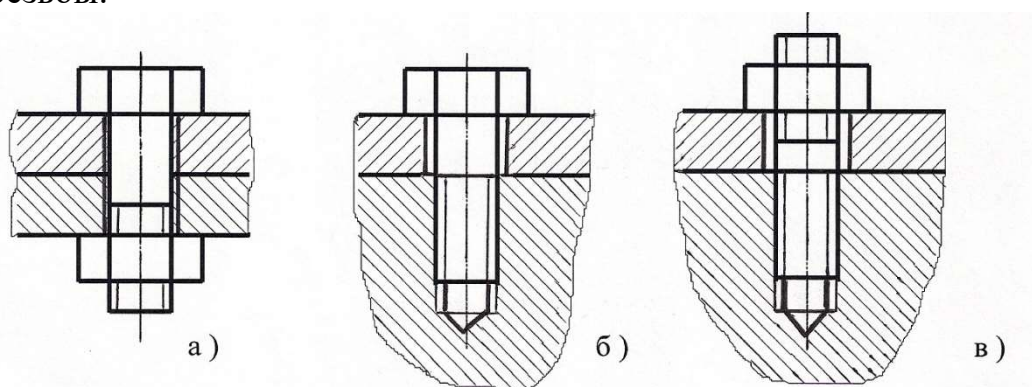


Рис.13. Соединение деталей с помощью болтов (а), винтов (б) и винтовых стяжек (в)

По профилю резьбы – треугольные, прямоугольные, трапецидальные, круглые и др. Профиль резьбы – это контур сечения резьбы в плоскости, проходящей через ось основной поверхности.

По направлению винтовой линии различают правую и левую резьбы. У правой резьбы винтовая линия идет слева направо и вверх, а у левой – справа налево и вверх.

По числу заходов различают одно-, двухзаходную и т.д.

Основные типы резьб: крепежные и резьбы для винтовых механизмов.

К резьбам крепежным относятся: метрическая с треугольным профилем (рис. 14) – основная резьба, трубная – треугольная со скругленными вершинами и впадинами, а также круглая. Геометрические параметры метрической резьбы стандартизированы (прил. таблица 4).

Виды резьбы винтовых механизмов (ходовые резьбы): прямоугольная, трапецидальная симметричная, трапецидальная несимметричная (упорная).

Для изготовления крепежных деталей применяют низко- и средне-углеродистые стали, а для деталей, работающих при переменных и ударных нагрузках, – легированные стали. Наибольшее применение нашли стали: Ст3кп; Ст5; Ст10; Ст10кп. Характеристики этих марок сталей приведены в первой строке табл. 1.

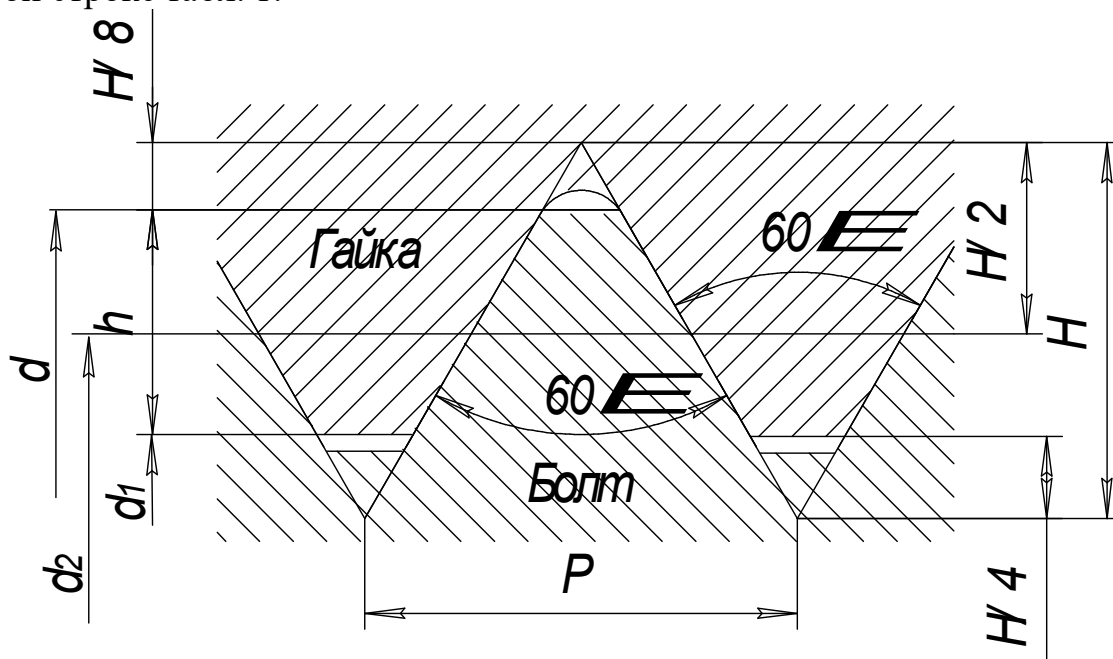


Рис.14. Геометрические параметры метрической резьбы:
 d – наружный диаметр; d_1 – внутренний диаметр; d_2 – средний диаметр;
 h – рабочая высота профиля; P – шаг; α – угол профиля.

Геометрические параметры резьбы определяются следующим образом:

d – наружный диаметр;

d_1 – внутренний диаметр;

d_2 – средний диаметр;

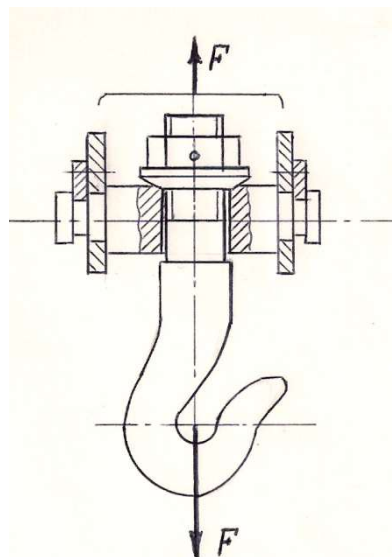
h – рабочая высота профиля;

P – шаг (расстояние между одноименными сторонами соседних профилей, измеренное в направлении оси резьбы);

α – угол профиля.

Расчет болтов (винтов) при наиболее распространенных способах нагружения в соединениях.

1) Растяжение в стержне (без затяжки).



Пример: участок крюка для подвешивания груза. Стержень болта нагружен только внешней растягивающей силой. Опасным является сечение наименьшей площади диаметром d_1 . Условие прочности по напряжениям растяжения в стержне:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p] \quad (35)$$

где d_1 – внутренний диаметр резьбы, F_3 – сила затяжки; $[\sigma_p]$ –допускаемые напряжения на растяжение см. в табл. 3.

2) Болт затянут, внешняя нагрузка отсутствует.

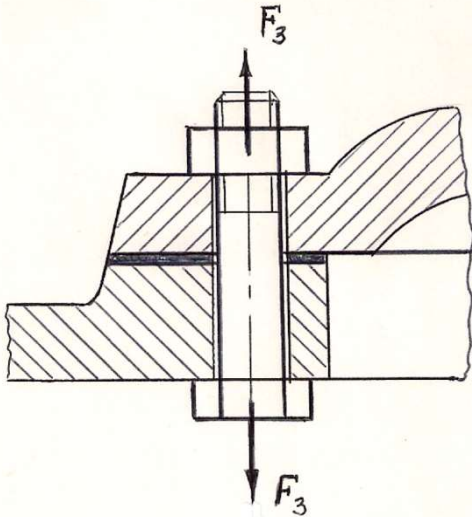


Рис.16. Болт затянут

Стержень болта растягивается и закручивается. Прочность болта определяют по эквивалентному напряжению:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p] \quad (36)$$

Напряжения растяжения от силы F_3 и кручения от пары с моментом T_p :

$$\tau = \frac{T_p}{W_p} = 0,5 \cdot F_3 \cdot d_2 \cdot \text{tg}(\psi + \phi) / 0,2d_1^3, \quad (37)$$

где ψ - угол подъёма; ϕ - угол трения в резьбе.

В этом случае прочность болта определяется по эквивалентному напряжению: $\sigma_{\text{экв}} = \sqrt{\sigma_p^2 + 3\tau^2} \leq [\sigma_p]$. Вычисления показывают, что для стандартных метрических резьб [1]:

$$\sigma_{\text{экв}} = 1,3\sigma_p$$

или
$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{1,3 \cdot F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p]. \quad (38)$$

3) Болтовое соединение нагружено силами, сдвигающими детали в стыке. Условием надежности соединения является отсутствие сдвига деталей в стыке. Выполняется два варианта установки:

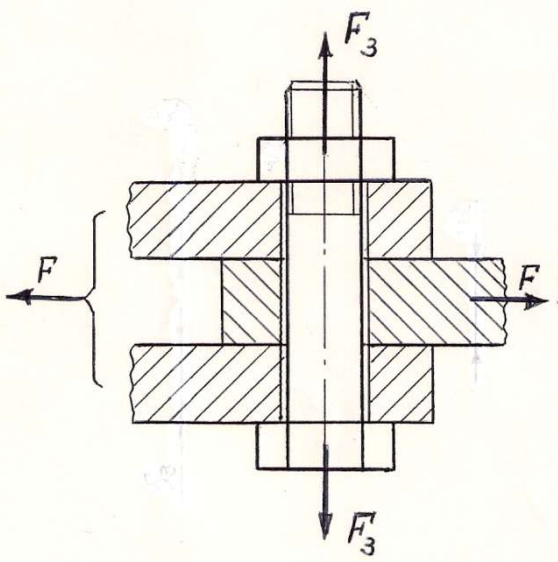


Рис.17. Болтовое соединение с зазором

а) с зазором, при этом внешнюю нагрузку F уравнивают силами трения в стыке, образующимися от затяжки болта. Усилие затяжки определяется

$$F_3 = \frac{K \cdot F}{i \cdot f}, \quad (39)$$

где $f = 0,15...0,20$ - коэффициент трения в стыке для сухих стальных и чугунных поверхностей; i – число плоскостей стыка деталей (на рис.17 $i=2$); K – коэффициент запаса, принимающий численные значения при статической нагрузке $K = 1,3...1,5$; при переменной нагрузке $K = 1,8...2,0$.

Дальнейший расчёт проводится по эквивалентному напряжению (38).

б) **без зазора.** В этом случае должно выполняться два условия прочности. Первое условие – условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^2 / 4) \cdot i \cdot z} \leq [\tau_c], \quad (40)$$

где i – число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ – допускаемое напряжение на срез, вычисляется при статической нагрузке $[\tau_c] = 0,4 \sigma_T$; при переменной нагрузке $[\tau_c] = (0,2 \dots 0,3) \sigma_T$; z – число болтов.

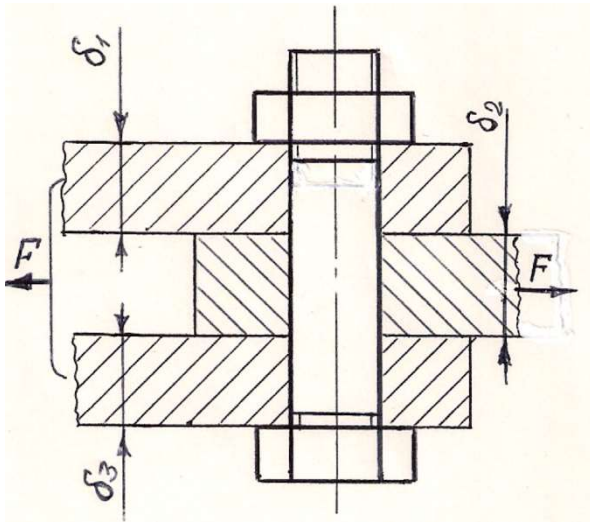


Рис. 18. Болтовое соединение без зазора

Второе условие – условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей записывается двумя уравнениями:

для средней детали:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \leq [\sigma_{см}]; \quad (41)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \leq [\sigma_{см}], \quad (42)$$

где δ_1, δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 – толщина средней детали.

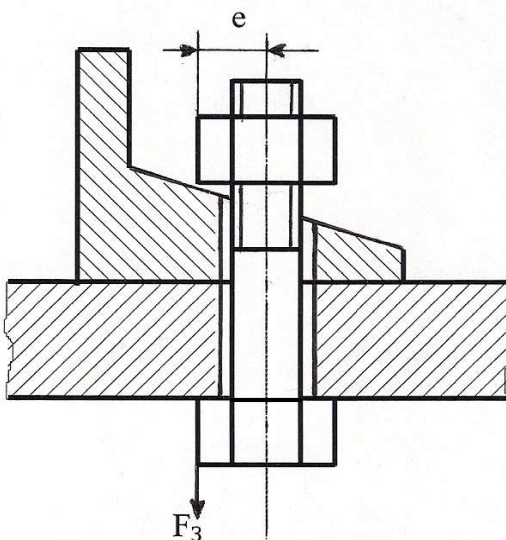


Рис. 19. Эксцентрично нагруженный болт

4) Эксцентрично нагруженный болт

В некоторых конструкциях резьбовых соединений болты нагружены также изгибающими их силами. Такое нагружение возникает вследствие перекосов плоскостей болта, гайки, соединяемых деталей, либо в связи с вынужденными конструктивными решениями.

После затяжки **эксцентрично нагруженного** болта кроме напряжений растяжения (σ_p) возникают также напряжения изгиба ($\sigma_{и}$) и максимальное эквивалентное напряжение определяют:

$$\sigma_{\max} = \sigma_p + \sigma_n = \frac{F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} + \frac{F_3 \cdot e}{\pi \cdot d_1^3 / 32} \leq [\sigma_p] \quad (43)$$

после преобразования формулы получим:

$$\sigma_{\max} = \frac{4F_3(d_1 + 8 \cdot e)}{\pi \cdot d_1^3} \leq [\sigma_p] \quad (44)$$

где e – эксцентриситет, который определяется как расстояние между возникающей парой сил, создающей изгибающий момент. Часто эксцентриситет принимают равным диаметру болта.

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений и запасы прочности приведены в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений

Вид нагрузки	Рекомендуемые значения
Растягивающая внешняя нагрузка: без затяжки болтов	$[\sigma] = 0,6 \cdot \sigma_T$
с затяжкой болтов	$[\sigma] = \sigma_T / [s]$ Статическая нагрузка: $[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s] = 0,5 \dots 2,5$ – контролируемая затяжка. Переменная нагрузка: $[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s] = 1,5 \dots 2,5$ – контролируемая затяжка
Поперечная внешняя нагрузка: болт поставлен с зазором	$[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s] = 0,5 \dots 2,5$ – контролируемая затяжка
болт поставлен без зазора	$[\tau] = 0,4 \cdot \sigma_T$ (статическая); $[\tau] = (0,2 \dots 0,3) \cdot \sigma_T$ - (переменная); $[\sigma_{см}] = 0,8 \cdot \sigma_T$ - сталь; $[\sigma_{см}] = (0,4 \dots 0,5) \cdot \sigma_T$ - чугун

Таблица 4

Запасы прочности для резьбовых соединений $[s]$

Материал болта	$[s]$ при неконтролируемой затяжке и постоянной нагрузке		
	M6...M16	M16...M30	M30...M60
Углеродистая сталь	5...4	4...2,5	2,5...1,5

Легированная сталь	6,5...5	5...3,3	3,3

Задача 12

Рычаг с грузом массой $m=60 \text{ кг}$ крепится на валике посредством клеммового соединения (рис. 20). Определить требуемый диаметр болтов, если коэффициент трения между валиком и ступицей рычага $f=0,15$; число болтов $z=2$; материал – сталь Ст3; затяжка неконтролируемая.

Указание. Момент сил трения должен быть на 20% больше момента от сил тяжести груза. Силы трения условно принять сосредоточенными в верхней и нижней точках контакта валика и ступицы клеммы.

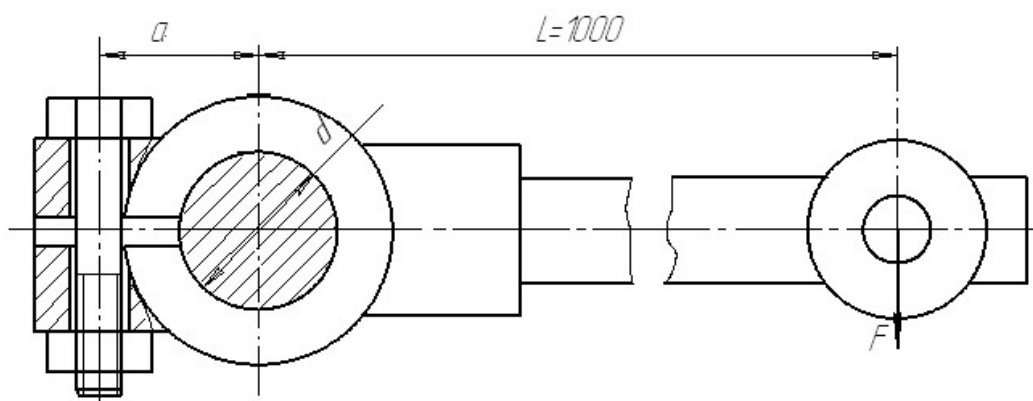


Рис. 20. Клеммовое соединение

Решение

Внешний момент от действия груза находим из выражения

$$M_{\text{внеш}} = F \cdot L = m \cdot g \cdot L = 60 \cdot 9,8 \cdot 1 = 588 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (45)$$

Укажем силы трения в верхней и в нижней точках контакта валика и ступицы клеммы согласно указания к решению задачи (рис. 21). Момент от пары сил трения, возникший между ступицей клеммы и валом, должен уравновесить внешний момент и должен превышать на 20 % внешний момент, то есть

$$M_{\text{внутр}} = F_{\text{тр}} \cdot d = M_{\text{внеш}} \cdot 1,2 \quad (46)$$

или подробнее $F_n \cdot f \cdot d = 1,2 \cdot M_{\text{внеш}}$,

откуда
$$F_n = \frac{1,2 M_{\text{внеш}}}{f \cdot d} = \frac{1,2 \cdot 588}{0,15 \cdot 0,06} = 78,4 \text{ кН}. \quad (47)$$

Предположим, что половины ступицы клеммы соединены с рычагом шарнирно в точке 0. Из равенства моментов сил F_n и $F_3 \cdot z$ (с учётом количества болтов), относительно точки 0 имеем

$$-F_3 \left(a + \frac{d}{2} \right) \cdot z + F_n \cdot \frac{d}{2} = 0. \quad (48)$$

Откуда сила затяжки одного болта

$$F_3 = \frac{F_n \cdot d}{2 \left(a + \frac{d}{2} \right) \cdot z} = \frac{F_n \cdot d}{(2 \cdot a + d) \cdot z} = \frac{78,4 \cdot 0,06}{(2 \cdot 0,055 + 0,06) \cdot 2} = 13,85 \text{ кН}$$

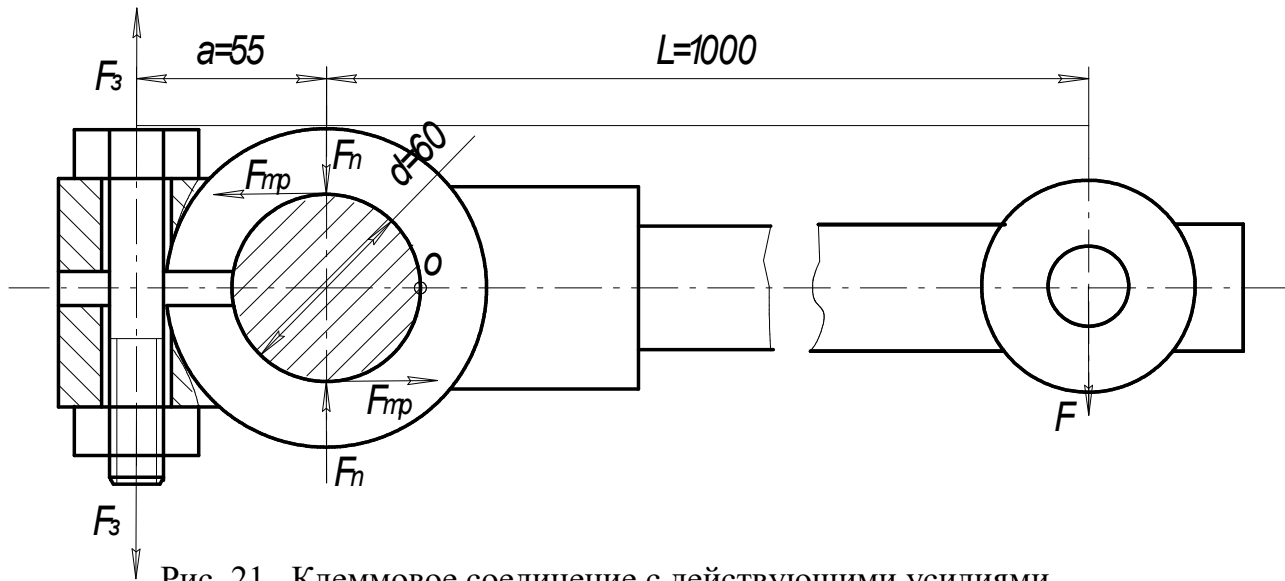


Рис. 21. Клеммовое соединение с действующими усилиями

Запишем условие прочности болта:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{1,3 \cdot F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p], \quad (49)$$

Из формулы (13) получаем зависимости для проектного расчета болта:

$$d_1 \geq \sqrt{\frac{4 \cdot 1,3 \cdot F_3}{[\sigma_p] \cdot \pi}}, \quad (50)$$

где d_1 - внутренний диаметр болта, мм; $[\sigma_p]$ - допускаемое напряжение на растяжение болта, МПа; s - запас прочности.

По табл. 3 определяем $[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{s}$.

Принимаем предварительно болт с резьбой М20, поэтому по табл.4 запасов для данного диаметра $s = 3$.

Вычисляем $[\sigma_p] = \frac{200}{3} = 66,7 \text{ МПа}$;

$$d_1 \geq \sqrt{\frac{4 \cdot 1,3 \cdot 13850}{66,7 \cdot 10^6 \cdot 3,14}} = 18,544 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 18,544 \text{ мм}.$$

Выбираем по табл. П. 4 болт М20х1 с параметрами: $d_1 = 18,918 \text{ мм}$; шаг $p = 1 \text{ мм}$; $d = 20 \text{ мм}$.

Задача № 13

Рассчитать болты для крепления барабана лебедки к зубчатому колесу.

Усилие в тросе, навиваемом на барабан $Q = 10 \text{ кН}$, материал болта Ст3, $\sigma_T = 200 \text{ МПа}$, коэффициент трения $f = 0,12$. Количество болтов – $z = 6$ штук. Дополнительные условия: болты установлены без зазора.

Решение

Внешний момент находим из выражения

$$M_{\text{внеш}} = 1,2 \cdot Q \cdot \frac{D_6}{2}; \quad (51)$$

Внутренний момент находим по формуле

$$M_{\text{внутр}} = F_{\text{тр}} \cdot \frac{D_{\text{ш}}}{2}. \quad (52)$$

Поскольку в соединении должно быть равновесие, то $M_{\text{внеш}} = M_{\text{внутр}}$,

$$\text{или } F_{\text{тр}} \cdot \frac{D_{\text{ш}}}{2} = 1,2 \cdot Q \cdot \frac{D_6}{2}. \quad (53)$$

Отсюда вычисляем силу трения

$$F_{\text{тр}} = \frac{1,2 \cdot Q \cdot D_6}{D_{\text{ш}}} = \frac{1,2 \cdot 10 \cdot 10^3 \cdot 500}{550} = 10909 \text{ Н}.$$

При условии, что болт установлен без зазора, запишем условие прочности болта на срез

$$\tau_{\text{ср}} = \frac{F}{\pi \cdot d^2 / 4 \cdot n} \leq [\tau_{\text{ср}}] \quad (54)$$

Вычислим допускаемое напряжение на срез по табл. 3, примем нагрузку статической

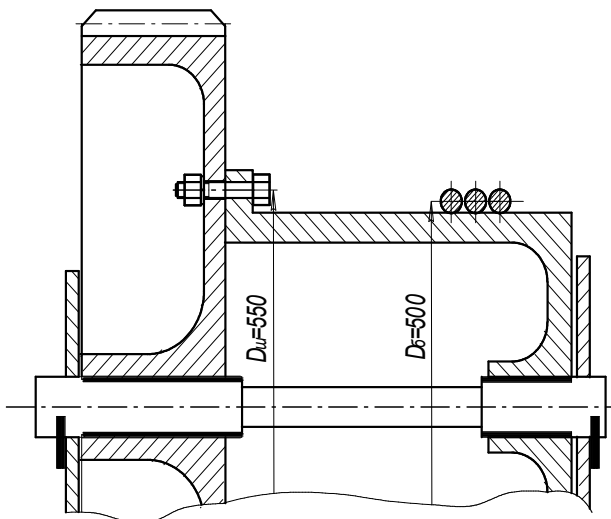


Рис. 22. Соединение зубчатого колеса с барабаном лебёдки

$$[\tau_{\text{ср}}] = 0,4 \cdot [\sigma_T] = 0,4 \cdot 200 = 80 \text{ МПа}.$$

Определяем наружный диаметр болта из выражения

$$d \geq \sqrt{\frac{F \cdot 4}{\pi \cdot [\tau_{\text{ср}}] \cdot z}} = \sqrt{\frac{10909 \cdot 4}{3,14 \cdot 80 \cdot 10^6 \cdot 6}} = 5,38 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 5,38 \text{ мм}. \quad (54)$$

Принимаем по табл. П. 4 болт М6 ($d = 6 \text{ мм}$).

Найденному значению d удовлетворяет чистый болт под развертку с диаметром нарезной части М6 и ненарезной – диаметром 7 мм.

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{d \cdot \delta \cdot z} \leq [\sigma_{\text{см}}]; \quad (55)$$

$$[\sigma_{\text{см}}] = 0,8 \cdot \sigma_T = 0,8 \cdot 200 = 160 \text{ МПа (табл. 3)}.$$

Далее из выражения (55) определяем минимально необходимую толщину

фланцев соединяемых деталей (барабана и колеса):

$$\delta_b = \delta_k \geq \frac{F}{d \cdot z \cdot [\sigma_{см}]} = \frac{10909}{7 \cdot 10^{-3} \cdot 6 \cdot 160 \cdot 10^6} = 1,62 \cdot 10^{-3} \text{ м} \approx 2 \text{ мм.}$$

В результате расчетов принимаем для крепления болты М6 и отмечаем, что минимально необходимая толщина фланцев барабана и колеса 2 мм.

5. ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Заклепочные соединения неразъёмные. По конструкции различают соединения внахлёстку и встык, однорядные и многорядные, односрезные и многосрезные. На рис. 23 приведён пример односрезного соединения внахлёст, на рис. 24 – пример двухсрезного соединения встык с двумя накладками.

Заклепочные соединения разделяются на [2, 3]:

1. Прочные соединения, используемые преимущественно в металлических конструкциях машин и строительных сооружениях.
2. Плотно-прочные соединения, используемые в котлах, работающих под давлением.
3. Плотные заклепочные соединения (в котлах низкого давления).

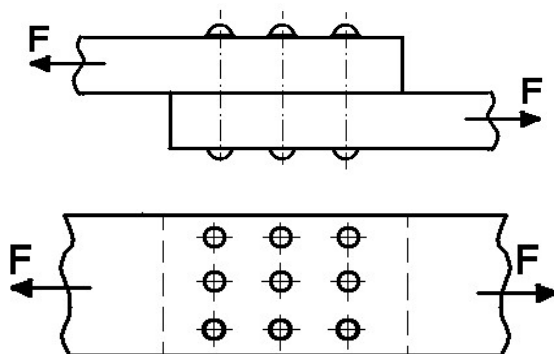


Рис. 23. Заклёпочное соединение внахлёст

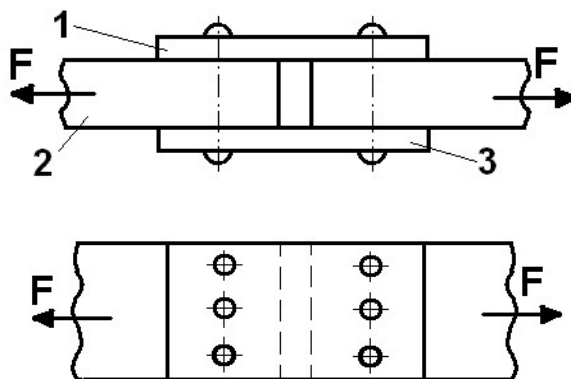


Рис. 24. Заклёпочное соединение встык с двумя накладками

Заклепочные соединения из-за неудобств технологического процесса клепки (необходимость нагрева заклепок до температуры 800 С) и перерасхода металла на соединение в настоящее время почти полностью вытеснены сваркой. Однако они сохранили применение в тяжелых конструкциях, а также

при использовании трудносвариваемых материалов (некоторые термообработанные стали и алюминиевые сплавы).

Для образования заклепочного соединения в обоих листах просверливают или продавливают отверстия. В них закладывается нагретый до красного каления стержень заклепки с одной головкой; другой конец заклепки расклепывается ударами специального молотка для образования замыкающей головки. Мелкие заклепки (малого диаметра — меньше 8 мм) ставятся в холодном состоянии.

Заклёпка — это стержень круглого сечения с заранее изготовленной закладной головкой на одном конце. Различают заклепочные соединения с полукруглой головкой, потайной, полупотайной головками (рис.25). Размеры этих заклёпок указаны в стандартах. Кроме стандартных, применяют специальные заклепки, например трубчатые. Заклёпки изготовляют из стали, меди, латуни, алюминия и др. сплавов. Материал заклёпок выбирают однородным с материалом соединяемых деталей, во избежание электрохимической коррозии и температурного изменения сил в соединении [3].

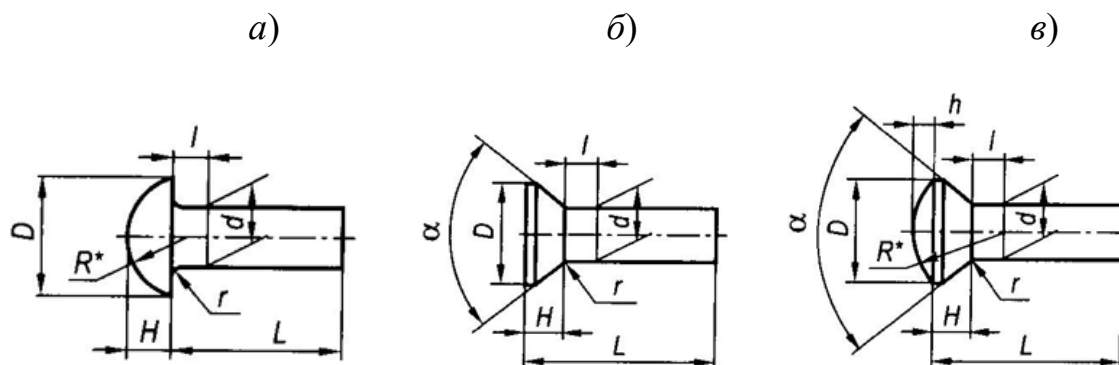


Рис. 25. Распространённые типы заклёпок: а — с полукруглой головкой

(ГОСТ 10299-80); б — с потайной головкой (ГОСТ 10300-80);
в — с полупотайной головкой (ГОСТ 10301-80)

Условия нагружения заклёпок идентичны условиям нагружения болтов, поставленных без зазора, при этом должно выполняться два условия прочности: при срезе (56) и при смятии (57), (58).

Условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^2 / 4) \cdot i \cdot n} \leq [\tau_c], \quad (56)$$

где i — число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ — допускаемое напряжение на срез.

Второе условие - условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей (рис.24) записывается

для средней детали:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \leq [\sigma_{\text{см}}] \quad (57)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \leq [\sigma_{\text{см}}] \quad (58)$$

где δ_1, δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 – толщина средней детали.

Допускаемые напряжения для заклёпок (табл. 5) зависят от характера обработки отверстия и характера внешней нагрузки (постоянная или переменная).

Таблица 5

Допускаемые напряжения для заклёпочных соединений

Вид напряжений	Обработка отверстия	Допускаемые напряжения, МПа	
		Ст0 и Ст2	Ст3
Срез	Сверление	140	140
	Продавливание	100	100
Смятие	Сверление	280	320
	Продавливание	240	280

Задача № 14

Определить требуемое число заклёпок диаметром $d = 15$ мм для крепления к листу двух равнобоких уголков № 9 с толщиной полки $S=8$ мм, нагруженных статической нагрузкой $F= 430$ кН. Допускаемое напряжение для заклёпок на срез при сверлении для Ст3 $[\tau_{\text{ср}}]=140$ МПа и на смятие $[\sigma_{\text{см}}]=320$ МПа (табл.5).

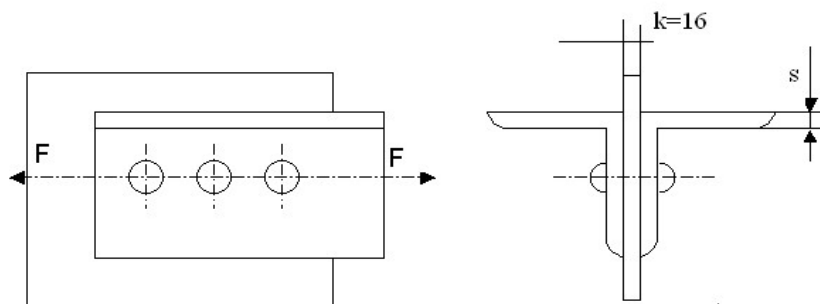


Рис. 26. Заклёпочное соединение к задаче 14

Решение

Определяем требуемое число заклёпок из расчета на срез, полагая, что нагрузка между заклёпками распределена равномерно. Так как соединение

выполнено с двумя уголками, то заклепки двухсрезные и количество их может быть определено по формуле

$$n \geq \frac{F}{2 \frac{\pi d^2}{4} [\tau]_{\text{ср}}} = \frac{430 \cdot 10^3}{2 \frac{3,14 \cdot (15 \cdot 10^{-3})^2}{4} 140 \cdot 10^6} = 8,69 \quad (59)$$

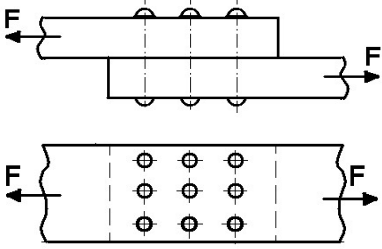
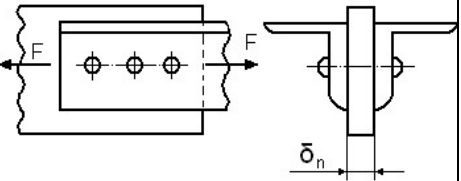
Предварительно принимаем число заклёпок $n=9$.

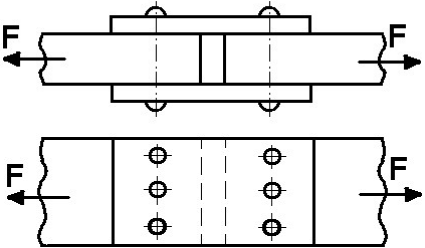
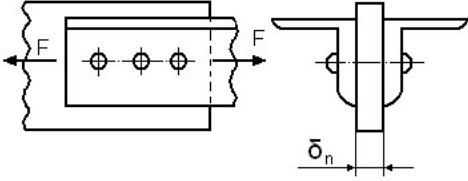
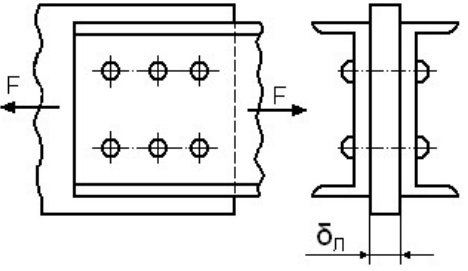
Проверяем напряжение смятия на поверхности между заклепкой и отверстием. Так как суммарная толщина уголков $2\delta=2 \cdot 8=16$ мм равна толщине полосы $\kappa=16$ мм (см. рис. 26), то в формуле для определения напряжений смятия подставляем толщину $\kappa=16$ мм:

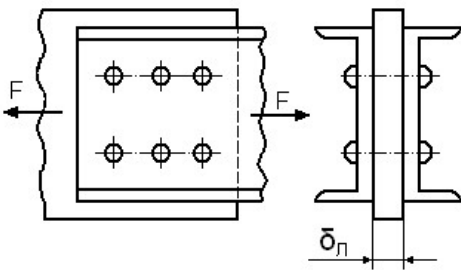
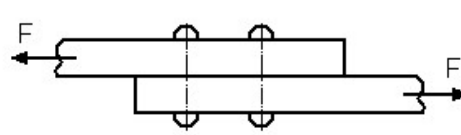
$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{nd\kappa} = \frac{430 \cdot 10^3}{12 \cdot 15 \cdot 10^{-3} \cdot 16 \cdot 10^{-3}} = 248,8 \cdot 10^6 \text{ Па} = 248,8 \text{ МПа} . \quad (60)$$

Так как $\sigma_{\text{см}} = 248,8 \text{ МПа} < [\sigma_{\text{см}}] = 320 \text{ МПа}$, следовательно, прочность соединения обеспечена. Окончательно принимаем число заклёпок равным 9.

Схемы для задач на заклёпочное соединение

 Схема 1	Варианты	Две пластины толщиной δ соединены внахлест, сила, приложенная на растяжение, равна F. В наличии имеются заклёпки диаметром d, а диаметр отверстия d_0 по ГОСТ. Материал заклёпок сталь Ст 2. Определить необходимое число заклёпок. 1 $F=40$ кН; $d=3$ мм; $\delta=4$ мм; 2 $F=50$ кН; $d=4$ мм; $\delta=8$ мм; 3 $F=60$ кН; $d=5$ мм; $\delta=10$ мм.
	4	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_k=\delta$, если приложена сила F , число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0 и $\delta_k=\delta=3$ мм.
	5	$n=12$; $F=6,0$ кН; $d=3$ мм;
	6	$n=12$; $F=20$ кН; $d=4$ мм;
	7	$n=14$; $F=30$ кН; $d=5$ мм.
	8	Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна F .
	9	$n=10$; $F=80$ кН; $\delta=6$ мм;
	10	$n=12$; $F=60$ кН; $\delta=8$ мм;
	11	$n=10$; $F=90$ кН; $\delta=10$ мм.
 Схема 2	10	Проверить, является ли заданное заклёпочное соединение равнопрочным прикрепляемым равнобочным уголком. В наличии имеются заклёпки диаметром $d=10$ мм, в количестве n . Материал заклёпок сталь Ст 2. Толщина полосы δ_n ; уголок площадью A и размерами, $b \times b \times d_y$, мм.
	11	$n=25$; $\delta_n=16$ мм; $A=12,3$ см ² ; $80 \times 80 \times 8$
	12	$n=25$; $\delta_n=14$ мм; $A=15,6$ см ² ; $90 \times 90 \times 9$
		$n=30$; $\delta_n=20$ мм; $A=19,2$ см ² ; $100 \times 100 \times 10$

 Схема 3	Варианты 13 14 15 16 17 18	Проверить прочность заклёпок в соединении двух пластин толщиной $d/2$ каждая. Растягивающая сила F. Число заклёпок n. Толщина накладок $d/4$. $F=110$ кН; $n=12$; $d=14$ мм; $F=180$ кН; $n=40$; $d=8$ мм; $F=130$ кН; $n=20$; $d=12$ мм. Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин толщиной $d/2$. Толщина накладок $d/4$. Число заклёпок n. $d=4$ мм; $n=6$; $d=5$ мм; $n=8$; $d=6$ мм; $n=10$.
 Схема 2	19 20 21	Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна F, уголок площадью A и размерами, $b \times b \times d_y$, мм. $n=8$; $\delta_n=12$ мм; $A=12,3$ см²; $80 \times 80 \times 8$ $n=10$; $\delta_n=16$ мм; $A=15,6$ см²; $90 \times 90 \times 9$ $n=20$; $\delta_n=18$ мм; $A=19,2$ см²; $100 \times 100 \times 10$
 Схема 4	22 23 24	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. Установлено два швеллера №14а, толщиной 9,5 мм. $n=8$; $\delta_n=12$ мм; $F=100$ кН; $n=10$; $\delta_n=16$ мм; $F=80$ кН; $n=20$; $\delta_n=20$ мм; $F=130$ кН.

 Схема 4	Вар	Проверить прочность заклёпок в соединении для заданного швеллера толщиной $d_{ш}$ с листом толщиной $\delta_{л}$, растягивающая сила равна F. Число заклёпок n. $D_{ш}=10$ мм. 25 26 27 $n= 8$; $d= 8$ мм; $\delta_{л}= 12$ мм; $F= 100$ кН; $n= 10$; $d= 10$ мм; $\delta_{л}= 16$ мм; $F= 200$ кН; $n= 20$; $d= 12$ мм; $\delta_{л}= 20$ мм; $F= 300$ кН.
 Схема 5	28 29 30	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин равной толщины $d/2$, где d – диаметр заклёпки из стали Ст2. Число заклёпок n. $n= 16$; $d= 4$ мм; $n= 20$; $d= 5$ мм; $n= 24$; $d= 6$ мм.
	31 32 33	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. у двух пластин . Число заклёпок n. $n= 16$; $d= 6$ мм; $F= 120$ кН; $n= 20$; $d= 8$ мм; $F= 160$ кН; $n= 24$; $d= 10$ мм. $F= 200$ кН.
	34 35 36	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы, если приложена сила F, число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0, $\delta_{к}=\delta=6$ мм. $n= 20$; $F= 10$ кН; $d= 10$ мм; $n= 25$; $F= 20$ кН; $d= 12$ мм; $n= 30$; $F= 30$ кН; $d= 14$ мм.

6. ЗУБЧАТАЯ ПЕРЕДАЧА

При выполнении задания необходимо определить крутящие моменты, действующие на валах, допускаемое контактное напряжение и выполнить расчёт геометрических параметров цилиндрической или конической прямозубой передачи. Вычертить в масштабе зубчатое колесо.

Задача № 14

Рассчитать геометрические параметры прямозубой зубчатой передачи. Необходимые данные для расчета: № схемы зубчатого механизма, мощность на выходном валу (P_2), кВт, частота вращения входного вала (n_2), об/мин, передаточное число зубчатой передачи (u), предел прочности для стали, из которой изготовлены зубчатые колёса (σ_B), МПа – приведены в табл. 7.

Таблица 7

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
№ схемы	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Мощность P_2 , кВт	9,0	2,0	12	2,5	20	3,0	28	4,5	6,0	1,7
Передаточное число	3,55	5	4,5	4	4,5	5	8	5	4,5	5
Частота вала n_1 , об/мин	975	955	975	730	975	955	1470	965	970	950
Предел прочности σ_B , МПа	700	650	600	700	650	600	700	650	600	700

Решение задачи

Данные для расчета: схема зубчатого механизма – редуктор цилиндрический (1), мощность на выходном валу, $P_2 = 24$ кВт, частота вращения выходного вала, $n_2 = 960$ об/мин, передаточное число передачи – 4. Предел прочности материала $\sigma_B = 700$ МПа.

6.1. Расчёт цилиндрической зубчатой передачи

Определяем крутящий момент на выходном валу

$$T = \frac{P}{\omega_2} = \frac{24 \cdot 10^3}{25,1} = 956 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (61)$$

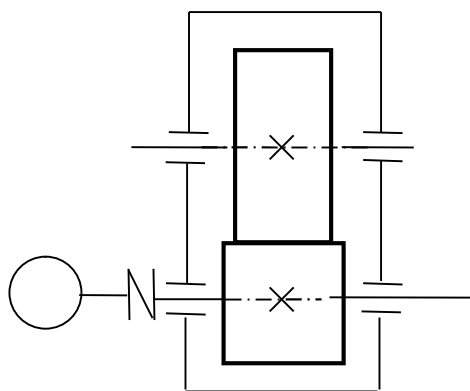


Схема 1. Редуктор цилиндрический

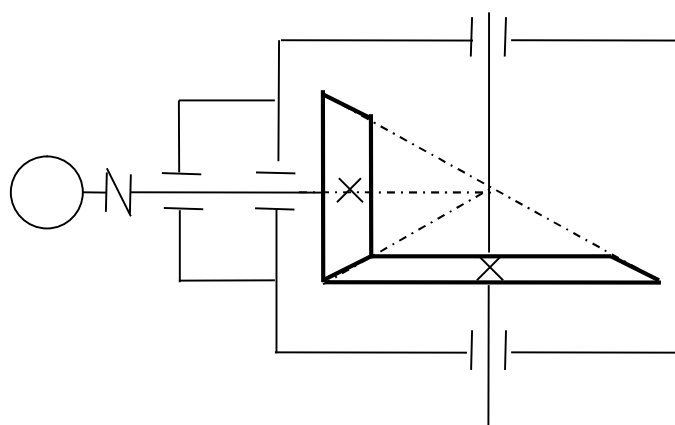


Схема 2. Редуктор конический

Рис. 26. Схемы заданий для расчёта передач:
схема 1 – редуктор цилиндрический;
схема 2 – редуктор конический

где T – крутящий момент на валу, Н·м; P – передаваемая на вал мощность, Вт;
 ω_2 – угловая скорость выходного вала, рад/с, которая связана с частотой вращения выходного вала n_2 , об/мин, соотношением

$$\omega_2 = \frac{2\pi \cdot n_2}{60} = \frac{2\pi \cdot 240}{60} = 25,1 \text{ рад/с}, \quad (62)$$

$$u = \frac{n_1}{n_2} \text{ откуда } n_2 = \frac{n_1}{u} = \frac{960}{4} = 240 \text{ об/мин.}$$

Рассчитываем допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса. Ориентировочно твердость материала по Бринеллю связана с пределом его прочности соотношением

$$HB = 0,285 \cdot \sigma_B = 0,285 \cdot 700 = 199,5 \text{ МПа}, \quad (63)$$

где HB – означает твердость материала в единицах Бринелля; σ_B – предел прочности материала колеса, МПа, заданный в табл. 7.

Предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов для колес, выполненных из углеродистых сталей с твердостью поверхности зубьев $HB < 350$, вычисляем по приближенной формуле

$$\sigma_{H \text{ lim}} = 2 \cdot HB + 70 = 2 \cdot 199,5 + 70 = 469 \text{ МПа}, \quad (64)$$

где $\sigma_{H \text{ lim}}$ – предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов, МПа.

Допускаемые контактные напряжения при расчете на выносливость зубчатого зацепления рассчитываем по формуле

$$[\sigma_H] = \frac{K_{HL}}{S_H} \cdot \sigma_{H \text{ lim}} = \frac{1}{1,15} \cdot 469 = 408 \text{ МПа}, \quad (65)$$

где $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, МПа; K_{HL} – коэффициент долговечности; S_H – коэффициент безопасности. При числе циклов нагружения больше базового, что имеет место при длительной эксплуатации, принимают $K_{HL}=1$, $S_H=1,15$.

Приближенная оценка межосевого расстояния зубчатой передачи может быть получена из стандартной формулы для a_w путем усреднения входящих в неё коэффициентов по материалам средней прочности:

$$a_w = K_a \cdot (u + 1) \cdot \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot K_{H\beta}}{\psi_{ba} \cdot u^2 \cdot [\sigma_H]^2}} = 495 \cdot (4 + 1) \cdot \sqrt[3]{\frac{956 \cdot 1,1}{0,4 \cdot 4^2 \cdot 408^2}} = 246,4 \text{ мм}, \quad (66)$$

где a_w – межосевое расстояние передачи, мм; u – передаточное число; K_a – размерный коэффициент, для прямозубой передачи, $K_a=495$ МПа; T_2 – крутящий момент на выходном валу, Н·м; $K_{H\beta}$ – коэффициент неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса, выбирается в зависимости от конструктивной схемы узла, при симметричном расположении колеса относительно опор $K_{H\beta}=1,0 \div 1,15$; $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса, МПа; ψ_{ba} – коэффициент ширины колеса относительно межосевого расстояния, выбирается самостоятельно из ряда

$$\psi_{ba}=0,25; 0,315; 0,4; 0,5.$$

Полученный в миллиметрах результат a_w округляем до ближайшего стандартного значения из ряда (ГОСТ 2185-66), приведённого в табл. 8 и принимаем $a_w=250$ мм.

Таблица 8

Одноступенчатые редукторы, a_w , мм

1 ряд	63	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630

2 ряд	–	–	–	140	180	224	280	355	450	560	710

Значение **модуля** рекомендуется принимать в пределах

$$m = (0,01 \div 0,02) a_w = 0,01 \cdot 250 \div 0,02 \cdot 250 = 2,5 \div 5,0 \text{ мм.} \quad (67)$$

Полученное значение модуля m округляется до стандартного (табл. 9), причём численные значения предпочтительнее выбирать из первого ряда. Для силовых передач рекомендуется принимать модуль $m \geq 1,5$ мм. Принимаем модуль 5 мм.

Затем определяют **суммарное число зубьев** $z_c = z_1 + z_2$ для прямозубых передач по формуле

$$z_c = \frac{2a_w}{m} = \frac{2 \cdot 250}{5} = 100. \quad (68)$$

m, мм	1 ряд	1,5	2	2,5	3	4	5	6	8	10
	2 ряд	1,75	2,25	2,75	3,5	4,5	5,5	7	9	11

Таблица 9

Значения модулей m по ГОСТ 9563-60

Чтобы избежать нарезания колес со смещением, значения модуля выбирают таким, чтобы z_c в формуле (69) было целым числом и $z_1 \geq z_{\min}$. Минимальное число зубьев для прямозубых колес составляет: $z_{\min} = 14 \dots 17$.

Число зубьев шестерни определяется по формуле

$$z_1 = \frac{z_c}{u + 1} = \frac{100}{4 + 1} = 20. \quad (69)$$

Число зубьев колеса

$$z_2 = z_c - z_1 = 100 - 20 = 80. \quad (70)$$

После определения z_1 и z_2 уточняют передаточное число u .

Фактическое передаточное число

$$u_{\phi} = \frac{z_2}{z_1} = \frac{80}{20} = 4. \quad (71)$$

Отклонение от заданного числа u

$$\Delta u = \frac{u_{\phi} - u}{u} \cdot 100 = \frac{4 - 4}{4} \cdot 100 = 0 \%. \quad (72)$$

Допускается отклонение передаточного отношения для одноступенчатой зубчатой передачи Δu не более 3 %.

Рабочая ширина венца зубчатого колеса определяется по формуле:

$$b_w = \psi_{ba} \cdot a_w = 0,4 \cdot 250 = 100 \text{ мм.} \quad (73)$$

Полученное значение b_w округляется до ближайшего стандартного по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл. 10), $b_w = 100$ мм. Ширина шестерни b_1 для компенсации неточностей сборки часто выполняется несколько больше, примерно на 5...10 мм ширины колеса: $b_1 = 100 + 5...10 = 105...110$ мм. Принимаем по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл.10) $b_1 = 110$ мм.

Таблица 10

Нормальные линейные размеры, мм (ГОСТ 6636-69)

Ra40						Дополнительные размеры					
6,3	6,7	7,1	7,5	8,0	8,5	6,5	7,0	7,3	7,8	8,2	8,8
9,0	9,5	10	10,5	11	11,5	9,2	9,8	10,2	10,8	11,2	11,8
12	13	14	15	16	17	12,5	13,5	14,5	15,5	16,5	17,5
18	19	20	21	22	24	18,5	19,5	20,5	21,5	23	27
25	26	28	30	32	34	29	31	33	35	37	39
36	38	40	42	45	48	41	44	46	49	52	55
50	53	56	60	63	67	58	62	65	70	73	78
71	75	80	85	90	95	82	88	92	98	102	108
100	105	110	120	125	130	112	115	118	135	145	155
140	150	160	170	180	190	165	175	185	205	215	230
200	210	220	240	250	260	270	290	300	315	330	350
280	300	320	340	360	380	370	390				

Примечание: далее размеры можно определить, если приведённые в таблице числа умножать на десять.

Диаметры начальных (d_w), делительных (d) окружностей, окружностей вершин зубьев (d_a) и впадин (d_f) для зубчатых колёс, нарезанных без смещения, вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления делительных диаметров колес до 0,01 мм) и вычисленные значения помещены в табл. 11:

Таблица 11

Геометрические параметры зубчатых колес

Параметр	Обозначение	Размер, мм
Межосевое расстояние	a_w	250
Ширина колеса	b_w	100
Ширина шестерни	b_{w1}	110
Модуль	m	5
Число зубьев шестерни	Z_1	20
Число зубьев колеса	Z_2	80
Делительный диаметр: - шестерни	d_{w1}	100

- колеса	d_{w2}	400
Диаметр выступов:		
- шестерни	d_{a1}	110
- колеса	d_{a2}	410
Диаметр впадин:		
- шестерни	d_{f1}	87,5
- колеса	d_{f2}	387,5

$$\begin{aligned}
&\text{начальный шестерни} & d_{w1} = m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100 \text{ мм}; \\
&\text{начальный колеса} & d_{w2} = m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400 \text{ мм}; \\
&\text{делительный шестерни} & d_1 = m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100 \text{ мм}; \\
&\text{делительный колеса} & d_2 = m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400 \text{ мм}; \\
&\text{вершин зубьев шестерни} & d_{a1} = m \cdot z_1 + 2m = 5 \cdot 20 + 2 \cdot 5 = 110 \text{ мм}; \\
&\text{вершин зубьев колеса} & d_{a2} = m \cdot z_2 + 2m = 5 \cdot 80 + 2 \cdot 5 = 410 \text{ мм}; \\
&\text{впадин зубьев шестерни} & d_{f1} = m \cdot z_1 - 2,5 \cdot m = 5 \cdot 20 - 2,5 \cdot 5 = 87,5 \text{ мм}; \\
&\text{впадин зубьев колеса} & d_{f2} = m \cdot z_2 - 2,5 \cdot m = 5 \cdot 80 - 2,5 \cdot 5 = 387,5 \text{ мм}.
\end{aligned} \tag{74}$$

6.2. Расчёт конической передачи

Расчёт крутящего момента и допускаемого контактного напряжения выполняется аналогично, как и для цилиндрической передачи (см. п. 6.1).

Определяем главный параметр – **внешний делительный диаметр** колеса d_{e2} , мм [5]:

$$d_{e2} \geq 1650 \cdot \sqrt[3]{\frac{u \cdot T_2 \cdot K_{H\beta}}{\vartheta_H \cdot [\sigma_H]^2}}, \tag{75}$$

где T_2 – крутящий момент на колесе, Н·м; $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, вычисляемое по формуле (65), МПа; u – передаточное отношение; $K_{H\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца (для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{H\beta} = 1$, с круговыми зубьями $K_{H\beta} = 1,1$); ϑ_H – коэффициент вида конических колес (для прямозубых колес $\vartheta_H = 1$, для колес с круговыми зубьями $\vartheta_H = 1,85$ – при твердости колеса и шестерни ≤ 350 НВ; $\vartheta_H = 1,5$ твердости колеса ≤ 350 НВ и шестерни ≥ 45 HRC).

Полученное значение внешнего делительного диаметра колеса d_{e2} для нестандартных передач округляем до ближайшего значения из ряда нормальных линейных размеров $Ra 40$ (табл. 10).

Внешнее конусное расстояние (R_e) определяется по формуле

$$R_e = d_{e2} / 2 \sin \delta_2, \text{ мм}. \tag{76}$$

Значение R_e вычислять до сотых, до целого числа не округлять.

Углы делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2 вычисляются по формулам

$$\delta_2 = \arctg u; \quad \delta_1 = 90 - \delta_2. \quad (77)$$

Точность вычислений до четвёртого знака после запятой [2].

Определяем **ширину** зубчатого венца шестерни и колеса b , мм:

$$b = \psi_R R_e, \quad (78)$$

где $\psi_R = 0,285$ – коэффициент ширины венца. Значение b необходимо округлять до целого числа по ряду $Ra 40$ (см. табл.10).

Внешний окружной модуль m_e – для прямозубых колес, m_{te} – для колес с круговыми зубьями вычисляем по формуле

$$m_e(m_{te}) = 14 T_2 \cdot 10^3 / (\vartheta_F d_{e2} b [\sigma_F] K_{F\beta}), \text{ мм}, \quad (79)$$

где $[\sigma_F]$ – допускаемое напряжение изгиба, МПа; d_{e2} – внешний делительный диаметр колеса, мм [5]; $K_{F\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца. Для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{F\beta} = 1$, с круговыми зубьями $K_{F\beta} = 1,08$; ϑ_F – коэффициент вида конических колес. Для прямозубых колес $\vartheta_F = 0,85$; для колес с круговыми зубьями $\vartheta_F = 1$.

Допускаемые напряжения изгиба при расчете на выносливость определяем по формуле

$$[\sigma_F] = (\sigma_{F \lim} / S_F) \cdot K_{FC} \cdot K_{FL}, \quad (80)$$

где $\sigma_{F \lim}$ – базовый предел выносливости зубьев по излому от напряжений изгиба, $\sigma_{F \lim} = HB + 260$ МПа; S_F – коэффициент безопасности (при нормализации и улучшении материалов $S_F = 1,75$); K_{FC} – коэффициент, учитывающий влияние двухстороннего приложения нагрузки ($K_{FC} = 1$, так как в соответствии с заданием, на зубья действует односторонняя нагрузка); K_{FL} – коэффициент долговечности (предельные значения K_{FL} ограничиваются $1 \leq K_{FL} \leq 2$) [2].

Значение модуля, полученное с точностью до двух знаков после запятой, до стандартной величины не округлять. **В силовых конических передачах принимать $m_e(m_{te}) \geq 1,5$ мм.**

Числа зубьев колеса z_2 , и шестерни z_1 определяем по формулам

$$z_2 = d_{e2} / m_e(m_{te}); \quad (81)$$

$$z_1 = z_2 / u. \quad (82)$$

Полученные значения z_1 и z_2 округляем в ближайшую сторону до целого числа. Из условия уменьшения шума и отсутствия подрезания зубьев рекомендуется принять $z_1 \geq 18$ – для прямозубых колес.

После вычисления чисел зубьев z_1 и z_2 уточняем фактическое передаточное число u_ϕ :

$$u_\phi = z_2 / z_1, \quad (83)$$

и проверяем его **отклонение** Δu от заданного передаточного числа u :

$$\Delta u = |u_\phi - u| / u \cdot 100\% \leq 4\%. \quad (84)$$

При невыполнении нормы отклонения передаточного числа Δu следует пересчитать z_1 и z_2 .

Определяются **действительные углы** делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2 :

$$\delta_2 = \arctg u_{\phi}; \quad (85)$$

$$\delta_1 = 90 - \delta_2. \quad (86)$$

Для конических передач с разностью средних твердостей шестерни и колеса $HV_{1cp} - HV_{2cp} \leq 100$ выбрать по табл. 12 **коэффициент смещения** инструмента x_{e1} для прямозубой шестерни и x_{n1} для шестерни с круговым зубом. Коэффициенты смещения колес соответственно определяются $x_{e2} = -x_{e1}$ и $x_{n2} = -x_{n1}$. Если $HV_{1cp} - HV_{2cp} > 100$, то $x_1 = x_2 = 0$.

Для передач, у которых z_1 и u отличаются от указанных в табл. 12, коэффициенты x_{e1} и x_{n1} принимают с округлением в большую сторону.

Таблица 12

Коэффициенты смещения x_{e1} и x_{n1} для шестерён конических передач

z_1	x_{e1} при передаточном числе u					x_{n1} при передаточном числе u				
	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0
12	—	0,50	0,53	0,56	0,57	0,32	0,37	0,39	0,41	0,42
13	0,44	0,48	0,52	0,54	0,55	0,30	0,35	0,37	0,39	0,40
14	0,42	0,47	0,50	0,52	0,53	0,29	0,33	0,35	0,37	0,38
15	0,40	0,45	0,48	0,50	0,51	0,27	0,31	0,33	0,35	0,36
16	0,38	0,43	0,46	0,48	0,49	0,26	0,30	0,32	0,34	0,35
18	0,36	0,40	0,43	0,45	0,46	0,24	0,27	0,30	0,32	0,32
20	0,34	0,37	0,40	0,42	0,43	0,22	0,26	0,28	0,29	0,29
25	0,29	0,33	0,36	0,38	0,39	0,19	0,21	0,24	0,25	0,25
30	0,25	0,28	0,31	0,33	0,34	0,16	0,18	0,21	0,22	0,22
40	0,20	0,22	0,24	0,26	0,27	0,11	0,14	0,16	0,17	0,17

• **Внешние диаметры шестерни и колеса** вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления рекомендуется для делительных диаметров колес до 0,01 мм):

$$\text{делительный шестерни} \quad d_{e1} = m_e z_1; \quad (87)$$

$$\text{делительный колеса} \quad d_{e2} = m_e z_2;$$

$$\text{вершин зубьев шестерни} \quad d_{ae1} = d_{e1} + 2(1 + x_{e1})m_e \cos \delta_1;$$

$$\text{вершин зубьев колеса} \quad d_{ae2} = d_{e2} + 2(1 - x_{e1})m_e \cos \delta_2;$$

$$\text{впадин зубьев шестерни} \quad d_{fe2} = d_{e1} - 2(1,2 - x_{e1})m_e \cos \delta_1;$$

$$\text{впадин зубьев колеса} \quad d_{fe2} = d_{e2} - 2(1,2 + x_{e1})m_e \cos \delta_2.$$

• **Средние делительные диаметры шестерни d_1 и колеса d_2** определяются по формулам:

$$d_{m1} \approx 0.857d_{e1}; \quad (88)$$

$$d_{m2} \approx 0.857d_{e2}. \quad (89)$$

Значения d_1 и d_2 до целого числа не округлять, записать до сотых долей мм.

7. КОНСТРУИРОВАНИЕ ЗУБЧАТЫХ КОЛЁС

Форма зубчатого колеса может быть плоской или со ступицей, выступающей с одной стороны. Значительно реже (в одноступенчатых редукторах) колеса делают со ступицей, выступающей в обе стороны [6].

При небольших диаметрах колес их изготавливают из прутка, а при больших получают заготовки свободной ковкой с последующей токарной обработкой. Конструкция колеса показана на рис. 25.

Ширину ступицы $l_{ст}$ колеса желательно принимать равной или больше ширины b_2 зубчатого венца ($l_{ст} \geq b_2$). Принятую длину ступицы согласуют с расчетной и с диаметром посадочного отверстия d : $l_{ст} = (0,8...1,5)d$, обычно $l_{ст} = (1,0...1,2)d$.

Диаметр $d_{ст}$ назначают в зависимости от материала ступицы: для стали - $d_{ст} = (1,5...1,55)d$; для чугуна - $d_{ст} = (1,55...1,6)d$; для легких сплавов - $d_{ст} = (1,6...1,7)d$. Меньшие значения используют для шлицевого соединения колеса с валом, большие - для шпоночного соединения и соединения с натягом.

Толщину обода колеса S принимают:

$$S = 2,2m + 0,05b_2, \quad (90)$$

где m - модуль зацепления, мм.

На торцах зубчатого венца (зубьях и кромках обода) выполняют фаски, величину которых находят по соотношению

$$f = (0,5...0,6)m \quad (91)$$

с округлением до стандартного значения.

На прямозубых зубчатых колесах фаску выполняют под углом $\alpha_\phi = 45^\circ$, на косозубых колесах при твердости рабочих поверхностей менее $350HB$ - под углом $\alpha_\phi = 45^\circ$, а при более высокой твердости - $\alpha_\phi = 15...20^\circ$.

Острые кромки торцов ступицы также притупляют фасками, размеры которых принимают по табл. 13.

При серийном производстве заготовки колес получают из прутка свободной ковкой, а также ковкой в штампах. При годовом объеме выпуска колес более 50 шт. экономически оправданаковка в простейших односторонних подкладных штампах.

Таблица 13

Размеры фасок на торцах ступицы колеса

d, мм	40...50	50...80	80...120	120... ...150	150... ...250	250... ...500
f, мм	1,6	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0

При готовом объеме выпуска более 100 шт. применяют двусторонние штампы. Для свободной выемки заготовок из штампа принимают значения штамповочных уклонов $\gamma \geq 7^\circ$ и радиусов закруглений $R \geq 6$ мм.

Толщина диска

$$C \approx 0,5(S + S_{CT}) \geq 0,25b_2, \quad (92)$$

где $S_{CT} = 0,5(d_{CT} - d)$.

В диске обычно выполняют 4...6 технологических отверстий диаметром 18...22 мм.

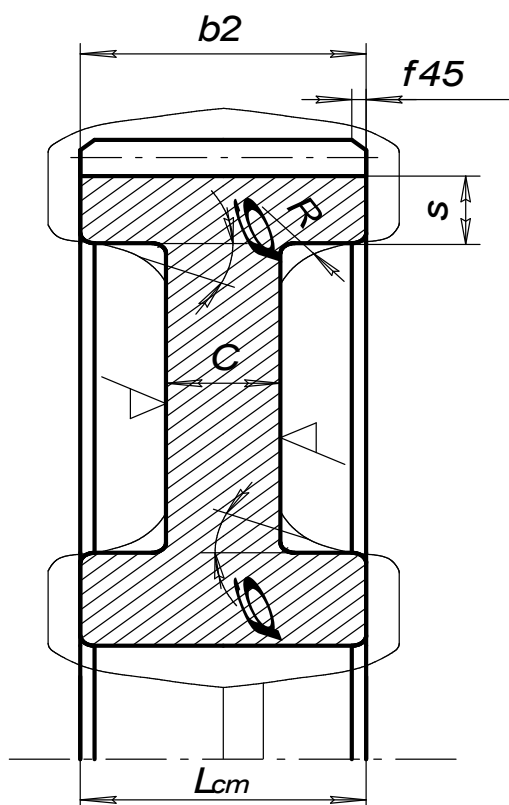


Рис. 27. Конструкция колеса

Для уменьшения влияния термической обработки на точность геометрической формы зубчатые колеса при $HV > 350$ делают массивными:

$$C = (0,35...0,4)b_2. \quad (93)$$

Нормализованные и улучшенные колеса делают с более тонким диском (

$$C = 0,25b_2).$$

Зубчатые колеса, вращающиеся с относительно высокой частотой ($n \geq 1000 \text{ мин}^{-1}$), обрабатывают кругом и балансируют путем высверливания отверстий на торцах обода.

Базовыми поверхностями при нарезании зубьев являются поверхность центрального отверстия и торцы зубчатого венца. Производительность возрастает при нарезании зубьев в «пакете» из двух колес и более.

ЗАДАЧИ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОГО РЕШЕНИЯ

ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 1

Две пластины соединены внахлест; силы, приложенные на растяжение равны 220 кН. В наличии имеются заклепки диаметром 19 мм, диаметр отверстий d_0 по ГОСТ=20 мм, толщина пластины 10 мм. Материал заклепок Ст 2 ($[\tau_{ср}] = 140 \text{ Н/мм}^2$). Определить необходимое число заклепок.

Ответ: 5 шт.

Задача № 2

Определить напряжение смятия в заклепочном соединении при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_k = \delta = 10 \text{ мм}$, и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 320 \text{ Н/мм}^2$, если приложенная сила равна 220 кН, число заклепок 5 и диаметр сверлений под них 20 мм.

Ответ: 220 МПа.

Задача № 3

Определить требуемый диаметр заклепок из материала Ст 2, если известно, что этих заклепок необходимо установить 5 шт, и действующая сила в соединении $F = 220 \text{ кН}$.

Ответ: 20 мм.

Задача № 4

Определить напряжение среза заклепок при растягивающей силе $F = 120 \cdot 10^3 \text{ Н}$ соединения внахлест двух пластин толщиной $d/2$ каждая, если диаметр заклёпок $d = 20 \text{ мм}$. Число заклепок 5.

Ответ: 76,4 МПа.

Задача № 5

Определить, какое усилие может воспринимать заклепочные соединения при креплении двух пластин равной толщины $d_0/2$, где d_0 – диаметр сверлений под заклепки равный 20 мм. Материал заклепки сталь Ст 2 $[\sigma_{см}] = 320 \text{ Н/мм}^2$; $[\tau_{ср}] = 140 \text{ Н/мм}^2$. Число заклепок 5.

Ответ: 220 кН.

СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_T=235$ МПа) сечением 150 мм на 8 мм соединены встык ручной сваркой. Определить допустимое максимальное усилие, если $[\sigma_p]=141$ МПа.

Ответ: 169 кН.

Задача № 7

Определить длину комбинированного сварного шва, если действует усилие $F=120$ кН, катет шва $k=5$ мм, $[\sigma_p]=160$ МПа, $[\tau_{cp}]=96$ МПа.

Ответ: 0,358 м.

Задача № 8

Две полосы соединены внахлест фланговым швом ручной сваркой электродами Э-50, катет шва $k=4$ мм, $[\sigma_p]=180$ МПа, $[\tau_{cp}]=108$ МПа, длина шва $l=15$ см. Определить допустимое максимальное усилие.

Ответ: 90,7 кН.

Задача № 9

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_T=235$ кН) соединены встык ручной сваркой электродами Э-42. Определить допустимое напряжение сварного шва.

Ответ: 141 МПа.

Задача № 10

Определить катет сварного шва любого типа при соединении внахлест двух полос ручной сваркой, если длина шва $l=20$ см, сила действующая на полосы $F=135$ кН, $[\tau_{cp}]=100$ МПа.

Ответ: 10 мм.

Задача № 11

Определить длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 ($b=100$ мм, $z_0=2,83$ см) с косынкой, если суммарная длина сварного шва $l=60$ см.

Ответ: 170 и 430 мм.

Задача № 12

Определить суммарную длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 ($b=100$ мм, $z_0=2,83$ см) с косынкой, если $F=400$ кН, катет шва 10 мм и допускаемое напряжение сварного шва $[\tau_{cp}]=120$ МПа.

Ответ: 476 мм.

Задача № 13

Определить напряжения в сварном шве, соединяющем два стальных листа встык шириной 200 мм и толщиной 10 мм, если растягивающее усилие $F=180$ кН и допускаемое напряжение в сварном шве 140 МПа. Материал – сталь 5 ($\sigma_T=235$ МПа).

Ответ: 90 МПа.

ШПОНКИ

Задача № 14

Для шпонки с закруглёнными концами определить момент, который она может передать в соединении вала с зубчатым колесом. Диаметр вала $d=70$ мм; размеры шпонки $l_{раб}=80$ мм; $h=12$ мм; $b=20$ мм; и допускаемое напряжение

$[\sigma_{см}] = 85 \text{ МПа}$.

Ответ: 1428 Нм

Задача № 15

Для призматической шпонки сечением 14х 9 и длиной $l=100$ мм определить рабочую длину $l_{раб.}$, если известно $b=14$ мм; $h=9$ мм.

Ответ: 86 мм.

Задача № 16

Зубчатое колесо соединено с валом призматической шпонкой и рассчитано для передачи крутящего момента $T=450$ Нм. Определить диаметр вала, если допускаемое напряжение на кручение $[\tau_{кр}] = 16 \text{ МПа}$.

Ответ: 52 мм.

Задача № 17

Проверить соединение шпонки с валом диаметром 38 мм на смятие. Крутящий момент 274 Нм; размеры шпонки заданы: $l=32$ мм, $h=13$ мм, $b=10$ мм и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 200 \text{ МПа}$.

Ответ: 100,8 МПа.

Задача № 18

По заданным размерам призматической шпонки проверить шпонку на срез: $l_{раб}=28$ мм; $b=10$ мм. Диаметр вала 38 мм, передаваемый крутящий момент 275 Нм, допускаемое напряжение на срез 60 МПа.

Ответ: 51,7 МПа.

Задача № 19

Проверить шпонку на смятие, если крутящий момент 500 Н. Размеры шпонки по ГОСТ 23360-78 выбраны $16 \times 10 \times 50$ мм. Диаметр вала $d = 50$ мм. Допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 100 \text{ МПа}$.

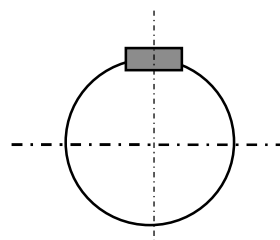
Ответ: 118 МПа.

Задача № 20

Передаваемый валом крутящий момент $T=1000$ Нм, диаметр вала 50мм, сечение шпонки $b \times h = 14 \times 9$ мм, допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 100 \text{ МПа}$.

Рассчитать необходимую длину шпонки согласно ГОСТ 23360-78 .

Ответ: 110 мм.



РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 21

Стержень винта нагружен только внешней растягивающей силой, равной 100 Н. Определить напряжение растяжения в стержне, если его диаметр (внутренний диаметр резьбы) $d_1=0,01$ м.

Ответ 1,27 МПа.

Задача № 22

Соединение при помощи болта и гайки, установленном без зазора болта в отверстие детали, нагружено поперечными усилиями. Определить прочность болта на срез, если внешний диаметр болта 10 мм, сила деформации 8 кН. Толщину пластин принять $\delta_1=\delta_2=20$ мм.

Ответ: 102 МПа.

Задача № 23

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить диаметр болта, если сила деформации $6 \cdot 10^3$ Н, а предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=120$ МПа.

Ответ: 8 мм.

Задача № 24

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить максимальную величину этих усилий деформации, если установлен болт М10х1,5. Предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=80$ МПа.

Ответ: 6280 Н.

Задача № 25

Стержень винта нагружен только внешней растягивающейся силой – определить ее максимальное значение, если предельно допустимое напряжение растяжения $[\sigma]=144$ МПа в стержне, а его диаметры $d=12$ мм, $d_1=10,106$ мм, $d_2=10,863$ мм и шаг 1,75 мм.

Ответ: 115450 Н.

ВАЛЫ

Задача № 26

Найти вращающий момент на ведущем валу (на тихоходном валу редуктора) Нм, если известна частота вращения вала 400 об/мин и передаваемая мощность – 4 кВт.

Ответ: 95,5 Нм.

Задача № 27

Рассчитать крутящий момент на выходном валу, если известно, что передаваемая мощность 4,5 кВт, а частота его вращения $n=960$ об/мин.

Ответ: 44,8 Нм.

Задача № 28

Определить крутящий момент на валу, передаваемый зубчатым колесом, соединённым с валом призматической шпонкой, если окружное усилие на зубчатом колесе равно 12 кН. Диаметр вала 60 мм, делительный диаметр колеса 150 мм.

Ответ: 900 Нм.

ПЕРЕДАЧИ

Задача № 29

Рассчитать максимальное значение удельной нагрузки, распределенной по линии контакта зубьев если известны нормальная сила в зацеплении $0,95 \text{ кН}$, коэффициент расчетной нагрузки $1,5$ и суммарная длина линии контакта зубьев 400 мм .

Ответ 3563 Н/м .

Задача № 30

Найти делительные окружности зубчатых колес (ведущего и ведомого) в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4 мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 84 мм и 340 мм .

Задача № 31

Найти межосевое расстояние в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4 мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 212 мм

Задача № 32

Прямозубая передача имеет следующие параметры: $a=300 \text{ мм}$, $d_1=100 \text{ мм}$, $d_{a1}=150 \text{ мм}$, $m=4$. Определить z_1 ; z_2 .

Ответ 25 и 125 шт.

Задача №33

Определить диаметр ведомого шкива в ремённой передаче, если диаметр ведущего шкива $d_1=200 \text{ мм}$, а скорость вращения $n_1=750 \text{ об/мин}$. Скорость вращения ведомого шкива $n_2=300 \text{ об/мин}$. Трением скольжения пренебречь. Ответ 500 мм .

Задача № 34

Определить радиальное усилие F_r в прямозубой зубчатой передаче, если диаметр вала $d_1=40 \text{ мм}$, крутящий момент $T=44,8 \text{ Нм}$.

Ответ 2240 Н .

Задача №35

Определить диаметр ведущего шкива клиноременной передачи, если передаваемая мощность 6 кВт и частота вращения шкива $n_1=750 \text{ об/мин}$. Принять $K_d=40$.

Ответ 170 мм .

Задача №36

Определить количество клиновых ремней для передачи мощности $P_{\text{ном}}=72 \text{ кВт}$. Допускаемая передаваемая мощность одного ремня $[P_n]=18 \text{ кВт}$.

Ответ 4 шт.

Задача № 37

Определить окружную силу, передаваемую клиновыми ремнями, если передаваемая ими мощность $P_n=7,3$ кВт, а угловая скорость ведущего шкива диаметром $d_1=200$ мм равняется 16 с^{-1} .

Ответ 4563 Н.

Задача № 38

Рассчитать радиальное усилие, действующее в прямозубой передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20° .

Ответ 1004 Н.

Задача № 39

Найти делительные диаметры двух цилиндрических колес в прямозубой зубчатой передаче, если известны $m=2,5$ мм, $U=3,15$ мм, $z_1=27$ мм.

Ответ $d_1=67,5$ мм; $d_2=212,5$ мм.

Задача № 40

Рассчитать нормальное усилие действующее в прямозубой цилиндрической передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20° .

Ответ 2936 Н.

Задача № 41

Рассчитать удельную нагрузку действующую на колесо, если известно $F_t=2900$ Н, $l=0,2$ мм, $K_H=1$, $\alpha=20^\circ$

Ответ 15431 Н/м.

УКАЗАНИЯ К ВЫБОРУ НОМЕРА И КОЛИЧЕСТВА ЗАДАНИЙ

Количество задач, входящих в контрольную работу различное для разных специальностей.

Студенты, изучающие дисциплину "Прикладная механика", выполняют следующие задачи контрольной работы:

1. задачи по расчету сварных соединений (С);
2. задачи по расчету резьбовых соединений (Р);
3. расчет зубчатой передачи (З).

Номера задач выбираются по таблице, в соответствии с последней цифрой шифра в зачетной книжке.

Задача	Последняя цифра шифра									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
С	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4
Р	6	5	4	3	2	1	6	5	4	3
З	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1

Номер варианта каждой задачи выбирается по предпоследней цифре шифра.

Задачи по расчету сварных соединений (С)

С.1. Рассчитать сварное соединение уголка № 10 (100х100х10) с косынкой при действии силы $2F$ (рис.С.1) по данным табл.С.1.

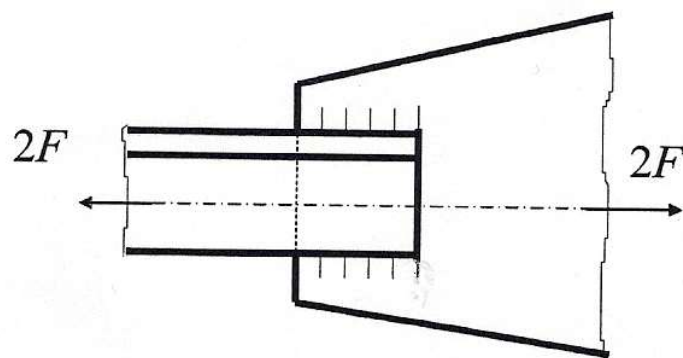


Рис.С.1. Соединение уголка с косынкой

С.2 .Рассчитать сварное соединение, состоящее из серьги, блока и швеллера (рис.С.2) по данным табл.С.2. Толщина серьги δ . Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.1

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
$2F$, кН	50	55	65	70	75	80	85	90	95	100
Электроды	Э42А	Э42А	Э42А	Э42А	Э42	Э42	Э42	Э50	Э50	Э50
Метод сварки	Автоматическая под слоем флюса			Автоматическая				Ручная		

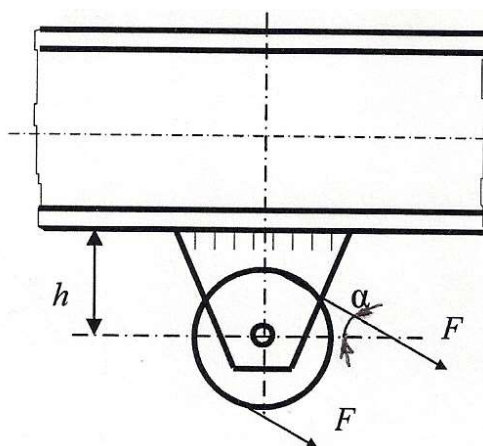


Рис.С.2. Сварное соединение блока, серьги и швеллера

Таблица С.2

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24
h, мм	200	220	240	260	280	300	320	340	360	380
δ , мм	8	8	10	10	12	12	14	14	16	16
α , рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.3. Рассчитать сварное соединение, крепящее опорный швеллер №16а к стальной плите (рис.С.3). Электрод Э50. Сварка ручная. Данные для расчета приведены в табл.С.3.

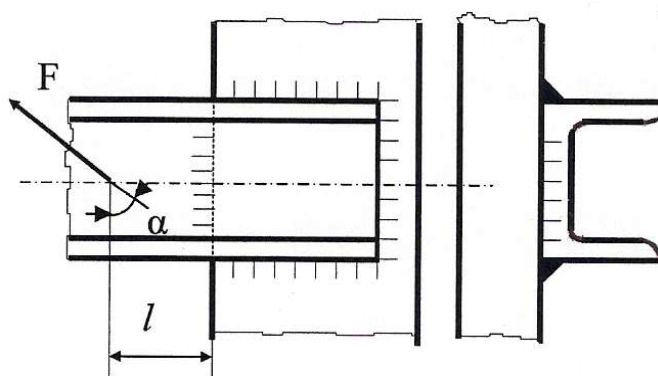


Рис.С.3. Сварное соединение швеллера с плитой

Таблица С.3

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	30	28	26	24	22	20	18	16	14	12
l, мм	600	650	700	750	800	850	900	1000	1050	1100
α , рад	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6

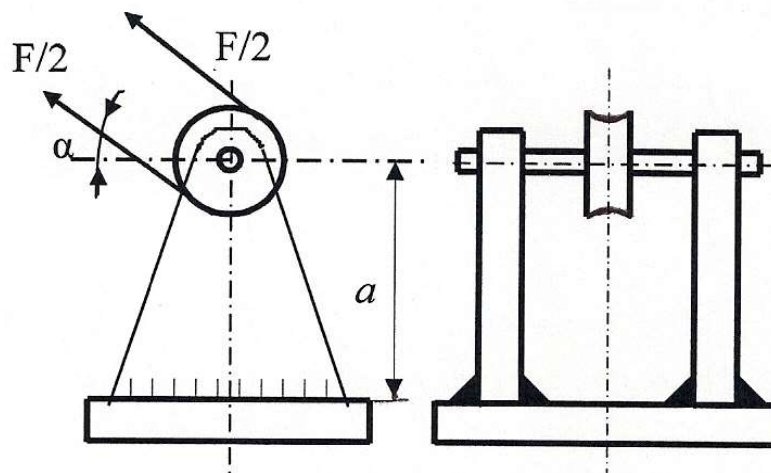


Рис.С.4. Блок монтажного устройства

С.4. Рассчитать сварное соединение, крепящее неподвижный блок монтажного устройства к плите (рис.С.4), по данным табл.С.4. Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.4

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
a , мм	600	620	640	660	680	700	680	660	640	620
α , рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.5. Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и диск со ступицей (Рис.С.5). Мощность, передаваемая колесом – P , угловая скорость его – ω , толщина швов k_1 и k_2 и диаметры d_c , D_c , d заданы в табл.С.5. Сварка ручная. Диск – Ст3, ступица и обод – сталь 40.

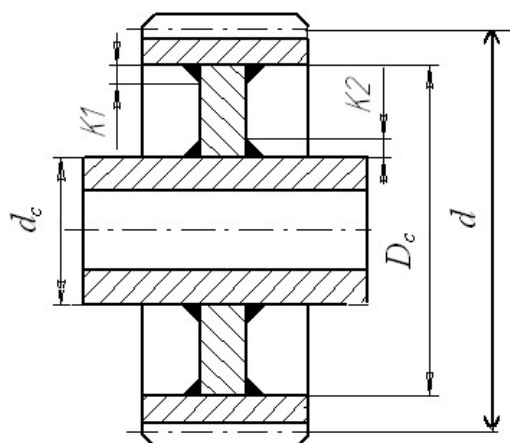


Рис.С.5. Сварное зубчатое колесо

Таблица С.5

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P , кВт	16	18	20	22	24	26	28	30	32	34
ω , рад/с	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
d_c , мм	100	105	110	115	120	125	130	135	140	145
D_c , мм	400	425	450	475	500	525	550	575	600	625
d , мм	500	525	550	575	600	625	650	675	750	800
k_1 , мм	4	4	4	6	6	6	8	8	8	8
k_2 , мм	6	6	6	8	8	8	10	10	10	10

С.6. Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2 (рис.С.6) по данным табл С.6.

Таблица С.6

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
a , см	15	15	20	20	25	25	30	30	35	35
b , см	5	5	8	8	10	10	12	12	15	15
α , рад	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4

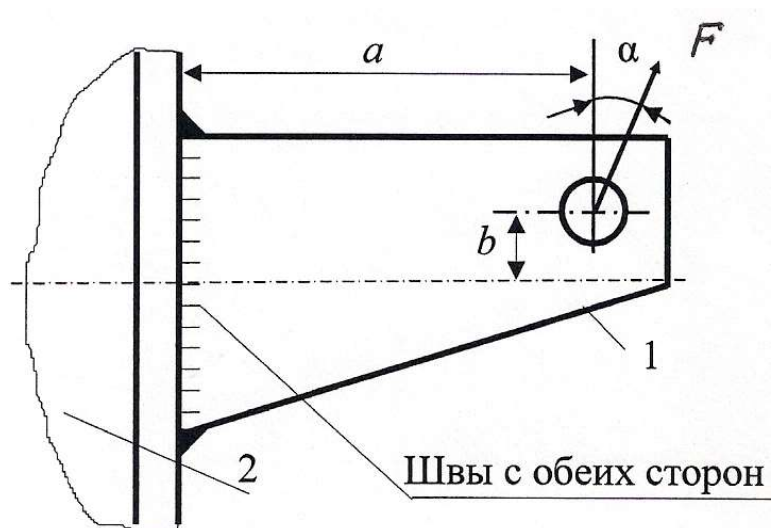


Рис.С.6. Сварное соединение листа с уголком

Вторая группа задач

Задача Р.1. Определить диаметр болтов фланцевого соединения верхней части автоклава с его корпусом (рис.Р.1). Давление жидкости внутри автоклава по манометру p , внутренний диаметр верхней части автоклава D и количество болтов z заданы в табл.Р.1.

Таблица Р.1

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
p , МПа	1,8	1,7	1,6	1,5	1,4	1,3	1,3	1,1	1,0	0,9
D , мм	200	210	220	230	240	250	260	270	280	290
Z	6	6	6	6	6	8	8	8	8	8

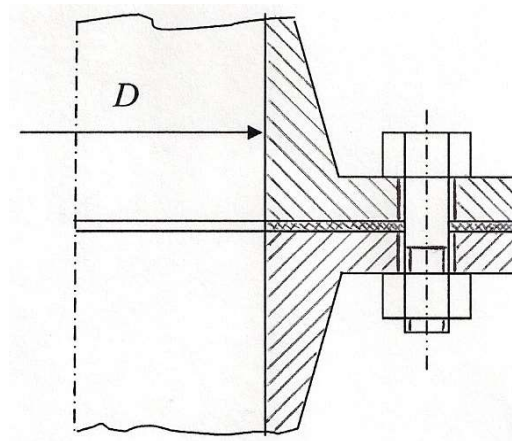


Рис.Р.1. Часть автоклава

Задача Р.2. Рассчитать болты, скрепляющие зубчатое колесо с барабаном лебедки (рис.Р.2). Расчет вести в двух вариантах: а) болты поставлен с зазором; б) болты поставлены без зазора. Грузоподъемность лебедки F и диаметры D_1 и D_2 заданы в табл.Р.2. Число болтов равно 6.

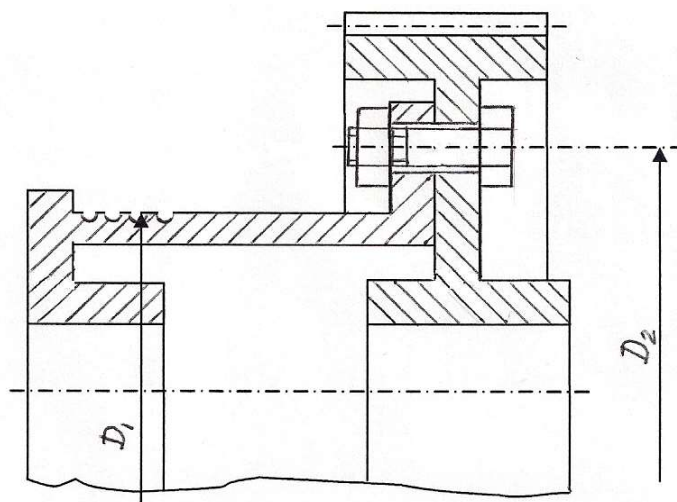


Рис.Р.2. Барабан лебёдки в соединении с зубчатым колесом

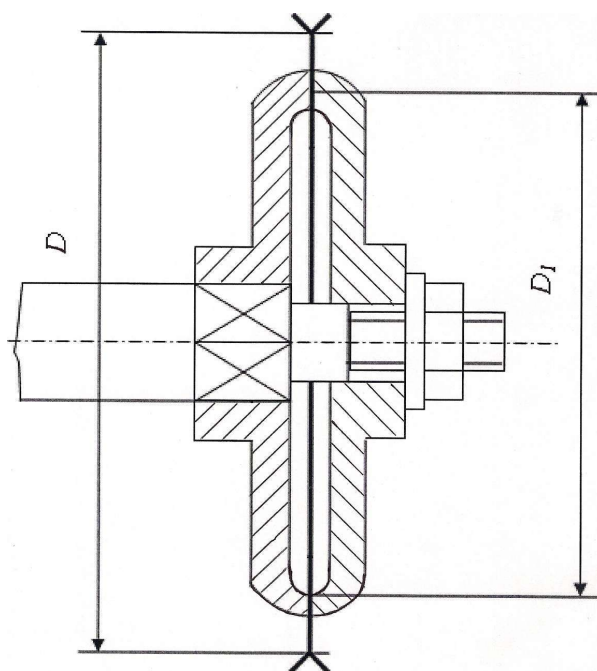
Таблица Р.2

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	18	20	22	24	26	28	30	32	34	36
D_1 , мм	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_2 , мм	400	400	450	450	500	500	550	550	600	600

Задача Р.3. Определить диаметр нарезной части дисковой пилы, которая удерживается между двумя шайбами посредством сил трения, возникающих при затяжке гайки на конце вала (рис.Р.3). Пила преодолевает сопротивление резанию силу F . Данные для расчета приведены в табл.Р.3.

Таблица Р.3

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , Н	600	625	650	675	700	725	750	775	800	825
D , мм	700	700	650	650	600	600	550	550	500	500
D_1 , мм	400	400	350	350	300	300	250	250	200	200



Задача Р.4. Определить диаметр фундаментных болтов, крепящих стойку к бетонному основанию (рис.Р.4). Коэффициент трения основания стойки о бетон $f=0,4$. Болты принять с метрической резьбой по ГОСТ. Данные для расчета приведены в табл.Р.4.

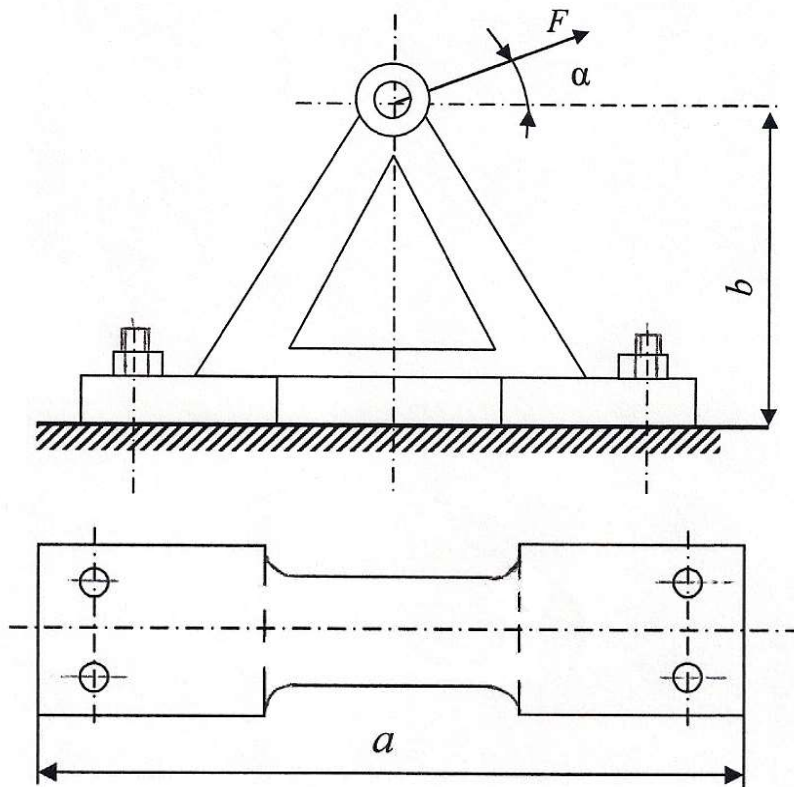


Рис.Р.4. Стойка

Таблица Р.4

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38
α , рад	$\pi/6$	$\pi/4$	$\pi/3$	$\pi/4$	$\pi/6$	$\pi/3$	$\pi/6$	$\pi/4$	$\pi/3$	$\pi/6$
a , мм	600	600	650	650	700	700	750	750	800	800
b , мм	400	450	500	550	600	650	700	750	800	850

Задача Р.5. Рассчитать клеммовое болтовое соединение, обеспечивающее передачу крутящего момента с рычага в результате приложения на его конце силы F , на вал диаметром d (рис.Р.5) по данным табл.Р.5.

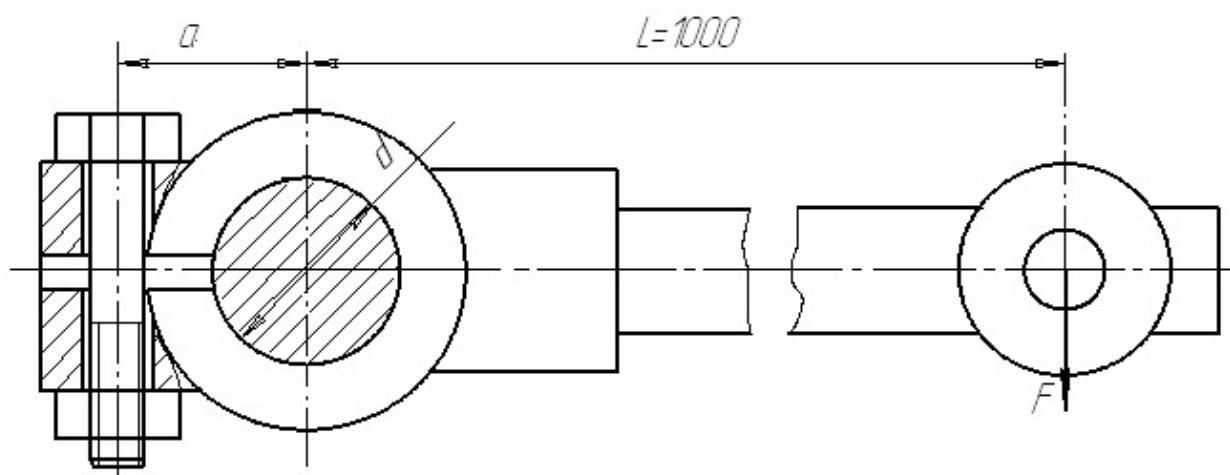


Рис.Р.5. Клеммовое соединение

Таблица Р.5

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
d , мм	40	42	45	48	50	52	55	58	60	63
Коэффициент трения скольжения	0,2	0,2	0,2	0,2	0,18	0,18	0,18	0,15	0,15	0,15
F , кН	5	5	5	5	5,5	5,5	5,5	6	6	6
a , мм	400	420	440	460	480	500	520	540	560	580

Задача Р.6. Рассчитать болты фланцевой муфты, передающей мощность P при частоте вращения n , диаметр окружности осей болтов D_0 . Число болтов равно z . Расчет произвести для двух вариантов:

- а) болты поставлены без зазора;
- б) болты установлены с зазором, коэффициент трения между торцами полумуфт $f = 0,15$.

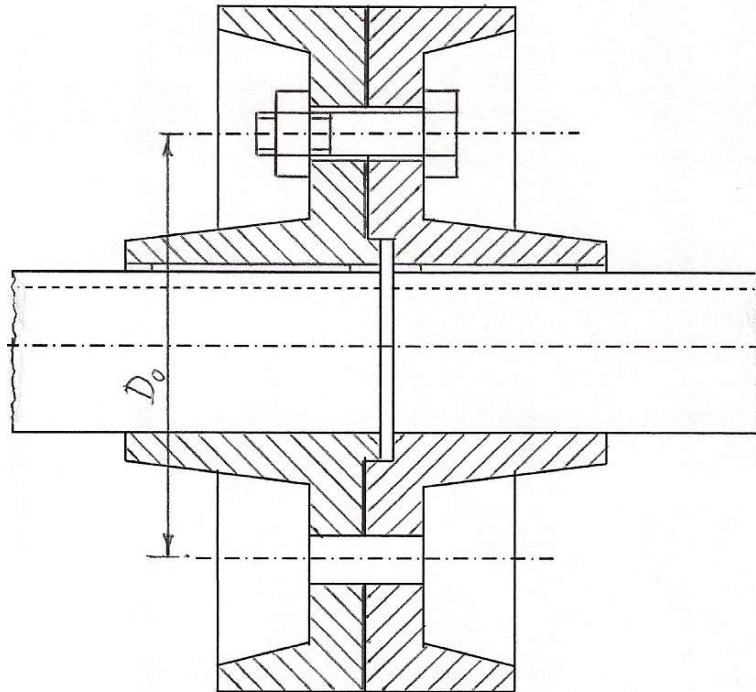


Рис.Р.6

Таблица Р.6

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P , кВт	50	55	60	65	75	80	85	90	95	100
n , об/мин	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_0 , мм	220	220	220	230	230	230	240	240	250	250
z	6	7	8	9	6	7	8	9	6	7

Приложение 1

ПРИЗМАТИЧЕСКАЯ ШПОНКА (ГОСТ 23360-78)

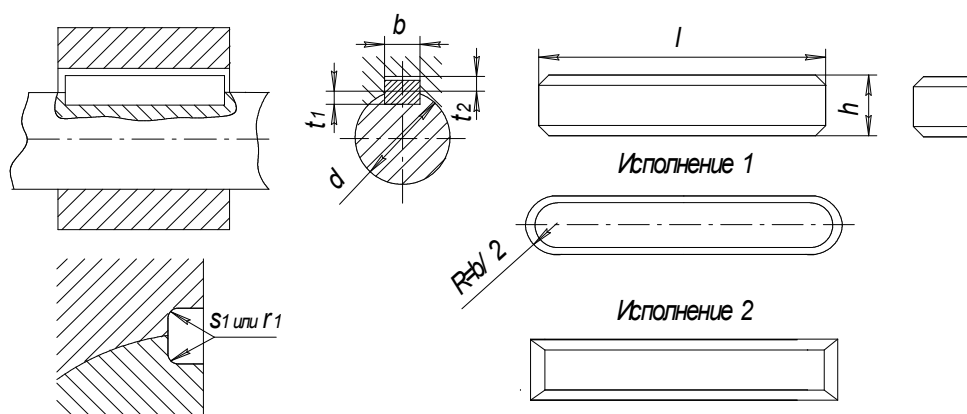


Таблица П.1

d	b	h	t_1	t_2	l		s_1 или r_1	s или r
					от	до		
СВЫШЕ 12 до 17	5	5	3	2,3	—	—	—	—
СВЫШЕ 17 до 22	6	6	3,5	2,8	—	—	—	—
СВЫШЕ 22 до 30	8	7	4,0	3,3	—	—	—	—
СВЫШЕ 30 до 38	10	9	5,5	3,8	22	110	0,25 ...0,4	0,4... 0,6
СВЫШЕ 38 до 44	12	11	7	4,4	28	140		
СВЫШЕ 44 до 50	14	12	7,5	4,9	38	160		
СВЫШЕ 50 до 58	16	14	9	5,4	45	180		
СВЫШЕ 58 до 65	18	16	10	6,5	50	200		
СВЫШЕ 65 до 75	20	18	11	7,4	56	220	0,4... 0,6	0,6... 0,8
СВЫШЕ 75 до 85	22	20	12	8,4	63	250		
СВЫШЕ 85 до 95	25	22	13	9,4	70	280		
СВЫШЕ 95 до 110	28	25	15	10,4	80	320		
СВЫШЕ 110 до 130	32	28	17	11,4	90	360		
СВЫШЕ 130 до 150	36	32	20	12,4	100	400	0,7... 1,0	1,0... 1,2
СВЫШЕ 150 до 170	40	36	22	14,4				
СВЫШЕ 170 до 200	45	40	25	15,4	110	450		
СВЫШЕ 200 до 230	50	45	28	17,4	125	500		
СВЫШЕ 230 до 260	56	50	31	19,5	140	500	1,2... 1,6	1,6... 2,0
СВЫШЕ 260 до 290	63	60	36	24,5	160			
СВЫШЕ 290 до 330	70	65	39	26,5	180			
СВЫШЕ 330 до 380	80	75	44	31,5	200		2,0... 2,5	2,5... 3,0
СВЫШЕ 380 до 440	90	85	49	36,5	220			
СВЫШЕ 440 до 500	100	95	54	41,5	250			

Примечания: 1. Допускается в отдельных обоснованных случаях применять меньшие размеры сечений шпонок на валах больших диаметров, за исключением выходных концов валов.

2. Стандартные длины шпонок: 6; 8; 10; 12; 14; 16; 20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125; 140; 160; 180; 200; 220; 250 мм.

СЕГМЕНТНАЯ ШПОНКА (ГОСТ 24071-80)

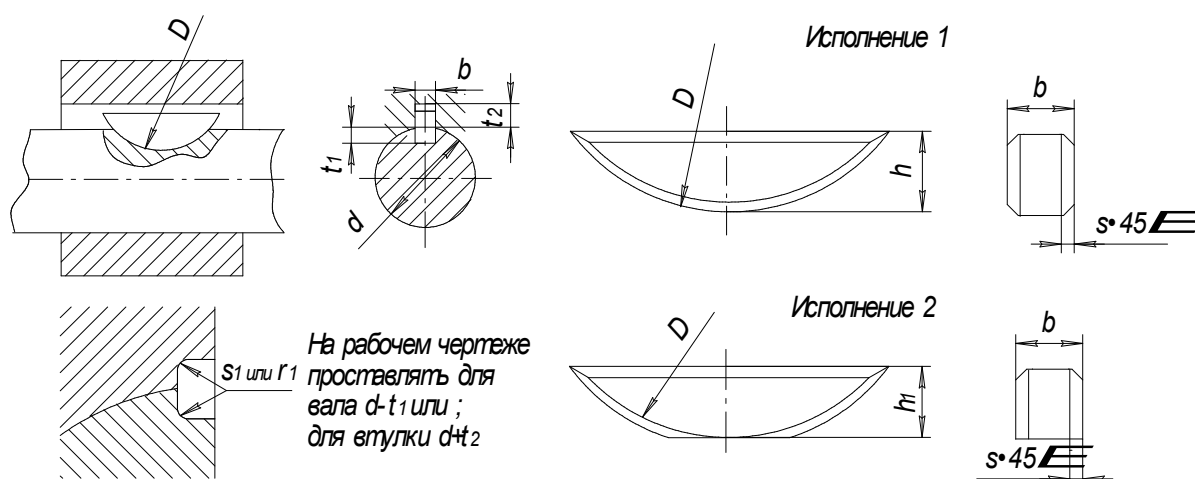


Таблица - П2

d для шпонок		Размеры шпонок $b \times h \times D$	t_1	t_2	S_1 или r_1	S или r
Передающих крутящий момент	Фиксирующих элементов					
От 3 до 4	От 3 до 4	1×1,4×4	1,0	0,6		
Свыше 4 до 5	Свыше 4 до 6	1,5×2,6×7	2,0	0,8		
Свыше 5 до 6	Свыше 6 до 8	2×2,6×7	1,8	1,0	0,08	0,16
Свыше 6 до 7	Свыше 8 до 10	2×3,7×10	2,9	1,0	...	...
Свыше 7 до 8	Свыше 10 до 12	2,5×3,7×10	2,7	1,2	0,16	0,25
Свыше 8 до 10	Свыше 12 до 15	3×5×13	3,8	1,4		
Свыше 10 до 12	Свыше 15 до 18	3×6,5×16	5,3	1,4		
Свыше 12 до 14	Свыше 18 до 20	4×6,5×16	5,0	1,8		
Свыше 14 до 16	Свыше 20 до 22	4×7,5×19	6,0	1,8		
Свыше 16 до 18	Свыше 22 до 25	5×6,5×16	4,5	2,3		
Свыше 18 до 20	Свыше 25 до 28	5×7,5×19	5,5	2,3	0,16	Св. 0,25
Свыше 20 до 22	Свыше 28 до 32	5×9×22	7,0	2,3	...	до 0,4
Свыше 22 до 25	Свыше 32 до 36	6×9×22	6,5	2,8	0,25	
Свыше 25 до 28	Свыше 36 до 40	6×10×25	7,5	2,8		
Свыше 28 до 32	до 40	8×11×28	8,0	3,3		0,4...
Свыше 32 до 38	до 40	10×13×32	10	3,3		0,6

Пример условного обозначения сегментной шпонки

исполнения 1 $b \times h = 5 \times 6,5$ мм :

Шпонка 1 5×6,5 ГОСТ 24071 - 80

То же, исполнение 2 сечение $b \times h_1 = 5 \times 5,2$ мм :

Шпонка 2 5×5,2 ГОСТ 24071 - 80

Приложение 3

СОЕДИНЕНИЯ ШЛИЦЕВЫЕ ПРЯМОБОЧНЫЕ (ГОСТ 1139 - 80)

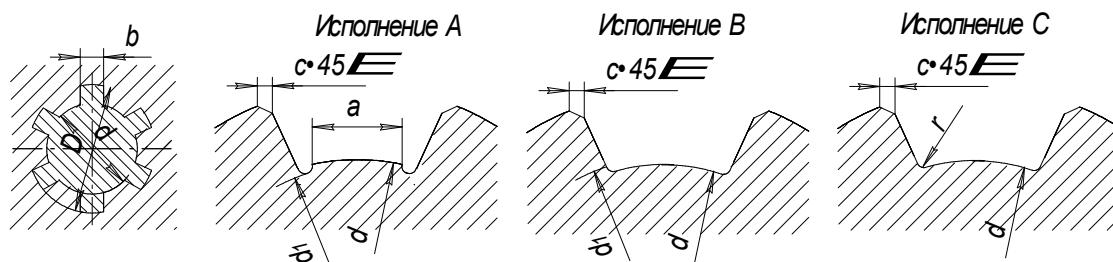


Таблица П.3

РАЗМЕРЫ ЛЕГКОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
6 × 23 × 26	6	22,1	3,54	0,3	+0,2	0,2
6 × 26 × 30	6	24,6	3,85			
6 × 28 × 32	7	26,7	4,03			
8 × 32 × 36	6	30,4	2,71	0,4	+0,2	0,3
8 × 36 × 40	7	34,5	3,46			
8 × 42 × 46	8	40,4	5,03			
8 × 46 × 50	9	44,6	5,73			
8 × 52 × 58	10	49,7	4,89	0,5	+0,3	0,5
8 × 56 × 62	10	53,6	6,38			
8 × 62 × 68	12	59,8	7,31			
10 × 72 × 78	12	69,6	5,45			
10 × 82 × 88	12	79,3	8,62			
10 × 92 × 98	14	89,4	10,08			
10 × 102 × 108	16	99,9	11,49			
10 × 112 × 120	18	108,8	10,72			

РАЗМЕРЫ СРЕДНЕЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номиналь ный размер	Предельн ые отклонен ия	
6×11×14	3	9,9	—	0,3	+0,2	0,2
6×13×16	3,5	12,0	—			
6×16×20	4	14,5	—			
6×18×22	5	16,7	—			
6×21×25	5	19,5	1,95			
6×23×28	6	21,3	1,34			
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		0,3
6×28×34	7	25,9	1,7			
8×32×38	6	29,4	-			
8×36×42	7	33,5	1,02			
8×42×48	8	39,5	2,57			
8×46×54	9	42,7	—	0,5	+0,3	0,5
8×52×60	10	48,7	2,44			
8×56×65	10	52,2	2,5			
8×62×72	12	57,8	2,4			
10×72×82	12	67,4	—			
10×82×92	12	77,1	3,0			
10×92×102	14	87,3	4,5			
10×102×112	16	97,7	6,3			
10×112×125	18	106,3	4,4			

РАЗМЕРЫ ТЯЖЕЛОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номина льный размер	Предель ные отклоне ния	
6×11×14	3	9,9	—	0,3	+0,2	0,2
6×13×16	3.5	12,0	—			
6×16×20	4	14,5	—			
6×18×22	5	16,7	—			
6×21×25	5	19,5	1,95			
6×23×28	6	21,3	1,34			
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		0,3
6×28×34	7	25,9	1,7			
8×32×38	6	29,4	—			
8×36×42	7	33,5	1,02			
8×42×48	8	39,5	2,57			
8×46×54	9	42,7	—	0,5	+0,3	0,5
8×52×60	10	48,7	2.44			
8×56×65	10	52,2	2,5			
8×62×72	12	57,8	2,4			
10×72×82	12	67,4	—			
10×82×92	12	77,1	3,0			
10×92×102	14	87,3	4,5			
10×102×112	16	97,7	6,3			
10×112×125	18	106,3	4,4			

Примечание.

Шлицевые валы исполнений А и С изготавливаются при центрировании по внутреннему диаметру, исполнения В – при центрировании по наружному диаметру и боковым сторонам зубьев.

РЕЗЬБА МЕТРИЧЕСКАЯ (ГОСТ 9150–80)

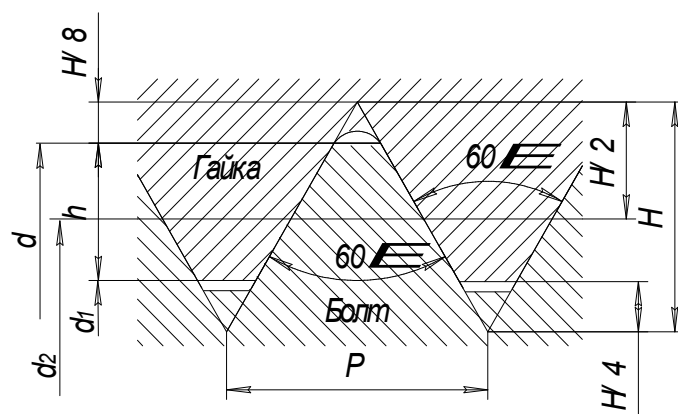


Таблица П. 4

Диаметр наружный, d , мм			Шаг, P , мм	Диаметр, мм			Площадь расчетного сечения A_{cp} , мм ²	Угол подъема резьбы ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средн ий резьб ы $d_2 = D_2$	внутрен · гайки $d_1 = D_1$	рас чет- ный вин та d_p		
5	—	—	0,8	4,480	4,134	4,25	14	3°15'
			0,5	4,675	4,459	4,53	16	1°67'
-	-	5,5	0,5	5,175	4,959	5,03	20	1°56'
6	—	—	1	5,350	4,918	5,06	20	3°24'
			0,75	5,513	5,188	5,30	22	2°29'
			0,5	5,675	5,459	5,53	24	1°36'
—	—	7	1	6,350	5,918	6,06	29	2°52'
			0,75	6,513	6,188	6,30	31	2°6'
			0,5	6,675	6,459	6,53	33	1°22'
8	—	—	1,25	7,188	6,647	6,83	37	3°10'
			1	7,350	6,918	7,06	39	2°29'
			0,75	7,513	7,188	7,30	42	1°49'
			0,5	7,675	7,459	7,53	44	1°11'
—	—	9	1,25	8,188	7,647	7,83	48	2°47'
			1	8,350	7,918	8,06	51	2°11'
			0,75	8,513	8,188	8,30	54	1°36'
			0,5	8,675	8,459	8,53	57	1°3'

Диаметр наружный d , мм			Шаг P , мм	Диаметр, мм			A_{cp} , мм ²	Ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внутрен · гайки $d_1 = D_1$	расче тн. винта d_p		
10	—	—	1,5	9,026	8,376	8,59	58	3°2'
			1,25	9,188	8,647	8,83	61	2°29'
			1	9,350	8,918	9,06	64	1°57'
			0,75	9,513	9,188	9,30	68	1°26'
			0,5	9,675	9,459	9,53	71	1°22'
—	—	11	(1,5)	10,026	9,376	9,59	72	2°29'
			1	10,188	9,918	10,06	79	1°46'
			0,75	10,350	10,188	10,30	83	1°18'
			0,5	10,513	10,459	10,53	87	0°51'
12	—	—	1,75	10,863	10,106	10,36	84	2°56'
			1,5	11,026	10,376	10,59	88	2°29'
			1,25	11,180	10,647	10,83	92	2°2'
			1	11,350	10,918	10,06	96	1°36'
			0,75	11,513	11,188	11,30	100	1°11'
			0,5	11,675	11,495	11,53	104	0°47'
—	14	—	2	12,701	11,835	12,12	115	2°52'
			1,5	13,026	12,376	12,59	124	2°6'
			1,25	13,180	12,647	12,83	129	1°44'
			1	13,350	12,918	13,06	134	1°22'
			0,75	13,513	13,188	13,30	139	1°1'
			0,5	13,675	13,495	13,53	144	0°40'
—	—	15	1,5	14,026	13,376	13,59	145	1°57'
			(1)	14,350	13,918	14,06	155	1°16'
16	—	—	2	14,701	13,835	14,12	156	2°29'
			1,5	15,026	14,376	14,59	167	1°49'
			1	15,350	14,918	15,06	178	1°11'
			0,75	15,513	15,188	15,30	184	0°53'
			0,5	15,675	15,495	15,53	189	0°35'

продолжение табл. П. 4

Диаметр Наружный, d , мм			Шаг, P , мм	Диаметр, мм			A_{cp} , $мм^2$	ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средни й резьбы $d_2 = D_2$	внутр ен. гайки $d_1 = D_1$	расче тн. винт а d_p		
—	—	17	1,5 (1)	16,026 16,350	15,376 15,918	15,59 16,06	191 203	1°42' 1°7'
—	18	—	2,5	16.376	15.294	15.65	192	2°47'
			2	16.701	15.835	16.12	204	2°11'
			1,5	17.026	16.376	16.59	216	1°36'
			1	17.350	18.918	17.06	228	1°3'
			0,75	17.513	17.188	17.30	235	0°47'
			0,5	17.675	17.495	17.53	241	0°31'
20	—	—	2.5	18.376	17.294	17.65	245	2°29'
			2	18.701	17.835	18.12	258	1°57'
			1.5	19.026	18.376	18.59	271	1°26'
			1	19.350	18.918	19.06	285	1°22'
			0.75	19.513	19.188	19.30	292	0°42'
			0.5	19.675	19.495	19.53	300	0°28'
—	—	22	2.5	20.376	19.294	19.65	303	2°18'
			2	20.701	19.835	20.12	318	1°46'
			1.5	21.026	20.376	20.59	333	1°18'
			1	21.350	20.918	21.06	348	0°51'
			0.75	21.513	21.188	21.30	356	0°38'
			0.5	21.675	21.495	21.53	364	0°25'
24	—	—	3	22.051	20.752	21.18	352	2°29'
			2	22.701	21.835	22.12	384	1°36'
			1.5	23.026	22.376	22.59	401	1°11'
			1	23.350	22.918	23.06	418	0°47'
			0.75	23.513	23.188	23.30	426	0°35'
—	—	25	2	23.701	22.835	23.12	420	1°33'
			1.5	24.026	23.376	23.59	437	1°8'
			0.75	24.350	23.918	24.06	455	0°45'

продолжение табл. П. 4

Диаметр наружный d , мм			Шаг P , мм	Диаметр, мм			A_{cp} , мм ²	ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внутре н. гайки $d_1 = D_1$	расче тн. винта d_p		
—	—	(26)	1.5	25.026	24.376	24.59	475	1°6'
—	27	—	3	25.051	23.752	24.18	459	2°11'
			2	25.701	24.835	25.12	496	1°25'
			1.5	26.026	25.376	25.59	514	1°3'
			1	26.350	25.918	26.06	533	0°42'
			0.75	26.513	26.188	26.30	543	0°31'
—	—	(28)	2	26.701	25.835	26.12	536	1°22'
			1.5	27.026	26.376	26.59	555	1°1'
			1	27.350	26.918	27.06	575	0°40'
30	—	—	3.5	27.727	26.211	26.72	561	2°18'
			(3)	28.051	26.752	27.18	580	1°57'
			2	28.701	27.835	28.12	621	1°16'
			1.5	29.026	28.376	28.59	642	0°57'
			1	29.350	28.918	29.06	663	0°37'
			0.75	29.513	29.188	29.30	674	0°28'
—	—	(32)	2	30.701	29.835	30.12	712	1°1'
			1.5	31.026	30.376	30.59	735	0°53'
—	33	—	3.5	30.727	29.211	29.72	694	2°5'
			(3)	31.051	29.752	30.18	715	1°46'
			2	31.701	30.835	31.12	761	1°9'
			1.5	32.026	31.376	31.59	784	0°51'
			1	32.350	31.918	32.06	807	0°34'
			0.75	32.613	32.188	32.30	819	0°25'

Приложение 5

УГОЛКИ СТАЛЬНЫЕ ГОРЯЧЕКАТАНЫЕ РАВНОПОЛОЧНЫЕ

СОРТАМЕНТ

Условные обозначения к [рисунку 1](#) и [таблице 1](#):

b - ширина полки;

t - толщина полки;

R - радиус внутреннего закругления;

r - радиус закругления полки;

F - площадь поперечного сечения;

I - момент инерции;

x_0 - расстояние от центра тяжести до наружной грани полки;

I_{xy} - центробежный момент инерции;

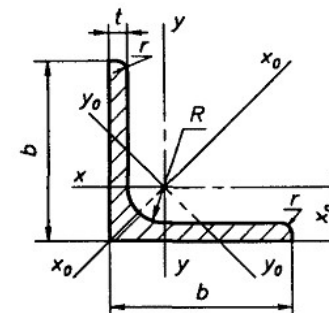


Рисунок 1

ВЫДЕРЖКИ из ГОСТ 8509-93

Таблица П.5

Номер уголка	b	t	R	r	$F, \text{см}^2$	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						$x - x$			$x_0 - x_0$		$y_0 - y_0$			$I_{xy}, \text{см}^4$	$x_0, \text{см}$	
						$I_x, \text{см}^4$	$Wx, \text{см}^3$	$i_x, \text{см}$	$I_{x0} \text{ max}, \text{см}^4$	$i_{x0} \text{ max}, \text{см}$	$I_{y0} \text{ min}, \text{см}^4$	$W_{y0}, \text{см}^3$	$i_{y0} \text{ min}, \text{см}$			
мм																
2	20	3	3,5	1,2	1,13	0,40	0,28	0,59	0,63	0,75	0,17	0,20	0,39	0,23	0,60	0,89
		4	3,5	1,2	1,46	0,50	0,37	0,58	0,78	0,73	0,22	0,24	0,38	0,28	0,64	1,15
2,5	25	3	3,5	1,2	1,43	0,81	0,46	0,75	1,29	0,95	0,34	0,33	0,49	0,47	0,73	1,12
		4	3,5	1,2	1,86	1,03	0,59	0,74	1,62	0,93	0,44	0,41	0,48	0,59	0,76	1,46
3	30	3	4,0	1,3	1,74	1,45	0,67	0,91	2,30	1,15	0,60	0,53	0,59	0,85	0,85	1,36
		4	4,0	1,3	2,27	1,84	0,87	0,90	2,92	1,13	0,77	0,61	0,58	1,08	0,89	1,78
4	40	3	5,0	1,7	2,35	3,55	1,22	1,23	5,63	1,55	1,47	0,95	0,79	2,08	1,09	1,85
		4	5,0	1,7	3,08	4,58	1,60	1,22	7,26	1,53	1,90	1,19	0,78	2,68	1,13	2,42
		5	5,0	1,7	3,79	5,53	1,95	1,21	8,75	1,52	2,30	1,39	0,78	3,22	1,17	2,98
4,5	45	3	5,0	1,7	2,65	5,13	1,56	1,39	8,13	1,75	2,12	1,24	0,89	3,00	1,21	2,08
		4	5,0	1,7	3,48	6,63	2,04	1,38	10,52	1,74	2,74	1,54	0,89	3,89	1,26	2,73

Номер уголка	<i>b</i>	<i>t</i>	<i>R</i>	<i>r</i>	<i>F</i> , см ²	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						<i>x - x</i>			<i>x</i> ₀ - <i>x</i> ₀		<i>y</i> ₀ - <i>y</i> ₀			<i>I</i> _{xy} , см ⁴	<i>x</i> ₀ , см	
						<i>I</i> _x , см ⁴	<i>W</i> _x , см ³	<i>i</i> _x , см	<i>I</i> _{x0 max} , см ⁴	<i>i</i> _{x0 max} , см	<i>I</i> _{y0 min} , см ⁴	<i>W</i> _{y0} , см ³	<i>i</i> _{y0 min} , см			
		5	5,0	1,7	4,29	8,03	2,51	1,37	12,74	1,72	3,33	1,81	0,88	4,71	1,30	3,37
5	50	3	5,5	1,8	2,96	7,11	1,94	1,55	11,27	1,95	2,95	1,57	1,00	4,16	1,33	2,32
		4	5,5	1,8	3,89	9,21	2,54	1,54	14,63	1,94	3,80	1,95	0,99	5,42	1,38	3,05
		5	5,5	1,8	4,80	11,20	3,13	1,53	17,77	1,92	4,63	2,30	0,98	6,57	1,42	3,77
		6	5,5	1,8	5,69	13,07	3,69	1,52	20,72	1,91	5,43	2,63	0,98	7,65	1,46	4,47
5,6	56	4	6,0	2,0	4,38	13,10	3,21	1,73	20,79	2,18	5,41	2,52	1,11	7,69	1,52	3,44
		5	6,0	2,0	5,41	15,97	3,96	1,72	25,36	2,16	6,59	2,97	1,10	9,41	1,57	4,25
6,3	63	4	7,0	2,3	4,96	18,86	4,09	1,95	29,90	2,45	7,81	3,26	1,25	11,00	1,69	3,90
		5	7,0	2,3	6,13	23,10	5,05	1,94	36,80	2,44	9,52	3,87	1,25	13,70	1,74	4,81
		6	7,0	2,3	7,28	27,06	5,98	1,93	42,91	2,43	11,18	4,44	1,24	15,90	1,78	5,72
7	70	4,5	8,0	2,7	6,20	29,04	5,67	2,16	46,03	2,72	12,04	4,53	1,39	17,00	1,88	4,87
		5	8,0	2,7	6,86	31,94	6,27	2,16	50,67	2,72	13,22	4,92	1,39	18,70	1,90	5,38
		6	8,0	2,7	8,15	37,58	7,43	2,15	59,64	2,71	15,52	5,66	1,38	22,10	1,94	6,39
		7	8,0	2,7	9,42	42,98	8,57	2,14	68,19	2,69	17,77	6,31	1,37	25,20	1,99	7,39
		8	8,0	2,7	10,67	48,16	9,68	2,12	76,35	2,68	19,97	6,99	1,37	28,20	2,02	8,37
8	80	5,5	9,0	3,0	8,63	52,68	9,03	2,47	83,56	3,11	21,80	7,10	1,59	30,90	2,17	6,78
		6	9,0	3,0	9,38	56,97	9,80	2,47	90,40	3,11	23,54	7,60	1,58	33,40	2,19	7,36
		7	9,0	3,0	10,85	65,31	11,32	2,45	103,60	3,09	26,97	8,55	1,58	38,30	2,23	8,51
		8	9,0	3,0	12,30	73,36	12,80	2,44	116,39	3,08	30,32	9,44	1,57	43,00	2,27	9,65
9	90	6	10,0	3,3	10,61	82,10	12,49	2,78	130,00	3,50	33,97	9,88	1,79	48,10	2,43	8,33
		7	10,0	3,3	12,28	94,30	14,45	2,77	149,67	3,49	38,94	11,15	1,78	55,40	2,47	9,64
		8	10,0	3,3	13,93	106,11	16,36	2,76	168,42	3,48	43,80	12,34	1,77	62,30	2,51	10,93
		9	10,0	3,3	15,60	118,00	18,29	2,75	186,00	3,46	48,60	13,48	1,77	68,00	2,55	12,20
10	100	6,5	12,0	4,0	12,82	122,10	16,69	3,09	193,46	3,89	50,73	13,38	1,99	71,40	2,68	10,06
		7	12,0	4,0	13,75	130,59	17,90	3,08	207,01	3,88	54,16	14,13	1,98	76,40	2,71	10,79
		8	12,0	4,0	15,60	147,19	20,30	3,07	233,46	3,87	60,92	15,66	1,98	86,30	2,75	12,25
		10	12,0	4,0	19,24	178,95	24,97	3,05	283,83	3,84	74,08	18,51	1,96	110,00	2,83	15,10
		12	12,0	4,0	22,80	208,90	29,47	3,03	330,95	3,81	86,84	21,10	1,95	122,00	2,91	17,90
		14	12,0	4,0	26,28	237,15	33,83	3,00	374,98	3,78	99,32	23,49	1,94	138,00	2,99	20,63

Номер уголка	<i>b</i>	<i>t</i>	<i>R</i>	<i>r</i>	<i>F</i> , см ²	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						<i>x - x</i>			<i>x</i> ₀ - <i>x</i> ₀		<i>y</i> ₀ - <i>y</i> ₀			<i>I</i> _{xy} , см ⁴	<i>x</i> ₀ , см	
						<i>I</i> _x , см ⁴	<i>W</i> _x , см ³	<i>i</i> _x , см	<i>I</i> _{x0 max} , см ⁴	<i>i</i> _{x0 max} , см	<i>I</i> _{y0 min} , см ⁴	<i>W</i> _{y0} , см ³	<i>i</i> _{y0 min} , см			
		16	12,0	4,0	29,68	263,82	38,04	2,98	416,04	3,74	111,61	25,79	1,94	152,00	3,06	23,30
11	110	7	12,0	4,0	15,15	175,61	21,83	3,40	278,54	4,29	72,68	17,36	2,19	106,00	2,96	11,89
		8	12,0	4,0	17,20	198,17	24,77	3,39	314,51	4,28	81,83	19,29	2,18	116,00	3,00	13,50
12,5	125	8	14,0	4,6	19,69	294,36	32,20	3,87	466,76	4,87	121,98	25,67	2,49	172,00	3,36	15,46
		9	14,0	4,6	22,00	327,48	36,00	3,86	520,00	4,86	135,88	28,26	2,48	192,00	3,40	17,30
		10	14,0	4,6	24,33	359,82	39,74	3,85	571,04	4,84	148,59	30,45	2,47	211,00	3,45	19,10
		12	14,0	4,6	28,89	422,23	47,06	3,82	670,02	4,82	174,43	34,94	2,46	248,00	3,53	22,68
		14	14,0	4,6	33,37	481,76	54,17	3,80	763,90	4,78	199,62	39,10	2,45	282,00	3,61	26,20
		16	14,0	4,6	37,77	538,56	61,09	3,78	852,84	4,75	224,29	43,10	2,44	315,00	3,68	29,65
14	140	9	14,0	4,6	24,72	465,72	45,55	4,34	739,42	5,47	192,03	35,92	2,79	274,00	3,76	19,41
		10	14,0	4,6	27,33	512,29	50,32	4,33	813,62	5,46	210,96	39,05	2,78	301,00	3,82	21,45
		12	14,0	4,6	32,49	602,49	59,66	4,31	956,98	5,43	248,01	44,97	2,76	354,00	3,90	25,50
16	160	10	16,0	5,3	31,43	774,24	66,19	4,96	1229,10	6,25	319,33	52,52	3,19	455,00	4,30	24,67
		11	16,0	5,3	34,42	844,21	72,44	4,95	1340,06	6,24	347,77	56,53	3,18	496,00	4,35	27,02
		12	16,0	5,3	37,39	912,89	78,62	4,94	1450,00	6,23	375,78	60,53	3,17	537,00	4,39	29,35
		14	16,0	5,3	43,57	1046,47	90,77	4,92	1662,13	6,20	430,81	68,15	3,16	615,00	4,47	34,20
		16	16,0	5,3	49,07	1175,19	102,64	4,89	1865,73	6,17	484,64	75,92	3,14	690,00	4,55	38,52
		18	16,0	5,3	54,79	1290,24	114,24	4,87	2061,03	6,13	537,46	82,08	3,13	771,00	4,63	43,01
		20	16,0	5,3	60,40	1418,85	125,60	4,85	2248,26	6,10	589,43	90,02	3,12	830,00	4,70	47,41
18	180	11	16,0	5,3	38,80	1216,44	92,47	5,60	1933,10	7,06	499,78	72,86	3,59	716,00	4,85	30,47
		12	16,0	5,3	42,19	1316,62	100,41	5,59	2092,78	7,04	540,45	78,15	3,58	776,00	4,89	33,12
20	200	12	18,0	6,0	47,10	1822,78	124,61	6,22	2896,16	7,84	749,40	98,68	3,99	1073,00	5,37	36,97
		13	18,0	6,0	50,85	1960,77	134,44	6,21	3116,18	7,83	805,35	105,07	3,98	1156,00	5,42	39,92
		14	18,0	6,0	54,60	2097,00	144,17	6,20	3333,00	7,81	861,00	111,50	3,97	1236,00	5,46	42,80
		16	18,0	6,0	61,98	2362,57	163,37	6,17	3755,39	7,78	969,74	123,77	3,96	1393,00	5,54	48,65
		20	18,0	6,0	76,54	2871,47	200,37	6,12	4860,42	7,72	1181,92	146,62	3,93	1689,00	5,70	60,08
		25	18,0	6,0	94,29	3466,21	245,59	6,06	5494,04	7,63	1438,38	172,68	3,91	2028,00	5,89	74,02

Номер уголка	b	t	R	r	$F, \text{ см}^2$	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг	
	мм					$x - x$			$x_0 - x_0$		$y_0 - y_0$			$I_{xy}, \text{ см}^4$	$x_0, \text{ см}$		
						$I_x, \text{ см}^4$	$W_x, \text{ см}^3$	$i_x, \text{ см}$	$I_{x0} \text{ max}, \text{ см}^4$	$i_{x0} \text{ max}, \text{ см}$	$I_{y0} \text{ min}, \text{ см}^4$	$W_{y0}, \text{ см}^3$	$i_{y0} \text{ min}, \text{ см}$				
		30	18,0	6,0	111,54	4019,60	288,57	6,00	6351,05	7,55	1698,16	193,06	3,89	2332,00	6,07	87,56	
22	220	14	21,0	7,0	60,38	2814,36	175,18	6,83	4470,15	8,60	1158,56	138,62	4,38	1655,00	5,91	47,40	
		16	21,0	7,0	68,58	3175,44	198,71	6,80	5045,37	8,58	1305,52	153,34	4,36	1869,00	6,02	53,83	

Примечания:

1 Площадь поперечного сечения и справочные величины вычислены по номинальным размерам. Плотность стали - 7,85 г/см³.

2 Радиусы закругления, указанные на [рисунке 1](#) и в [таблице 1](#), даны для построения калибра и на профиле не контролируются.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГОСТ 23360-78. Призматическая шпонка.
2. ГОСТ 24071-80. Сегментная шпонка.
3. ГОСТ 1139-80. Соединения шлицевые прямобочные.
4. ГОСТ 9150-80. Метрическая резьба.
5. Иванов М.Н., Финогенов В.А. Детали машин: Учеб. для студентов высш. техн. учеб. заведений. – 12-е изд., переработ. – М.: Высш. шк., 2008. –408 с.: ил.
6. Дунаев П.Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин. Учебн.пособие для студ. техн. спец. вузов. 11 изд. – М.: Издательский центр «Академия», 2008. – 496 с.
7. Леликов О.П. Валы и опоры с подшипниками качения. Конструирование и расчёт. Справочник. – М.: Машиностроение, 2006. – 640 с.
8. Шейнблинт А.Е. Курсовое проектирование деталей машин. – Калининград: изд. «Янтарный сказ», 2004,-454 с.
9. Ахлюстина Н.В. Расчёт соединений деталей машин. Учебное пособие и задания по разделу дисциплины “Детали машин и основы конструирования” для студентов очного и заочного обучения направления 651600 - «Технологические машины и оборудование». Екатеринбург; издание УГТГА, 2008. - 3,5 п.л.



Проректор по учебно-методическому комплексу

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.08 ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –

21.05.04 Горное дело

Специализация –

Шахтное и подземное строительство

Авторы: Котельников А.П., к.т.н., доц.

Одобрена на заседании кафедры

Технической механики

(название кафедры)

Зав. кафедрой

(подпись)

Волков Е.Б.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 17.09.2021

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией
факультета

Горно-механического

(название факультета)

Председатель

(подпись)

Осипов П.А.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 12.10.2021

(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов. Оформление необходимой документации.

1. ШПОНОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Шпоночные и шлицевые соединения служат для закрепления деталей на осях и валах и передачи крутящего момента от вала к ступице детали или наоборот, от ступицы к валу.

Рабочими гранями призматических и сегментных шпонок служат их боковые, более узкие грани. На боковых гранях возникают напряжения смятия $\sigma_{см}$, а в продольном сечении шпонки – напряжения среза $\tau_{ср}$.

Условие прочности на смятие для призматических шпонок (рис. 1):

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \leq [\sigma_{см}],$$

условие прочности шпонки на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} \leq [\tau_{ср}],$$

где T – крутящий момент на валу; d – диаметр вала; h – высота шпонки; b – ширина шпонки; $l_{раб}$ – рабочая длина призматической шпонки.

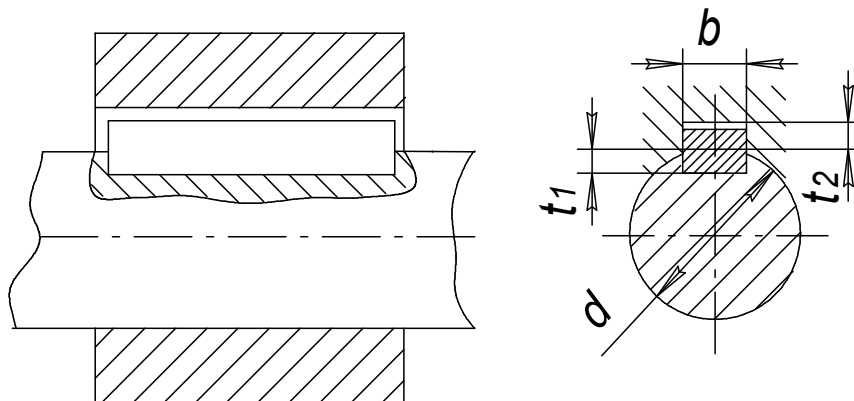


Рис. 1. Шпоночное соединение

Для неподвижных шпоночных соединений допускают: при переходных посадках $[\sigma_{см}] = 80 \dots 150$ МПа; при посадках с натягом $[\sigma_{см}] = 110 \dots 200$ МПа. Меньшие значения для чугунных ступиц и при резких изменениях нагрузки. В подвижных соединениях (в осевом направлении) $[\sigma_{см}] = 20 \dots 30$ МПа. Допускаемые напряжения на срез шпоночных соединений $[\tau_{ср}] = 60 \dots 90$ МПа.

Допускаемое напряжение смятия в неподвижных шлицевых соединениях при тяжёлых условиях эксплуатации $[\sigma_{см}] = 35 \dots 50$ МПа.

Задача № 1

Для вала диаметром 60 мм подобрать размеры призматической шпонки с закругленными концами. Определить, какой момент может передавать эта шпонка. Принять длину шпонки $l = 1,3 \cdot d$; $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Решение

По рекомендации вычисляем предварительную длину шпонки $l = 1,3 \cdot 60 = 78,0$ мм.

По ГОСТу 23360-78 принимаем $l = 80$ мм и выбираем размеры сечения шпонки высота $h = 11$ мм; ширина $b = 18$ мм в соответствии с диаметром вала $d = 60$ мм (табл.П.1). Рабочая длина шпонки

$$l_{раб} = l - b. \quad (1)$$

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \leq [\sigma_{см}], \quad (2)$$

откуда определяем крутящий момент

$$T \leq \frac{[\sigma_{см}] \cdot d \cdot h \cdot l_{раб}}{4 \cdot 10^3} = \frac{80 \cdot 60 \cdot 11 \cdot (80 - 18)}{4 \cdot 10^3} = 818 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Задача № 2

Выбрать по ГОСТу призматическую шпонку для соединения шестерни с валом диаметром 35 мм (рис.1), передаваемый момент равен $150 \text{ Н} \cdot \text{м}$. Выполнить полную проверку соединения на прочность.

Решение

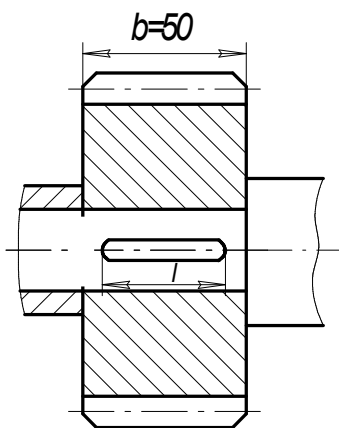


Рис. 2. Соединение
к задаче 2

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки $h = 8$ мм; $b = 10$ мм. Из конструктивных соображений длину шпонки l принимаем на 5—10 мм меньше ширины зубчатого венца шестерни $b_w = 50$ мм, поэтому $l = 45$ мм. Итак, размеры шпонки по ГОСТ $10 \times 8 \times 45$ мм.

Проверим прочность шпонки на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} = \frac{4 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 8 \cdot (45 - 10)} = 61,2 \text{ МПа} < 80 \text{ МПа}, \quad (3)$$

где $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Проверим шпонку на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} = \frac{2 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 10 \cdot (45 - 10)} = 24,5 \text{ МПа} < 60 \text{ МПа}, \quad (4)$$

где $[\tau_{ср}] = 60$ МПа. Условия прочности выполнены.

Задача № 3

Зубчатое колесо, рассчитанное для передачи окружного усилия $F_t = 6 \text{ кН}$, соединено с валом призматической шпонкой (рис.3). Проверить шпоночное соединение на прочность.

Решение

Определяем крутящий момент на валу, передаваемый цилиндрическим зубчатым колесом, Н·м:

$$T = \frac{F_t \cdot d_w}{2} = \frac{6 \cdot 10^3 \cdot 150 \cdot 10^{-3}}{2} = 450 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Диаметр вала определяем из условия прочности вала:

$$d \geq \sqrt[3]{\frac{T}{0,2[\tau]}} = \sqrt[3]{\frac{450 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 15}} = 53,1 \text{ мм}, \quad (5)$$

где $[\tau]$ – пониженное напряжение на кручение, обычно принимают для редукторных и аналогичных валов $[\tau] = (12 \dots 15) \text{ МПа}$.

Округляем по ряду Ra 40 диаметр вала $d = 56 \text{ мм}$.

Размеры шпонки выбираем по ГОСТу 23360-78 $16 \times 10 \times 50$ (по табл. П. 1).

Проводим проверку шпонки на смятие:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{\text{раб}}} = \frac{4 \cdot 450 \cdot 10^3}{56 \cdot 10 \cdot (50 - 16)} = 94,5 \text{ МПа}. \quad (6)$$

Поскольку $\sigma_{\text{см}} = 94,5 \text{ МПа} < [\sigma_{\text{см}}] = 200 \text{ МПа}$, условие прочности соблюдается, так как посадка колеса на вал с натягом.

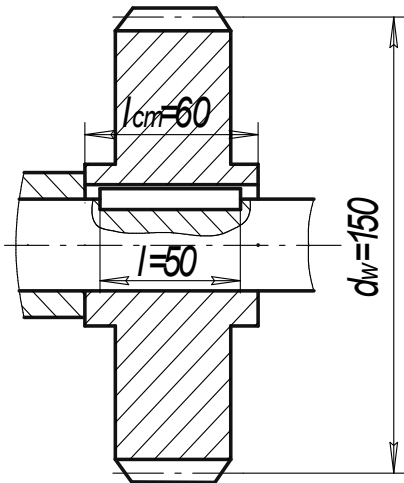


Рис.3. Соединение к задаче 3

Задача № 4

Втулочная муфта, соединяющая два вала, установлена на сегментных шпонках (рис. 4). Соединение с натягом. Подобрать размеры шпонки и проверить соединение на срез и смятие. Расчетный момент определить из условия прочности вала на кручение, при допуске напряжении на кручение $[\tau_{\text{кр}}] = 25 \text{ МПа}$, ослабление вала шпоночной канавкой не учитывать.

Решение

Условие прочности вала на кручение:

$$\tau_{\text{кр}} = \frac{T}{0,2 \cdot d^3} \leq [\tau_{\text{кр}}], \quad (7)$$

откуда вычисляем крутящий момент

$$T \leq \frac{[\tau_{кр}] \cdot 0,2 \cdot d^3}{10^3} = \frac{25 \cdot 0,2 \cdot 38^3}{10^3} = 274 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

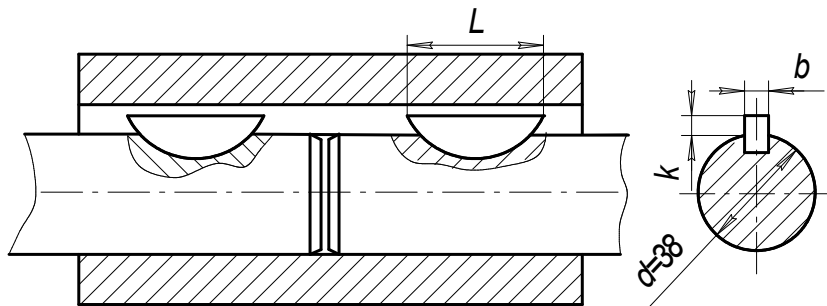


Рис. 4. Соединение к задаче 4

Размеры шпонки выбираем по ГОСТ 24071-80: высота $h=13$ мм; ширина $b=10$ мм; $D=32$ мм; глубина врезания $t_1=10$ мм; $t_2=3,3$ мм (далее в формуле $k=t_2$) см. табл. П. 2. Проверяем подобранную шпонку на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T}{d \cdot k \cdot L} = \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 3,3 \cdot 32} = 137 \text{ МПа}, \quad (8)$$

где длина шпонки $L \approx D \approx 32$ мм.

Поскольку $\sigma_{см} = 137 \text{ МПа} < [\sigma_{см}] = 200 \text{ МПа}$, то далее проверяем шпонку на срез

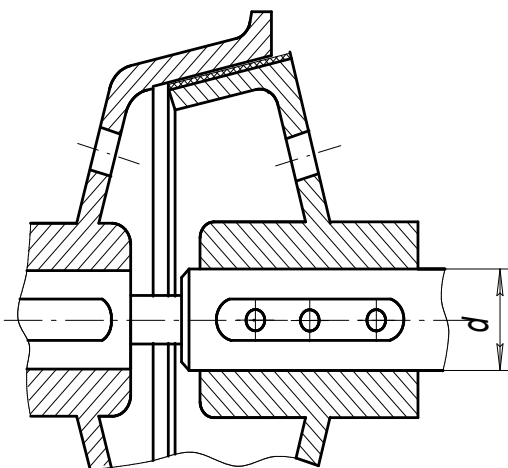
$$\tau_{ср} \approx \frac{2 \cdot T}{d \cdot b \cdot L} \approx \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 10 \cdot 32} \approx 45 \text{ МПа} < 60 \text{ МПа}. \quad (9)$$

Отмечаем, что соединение с натягом является прочным.

Задача № 5

Определить рабочую длину и сечение призматической шпонки вала конической фрикционной муфты (рис. 5.) по следующим данным: $d=45$ мм; материал сталь

50. Материал муфты – чугун СЧ18. Момент, передаваемый муфтой, равен $T = 345 \text{ Н} \cdot \text{м}$. Перемещение муфты производится под нагрузкой, вал работает с незначительными толчками, $[\sigma_{см}] = 40 \text{ МПа}$.



Решение

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки 14x9 мм, где $b=14$ мм; $h=9$ мм; $t_1=5,5$ мм; $t_2=3,8$ мм; (табл.

П.1).

Условие прочности на смятие:

Рис. 5. Муфта коническая

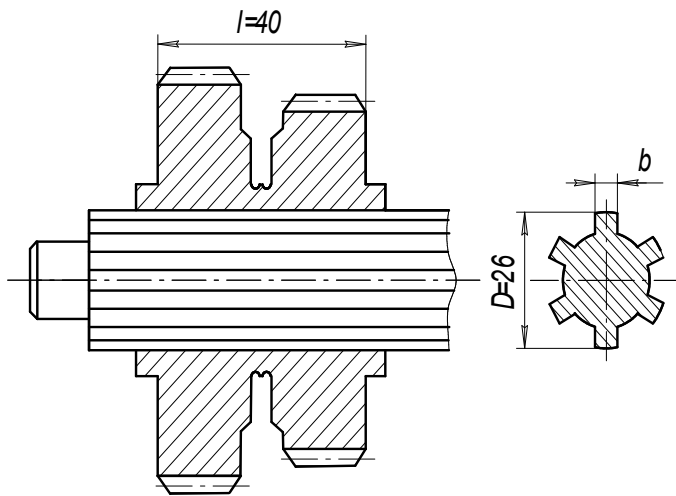
$$\sigma_{CM} = \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot l_{РАБ}} \leq [\sigma_{CM}], \quad (10)$$

откуда определяем рабочую длину шпонки $l_{РАБ} \geq \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot [\sigma_{CM}]} = \frac{4 \cdot 345 \cdot 10^3}{45 \cdot 9 \cdot 40} = 85,2 \text{ мм}.$

Вычисляем предварительно длину призматической шпонки $l = l_{РАБ} + b = 85,2 + 14 = 99,2 \text{ мм}$ и принимаем по ГОСТ окончательно $l = 100 \text{ мм}.$

2. ШЛИЦЕВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6



Проверить зубчатое (шлицевое) прямобочное соединение блока шестерен с валиком (рис. 6) коробки передач токарного станка по следующим данным: материал вала – сталь 45, число зубьев (шлицов) $z = 6$. Передаваемый момент $T = 100 \text{ Н·м}$. Блок шестерен из стали 40, переключение не под нагрузкой. Рабочая поверхность шлицов термически обработана и

шлифована.
Рис. 6. Шлицевое соединение

Условия эксплуатации средние.

Решение

По заданному наружному диаметру $D = 26 \text{ мм}$ выбираем по табл. П.3 легкую серию с размерами: $b = 6 \text{ мм}$, $c = 0,3 \text{ мм}$, $l = 40 \text{ мм}$, $d = 23 \text{ мм}$, $z = 6$.

Проверяем соединение на смятие:

$$\sigma_{CM} = \frac{2 \cdot T}{d_{cp} \cdot k_3 \cdot z \cdot h \cdot l} \leq [\sigma_{CM}], \quad (11)$$

где $d_{cp} = \frac{D + d}{2} = \frac{26 + 23}{2} = 24,5 \text{ мм}$; $k_3 = 0,7 \dots 0,8$; принимаем $k_3 = 0,75$;

$h = \frac{D - d}{2} - 2 \cdot c = \frac{26 - 23}{2} - 2 \cdot 0,3 = 0,9 \text{ мм}$; $[\sigma_{CM}] = 45 \text{ МПа}$;

$\sigma_{CM} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{24,5 \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot 0,9 \cdot 40} = 50,4 \text{ МПа} > 45 \text{ МПа}$, из этого следует, что легкая

серия не подходит, а значит выбираем среднюю. Для средней серии: $D = 26 \text{ мм}$, $b = 6 \text{ мм}$, $c = 0,3 \text{ мм}$, $l = 40 \text{ мм}$, $d = 23 \text{ мм}$, $z = 6$.

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{25,5 \cdot 0,75 \cdot 6 \cdot 1,9 \cdot 40} = 22,9 \text{ МПа}, \quad \text{где} \quad d_{\text{ср}} = \frac{D + d}{2} = \frac{28 + 23}{2} = 25,5 \text{ мм};$$

$$h = \frac{D - d}{2} - 2 \cdot c = \frac{28 - 23}{2} - 2 \cdot 0,3 = 1,9 \text{ мм}; \quad \sigma_{\text{см}} = 22,9 \text{ МПа} < 45 \text{ МПа},$$

следовательно, средняя серия удовлетворяет условию прочности.

3. СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Сварка – это технологический процесс соединения металлических деталей при сильном местном нагреве их до расплавленного или пластического состояния с применением давления. Затвердевший после сварки металл называется сварным швом. Прочность соединения зависит от однородности и непрерывности материала сварного шва и окружающей его зоны.

Наибольшее распространение получили следующие виды сварки: электродуговая ручная, автоматическая дуговая под слоем флюса, контактная (оплавленная, точечная, шовная, трением). Электрошлаковая сварка предназначена для соединения деталей большой толщины и для чугуновых отливок.

Все виды контактной сварки высокопроизводительны, их широко применяют в массовом производстве для сварки труб, арматуры, кузовов автомашин, металлической обшивки железнодорожных вагонов, корпусов самолетов, тонкостенных резервуаров и т. д.

В зависимости от толщины свариваемых дуговой сваркой деталей требования к форме кромок различны: края тонких листов до 3 мм загибают, кромки листов толщиной от 8 до 20 мм при автоматической сварке выполняют прямыми, а при большей толщине деталей делают скошенные края под углом 60 градусов.

По сравнению с клёпаными и литыми конструкциями сварные обеспечивают существенную экономию металла и значительно снижают трудоемкость процесса изготовления. Поэтому сварные конструкции в большинстве случаев гораздо дешевле клепаных и литых. Применение сварки особенно целесообразно при изготовлении конструкций сложной формы, отдельные детали которых получают прокаткой, ковкой, штамповкой и отливкой.

К недостаткам сварных конструкций относятся: появление остаточных напряжений в свариваемых элементах после окончания процесса сварки, коробление, плохое восприятие переменных и особенно вибрационных нагрузок, сложность и трудоемкость контроля качества сварных швов.

Конструкции и расчет на прочность. Сварные соединения относятся к неразъёмным. По взаимному расположению элементов их можно разделить на следующие группы: стыковые, угловые, нахлесточные и тавровые.

Сварной шов стыкового соединения называется стыковым швом, а сварной шов углового, нахлесточного или таврового соединений – угловым швом.

Стыковые швы рассчитывают:

$$\text{на растяжение } \sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} \leq [\sigma']_p; \quad (12)$$

$$\text{и на сжатие } \sigma_{сж} = \frac{F}{b \cdot \delta} \leq [\sigma']_{сж}; \quad (13)$$

$$\text{а также на изгиб } \sigma = \frac{M}{W} = \frac{M \cdot 6}{b \cdot \delta^2}, \quad (14)$$

где F – внешняя нагрузка; $[\sigma']_p$ – допускаемое напряжение сварного шва при растяжении, пишется со штрихом и вычисляется по формуле: $[\sigma']_p = (0,9 \dots 1,0) \cdot [\sigma_p]$; $[\sigma_p]$ – допускаемое напряжение при растяжении для материала деталей; b – длина сварного шва; δ – толщина деталей; M – изгибающий момент в плоскости сечения; W – момент сопротивления расчетного сечения шва.

Угловые швы имеют следующие основные геометрические характеристики – катет k и высоту h ; для нормального шва $h = k \sin 45 = 0,7k$ (рис. 7).

В зависимости от расположения швы различают: фланговые, лобовые и косые.

Лобовой шов расположен перпендикулярно линии действия нагружающей силы, а фланговый – параллельно. Обычно применяют комбинированные сварные швы в соединениях.

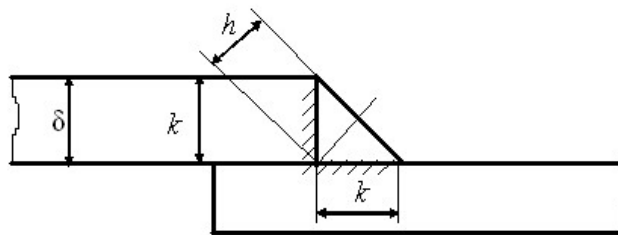


Рис. 7. Угловой шов

Условие прочности флангового шва записывается в виде:

$$\tau = \frac{F}{0,7k_l \cdot 2l} \leq [\tau'] \quad (15)$$

где $[\tau']$ – допускаемое напряжение в сварном шве при срезе.

Для сравнительно коротких швов, если соединение нагружено парой сил с моментом T , касательные напряжения определяется в виде

$$\tau = \frac{T}{0,7klb} \leq [\tau'] \quad (16)$$

Если одна из соединяемых деталей асимметрична, например, к листу приварен уголок, то расчет прочности производят с учетом нагрузки, воспринимаемой каждым швом и распределяемой по швам обратно пропорционально плечам a_1 и a_2 (рис. 8).

При этом напряжения в обоих фланговых швах определяются:

$$\tau = \frac{F}{0,7k(l_1 + l_2)} \leq [\tau'] \quad (17)$$

и длина каждого шва находится обратно пропорционально плечам: $\frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1}$.

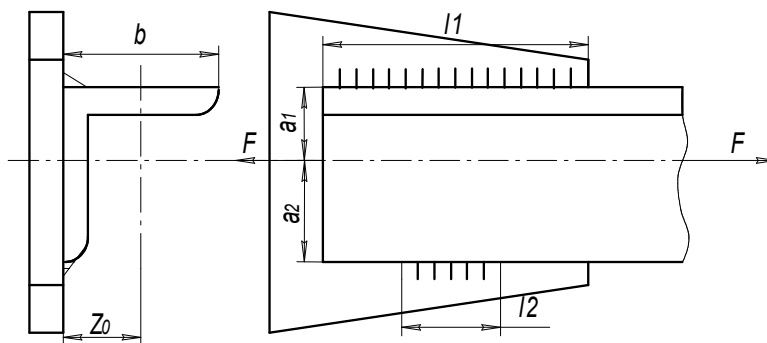


Рис. 8. Фланговый шов асимметричной детали

Лобовые швы

Лобовые швы рассчитывают только по касательным напряжениям, действующим в плоскости биссектрисы m-m:

$$\tau = \frac{F}{0,7kl} \leq [\tau'] \quad (18)$$

Если соединение нагружено парой сил с моментом Т, то условие прочности:

$$\tau_c = \frac{T}{W} = \frac{6T}{0,7klb^2} \leq [\tau'_c]. \quad (19)$$

При сложном напряженном состоянии растяжения (или сжатия) с изгибом прочность соединения определяют по формулам:

для соединений встык, выполненных стыковым швом

$$\sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} + \frac{6M}{b \cdot \delta^2} \leq [\sigma'_p] \quad (20)$$

для нахлесточных соединений, выполненных угловыми швами

$$\tau_c = \frac{6M}{0,7k \cdot 2l^2} + \frac{F}{0,7k \cdot 2l} \leq [\tau'_c]. \quad (21)$$

Для решения задач приведены физико-механические свойства некоторых сталей (табл. 1).

Таблица 1

Физико-механические свойства некоторых материалов

Марка стали	Предел прочности σ_b , МПа	Предел текучести σ_T , МПа	Предел выносливости σ_{-1} , МПа

Ст 3 и 10	340	200	160
Сталь 20	400	240	170
Сталь 35	500	300	180
Сталь 45	600	360	240
Сталь 35 Х	800	640	280
Сталь 30ХГСА	1000	900	300

Допускаемые напряжения сварных швов зависят от вида шва, способа сварки, марки электродов и характера нагрузки (табл.2.).

Таблица 2

Допускаемые напряжения в сварных швах

Вид технологического процесса сварки	Допускаемые напряжения в швах при		
	Растяжении $[\sigma']_p$	Сжатии $[\sigma']_{сж}$	Срезе $[\tau']$
Автоматическая под флюсом, ручная электродами Э42А и Э50А, контактная стыковая	$[\sigma]_p$	$[\sigma]_p$	$0,65[\sigma]_p$
Ручная дуговая электродами Э42 и Э50, газовая сварка	$0,9[\sigma]_p$	$[\sigma]_p$	$0,6[\sigma]_p$
Контактная точечная и шовная	-	-	$0,5[\sigma]_p$

Примечание. $[\sigma]_p = \sigma_T / s$ - допускаемое напряжение на растяжение для материала соединяемых деталей при статических нагрузках. Для металлических конструкций запас прочности $s = 1,4 \dots 1,6$.

Задача №7

Проверить прочность соединения двух стальных листов толщиной $\delta = 10$ мм, шириной $b = l = 200$ мм, нагруженных силой $F = 140$ кН. Материал – сталь Ст5 ($\sigma_T = 200$ МПа).

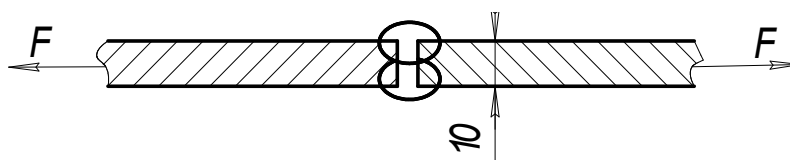


Рис. 9. Сварное соединение к задаче 7

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале

$$[\sigma]_p = \sigma_T / s = \frac{200}{1,5} = 133 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве по табл. 2:

$$[\sigma']_p = 0,9 \cdot 133 = 120 \text{ МПа}.$$

Запишем условие прочности сварного шва

$$\sigma'_p = \frac{F}{\delta \cdot l} \leq [\sigma']_p \quad (22)$$

и вычислим

$$\sigma'_p = \frac{140 \cdot 10^3}{200 \cdot 10^{-3} \cdot 10 \cdot 10^{-3}} = 70 \cdot 10^6 \text{ Па} = 70 \text{ МПа} < 120 \text{ МПа}$$

Значит, соединение прочное.

Задача № 8

Две полосы из стали Ст3 шириной 200 мм и толщиной 12 мм соединены сварным швом и нагружены силами F (рис. 8). Материал листов – сталь Ст3, для которой $[\sigma_p] = 160 \text{ МПа}$. Требуется определить допускаемые значения силы для следующих вариантов выполнения шва:

- а) ручная сварка электродом Э42;
- б) сварка автоматическая под слоем флюса.

Для каждого из указанных вариантов определить процент использования основного материала конструкции.

Решение

а) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:

б) $[\sigma'] = 0,9 \cdot [\sigma_p] = 0,9 \cdot 160 = 144 \text{ МПа}$ - по табл. 2;

Из условия прочности $\sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} \leq [\sigma'_p]$ (23)

определяем усилие: $F \geq b \cdot \delta \cdot [\sigma'] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 144 \cdot 10^6 = 346 \text{ кН}$. (24)

Использовано только 90% основного материала.

б) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:

$[\sigma'] = [\sigma_p] = 160 \text{ МПа}$

определяем усилие: $F \geq A \cdot [\sigma'] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 160 \cdot 10^6 = 384 \text{ кН}$.

Используется 100% основного материала.

Задача №9

Определить длины сварных швов, соединяющих уголок с косынкой. Сварка ручная электродом Э42. Катет швов равен толщине полки уголка №10. Материал сталь 35.

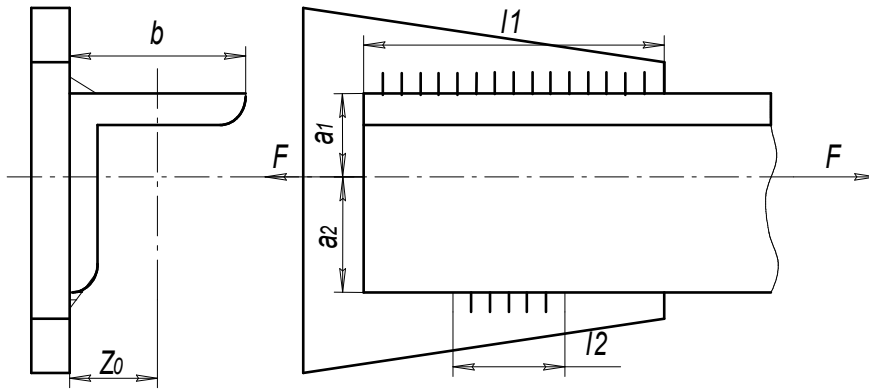


Рис.10. Сварное соединение задаче 9

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{S} = \frac{300}{1,5} = 200 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$[\tau'_c] = 0,6 \cdot [\sigma_p] = 0,6 \cdot 200 = 120 \text{ МПа}$$

По справочнику [6] для уголка № 10 определяем размеры: ширина полки $b = 100 \text{ мм}$; толщина полки $t = 10 \text{ мм}$; расстояние от полки до центра тяжести $z_0 = 28,3 \text{ мм}$; площадь $A = 1920 \text{ мм}^2$; $a_1 = 28,3 \text{ мм}$; $a_2 = b - z_0 = 100 - 28,3 = 71,7 \text{ мм}$.

Исходя из прочности уголка $\sigma_p = \frac{F}{A} \leq [\sigma_p]$,

определяем допускаемую силу $F \leq A \cdot [\sigma_p] = 1920 \cdot 10^{-6} \cdot 200 \cdot 10^6 = 384 \cdot 10^3 \text{ Н} = 384 \text{ кН}$.

Составляем условие прочности для сварного шва:

$$\tau = \frac{F}{0,7K \cdot l_\Sigma} \leq [\tau'_c], \quad (25)$$

откуда определяем суммарную длину сварного шва (l_Σ)

$$l_\Sigma \geq \frac{F}{0,7k \cdot [\tau'_c]} = \frac{384 \cdot 10^3}{0,7 \cdot 10^{-2} \cdot 120 \cdot 10^6} = 457 \cdot 10^{-3} \text{ м}.$$

$$\text{Решаем систему уравнений } \frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1} = \frac{71,7}{28,3} = 2,53; \quad (26)$$

$$l_1 + l_2 = l_\Sigma. \quad (27)$$

Из уравнения (26) $l_1 = 2,53 \cdot l_2$;

подставляем в уравнение (27) $2,53 \cdot l_2 + l_2 = 457 \text{ мм}$;

далее вычисляем $l_2 = \frac{457}{3,53} = 129 \text{ мм}$; $l_1 = l_\Sigma - l_2 = 455 - 129 = 328 \text{ мм}$.

Ответ: $l_1 = 328 \text{ мм}$; $l_2 = 129 \text{ мм}$.

Задача № 10

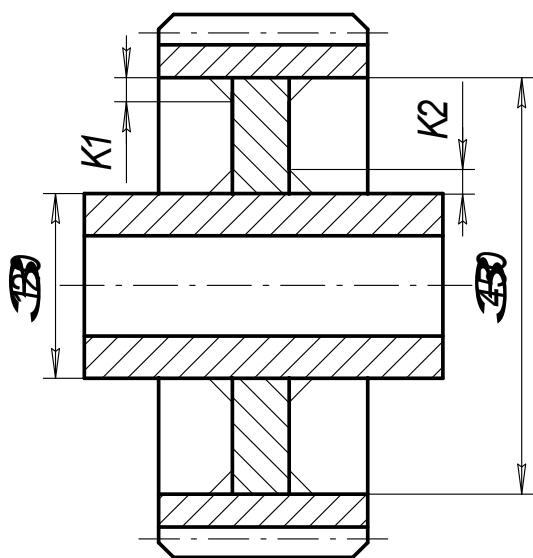
Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и

диск со ступицей диаметром 120 мм. Катеты сварных швов $k_1 = 4$ мм, $k_2 = 6$ мм. Передаваемая мощность $P = 18$ кВт и угловая скорость зубчатого колеса $\omega = 3 \text{ рад/с}$. Диаметры $d_2 = 120$ мм; $D_1 = 450$ мм. Допускаемое напряжение $[\sigma_p] = 200$ МПа.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):
 $[\tau'_c] = 0,6 \cdot [\sigma_p] = 0,6 \cdot 200 = 120 \text{ МПа}$.

Определяем крутящий момент, передаваемый зубчатым колесом:



$$T = \frac{P \cdot 10^3}{\omega} = \frac{18 \cdot 10^3}{3} = 6 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

Условия прочности для двухстороннего сварного шва 1 между диском и зубчатым ободом:

$$\tau'_1 = \frac{F_1}{0,7 K_1 \cdot 2\pi D_1} \leq [\tau'], \quad (28)$$

где $F_1 = \frac{2T}{D_1} = \frac{2 \cdot 6000}{450 \cdot 10^{-3}} = 26,7 \text{ кН};$

$$\tau'_1 = \frac{26,7 \cdot 10^3}{0,7 \cdot 4 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3,14 \cdot 450 \cdot 10^{-3}} = 3,37 \cdot 10^6 \text{ Па} = 3,37 \text{ МПа};$$

соединение прочное, так как $3,37 \text{ МПа} < 120 \text{ МПа}$.

Рис.11. Сварное зубчатое колесо

Условия прочности для сварного шва 2 между диском и ступицей:

$$\tau'_2 = \frac{F_2}{0,7 k_2 \cdot 2\pi \cdot d_2} \leq [\tau'], \quad (29)$$

где $F_2 = \frac{2 \cdot T}{d_2} = \frac{2 \cdot 6000}{120 \cdot 10^{-3}} = 100 \text{ кН};$

$$\tau'_2 = \frac{100 \cdot 10^3}{0,7 \cdot 6 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3,14 \cdot 120 \cdot 10^{-3}} = 31,6 \text{ МПа}.$$

Напряжение $31,6 \text{ МПа} < 120 \text{ МПа}$, следовательно, соединение прочное.

Задача № 11

Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2. Заданы действующее усилие $Q = 11$ кН; расстояние от сварного шва до точки приложения усилия $a = 15$ см, сварные швы выполнены с обеих сторон. Материал свариваемых деталей сталь 35. Вид сварки принять самостоятельно.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{S} = \frac{300}{1,5} = 200 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$[\tau'_c] = 0,6 \cdot [\sigma_p] = 0,6 \cdot 200 = 120 \text{ МПа}.$$

Переносим силу Q , действующую на уголок 2, к центру сварного шва и уравниваем её. Таким образом получаем, что на сварной шов действует сила Q и изгибающий момент M .

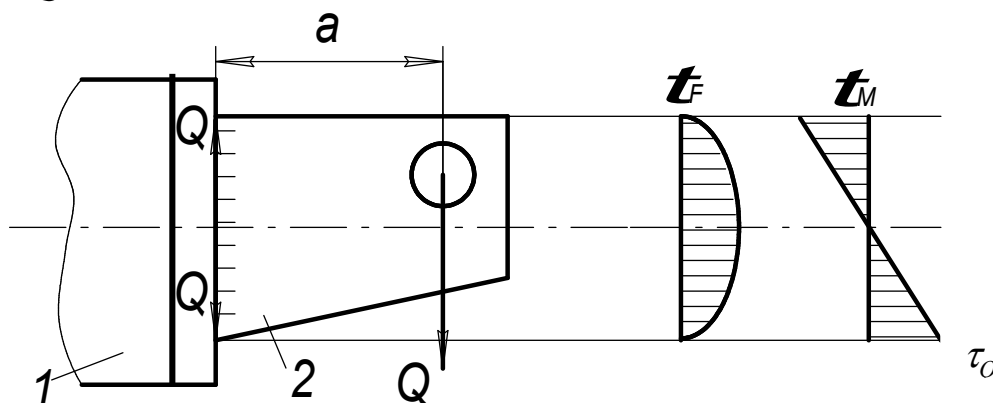


Рис. 12. Сварное соединение листа с уголком и эпюрами напряжений

При нагружении силой и изгибающим моментом прочность соединения определяем по формуле:

$$\tau_{\text{общ}} = \tau_Q + \tau_M \leq [\tau'], \quad (30)$$

где τ_Q – касательное напряжение от силы;

τ_M – касательное напряжение от изгибающего момента.

Поскольку в верхней точке сварного шва $\tau_Q = 0$, то

$$\tau_{\text{общ}} = \tau_M = \frac{M}{W}. \quad (31)$$

Вычисляем изгибающий момент

$$M = Q \cdot a = 11 \cdot 10^3 \cdot 15 \cdot 10^{-2} = 1650 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (32)$$

Момент сопротивления сечения определяется по формуле:

$$W = \frac{0,7kl^2}{6}. \quad (33)$$

Определяем общее касательное напряжение по формуле:

$$\tau_{\text{общ}} = \frac{M \cdot 6}{2 \cdot 0,7kl^2} = \frac{6 \cdot 1650}{2 \cdot 0,7kl^2} \leq [\tau']. \quad (34)$$

Пусть катет сварного шва $k = 3$ мм. Тогда определяем длину сварного шва из формулы (34):

$$l \geq \sqrt{\frac{M \cdot 6}{2 \cdot 0,7 \cdot k \cdot [\tau']}} = \sqrt{\frac{1650 \cdot 6}{2 \cdot 0,7 \cdot 3 \cdot 10^{-3} \cdot 120 \cdot 10^6}} = 0,141 \text{ м} = 141 \text{ мм}.$$

Окончательно $l = 141 \text{ мм}$.

4. РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям. Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям (рис.13).

Резьба – выступы, образованные на основной поверхности винтов и гаек и расположенные по винтовой линии.

По форме основной поверхности различают цилиндрические и конические резьбы.

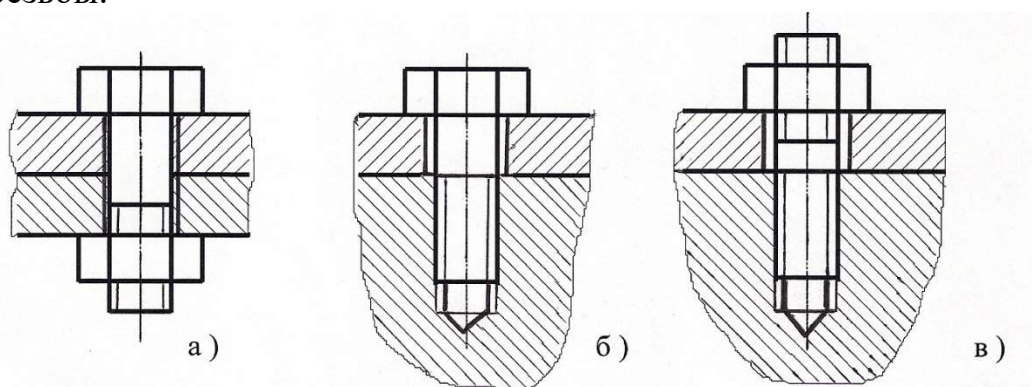


Рис.13. Соединение деталей с помощью болтов (а), винтов (б) и винтовых стяжек (в)

По профилю резьбы – треугольные, прямоугольные, трапецидальные, круглые и др. Профиль резьбы – это контур сечения резьбы в плоскости, проходящей через ось основной поверхности.

По направлению винтовой линии различают правую и левую резьбы. У правой резьбы винтовая линия идет слева направо и вверх, а у левой – справа налево и вверх.

По числу заходов различают одно-, двухзаходную и т.д.

Основные типы резьб: крепежные и резьбы для винтовых механизмов.

К резьбам крепежным относятся: метрическая с треугольным профилем (рис. 14) – основная резьба, трубная – треугольная со скругленными вершинами и впадинами, а также круглая. Геометрические параметры метрической резьбы стандартизированы (прил. таблица 4).

Виды резьбы винтовых механизмов (ходовые резьбы): прямоугольная, трапецидальная симметричная, трапецидальная несимметричная (упорная).

Для изготовления крепежных деталей применяют низко- и среднеуглеродистые стали, а для деталей, работающих при переменных и ударных нагрузках, – легированные стали. Наибольшее применение нашли стали: Ст3кп; Ст5; Ст10; Ст10кп. Характеристики этих марок сталей приведены в первой строке табл. 1.

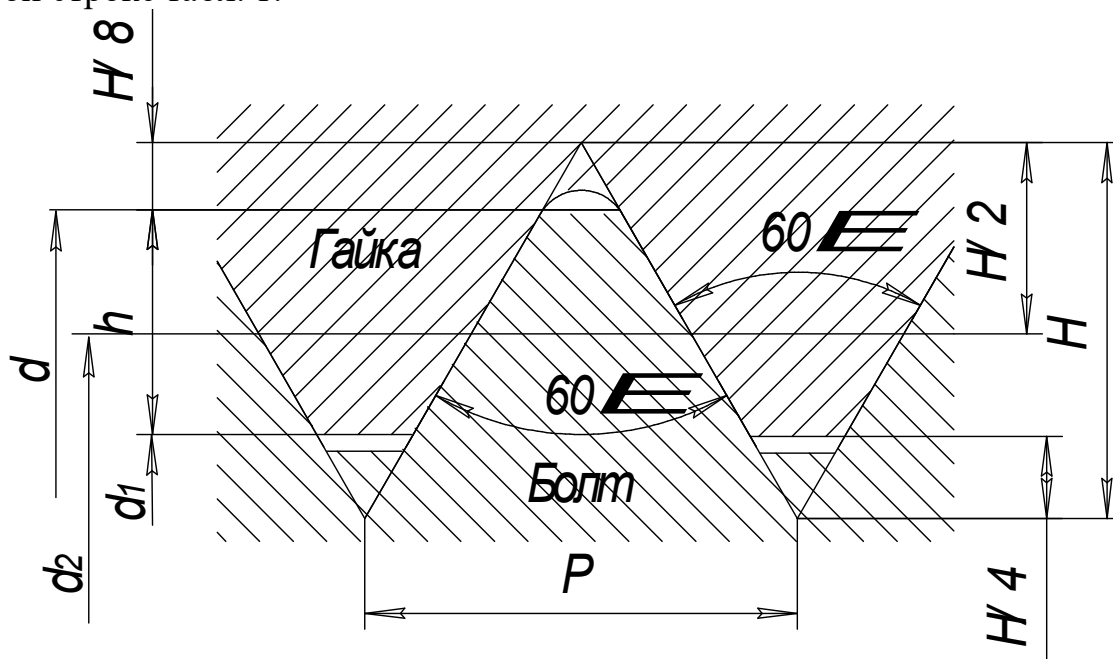


Рис.14. Геометрические параметры метрической резьбы:
 d – наружный диаметр; d_1 – внутренний диаметр; d_2 – средний диаметр;
 h – рабочая высота профиля; P – шаг; α – угол профиля.

Геометрические параметры резьбы определяются следующим образом:

d – наружный диаметр;

d_1 – внутренний диаметр;

d_2 – средний диаметр;

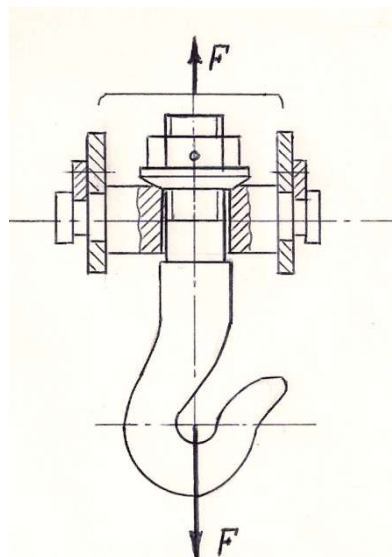
h – рабочая высота профиля;

P – шаг (расстояние между одноименными сторонами соседних профилей, измеренное в направлении оси резьбы);

α – угол профиля.

Расчет болтов (винтов) при наиболее распространенных способах нагружения в соединениях.

1) Растяжение в стержне (без затяжки).



Пример: участок крюка для подвешивания груза. Стержень болта нагружен только внешней растягивающей силой. Опасным является сечение наименьшей площади диаметром d_1 . Условие прочности по напряжениям растяжения в стержне:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p] \quad (35)$$

где d_1 – внутренний диаметр резьбы, F_3 – сила затяжки; $[\sigma_p]$ –допускаемые напряжения на растяжение см. в табл. 3.

2) Болт затянут, внешняя нагрузка отсутствует.

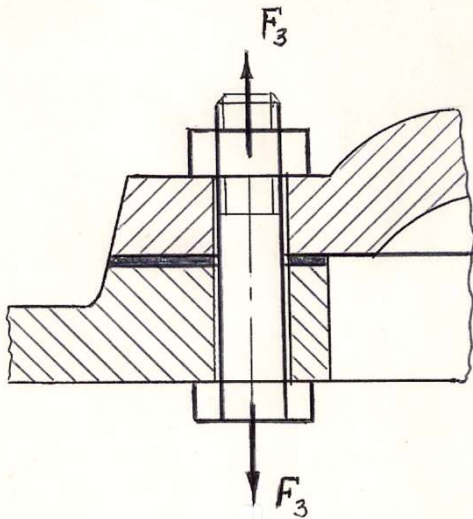


Рис.16. Болт затянут

Стержень болта растягивается и закручивается. Прочность болта определяют по эквивалентному напряжению:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p] \quad (36)$$

Напряжения растяжения от силы F_3 и кручения от пары с моментом T_p :

$$\tau = \frac{T_p}{W_p} = 0,5 \cdot F_3 \cdot d_2 \cdot \text{tg}(\psi + \varphi) / 0,2d_1^3, \quad (37)$$

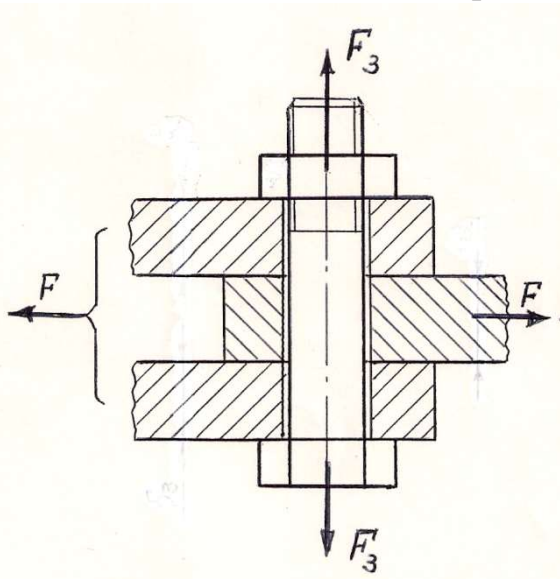
где ψ - угол подъёма; φ - угол трения в резьбе.

В этом случае прочность болта определяется по эквивалентному напряжению: $\sigma_{\text{экв}} = \sqrt{\sigma_p^2 + 3\tau^2} \leq [\sigma_p]$. Вычисления показывают, что для стандартных метрических резьб [1]:

$$\sigma_{\text{экв}} = 1,3\sigma_p$$

или
$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{1,3 \cdot F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p]. \quad (38)$$

3) Болтовое соединение нагружено силами, сдвигающими детали в стыке. Условием надежности соединения является отсутствие сдвига деталей в стыке. Выполняется два варианта установки:



а) с зазором, при этом внешнюю нагрузку F уравнивают силами трения в стыке, образующимися от затяжки болта. Усилие затяжки определяется

$$F_3 = \frac{K \cdot F}{i \cdot f}, \quad (39)$$

где $f = 0,15...0,20$ - коэффициент трения в стыке для сухих стальных и чугунных поверхностей; i – число плоскостей стыка деталей (на рис.17 $i=2$); K – коэффициент запаса, принимающий численные значения при статической нагрузке $K = 1,3...1,5$; при переменной нагрузке $K = 1,8...2,0$.

Рис.17. Болтовое соединение с зазором

Дальнейший расчёт проводится по эквивалентному напряжению (38).

б) **без зазора.** В этом случае должно выполняться два условия прочности. Первое условие – условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^2 / 4) \cdot i \cdot z} \leq [\tau_c], \quad (40)$$

где i – число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ – допускаемое напряжение на срез, вычисляется при статической нагрузке $[\tau_c] = 0,4 \sigma_T$; при переменной нагрузке $[\tau_c] = (0,2 \dots 0,3) \sigma_T$; z – число болтов.

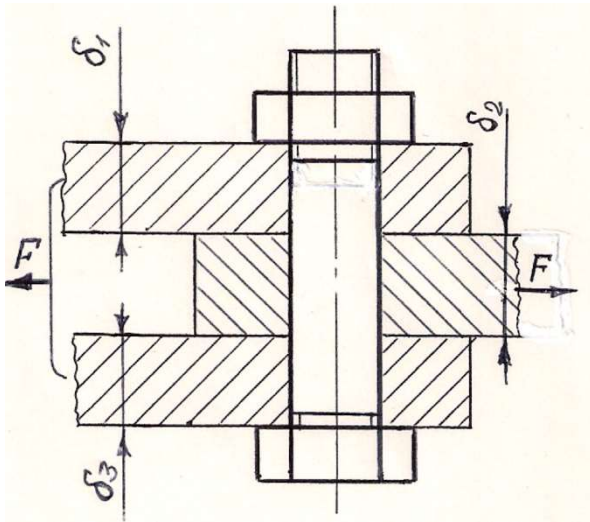


Рис. 18. Болтовое соединение без зазора

Второе условие – условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей записывается двумя уравнениями:

для средней детали:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \leq [\sigma_{см}]; \quad (41)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \leq [\sigma_{см}], \quad (42)$$

где δ_1, δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 – толщина средней детали.

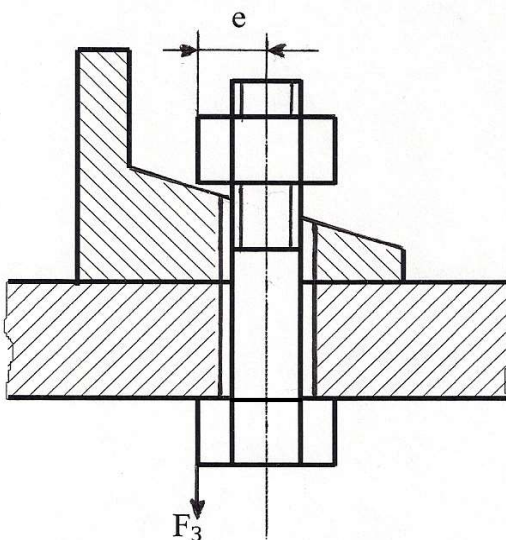


Рис. 19. Эксцентрично нагруженный болт

4) Эксцентрично нагруженный болт

В некоторых конструкциях резьбовых соединений болты нагружены также изгибающими их силами. Такое нагружение возникает вследствие перекосов плоскостей болта, гайки, соединяемых деталей, либо в связи с вынужденными конструктивными решениями.

После затяжки **эксцентрично нагруженного** болта кроме напряжений растяжения (σ_p) возникают также напряжения изгиба ($\sigma_{и}$) и максимальное эквивалентное напряжение определяют:

$$\sigma_{\max} = \sigma_p + \sigma_n = \frac{F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} + \frac{F_3 \cdot e}{\pi \cdot d_1^3 / 32} \leq [\sigma_p] \quad (43)$$

после преобразования формулы получим:

$$\sigma_{\max} = \frac{4F_3(d_1 + 8 \cdot e)}{\pi \cdot d_1^3} \leq [\sigma_p] \quad (44)$$

где e – эксцентриситет, который определяется как расстояние между возникающей парой сил, создающей изгибающий момент. Часто эксцентриситет принимают равным диаметру болта.

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений и запасы прочности приведены в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений

Вид нагрузки	Рекомендуемые значения
Растягивающая внешняя нагрузка: без затяжки болтов	$[\sigma] = 0,6 \cdot \sigma_T$
с затяжкой болтов	$[\sigma] = \sigma_T / [s]$ Статическая нагрузка: $[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s] = 0,5 \dots 2,5$ – контролируемая затяжка. Переменная нагрузка: $[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s] = 1,5 \dots 2,5$ – контролируемая затяжка
Поперечная внешняя нагрузка: болт поставлен с зазором	$[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s] = 0,5 \dots 2,5$ – контролируемая затяжка
болт поставлен без зазора	$[\tau] = 0,4 \cdot \sigma_T$ (статическая); $[\tau] = (0,2 \dots 0,3) \cdot \sigma_T$ - (переменная); $[\sigma_{см}] = 0,8 \cdot \sigma_T$ - сталь; $[\sigma_{см}] = (0,4 \dots 0,5) \cdot \sigma_T$ - чугун

Таблица 4

Запасы прочности для резьбовых соединений $[s]$

Материал болта	$[s]$ при неконтролируемой затяжке и постоянной нагрузке		
	M6...M16	M16...M30	M30...M60
Углеродистая сталь	5...4	4...2,5	2,5...1,5

Легированная сталь	6,5...5	5...3,3	3,3

Задача 12

Рычаг с грузом массой $m=60 \text{ кг}$ крепится на валике посредством клеммового соединения (рис. 20). Определить требуемый диаметр болтов, если коэффициент трения между валиком и ступицей рычага $f=0,15$; число болтов $z=2$; материал – сталь Ст3; затяжка неконтролируемая.

Указание. Момент сил трения должен быть на 20% больше момента от сил тяжести груза. Силы трения условно принять сосредоточенными в верхней и нижней точках контакта валика и ступицы клеммы.

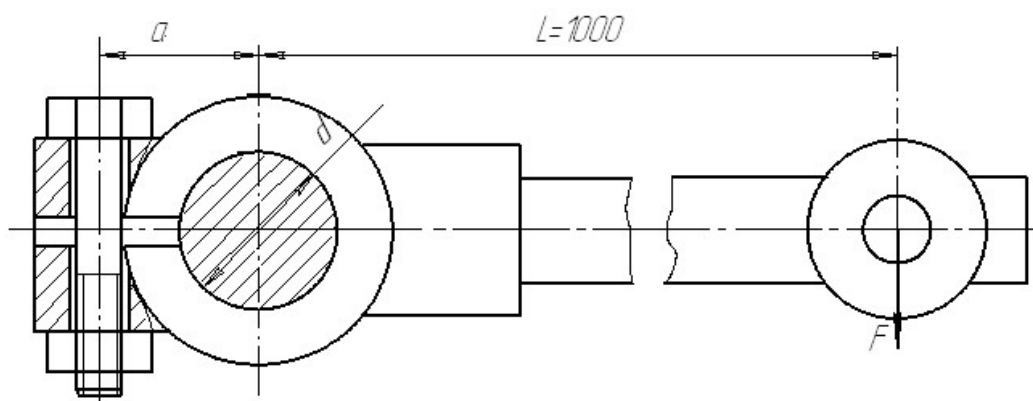


Рис. 20. Клеммовое соединение

Решение

Внешний момент от действия груза находим из выражения

$$M_{\text{внеш}} = F \cdot L = m \cdot g \cdot L = 60 \cdot 9,8 \cdot 1 = 588 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (45)$$

Укажем силы трения в верхней и в нижней точках контакта валика и ступицы клеммы согласно указания к решению задачи (рис. 21). Момент от пары сил трения, возникший между ступицей клеммы и валом, должен уравновесить внешний момент и должен превышать на 20 % внешний момент, то есть

$$M_{\text{внутр}} = F_{\text{тр}} \cdot d = M_{\text{внеш}} \cdot 1,2 \quad (46)$$

или подробнее $F_n \cdot f \cdot d = 1,2 \cdot M_{\text{внеш}}$,

откуда
$$F_n = \frac{1,2 M_{\text{внеш}}}{f \cdot d} = \frac{1,2 \cdot 588}{0,15 \cdot 0,06} = 78,4 \text{ кН}. \quad (47)$$

Предположим, что половины ступицы клеммы соединены с рычагом шарнирно в точке 0. Из равенства моментов сил F_n и $F_3 \cdot z$ (с учётом количества болтов), относительно точки 0 имеем

$$-F_3 \left(a + \frac{d}{2} \right) \cdot z + F_n \cdot \frac{d}{2} = 0. \quad (48)$$

Откуда сила затяжки одного болта

$$F_3 = \frac{F_n \cdot d}{2 \left(a + \frac{d}{2} \right) \cdot z} = \frac{F_n \cdot d}{(2 \cdot a + d) \cdot z} = \frac{78,4 \cdot 0,06}{(2 \cdot 0,055 + 0,06) \cdot 2} = 13,85 \text{ кН}$$

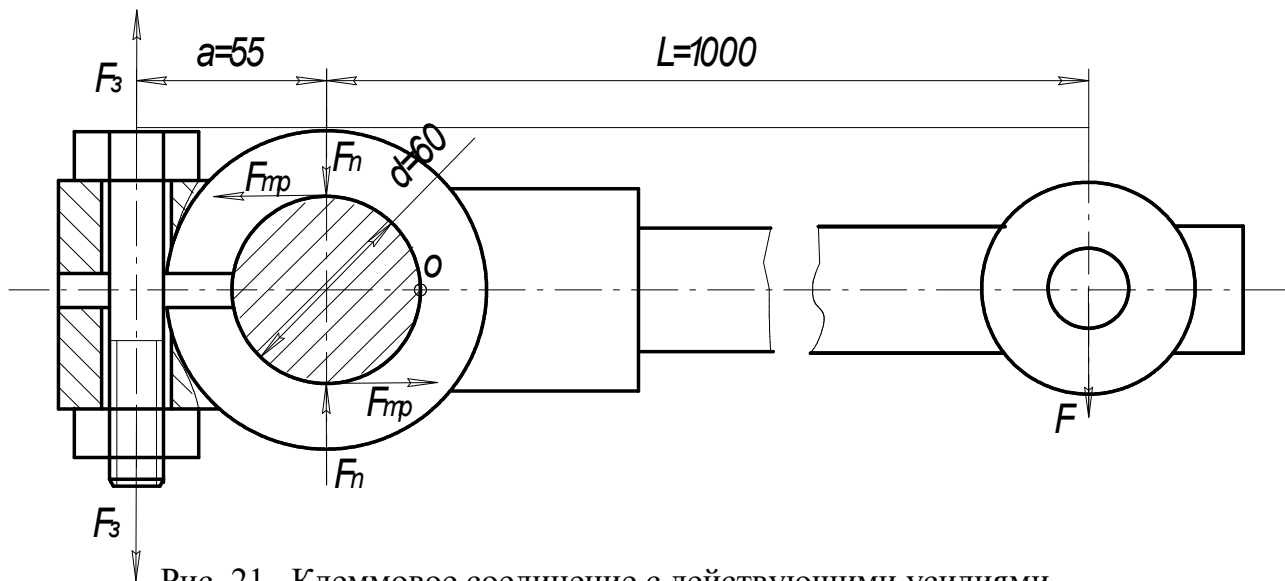


Рис. 21. Клеммовое соединение с действующими усилиями

Запишем условие прочности болта:

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{1,3 \cdot F_3}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \leq [\sigma_p], \quad (49)$$

Из формулы (13) получаем зависимости для проектного расчета болта:

$$d_1 \geq \sqrt{\frac{4 \cdot 1,3 \cdot F_3}{[\sigma_p] \cdot \pi}}, \quad (50)$$

где d_1 - внутренний диаметр болта, мм; $[\sigma_p]$ - допускаемое напряжение на растяжение болта, МПа; s - запас прочности.

По табл. 3 определяем $[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{s}$.

Принимаем предварительно болт с резьбой М20, поэтому по табл.4 запасов для данного диаметра $s = 3$.

Вычисляем $[\sigma_p] = \frac{200}{3} = 66,7 \text{ МПа}$;

$$d_1 \geq \sqrt{\frac{4 \cdot 1,3 \cdot 13850}{66,7 \cdot 10^6 \cdot 3,14}} = 18,544 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 18,544 \text{ мм}.$$

Выбираем по табл. П. 4 болт М20х1 с параметрами: $d_1 = 18,918 \text{ мм}$; шаг $p = 1 \text{ мм}$; $d = 20 \text{ мм}$.

Задача № 13

Рассчитать болты для крепления барабана лебедки к зубчатому колесу.

Усилие в тросе, навиваемом на барабан $Q = 10 \text{ кН}$, материал болта Ст3, $\sigma_T = 200 \text{ МПа}$, коэффициент трения $f = 0,12$. Количество болтов – $z = 6$ штук. Дополнительные условия: болты установлены без зазора.

Решение

Внешний момент находим из выражения

$$M_{\text{внеш}} = 1,2 \cdot Q \cdot \frac{D_6}{2}; \quad (51)$$

Внутренний момент находим по формуле

$$M_{\text{внутр}} = F_{\text{тр}} \cdot \frac{D_{\text{ш}}}{2}. \quad (52)$$

Поскольку в соединении должно быть равновесие, то $M_{\text{внеш}} = M_{\text{внутр}}$,

$$\text{или } F_{\text{тр}} \cdot \frac{D_{\text{ш}}}{2} = 1,2 \cdot Q \cdot \frac{D_6}{2}. \quad (53)$$

Отсюда вычисляем силу трения

$$F_{\text{тр}} = \frac{1,2 \cdot Q \cdot D_6}{D_{\text{ш}}} = \frac{1,2 \cdot 10 \cdot 10^3 \cdot 500}{550} = 10909 \text{ Н}.$$

При условии, что болт установлен без зазора, запишем условие прочности болта на срез

$$\tau_{\text{ср}} = \frac{F}{\pi \cdot d^2 / 4 \cdot n} \leq [\tau_{\text{ср}}] \quad (54)$$

Вычислим допускаемое напряжение на срез по табл. 3, примем нагрузку статической

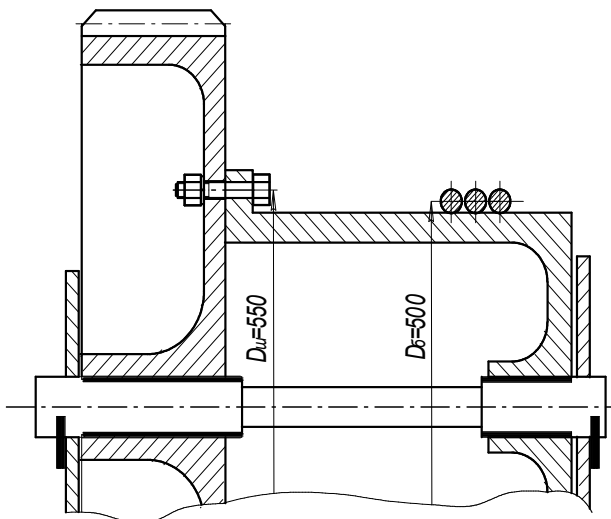


Рис. 22. Соединение зубчатого колеса с барабаном лебёдки

$$[\tau_{\text{ср}}] = 0,4 \cdot [\sigma_T] = 0,4 \cdot 200 = 80 \text{ МПа}.$$

Определяем наружный диаметр болта из выражения

$$d \geq \sqrt{\frac{F \cdot 4}{\pi \cdot [\tau_{\text{ср}}] \cdot z}} = \sqrt{\frac{10909 \cdot 4}{3,14 \cdot 80 \cdot 10^6 \cdot 6}} = 5,38 \cdot 10^{-3} \text{ м} = 5,38 \text{ мм}. \quad (54)$$

Принимаем по табл. П. 4 болт М6 ($d=6 \text{ мм}$).

Найденному значению d удовлетворяет чистый болт под развертку с диаметром нарезной части М6 и ненарезной – диаметром 7 мм.

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{d \cdot \delta \cdot z} \leq [\sigma_{\text{см}}]; \quad (55)$$

$$[\sigma_{\text{см}}] = 0,8 \cdot \sigma_T = 0,8 \cdot 200 = 160 \text{ МПа (табл. 3)}.$$

Далее из выражения (55) определяем минимально необходимую толщину

фланцев соединяемых деталей (барабана и колеса):

$$\delta_b = \delta_k \geq \frac{F}{d \cdot z \cdot [\sigma_{см}]} = \frac{10909}{7 \cdot 10^{-3} \cdot 6 \cdot 160 \cdot 10^6} = 1,62 \cdot 10^{-3} \text{ м} \approx 2 \text{ мм.}$$

В результате расчетов принимаем для крепления болты М6 и отмечаем, что минимально необходимая толщина фланцев барабана и колеса 2 мм.

5. ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Заклепочные соединения неразъёмные. По конструкции различают соединения внахлёстку и встык, однорядные и многорядные, односрезные и многосрезные. На рис. 23 приведён пример односрезного соединения внахлёст, на рис. 24 – пример двухсрезного соединения встык с двумя накладками.

Заклепочные соединения разделяются на [2, 3]:

1. Прочные соединения, используемые преимущественно в металлических конструкциях машин и строительных сооружениях.
2. Плотно-прочные соединения, используемые в котлах, работающих под давлением.
3. Плотные заклепочные соединения (в котлах низкого давления).

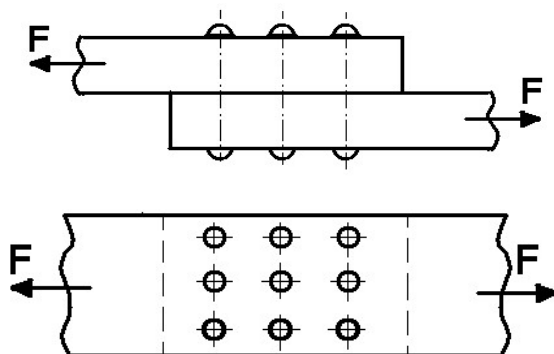


Рис. 23. Заклёпочное соединение внахлёст

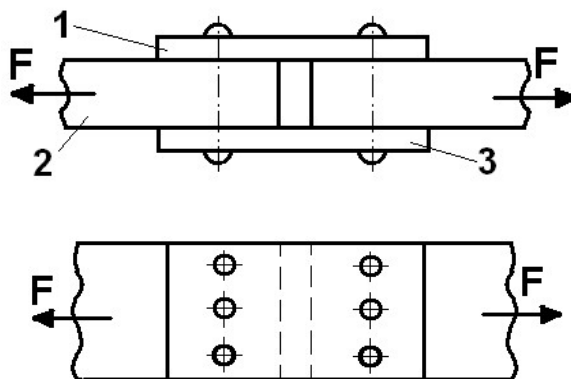


Рис. 24. Заклёпочное соединение встык с двумя накладками

Заклепочные соединения из-за неудобств технологического процесса клепки (необходимость нагрева заклепок до температуры 800 С) и перерасхода металла на соединение в настоящее время почти полностью вытеснены сваркой. Однако они сохранили применение в тяжелых конструкциях, а также

при использовании трудносвариваемых материалов (некоторые термообработанные стали и алюминиевые сплавы).

Для образования заклепочного соединения в обоих листах просверливают или продавливают отверстия. В них закладывается нагретый до красного каления стержень заклепки с одной головкой; другой конец заклепки расклепывается ударами специального молотка для образования замыкающей головки. Мелкие заклепки (малого диаметра — меньше 8 мм) ставятся в холодном состоянии.

Заклёпка — это стержень круглого сечения с заранее изготовленной закладной головкой на одном конце. Различают заклепочные соединения с полукруглой головкой, потайной, полупотайной головками (рис.25). Размеры этих заклёпок указаны в стандартах. Кроме стандартных, применяют специальные заклепки, например трубчатые. Заклёпки изготовляют из стали, меди, латуни, алюминия и др. сплавов. Материал заклёпок выбирают однородным с материалом соединяемых деталей, во избежание электрохимической коррозии и температурного изменения сил в соединении [3].

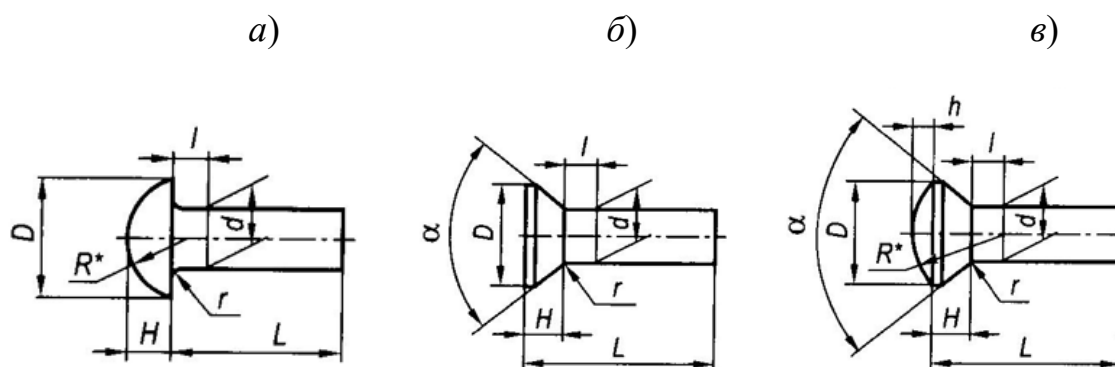


Рис. 25. Распространённые типы заклёпок: а — с полукруглой головкой

(ГОСТ 10299-80); б — с потайной головкой (ГОСТ 10300-80);

в — с полупотайной головкой (ГОСТ 10301-80)

Условия нагружения заклёпок идентичны условиям нагружения болтов, поставленных без зазора, при этом должно выполняться два условия прочности: при срезе (56) и при смятии (57), (58).

Условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^2 / 4) \cdot i \cdot n} \leq [\tau_c], \quad (56)$$

где i — число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ — допускаемое напряжение на срез.

Второе условие - условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей (рис.24) записывается

для средней детали:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \leq [\sigma_{\text{см}}] \quad (57)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \leq [\sigma_{\text{см}}] \quad (58)$$

где δ_1, δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 – толщина средней детали.

Допускаемые напряжения для заклёпок (табл. 5) зависят от характера обработки отверстия и характера внешней нагрузки (постоянная или переменная).

Таблица 5

Допускаемые напряжения для заклёпочных соединений

Вид напряжений	Обработка отверстия	Допускаемые напряжения, МПа	
		Ст0 и Ст2	Ст3
Срез	Сверление	140	140
	Продавливание	100	100
Смятие	Сверление	280	320
	Продавливание	240	280

Задача № 14

Определить требуемое число заклёпок диаметром $d = 15$ мм для крепления к листу двух равнобоких уголков № 9 с толщиной полки $S=8$ мм, нагруженных статической нагрузкой $F= 430$ кН. Допускаемое напряжение для заклёпок на срез при сверлении для Ст3 $[\tau_{\text{ср}}]=140$ МПа и на смятие $[\sigma_{\text{см}}]=320$ МПа (табл.5).

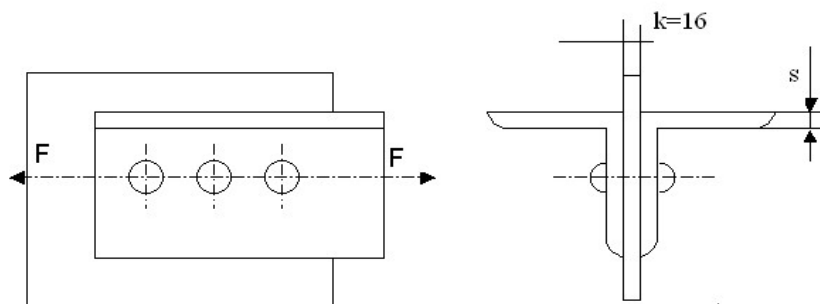


Рис. 26. Заклёпочное соединение к задаче 14

Решение

Определяем требуемое число заклёпок из расчета на срез, полагая, что нагрузка между заклёпками распределена равномерно. Так как соединение

выполнено с двумя уголками, то заклепки двухсрезные и количество их может быть определено по формуле

$$n \geq \frac{F}{2 \frac{\pi d^2}{4} [\tau]_{\text{ср}}} = \frac{430 \cdot 10^3}{2 \frac{3,14 \cdot (15 \cdot 10^{-3})^2}{4} 140 \cdot 10^6} = 8,69 \quad (59)$$

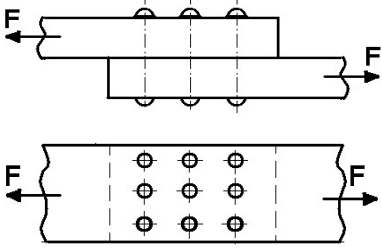
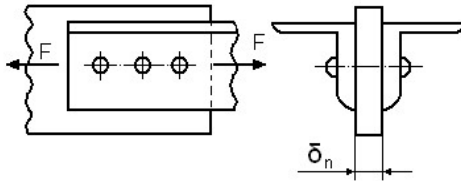
Предварительно принимаем число заклёпок $n=9$.

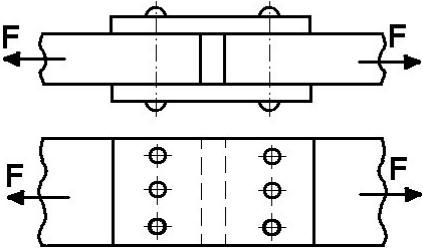
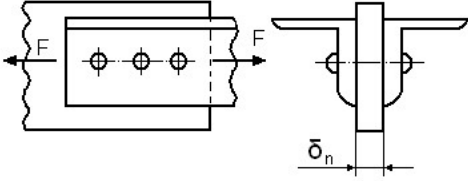
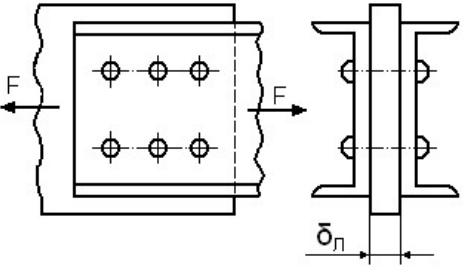
Проверяем напряжение смятия на поверхности между заклепкой и отверстием. Так как суммарная толщина уголков $2\delta=2 \cdot 8=16$ мм равна толщине полосы $\kappa=16$ мм (см. рис. 26), то в формуле для определения напряжений смятия подставляем толщину $\kappa=16$ мм:

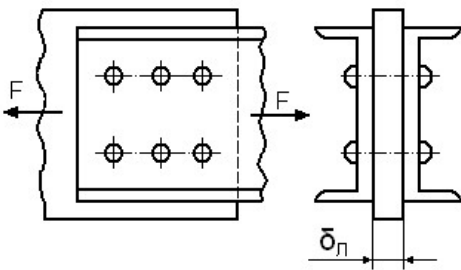
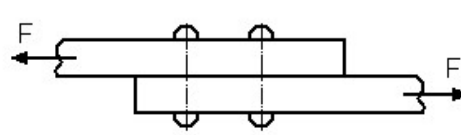
$$\sigma_{\text{см}} = \frac{F}{nd\kappa} = \frac{430 \cdot 10^3}{12 \cdot 15 \cdot 10^{-3} \cdot 16 \cdot 10^{-3}} = 248,8 \cdot 10^6 \text{ Па} = 248,8 \text{ МПа} . \quad (60)$$

Так как $\sigma_{\text{см}} = 248,8 \text{ МПа} < [\sigma_{\text{см}}] = 320 \text{ МПа}$, следовательно, прочность соединения обеспечена. Окончательно принимаем число заклёпок равным 9.

Схемы для задач на заклёпочное соединение

 Схема 1	Варианты	Две пластины толщиной δ соединены внахлест, сила, приложенная на растяжение, равна F. В наличии имеются заклёпки диаметром d, а диаметр отверстия d_0 по ГОСТ. Материал заклёпок сталь Ст 2. Определить необходимое число заклёпок. 1 $F=40$ кН; $d=3$ мм; $\delta=4$ мм; 2 $F=50$ кН; $d=4$ мм; $\delta=8$ мм; 3 $F=60$ кН; $d=5$ мм; $\delta=10$ мм.
	4	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_k=\delta$, если приложена сила F , число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0 и $\delta_k=\delta=3$ мм.
	5	$n=12$; $F=6,0$ кН; $d=3$ мм;
	6	$n=12$; $F=20$ кН; $d=4$ мм;
	7	$n=14$; $F=30$ кН; $d=5$ мм.
	8	Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна F .
	9	$n=10$; $F=80$ кН; $\delta=6$ мм;
	10	$n=12$; $F=60$ кН; $\delta=8$ мм;
	11	$n=10$; $F=90$ кН; $\delta=10$ мм.
 Схема 2	10	Проверить, является ли заданное заклёпочное соединение равнопрочным прикрепляемым равнобочным уголкам. В наличии имеются заклёпки диаметром $d=10$ мм, в количестве n . Материал заклёпок сталь Ст 2. Толщина полосы δ_n ; уголок площадью A и размерами, $b \times b \times d_y$, мм.
	11	$n=25$; $\delta_n=16$ мм; $A=12,3$ см ² ; $80 \times 80 \times 8$
	12	$n=25$; $\delta_n=14$ мм; $A=15,6$ см ² ; $90 \times 90 \times 9$
		$n=30$; $\delta_n=20$ мм; $A=19,2$ см ² ; $100 \times 100 \times 10$

 Схема 3	Варианты 13 14 15	Проверить прочность заклёпок в соединении двух пластин толщиной $d/2$ каждая. Растягивающая сила F. Число заклёпок n. Толщина накладок $d/4$. $F=110$ кН; $n=12$; $d=14$ мм; $F=180$ кН; $n=40$; $d=8$ мм; $F=130$ кН; $n=20$; $d=12$ мм.
 Схема 2	16 17 18 19 20 21	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин толщиной $d/2$. Толщина накладок $d/4$. Число заклёпок n. $d=4$ мм; $n=6$; $d=5$ мм; $n=8$; $d=6$ мм; $n=10$. Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна F, уголок площадью A и размерами, $b \times b \times d_y$, мм. $n=8$; $\delta_n=12$ мм; $A=12,3$ см²; $80 \times 80 \times 8$ $n=10$; $\delta_n=16$ мм; $A=15,6$ см²; $90 \times 90 \times 9$ $n=20$; $\delta_n=18$ мм; $A=19,2$ см²; $100 \times 100 \times 10$
 Схема 4	22 23 24	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. Установлено два швеллера №14а, толщиной 9,5 мм. $n=8$; $\delta_n=12$ мм; $F=100$ кН; $n=10$; $\delta_n=16$ мм; $F=80$ кН; $n=20$; $\delta_n=20$ мм; $F=130$ кН.

 Схема 4	Вар	Проверить прочность заклёпок в соединении для заданного швеллера толщиной $d_{ш}$ с листом толщиной $\delta_{л}$, растягивающая сила равна F. Число заклёпок n. $D_{ш}=10$ мм. 25 26 27 $n= 8$; $d= 8$ мм; $\delta_{л}= 12$ мм; $F= 100$ кН; $n= 10$; $d= 10$ мм; $\delta_{л}= 16$ мм; $F= 200$ кН; $n= 20$; $d= 12$ мм; $\delta_{л}= 20$ мм; $F= 300$ кН.
 Схема 5	28 29 30	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин равной толщины $d/2$, где d – диаметр заклёпки из стали Ст2. Число заклёпок n. $n= 16$; $d= 4$ мм; $n= 20$; $d= 5$ мм; $n= 24$; $d= 6$ мм.
	31 32 33	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. у двух пластин . Число заклёпок n. $n= 16$; $d= 6$мм; $F= 120$ кН; $n= 20$; $d= 8$ мм; $F= 160$ кН; $n= 24$; $d= 10$ мм. $F= 200$ кН.
	34 35 36	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы, если приложена сила F, число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0, $\delta_к=\delta=6$ мм. $n= 20$; $F= 10$ кН; $d= 10$ мм; $n= 25$; $F= 20$ кН; $d= 12$ мм; $n= 30$; $F= 30$ кН; $d= 14$ мм.

6. ЗУБЧАТАЯ ПЕРЕДАЧА

При выполнении задания необходимо определить крутящие моменты, действующие на валах, допускаемое контактное напряжение и выполнить расчёт геометрических параметров цилиндрической или конической прямозубой передачи. Вычертить в масштабе зубчатое колесо.

Задача № 14

Рассчитать геометрические параметры прямозубой зубчатой передачи. Необходимые данные для расчета: № схемы зубчатого механизма, мощность на выходном валу (P_2), кВт, частота вращения входного вала (n_2), об/мин, передаточное число зубчатой передачи (u), предел прочности для стали, из которой изготовлены зубчатые колёса (σ_B), МПа – приведены в табл. 7.

Таблица 7

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
№ схемы	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Мощность P_2 , кВт	9,0	2,0	12	2,5	20	3,0	28	4,5	6,0	1,7
Передаточное число	3,55	5	4,5	4	4,5	5	8	5	4,5	5
Частота вала n_1 , об/мин	975	955	975	730	975	955	1470	965	970	950
Предел прочности σ_B , МПа	700	650	600	700	650	600	700	650	600	700

Решение задачи

Данные для расчета: схема зубчатого механизма – редуктор цилиндрический (1), мощность на выходном валу, $P_2 = 24$ кВт, частота вращения выходного вала, $n_2 = 960$ об/мин, передаточное число передачи – 4. Предел прочности материала $\sigma_B = 700$ МПа.

6.1. Расчёт цилиндрической зубчатой передачи

Определяем крутящий момент на выходном валу

$$T = \frac{P}{\omega_2} = \frac{24 \cdot 10^3}{25,1} = 956 \text{ Н} \cdot \text{м}, \quad (61)$$

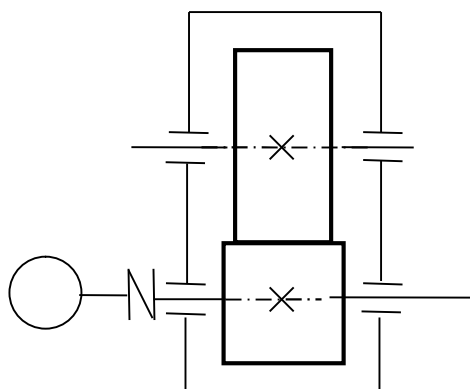


Схема 1. Редуктор цилиндрический

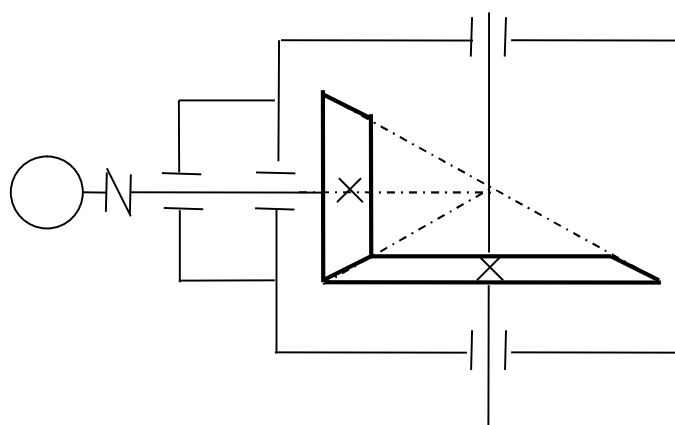


Схема 2. Редуктор конический

Рис. 26. Схемы заданий для расчёта передач:
схема 1 – редуктор цилиндрический;
схема 2 – редуктор конический

где T – крутящий момент на валу, Н·м; P – передаваемая на вал мощность, Вт;
 ω_2 – угловая скорость выходного вала, рад/с, которая связана с частотой вращения выходного вала n_2 , об/мин, соотношением

$$\omega_2 = \frac{2\pi \cdot n_2}{60} = \frac{2\pi \cdot 240}{60} = 25,1 \text{ рад/с}, \quad (62)$$

$$u = \frac{n_1}{n_2} \text{ откуда } n_2 = \frac{n_1}{u} = \frac{960}{4} = 240 \text{ об/мин.}$$

Рассчитываем допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса. Ориентировочно твердость материала по Бринеллю связана с пределом его прочности соотношением

$$HB = 0,285 \cdot \sigma_B = 0,285 \cdot 700 = 199,5 \text{ МПа}, \quad (63)$$

где HB – означает твердость материала в единицах Бринелля; σ_B – предел прочности материала колеса, МПа, заданный в табл. 7.

Предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов для колес, выполненных из углеродистых сталей с твердостью поверхности зубьев $HB < 350$, вычисляем по приближенной формуле

$$\sigma_{H \text{ lim}} = 2 \cdot HB + 70 = 2 \cdot 199,5 + 70 = 469 \text{ МПа}, \quad (64)$$

где $\sigma_{H \text{ lim}}$ – предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов, МПа.

Допускаемые контактные напряжения при расчете на выносливость зубчатого зацепления рассчитываем по формуле

$$[\sigma_H] = \frac{K_{HL}}{S_H} \cdot \sigma_{H \text{ lim}} = \frac{1}{1,15} \cdot 469 = 408 \text{ МПа}, \quad (65)$$

где $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, МПа; K_{HL} – коэффициент долговечности; S_H – коэффициент безопасности. При числе циклов нагружения больше базового, что имеет место при длительной эксплуатации, принимают $K_{HL}=1$, $S_H=1,15$.

Приближенная оценка межосевого расстояния зубчатой передачи может быть получена из стандартной формулы для a_w путем усреднения входящих в неё коэффициентов по материалам средней прочности:

$$a_w = K_a \cdot (u + 1) \cdot \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot K_{H\beta}}{\psi_{ba} \cdot u^2 \cdot [\sigma_H]^2}} = 495 \cdot (4 + 1) \cdot \sqrt[3]{\frac{956 \cdot 1,1}{0,4 \cdot 4^2 \cdot 408^2}} = 246,4 \text{ мм}, \quad (66)$$

где a_w – межосевое расстояние передачи, мм; u – передаточное число; K_a – размерный коэффициент, для прямозубой передачи, $K_a=495$ МПа; T_2 – крутящий момент на выходном валу, Н·м; $K_{H\beta}$ – коэффициент неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса, выбирается в зависимости от конструктивной схемы узла, при симметричном расположении колеса относительно опор $K_{H\beta}=1,0 \div 1,15$; $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса, МПа; ψ_{ba} – коэффициент ширины колеса относительно межосевого расстояния, выбирается самостоятельно из ряда

$$\psi_{ba}=0,25; 0,315; 0,4; 0,5.$$

Полученный в миллиметрах результат a_w округляем до ближайшего стандартного значения из ряда (ГОСТ 2185-66), приведённого в табл. 8 и принимаем $a_w=250$ мм.

Таблица 8

Одноступенчатые редукторы, a_w , мм

1 ряд	63	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630

2 ряд	–	–	–	140	180	224	280	355	450	560	710

Значение **модуля** рекомендуется принимать в пределах

$$m = (0,01 \div 0,02) a_w = 0,01 \cdot 250 \div 0,02 \cdot 250 = 2,5 \div 5,0 \text{ мм.} \quad (67)$$

Полученное значение модуля m округляется до стандартного (табл. 9), причём численные значения предпочтительнее выбирать из первого ряда. Для силовых передач рекомендуется принимать модуль $m \geq 1,5$ мм. Принимаем модуль 5 мм.

Затем определяют **суммарное число зубьев** $z_c = z_1 + z_2$ для прямозубых передач по формуле

$$z_c = \frac{2a_w}{m} = \frac{2 \cdot 250}{5} = 100. \quad (68)$$

m, мм	1 ряд	1,5	2	2,5	3	4	5	6	8	10
	2 ряд	1,75	2,25	2,75	3,5	4,5	5,5	7	9	11

Таблица 9

Значения модулей m по ГОСТ 9563-60

Чтобы избежать нарезания колес со смещением, значения модуля выбирают таким, чтобы z_c в формуле (69) было целым числом и $z_1 \geq z_{\min}$. Минимальное число зубьев для прямозубых колес составляет: $z_{\min} = 14 \dots 17$.

Число зубьев шестерни определяется по формуле

$$z_1 = \frac{z_c}{u + 1} = \frac{100}{4 + 1} = 20. \quad (69)$$

Число зубьев колеса

$$z_2 = z_c - z_1 = 100 - 20 = 80. \quad (70)$$

После определения z_1 и z_2 уточняют передаточное число u .

Фактическое передаточное число

$$u_{\phi} = \frac{z_2}{z_1} = \frac{80}{20} = 4. \quad (71)$$

Отклонение от заданного числа u

$$\Delta u = \frac{u_{\phi} - u}{u} \cdot 100 = \frac{4 - 4}{4} \cdot 100 = 0 \%. \quad (72)$$

Допускается отклонение передаточного отношения для одноступенчатой зубчатой передачи Δu не более 3 %.

Рабочая ширина венца зубчатого колеса определяется по формуле:

$$b_w = \psi_{ba} \cdot a_w = 0,4 \cdot 250 = 100 \text{ мм.} \quad (73)$$

Полученное значение b_w округляется до ближайшего стандартного по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл. 10), $b_w = 100$ мм. Ширина шестерни b_1 для компенсации неточностей сборки часто выполняется несколько больше, примерно на 5...10 мм ширины колеса: $b_1 = 100 + 5...10 = 105...110$ мм. Принимаем по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл.10) $b_1 = 110$ мм.

Таблица 10

Нормальные линейные размеры, мм (ГОСТ 6636-69)

Ra40						Дополнительные размеры					
6,3	6,7	7,1	7,5	8,0	8,5	6,5	7,0	7,3	7,8	8,2	8,8
9,0	9,5	10	10,5	11	11,5	9,2	9,8	10,2	10,8	11,2	11,8
12	13	14	15	16	17	12,5	13,5	14,5	15,5	16,5	17,5
18	19	20	21	22	24	18,5	19,5	20,5	21,5	23	27
25	26	28	30	32	34	29	31	33	35	37	39
36	38	40	42	45	48	41	44	46	49	52	55
50	53	56	60	63	67	58	62	65	70	73	78
71	75	80	85	90	95	82	88	92	98	102	108
100	105	110	120	125	130	112	115	118	135	145	155
140	150	160	170	180	190	165	175	185	205	215	230
200	210	220	240	250	260	270	290	300	315	330	350
280	300	320	340	360	380	370	390				

Примечание: далее размеры можно определить, если приведённые в таблице числа умножать на десять.

Диаметры начальных (d_w), делительных (d) окружностей, окружностей вершин зубьев (d_a) и впадин (d_f) для зубчатых колёс, нарезанных без смещения, вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления делительных диаметров колес до 0,01 мм) и вычисленные значения помещены в табл. 11:

Таблица 11

Геометрические параметры зубчатых колес

Параметр	Обозначение	Размер, мм
Межосевое расстояние	a_w	250
Ширина колеса	b_w	100
Ширина шестерни	b_{w1}	110
Модуль	m	5
Число зубьев шестерни	Z_1	20
Число зубьев колеса	Z_2	80
Делительный диаметр: - шестерни	d_{w1}	100

- колеса	d_{w2}	400
Диаметр выступов:		
- шестерни	d_{a1}	110
- колеса	d_{a2}	410
Диаметр впадин:		
- шестерни	d_{f1}	87,5
- колеса	d_{f2}	387,5

$$\begin{aligned}
&\text{начальный шестерни} & d_{w1} &= m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100 \text{ мм}; \\
&\text{начальный колеса} & d_{w2} &= m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400 \text{ мм}; \\
&\text{делительный шестерни} & d_1 &= m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100 \text{ мм}; \\
&\text{делительный колеса} & d_2 &= m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400 \text{ мм}; \\
&\text{вершин зубьев шестерни} & d_{a1} &= m \cdot z_1 + 2m = 5 \cdot 20 + 2 \cdot 5 = 110 \text{ мм}; \\
&\text{вершин зубьев колеса} & d_{a2} &= m \cdot z_2 + 2m = 5 \cdot 80 + 2 \cdot 5 = 410 \text{ мм}; \\
&\text{впадин зубьев шестерни} & d_{f1} &= m \cdot z_1 - 2,5 \cdot m = 5 \cdot 20 - 2,5 \cdot 5 = 87,5 \text{ мм}; \\
&\text{впадин зубьев колеса} & d_{f2} &= m \cdot z_2 - 2,5 \cdot m = 5 \cdot 80 - 2,5 \cdot 5 = 387,5 \text{ мм}.
\end{aligned} \tag{74}$$

6.2. Расчёт конической передачи

Расчёт крутящего момента и допускаемого контактного напряжения выполняется аналогично, как и для цилиндрической передачи (см. п. 6.1).

Определяем главный параметр – **внешний делительный диаметр** колеса d_{e2} , мм [5]:

$$d_{e2} \geq 1650 \cdot \sqrt[3]{\frac{u \cdot T_2 \cdot K_{H\beta}}{\vartheta_H \cdot [\sigma_H]^2}}, \tag{75}$$

где T_2 – крутящий момент на колесе, Н·м; $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, вычисляемое по формуле (65), МПа; u – передаточное отношение; $K_{H\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца (для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{H\beta} = 1$, с круговыми зубьями $K_{H\beta} = 1,1$); ϑ_H – коэффициент вида конических колес (для прямозубых колес $\vartheta_H = 1$, для колес с круговыми зубьями $\vartheta_H = 1,85$ – при твердости колеса и шестерни ≤ 350 НВ; $\vartheta_H = 1,5$ твердости колеса ≤ 350 НВ и шестерни ≥ 45 HRC).

Полученное значение внешнего делительного диаметра колеса d_{e2} для нестандартных передач округляем до ближайшего значения из ряда нормальных линейных размеров $Ra 40$ (табл. 10).

Внешнее конусное расстояние (R_e) определяется по формуле

$$R_e = d_{e2} / 2 \sin \delta_2, \text{ мм}. \tag{76}$$

Значение R_e вычислять до сотых, до целого числа не округлять.

Углы делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2 вычисляются по формулам

$$\delta_2 = \arctg u; \quad \delta_1 = 90 - \delta_2. \quad (77)$$

Точность вычислений до четвёртого знака после запятой [2].

Определяем **ширину** зубчатого венца шестерни и колеса b , мм:

$$b = \psi_R R_e, \quad (78)$$

где $\psi_R = 0,285$ – коэффициент ширины венца. Значение b необходимо округлять до целого числа по ряду $Ra 40$ (см. табл.10).

Внешний окружной модуль m_e – для прямозубых колес, m_{te} – для колес с круговыми зубьями вычисляем по формуле

$$m_e(m_{te}) = 14 T_2 \cdot 10^3 / (\vartheta_F d_{e2} b [\sigma_F] K_{F\beta}), \text{ мм}, \quad (79)$$

где $[\sigma_F]$ – допускаемое напряжение изгиба, МПа; d_{e2} – внешний делительный диаметр колеса, мм [5]; $K_{F\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца. Для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{F\beta} = 1$, с круговыми зубьями $K_{F\beta} = 1,08$; ϑ_F – коэффициент вида конических колес. Для прямозубых колес $\vartheta_F = 0,85$; для колес с круговыми зубьями $\vartheta_F = 1$.

Допускаемые напряжения изгиба при расчете на выносливость определяем по формуле

$$[\sigma_F] = (\sigma_{F \lim} / S_F) \cdot K_{FC} \cdot K_{FL}, \quad (80)$$

где $\sigma_{F \lim}$ – базовый предел выносливости зубьев по излому от напряжений изгиба, $\sigma_{F \lim} = HB + 260$ МПа; S_F – коэффициент безопасности (при нормализации и улучшении материалов $S_F = 1,75$); K_{FC} – коэффициент, учитывающий влияние двухстороннего приложения нагрузки ($K_{FC} = 1$, так как в соответствии с заданием, на зубья действует односторонняя нагрузка); K_{FL} – коэффициент долговечности (предельные значения K_{FL} ограничиваются $1 \leq K_{FL} \leq 2$) [2].

Значение модуля, полученное с точностью до двух знаков после запятой, до стандартной величины не округлять. **В силовых конических передачах принимать $m_e(m_{te}) \geq 1,5$ мм.**

Числа зубьев колеса z_2 , и шестерни z_1 определяем по формулам

$$z_2 = d_{e2} / m_e(m_{te}); \quad (81)$$

$$z_1 = z_2 / u. \quad (82)$$

Полученные значения z_1 и z_2 округляем в ближайшую сторону до целого числа. Из условия уменьшения шума и отсутствия подрезания зубьев рекомендуется принять $z_1 \geq 18$ – для прямозубых колес.

После вычисления чисел зубьев z_1 и z_2 уточняем фактическое передаточное число u_ϕ :

$$u_\phi = z_2 / z_1, \quad (83)$$

и проверяем его **отклонение** Δu от заданного передаточного числа u :

$$\Delta u = |u_\phi - u| / u \cdot 100\% \leq 4\%. \quad (84)$$

При невыполнении нормы отклонения передаточного числа Δu следует пересчитать z_1 и z_2 .

Определяются действительные углы делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2 :

$$\delta_2 = \arctg u_{\phi}; \quad (85)$$

$$\delta_1 = 90 - \delta_2. \quad (86)$$

Для конических передач с разностью средних твердостей шестерни и колеса $HV_{1cp} - HV_{2cp} \leq 100$ выбрать по табл. 12 коэффициент смещения инструмента x_{e1} для прямозубой шестерни и x_{n1} для шестерни с круговым зубом. Коэффициенты смещения колес соответственно определяются $x_{e2} = -x_{e1}$ и $x_{n2} = -x_{n1}$. Если $HV_{1cp} - HV_{2cp} > 100$, то $x_1 = x_2 = 0$.

Для передач, у которых z_1 и u отличаются от указанных в табл. 12, коэффициенты x_{e1} и x_{n1} принимают с округлением в большую сторону.

Таблица 12

Коэффициенты смещения x_{e1} и x_{n1} для шестерён конических передач

z_1	x_{e1} при передаточном числе u					x_{n1} при передаточном числе u				
	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0
12	—	0,50	0,53	0,56	0,57	0,32	0,37	0,39	0,41	0,42
13	0,44	0,48	0,52	0,54	0,55	0,30	0,35	0,37	0,39	0,40
14	0,42	0,47	0,50	0,52	0,53	0,29	0,33	0,35	0,37	0,38
15	0,40	0,45	0,48	0,50	0,51	0,27	0,31	0,33	0,35	0,36
16	0,38	0,43	0,46	0,48	0,49	0,26	0,30	0,32	0,34	0,35
18	0,36	0,40	0,43	0,45	0,46	0,24	0,27	0,30	0,32	0,32
20	0,34	0,37	0,40	0,42	0,43	0,22	0,26	0,28	0,29	0,29
25	0,29	0,33	0,36	0,38	0,39	0,19	0,21	0,24	0,25	0,25
30	0,25	0,28	0,31	0,33	0,34	0,16	0,18	0,21	0,22	0,22
40	0,20	0,22	0,24	0,26	0,27	0,11	0,14	0,16	0,17	0,17

• **Внешние диаметры шестерни и колеса** вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления рекомендуется для делительных диаметров колес до 0,01 мм):

$$\text{делительный шестерни} \quad d_{e1} = m_e z_1; \quad (87)$$

$$\text{делительный колеса} \quad d_{e2} = m_e z_2;$$

$$\text{вершин зубьев шестерни} \quad d_{ae1} = d_{e1} + 2(1 + x_{e1})m_e \cos \delta_1;$$

$$\text{вершин зубьев колеса} \quad d_{ae2} = d_{e2} + 2(1 - x_{e1})m_e \cos \delta_2;$$

$$\text{впадин зубьев шестерни} \quad d_{fe2} = d_{e1} - 2(1,2 - x_{e1})m_e \cos \delta_1;$$

$$\text{впадин зубьев колеса} \quad d_{fe2} = d_{e2} - 2(1,2 + x_{e1})m_e \cos \delta_2.$$

• **Средние делительные диаметры шестерни d_1 и колеса d_2** определяются по формулам:

$$d_{m1} \approx 0.857d_{e1}; \quad (88)$$

$$d_{m2} \approx 0.857d_{e2}. \quad (89)$$

Значения d_1 и d_2 до целого числа не округлять, записать до сотых долей мм.

7. КОНСТРУИРОВАНИЕ ЗУБЧАТЫХ КОЛЁС

Форма зубчатого колеса может быть плоской или со ступицей, выступающей с одной стороны. Значительно реже (в одноступенчатых редукторах) колеса делают со ступицей, выступающей в обе стороны [6].

При небольших диаметрах колес их изготавливают из прутка, а при больших получают заготовки свободной ковкой с последующей токарной обработкой. Конструкция колеса показана на рис. 25.

Ширину ступицы $l_{\text{СТ}}$ колеса желательно принимать равной или больше ширины b_2 зубчатого венца ($l_{\text{СТ}} \geq b_2$). Принятую длину ступицы согласуют с расчетной и с диаметром посадочного отверстия d : $l_{\text{СТ}} = (0,8 \dots 1,5)d$, обычно $l_{\text{СТ}} = (1,0 \dots 1,2)d$.

Диаметр $d_{\text{СТ}}$ назначают в зависимости от материала ступицы: для стали - $d_{\text{СТ}} = (1,5 \dots 1,55)d$; для чугуна - $d_{\text{СТ}} = (1,55 \dots 1,6)d$; для легких сплавов - $d_{\text{СТ}} = (1,6 \dots 1,7)d$. Меньшие значения используют для шлицевого соединения колеса с валом, большие - для шпоночного соединения и соединения с натягом.

Толщину обода колеса S принимают:

$$S = 2,2m + 0,05b_2, \quad (90)$$

где m - модуль зацепления, мм.

На торцах зубчатого венца (зубьях и кромках обода) выполняют фаски, величину которых находят по соотношению

$$f = (0,5 \dots 0,6)m \quad (91)$$

с округлением до стандартного значения.

На прямозубых зубчатых колесах фаску выполняют под углом $\alpha_{\text{Ф}} = 45^\circ$, на косозубых колесах при твердости рабочих поверхностей менее $350HB$ - под углом $\alpha_{\text{Ф}} = 45^\circ$, а при более высокой твердости - $\alpha_{\text{Ф}} = 15 \dots 20^\circ$.

Острые кромки торцов ступицы также притупляют фасками, размеры которых принимают по табл. 13.

При серийном производстве заготовки колес получают из прутка свободной ковкой, а также ковкой в штампах. При годовом объеме выпуска колес более 50 шт. экономически оправданаковка в простейших односторонних подкладных штампах.

Таблица 13

Размеры фасок на торцах ступицы колеса

d, мм	40...50	50...80	80...120	120... ...150	150... ...250	250... ...500
f, мм	1,6	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0

При готовом объеме выпуска более 100 шт. применяют двусторонние штампы. Для свободной выемки заготовок из штампа принимают значения штамповочных уклонов $\gamma \geq 7^\circ$ и радиусов закруглений $R \geq 6$ мм.

Толщина диска

$$C \approx 0,5(S + S_{CT}) \geq 0,25b_2, \quad (92)$$

где $S_{CT} = 0,5(d_{CT} - d)$.

В диске обычно выполняют 4...6 технологических отверстий диаметром 18...22 мм.

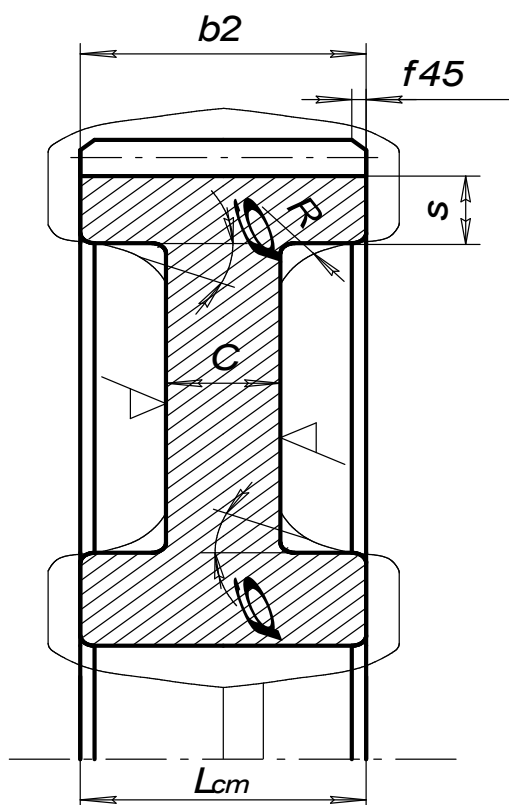


Рис. 27. Конструкция колеса

Для уменьшения влияния термической обработки на точность геометрической формы зубчатые колеса при $HV > 350$ делают массивными:

$$C = (0,35...0,4)b_2. \quad (93)$$

Нормализованные и улучшенные колеса делают с более тонким диском (

$$C = 0,25b_2).$$

Зубчатые колеса, вращающиеся с относительно высокой частотой ($n \geq 1000 \text{ мин}^{-1}$), обрабатывают кругом и балансируют путем высверливания отверстий на торцах обода.

Базовыми поверхностями при нарезании зубьев являются поверхность центрального отверстия и торцы зубчатого венца. Производительность возрастает при нарезании зубьев в «пакете» из двух колес и более.

ЗАДАЧИ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОГО РЕШЕНИЯ

ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 1

Две пластины соединены внахлест; силы, приложенные на растяжение равны 220 кН. В наличии имеются заклепки диаметром 19 мм, диаметр отверстий d_0 по ГОСТ=20 мм, толщина пластины 10 мм. Материал заклепок Ст 2 ($[\tau_{ср}] = 140 \text{ Н/мм}^2$). Определить необходимое число заклепок.

Ответ: 5 шт.

Задача № 2

Определить напряжение смятия в заклепочном соединении при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_k = \delta = 10 \text{ мм}$, и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 320 \text{ Н/мм}^2$, если приложенная сила равна 220 кН, число заклепок 5 и диаметр сверлений под них 20 мм.

Ответ: 220 МПа.

Задача № 3

Определить требуемый диаметр заклепок из материала Ст 2, если известно, что этих заклепок необходимо установить 5 шт, и действующая сила в соединении $F = 220 \text{ кН}$.

Ответ: 20 мм.

Задача № 4

Определить напряжение среза заклепок при растягивающей силе $F = 120 \cdot 10^3 \text{ Н}$ соединения внахлест двух пластин толщиной $d/2$ каждая, если диаметр заклёпок $d = 20 \text{ мм}$. Число заклепок 5.

Ответ: 76,4 МПа.

Задача № 5

Определить, какое усилие может воспринимать заклепочные соединения при креплении двух пластин равной толщины $d_0/2$, где d_0 – диаметр сверлений под заклепки равный 20 мм. Материал заклепки сталь Ст 2 $[\sigma_{см}] = 320 \text{ Н/мм}^2$; $[\tau_{ср}] = 140 \text{ Н/мм}^2$. Число заклепок 5.

Ответ: 220 кН.

СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_T=235$ МПа) сечением 150 мм на 8 мм соединены встык ручной сваркой. Определить допустимое максимальное усилие, если $[\sigma_p]=141$ МПа.

Ответ: 169 кН.

Задача № 7

Определить длину комбинированного сварного шва, если действует усилие $F=120$ кН, катет шва $k=5$ мм, $[\sigma_p]=160$ МПа, $[\tau_{cp}]=96$ МПа.

Ответ: 0,358 м.

Задача № 8

Две полосы соединены внахлест фланговым швом ручной сваркой электродами Э-50, катет шва $k=4$ мм, $[\sigma_p]=180$ МПа, $[\tau_{cp}]=108$ МПа, длина шва $l=15$ см. Определить допустимое максимальное усилие.

Ответ: 90,7 кН.

Задача № 9

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_T=235$ кН) соединены встык ручной сваркой электродами Э-42. Определить допустимое напряжение сварного шва.

Ответ: 141 МПа.

Задача № 10

Определить катет сварного шва любого типа при соединении внахлест двух полос ручной сваркой, если длина шва $l=20$ см, сила действующая на полосы $F=135$ кН, $[\tau_{cp}]=100$ МПа.

Ответ: 10 мм.

Задача № 11

Определить длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 ($b=100$ мм, $z_0=2,83$ см) с косынкой, если суммарная длина сварного шва $l=60$ см.

Ответ: 170 и 430 мм.

Задача № 12

Определить суммарную длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 ($b=100$ мм, $z_0=2,83$ см) с косынкой, если $F=400$ кН, катет шва 10 мм и допускаемое напряжение сварного шва $[\tau_{cp}]=120$ МПа.

Ответ: 476 мм.

Задача № 13

Определить напряжения в сварном шве, соединяющем два стальных листа встык шириной 200 мм и толщиной 10 мм, если растягивающее усилие $F=180$ кН и допускаемое напряжение в сварном шве 140 МПа. Материал – сталь 5 ($\sigma_T=235$ МПа).

Ответ: 90 МПа.

ШПОНКИ

Задача № 14

Для шпонки с закруглёнными концами определить момент, который она может передать в соединении вала с зубчатым колесом. Диаметр вала $d=70$ мм; размеры шпонки $l_{раб}=80$ мм; $h=12$ мм; $b=20$ мм; и допускаемое напряжение

$[\sigma_{см}] = 85 \text{ МПа}$.

Ответ: 1428 Нм

Задача № 15

Для призматической шпонки сечением 14х 9 и длиной $l=100$ мм определить рабочую длину $l_{раб.}$, если известно $b=14$ мм; $h=9$ мм.

Ответ: 86 мм.

Задача № 16

Зубчатое колесо соединено с валом призматической шпонкой и рассчитано для передачи крутящего момента $T=450$ Нм. Определить диаметр вала, если допускаемое напряжение на кручение $[\tau_{кр}] = 16 \text{ МПа}$.

Ответ: 52 мм.

Задача № 17

Проверить соединение шпонки с валом диаметром 38 мм на смятие. Крутящий момент 274 Нм; размеры шпонки заданы: $l=32$ мм, $h=13$ мм, $b=10$ мм и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 200 \text{ МПа}$.

Ответ: 100,8 МПа.

Задача № 18

По заданным размерам призматической шпонки проверить шпонку на срез: $l_{раб}=28$ мм; $b=10$ мм. Диаметр вала 38 мм, передаваемый крутящий момент 275 Нм, допускаемое напряжение на срез 60 МПа.

Ответ: 51,7 МПа.

Задача № 19

Проверить шпонку на смятие, если крутящий момент 500 Н. Размеры шпонки по ГОСТ 23360-78 выбраны $16 \times 10 \times 50$ мм. Диаметр вала $d = 50$ мм. Допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 100 \text{ МПа}$.

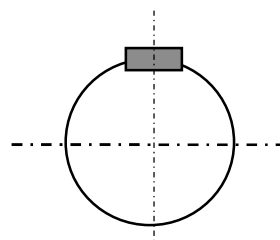
Ответ: 118 МПа.

Задача № 20

Передаваемый валом крутящий момент $T=1000$ Нм, диаметр вала 50мм, сечение шпонки $b \times h = 14 \times 9$ мм, допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}] = 100 \text{ МПа}$.

Рассчитать необходимую длину шпонки согласно ГОСТ 23360-78 .

Ответ: 110 мм.



РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 21

Стержень винта нагружен только внешней растягивающей силой, равной 100 Н. Определить напряжение растяжения в стержне, если его диаметр (внутренний диаметр резьбы) $d_1=0,01$ м.

Ответ 1,27 МПа.

Задача № 22

Соединение при помощи болта и гайки, установленном без зазора болта в отверстие детали, нагружено поперечными усилиями. Определить прочность болта на срез, если внешний диаметр болта 10 мм, сила деформации 8 кН. Толщину пластин принять $\delta_1=\delta_2=20$ мм.

Ответ: 102 МПа.

Задача № 23

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить диаметр болта, если сила деформации $6 \cdot 10^3$ Н, а предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=120$ МПа.

Ответ: 8 мм.

Задача № 24

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить максимальную величину этих усилий деформации, если установлен болт М10х1,5. Предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=80$ МПа.

Ответ: 6280 Н.

Задача № 25

Стержень винта нагружен только внешней растягивающейся силой – определить ее максимальное значение, если предельно допустимое напряжение растяжения $[\sigma]=144$ МПа в стержне, а его диаметры $d=12$ мм, $d_1=10,106$ мм, $d_2=10,863$ мм и шаг 1,75 мм.

Ответ: 115450 Н.

ВАЛЫ

Задача № 26

Найти вращающий момент на ведущем валу (на тихоходном валу редуктора) Нм, если известна частота вращения вала 400 об/мин и передаваемая мощность – 4 кВт.

Ответ: 95,5 Нм.

Задача № 27

Рассчитать крутящий момент на выходном валу, если известно, что передаваемая мощность 4,5 кВт, а частота его вращения $n=960$ об/мин.

Ответ: 44,8 Нм.

Задача № 28

Определить крутящий момент на валу, передаваемый зубчатым колесом, соединённым с валом призматической шпонкой, если окружное усилие на зубчатом колесе равно 12 кН. Диаметр вала 60 мм, делительный диаметр колеса 150 мм.

Ответ: 900 Нм.

ПЕРЕДАЧИ

Задача № 29

Рассчитать максимальное значение удельной нагрузки, распределенной по линии контакта зубьев если известны нормальная сила в зацеплении $0,95 \text{ кН}$, коэффициент расчетной нагрузки $1,5$ и суммарная длина линии контакта зубьев 400 мм .

Ответ 3563 Н/м .

Задача № 30

Найти делительные окружности зубчатых колес (ведущего и ведомого) в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4 мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 84 мм и 340 мм .

Задача № 31

Найти межосевое расстояние в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4 мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 212 мм

Задача № 32

Прямозубая передача имеет следующие параметры: $a=300 \text{ мм}$, $d_1=100 \text{ мм}$, $d_{a1}=150 \text{ мм}$, $m=4$. Определить z_1 ; z_2 .

Ответ 25 и 125 шт.

Задача №33

Определить диаметр ведомого шкива в ремённой передаче, если диаметр ведущего шкива $d_1=200 \text{ мм}$, а скорость вращения $n_1=750 \text{ об/мин}$. Скорость вращения ведомого шкива $n_2=300 \text{ об/мин}$. Трением скольжения пренебречь. Ответ 500 мм .

Задача № 34

Определить радиальное усилие F_r в прямозубой зубчатой передаче, если диаметр вала $d_1=40 \text{ мм}$, крутящий момент $T=44,8 \text{ Нм}$.

Ответ 2240 Н .

Задача №35

Определить диаметр ведущего шкива клиноременной передачи, если передаваемая мощность 6 кВт и частота вращения шкива $n_1=750 \text{ об/мин}$. Принять $K_d=40$.

Ответ 170 мм .

Задача №36

Определить количество клиновых ремней для передачи мощности $P_{\text{ном}}=72 \text{ кВт}$. Допускаемая передаваемая мощность одного ремня $[P_n]=18 \text{ кВт}$.

Ответ 4 шт.

Задача № 37

Определить окружную силу, передаваемую клиновыми ремнями, если передаваемая ими мощность $P_n=7,3$ кВт, а угловая скорость ведущего шкива диаметром $d_1=200$ мм равняется 16 с^{-1} .

Ответ 4563 Н.

Задача № 38

Рассчитать радиальное усилие, действующее в прямозубой передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20° .

Ответ 1004 Н.

Задача № 39

Найти делительные диаметры двух цилиндрических колес в прямозубой зубчатой передаче, если известны $m=2,5$ мм, $U=3,15$ мм, $z_1=27$ мм.

Ответ $d_1=67,5$ мм; $d_2=212,5$ мм.

Задача № 40

Рассчитать нормальное усилие действующее в прямозубой цилиндрической передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20° .

Ответ 2936 Н.

Задача № 41

Рассчитать удельную нагрузку действующую на колесо, если известно $F_t=2900$ Н, $l=0,2$ мм, $K_H=1$, $\alpha=20^\circ$

Ответ 15431 Н/м.

УКАЗАНИЯ К ВЫБОРУ НОМЕРА И КОЛИЧЕСТВА ЗАДАНИЙ

Количество задач, входящих в контрольную работу различное для разных специальностей.

Студенты, изучающие дисциплину "Прикладная механика", выполняют следующие задачи контрольной работы:

1. задачи по расчету сварных соединений (С);
2. задачи по расчету резьбовых соединений (Р);
3. расчет зубчатой передачи (З).

Номера задач выбираются по таблице, в соответствии с последней цифрой шифра в зачетной книжке.

Задача	Последняя цифра шифра									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
С	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4
Р	6	5	4	3	2	1	6	5	4	3
З	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1

Номер варианта каждой задачи выбирается по предпоследней цифре шифра.

Задачи по расчету сварных соединений (С)

С.1. Рассчитать сварное соединение уголка № 10 (100x100x10) с косынкой при действии силы $2F$ (рис.С.1) по данным табл.С.1.

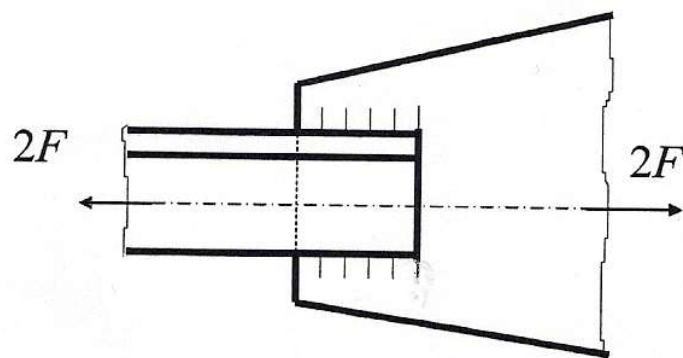


Рис.С.1. Соединение уголка с косынкой

С.2 .Рассчитать сварное соединение, состоящее из серьги, блока и швеллера (рис.С.2) по данным табл.С.2. Толщина серьги δ . Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.1

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
$2F$, кН	50	55	65	70	75	80	85	90	95	100
Электроды	Э42А	Э42А	Э42А	Э42А	Э42	Э42	Э42	Э50	Э50	Э50
Метод сварки	Автоматическая под слоем флюса			Автоматическая				Ручная		

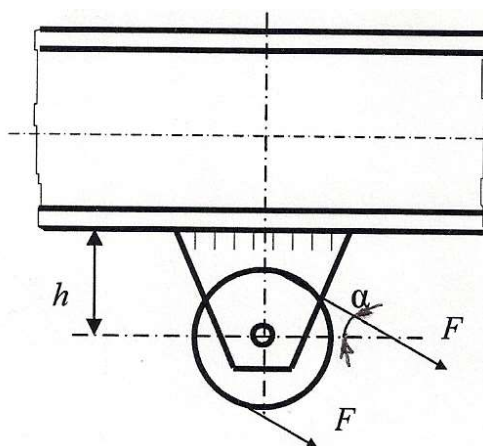


Рис.С.2. Сварное соединение блока, серьги и швеллера

Таблица С.2

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24
h , мм	200	220	240	260	280	300	320	340	360	380
δ , мм	8	8	10	10	12	12	14	14	16	16
α , рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.3. Рассчитать сварное соединение, крепящее опорный швеллер №16а к стальной плите (рис.С.3). Электрод Э50. Сварка ручная. Данные для расчета приведены в табл.С.3.

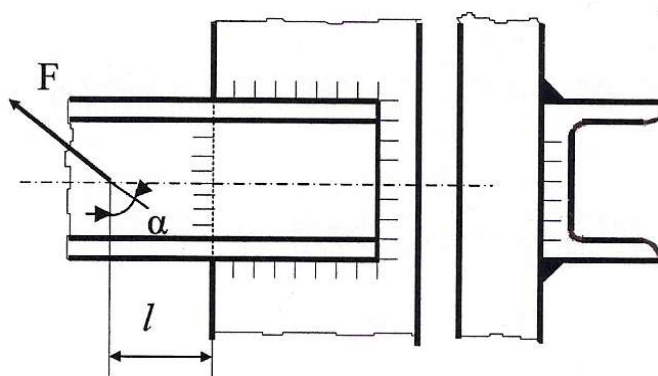


Рис.С.3. Сварное соединение швеллера с плитой

Таблица С.3

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	30	28	26	24	22	20	18	16	14	12
l , мм	600	650	700	750	800	850	900	1000	1050	1100
α , рад	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6

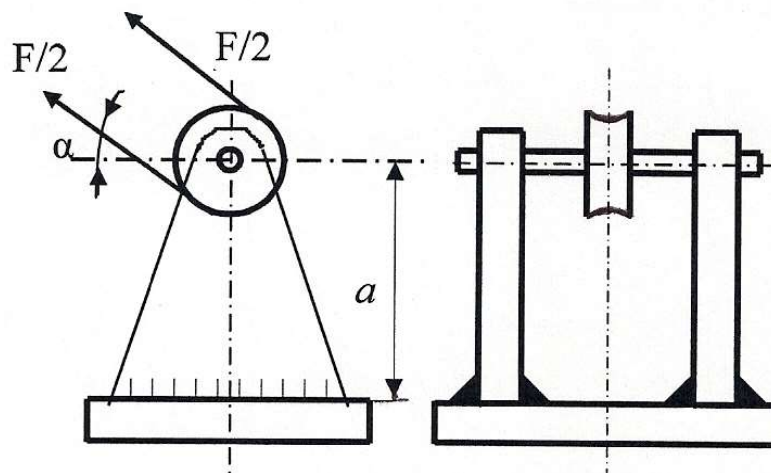


Рис.С.4. Блок монтажного устройства

С.4. Рассчитать сварное соединение, крепящее неподвижный блок монтажного устройства к плите (рис.С.4), по данным табл.С.4. Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.4

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
a , мм	600	620	640	660	680	700	680	660	640	620
α , рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.5. Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и диск со ступицей (Рис.С.5). Мощность, передаваемая колесом – P , угловая скорость его – ω , толщина швов k_1 и k_2 и диаметры d_c , D_c , d заданы в табл.С.5. Сварка ручная. Диск – Ст3, ступица и обод – сталь 40.

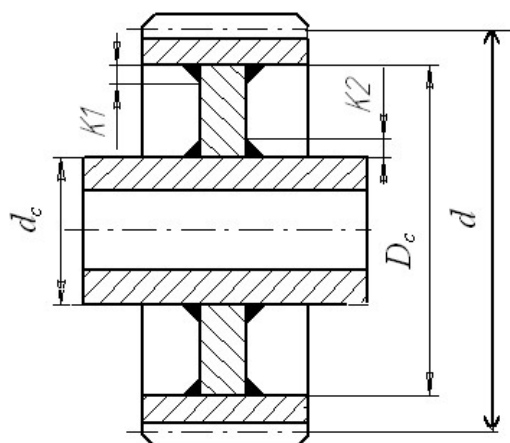


Рис.С.5. Сварное зубчатое колесо

Таблица С.5

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P , кВт	16	18	20	22	24	26	28	30	32	34
ω , рад/с	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
d_c , мм	100	105	110	115	120	125	130	135	140	145
D_c , мм	400	425	450	475	500	525	550	575	600	625
d , мм	500	525	550	575	600	625	650	675	750	800
k_1 , мм	4	4	4	6	6	6	8	8	8	8
k_2 , мм	6	6	6	8	8	8	10	10	10	10

С.6. Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2 (рис.С.6) по данным табл С.6.

Таблица С.6

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
a , см	15	15	20	20	25	25	30	30	35	35
b , см	5	5	8	8	10	10	12	12	15	15
α , рад	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4

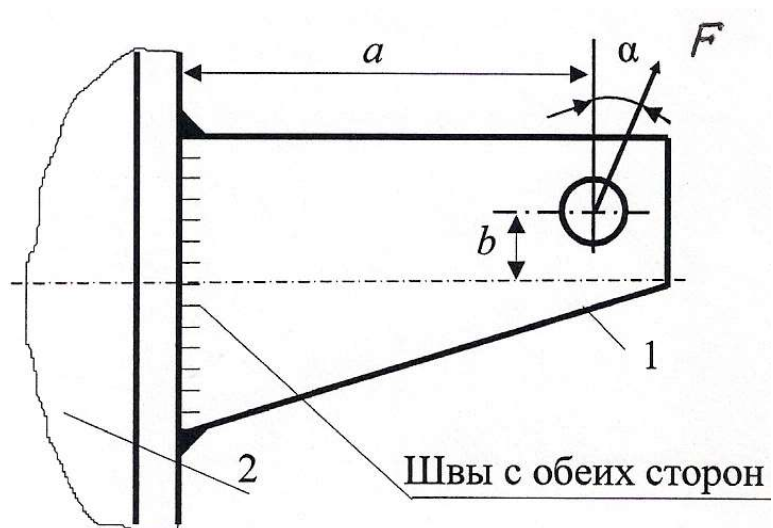


Рис.С.6. Сварное соединение листа с уголком

Вторая группа задач

Задача Р.1. Определить диаметр болтов фланцевого соединения верхней части автоклава с его корпусом (рис.Р.1). Давление жидкости внутри автоклава по манометру p , внутренний диаметр верхней части автоклава D и количество болтов z заданы в табл.Р.1.

Таблица Р.1

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
p , МПа	1,8	1,7	1,6	1,5	1,4	1,3	1,3	1,1	1,0	0,9
D , мм	200	210	220	230	240	250	260	270	280	290
Z	6	6	6	6	6	8	8	8	8	8

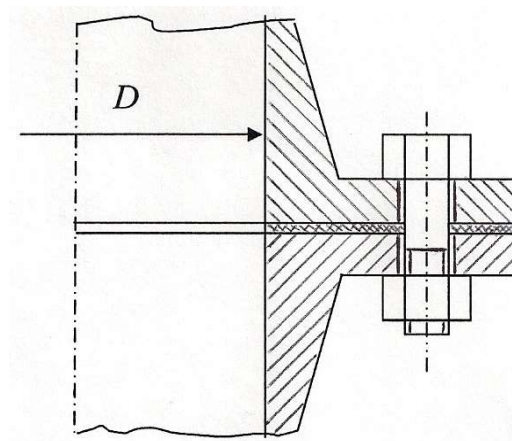


Рис.Р.1. Часть автоклава

Задача Р.2. Рассчитать болты, скрепляющие зубчатое колесо с барабаном лебедки (рис.Р.2). Расчет вести в двух вариантах: а) болты поставлен с зазором; б) болты поставлены без зазора. Грузоподъемность лебедки F и диаметры D_1 и D_2 заданы в табл.Р.2. Число болтов равно 6.

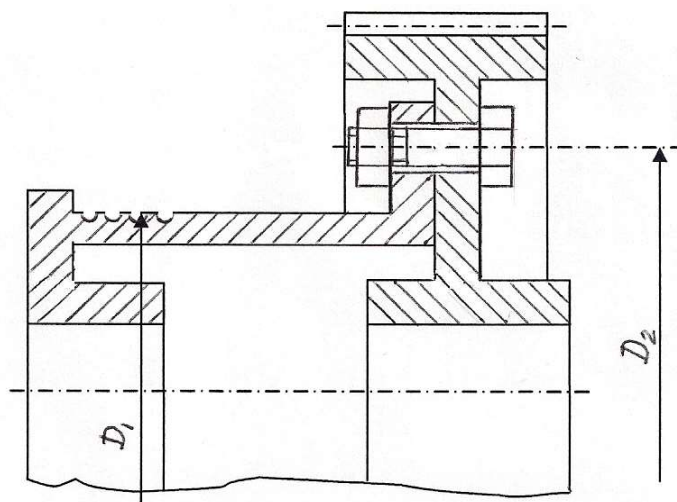


Рис.Р.2. Барабан лебёдки в соединении с зубчатым колесом

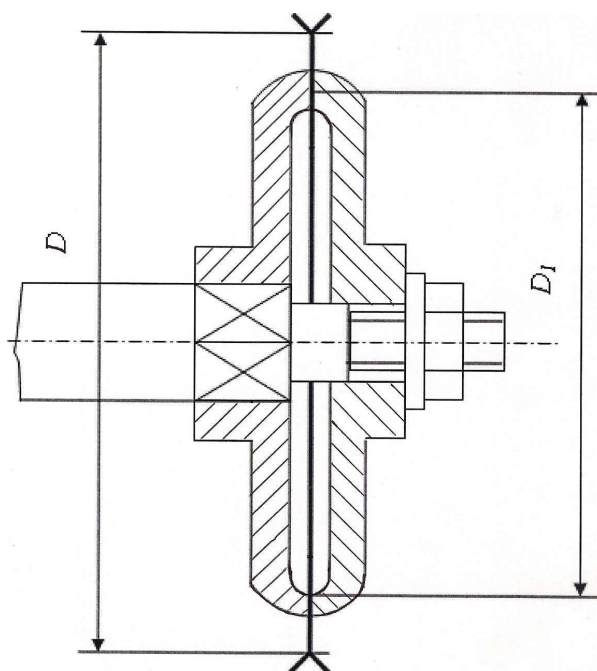
Таблица Р.2

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	18	20	22	24	26	28	30	32	34	36
D_1 , мм	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_2 , мм	400	400	450	450	500	500	550	550	600	600

Задача Р.3. Определить диаметр нарезной части дисковой пилы, которая удерживается между двумя шайбами посредством сил трения, возникающих при затяжке гайки на конце вала (рис.Р.3). Пила преодолевает сопротивление резанию силу F . Данные для расчета приведены в табл.Р.3.

Таблица Р.3

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , Н	600	625	650	675	700	725	750	775	800	825
D , мм	700	700	650	650	600	600	550	550	500	500
D_1 , мм	400	400	350	350	300	300	250	250	200	200



Задача Р.4. Определить диаметр фундаментных болтов, крепящих стойку к бетонному основанию (рис.Р.4). Коэффициент трения основания стойки о бетон $f=0,4$. Болты принять с метрической резьбой по ГОСТ. Данные для расчета приведены в табл.Р.4.

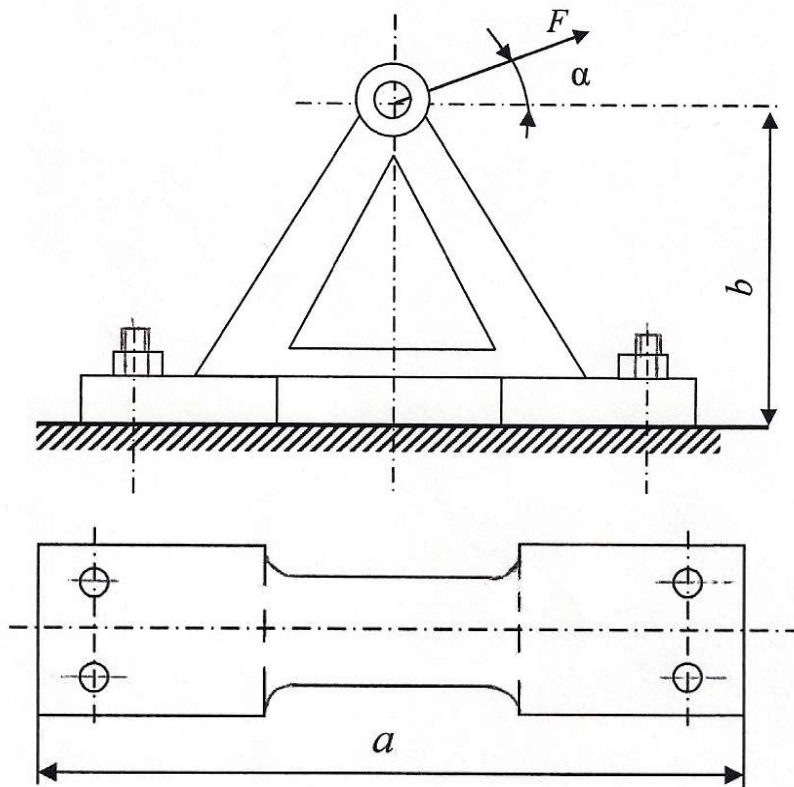


Рис.Р.4. Стойка

Таблица Р.4

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38
α , рад	$\pi/6$	$\pi/4$	$\pi/3$	$\pi/4$	$\pi/6$	$\pi/3$	$\pi/6$	$\pi/4$	$\pi/3$	$\pi/6$
a , мм	600	600	650	650	700	700	750	750	800	800
b , мм	400	450	500	550	600	650	700	750	800	850

Задача Р.5. Рассчитать клеммовое болтовое соединение, обеспечивающее передачу крутящего момента с рычага в результате приложения на его конце силы F , на вал диаметром d (рис.Р.5) по данным табл.Р.5.

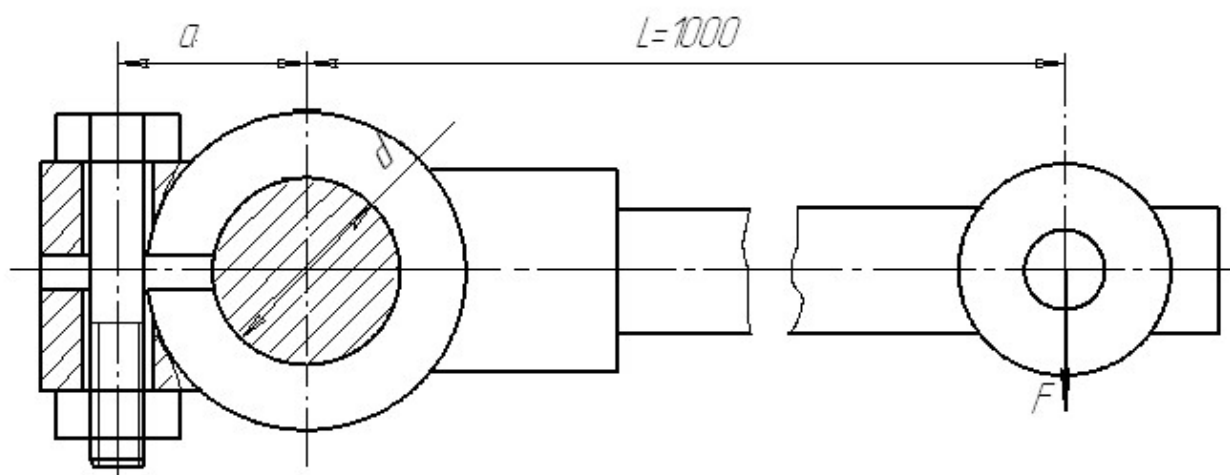


Рис.Р.5. Клеммовое соединение

Таблица Р.5

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
d , мм	40	42	45	48	50	52	55	58	60	63
Коэффициент трения скольжения	0,2	0,2	0,2	0,2	0,18	0,18	0,18	0,15	0,15	0,15
F , кН	5	5	5	5	5,5	5,5	5,5	6	6	6
a , мм	400	420	440	460	480	500	520	540	560	580

Задача Р.6. Рассчитать болты фланцевой муфты, передающей мощность P при частоте вращения n , диаметр окружности осей болтов D_0 . Число болтов равно z . Расчет произвести для двух вариантов:

- а) болты поставлены без зазора;
- б) болты установлены с зазором, коэффициент трения между торцами полумуфт $f = 0,15$.

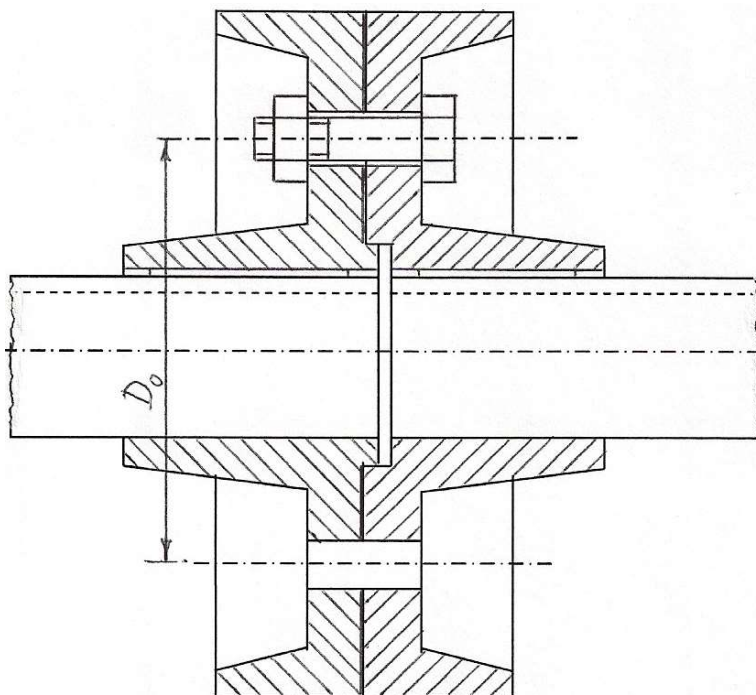


Рис.Р.6

Таблица Р.6

Величины	ВАРИАНТЫ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P , кВт	50	55	60	65	75	80	85	90	95	100
n , об/мин	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_0 , мм	220	220	220	230	230	230	240	240	250	250
z	6	7	8	9	6	7	8	9	6	7

Приложение 1

ПРИЗМАТИЧЕСКАЯ ШПОНКА (ГОСТ 23360-78)

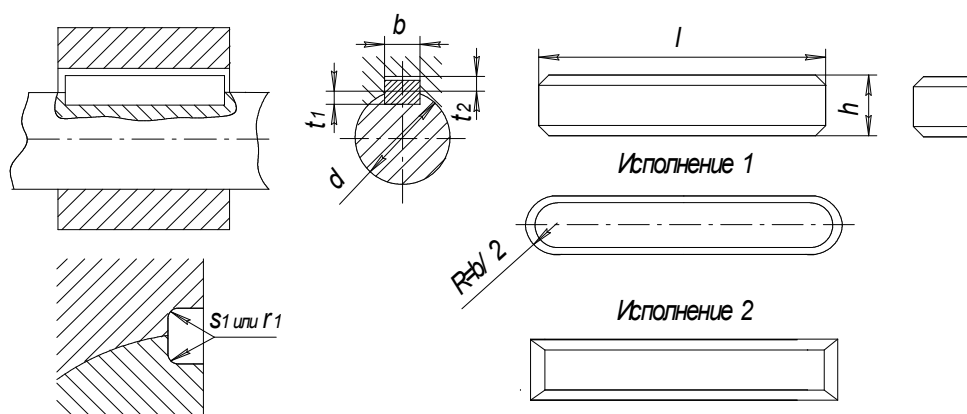


Таблица П.1

d	b	h	t_1	t_2	l		s_1 или r_1	s или r	
					от	до			
СВЫШЕ 12 до 17	5	5	3	2,3	—	—	—	—	
СВЫШЕ 17 до 22	6	6	3,5	2,8	—	—	—	—	
СВЫШЕ 22 до 30	8	7	4,0	3,3	—	—	—	—	
СВЫШЕ 30 до 38	10	9	5,5	3,8	22	110	0,25 ...0,4	0,4... 0,6	
СВЫШЕ 38 до 44	12	11	7	4,4	28	140			
СВЫШЕ 44 до 50	14	12	7,5	4,9	38	160			
СВЫШЕ 50 до 58	16	14	9	5,4	45	180			
СВЫШЕ 58 до 65	18	16	10	6,5	50	200			
СВЫШЕ 65 до 75	20	18	11	7,4	56	220	0,4... 0,6	0,6... 0,8	
СВЫШЕ 75 до 85	22	20	12	8,4	63	250			
СВЫШЕ 85 до 95	25	22	13	9,4	70	280			
СВЫШЕ 95 до 110	28	25	15	10,4	80	320			
СВЫШЕ 110 до 130	32	28	17	11,4	90	360			
СВЫШЕ 130 до 150	36	32	20	12,4	100	400	0,7... 1,0	1,0... 1,2	
СВЫШЕ 150 до 170	40	36	22	14,4					
СВЫШЕ 170 до 200	45	40	25	15,4	110	450			
СВЫШЕ 200 до 230	50	45	28	17,4	125	500	500	1,2... 1,6	1,6... 2,0
СВЫШЕ 230 до 260	56	50	31	19,5	140				
СВЫШЕ 260 до 290	63	60	36	24,5	160				
СВЫШЕ 290 до 330	70	65	39	26,5	180				
СВЫШЕ 330 до 380	80	75	44	31,5	200				
СВЫШЕ 380 до 440	90	85	49	36,5	220		2,0... 2,5	2,5... 3,0	
СВЫШЕ 440 до 500	100	95	54	41,5	250				

Примечания: 1. Допускается в отдельных обоснованных случаях применять меньшие размеры сечений шпонок на валах больших диаметров, за исключением выходных концов валов.

2. Стандартные длины шпонок: 6; 8; 10; 12; 14; 16; 20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125; 140; 160; 180; 200; 220; 250 мм.

СЕГМЕНТНАЯ ШПОНКА (ГОСТ 24071-80)

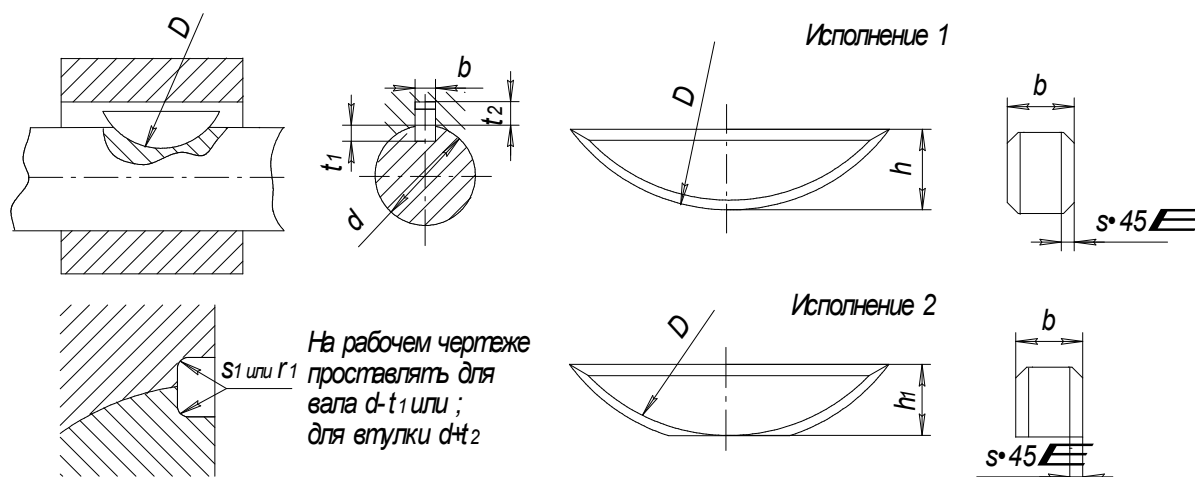


Таблица - П2

d для шпонок		Размеры шпонок $b \times h \times D$	t_1	t_2	S_1 или r_1	S или r
Передающих крутящий момент	Фиксирующих элементов					
От 3 до 4	От 3 до 4	1×1,4×4	1,0	0,6		
Свыше 4 до 5	Свыше 4 до 6	1,5×2,6×7	2,0	0,8		
Свыше 5 до 6	Свыше 6 до 8	2×2,6×7	1,8	1,0	0,08	0,16
Свыше 6 до 7	Свыше 8 до 10	2×3,7×10	2,9	1,0	...	...
Свыше 7 до 8	Свыше 10 до 12	2,5×3,7×10	2,7	1,2	0,16	0,25
Свыше 8 до 10	Свыше 12 до 15	3×5×13	3,8	1,4		
Свыше 10 до 12	Свыше 15 до 18	3×6,5×16	5,3	1,4		
Свыше 12 до 14	Свыше 18 до 20	4×6,5×16	5,0	1,8		
Свыше 14 до 16	Свыше 20 до 22	4×7,5×19	6,0	1,8		
Свыше 16 до 18	Свыше 22 до 25	5×6,5×16	4,5	2,3		
Свыше 18 до 20	Свыше 25 до 28	5×7,5×19	5,5	2,3	0,16	Св. 0,25
Свыше 20 до 22	Свыше 28 до 32	5×9×22	7,0	2,3	...	до 0,4
Свыше 22 до 25	Свыше 32 до 36	6×9×22	6,5	2,8	0,25	
Свыше 25 до 28	Свыше 36 до 40	6×10×25	7,5	2,8		
Свыше 28 до 32	до 40	8×11×28	8,0	3,3		0,4...
Свыше 32 до 38	до 40	10×13×32	10	3,3		0,6

Пример условного обозначения сегментной шпонки

исполнения 1 $b \times h = 5 \times 6,5$ мм :

Шпонка 1 5×6,5 ГОСТ 24071 - 80

То же, исполнение 2 сечение $b \times h_1 = 5 \times 5,2$ мм :

Шпонка 2 5×5,2 ГОСТ 24071 - 80

Приложение 3

СОЕДИНЕНИЯ ШЛИЦЕВЫЕ ПРЯМОБОЧНЫЕ (ГОСТ 1139 - 80)

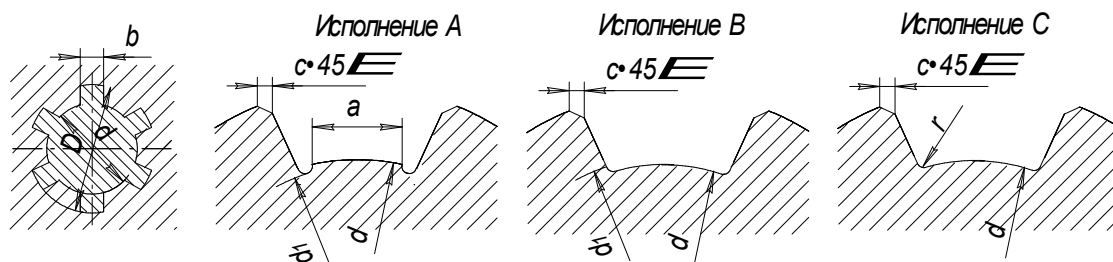


Таблица П.3

РАЗМЕРЫ ЛЕГКОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
6 × 23 × 26	6	22,1	3,54	0,3	+0,2	0,2
6 × 26 × 30	6	24,6	3,85			
6 × 28 × 32	7	26,7	4,03			
8 × 32 × 36	6	30,4	2,71	0,4	+0,2	0,3
8 × 36 × 40	7	34,5	3,46			
8 × 42 × 46	8	40,4	5,03			
8 × 46 × 50	9	44,6	5,73			
8 × 52 × 58	10	49,7	4,89	0,5	+0,3	0,5
8 × 56 × 62	10	53,6	6,38			
8 × 62 × 68	12	59,8	7,31			
10 × 72 × 78	12	69,6	5,45			
10 × 82 × 88	12	79,3	8,62			
10 × 92 × 98	14	89,4	10,08			
10 × 102 × 108	16	99,9	11,49			
10 × 112 × 120	18	108,8	10,72			

РАЗМЕРЫ СРЕДНЕЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номиналь ный размер	Предельн ые отклонен ия	
6×11×14	3	9,9	—	0,3	+0,2	0,2
6×13×16	3,5	12,0	—			
6×16×20	4	14,5	—			
6×18×22	5	16,7	—			
6×21×25	5	19,5	1,95			
6×23×28	6	21,3	1,34			
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		0,3
6×28×34	7	25,9	1,7			
8×32×38	6	29,4	-			
8×36×42	7	33,5	1,02			
8×42×48	8	39,5	2,57			
8×46×54	9	42,7	—	0,5	+0,3	0,5
8×52×60	10	48,7	2,44			
8×56×65	10	52,2	2,5			
8×62×72	12	57,8	2,4			
10×72×82	12	67,4	—			
10×82×92	12	77,1	3,0			
10×92×102	14	87,3	4,5			
10×102×112	16	97,7	6,3			
10×112×125	18	106,3	4,4			

РАЗМЕРЫ ТЯЖЕЛОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r	
		Не менее		Номина льный размер	Предель ные отклоне ния		
6×11×14	3	9,9	—	0,3	+0,2	0,2	
6×13×16	3.5	12,0	—				
6×16×20	4	14,5	—				
6×18×22	5	16,7	—				
6×21×25	5	19,5	1,95				
6×23×28	6	21,3	1,34				
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		+0,2	0,3
6×28×34	7	25,9	1,7				
8×32×38	6	29,4	—				
8×36×42	7	33,5	1,02				
8×42×48	8	39,5	2,57				
8×46×54	9	42,7	—	0,5	+0,3	0,5	
8×52×60	10	48,7	2,44				
8×56×65	10	52,2	2,5				
8×62×72	12	57,8	2,4				
10×72×82	12	67,4	—				
10×82×92	12	77,1	3,0				
10×92×102	14	87,3	4,5				
10×102×112	16	97,7	6,3				
10×112×125	18	106,3	4,4				

Примечание.

Шлицевые валы исполнений А и С изготавливаются при центрировании по внутреннему диаметру, исполнения В – при центрировании по наружному диаметру и боковым сторонам зубьев.

РЕЗЬБА МЕТРИЧЕСКАЯ (ГОСТ 9150–80)

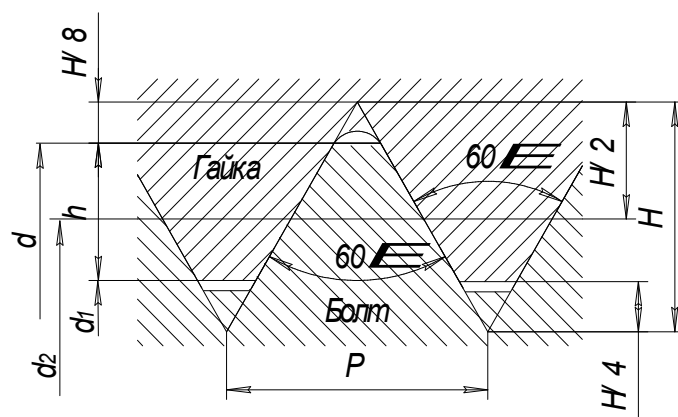


Таблица П. 4

Диаметр наружный, d , мм			Шаг, P , мм	Диаметр, мм			Площадь расчетного сечения $A_{\text{ср}}$, мм ²	Угол подъема резьбы ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средн ий резьб ы $d_2 = D_2$	внутрен · гайки $d_1 = D_1$	рас чет- ный вин та d_p		
5	—	—	0,8	4,480	4,134	4,25	14	3°15'
			0,5	4,675	4,459	4,53	16	1°67'
-	-	5,5	0,5	5,175	4,959	5,03	20	1°56'
6	—	—	1	5,350	4,918	5,06	20	3°24'
			0,75	5,513	5,188	5,30	22	2°29'
			0,5	5,675	5,459	5,53	24	1°36'
—	—	7	1	6,350	5,918	6,06	29	2°52'
			0,75	6,513	6,188	6,30	31	2°6'
			0,5	6,675	6,459	6,53	33	1°22'
8	—	—	1,25	7,188	6,647	6,83	37	3°10'
			1	7,350	6,918	7,06	39	2°29'
			0,75	7,513	7,188	7,30	42	1°49'
			0,5	7,675	7,459	7,53	44	1°11'
—	—	9	1,25	8,188	7,647	7,83	48	2°47'
			1	8,350	7,918	8,06	51	2°11'
			0,75	8,513	8,188	8,30	54	1°36'
			0,5	8,675	8,459	8,53	57	1°3'

Диаметр наружный d , мм			Шаг P , мм	Диаметр, мм			A_{cp} , мм ²	Ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внутрен · гайки $d_1 = D_1$	расче тн. винта d_p		
10	—	—	1,5	9,026	8,376	8,59	58	3°2'
			1,25	9,188	8,647	8,83	61	2°29'
			1	9,350	8,918	9,06	64	1°57'
			0,75	9,513	9,188	9,30	68	1°26'
			0,5	9,675	9,459	9,53	71	1°22'
—	—	11	(1,5)	10,026	9,376	9,59	72	2°29'
			1	10,188	9,918	10,06	79	1°46'
			0,75	10,350	10,188	10,30	83	1°18'
			0,5	10,513	10,459	10,53	87	0°51'
12	—	—	1,75	10,863	10,106	10,36	84	2°56'
			1,5	11,026	10,376	10,59	88	2°29'
			1,25	11,180	10,647	10,83	92	2°2'
			1	11,350	10,918	10,06	96	1°36'
			0,75	11,513	11,188	11,30	100	1°11'
			0,5	11,675	11,495	11,53	104	0°47'
—	14	—	2	12,701	11,835	12,12	115	2°52'
			1,5	13,026	12,376	12,59	124	2°6'
			1,25	13,180	12,647	12,83	129	1°44'
			1	13,350	12,918	13,06	134	1°22'
			0,75	13,513	13,188	13,30	139	1°1'
			0,5	13,675	13,495	13,53	144	0°40'
—	—	15	1,5	14,026	13,376	13,59	145	1°57'
			(1)	14,350	13,918	14,06	155	1°16'
16	—	—	2	14,701	13,835	14,12	156	2°29'
			1,5	15,026	14,376	14,59	167	1°49'
			1	15,350	14,918	15,06	178	1°11'
			0,75	15,513	15,188	15,30	184	0°53'
			0,5	15,675	15,495	15,53	189	0°35'

продолжение табл. П. 4

Диаметр Наружный, d , мм			Шаг, P , мм	Диаметр, мм			A_{cp} , $мм^2$	ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средни й резьбы $d_2 = D_2$	внутр ен. гайки $d_1 = D_1$	расче тн. винт а d_p		
—	—	17	1,5 (1)	16,026 16,350	15,376 15,918	15,59 16,06	191 203	1°42' 1°7'
—	18	—	2,5	16.376	15.294	15.65	192	2°47'
			2	16.701	15.835	16.12	204	2°11'
			1,5	17.026	16.376	16.59	216	1°36'
			1	17.350	18.918	17.06	228	1°3'
			0,75	17.513	17.188	17.30	235	0°47'
			0,5	17.675	17.495	17.53	241	0°31'
20	—	—	2.5	18.376	17.294	17.65	245	2°29'
			2	18.701	17.835	18.12	258	1°57'
			1.5	19.026	18.376	18.59	271	1°26'
			1	19.350	18.918	19.06	285	1°22'
			0.75	19.513	19.188	19.30	292	0°42'
			0.5	19.675	19.495	19.53	300	0°28'
—	—	22	2.5	20.376	19.294	19.65	303	2°18'
			2	20.701	19.835	20.12	318	1°46'
			1.5	21.026	20.376	20.59	333	1°18'
			1	21.350	20.918	21.06	348	0°51'
			0.75	21.513	21.188	21.30	356	0°38'
			0.5	21.675	21.495	21.53	364	0°25'
24	—	—	3	22.051	20.752	21.18	352	2°29'
			2	22.701	21.835	22.12	384	1°36'
			1.5	23.026	22.376	22.59	401	1°11'
			1	23.350	22.918	23.06	418	0°47'
			0.75	23.513	23.188	23.30	426	0°35'
—	—	25	2	23.701	22.835	23.12	420	1°33'
			1.5	24.026	23.376	23.59	437	1°8'
			0.75	24.350	23.918	24.06	455	0°45'

продолжение табл. П. 4

Диаметр наружный d , мм			Шаг P , мм	Диаметр, мм			A_{cp} , мм ²	ψ
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внутре н. гайки $d_1 = D_1$	расче тн. винта d_p		
—	—	(26)	1.5	25.026	24.376	24.59	475	1°6'
—	27	—	3	25.051	23.752	24.18	459	2°11'
			2	25.701	24.835	25.12	496	1°25'
			1.5	26.026	25.376	25.59	514	1°3'
			1	26.350	25.918	26.06	533	0°42'
			0.75	26.513	26.188	26.30	543	0°31'
—	—	(28)	2	26.701	25.835	26.12	536	1°22'
			1.5	27.026	26.376	26.59	555	1°1'
			1	27.350	26.918	27.06	575	0°40'
30	—	—	3.5	27.727	26.211	26.72	561	2°18'
			(3)	28.051	26.752	27.18	580	1°57'
			2	28.701	27.835	28.12	621	1°16'
			1.5	29.026	28.376	28.59	642	0°57'
			1	29.350	28.918	29.06	663	0°37'
			0.75	29.513	29.188	29.30	674	0°28'
—	—	(32)	2	30.701	29.835	30.12	712	1°1'
			1.5	31.026	30.376	30.59	735	0°53'
—	33	—	3.5	30.727	29.211	29.72	694	2°5'
			(3)	31.051	29.752	30.18	715	1°46'
			2	31.701	30.835	31.12	761	1°9'
			1.5	32.026	31.376	31.59	784	0°51'
			1	32.350	31.918	32.06	807	0°34'
			0.75	32.613	32.188	32.30	819	0°25'

Приложение 5

УГОЛКИ СТАЛЬНЫЕ ГОРЯЧЕКАТАНЫЕ РАВНОПОЛОЧНЫЕ

СОРТАМЕНТ

Условные обозначения к [рисунку 1](#) и [таблице 1](#):

b - ширина полки;

t - толщина полки;

R - радиус внутреннего закругления;

r - радиус закругления полков;

F - площадь поперечного сечения;

I - момент инерции;

x_0 - расстояние от центра тяжести до наружной грани полки;

I_{xy} - центробежный момент инерции;

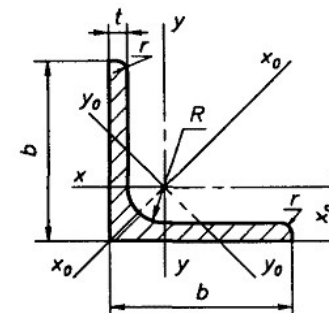


Рисунок 1

ВЫДЕРЖКИ из ГОСТ 8509-93

Таблица П.5

Номер уголка	b	t	R	r	$F, \text{см}^2$	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						$x - x$			$x_0 - x_0$		$y_0 - y_0$			$I_{xy}, \text{см}^4$	$x_0, \text{см}$	
						$I_x, \text{см}^4$	$W_x, \text{см}^3$	$i_x, \text{см}$	$I_{x0} \text{ max}, \text{см}^4$	$i_{x0} \text{ max}, \text{см}$	$I_{y0} \text{ min}, \text{см}^4$	$W_{y0}, \text{см}^3$	$i_{y0} \text{ min}, \text{см}$			
мм																
2	20	3	3,5	1,2	1,13	0,40	0,28	0,59	0,63	0,75	0,17	0,20	0,39	0,23	0,60	0,89
		4	3,5	1,2	1,46	0,50	0,37	0,58	0,78	0,73	0,22	0,24	0,38	0,28	0,64	1,15
2,5	25	3	3,5	1,2	1,43	0,81	0,46	0,75	1,29	0,95	0,34	0,33	0,49	0,47	0,73	1,12
		4	3,5	1,2	1,86	1,03	0,59	0,74	1,62	0,93	0,44	0,41	0,48	0,59	0,76	1,46
3	30	3	4,0	1,3	1,74	1,45	0,67	0,91	2,30	1,15	0,60	0,53	0,59	0,85	0,85	1,36
		4	4,0	1,3	2,27	1,84	0,87	0,90	2,92	1,13	0,77	0,61	0,58	1,08	0,89	1,78
4	40	3	5,0	1,7	2,35	3,55	1,22	1,23	5,63	1,55	1,47	0,95	0,79	2,08	1,09	1,85
		4	5,0	1,7	3,08	4,58	1,60	1,22	7,26	1,53	1,90	1,19	0,78	2,68	1,13	2,42
		5	5,0	1,7	3,79	5,53	1,95	1,21	8,75	1,52	2,30	1,39	0,78	3,22	1,17	2,98
4,5	45	3	5,0	1,7	2,65	5,13	1,56	1,39	8,13	1,75	2,12	1,24	0,89	3,00	1,21	2,08
		4	5,0	1,7	3,48	6,63	2,04	1,38	10,52	1,74	2,74	1,54	0,89	3,89	1,26	2,73

Номер уголка	<i>b</i>	<i>t</i>	<i>R</i>	<i>r</i>	<i>F</i> , см ²	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						<i>x</i> - <i>x</i>			<i>x</i> ₀ - <i>x</i> ₀		<i>y</i> ₀ - <i>y</i> ₀			<i>I</i> _{xy} , см ⁴	<i>x</i> ₀ , см	
						<i>I</i> _x , см ⁴	<i>W</i> _x , см ³	<i>i</i> _x , см	<i>I</i> _{x0 max} , см ⁴	<i>i</i> _{x0 max} , см	<i>I</i> _{y0 min} , см ⁴	<i>W</i> _{y0} , см ³	<i>i</i> _{y0 min} , см			
		5	5,0	1,7	4,29	8,03	2,51	1,37	12,74	1,72	3,33	1,81	0,88	4,71	1,30	3,37
5	50	3	5,5	1,8	2,96	7,11	1,94	1,55	11,27	1,95	2,95	1,57	1,00	4,16	1,33	2,32
		4	5,5	1,8	3,89	9,21	2,54	1,54	14,63	1,94	3,80	1,95	0,99	5,42	1,38	3,05
		5	5,5	1,8	4,80	11,20	3,13	1,53	17,77	1,92	4,63	2,30	0,98	6,57	1,42	3,77
		6	5,5	1,8	5,69	13,07	3,69	1,52	20,72	1,91	5,43	2,63	0,98	7,65	1,46	4,47
5,6	56	4	6,0	2,0	4,38	13,10	3,21	1,73	20,79	2,18	5,41	2,52	1,11	7,69	1,52	3,44
		5	6,0	2,0	5,41	15,97	3,96	1,72	25,36	2,16	6,59	2,97	1,10	9,41	1,57	4,25
6,3	63	4	7,0	2,3	4,96	18,86	4,09	1,95	29,90	2,45	7,81	3,26	1,25	11,00	1,69	3,90
		5	7,0	2,3	6,13	23,10	5,05	1,94	36,80	2,44	9,52	3,87	1,25	13,70	1,74	4,81
		6	7,0	2,3	7,28	27,06	5,98	1,93	42,91	2,43	11,18	4,44	1,24	15,90	1,78	5,72
7	70	4,5	8,0	2,7	6,20	29,04	5,67	2,16	46,03	2,72	12,04	4,53	1,39	17,00	1,88	4,87
		5	8,0	2,7	6,86	31,94	6,27	2,16	50,67	2,72	13,22	4,92	1,39	18,70	1,90	5,38
		6	8,0	2,7	8,15	37,58	7,43	2,15	59,64	2,71	15,52	5,66	1,38	22,10	1,94	6,39
		7	8,0	2,7	9,42	42,98	8,57	2,14	68,19	2,69	17,77	6,31	1,37	25,20	1,99	7,39
		8	8,0	2,7	10,67	48,16	9,68	2,12	76,35	2,68	19,97	6,99	1,37	28,20	2,02	8,37
8	80	5,5	9,0	3,0	8,63	52,68	9,03	2,47	83,56	3,11	21,80	7,10	1,59	30,90	2,17	6,78
		6	9,0	3,0	9,38	56,97	9,80	2,47	90,40	3,11	23,54	7,60	1,58	33,40	2,19	7,36
		7	9,0	3,0	10,85	65,31	11,32	2,45	103,60	3,09	26,97	8,55	1,58	38,30	2,23	8,51
		8	9,0	3,0	12,30	73,36	12,80	2,44	116,39	3,08	30,32	9,44	1,57	43,00	2,27	9,65
9	90	6	10,0	3,3	10,61	82,10	12,49	2,78	130,00	3,50	33,97	9,88	1,79	48,10	2,43	8,33
		7	10,0	3,3	12,28	94,30	14,45	2,77	149,67	3,49	38,94	11,15	1,78	55,40	2,47	9,64
		8	10,0	3,3	13,93	106,11	16,36	2,76	168,42	3,48	43,80	12,34	1,77	62,30	2,51	10,93
		9	10,0	3,3	15,60	118,00	18,29	2,75	186,00	3,46	48,60	13,48	1,77	68,00	2,55	12,20
10	100	6,5	12,0	4,0	12,82	122,10	16,69	3,09	193,46	3,89	50,73	13,38	1,99	71,40	2,68	10,06
		7	12,0	4,0	13,75	130,59	17,90	3,08	207,01	3,88	54,16	14,13	1,98	76,40	2,71	10,79
		8	12,0	4,0	15,60	147,19	20,30	3,07	233,46	3,87	60,92	15,66	1,98	86,30	2,75	12,25
		10	12,0	4,0	19,24	178,95	24,97	3,05	283,83	3,84	74,08	18,51	1,96	110,00	2,83	15,10
		12	12,0	4,0	22,80	208,90	29,47	3,03	330,95	3,81	86,84	21,10	1,95	122,00	2,91	17,90
		14	12,0	4,0	26,28	237,15	33,83	3,00	374,98	3,78	99,32	23,49	1,94	138,00	2,99	20,63

Номер уголка	<i>b</i>	<i>t</i>	<i>R</i>	<i>r</i>	<i>F</i> , см ²	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						<i>x</i> - <i>x</i>			<i>x</i> ₀ - <i>x</i> ₀		<i>y</i> ₀ - <i>y</i> ₀			<i>I</i> _{xy} , см ⁴	<i>x</i> ₀ , см	
						<i>I</i> _x , см ⁴	<i>W</i> _x , см ³	<i>i</i> _x , см	<i>I</i> _{x0 max} , см ⁴	<i>i</i> _{x0 max} , см	<i>I</i> _{y0 min} , см ⁴	<i>W</i> _{y0} , см ³	<i>i</i> _{y0 min} , см			
		16	12,0	4,0	29,68	263,82	38,04	2,98	416,04	3,74	111,61	25,79	1,94	152,00	3,06	23,30
11	110	7	12,0	4,0	15,15	175,61	21,83	3,40	278,54	4,29	72,68	17,36	2,19	106,00	2,96	11,89
		8	12,0	4,0	17,20	198,17	24,77	3,39	314,51	4,28	81,83	19,29	2,18	116,00	3,00	13,50
12,5	125	8	14,0	4,6	19,69	294,36	32,20	3,87	466,76	4,87	121,98	25,67	2,49	172,00	3,36	15,46
		9	14,0	4,6	22,00	327,48	36,00	3,86	520,00	4,86	135,88	28,26	2,48	192,00	3,40	17,30
		10	14,0	4,6	24,33	359,82	39,74	3,85	571,04	4,84	148,59	30,45	2,47	211,00	3,45	19,10
		12	14,0	4,6	28,89	422,23	47,06	3,82	670,02	4,82	174,43	34,94	2,46	248,00	3,53	22,68
		14	14,0	4,6	33,37	481,76	54,17	3,80	763,90	4,78	199,62	39,10	2,45	282,00	3,61	26,20
		16	14,0	4,6	37,77	538,56	61,09	3,78	852,84	4,75	224,29	43,10	2,44	315,00	3,68	29,65
14	140	9	14,0	4,6	24,72	465,72	45,55	4,34	739,42	5,47	192,03	35,92	2,79	274,00	3,76	19,41
		10	14,0	4,6	27,33	512,29	50,32	4,33	813,62	5,46	210,96	39,05	2,78	301,00	3,82	21,45
		12	14,0	4,6	32,49	602,49	59,66	4,31	956,98	5,43	248,01	44,97	2,76	354,00	3,90	25,50
16	160	10	16,0	5,3	31,43	774,24	66,19	4,96	1229,10	6,25	319,33	52,52	3,19	455,00	4,30	24,67
		11	16,0	5,3	34,42	844,21	72,44	4,95	1340,06	6,24	347,77	56,53	3,18	496,00	4,35	27,02
		12	16,0	5,3	37,39	912,89	78,62	4,94	1450,00	6,23	375,78	60,53	3,17	537,00	4,39	29,35
		14	16,0	5,3	43,57	1046,47	90,77	4,92	1662,13	6,20	430,81	68,15	3,16	615,00	4,47	34,20
		16	16,0	5,3	49,07	1175,19	102,64	4,89	1865,73	6,17	484,64	75,92	3,14	690,00	4,55	38,52
		18	16,0	5,3	54,79	1290,24	114,24	4,87	2061,03	6,13	537,46	82,08	3,13	771,00	4,63	43,01
		20	16,0	5,3	60,40	1418,85	125,60	4,85	2248,26	6,10	589,43	90,02	3,12	830,00	4,70	47,41
18	180	11	16,0	5,3	38,80	1216,44	92,47	5,60	1933,10	7,06	499,78	72,86	3,59	716,00	4,85	30,47
		12	16,0	5,3	42,19	1316,62	100,41	5,59	2092,78	7,04	540,45	78,15	3,58	776,00	4,89	33,12
20	200	12	18,0	6,0	47,10	1822,78	124,61	6,22	2896,16	7,84	749,40	98,68	3,99	1073,00	5,37	36,97
		13	18,0	6,0	50,85	1960,77	134,44	6,21	3116,18	7,83	805,35	105,07	3,98	1156,00	5,42	39,92
		14	18,0	6,0	54,60	2097,00	144,17	6,20	3333,00	7,81	861,00	111,50	3,97	1236,00	5,46	42,80
		16	18,0	6,0	61,98	2362,57	163,37	6,17	3755,39	7,78	969,74	123,77	3,96	1393,00	5,54	48,65
		20	18,0	6,0	76,54	2871,47	200,37	6,12	4860,42	7,72	1181,92	146,62	3,93	1689,00	5,70	60,08
		25	18,0	6,0	94,29	3466,21	245,59	6,06	5494,04	7,63	1438,38	172,68	3,91	2028,00	5,89	74,02

Номер уголка	<i>b</i>	<i>t</i>	<i>R</i>	<i>r</i>	<i>F</i> , см ²	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						<i>x - x</i>			<i>x₀ - x₀</i>		<i>y₀ - y₀</i>			<i>I_{xy}</i> , см ⁴	<i>x₀</i> , см	
						<i>I_x</i> , см ⁴	<i>W_x</i> , см ³	<i>i_x</i> , см	<i>I_{x0 max}</i> , см ⁴	<i>i_{x0 max}</i> , см	<i>I_{y0 min}</i> , см ⁴	<i>W_{y0}</i> , см ³	<i>i_{y0 min}</i> , см			
		30	18,0	6,0	111,54	4019,60	288,57	6,00	6351,05	7,55	1698,16	193,06	3,89	2332,00	6,07	87,56
22	220	14	21,0	7,0	60,38	2814,36	175,18	6,83	4470,15	8,60	1158,56	138,62	4,38	1655,00	5,91	47,40
		16	21,0	7,0	68,58	3175,44	198,71	6,80	5045,37	8,58	1305,52	153,34	4,36	1869,00	6,02	53,83

Примечания:

1 Площадь поперечного сечения и справочные величины вычислены по номинальным размерам. Плотность стали - 7,85 г/см³.

2 Радиусы закругления, указанные на [рисунке 1](#) и в [таблице 1](#), даны для построения калибра и на профиле не контролируются.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГОСТ 23360-78. Призматическая шпонка.
2. ГОСТ 24071-80. Сегментная шпонка.
3. ГОСТ 1139-80. Соединения шлицевые прямобоочные.
4. ГОСТ 9150-80. Метрическая резьба.
5. Иванов М.Н., Финогенов В.А. Детали машин: Учеб. для студентов высш. техн. учеб. заведений. – 12-е изд., переработ. – М.: Высш. шк., 2008. –408 с.: ил.
6. Дунаев П.Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин. Учебн.пособие для студ. техн. спец. вузов. 11 изд. – М.: Издательский центр «Академия», 2008. – 496 с.
7. Леликов О.П. Валы и опоры с подшипниками качения. Конструирование и расчёт. Справочник. – М.: Машиностроение, 2006. – 640 с.
8. Шейнблинт А.Е. Курсовое проектирование деталей машин. – Калининград: изд. «Янтарный сказ», 2004,-454 с.
9. Ахлюстина Н.В. Расчёт соединений деталей машин. Учебное пособие и задания по разделу дисциплины “Детали машин и основы конструирования” для студентов очного и заочного обучения направления 651600 - «Технологические машины и оборудование». Екатеринбург; издание УГТГА, 2008. - 3,5 п.л.



Министерство образования и науки РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

Е. Б. Волков, Ю. М. Казаков

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

*Учебно-методическое пособие
для самостоятельной работы студентов*

**Екатеринбург
2017**

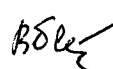


Министерство образования и науки РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией
горно-механического факультета
«15» декабря 2017 г.

Председатель комиссии

 проф. В. П. Барановский

Е. Б. Волков, Ю. М. Казаков

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

*Учебно-методическое пособие
для самостоятельной работы студентов*

Рецензент: *Н. М. Суслов*, д-р техн. наук, заведующий кафедрой ГМК
Уральского государственного горного университета

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры технической механики от 19.12.2016 г. (протокол № 2) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Печатается по решению Редакционно-издательского совета Уральского государственного горного университета.

Волков Е. Б., Казаков Ю. М.

В67 ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА: Учебно-методическое пособие для самостоятельной работы студентов. / Е. Б. Волков, Ю. М. Казаков, Уральский государственный горный университет. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. 156 с.

Учебно-методическое пособие для самостоятельной работы студентов содержит краткие методические указания, контрольные задания и примеры выполнения заданий по темам: «Статика твердого тела. Равновесие произвольной плоской и пространственной систем сил», «Кинематика вращательного и плоскопараллельного движений твердого тела. Определение скоростей и ускорений точек твёрдого тела», «Сложное движение точки», «Динамика точки. Дифференциальные уравнения движения точки. Гармонические и вынужденные колебания точки. Применение теоремы об изменении кинетической энергии при исследовании движения точки», «Применение общих теорем динамики к исследованию движения механической системы», «Принципы механики. Применение общего уравнения динамики к исследованию движения механической системы», «Уравнения Лагранжа II рода».

Учебно-методическое пособие для студентов всех специальностей очной формы обучения.

© Волков Е. Б., Казаков Ю. М., 2017

©Уральский государственный горный
университет, 2017

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. СТАТИКА ТВЕРДОГО ТЕЛА.....	4
1.1. Основные виды связей и их реакции.....	4
1.2. Моменты силы относительно центра и относительно оси. Пара сил. Момент пары.....	5
1.3. Условия равновесия систем сил.....	7
1.4. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел.....	8
1.5. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.....	17
2. КИНЕМАТИКА ТОЧКИ И ТВЕРДОГО ТЕЛА.....	26
2.1. Кинематика точки. Основные параметры движения точки.....	26
2.2. Вращение тела вокруг неподвижной оси.....	28
2.3. Плоскопараллельное движение твёрдого тела.....	29
2.4. Задание К1. Определение скоростей и ускорений точек твердого тела при поступательном и вращательном движениях.....	32
2.5. Задание К2. Определение скоростей точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении.....	38
2.6. Задание К3. Определение ускорений точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении.....	46
3. СЛОЖНОЕ ДВИЖЕНИЕ ТОЧКИ.....	57
3.1. Основные понятия сложного движения точки.....	57
3.2. Задание К4. Определение скорости и ускорения точки при сложном движении.....	60
4. ДИНАМИКА ТОЧКИ.....	73
4.1. Дифференциальные уравнения движения точки.....	73
4.2. Задание Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки ...	73
4.3. Колебания материальной точки.....	80
4.4. Задание Д2. Исследование колебаний точки.....	84
4.5. Теорема об изменении кинетической энергии точки.	95
4.6. Задание Д3. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии.....	96
5. ДИНАМИКА МЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ.....	103
5.1. Описание движений твёрдых тел на основе общих теорем динамики системы.	103
5.2. Задание Д4. Динамический расчет механической системы.....	104
5.3. Теорема об изменении кинетической энергии системы.	112
5.4. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии.....	114
6. АНАЛИТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА.....	124
6.1. Принципы механики. Общее уравнение динамики.....	124
6.2. Задание Д6. Исследование механической системы с применением общего уравнения динамики.....	126
6.3. Уравнения Лагранжа II рода.....	136
6.4. Задание Д7. Исследование механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа.....	137
6.5. Задание Д8. Исследование механической системы с двумя степенями свободы.....	145
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	155

1. СТАТИКА ТВЕРДОГО ТЕЛА

Статика представляет раздел теоретической механики, в котором изучаются условия равновесия твердых тел под действием системы сил.

1.1. Основные виды связей и их реакции

Опора тела на гладкую плоскость (поверхность) без трения. Реакция приложена в точке касания и направлена перпендикулярно к общей касательной соприкасающихся поверхностей. При опоре углом, или на угол (рис. 1.1, *a*), реакция направлена по нормали к одной из поверхностей.

Гибкая связь. Если на тело наложена связь в виде гибкой нерастяжимой нити (каната, троса), то реакция связи $\vec{T}$, равная натяжению нити, приложена к телу и направлена вдоль нити (рис. 1.1, *b*).

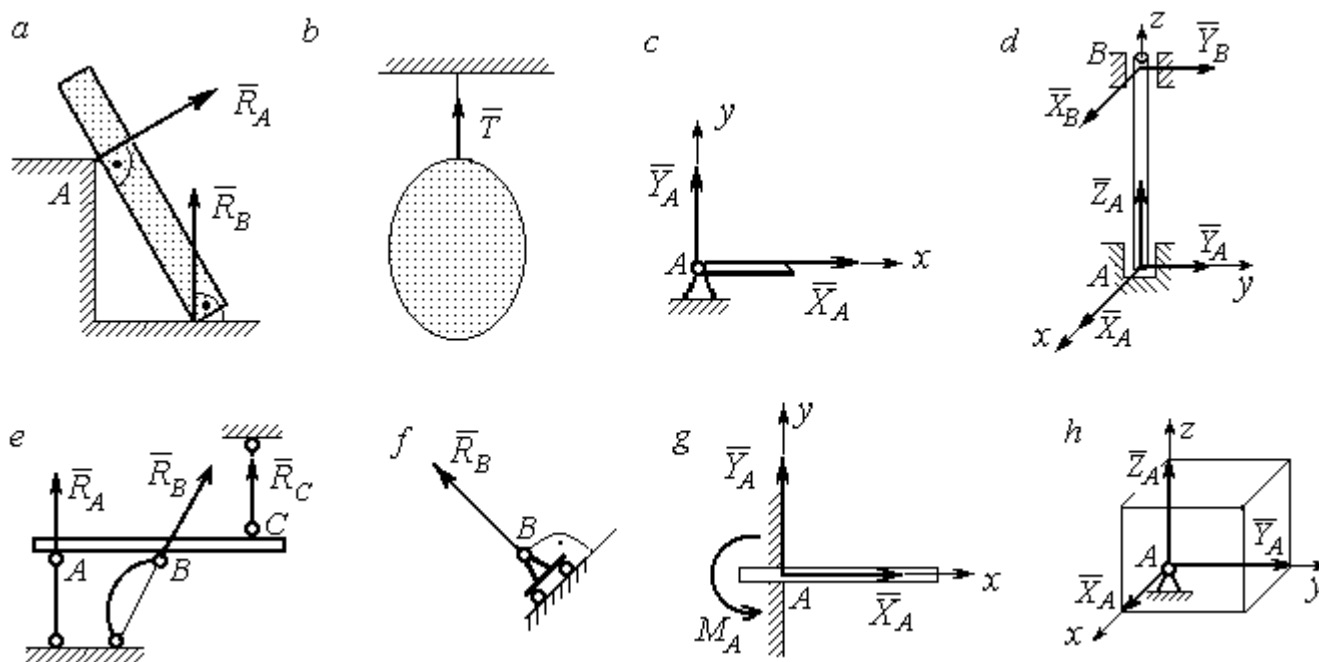


Рис. 1.1. Виды связей и их реакции:

a – реакция опоры тела на гладкую поверхность без трения; *b* – реакция связи гибкой нерастяжимой нити; *c* – реакция цилиндрического шарнира; *d* – реакция подшипника и подпятника; *e* – реакция невесомого стержня; *f* – реакция подвижной опоры; *g* – реакция жесткой заделки; *h* – реакция пространственного шарнира

Цилиндрический шарнир (подшипник) создает соединение, при котором одно тело может вращаться по отношению к другому. Реакция цилиндрического шарнира лежит в плоскости, перпендикулярной оси шарнира. При решении задач реакцию цилиндрического шарнира $\vec{R}_A$ изображают ее составляющими $\vec{X}_A$ и $\vec{Y}_A$, взятыми по направлениям координатных осей (рис. 1.1, c). Реакция подшипника $\vec{R}_B$ (рис. 1.1, d) также изображается своими составляющими $\vec{X}_B$ и $\vec{Y}_B$, взятыми по направлениям координатных осей в плоскости, перпендикулярной оси вращения подшипника. Величина реакции определяется по формуле: $R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2}$. **Реакция прямолинейного невесомого стержня с шарнирными соединениями на краях** направлена вдоль самого стержня, а криволинейного – вдоль линии, соединяющей точки крепления стержня (рис. 1.1, e). **Реакция подвижной опоры** $\vec{R}_B$ (рис. 1.1, f) направлена по нормали к поверхности, на которую опираются катки опоры. **Жесткая заделка** (рис. 1.1, g) препятствует не только линейным перемещениям тела, но и повороту. Реакция заделки состоит из силы реакции $\vec{R}_A$ и пары сил с моментом M_A . При решении задач силу реакции жесткой заделки $\vec{R}_A$ изображают ее составляющими $\vec{X}_A$ и $\vec{Y}_A$, взятыми по направлениям координатных осей. Модуль реакции определяется по формуле $R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2}$. Виды связей и их реакции показаны на рис. 1.1.

1.2. Моменты силы относительно центра и относительно оси. Пара сил. Момент пары

Алгебраическим моментом силы F относительно центра O $M_O(\vec{F})$, или просто **моментом силы** $\vec{F}$ относительно центра O , называют взятое с соответствующим знаком произведение модуля силы $\vec{F}$ на кратчайшее расстояние h от центра O до линии действия силы: $M_O(\vec{F}) = \pm Fh$ (рис. 1.2, a).

Величину h называют **плечом силы**. Момент силы относительно центра считается положительным, если сила стремится повернуть тело вокруг центра против хода часовой стрелки, и отрицательным – в обратном случае.

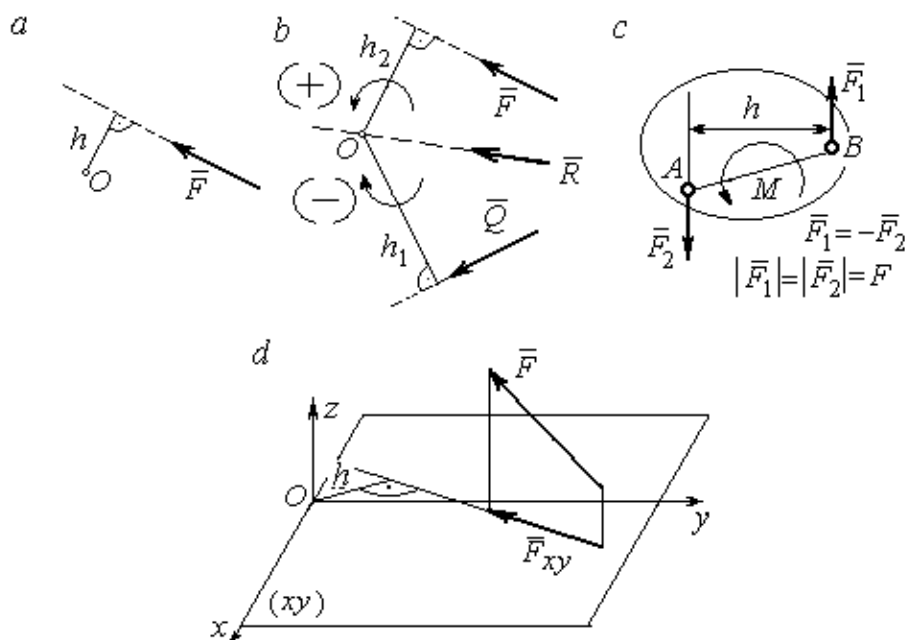


Рис. 1.2. Схемы для вычисления моментов сил:
 a, b – момент силы относительно центра; c – момент пары сил;
 d – момент силы относительно оси

На рис. 1.2, b показано, что момент силы $\vec{F}$ относительно центра O положительный, а момент силы $\vec{Q}$ относительно того же центра – отрицательный. Момент силы $\vec{R}$ относительно центра O равен нулю, так как линия действия этой силы проходит через центр O и плечо силы равно нулю.

Парой сил, или просто парой (рис.1.2, c), называют систему двух равных по модулю сил, параллельных, направленных в противоположные стороны и не лежащих на одной прямой. Алгебраическим моментом пары сил, или **моментом пары**, называют взятое со знаком плюс или минус произведение модуля одной из сил пары на плечо пары – кратчайшее расстояние между линиями действия ее сил. Правило знаков такое же, как и для момента силы. На рисунках пару часто изображают дуговой стрелкой, показывающей направление поворота твердого тела под действием пары (см. M на рис. 1.2, c).

Моментом силы относительно оси называют момент проекции этой силы на плоскость, перпендикулярную оси, относительно точки пересечения оси с этой плоскостью. На рис. 1.2, *d* показано вычисление момента силы F относительно оси z : $M_z(\vec{F}) = F_{xy}h$, где F_{xy} – проекция силы $\vec{F}$ на плоскость $xу$, перпендикулярную оси z , h – плечо проекции F_{xy} относительно центра O – точки пересечения оси z и плоскости xOy .

1.3. Условия равновесия систем сил

Плоской системой сил называется система сил, расположенных в одной плоскости.

Основная форма условий равновесия плоской системы сил. Для равновесия плоской системы сил, приложенных к твердому телу, необходимо и достаточно, чтобы суммы проекций всех сил на каждую из двух осей прямоугольной системы координат, расположенной в плоскости действия сил, были равны нулю и сумма моментов сил относительно любого центра, находящегося в плоскости действия сил, также была равна нулю:

$$\sum F_{kx} = 0, \quad \sum F_{ky} = 0, \quad \sum M_A(\vec{F}_k) = 0,$$

где F_{kx}, F_{ky} – проекции всех сил на координатные оси; $M_A(\vec{F}_k)$ – моменты всех сил относительно произвольно выбранного центра A .

Пространственной системой сил называется система сил, расположенных произвольно в пространстве.

Для равновесия пространственной системы сил необходимо и достаточно, чтобы суммы проекций всех сил на оси прямоугольной системы координат были равны нулю и суммы моментов всех сил относительно тех же осей также были равны нулю:

$$\sum F_{kx} = 0, \quad \sum F_{ky} = 0, \quad \sum F_{kz} = 0,$$

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, \quad \sum M_y(\vec{F}_k) = 0, \quad \sum M_z(\vec{F}_k) = 0,$$

где F_{kx}, F_{ky}, F_{kz} – проекции всех сил на координатные оси x, y, z ; $M_x(\vec{F}_k)$, $M_y(\vec{F}_k)$, $M_z(\vec{F}_k)$ – моменты всех сил относительно выбранных осей.

Равновесие систем тел

Связи, соединяющие части конструкции, называют **внутренними**, в отличие от **внешних** связей, скрепляющих конструкцию с внешними телами, не входящими в данную конструкцию. Одним из способов решения задач на равновесие сил, действующих на сочленённую конструкцию с внутренними связями, является **разбиение конструкции на отдельные тела** и составление уравнений равновесия для каждого из тел, входящих в конструкцию. При этом в уравнения равновесия должны входить только силы, непосредственно приложенные к тому телу, равновесие которого рассматривается.

1.4. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел

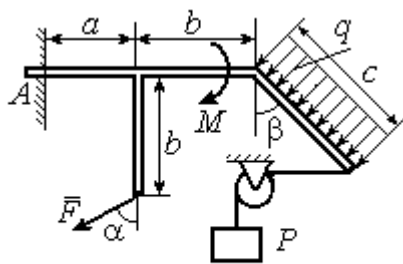
Каждый вариант задания включает две задачи по темам: «Равновесие произвольной плоской системы сил» и «Равновесие системы тел».

В задачах требуется определить реакции связей конструкции исходя из условия равновесия произвольной плоской системы сил. Весом стержневых подпорок, поддерживающих балочные конструкции, и блоков, через которые перекинуты невесомые нити, пренебречь.

Варианты заданий даны на рис. 1.3 – 1.6. Исходные данные приведены в табл. 1.1. Из таблицы исходных данных выбираются значения тех параметров, которые указаны на схемах.

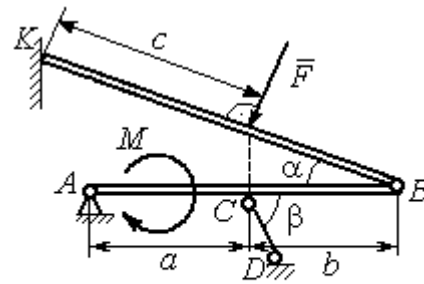
Варианты № 1, 11, 21

Задача 1



Найти реакцию жесткой заделки в точке A

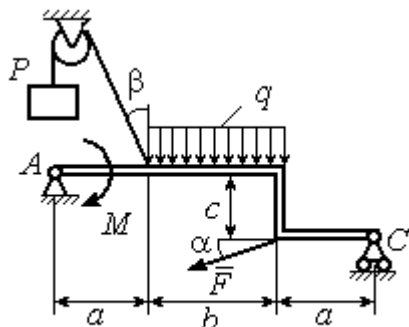
Задача 2



Найти реакции шарниров A, B , реакцию стержня CD и реакцию опоры в точке K

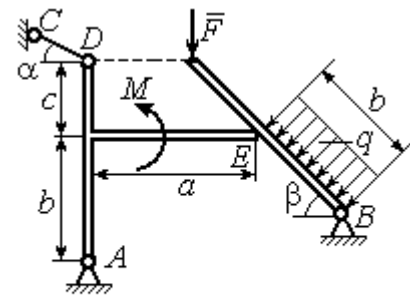
Варианты № 2, 12, 22

Задача 1



Найти реакции шарниров A и C

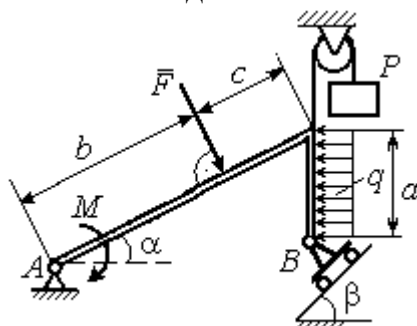
Задача 2



Найти реакции шарниров A, B , реакцию опоры в точке E и реакцию стержня CD

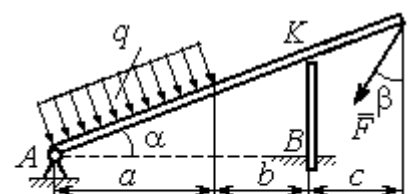
Варианты № 3, 13, 23

Задача 1



Найти реакции шарниров A и B

Задача 2

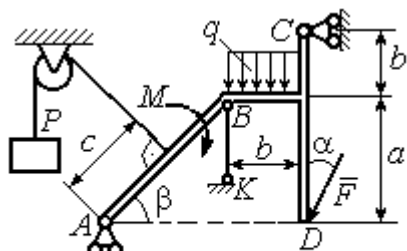


Найти реакцию шарнира A , реакцию опоры в точке K и реакцию жесткой заделки в точке B

Рис. 1.3. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил.
Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 1 – 3, 11 – 13, 21 – 23

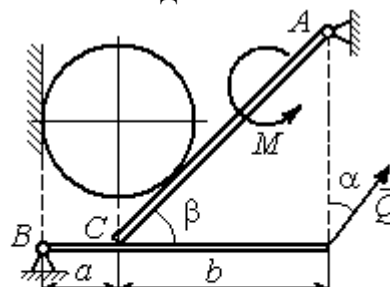
Варианты № 4, 14, 24

Задача 1



Найти усилие в стержне BK и реакцию шарниров A, C

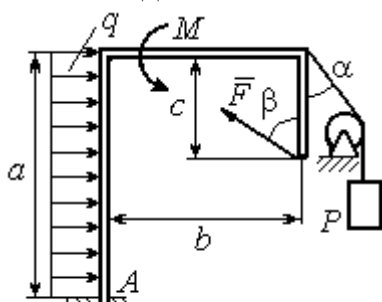
Задача 2



Вес шара P . Найти реакцию шарниров A, B , давление шара на балку и стенку, реакцию опоры балки в точке C и уравнивающую силу Q

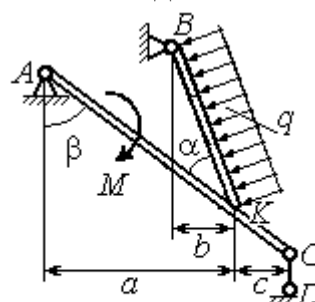
Варианты № 5, 15, 25

Задача 1



Найти реакцию жесткой заделки в точке A

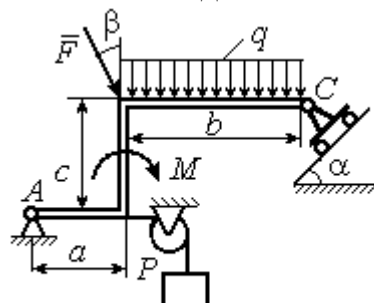
Задача 2



Найти реакцию шарниров A, B , реакцию стержня CD и реакцию опоры в точке K

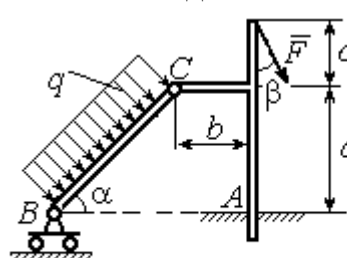
Варианты № 6, 16, 26

Задача 1



Найти реакции шарниров A и C

Задача 2

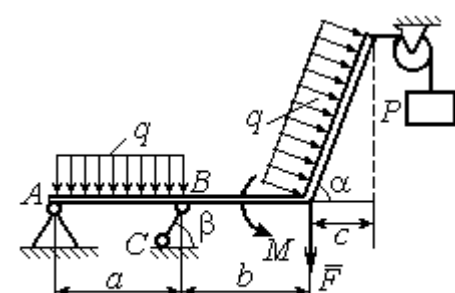


Найти реакцию жесткой заделки в точке A и реакции шарниров B и C

Рис. 1.4. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 4 – 6, 14 – 16, 24 – 26

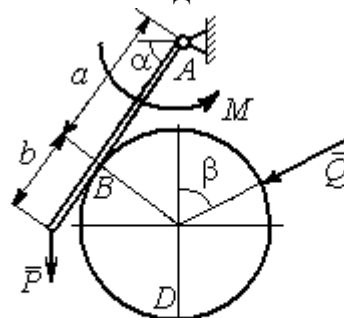
Варианты № 7, 17, 27

Задача 1



Найти реакцию стержня BC и реакцию шарнира A

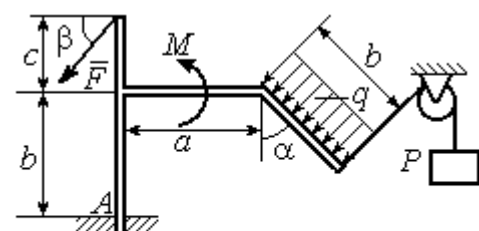
Задача 2



Найти реакцию шарнира A , давление балки на шар, реакцию опоры шара в точке D и уравновешивающую силу Q

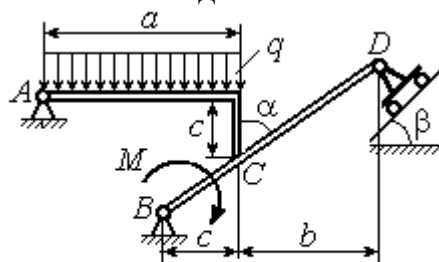
Варианты № 8, 18, 28

Задача 1



Найти реакцию жесткой заделки в точке A

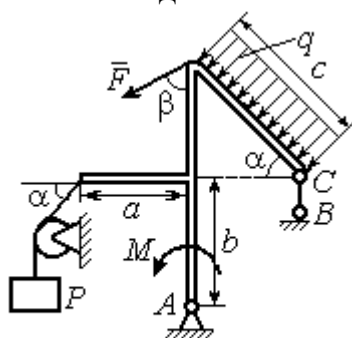
Задача 2



Найти реакцию шарниров A, B и D и реакцию опоры в точке C

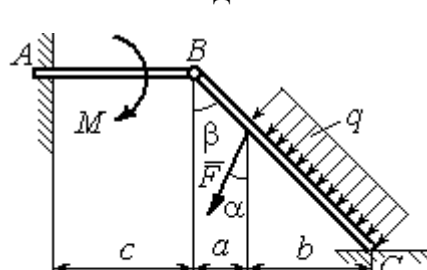
Варианты № 9, 19, 29

Задача 1



Найти реакцию стержня BC и реакцию шарнира A

Задача 2



Найти реакцию жесткой заделки в точке A , реакцию шарнира B и реакцию опоры в точке C

Рис. 1.5. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 7 – 9, 17 – 19, 27 – 29

Варианты № 10, 20, 30	
Задача 1 Найти реакцию жесткой заделки в точке А	Задача 2 Найти реакцию шарниров А, В, реакцию опоры в точке С и уравновешивающую силу Q

Рис. 1.6. Задание С1. Равновесие произвольной плоской системы сил.
Равновесие системы тел. Номера вариантов задания 10, 20, 30

Таблица 1.1

**Исходные данные задания С1. Равновесие произвольной плоской системы сил.
Равновесие системы тел.**

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
P , кН	6	5	6	12	6	6	10	3	8	5	10	4	8	10	8
F , кН	12	6	10	5	12	8	6	5	6	2	12	8	12	6	10
q , кН/м	5	4	2	3	6	3	5	2	2	4	6	2	3	4	5
M , кН·м	12	8	6	8	12	5	12	8	4	6	8	12	10	6	10
α , град	45	60	30	60	30	30	45	60	30	30	45	30	60	45	60
β , град	60	30	45	30	60	90	60	60	30	45	30	45	30	60	30
a , м	3	4	3	4	3	4	3	4	1	2	2	3	2	3	4
b , м	3	3	4	3	2	4	3	3	2	3	3	3	4	3	2
c , м	4	2	2	2	3	2	2	1	5	4	4	2	1	2	2

Номер варианта задания	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
P , кН	10	8	10	6	4	6	12	10	5	6	8	6	8	4	6
F , кН	6	12	12	8	3	14	10	8	15	10	12	8	10	10	2
q , кН/м	5	3	4	3	2	3	2	5	4	2	3	4	5	2	4
M , кН·м	10	6	8	6	5	12	4	6	8	10	12	10	6	4	8
α , град	60	60	30	45	60	30	60	45	30	60	45	30	30	30	45
β , град	45	30	30	60	60	45	30	60	30	45	90	30	60	45	30
a , м	3	4	3	1	2	2	4	1	4	3	4	3	2	1	2
b , м	2	4	3	3	4	1	4	3	2	2	2	2	2	2	2
c , м	3	2	2	4	5	4	2	2	1	1	1	2	1	3	5

Пример выполнения задания С1. Равновесие произвольной плоской системы сил. Равновесие системы тел.

Задача 1. Рама ACE (рис. 1.7) в точке A закреплена на цилиндрической шарнирной опоре, а в точке B поддерживается вертикальным невесомым стержнем BK . На раму действуют: пара с моментом $M = 8$ Нм, сила $F = 10$ Н, приложенная в точке D под углом 60° к раме, и равномерно распределенная нагрузка интенсивностью $q = 2$ Н/м, приложенная на отрезке AB . В точке E под прямым углом к участку балки CE прикреплен трос, несущий груз $P = 20$ Н. Пренебрегая весом балки, определить реакцию шарнира A и реакцию стержневой опоры BK , если $a = 2$ м.

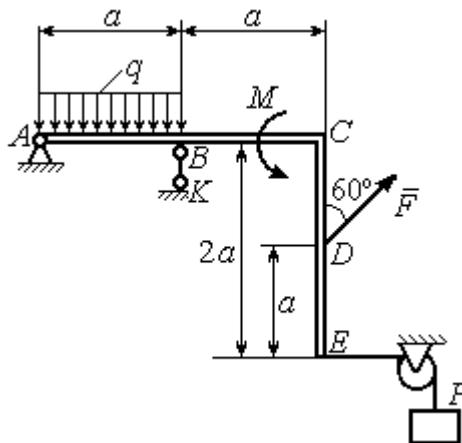


Рис. 1.7. Конструкция рамы

Решение

Выбираем систему координат xAy , например, как показано на рис. 1.8. Заменяем действие связей их реакциями. Изображаем реакцию шарнира A двумя

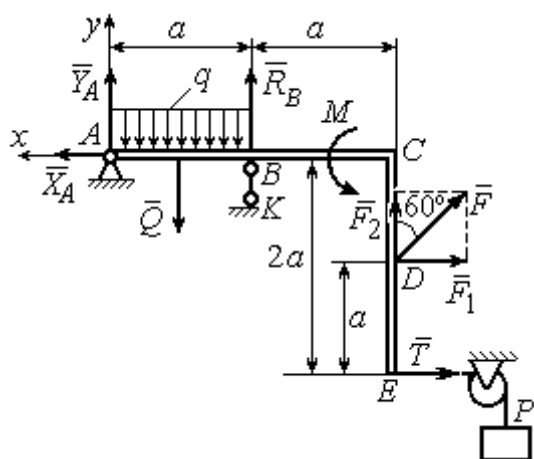


Рис. 1.8. Силы и реакции связей, действующие на раму при её равновесии

её составляющими $\vec{X}_A$ и $\vec{Y}_A$, направленными вдоль горизонтальной и вертикальной осей (см. рис. 1.8). Реакция $\vec{R}_B$ невесомой стержневой опоры BK приложена в точке B и направлена вдоль стержня BK . Заменяем распределенную нагрузку её равнодействующей $\vec{Q}$. Сила $\vec{Q}$ приложена в середине отрезка AB и по модулю равна $Q = qa = 4$ Н. Действие груза P на раму изображается реакцией $\vec{T}$, равной по величине весу груза.

При равновесии рамы действующие на неё силы составляют уравновешенную произвольную плоскую систему. Условия равновесия системы сил имеют вид: $\sum F_{kx} = 0$, $\sum F_{ky} = 0$, $\sum M_A(\vec{F}_k) = 0$. Вычисляя проекции сил на оси x , y , и моменты сил относительно центра A , уравнения равновесия получим в виде:

$$\sum F_{kx} = X_A - F \cos 30^\circ - T = 0, \quad \sum F_{ky} = Y_A - Q + R_B + F \cos 60^\circ = 0.$$

$$\sum M_A(\vec{F}_k) = -Q \frac{a}{2} + R_B a + M + F \cos 60^\circ \cdot 2a + F \cos 30^\circ \cdot a + T 2a = 0.$$

Здесь для вычисления момента силы $\vec{F}$ относительно центра A использована теорема Вариньона: $M_A(\vec{F}) = M_A(\vec{F}_1) + M_A(\vec{F}_2) = F_1 \cdot a + F_2 \cdot 2a$, где $F_1 = F \cos 30^\circ$, $F_2 = F \cos 60^\circ$ (см. рис. 1.8).

Подставляя в уравнения равновесия исходные данные задачи, получим систему уравнений относительно неизвестных X_A, Y_A, R_B :

$$X_A - 28,66 = 0, \quad Y_A + R_B + 1 = 0, \quad R_B \cdot 2 + 121,32 = 0.$$

Решая систему, найдем $X_A = 28,66$ Н, $Y_A = 59,66$ Н, $R_B = -60,66$ Н.

Отрицательное значение величины R_B означает, что фактическое направление реакции R_B стержневой опоры BK противоположно направлению, показанному на рис. 1.8. Численное значение реакции шарнира

$$R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2} = \sqrt{28,66^2 + 59,66^2} = 66,18 \text{ Н}.$$

Задача 2. Балка $ABLC$ с вертикальной частью AB и горизонтальной переключиной LC закреплена в точке A с помощью жесткой заделки (рис. 1.9). Наклонная балка EC с углом наклона к горизонту 60° в точке C шарнирно прикреплена к горизонтальной переключине CL , а в точке E закреплена на шарнирно-подвижной опоре, установленной на горизонтальной поверхности. На конструкцию действуют равномерно распределенная на отрезках BL и DE нагрузка с одинаковой интенсивностью $q = 2$ кН/м, сила $\vec{F}$, приложенная в точке D перпендикулярно балке EC и равная по величине $F = 10$ кН, и пара сил

с моментом $M = 5 \text{ кН} \cdot \text{м}$. Определить реакцию жесткой заделки A и реакции шарниров C и E , если $a = 2 \text{ м}$.

Решение

Разделяем систему на две части по шарниру C и рассмотрим равновесие балок $ABLC$ и EC отдельно. Изобразим обе балки и расставим внешние силы и реакции связей (рис. 1.10). Рассмотрим балку $ABLC$ (рис. 1.10, a). Заменим распределенную нагрузку эквивалентной силой $\bar{Q}_1$, приложенной в середине отрезка BL , направленной в сторону действия нагрузки и равной $Q_1 = q \cdot a = 4$

кН. Кроме силы $\bar{Q}_1$ и пары сил с моментом M на балку действуют реакция

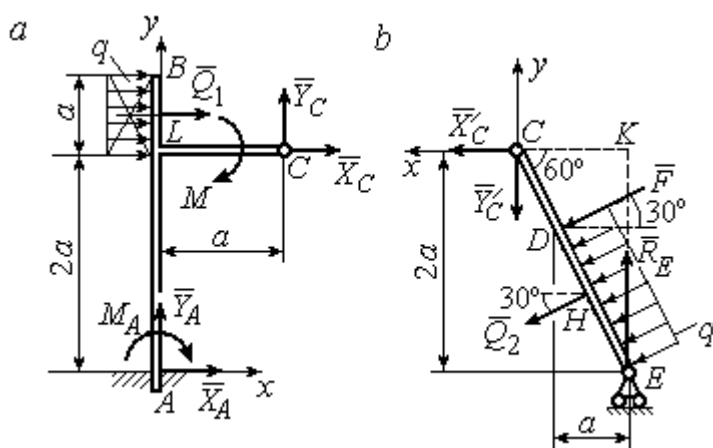


Рис. 1.10. Равновесие частей конструкции:
 a - силы и реакции связей, действующие на балку $ABLC$;
 b - силы и реакции связей, действующие на балку CE

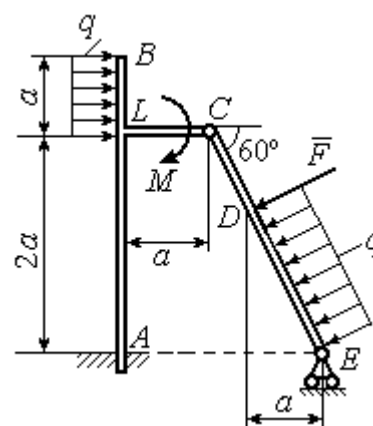


Рис. 1.9. Равновесие конструкции двух балок, соединённых шарниром

жёсткой заделки в точке A , имеющая своими составляющими силы $\bar{X}_A$, $\bar{Y}_A$ и пару сил с моментом M_A , а также реакция шарнира C , разложенная на составляющие $\bar{X}_C$, $\bar{Y}_C$ (см. рис. 1.10, a). Действующие на раму силы составляют уравновешенную плоскую систему сил. Выберем систему координат xAy , как показано на рис. 1.10, a , и составим уравнения равновесия:

$$\sum F_{kx} = X_A + Q_1 + X_C = 0, \quad \sum F_{ky} = Y_A + Y_C = 0,$$

$$\sum M_A(\vec{F}_k) = -M_A - Q_1 \cdot \left(2a + \frac{a}{2}\right) - M + Y_C a - X_C 2a = 0.$$

Рассмотрим равновесие балки EC . Заменим равномерную нагрузку эквивалентной силой $\vec{Q}_2$, приложенной в середине отрезка ED , направленной в сторону действия нагрузки и равной по модулю $Q_2 = q \cdot 2a = 8 \text{ кН}$. На балку кроме сил $\vec{Q}_2$, $\vec{F}$ действуют реакции связей: $\vec{R}_E$ – реакция шарнирно-подвижной опоры в точке E и $\vec{X}'_C$, $\vec{Y}'_C$ – составляющие реакции шарнира C . Силы $\vec{X}'_C$, $\vec{Y}'_C$ направлены противоположно силам $\vec{X}_C$, $\vec{Y}_C$ и равны им по модулю $X_C = X'_C$, $Y_C = Y'_C$ (см. рис. 1.10, a , b). Действующие на балку EC силы образуют плоскую уравновешенную систему сил. Выберем систему координат xCy , как показано на рис. 1.10, b , и составим уравнения равновесия. При этом центром, относительно которого будем считать моменты сил, выберем точку C . Получим:

$$\sum F_{kx} = Q_2 \sin 60^\circ + F \cos 30^\circ + \vec{X}'_C = 0, \quad \sum F_{ky} = R_E - Q_2 \cos 60^\circ - F \sin 30^\circ - Y'_C = 0, \\ \sum M_C(\vec{F}_k) = -F \cdot CD - Q_2 \cdot CH + R_E \cdot CK = 0.$$

Здесь плечи сил: $CD = \frac{2a}{\cos 30^\circ} - 2a$, $CH = \frac{2a}{\cos 30^\circ} - a$, $CK = 2a \tan 30^\circ$. Заменяя в уравнениях величины X'_C на X_C , а Y'_C на Y_C и подставляя исходные данные, получим систему уравнений:

$$X_A + X_C + 4 = 0, \quad Y_A + Y_C = 0, \quad -M_A - 4X_C + 2Y_C - 25 = 0, \\ X_C + 15,59 = 0, \quad -Y_C + R_E - 9 = 0, \quad 2,31R_E - 27,14 = 0,$$

откуда найдём величины реакции жесткой заделки и реакции шарниров:

$$X_A = 11,59 \text{ кН}, \quad Y_A = -2,76 \text{ кН}, \quad M_A = 42,87 \text{ кН} \cdot \text{м}, \\ X_C = -15,59 \text{ кН}, \quad Y_C = 2,76 \text{ кН}, \quad R_E = 11,76 \text{ кН}.$$

Модули реакций жесткой заделки A и шарнира C :

$$R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2} = 11,91 \text{ кН}, \quad R_C = \sqrt{X_C^2 + Y_C^2} = 15,83 \text{ кН}.$$

1.5. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил

В заданиях рассматривается равновесие однородной плиты или вала (прямого или с «ломаной» осью) с насаженным на него шкивом.

Вал закреплен подпятником и подшипником и удерживается в равновесии. На вал действуют сила $\vec{F}$, пара сил с моментом M и сила $\vec{P}$. На шкив вала намотана нить, к свободному концу которой, перекинутому через невесомый блок, подвешен груз весом Q . Для вала определить реакции подшипника и подпятника и величину уравнивающей силы Q (или момента M).

Плита весом P закреплена пространственным шарниром, подшипником и удерживается в заданном положении невесомым стержнем. На плиту действуют силы $\vec{F}$, $\vec{Q}$ и пара сил с моментом M . Для плиты найти реакции сферического и цилиндрического шарниров и реакцию стержня.

Варианты задания даны на рис. 1.11 – 1.13. Исходные данные для выполнения задания приведены в табл. 1.2.

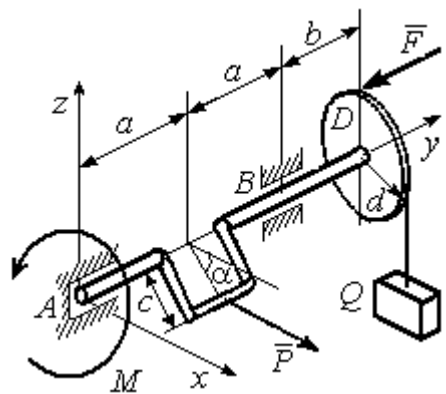
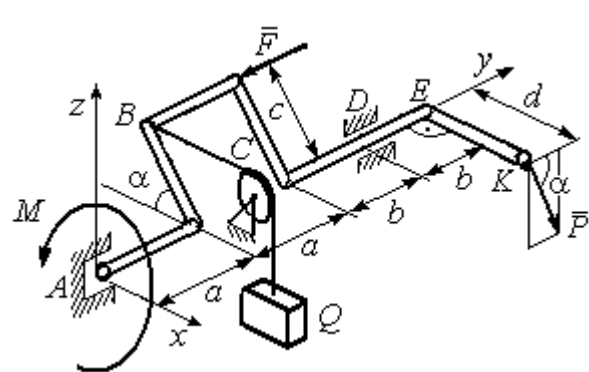
Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
 Сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; сила $\vec{P}$ параллельна оси Ax; нить, удерживающая груз, сходит со шкива вертикально. Найти реакции подпятника и подшипника в точках A и B и величину уравнивающего груза Q	 Сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; сила $\vec{P}$ лежит в плоскости, параллельной zAy; отрезок нити BC параллелен оси Ax; рукоять вала EK параллельна оси Ax. Найти реакции подпятника и подшипника в точках A и D и величину уравнивающего момента M

Рис. 1.11. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.

Номера вариантов задания 1 – 2, 11 – 12, 21 – 22

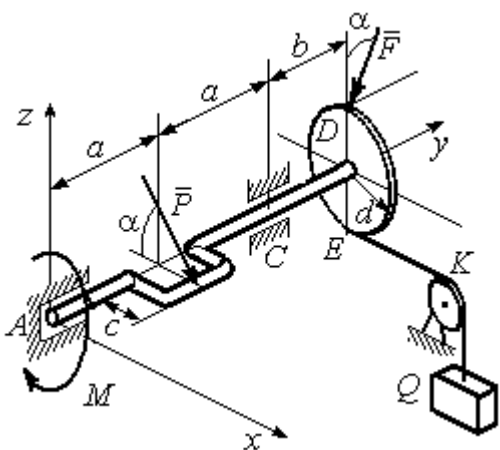
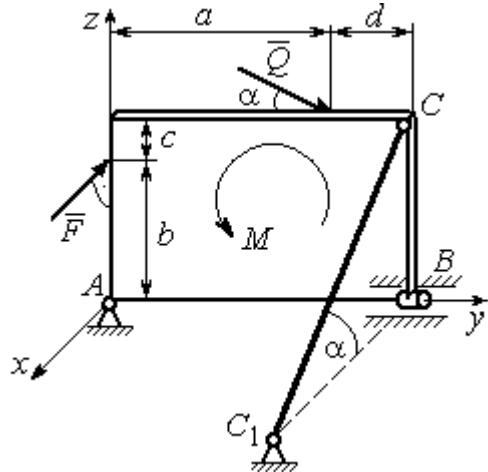
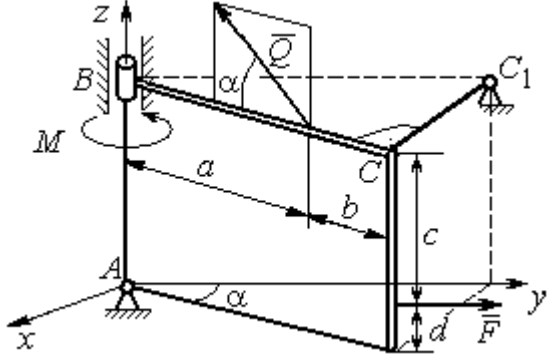
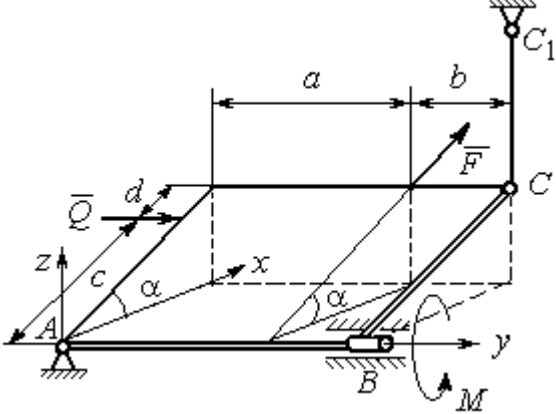
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
 Сила $\vec{F}$, лежит в плоскости zAy; сила $\vec{P}$ лежит в плоскости, параллельной zAx, отрезок нити EK параллелен оси Ax. Найти реакции подпятника и подшипника в точках A и C, а также величину уравновешивающего груза Q	 Плита весом P расположена в плоскости zAy; пара сил с моментом M действует в плоскости плиты; стержень CC_1 расположен в плоскости, параллельной zAx; сила $\vec{Q}$ действует в плоскости плиты; сила $\vec{F}$ перпендикулярна плоскости плиты. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26
 Плита весом P отклонена на угол α от вертикальной плоскости zAy; сила $\vec{Q}$ лежит в плоскости плиты; сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; стержень CC_1 перпендикулярен плоскости плиты. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1	 Плита весом P отклонена на угол α от горизонтальной плоскости xAy; сила $\vec{Q}$ перпендикулярна боковой стенке плиты и параллельна оси Ay; сила $\vec{F}$ расположена в плоскости плиты и параллельна её боковым стенкам; стержень CC_1 параллелен оси Az. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1

Рис. 1.12. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.

Номера вариантов задания 3 – 6, 13 – 16, 23 – 26

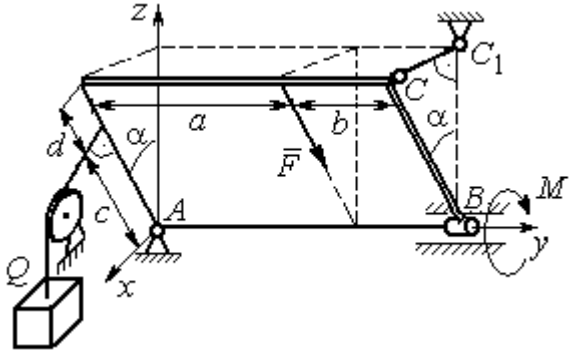
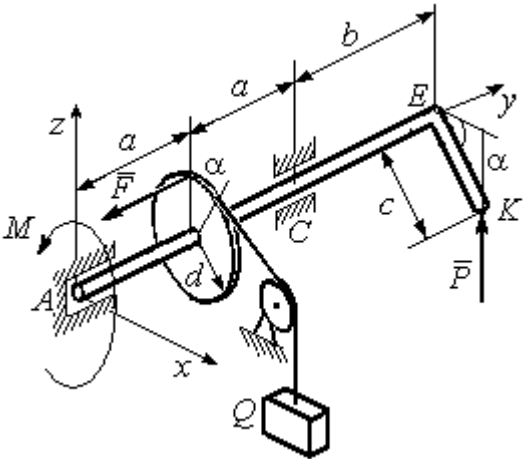
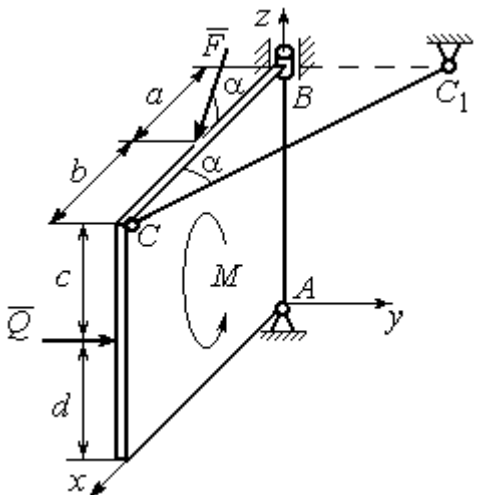
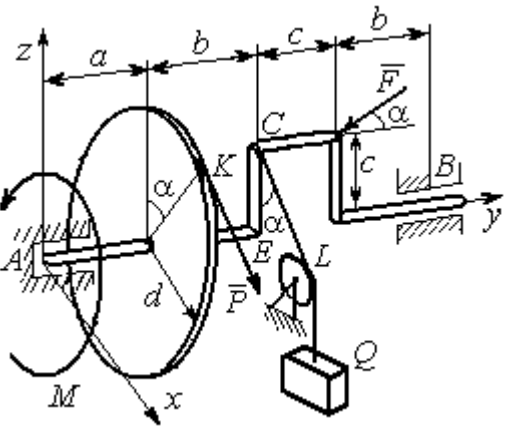
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
 Плита весом P отклонена на угол α от вертикальной плоскости zAy; нить, удерживающая груз Q, находится в плоскости zAx, прикреплена к боковой стенке плиты и перпендикулярна ей; сила $\vec{F}$ параллельна боковым стенкам плиты; стержень CC_1 перпендикулярен плоскости zAy. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1	 Рукоять EK перпендикулярна оси вала и наклонена под углом α к горизонтальной плоскости xAy; сила $\vec{P}$ параллельна оси Az; сила $\vec{F}$ параллельна оси Ay; нить, удерживающая груз Q, сходит со шкива по касательной. Найти реакции подпятника A, подшипника C, и величину уравнивающего груза Q
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30
 Плита весом P находится в вертикальной плоскости zAx; стержень CC_1 расположен в плоскости, параллельной xAy; пара сил с моментом M действует в плоскости плиты; сила $\vec{Q}$ перпендикулярна плоскости плиты; сила $\vec{F}$ лежит в плоскости плиты. Найти реакции сферического и цилиндрического шарниров в точках A и B и реакцию стержня CC_1	 Сила $\vec{F}$ находится в плоскости zAy; стойка CE находится в плоскости zAy; отрезок CL нити, удерживающей груз, находится в плоскости параллельной xAz; сила $\vec{P}$ находится в плоскости шкива и направлена по касательной к ободу в точке K. Найти реакции подпятника A, подшипника B и величину уравнивающего момента M

Рис. 1.13. Задание С2. Равновесие пространственной системы сил.

Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

**Исходные данные для задания С2.
Равновесие пространственной системы сил**

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
P , кН	5	4	6	10	16	15	12	10	15	14
F , кН	8	6	12	6	10	10	8	12	12	10
Q , кН	—	12	—	12	8	12	10	—	10	12
M , кН·м	12	—	10	8	12	6	8	6	8	—
α , град	60	30	30	30	60	60	60	30	30	60
a , м	1,2	0,8	1,4	0,6	1,2	0,9	1,4	0,4	0,8	0,8
b , м	1,0	0,6	1,1	0,4	0,8	0,4	0,6	1,2	0,2	0,6
c , м	0,8	0,5	0,8	0,3	1,4	0,8	1,2	0,8	0,4	0,4
d , м	0,4	0,4	0,6	0,2	0,4	0,2	0,4	0,6	0,6	0,6

Номер варианта задания	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
P , кН	8	10	10	15	14	10	16	9	10	12
F , кН	6	12	16	8	12	14	10	15	8	10
Q , кН	—	14	—	10	10	12	14	—	12	14
M , кН·м	10	—	12	12	12	8	10	10	10	—
α , град	30	60	60	60	30	30	30	60	60	30
a , м	0,8	1,3	0,9	0,5	1,3	1,2	1,6	0,6	0,9	1,2
b , м	0,6	1,1	0,6	0,4	0,9	0,6	0,8	1,2	0,3	0,8
c , м	0,4	0,8	0,5	0,2	1,5	0,9	1,2	0,4	0,6	0,6
d , м	0,2	0,4	0,4	0,1	0,5	0,4	0,6	0,2	0,2	0,8

Номер варианта задания	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
P , кН	10	12	5	8	10	14	18	12	14	10
F , кН	12	8	15	10	12	8	10	15	9	8
Q , кН	—	10	—	12	14	10	16	—	12	6
M , кН·м	12	—	16	14	8	10	8	12	10	—
α , град	90	30	60	30	45	30	30	60	60	30
a , м	0,6	0,8	1,1	1,2	1,5	0,8	1,0	0,8	1,2	0,9
b , м	0,8	0,6	0,9	1,0	0,9	0,6	0,8	1,4	0,6	0,4
c , м	0,4	1,2	0,8	0,6	1,5	0,9	1,1	0,5	0,8	0,6
d , м	0,4	1,5	0,5	0,2	0,4	0,3	0,3	0,4	0,6	0,5

Примеры решения задания С2. Равновесие пространственной системы сил

Задача 1. Горизонтальный вал (рис. 1.14) закреплен в подпятнике C и подшипнике K . Вал имеет шкив I радиуса R и шкив II радиуса r , перпендикулярные оси вала. Рукоять AE параллельна оси Cx . Нить, удерживающая груз Q , сходит со шкива I по касательной вертикально вниз. На вал действуют силы $\vec{F}$, $\vec{P}$ и пара сил с моментом M , закручивающая вал

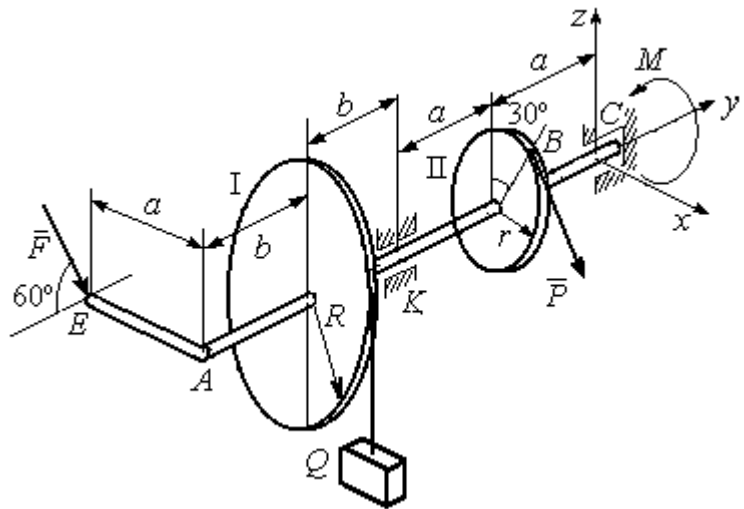


Рис. 1.14. Схема вала и его нагрузка

вокруг оси Cy . Сила $\vec{F}$ находится в плоскости, параллельной zCy , и составляет угол 60° с направлением оси Cy . Сила $\vec{P}$ приложена в точке B шкива II, определяемой центральным углом 30° , и направлена по касательной. Определить величину уравнивающего момента M и реакции подпятника и подшипника, если $P = 4$ кН, $F = 2$ кН, $Q = 3$ кН, $R = 0,6$ м, $r = 0,3$ м, $a = 0,8$ м, $b = 0,4$ м.

Решение

Рассмотрим равновесие вала. На вал действуют внешние силы $\vec{F}$, $\vec{P}$, па-

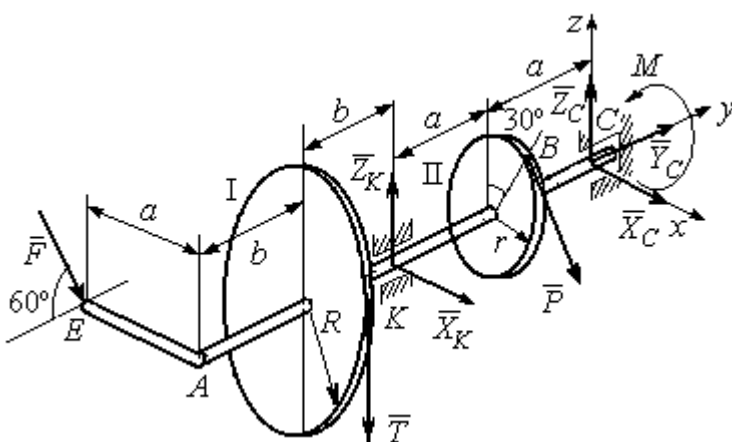


Рис. 1.15. Внешние силы и реакции связей вала

ра сил с моментом M и реакции связей. Связями являются нить, натянутая грузом Q , подпятник C и подшипник K . Освобождаем вал от связей, заменяя их действие реакциями. Реакцию подпятника C раскладываем на три со-

ставляющие: $\vec{X}_C$, $\vec{Y}_C$, $\vec{Z}_C$, направленные вдоль координатных осей. Реакция подшипника K лежит в плоскости, перпендикулярной оси вала, и ее составляющими будут вектора $\vec{X}_K$, $\vec{Z}_K$, направленные вдоль координатных осей x , z . Реакция нити $\vec{T}$ направлена вдоль нити от точки K и по модулю равна весу груза. Действие на вал внешних сил и реакций связи показано на рис. 1.15.

Внешние силы, действующие на вал, и реакции связей составляют произвольную пространственную систему сил, эквивалентную нулю $(\vec{P}, \vec{F}, \vec{X}_K, \vec{Z}_K, \vec{T}, \vec{X}_C, \vec{Y}_C, \vec{Z}_C, M) \propto 0$, для которой уравнения равновесия:

$$\sum F_{kx} = 0, \sum F_{ky} = 0, \sum F_{kz} = 0,$$

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, \sum M_y(\vec{F}_k) = 0, \sum M_z(\vec{F}_k) = 0.$$

Для удобства при составлении уравнений равновесия изобразим вал вместе с действующими на него силами в проекциях на координатные плоскости (рис. 1.16)

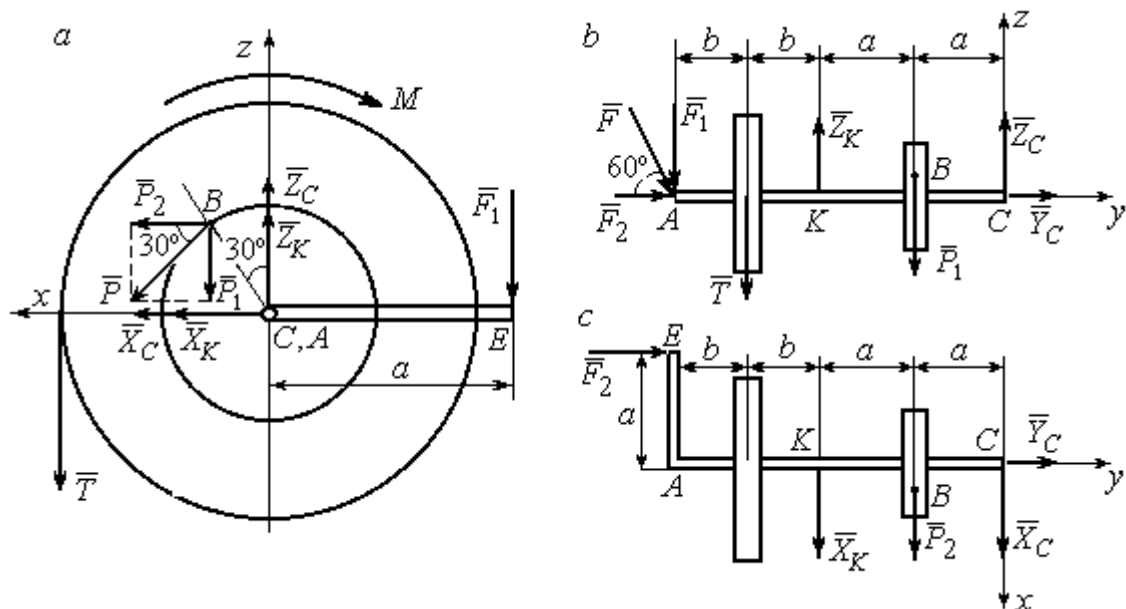


Рис. 1.16. Вал и действующие на него силы в проекциях на координатные плоскости:

- a – вид вала в проекции на плоскость zCx с положительного конца оси y ;
- b – вид вала в проекции на плоскость zCy с положительного конца оси x ;
- c – вид вала в проекции на плоскость xCy с положительного конца оси z .

На рис. 1.16, *a* показаны проекции всех сил на плоскость zCx . Вычисляя моменты проекций этих сил относительно точки C , получим значения моментов исходных сил относительно оси y .

Для вычисления моментов сил относительно оси x достаточно найти моменты проекций сил на плоскость zCy относительно точки C (см. рис. 1.16, *b*), а вычисляя моменты проекций сил на плоскость xCy относительно точки C , получим значения моментов сил относительно оси z .

Составляем уравнения равновесия:

$$\begin{aligned}\sum F_{kx} &= P_2 + X_K + X_C = 0, \quad \sum F_{ky} = F_2 + Y_C = 0, \\ \sum F_{kz} &= -P_1 + Z_K - T + Z_C - F_1 = 0, \\ \sum M_x(\vec{F}_k) &= P_1 a - Z_K 2a - T(2a + b) + F_1(2a + 2b) = 0, \\ \sum M_y(\vec{F}_k) &= -F_1 a + TR + Pr - M = 0, \\ \sum M_z(\vec{F}_k) &= P_2 a + X_K 2a - F_2 a = 0.\end{aligned}$$

Подставляя исходные данные задачи, с учётом того, что

$$P_1 = P \cos 60^\circ = 0,5P, \quad P_2 = P \cos 30^\circ = 0,87P,$$

$$F_1 = F \cos 30^\circ = 0,87F, \quad F_2 = F \cos 60^\circ = 0,5F \quad (\text{см. рис. 1.16 } a, b),$$

получим систему уравнений:

$$\begin{aligned}0,87 \cdot 4 + X_K + X_C &= 0, \quad 2 \cdot 0,5 + Y_C = 0, \quad -4 \cdot 0,5 + Z_K - 3 + Z_C - 2 \cdot 0,87 = 0, \\ 0,5 \cdot 4 \cdot 0,8 - 1,6Z_K - 3 \cdot 0,87(2 \cdot 0,8 + 0,4) &+ 2 \cdot 0,87(2 \cdot 0,8 + 2 \cdot 0,4) = 0, \\ -0,87 \cdot 0,8 + 3 \cdot 0,6 + 4 \cdot 0,3 - M &= 0, \quad 0,87 \cdot 4 \cdot 0,8 + 1,6 \cdot X_K - 2 \cdot 0,5 \cdot 0,8 = 0.\end{aligned}$$

Решая систему, найдём: $X_C = -2,24$ кН, $Y_C = -1$ кН, $Z_C = 6,39$ кН, $X_K = -1,24$ кН, $Z_K = 0,35$ кН, $M = 2,3$ кН·м.

Окончательно, реакция подпятника $R_C = \sqrt{X_C^2 + Y_C^2 + Z_C^2} = 6,84$ кН,

реакция подшипника $R_K = \sqrt{X_K^2 + Z_K^2} = 1,29$ кН.

Задача 2. Плита весом P расположена в вертикальной плоскости zAy . В точке A плита закреплена пространственным шарниром, а в точке B на оси y

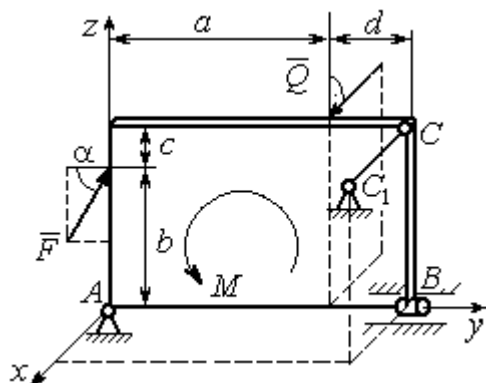


Рис. 1.17. Равновесие плиты

опирается на цилиндрический шарнир (подшипник). Плита удерживается в равновесии при помощи невесомого стержня CC_1 , прикреплённого шарниром к плите в её верхнем углу, в точке C перпендикулярно плоскости плиты (рис. 1.17).

На плиту действует сила $\bar{Q}$, приложенная на краю плиты перпендикулярно

её плоскости, и сила $\bar{F}$, лежащая в плоскости плиты и направленная под углом α к горизонту (см. рис. 1.17). Кроме того, в плоскости плиты на неё действует пара сил с моментом M . Найти реакции шарниров A и B и усилие в стержневой подпорке CC_1 при равновесии плиты, если параметры нагрузки: $P = 1$ кН, $Q = 500$ Н, $F = 400$ Н, $M = 300$ Н·м, $\alpha = 35^\circ$, $a = 2$ м, $b = 1,5$ м, $c = 0,2$ м, $d = 0,4$ м.

Решение

Заменим связи плиты их реакциями. Реакция шарнира A раскладывается на три составляющие: $\bar{X}_A$, $\bar{Y}_A$, $\bar{Z}_A$ по направлениям координатных осей. Направления координатных осей показаны на рис. 1.17. Реакция подшипника B лежит в плоскости, перпендикулярной оси подшипника, и ее составляющими будут вектора $\bar{X}_B$, $\bar{Z}_B$, направленные вдоль координатных осей x , z . Реакция стержня $\bar{T}$ направлена вдоль стержня. Действие сил и реакций показано на рис.1.18.

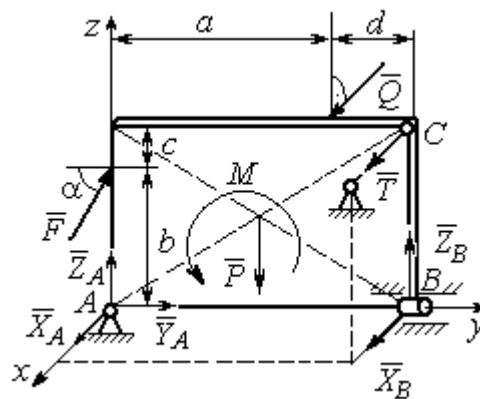


Рис. 1.18. Действие сил и реакций при равновесии плиты

Пространственная система сил, действующих на плиту, является уравновешенной: $(\vec{P}, \vec{F}, \vec{X}_B, \vec{Z}_B, \vec{T}, \vec{X}_A, \vec{Y}_A, \vec{Z}_A, M) \infty 0$. Уравнения равновесия:

$$\sum F_{kx} = 0, \sum F_{ky} = 0, \sum F_{kz} = 0,$$

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, \sum M_y(\vec{F}_k) = 0, \sum M_z(\vec{F}_k) = 0.$$

В вычислениях моментов сил относительно осей будем считать момент положительным, если при взгляде со стороны положительного направления оси, сила вращает тело (плиту) против хода часовой стрелки. Получим:

$$\sum F_{kx} = 0, X_A + Q + X_B + T = 0,$$

$$\sum F_{ky} = 0, Y_A + F \cos \alpha = 0,$$

$$\sum F_{kz} = 0, Z_A + F \sin \alpha - P + Z_B = 0$$

$$\sum M_x(\vec{F}_k) = 0, -F \cos \alpha \cdot b - P \cdot 0,5(a + d) + Z_B(a + d) + M = 0,$$

$$\sum M_y(\vec{F}_k) = 0, Q \cdot (b + c) + T \cdot (b + c) = 0,$$

$$\sum M_z(\vec{F}_k) = 0, -Q \cdot a - T \cdot (a + d) - X_B \cdot (a + d) = 0.$$

Подставив исходные данные задачи, получим систему уравнений:

$$X_A + 500 + X_B + T = 0, Y_A + 400 \cdot 0,82 = 0, Z_A + 400 \cdot 0,57 - 1000 + Z_B = 0,$$

$$-400 \cdot 0,82 \cdot 1,5 - 1000 \cdot 0,5 \cdot 2,4 + Z_B \cdot 2,4 + 300 = 0,$$

$$500 \cdot 1,7 + T \cdot 1,7 = 0, -500 \cdot 2 - T \cdot 2,4 - X_B \cdot 2,4 = 0,$$

откуда находим значения составляющих реакций:

$$T = -500 \text{ Н}, X_B = 83,33 \text{ Н}, Z_B = 580 \text{ Н},$$

$$X_A = -83,33 \text{ Н}, Y_A = -328 \text{ Н}, Z_A = 192 \text{ Н}.$$

Полные реакции пространственного шарнира A:

$$R_A = \sqrt{X_A^2 + Y_A^2 + Z_A^2} = 389,09 \text{ Н},$$

цилиндрического шарнира B: $R_B = \sqrt{X_B^2 + Z_B^2} = 585,95 \text{ Н}.$

2. КИНЕМАТИКА ТОЧКИ И ТВЕРДОГО ТЕЛА

Кинематикой называется раздел механики, в котором изучаются свойства движения материальных тел без учета их масс и действующих на них сил.

2.1. Кинематика точки. Основные параметры движения точки

Кривая, которую описывает движущаяся точка, называется **траекторией** точки. Движение точки может быть задано **векторным, координатным** или **естественным** способами.

Векторный способ основан на определении положения точки ее радиусом-вектором в виде векторного уравнения $\vec{r} = \vec{r}(t)$. При **координатном способе** задания движения точки положение точки определяется ее координатами, заданными для каждого момента времени: $x = x(t)$, $y = y(t)$, $z = z(t)$. **Естественный способ** задания движения используется, если заранее известна траектория движения точки. Тогда положение точки однозначно определяется длиной дуги $OM = S(t)$, отсчитываемой от некоторой фиксированной точки O , принятой за начало отсчета.

Мгновенная скорость, или скорость точки в данный момент времени, является векторной величиной и определяется как производная по времени от радиуса-вектора точки: $\vec{V} = \dot{\vec{r}}$. Вектор скорости точки $\vec{V}$ всегда направлен по касательной к траектории в сторону движения точки.

При координатном способе задания движения величины проекций вектора скорости $\vec{V}$ на координатные оси определяются как производные по времени от соответствующих координат: $V_x = \dot{x}$, $V_y = \dot{y}$, $V_z = \dot{z}$. Модуль вектора скорости: $V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2 + V_z^2}$. При естественном способе задания движения вектор скорости точки определяется равенством: $\vec{V} = \dot{S}\vec{\tau}$, где $S = S(t)$ – закон измене-

ния длины дуги, $\vec{\tau}$ – единичный вектор касательной к траектории движения, направленный в сторону возрастающих расстояний.

Величина $V = |\dot{S}|$ называется алгебраической скоростью точки. При $\dot{S} > 0$ вектор скорости $\vec{V}$ направлен по единичному вектору $\vec{\tau}$ – в сторону возрастающих расстояний. При $\dot{S} < 0$ он имеет направление, противоположное единичному вектору $\vec{\tau}$, т. е. в сторону убывающих расстояний.

Мгновенное ускорение, или ускорение точки в данный момент времени, является векторной величиной и определяется как производная по времени от вектора скорости точки или как вторая производная от радиус-вектора точки:

$\vec{a} = \dot{\vec{V}} = \ddot{\vec{r}}$. При координатном способе проекции вектора ускорения $\vec{a}$ на координатные оси – величины a_x, a_y, a_z – определяются равенствами: $a_x = \dot{V}_x = \ddot{x}$, $a_y = \dot{V}_y = \ddot{y}$, $a_z = \dot{V}_z = \ddot{z}$. Модуль вектора ускорения равен: $a = \sqrt{a_x^2 + a_y^2 + a_z^2}$.

При естественном способе задания движения вектор ускорения точки $\vec{a}$ раскладывается на две взаимно перпендикулярные составляющие $\vec{a}_n$ и $\vec{a}_\tau$, параллельные осям n и τ естественной системы координат, и представляется в виде равенства $\vec{a} = a_\tau \vec{\tau} + a_n \vec{n}$, или $\vec{a} = \vec{a}_\tau + \vec{a}_n$, где $\vec{\tau}$ – единичный направляющий вектор оси, касательной к траектории (касательная ось); $\vec{n}$ – единичный направляющий вектор главной нормали траектории. Величина a_n называется

нормальным ускорением точки и вычисляется по формуле: $a_n = \frac{V^2}{\rho}$, где ρ –

радиус кривизны траектории. (У окружности радиус кривизны равен её радиусу, у прямой линии – бесконечности.) Вектор $\vec{a}_n$ нормальной составляющей ускорения всегда направлен к центру кривизны траектории. При движении по окружности радиус кривизны траектории равен радиусу окружности, а центр кривизны траектории совпадает с центром окружности. Величина a_τ называется **касательным ускорением** и равна модулю второй производной от заданно-

го закона изменения длины дуги: $a_\tau = |\ddot{S}|$, где $S = S(t)$ – закон изменения длины дуги. Направление вектора касательного ускорения $\vec{a}_\tau$ зависит от знака второй производной $\ddot{S}$. При $\ddot{S} > 0$ вектор $\vec{a}_\tau$ направлен в сторону возрастающих расстояний, по направлению единичного вектора $\vec{\tau}$, при $\ddot{S} < 0$ – в сторону убывающих расстояний (противоположно единичному вектору $\vec{\tau}$). Вектор полного ускорения $\vec{a}$ направлен по диагонали прямоугольника, построенного на векторах $\vec{a}_n$ и $\vec{a}_\tau$. Модуль вектора ускорения: $a = \sqrt{a_n^2 + a_\tau^2}$.

2.2. Вращение тела вокруг неподвижной оси

Движение тела, при котором все точки некоторой его прямой остаются неподвижными, называется **вращательным**, а указанная прямая называется осью вращения. Вращение тела задается углом поворота $\varphi = \varphi(t)$ подвижной плоскости, связанной с телом, относительно некоторого ее начального положения. Направление вращения с возрастанием угла поворота считается положительным.

Величина **угловой скорости** вращения тела равна модулю производной от угла поворота тела по времени: $\omega = |\dot{\varphi}|$. Направление угловой скорости вращения тела зависит от знака производной $\dot{\varphi}$. При $\dot{\varphi} > 0$ вращение происходит в положительном направлении, в сторону возрастания угла поворота, при $\dot{\varphi} < 0$ – в отрицательном. Направление угловой скорости обычно показывают дуговой стрелкой вокруг оси вращения. Вектор угловой скорости $\vec{\omega}$ направлен вдоль оси вращения в сторону, откуда вращение тела видно против хода часовой стрелки.

Величина **углового ускорения** при вращении тела равна модулю второй производной от угла поворота тела по времени: $\varepsilon = |\ddot{\varphi}|$. Если $\ddot{\varphi}$ одного знака с

$\dot{\varphi}$, то угловое ускорение ускоряет вращение тела, если разных знаков, то угловое ускорение замедляет вращение.

При вращательном движении тела все его точки движутся по окружностям, радиусы которых равны расстояниям от выбранной точки до неподвижной оси. **Скорость точки вращающегося твердого тела** (в отличие от угловой скорости тела) называют **линейной**, или **окружной скоростью** точки. Величина скорости рассчитывается по формуле: $V = \omega h$, где ω – величина угловой скорости тела; h – расстояние от точки до оси вращения. Вектор скорости точки лежит в плоскости описываемой точкой окружности и направлен по касательной к ней в сторону вращения тела. Отношение скоростей двух точек вращающегося тела равно отношению расстояний от этих точек до оси: $\frac{V_{M1}}{V_{M2}} = \frac{h_1}{h_2}$.

Ускорение точки вращающегося твердого тела рассчитывается как ускорение точки при естественном способе задания движения в виде суммы векторов касательного и нормального ускорений: $\vec{a}_M = \vec{a}_\tau + \vec{a}_n$. Величины касательного, нормального и полного ускорений точки вращающегося тела, соответственно: $a_\tau = \varepsilon h$, $a_n = \omega^2 h$, $a_M = \sqrt{a_\tau^2 + a_n^2}$, где ω , ε – угловая скорость и угловое ускорение тела; h – расстояние от точки до оси вращения.

2.3. Плоскопараллельное движение твёрдого тела

Плоскопараллельным, или плоским движением твердого тела, называется такое движение, при котором все точки тела движутся параллельно некоторой неподвижной плоскости. Плоское движение представляется в виде суммы мгновенного поступательного движения, при котором все точки плоской фигуры движутся со скоростью выбранной точки-полюса, и мгновенного вращательного движения вокруг этого полюса.

Скорость любой точки M плоской фигуры равна векторной сумме вектора скорости точки-полюса и вектора скорости точки M при вращении тела вокруг этого полюса: $\vec{V}_M = \vec{V}_A + \vec{V}_{MA}$, где $\vec{V}_M$ – скорость точки M ; $\vec{V}_A$ – скорость полюса A ; $\vec{V}_{MA}$ – вектор скорости точки M при вращении тела вокруг полюса A , модуль скорости $V_{MA} = \omega \cdot MA$, где ω – угловая скорость мгновенного вращательного движения тела вокруг полюса; MA – расстояние между полюсом A и точкой M .

Мгновенным центром скоростей называется такая точка P плоской фигуры, скорость которой в данный момент времени равна нулю. Выбрав в качестве полюса мгновенный центр скоростей, скорость любой точки плоской фигуры находят так, как если бы мгновенное движение фигуры было вращательным вокруг мгновенного центра скоростей.

Способы построения мгновенного центра скоростей

1. Если известны направления скоростей $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ каких-нибудь двух точек A и B плоской фигуры, то мгновенный центр скоростей находится в точке пересечения перпендикуляров, восстановленных из этих точек к векторам скоростей (рис. 2.1, *a*).

2. Если скорости $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ двух точек A и B плоской фигуры известны и параллельны друг другу, а линия AB перпендикулярна $\vec{V}_A$ (и, конечно, $\vec{V}_B$), то мгновенный центр скоростей определяется как точка пересечения линий, проведенных через основания и вершины векторов скоростей (построение показано на рис. 2.1, *b, c*).

3. Если скорости $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ двух точек A и B параллельны друг другу, но линия AB , соединяющая эти точки, не перпендикулярна векторам скоростей (рис. 2.1, *d*), то мгновенная угловая скорость тела равна нулю и движение тела

в данный момент времени является мгновенным поступательным. В этом случае скорости всех точек равны по величине и направлению.

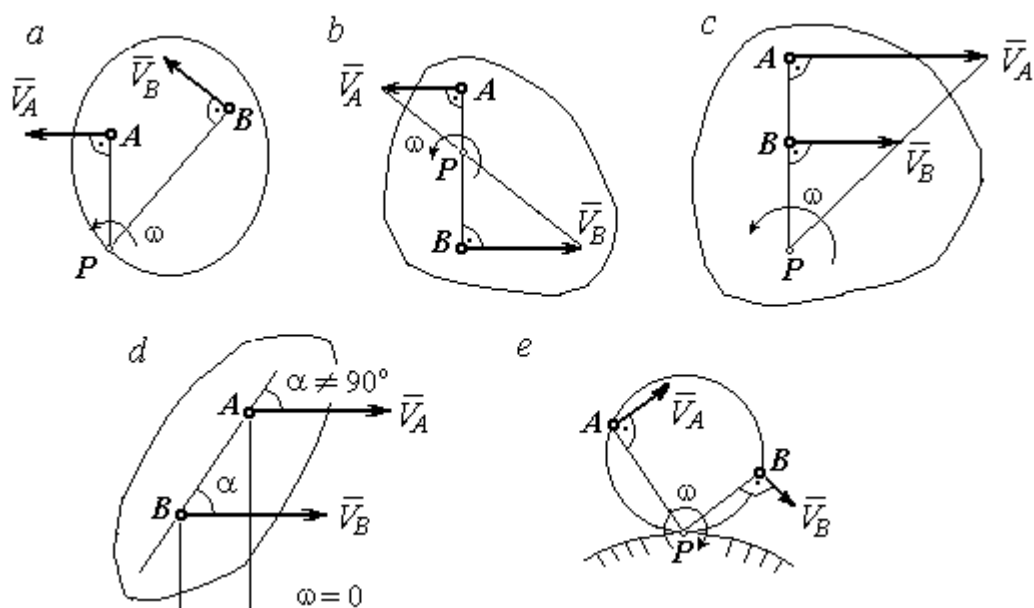


Рис. 2.1. Способы построения мгновенного центра скоростей

4. Если плоскопараллельное движение осуществляется путем качения без скольжения одного тела по неподвижной поверхности другого, то мгновенный центр скоростей расположен в точке касания катящегося тела с неподвижной поверхностью (рис. 2.1, e).

Ускорение любой точки M плоской фигуры при плоскопараллельном движении твердого тела представляется как сумма векторов – ускорения полюса и ускорения точки M при вращении фигуры вокруг полюса. Учитывая, что ускорение точки вращающегося тела представляется как сумма нормального и касательного ускорений, получим:

$$\vec{a}_M = \vec{a}_A + \vec{a}_{MA}^{\tau} + \vec{a}_{MA}^n,$$

где $\vec{a}_A$ – ускорение полюса A ; $\vec{a}_{MA}^{\tau}$, $\vec{a}_{MA}^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки M при вращении фигуры вокруг полюса A .

Вектор нормального ускорения $\vec{a}_{MA}^n$ всегда направлен от точки M к полюсу A . Вектор касательного ускорения $\vec{a}_{MA}^\tau$ направлен перпендикулярно отрезку AM в сторону вращения, если оно ускоренное (рис. 2.2, a), и против вращения, если оно замедленное (рис. 2.2, b). Численно величины касательного и

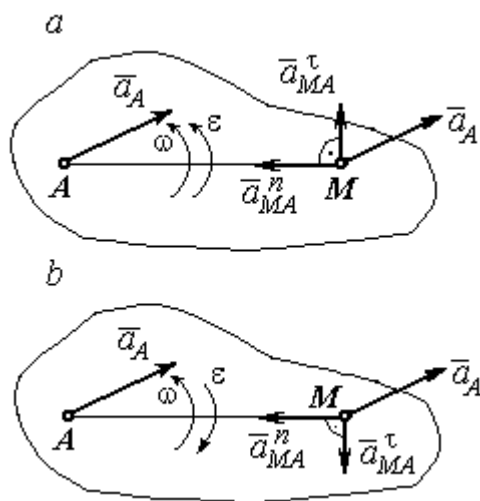


Рис. 2.2. Ускорение точки плоской фигуры:

a – ускоренное движение;
 b – замедленное движение

нормального составляющих ускорения точки M определяются по формулам:

$$a_{MA}^\tau = \varepsilon \cdot AM, \quad a_{MA}^n = \omega^2 \cdot AM,$$

где ω , ε – угловая скорость и угловое ускорение тела (плоской фигуры); AM – расстояние от точки M до полюса A (см. рис. 2.2).

Если при движении плоской фигуры известны траектории движения полюса A и точки M , то для определения ускорения точки M используется векторное равенство

$$\vec{a}_M^\tau + \vec{a}_M^n = \vec{a}_A^\tau + \vec{a}_A^n + \vec{a}_{MA}^\tau + \vec{a}_{MA}^n,$$

где $\vec{a}_M^\tau$, $\vec{a}_M^n$, $\vec{a}_A^\tau$, $\vec{a}_A^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки M и полюса A при движении их по заданным траекториям.

2.4. Задание К1. Определение скоростей и ускорений точек твердого тела при поступательном и вращательном движениях

По заданному движению одного из звеньев механизма $x_1 = x_1(t)$ (варианты 1, 3, 5, 7, 9) или $\varphi_1 = \varphi_1(t)$ (варианты 2, 4, 6, 8, 10) найти в момент времени t_1 скорость, касательное, нормальное и полное ускорения точки M звена механизма, совершающего вращательное движение, а также скорость и ускорение звена 4, совершающего поступательное движение.

Варианты заданий даны на рис. 2.3, 2.4. Исходные данные представлены в табл. 2.1.

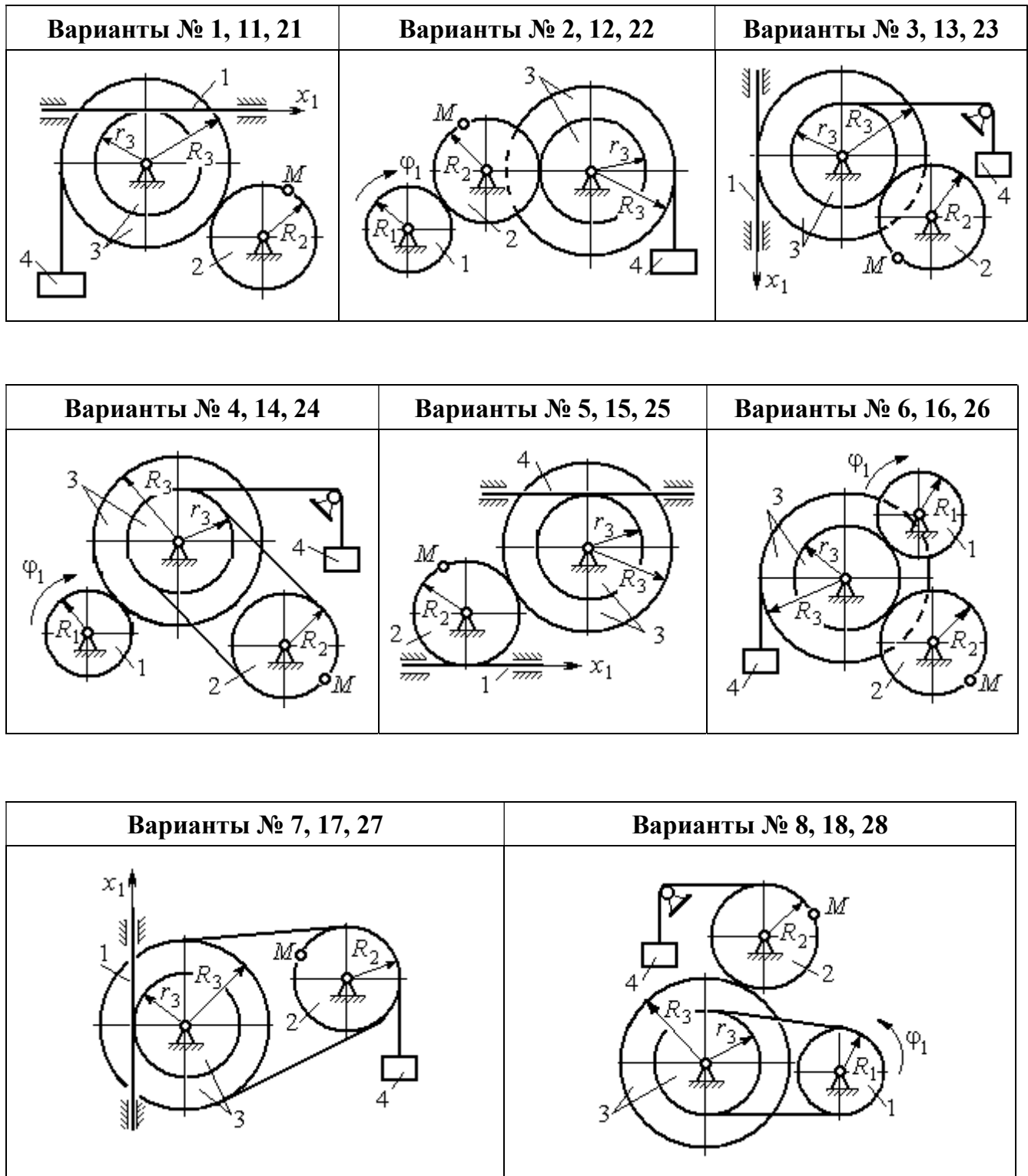


Рис. 2.3. Задание К1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела.

Номера вариантов задания 1 – 8, 11 – 18, 21 – 28

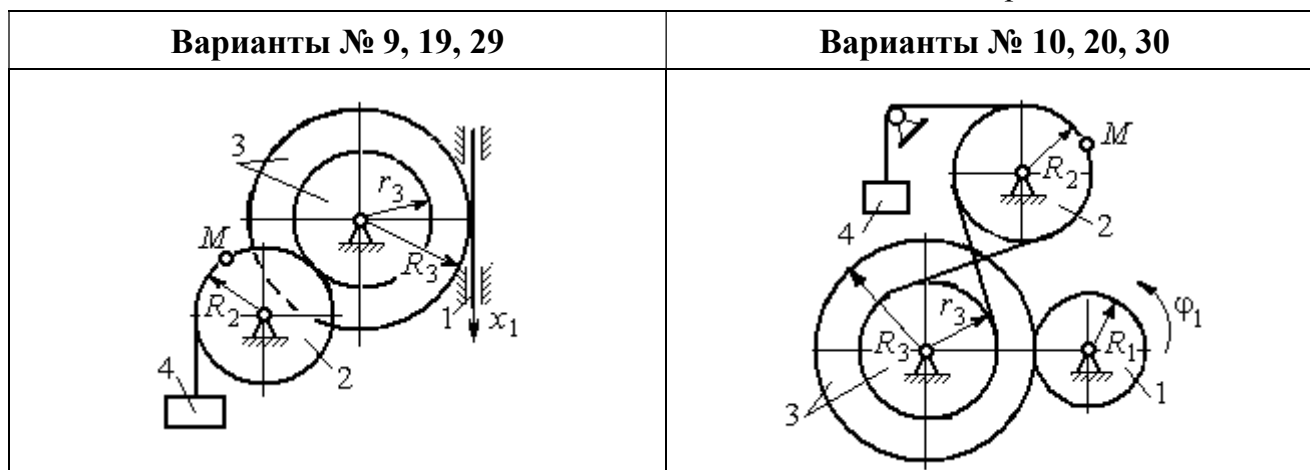


Рис. 2.4. Задание К1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела.
Номера вариантов задания 9 – 10, 19 – 20, 29 – 30

Таблица 2.1

Исходные данные вариантов задания К1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела

Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	R_3 , см	r_3 , см	$x_1(t)$, см $\varphi_1(t)$, рад	t_1 , с
1	—	40	45	35	$x_1(t) = (3t - 1)^2$	2
2	10	20	38	18	$\varphi_1(t) = t^2 + 6\cos(\pi t/6)$	3
3	—	30	42	18	$x_1(t) = 5t^2 - 2\cos(\pi t/2)$	1
4	15	30	45	20	$\varphi_1(t) = 5t^2 + \cos(\pi t/2)$	2
5	—	30	40	20	$x_1(t) = 6t - \cos(\pi t/3)$	3
6	10	20	30	10	$\varphi_1(t) = t^3 - \cos(\pi t/2)$	1
7	—	30	40	30	$x_1(t) = 2\sin(\pi t/2) + \cos(\pi t/2)$	2
8	8	10	30	25	$\varphi_1(t) = 5t + \cos(\pi t/2)$	2
9	—	18	30	18	$x_1(t) = 5t + \cos(\pi t/3)$	3
10	15	30	50	20	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \sin(\pi t/4)$	2
11	—	30	40	25	$x_1(t) = (t^2 - 3t)$	2
12	12	20	40	28	$\varphi_1(t) = 3t^2 + 6\sin(\pi t/6)$	3
13	—	25	60	42	$x_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/2)$	1
14	10	30	45	30	$\varphi_1(t) = 3t^2 + 2\cos(\pi t/2)$	2

Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	R_3 , см	r_3 , см	$x_1(t)$, см $\varphi_1(t)$, рад	t_1 , с
15	—	20	30	20	$x_1(t) = 3t^2 - \cos(\pi t/3)$	3
16	12	18	40	20	$\varphi_1(t) = 2t^3 + \cos(\pi t/2)$	1
17	—	20	35	15	$x_1(t) = 2 \sin(\pi t/2) - \cos(\pi t/2)$	2
18	15	18	40	25	$\varphi_1(t) = 5t + \cos(\pi t/2)$	1
19	—	22	50	18	$x_1(t) = t^2 + \cos(\pi t/3)$	3
20	10	20	45	10	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \sin(\pi t/4)$	4
21	—	20	40	20	$x_1(t) = t + (3t - 4)^2$	2
22	8	18	42	18	$\varphi_1(t) = 2t^2 + 12 \cos(\pi t/6)$	3
23	—	45	60	40	$x_1(t) = 4t^2 + \sin(\pi t/2)$	1
24	5	15	30	20	$\varphi_1(t) = 2t^2 + 4 \cos(\pi t/2)$	2
25	—	15	35	25	$x_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/3)$	3
26	18	20	35	20	$\varphi_1(t) = 2t^3 + \sin(\pi t/2)$	1
27	—	15	35	15	$x_1(t) = 2 \sin(\pi t/2) - \cos(\pi t/2)$	1
28	10	12	40	25	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/2)$	1
29	—	35	50	10	$x_1(t) = t^3 - \cos(\pi t/2)$	1
30	10	20	40	10	$\varphi_1(t) = 2t^2 + \cos(\pi t/4)$	4

Пример выполнения задания К1. Определение скоростей и ускорений точек при поступательном и вращательном движениях твёрдого тела

По заданному уравнению движения звена 1 механизма (рис. 2.5, а) определить скорость, нормальное, касательное и полное ускорения точки M на момент времени t_1 , а также скорость и ускорение звена 4, если значения радиусов колес механизма и закон движения звена 1: $R_2 = 20$ см, $r_2 = 5$ см, $R_3 = 8$ см, $r_3 = 4$ см, $x_1 = 2t^2 - 5t$ см, $t_1 = 1$ с.

Решение

Отметим на схеме положительные направления отсчета углов поворота дисков 2 и 3, соответствующие заданному положительному направлению движения звена 1.

Направления показаны на рис 2.5, *b* дуговыми стрелками φ_2 , φ_3 , а положительное направление движения звена 4 – направлением оси x_4 .

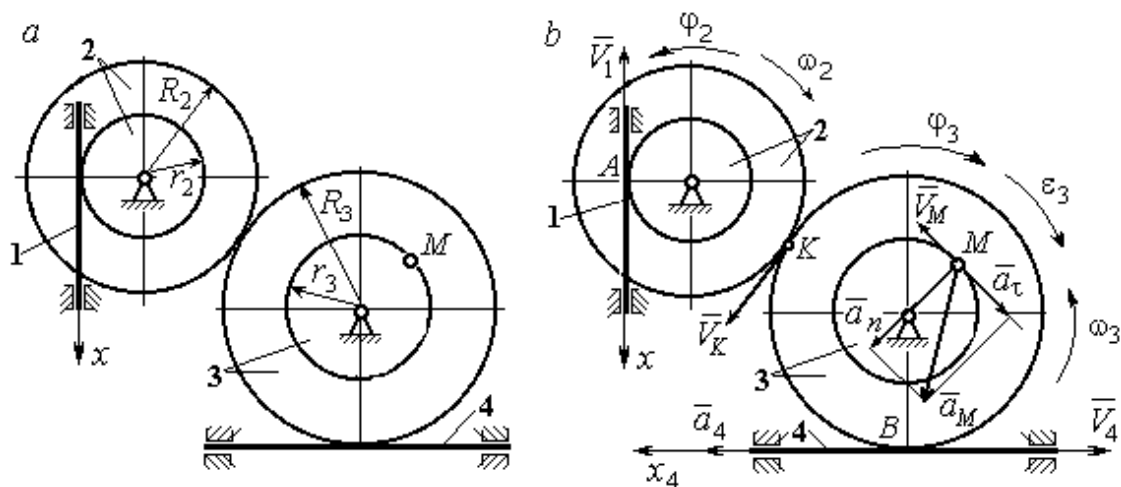


Рис. 2.5. Кинематика вращательного движения твердого тела:
a – схема механизма; *b* – расчетная схема для определения скоростей и ускорений точек механизма

Звено 1 движется поступательно. Движение задано координатным способом в виде закона изменения координаты x . Дифференцируем по времени уравнение движения: $\dot{x} = 4t - 5$ см/с. В момент времени $t_1 = 1$ с значение производной: $\dot{x}(1) = -1$ см/с. Отрицательное значение производной $\dot{x}$ показывает, что в данный момент времени звено 1 движется в отрицательном направлении оси x . Скорость звена 1 равна модулю производной: $V_1 = |\dot{x}|$. На рис. 2.5, *b* направление движения звена 1 в момент времени $t_1 = 1$ с показано вектором скорости $\vec{V}_1$, направленным в сторону, противоположную положительному направлению оси x . Эту же скорость будет иметь точка A – точка контакта звена 1 с диском 2, лежащая на расстоянии r_2 от оси вращения диска. Следовательно, $V_1 = V_A = \omega_2 r_2$, где ω_2 – угловая скорость диска 2. Отсюда угловая скорость диска: $\omega_2 = \frac{V_A}{r_2} = \frac{|4t - 5|}{5} = |\dot{\varphi}_2|$ рад/с. При $t_1 = 1$ с значение производной отрицательно: $\dot{\varphi}_2(1) = -0,2$ рад/с. Это означает, что в заданный момент времени вращение диска 2 с угловой скоростью $\omega_2(1) = |\dot{\varphi}_2(1)| = 0,2$ рад/с происходит

в отрицательном для диска 2 направлении. На рис. 2.5, *b* направление вращения диска 2 показано дуговой стрелкой ω_2 в сторону, противоположную положительному направлению отсчета угла φ_2 . При передаче вращения диска 2 диску 3 величины угловых скоростей дисков обратно пропорциональны радиусам дисков, которым принадлежит точка контакта: $\frac{\omega_2}{\omega_3} = \frac{R_3}{R_2}$. Тогда, угловая скорость диска 3 $\omega_3 = \omega_2 \frac{R_2}{R_3} = |2t - 2,5| = |\dot{\varphi}_3|$ рад/с.

В момент времени $t_1 = 1$ с значение производной $\dot{\varphi}_3$ отрицательно: $\dot{\varphi}_3(1) = -0,5$ рад/с, и, следовательно, вращение диска 3 в данный момент времени с угловой скоростью $\omega_3(1) = |\dot{\varphi}_3(1)| = 0,5$ рад/с происходит в сторону, противоположную положительному направлению отсчета угла φ_3 , как показано на рис. 2.5, *b*. Величина (модуль) скорости точки M рассчитывается по формуле: $V_M = \omega_3 r_3$. В момент времени $t_1 = 1$ с модуль скорости $V_M(1) = 2$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_M$ расположен по касательной к траектории движения точки M (окружности) и направлен в сторону вращения диска 3 (см. рис. 2.5, *b*).

Звено 4 движется поступательно. Скорость звена 4 равна скорости точки касания его с диском 3: $V_4 = V_B = \omega_3 R_3 = |2t - 2,5| \cdot 8 = |\dot{x}_4|$. В момент времени $t_1 = 1$ с значение производной от координаты движения звена 4 отрицательно: $\dot{x}_4(1) = -4$ см/с. В результате, вектор скорости $\vec{V}_4(1)$, равный по модулю $V_4(1) = 4$ см/с, направлен вдоль оси x_4 в сторону, противоположную ее положительному направлению (см. рис. 2.5, *b*).

Угловое ускорение диска 3: $\varepsilon_3(t) = |\dot{\omega}_3| = |\ddot{\varphi}_3| = 2$ рад/с². Из того, что угловая скорость ω_3 и угловое ускорение $\dot{\omega}_3$ диска 3 имеют разные знаки, следует, что вращение диска 3 замедленное. Угловое ускорение диска направлено в сторону положительного направления отсчета угла поворота φ_3 , диска 3 (см. рис. 2.5, *b*).

Касательное ускорение a_τ точки M рассчитывается по формуле $a_\tau = \varepsilon_3 r_3$ и в момент времени $t_1 = 1$ с: $a_\tau = 8$ см/с². Так как вращение диска 3 замедленное, вектор касательного ускорения точки M $\vec{a}_\tau(t)$ направлен в сторону, противоположную вектору скорости $\vec{V}_M(1)$ (см. рис. 2.5, *b*). Нормальное ускорение a_n точки M рассчитывается как $a_n = \omega_3^2 r_3$. В момент времени $t_1 = 1$ с величина нормального ускорения: $a_n(1) = 1$ см/с². Вектор нормального ускорения $\vec{a}_n(1)$ направлен по радиусу к центру диска 3 (см. рис. 2.5, *b*). Полное ускорение точки M в заданный момент времени: $a_M(1) = \sqrt{a_\tau^2(1) + a_n^2(1)} = 8,06$ см/с². Вектор полного ускорения $\vec{a}_M$ направлен по диагонали прямоугольника, построенного на векторах $\vec{a}_n$ и $\vec{a}_\tau$.

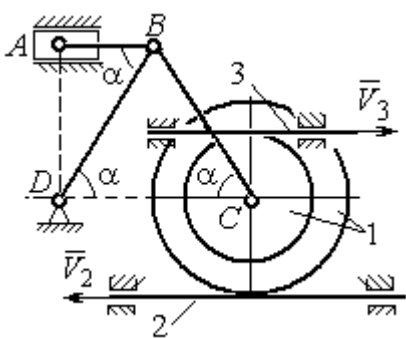
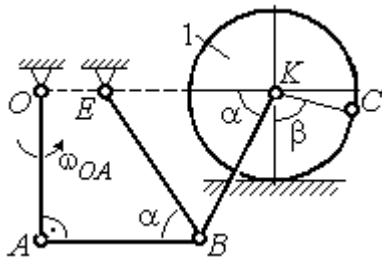
Ускорение a_4 звена 4 находится из условия, что звено 4 движется поступательно и прямолинейно. При прямолинейном движении нормальная составляющая ускорения равна нулю. Тогда $a_4 = a_{4\tau} = \dot{V}_4 = \dot{V}_B = |\dot{\omega}_3| R_3 = \varepsilon_3 R_3$.

Так как угловое ускорение диска 3 является постоянной величиной, ускорение a_4 не зависит от времени: $a_4 = 16$ см/с². Вектор ускорения $\vec{a}_4$ направлен вдоль оси x_4 в сторону положительных значений.

2.5. Задание К2. Определение скоростей точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении

Для заданного положения плоского механизма определить скорости точек и угловые скорости звеньев механизма.

Варианты заданий показаны на рис. 2.6 – 2.8. Исходные данные вариантов заданий выбираются из таблиц, приведённых на рисунках схем механизмов.

Варианты № 1, 11, 21							Варианты № 2, 12, 22						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, \omega_{AB}, \omega_{BC}, \omega_1, \omega_{BD}$							 Найти: $V_A, V_B, V_K, \omega_1, \omega_{AB}, \omega_{OA}, \omega_{BE}, \omega_{BK}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	r_1 , см	AD , см	α , град	V_2 , см/с	V_3 , см/с	Номер варианта задания	R_1 , см	OA , см	OE , см	α , град	β , град	V_C , см/с
1	10	5	20	30	8	10	2	3	5	4	30	60	10
11	12	8	25	45	10	4	12	4	8	6	45	90	8
21	10	6	15	60	5	5	22	5	12	2	60	120	12

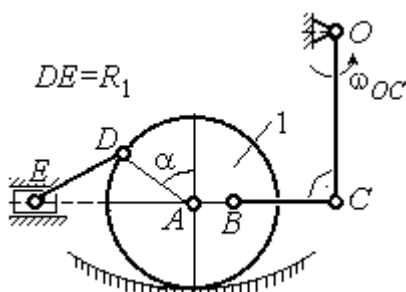
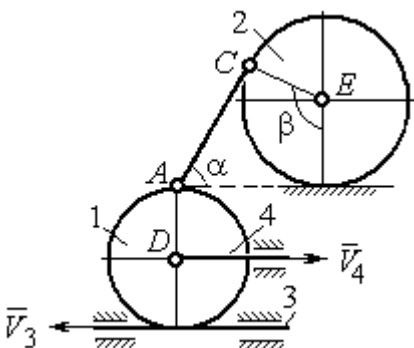
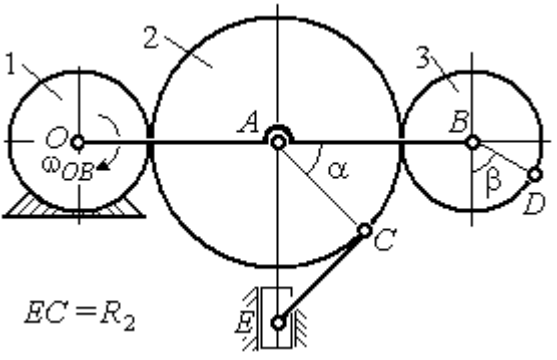
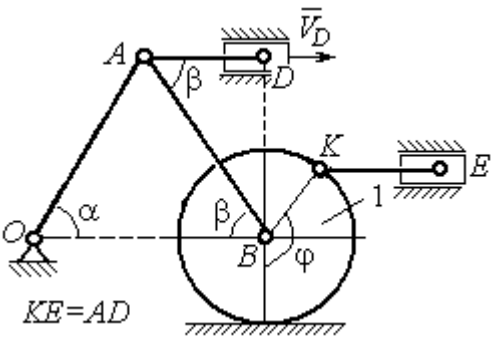
Варианты № 3, 13, 23							Варианты № 4, 14, 24						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, V_D, V_E, \omega_{BC}, \omega_1, \omega_{DE}$							 Найти: $V_A, V_C, V_E, \omega_1, \omega_2, \omega_{AC}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	OC , см	AB , см	BC , см	α , град	ω_{OC} , рад/с	Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	α , град	β , град	V_3 , см/с	V_4 , см/с
3	12	18	10	35	60	4	4	10	15	30	60	8	4
13	10	15	10	25	90	8	14	6	10	45	90	4	6
23	15	20	5	20	120	6	24	10	12	60	120	3	3

Рис. 2.6. Задание К2. Определение скоростей точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

Варианты № 5, 15, 25							Варианты № 6, 16, 26						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, V_D, V_E, \omega_2, \omega_3, \omega_{EC}$							 Найти: $V_A, V_B, V_K, V_E, \omega_1, \omega_{OA}, \omega_{AB}, \omega_{AD}, \omega_{KE}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	R_2 , см	R_3 , см	α , град	β , град	ω_{OB} , рад/с	Номер варианта задания	R_1 , см	OA , см	α , град	β , град	φ , град	V_D , см/с
5	10	20	12	60	0	6	6	10	20	30	60	60	12
15	6	18	10	90	90	8	16	12	26	30	30	90	8
25	20	25	15	120	180	4	26	15	30	60	60	120	15

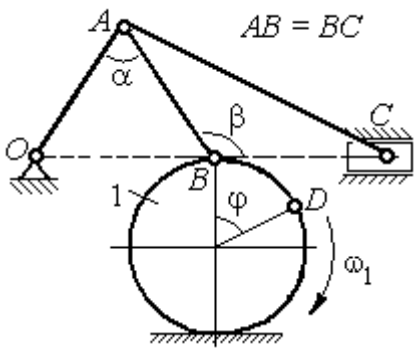
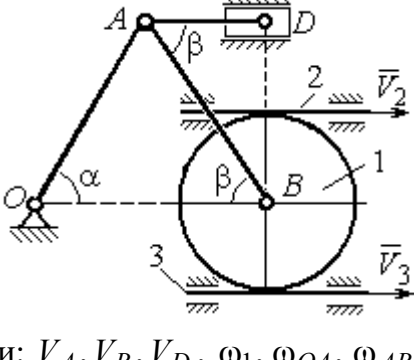
Варианты № 7, 17, 27							Варианты № 8, 18, 29						
 Найти: $V_A, V_B, V_C, \omega_1, \omega_{OA}, \omega_{AB}, \omega_{AC}$							 Найти: $V_A, V_B, V_D, \omega_1, \omega_{OA}, \omega_{AB}, \omega_{AD}$						
Номер варианта задания	R_1 , см	AB , см	α , град	β , град	φ , град	V_D , см/с	Номер варианта задания	R_1 , см	OA , см	α , град	β , град	V_2 , см/с	V_3 , см/с
7	10	20	30	60	60	12	8	10	20	30	60	12	4
17	12	25	60	120	90	16	18	12	26	30	30	8	2
27	8	16	30	60	120	10	28	15	30	60	60	6	3

Рис. 2.7. Задание К2. Определение скоростей точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 5 – 8, 15 – 18, 25 – 28

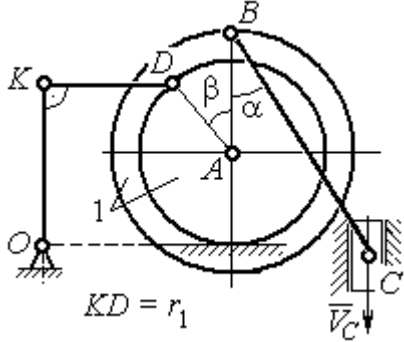
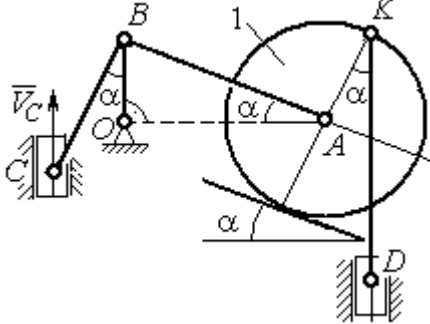
Варианты № 9, 19, 29							Варианты № 10, 20, 30						
 Найти: ω_{OK}, ω_{KD}, ω_{BC}, ω_1, V_A, V_B, V_K, V_D							 Найти: V_A, V_B, V_D, V_K, ω_{CB}, ω_1, ω_{OB}, ω_{AB}, ω_{KD}						
Номер вари- анта задания	R_1 , см	r_1 , см	α , град	β , град	BC , см	V_C , см/с	Номер вари- анта задания	R_1 , см	CB , см	OB , см	KD , см	α , град	V_C , см/с
9	20	12	45	60	60	8	10	10	20	30	60	30	4
19	24	16	60	90	50	4	20	12	26	30	50	45	2
29	16	10	30	120	40	6	30	15	30	60	60	60	3

Рис. 2.8. Задание К2. Определение скоростей точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 9 – 10, 19 – 20, 29 – 30

Пример выполнения задания К2. Определение скоростей точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении

Задача 1. Плоский механизм (рис. 2.9) состоит из стержня OC и подвижных дисков 2 и 3 радиусами r_2 , r_3 , шарнирно закрепленными на стержне, соответственно, в точках A и C . Стержень OC вращается вокруг неподвижного центра O с угловой скоростью ω_{OC} . Диск 2, увлекаемый стержнем OC , катится без проскальзывания по неподвижной поверхности диска 1 радиусом r_1 . Диск 3, также увлекаемый стержнем OC , катится без проскальзыва-

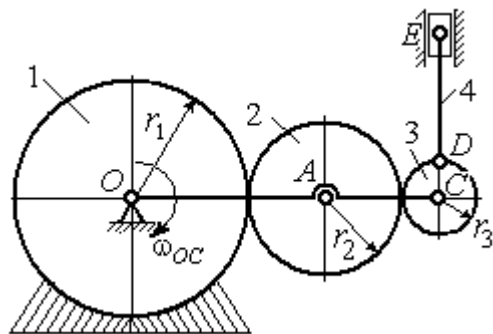


Рис. 2.9. Схема плоского механизма

ния по подвижному диску 2. В точке D , расположенной на краю диска 3, шарнирно прикреплен стержень 4, к которому в точке E шарнирно прикреплен поршень E , способный совершать только вертикальное перемещение. Для заданного положения механизма (см. рис. 2.9), когда стержень OC горизонтален, стержень DE направлен по линии вертикального диаметра диска 3, найти скорости точек A , C , D , E , угловые скорости дисков 2, 3 и стержня 4, если: $r_1 = 6$ см, $r_2 = 4$ см, $r_3 = 2$ см, $DE = 10$ см, $\omega_{OC} = 1$ рад/с.

Решение

Определим скорость точки A , общей для стержня OC и диска 2: $V_A = \omega_{OC}(r_1 + r_2) = 10$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_A$ перпендикулярен стержню OC

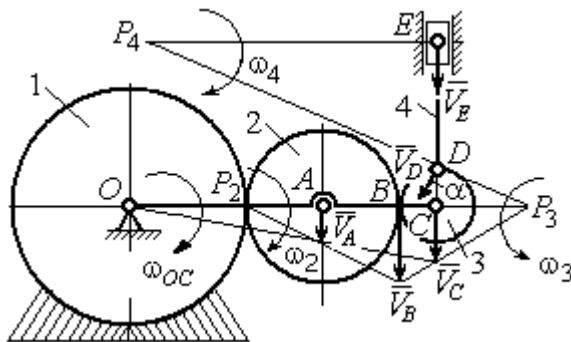


Рис. 2.10. Расчетная схема для определения скоростей точек механизма и угловых скоростей его звеньев

и направлен в сторону его вращения (рис. 2.10).

Диск 2 катится по неподвижной поверхности диска 1. Точка касания диска 2 с неподвижным диском 1 является мгновенным центром скоростей диска 2. На рис. 2.10 центр скоростей диска 2 обозначен точкой P_2 . В этом случае скорость точки A может быть

определена через угловую скорость диска ω_2 следующим образом:

$V_A = \omega_2 \cdot AP_2 = 4\omega_2$. Так как $V_A = 10$ см/с, получим $\omega_2 = 2,5$ рад/с.

Для того чтобы найти угловую скорость диска 3, необходимо определить положение его мгновенного центра скоростей. С этой целью вычислим скорости точек B и C . Скорость точки B может быть найдена через угловую скорость диска 2: $V_B = \omega_2 \cdot BP_2 = 20$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_B$ перпендикулярен отрезку BP_2 и направлен в сторону мгновенного вращения диска 2 вокруг своего центра скоростей P_2 .

Скорость точки C определяется через угловую скорость стержня OC : $V_C = \omega_{OC}(r_1 + 2r_2 + r_3) = 16$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_C$ перпендикулярен стержню OC и направлен в сторону его вращения (см. рис. 2.10).

Построение мгновенного центра скоростей P_3 диска 3 по известным скоростям $\vec{V}_B$ и $\vec{V}_C$ показано на рис. 2.10. Его положение определяется из условия, что отношение скоростей двух точек тела, совершающего плоскопараллельное движение, равно отношению расстояний от этих точек до мгновенного центра скоростей: $\frac{V_B}{V_C} = \frac{r_3 + CP_3}{CP_3}$. Разрешая пропорцию относительно неизвестной величины CP_3 , получим: $CP_3 = 8$ см. Скорость точки C выражается через угловую скорость диска 3 $V_C = \omega_3 \cdot CP_3$. Отсюда величина угловой скорости диска 3: $\omega_3 = \frac{V_C}{CP_3} = 2$ рад/с. Направление мгновенного вращения диска 3 вокруг своего центра скоростей определяется известными направлениями скоростей точек C и B , принадлежащих диску 3 (см. рис. 2.10). Скорость точки D $V_D = \omega_3 \cdot DP_3 = 2 \cdot \sqrt{2^2 + 8^2} = 16,5$ см/с. Вектор скорости $\vec{V}_D$ перпендикулярен отрезку DP_3 и направлен в сторону мгновенного вращения диска 3 вокруг центра P_3 .

Для определения скорости поршня E воспользуемся теоремой о проекциях скоростей точек плоской фигуры, согласно которой проекции скоростей двух точек плоской фигуры на ось, проходящую через эти точки, равны между собой. Проведем ось через точки D и E . По построению, угол α между вектором $\vec{V}_D$ и осью DE равен углу $\angle DP_3C$ (см. рис. 2.10). Тогда, $\cos \alpha = \frac{CP_3}{DP_3} = \frac{8}{\sqrt{2^2 + 8^2}} = 0,97$, откуда $\alpha = 14^\circ$. На основании теоремы о проекциях скоростей точек плоской фигуры имеем равенство: $V_D \cos \alpha = V_E \cos 0$, откуда скорость точки E : $V_E = 16$ см/с.

Мгновенный центр скоростей стержня 4 – точка P_4 – определяется как точка пересечения перпендикуляров к векторам скоростей $\vec{V}_D$ и $\vec{V}_E$, восстановленных, соответственно, из точек D и E (см. рис. 2.10). Угловая скорость стержня 4, совершающего мгновенный поворот вокруг своего центра скоростей, равна: $\omega_4 = \frac{V_E}{EP_4}$, где EP_4 – расстояние от точки E до мгновенного центра скоростей звена 4, $EP_4 = DE \cdot \operatorname{ctg} \alpha = 40$ см. В результате, $\omega_4 = 0,4$ рад/с. Направление мгновенного вращения звена 4 вокруг своего центра скоростей определяется направлением скорости точки D .

Задача 2. В плоском стержневом механизме (рис. 2.11) кривошипы OA и ED вращаются вокруг неподвижных центров O и E . В крайней точке D кривошипа ED к нему прикреплен шатун DB , второй конец которого в точке B прикреплен к кривошипу OA . Шатун AC прикреплен в точке A к кривошипу AO , а другим своим концом – к ползуну C , способному совершать только вертикальное движение. Все соединения шарнирные. В заданном положении механизма кривошип OA вертикален, шатун DB расположен горизонтально, кривошип ED наклонен под углом 60° к горизонтали, а шатун AC отклонен на угол 30° от вертикального положения кривошипа AO . Найти скорости всех отмеченных на схеме точек и угловые скорости всех звеньев, если линейные размеры звеньев механизма $AC = 6$ см, $AB = 2$ см, $BO = 8$ см, $DB = 10$ см и скорость ползуна в данный момент $V_C = 4$ см/с.

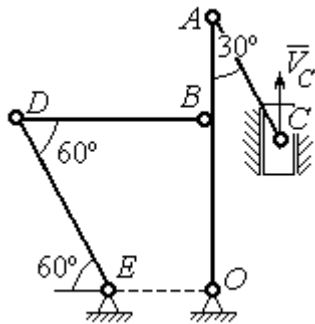


Рис. 2.11. Стержневой механизм

Решение

Кривошипы OA и ED совершают вращательные движения вокруг неподвижных центров. Скорости $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_B$ точек A и B перпендикулярны кривоши-

пу OA , а скорость $\vec{V}_D$ точки D перпендикулярна кривошипу ED . Направления векторов скоростей точек показаны на рис. 2.12.

Шатун AC совершает плоскопараллельное движение. Его мгновенный центр скоростей P_1 находится как точка пересечения перпендикуляров к скоростям $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_C$. Угловая скорость звена AC равна

$$\omega_{AC} = \frac{V_C}{P_1C} = \frac{V_C}{AC \cdot \sin 30^\circ} = \frac{4}{3} \text{ рад/с.}$$

Далее, по-

лагая, что точка A принадлежит шатуну AC , найдем её скорость:

$$V_A = \omega_{AC} \cdot P_1A = \frac{4}{3} AC \cdot \cos 30^\circ = 4\sqrt{3} \text{ см/с.}$$

Теперь, исходя из того, что точка A принадлежит как шатуну AC , так и кривошипу OA , найдём его угловую скорость: $\omega_{AO} = \frac{V_A}{AO} = 0,4\sqrt{3} \text{ рад/с.}$ Скорость точки B кривошипа $V_B = \omega_{AO} \cdot OB = 3,2\sqrt{3} \text{ см/с.}$

Шатун DB совершает плоскопараллельное движение. Зная направления скоростей точек B и D , построим мгновенный центр скоростей P_2 звена DB как точку пересечения перпендикуляров к скоростям $\vec{V}_B$ и $\vec{V}_D$ (см. рис. 2.12). Тогда, угловая скорость шатуна DB

$$\omega_{DB} = \frac{V_B}{P_2B} = \frac{3,2\sqrt{3}}{DB \cdot \operatorname{tg} 60^\circ} = 0,32 \text{ рад/с.}$$

Скорость

$$\text{точки } D \quad V_D = \omega_{DB} \cdot P_2D = 0,32 \frac{DB}{\sin 30^\circ} = 6,4 \text{ см/с.}$$

Угловая скорость кривошипа

$$DE \quad \omega_{DE} = \frac{V_D}{DE} = \frac{6,4}{(OB / \sin 60^\circ)} = 0,69 \text{ рад/с.}$$

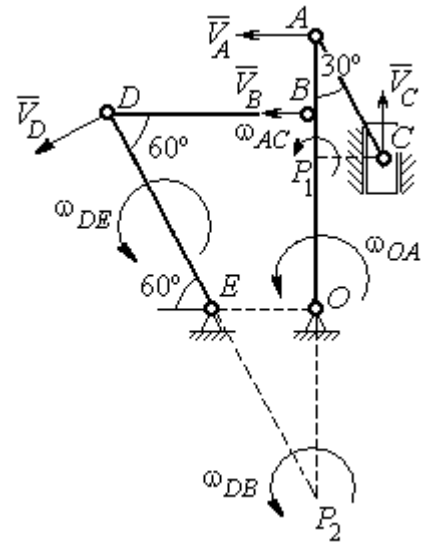
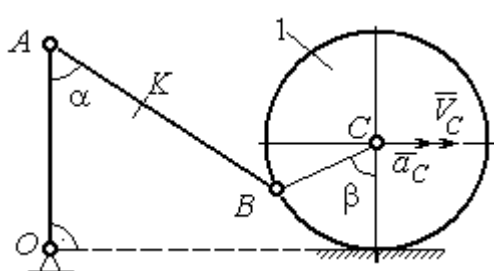
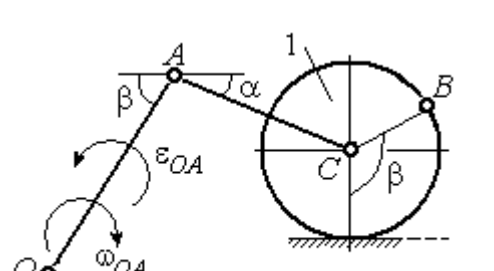


Рис. 2.12. Расчётная схема определения скоростей точек механизма и угловых скоростей его звеньев

2.6. Задание К3. Определение ускорений точек твёрдого тела при плоскопараллельном движении

Для заданного положения плоского механизма определить ускорения точек звеньев механизма и угловые ускорения звеньев. Варианты заданий и исходные данные приведены на рис. 2.13 – 2.15.

Варианты № 1, 11, 21								Варианты № 2, 12, 22							
 Найти: $a_A, a_K, \varepsilon_{AB}$								 Найти: $a_C, a_B, \varepsilon_{AC}$							
Номер вари- анта задания	AB, см	AK, см	α , град	β , град	R_1 , см	V_C , см/с	a_C , см/с ²	Номер вари- анта задания	R_1 , см	OA, см	AC, см	α , град	β , град	ω_{OA} , рад/с	ε_{OA} , рад/с ²
1	16	10	60	120	10	12	6	2	5	10	12	30	60	2	4
11	20	16	30	60	8	10	8	12	8	24	20	30	120	1	2
21	18	10	60	180	6	8	4	22	6	12	15	60	90	2	3

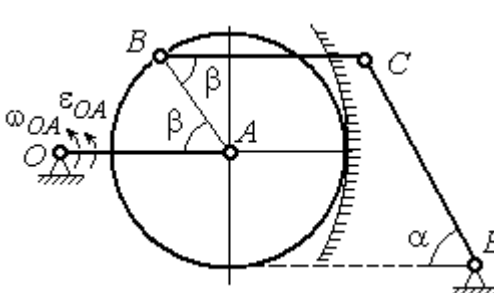
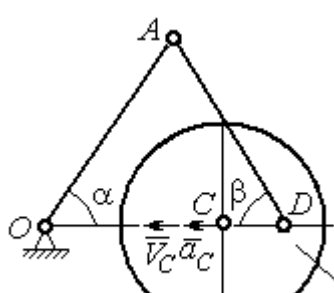
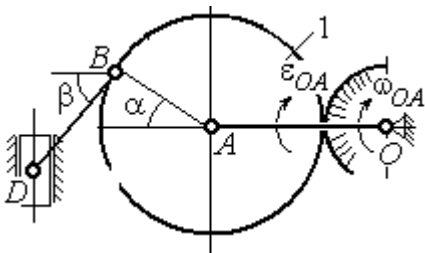
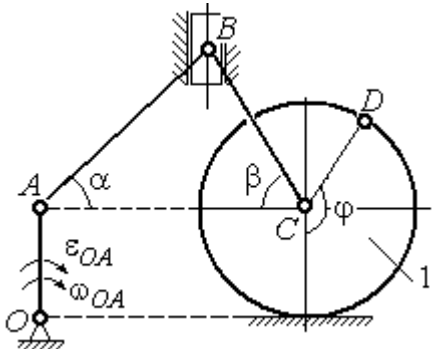
Варианты № 3, 13, 23								Варианты № 4, 14, 24							
 Найти: $a_C, a_B, \varepsilon_{BC}$								 Найти: $a_A, a_D, \varepsilon_{DA}$							
Номер вари- анта задания	BC, см	AO, см	α , град	β , град	R_1 , см	ω_{OA} , рад/с	ε_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта задания	R_1 , см	OA, см	DC, см	α , град	β , град	V_C , см/с	a_C , см/с ²
3	16	15	60	90	10	2	3	4	10	28	5,78	60	30	10	2
13	18	12	90	60	8	3	2	14	8	24	4,62	30	90	8	3
23	14	12	30	120	10	2	4	24	6	20	6	45	45	12	2

Рис. 2.13. Задание К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

Варианты № 5, 15, 25								Варианты № 6, 16, 26							
 Найти: a_D, a_B, ϵ_{BD}								 Найти: a_B, a_D, ϵ_{BC}							
Номер вари- анта задания	OA , см	BD , см	α , град	β , град	R_1 , см	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта задания	R_1 , см	AB , см	φ , град	α , град	β , град	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²
5	16	10	60	30	10	4	3	6	6	18	60	30	30	2	3
15	18	8	90	45	12	2	4	16	8	20	90	60	30	2	4
25	14	12	30	60	8	3	2	26	5	16	120	30	60	3	4

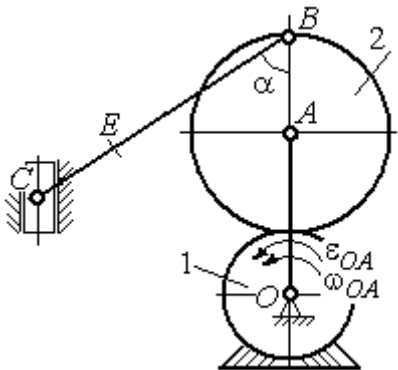
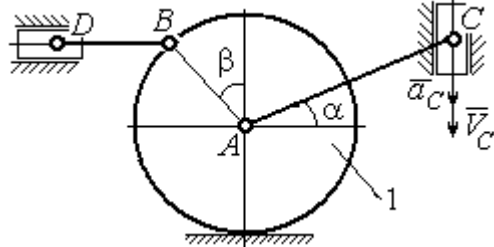
Варианты № 7, 17, 27								Варианты № 8, 18, 28							
 Найти: a_E, a_C, ϵ_{BC}								 Найти: a_D, a_B, ϵ_{BD}							
Номер вари- анта задания	BC , см	BE , см	α , град	R_1 , см	R_2 , см	ω_{OA} , рад/с	ϵ_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта задания	R_1 , см	BD , см	AC , см	α , град	β , град	V_C , см/с	a_C , см/с ²
7	22	10	60	2	10	2	3	8	4	5	12	60	60	12	5
17	28	15	30	3	6	3	4	18	6	10	16	45	90	10	8
27	20	8	45	4	8	2	2	28	8	8	16	30	120	8	6

Рис. 2.14. Задание КЗ. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 5 – 8, 15 – 18, 25 – 28

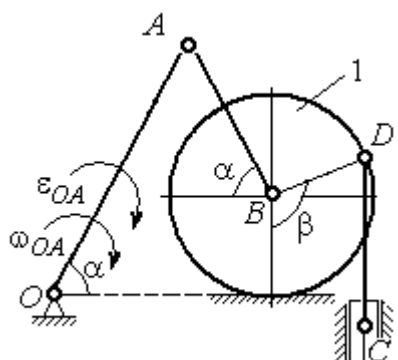
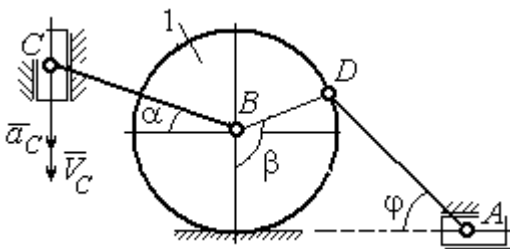
Варианты № 9, 19, 29								Варианты № 10, 20, 30							
 Найти: a_C, a_B, ϵ_{AB}								 Найти: a_A, a_B, ϵ_{CB}							
Номер вари- анта задания	OA , см	DC , см	α , град	β , град	R_1 , см	ω_{OA} , рад/ с	ϵ_{OA} , рад/с ²	Номер вари- анта задания	R_1 , см	BC , см	ϕ , град	α , град	β , град	V_C , см/с	a_C , см/с ²
9	18	10	30	120	4	2	3	10	6	14	60	30	120	15	3
19	20	12	60	60	6	3	4	20	5	18	45	60	90	10	5
29	18	8	60	90	4	2	3	30	4	16	30	45	60	12	4

Рис. 2.15. Задание К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении. Номера вариантов задания 9 – 10, 19 – 20, 29 – 30

Примеры решения задания К3. Определение ускорений точек тела при плоскопараллельном движении

Задача 1. Ступенчатый барабан 1 с радиусами ступенек $R = 0,5$ м и $r = 0,3$ м катится окружностью малой ступеньки по горизонтальной поверхности без скольжения (рис. 2.16). Барабан приводится в движение шатуном AC , один конец которого соединён с центром барабана в точке A , а другой – с ползуном C , перемещающимся вертикально.

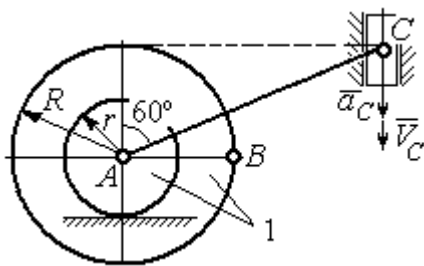


Рис. 2.16. Схема движения плоского механизма

В положении механизма, когда шатун AC отклонён от вертикали на угол 60° , найти ускорение точки B барабана, лежащей на его горизонтальном диаметре, если заданы скорость и ускорение ползуна C : $V_C = 9$ м/с, $a_C = 4$ м/с².

В положении механизма, когда шатун AC отклонён от вертикали на угол 60° , найти ускорение точки B барабана, лежащей на его горизонтальном диаметре, если заданы скорость и ускорение ползуна C : $V_C = 9$ м/с, $a_C = 4$ м/с².

Решение

Найдём угловые скорости ω_{AC} , ω_1 шатуна AC и барабана 1. Шатун совершает плоское движение. Его мгновенный центр скоростей P_2 находится на пересечении перпендикуляров к скоростям $\vec{V}_A$ и $\vec{V}_C$ (рис. 2.17). По условию, скорость точки C направлена вертикально вниз. Точка A принадлежит как шатуну AC , так и барабану 1. При качении барабана по горизонтальной поверхности скорость его центра – точки A параллельна поверхности качения барабана.

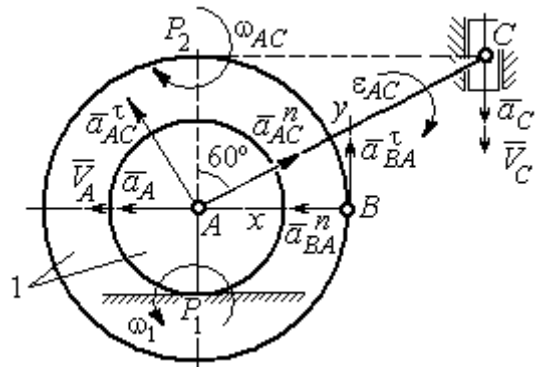


Рис. 2.17. Расчётная схема определения скоростей и ускорений точек механизма

Угловая скорость шатуна

$$\omega_{AC} = \frac{V_C}{CP_2} = \frac{9}{R \operatorname{tg} 60^\circ} = 6\sqrt{3} \text{ рад/с.}$$

Скорость точки A шатуна

$$V_A = \omega_{AC} \cdot AP_2 = 3\sqrt{3} \text{ м/с. Угловая скорость барабана 1 } \omega_1 = \frac{V_A}{AP_1} = 10\sqrt{3} \text{ рад/с.}$$

При расчёте угловой скорости барабана учтено, что качение барабана по неподвижной поверхности представляет собой плоское движение, при котором мгновенный центр скоростей находится в точке касания с поверхностью (в точке P_1 на рис. 2.17).

Выразим ускорение $\vec{a}_A$ точки A через полюс C на основании векторного равенства: $\vec{a}_A = \vec{a}_C + \vec{a}_{AC}^\tau + \vec{a}_{AC}^n$, где $\vec{a}_C$ – ускорение точки C , выбранной в качестве полюса; $\vec{a}_{AC}^\tau$, $\vec{a}_{AC}^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки A при вращении шатуна AC вокруг полюса C . Вектор нормального ускорения $\vec{a}_{AC}^n$ направлен вдоль шатуна AC от точки A к полюсу C и равен по величине $a_{AC}^n = \omega_{AC}^2 \cdot AC = (6\sqrt{3})^2 \cdot 2R = 108 \text{ м/с}^2$. Вектор касательного ускорения

$\vec{a}_{AC}^{\tau}$, модуль которого вычисляется по формуле $a_{AC}^{\tau} = \varepsilon_{AC} \cdot AC$, направлен перпендикулярно отрезку AC .

На данном этапе величина вектора касательного ускорения не может быть вычислена, поскольку угловое ускорение шатуна AC ε_{AC} неизвестно. На рис. 2.17 направление вектора касательного ускорения $\vec{a}_{AC}^{\tau}$ выбрано из предположения, что вращение шатуна ускоренное и направление углового ускорения совпадает с направлением его угловой скорости.

Направление вектора $\vec{a}_A$ ускорения точки A определяется из того, что центр барабана движется по прямой, параллельной горизонтальной поверхности качения. На рис. 2.17 направление вектора ускорения $\vec{a}_A$ выбрано из предположения, что качение барабана ускоренное.

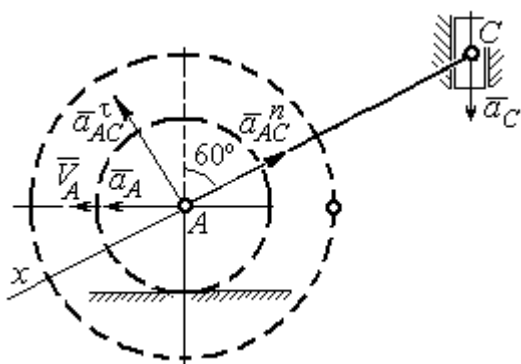


Рис. 2.18. Схема для определения ускорения центра барабана

Выберем ось x вдоль линии AC (рис. 2.18) и спроектируем векторное равенство $\vec{a}_A = \vec{a}_C + \vec{a}_{AC}^{\tau} + \vec{a}_{AC}^n$ на эту ось. При таком выборе оси проекция неизвестного ускорения $\vec{a}_{AC}^{\tau}$ обращается в нуль. Получим $a_A \cos 30^\circ = a_C \cos 60^\circ - a_{AC}^n$. Отсюда найдём ускорение центра барабана

$$a_A = \frac{1}{\cos 30^\circ} (a_C \cos 60^\circ - a_{AC}^n) = -122,4 \text{ м/с}^2.$$
 Отрицательное значение ускорения точки A означает, что на рис. 2.17, 2.18 вектор ускорения $\vec{a}_A$ должен иметь противоположное направление. Таким образом, вектор ускорения $\vec{a}_A$ направлен в сторону, противоположную вектору скорости $\vec{V}_A$, и движение барабана замедленное.

Для того чтобы найти ускорение точки B , выразим его через полюс A на основании векторного равенства $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^{\tau} + \vec{a}_{BA}^n$, где $\vec{a}_A$ – ускорение

точки A , выбранной в качестве полюса; $\vec{a}_{BA}^\tau$, $\vec{a}_{BA}^n$ – касательная и нормальная составляющие ускорения точки B при вращении барабана вокруг полюса A .

Модуль вектора нормального ускорения $\vec{a}_{BA}^n$ равен по величине $a_{BA}^n = \omega_1^2 \cdot BA = (10\sqrt{3})^2 \cdot R = 150 \text{ м/с}^2$. Вектор направлен вдоль радиуса барабана от точки B к полюсу A (см. рис. 2.17).

Модуль вектора касательного ускорения $\vec{a}_{BA}^\tau$ вычисляется по формуле $a_{BA}^\tau = \varepsilon_1 \cdot BA$, где ε_1 – угловое ускорение барабана. Значение углового ускорения катящегося барабана (в отличие от углового ускорения ε_{AC} шатуна AC) может быть найдено. Расчёт основан на том, что при движении барабана расстояние AP_1 от точки A до центра скоростей барабана P_1 остаётся постоянным, равным r . Тогда выражение $V_A = \omega_1 \cdot AP_1 = \omega_1 \cdot r$ для расчёта скорости точки A можно продифференцировать. Получим $\frac{dV_A}{dt} = \frac{d\omega_1}{dt} \cdot r$. Так как точка A движется по прямой, производная от скорости точки равна её полному ускорению, а производная от угловой скорости барабана равна его угловому ускорению. Тогда имеем: $a_A = \varepsilon_1 \cdot r$, откуда находим угловое ускорение $\varepsilon_1 = \frac{a_A}{r} = 40,8 \text{ рад/с}^2$, а затем и модуль вектора касательного ускорения $a_{BA}^\tau = \varepsilon_1 \cdot BA = 20,4 \text{ м/с}^2$.

Заметим, что для вычисления углового ускорения ε_{AC} шатуна AC подобные рассуждения неприменимы. Формулу $V_A = \omega_{AC} \cdot AP_2$ невозможно продифференцировать, так как при движении механизма расстояние AP_2 от точки A до центра скоростей P_2 шатуна AC является неизвестной функцией времени.

Выберем систему координат xBy как показано на рис. 2.17, и спроецируем на эти оси векторное равенство $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^\tau + \vec{a}_{BA}^n$. Полагая, что движение барабана ускоренное (т. е. вектора ускорений $\vec{a}_A$ и $\vec{a}_{BA}^\tau$ направлены, как показано на рис. 2.17), получим значения составляющих ускорения точки B :

$a_{Bx} = a_A + a_{BA}^n$, $a_{By} = a_{BA}^\tau$. Подставляя значения ускорений, найдём $a_{By} = 20,4 \text{ м/с}^2$, $a_{Bx} = -122,4 + 150 = 27,6 \text{ м/с}^2$. Вектор полного ускорения точки B направлен по диагонали прямоугольника, построенного на векторах $\vec{a}_{Bx}$, $\vec{a}_{By}$. Величина ускорения точки B : $a_B = \sqrt{a_{Bx}^2 + a_{By}^2} = 34,32 \text{ м/с}^2$.

Задача 2. В плоском механизме (рис. 2.19) кривошип OA вращается вокруг оси O с угловой скоростью ω_{OA} и угловым ускорением ε_{OA} . Диск 2, шарнирно присоединённый к кривошипу в точке A , катится без проскальзывания по неподвижному диску 1. Радиусы дисков R_1 и R_2 . На краю диска 2 в точке B шарнирно прикреплен стержень BC , соединенный с центром C диска 3. Радиус диска 3 равен радиусу диска 2:

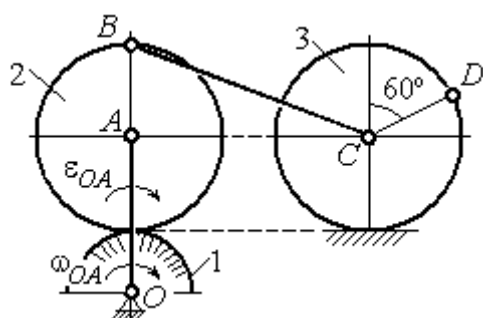


Рис. 2.19. Схема движения плоского механизма

Раднус днска 3 равен раднусу днска 2: $R_3 = R_2$. Днск 3 катнтся без скользяння по горизонтальной поверхности, по прямой. Для положення механизма, изображеннго на рис. 2.19, определнтть ускоренне точки D и угловое ускоренне стержння BC , еслн $\omega_{OA} = 4 \text{ рад/с}$, $\varepsilon_{OA} = 2 \text{ рад/с}^2$, $R_1 = 4 \text{ см}$, $R_2 = 8 \text{ см}$. Длнна стержння $BC = 20 \text{ см}$.

Решение

Определение угловых скоростей звеньев механизма.

Рассмотрнм вращательное движенне кривошнпа OA . Скорость точки A : $V_A = \omega_{OA} \cdot OA = 48 \text{ см/с}$. Вектор скорости $\vec{V}_A$ направлен перпенднкулярно кривошнпу OA в сторону движення кривошнпа (рис. 2.20).

При движеннн днска 2 точка P_2 соприкосновення второго днска с неподвнжным первым являетсн мгновенным центром скоростей днска 2. Угловая скорость днска 2: $\omega_2 = \frac{V_A}{AP_2} = \frac{48}{8} = 6 \text{ рад/с}$.

Скорость точки B днска 2: $V_B = \omega_2 BP_2 = 6 \cdot 16 = 96 \text{ см/с}$.

Для определения угловой скорости стержня BC заметим, что скорости двух точек стержня $\vec{V}_B$ и $\vec{V}_C$ параллельны, но точки B и C не лежат на общем перпендикуляре к скоростям. В этом случае мгновенный центр скоростей стержня BC отсутствует (бесконечно удалён), угловая скорость стержня равна нулю: $\omega_{BC} = 0$, а стержень совершает мгновенное поступательное движение. В результате имеем: $V_C = V_B = 96 \text{ см/с}$.

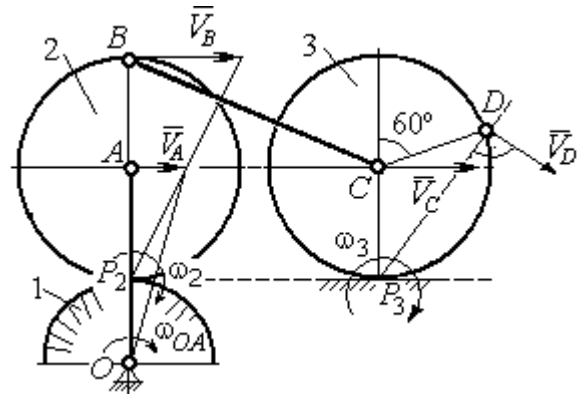


Рис. 2.20. Расчетная схема для определения угловых скоростей звеньев механизма

При качении диска 3 по неподвижной поверхности без проскальзывания точка P_3 касания его с поверхностью является мгновенным центром скоростей.

Тогда угловая скорость диска 3: $\omega_3 = \frac{V_C}{CP_3} = 12 \text{ рад/с}$. Скорость точки D диска 3:

$V_D = \omega_3 \cdot DP_3$. Величину DP_3 находим из треугольника P_3DC . В результате $DP_3 = 2R_3 \cos 30^\circ = 13,8 \text{ см}$ и $V_D = 165,6 \text{ см/с}$. Вектор скорости $\vec{V}_D$ направлен в сторону движения диска 3 перпендикулярно линии DP_3 и (см. рис. 2.20).

Определение ускорений точек механизма.

Представим ускорение $\vec{a}_C$ точки C векторной суммой $\vec{a}_C = \vec{a}_B + \vec{a}_{CB}^n + \vec{a}_{CB}^\tau$, где $\vec{a}_B$ – ускорение точки B , выбранной в качестве полюса; $\vec{a}_{CB}^n$, $\vec{a}_{CB}^\tau$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки C при вращении стержня BC вокруг полюса B , $a_{CB}^n = \omega_{CB}^2 \cdot CB$, $a_{CB}^\tau = \varepsilon_{CB} \cdot CB$.

Нормальная составляющая ускорения точки C $a_{CB}^n = 0$, так как стержень CB совершает мгновенное поступательное движение и $\omega_{BC} = 0$.

Направление касательной составляющей $\vec{a}_{CB}^\tau$ неизвестно, так как неизвестно направление углового ускорения стержня ε_{CB} . Для определённости выберем направление углового ускорения стержня BC в сторону против хода часовой стрелки. На рис. 2.21 это направление показано дуговой стрелкой ε_{CB} .

В соответствии с выбранным направлением углового ускорения вектор $\vec{a}_{CB}^\tau$ строится перпендикулярно линии стержня BC в сторону углового ускорения ε_{CB} (см. рис. 2.21).

Выразим ускорение точки B через полюс A : $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}_{BA}^n + \vec{a}_{BA}^\tau$, где

$\vec{a}_A$ – ускорение полюса A ; $\vec{a}_{BA}^n$, $\vec{a}_{BA}^\tau$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки B при вращении диска 2 вокруг полюса A . Величина нормальной составляющей ускорения точки B $a_{BA}^n = \omega_2^2 \cdot BA = 288 \text{ см/с}^2$. Вектор $\vec{a}_{BA}^n$ направлен вдоль радиуса BA от точки B к полюсу A (см. рис. 2.21). Касательное ускорение точки B при вращении диска 2 вокруг полюса A вычисляется по формуле $a_{BA}^\tau = \varepsilon_2 \cdot BA$. Для определения углового ускорения ε_2 диска 2 заметим, что во время движения диска 2 расстояние AP_2 остается постоянным, равным R_2 . Дифференцируя равенство $V_A = \omega_2 \cdot AP_2 = \omega_2 R_2$, получим:

$$\frac{dV_A}{dt} = \frac{d\omega_2}{dt} R_2, \text{ или } a_A^\tau = \varepsilon_2 R_2, \text{ откуда } \varepsilon_2 = \frac{a_A^\tau}{R_2}.$$

Для того чтобы найти величину a_A^τ , рассмотрим вращательное движение кривошипа OA вокруг неподвижной оси O . Ускорение точки A представляется в виде векторного равенства $\vec{a}_A = \vec{a}_A^n + \vec{a}_A^\tau$, где $\vec{a}_A^n$ и $\vec{a}_A^\tau$ – известные

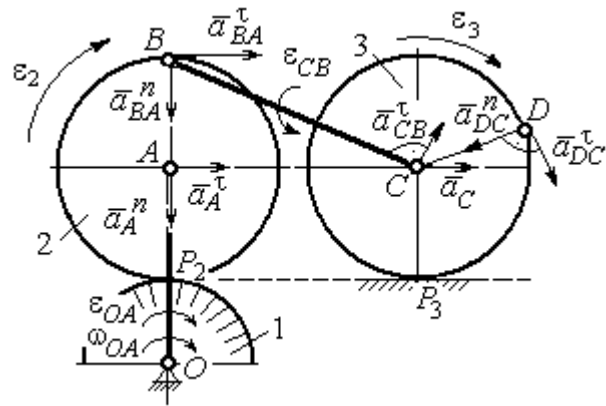


Рис. 2.21. Расчетная схема для определения ускорений точек механизма и угловых ускорений его звеньев

нормальная и касательная составляющие ускорения точки A кривошипа OA :
 $a_A^n = \omega_{OA}^2 \cdot OA = 192 \text{ см/с}^2$, $a_A^\tau = \varepsilon_{OA} \cdot OA = 24 \text{ см/с}^2$. Направления векторов нормального ускорения $\vec{a}_A^n$ и касательного ускорения $\vec{a}_A^\tau$ показаны на рис. 2.21.

Теперь найдём величину углового ускорения диска 2 и модуль касательного ускорения a_{BA}^τ точки B при вращении диска 2 вокруг полюса A : $\varepsilon_2 = \frac{a_A^\tau}{R_2} = 3 \text{ рад/с}^2$, $a_{BA}^\tau = \varepsilon_2 \cdot BA = 24 \text{ см/с}^2$.

Для определения ускорения точки C имеем векторное равенство $\vec{a}_C = \vec{a}_A^n + \vec{a}_A^\tau + \vec{a}_{BA}^n + \vec{a}_{BA}^\tau + \vec{a}_{CB}^\tau$. Выберем оси Cx , Cy , как показано на рис. 2.22, – вдоль отрезка BC и перпендикулярно ему и спроецируем на них имеющееся векторное равенство. Получим:

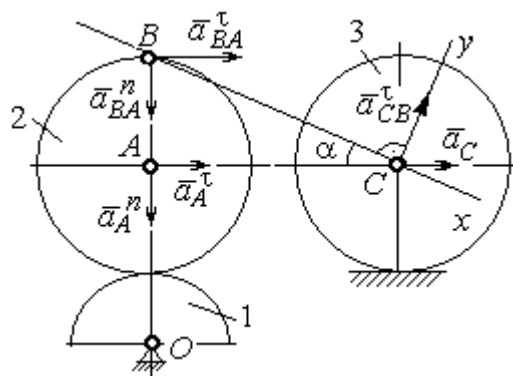


Рис. 2.22. Расчетная схема для вычисления ускорения точки C

$$a_C \cos \alpha = a_A^n \sin \alpha + a_A^\tau \cos \alpha + a_{BA}^n \sin \alpha + a_{BA}^\tau \cos \alpha;$$

$$a_C \sin \alpha = a_A^n \cos \alpha + a_A^\tau \sin \alpha + a_{BA}^n \cos \alpha + a_{BA}^\tau \sin \alpha + a_{CB}^\tau,$$

где α – угол между стержнем BC и линией центров AC ; $\sin \alpha = \frac{AB}{BC} = 0,4$;

$\cos \alpha = 0,92$. Решая систему, найдём: $a_C = 256,7 \text{ см/с}^2$, $a_{CB}^\tau = -358,12 \text{ см/с}^2$.

Модуль углового ускорения стержня BC : $\varepsilon_{CB} = \frac{|a_{CB}^\tau|}{BC} = 17,9 \text{ рад/с}^2$.

Знак «минус» величины a_{CB}^τ означает, что вектор касательного ускорения $\vec{a}_{CB}^\tau$ на рис. 2.21 – 2.22 следует направить в противоположную сторону. Направление углового ускорения стержня BC , показанное на рис. 2.21 дуговой стрелкой ε_{CB} , также следует заменить на противоположное.

Выразим ускорение точки D через полюс C : $\vec{a}_D = \vec{a}_C + \vec{a}_{DC}^n + \vec{a}_{DC}^\tau$, где $\vec{a}_C$ – известное ускорение точки C ; $\vec{a}_{DC}^n$, $\vec{a}_{DC}^\tau$ – нормальное и касательное составляющие ускорения точки D при вращении диска 3 вокруг полюса C . Величина нормального ускорения точки D : $a_{DC}^n = \omega_3^2 \cdot DC = 1152 \text{ см/с}^2$. Вектор ускорения $\vec{a}_{DC}^n$ направлен по радиусу от точки D к полюсу C (рис. 2.23).

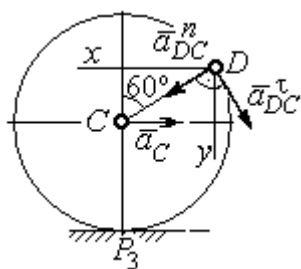


Рис.2.23. Расчетная схема для определения ускорения точки D

Для расчёта касательной составляющей a_{DC}^τ ускорения точки D найдём угловое ускорение диска 3. Продифференцируем по времени равенство $V_C = \omega_3 \cdot CP_3 = \omega_3 R_3$. Получим:

$$\frac{dV_C}{dt} = \frac{d\omega_3}{dt} R_3, \text{ или } a_C = \varepsilon_3 R_3. \text{ Угловое ускорение}$$

$$\text{диска 3: } \varepsilon_3 = \frac{a_C}{R_3} = 32,09 \text{ рад/с}^2. \text{ Тогда величина}$$

касательной составляющей ускорения точки D : $a_{DC}^\tau = \varepsilon_3 \cdot DC = 256,7 \text{ см/с}^2$.

Направление вектора $\vec{a}_{DC}^\tau$ соответствует ускоренному движению диска 3.

Проведём оси Dx и Dy , как показано на рис. 2.23, и спроецируем векторное равенство ускорения точки D на оси:

$$a_{Dx} = -a_C + a_{DC}^n \cos 30^\circ - a_{DC}^\tau \cos 60^\circ, \quad a_{Dy} = a_{DC}^n \cos 60^\circ + a_{DC}^\tau \cos 30^\circ.$$

Решая систему, находим значения проекций модуля ускорения $a_{Dx} = 612,5 \text{ см/с}^2$, $a_{Dy} = 798,3 \text{ см/с}^2$. Величина ускорения точки D :

$$a_D = \sqrt{a_{Dx}^2 + a_{Dy}^2} = 1006,2 \text{ см/с}^2.$$

3. СЛОЖНОЕ ДВИЖЕНИЕ ТОЧКИ

3.1. Основные понятия сложного движения точки

В неподвижной системе координат рассматривается подвижное твердое тело и точка, перемещающаяся относительно тела.

Траектория точки в её движении относительно тела называется **относительной траекторией**. Скорость точки в этом движении называют **относительной скоростью**, ускорение – **относительным ускорением**.

Траектория точки, перемещающейся вместе с телом, называется переносной траекторией точки, скорость точки при таком её движении – **переносной скоростью**, а ускорение – **переносным ускорением**.

Суммарное движение точки вместе с телом и относительно тела называется **сложным движением**. Траектория точки относительно неподвижной системы координат называется **абсолютной траекторией точки**, скорость и ускорение – **абсолютной скоростью и абсолютным ускорением**.

При вычислении абсолютной скорости используется теорема о сложении скоростей: **при сложном движении абсолютная скорость точки равна геометрической сумме относительной и переносной скоростей**: $\vec{V} = \vec{V}_e + \vec{V}_r$, где $\vec{V}$, $\vec{V}_e$, $\vec{V}_r$ – вектора абсолютной, переносной и относительной скоростей точки.

В случае, когда относительное движение точки задается естественным способом в виде закона изменения пути $S = S(t)$, величина относительной скорости точки равна модулю производной: $V_r = |\dot{S}_r|$. Если переносное движение точки есть вращение тела вокруг неподвижной оси, скорость точки в переносном движении будет: $V_e = \omega_e h_e$, где ω_e – величина угловой скорости вращения тела; h_e – кратчайшее расстояние от места положения точки на теле до оси вращения тела.

При вычислении абсолютного ускорения используется теорема Кориолиса о сложении ускорений: **при сложном движении абсолютное ускорение точки равно геометрической сумме трех ускорений – относительного, переносного и ускорения Кориолиса**

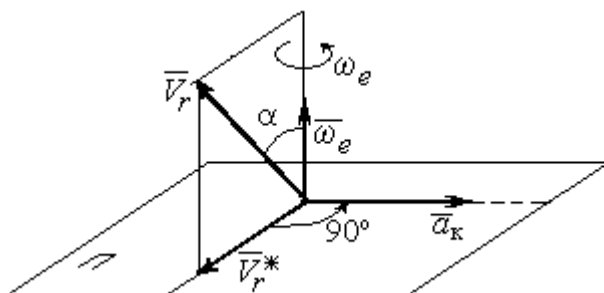


Рис. 3.1. Определение направления ускорения Кориолиса по правилу Жуковского

реносного и ускорения Кориолиса

$\vec{a} = \vec{a}_e + \vec{a}_r + \vec{a}_k$, где $\vec{a}$ – вектор абсолютного ускорения точки; $\vec{a}_e, \vec{a}_r$ – вектора соответственно переносного и относительного ускорений точки; $\vec{a}_k$ – вектор ускорения Кориолиса. (Иногда его называют поворотным ускорением.)

Вектор ускорения Кориолиса определяется векторным произведением $\vec{a}_k = 2(\vec{\omega}_e \times \vec{V}_r)$, где $\vec{\omega}_e$ – вектор угловой скорости переносного движения; $\vec{V}_r$ – вектор относительной скорости точки. Модуль ускорения Кориолиса: $|\vec{a}_k| = 2|\vec{\omega}_e| \cdot |\vec{V}_r| \sin \alpha$, где α – угол между вектором угловой скорости переносного движения и вектором относительной скорости точки (см. рис. 3.1). Направление вектора ускорения Кориолиса может быть получено по правилу построения вектора векторного произведения.

На рис. 3.1 показана последовательность выбора направления вектора ускорения Кориолиса по правилу Н. Е. Жуковского. Правило состоит в следующем: пусть имеется точка, движущаяся с относительной скоростью $\vec{V}_r$. Построим плоскость П, перпендикулярную вектору переносной угловой скорости $\vec{\omega}_e$, и спроецируем вектор $\vec{V}_r$ на эту плоскость. Проекцию обозначим $\vec{V}_r^*$ (см. рис. 3.1). Чтобы получить направление ускорения Кориолиса, следует вектор проекции относительной скорости $\vec{V}_r^*$ повернуть на 90° в плоскости П вокруг оси переносного вращения в направлении этого вращения.

Если сложное движение точки происходит в плоскости, перпендикулярной оси переносного вращения, направление ускорения Кориолиса можно получить простым поворотом вектора относительной скорости на угол 90° вокруг оси переносного вращения в направлении этого вращения.

Относительное ускорение $\vec{a}_r$ представляется как сумма векторов относительного касательного $\vec{a}_r^\tau$ и относительного нормального $\vec{a}_r^n$ ускорений: $\vec{a}_r = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n$. Переносное ускорение точки $\vec{a}_e$ тела имеет своими составляющими переносное касательное $\vec{a}_e^\tau$ и переносное нормальное $\vec{a}_e^n$ ускорения так, что $\vec{a}_e = \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n$.

Таким образом, абсолютное ускорение точки в сложном движении можно представить в виде векторного равенства

$$\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n + \vec{a}_k.$$

Модули относительного касательного и относительного нормального ускорений при естественном способе задания относительного движения точки равны: $a_r^\tau = |\dot{V}_r|$, $a_r^n = \frac{V_r^2}{\rho}$, где ρ – радиус кривизны относительной траектории. При движении точки по окружности радиус кривизны равен радиусу окружности, при движении по прямой – бесконечности, и в этом случае $a_r^n = 0$.

При вращательном переносном движении точки значения переносного касательного и нормального ускорений вычисляются по формулам: $a_e^\tau = \varepsilon_e h_e$, $a_e^n = \omega_e^2 h_e$, где ε_e – угловое ускорение вращательного переносного движения, $\varepsilon_e = |\dot{\omega}_e|$; h_e – расстояние от точки до оси вращения тела; ω_e – величина угловой скорости вращения тела.

Вектора ускорений строятся по общим правилам построения векторов нормального и касательного ускорений.

При поступательном переносном движении ускорение Кориолиса и переносное нормальное ускорение равны нулю: $a_k = 0$, $a_e^n = 0$. Абсолютное ускорение точки при поступательном переносном движении можно представить в виде векторного равенства $\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau$.

3.2. Задание К4. Определение скорости и ускорения точки при сложном движении

Задание включает две задачи с вращательным и поступательным видами переносного движения точки.

Задача 1. Вращение тела относительно неподвижной оси задается законом изменения угла поворота: $\varphi_e = \varphi_e(t)$ или законом изменения его угловой скорости: $\omega_e = \omega_e(t)$. Движение точки относительно тела отсчитывается от её начального положения в точке C и задается законом изменения длины дуги окружности или отрезка прямой линии: $CM = S_r = S_r(t)$.

Определить абсолютные скорость и ускорение точки в заданный момент времени t_1 .

Задача 2. Поступательное движение тела, несущего точку, задается законом изменения координаты $x_e = x_e(t)$. Движение точки относительно тела отсчитывается от её начального положения в точке C и задается законом изменения длины дуги окружности или отрезка прямой линии: $CM = y_r = y_r(t)$.

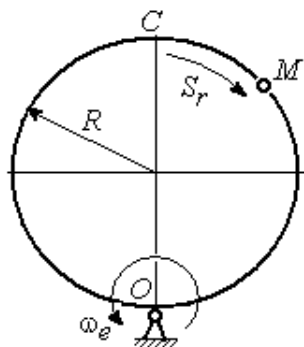
Определить абсолютные скорость и ускорение точки в момент времени t_2 , который либо задаётся в исходных данных задачи, либо на схеме описаны условия, из которых он находится.

Номера вариантов заданий даны на рис. 3.2 – 3.5.

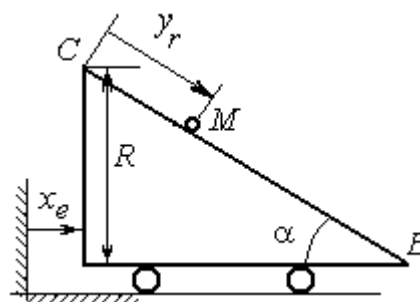
Варианты исходных данных приведены в табл. 3.1.

Варианты № 1, 11, 21

Задача 1



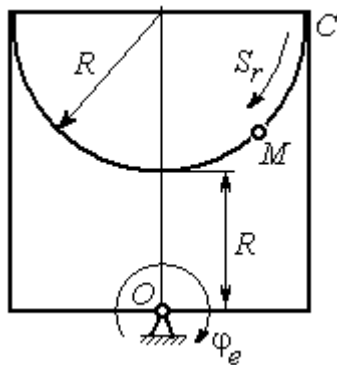
Задача 2



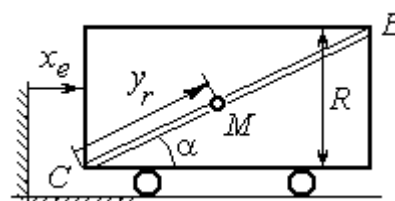
В момент $t = t_2$ точка M прошла половину пути CB

Варианты № 2, 12, 22

Задача 1



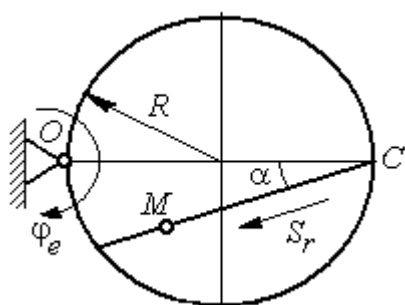
Задача 2



В момент $t = t_2$ точка M прошла $2/3$ пути CB

Варианты № 3, 13, 23

Задача 1



Задача 2

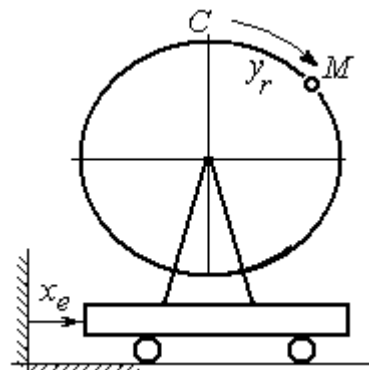


Рис. 3.2. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 1 – 3, 11 – 13, 21 – 23

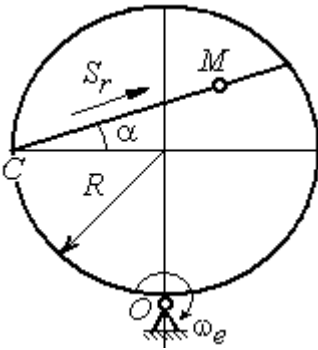
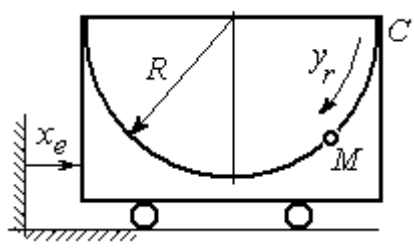
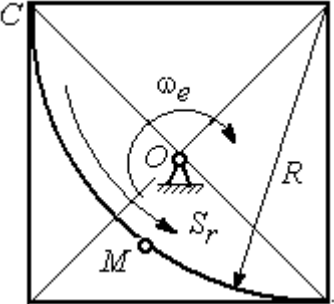
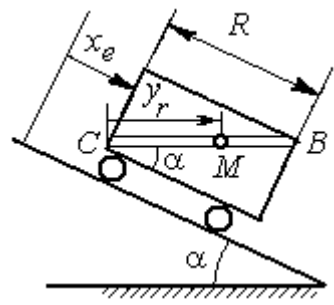
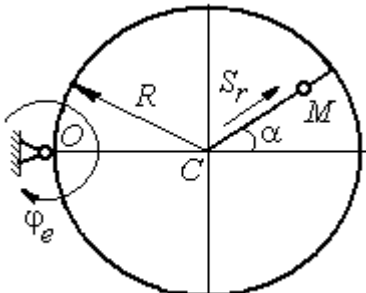
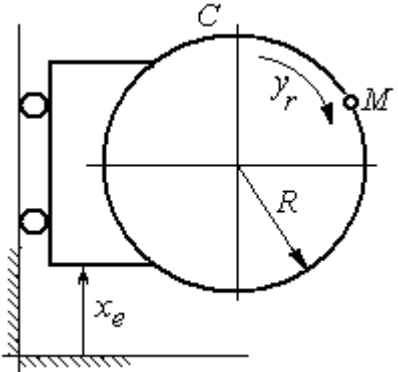
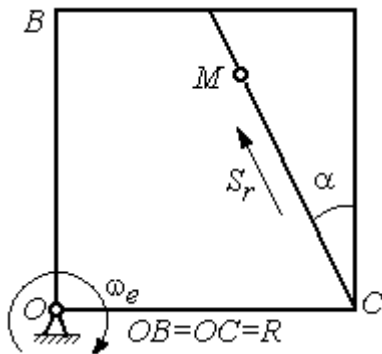
Варианты № 4, 14, 24	
Задача 1 	Задача 2 
Варианты № 5, 15, 25	
Задача 1 	Задача 2  В момент $t = t_2$ точка M прошла путь CB
Варианты № 6, 16, 26	
Задача 1 	Задача 2 

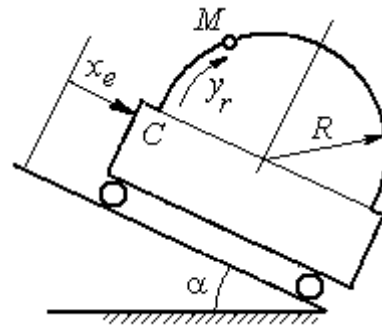
Рис. 3.3. Задание K4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 4 – 6, 14 – 16, 24 – 26

Варианты № 7, 17, 27

Задача 1

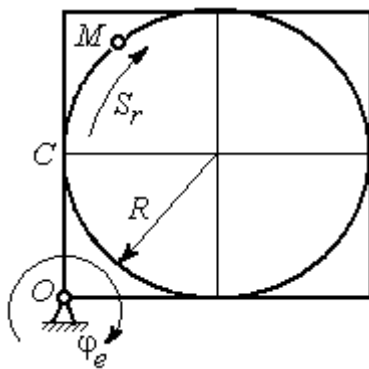


Задача 2

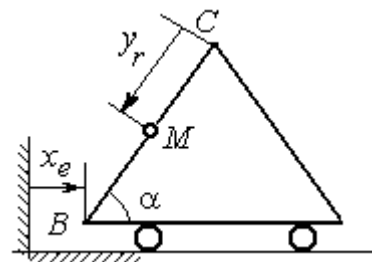


Варианты № 8, 18, 28

Задача 1



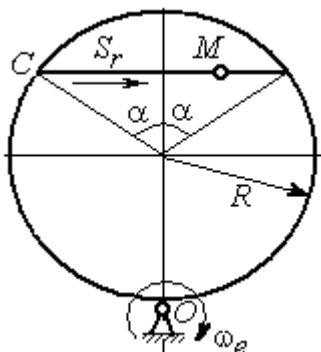
Задача 2



В момент $t = t_2$ точка M прошла половину пути $CB = R$

Варианты № 9, 19, 29

Задача 1



Задача 2

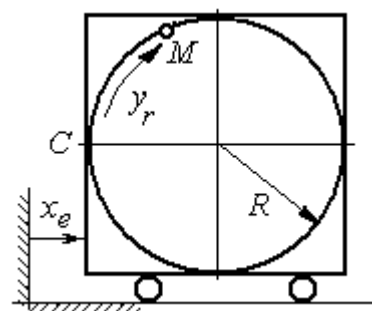


Рис. 3.4. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 7 – 9, 17 – 19, 27 – 29

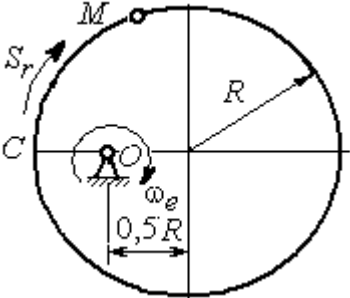
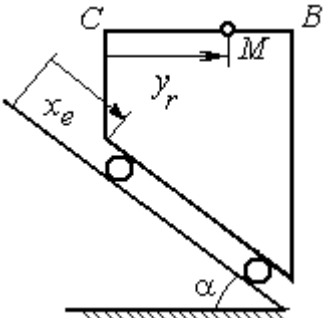
Варианты № 10, 20, 30	
Задача 1 	Задача 2  В момент $t = t_2$ точка M прошла половину пути $CB = R$

Рис. 3.5. Задание К4. Сложное движение точки.
Номера вариантов задания 10, 20, 30

Таблица 3.1

Исходные данные для заданий по сложному движению точки

Номер варианта задания	Номер задачи	R , см	α , град	$\vec{CM} = S_r(t)$, см $\vec{CM} = y_r(t)$, см	$\varphi_e(t)$, рад; $\omega_e(t)$, рад/с $x_e(t)$, см	t_1 , с t_2 , с
1	1	3	—	$S_r = 2\pi \sin(\pi t/6)$	$\omega_e = 4t^2$	1
	2	4	30	$y_r = 4t^2$	$x_e = 2\cos(\pi t/6)$	—
2	1	2	—	$S_r = 4\pi \sin^2(\pi t/6)$	$\varphi_e = 6\cos(\pi t/3)$	1
	2	3	60	$y_r = t^2 + t$	$x_e = 1 + \cos(\pi t)$	—
3	1	4	30	$S_r = 2\sqrt{3}[t + \sin(\pi t/2)]$	$\varphi_e = 4t - t^2$	1
	2	6	—	$y_r = \pi[2t + \sin \pi t]$	$x_e = 5t - t^2$	1
4	1	4	60	$S_r = 2(t^3 + t)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	3	—	$y_r = \pi[2t + \cos(\pi t/2)]$	$x_e = t^3 - 4t$	1
5	1	6	—	$S_r = 4\pi \sin^2(\pi t/6)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/3)$	1
	2	2	30	$y_r = t^2 + 2t$	$x_e = t^2 - 4t$	—
6	1	6	60	$S_r = t + 10\sin(\pi t/6)$	$\varphi_e = 2t^2 - 5t$	1
	2	3	—	$y_r = 4\pi \sin(\pi t/6)$	$x_e = [1 - \cos(\pi t/4)]$	1
7	1	8	30	$S_r = 2(t^3 + 3t)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	4	30	$y_r = 2\pi t^2$	$x_e = t^3 - 5t$	1

Продолжение табл. 3.1

Номер варианта задания	Номер задачи	R , см	α , град	$C\bar{M} = S_r(t)$, см $C\bar{M} = y_r(t)$, см	$\varphi_e(t)$, рад; $\omega_e(t)$, рад/с $x_e(t)$, см	t_1 , с t_2 , с
8	1	8	—	$S_r = 2\pi[t^2 + \sin\pi t]$	$\varphi_e = t^2 - 5t$	2
	2	6	30	$y_r = t(t+1)$	$x_e = \cos\pi t$	—
9	1	8	30	$S_r = 2t^2$	$\omega_e = \cos(\pi t/8)$	2
	2	3	—	$y_r = 4\pi\sin^2(\pi t/4)$	$x_e = (3-2t)^2$	1
10	1	6	—	$S_r = \pi(2t^3 + \sin\pi t)$	$\omega_e = 5t - 2t^3$	1
	2	4	30	$y_r = t^2 + 2t$	$x_e = 1 + \cos\pi t$	—
11	1	6	—	$S_r = 8\pi\sin(\pi t/12)$	$\omega_e = 2 + \cos(\pi t/4)$	2
	2	6	60	$y_r = 4\sin\pi t$	$x_e = t^2 - 2t$	—
12	1	18	—	$S_r = \pi(2t^2 + 2t)$	$\varphi_e(t) = 3t - t^2$	2
	2	6	30	$y_r = 2t^2 + t$	$x_e = 1 + \cos(\pi t)$	—
13	1	10	60	$S_r = t^3 + t$	$\varphi_e = 6\cos(\pi t/6)$	2
	2	6	—	$y_r = 6\pi\cos(\pi t/3)$	$x_e = t(t+1)$	1
14	1	4	30	$S_r = 8\sqrt{3}\sin(\pi t/12)$	$\omega_e = (3-2t)^2$	2
	2	3	—	$y_r = 2\pi\sin(\pi t/6)$	$x_e = 2t^2 - 5t$	1
15	1	8	—	$S_r = 4\pi\sin^2(\pi t/4)$	$\omega_e = 2 + \cos(\pi t/4)$	1
	2	5	60	$y_r = 5t + t^2$	$x_e = \cos(\pi t/6)$	—
16	1	12	90	$S_r = 3[t + \sin(\pi t/2)]$	$\varphi_e = 2t - 3t^2$	1
	2	15	—	$y_r = \pi(4t + t^2)$	$x_e = 6\sin(\pi t/3)$	1
17	1	6	45	$S_r = 3\sqrt{2}[t^2 + 2\sin\pi t]$	$\omega_e(t) = 4t^2 - 6$	1
	2	6	60	$y_r = 8\pi\sin(\pi t/12)$	$x_e = \sqrt{2}\sin(\pi t/8)$	2
18	1	8	—	$S_r = 4\pi\sqrt{2}\sin(\pi t/8)$	$\varphi_e = 18t - 4t^2$	2
	2	8	60	$y_r = 3t + 2t^2$	$x_e = \sin\pi t$	—
19	1	8	60	$S_r = 2\sqrt{3}[t + \sin(\pi t/2)]$	$\omega_e = 5t - t^2$	1
	2	9	—	$y_r = 6\pi\cos(\pi t/3)$	$x_e = \cos(\pi t/6)$	1
20	1	4	—	$S_r = 4\pi\sin(\pi t/6)$	$\omega_e = 3t - 5$	1
	2	6	60	$y_r = 3t + 2t^2$	$x_e = \pi\sin\pi t$	—
21	1	3	—	$S_r = 4\pi\sqrt{2}\sin(\pi t/8)$	$\omega_e = 6t - 14$	2
	2	8	45	$y_r = (t^2 + 3t)$	$x_e = t + 2\sin\pi t$	—

Номер варианта задания	Номер задачи	R , см	α , град	$\vec{CM} = S_r(t)$, см $\vec{CM} = y_r(t)$, см	$\varphi_e(t)$, рад; $\omega_e(t)$, рад/с $x_e(t)$, см	t_1 , с t_2 , с
22	1	4	—	$S_r = 2\pi(t^2 + 2t)$	$\varphi_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	9	60	$y_r = 8\sin\pi t$	$x_e = 5t - t^2$	—
23	1	6	45	$S_r = 12\sin(\pi t/8)$	$\varphi_e = t^2 + \cos(\pi t/4)$	2
	2	6	—	$y_r = 6\pi[t + \sin(\pi t/6)]$	$x_e = 5t - t^2$	1
24	1	6	45	$S_r = 12\sin(\pi t/8)$	$\omega_e = t + 4\cos(\pi t/4)$	2
	2	6	—	$y_r = \pi(t^2 + 2t)$	$x_e = 6\cos(\pi t/6)$	1
25	1	6	—	$S_r = 2\pi t^2$	$\omega_e = 3\sin(\pi t/3)$	1
	2	4	45	$y_r = 2t(t + 3t)$	$x_e = 2(t^3 - 3t)$	—
26	1	6	120	$S_r = t^2 + t$	$\varphi_e = 12\cos(\pi t/12)$	2
	2	9	—	$y_r = \pi\sqrt{3}\sin(\pi t/3)$	$x_e = 2(t^2 - 3t)$	1
27	1	10	60	$S_r = \sqrt{3}(t^2 + t)$	$\omega_e = 6\cos(\pi t/6)$	2
	2	9	30	$y_r = \sqrt{3}\pi\sin(\pi t/3)$	$x_e = t + 4\cos(\pi t/4)$	1
28	1	2	—	$S_r = 6\pi\sin(\pi t/6)$	$\varphi_e = 2t + \cos(\pi t/2)$	1
	2	6		$y_r = 2t + 3t^2$	$x_e = t + \sin\pi t$	—
29	1	8	30	$S_r = (t^2 + 2t)$	$\omega_e = 6\sin(\pi t/12)$	2
	2	3	—	$y_r = 2\pi\sqrt{3}\sin(\pi t/3)$	$x_e = 5t - t^2$	1
30	1	2	—	$\pi(t^2 + 2t)$	$\omega_e(t) = 6\cos(\pi t/6)$	1
	2	3	60	$y_r = t + t^2$	$x_e = t + \sin\pi t$	—

Пример выполнения задания К4. Сложное движение точки

Задача 1. Фигура, состоящая из половины диска и равнобедренного тре-

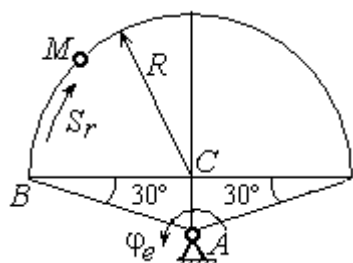


Рис. 3.6. Схема сложного движения точки

угольника (рис. 3.6), вращается вокруг оси, перпендикулярной плоскости фигуры и проходящей через вершину A треугольника. Вращательное движение задается законом изменения угла поворота фигуры $\varphi_e = 5t - 2t^2$ рад.

Положительное направление вращения отмечено на схеме дуговой стрелкой φ_e . По ободу диска от точки B движется точка M . Движение точки относительно диска задается законом изменения длины дуги окружности: $\overset{\cup}{BM} = S_r = 9\pi t^2$ см. Положительное направление движения точки M на рис. 3.6 показано дуговой стрелкой S_r . Радиус диска $R = 9$ см.

Найти абсолютную скорость и абсолютное ускорение точки M в момент времени $t_1 = 1$ с.

Решение

Вращение фигуры будет для точки M переносным движением. Относительное движение точки M – её движение по окружности обода диска.

Для определения **положения точки M** на ободу диска вычислим расстояние, которое она прошла на заданный момент времени. Длина дуги окружности, пройденной точкой за 1 с: $S_r(1) = 9\pi$ см. Положение точки M определяется центральным углом

$\alpha = \frac{S_r(1)}{R} = \frac{9\pi}{9} = \pi$. Положение точки в момент времени $t_1 = 1$ с отмечено на рис. 3.7 точкой M_1 .

Для определения **скорости переносного движения** точки вычисляем значение производной: $\dot{\varphi}_e = 5 - 4t$. Угловая скорость вращения фигуры: $\omega_e = |\dot{\varphi}_e|$. При $t_1 = 1$ с $\dot{\varphi}_e(1) = 1$ рад/с. Положительная величина производной $\dot{\varphi}_e(1)$ показывает, что вращение фигуры в данный момент происходит в положительном направлении, что отмечено дуговой стрелкой ω_e на рис. 3.7.

В момент времени $t_1 = 1$ с точка M находится в положении M_1 . Скорость V_e переносного движения точки в момент времени $t_1 = 1$ с $V_e(1) = \omega_e(1)h_e$, где

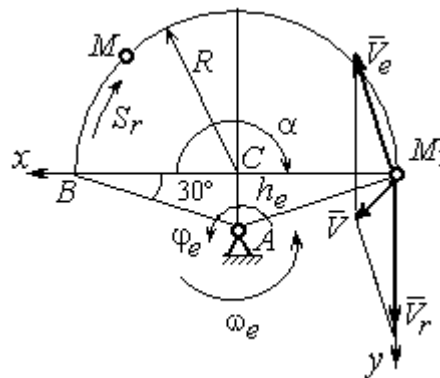


Рис. 3.7. Расчетная схема для вычисления абсолютной скорости точки при сложном движении

расстояние от точки M_1 до оси вращения фигуры $h_e = AM_1 = \frac{R}{\cos 30^\circ} = 6\sqrt{3}$ см.

Тогда $V_e(1) = 6\sqrt{3}$ см/с.

Вектор скорости переносного движения точки $\vec{V}_e$ перпендикулярен линии AM_1 и направлен в сторону вращения фигуры (см. рис. 3.7).

Относительное движение точки задано естественным способом, как закон изменения длины дуги BM . В этом случае **скорость относительного движения** точки $V_r = |\dot{S}_r| = |18\pi t|$. При $t_1 = 1$ с $V_r(1) = |\dot{S}_r(1)| = 18\pi = 56,5$ см/с. Положительное значение производной $\dot{S}_r(1)$ указывает, что относительное движение точки в положении M_1 происходит в положительном направлении, указанном на рис. 3.7 дуговой стрелкой S_r . Вектор $\vec{V}_r$ относительной скорости точки в положении M_1 направлен по касательной к траектории относительного движения в сторону положительного направления движения (см. рис. 3.7).

Абсолютную скорость точки находим по теореме сложения скоростей $\vec{V} = \vec{V}_e + \vec{V}_r$. Направление вектора абсолютной скорости, полученное по правилу сложения векторов, показано на рис. 3.5. Для определения величины абсолютной скорости выбираем прямоугольные оси координат $M_1|x y$ (см. рис. 3.7) и проецируем обе части векторного равенства теоремы сложения скоростей на эти оси. Получим:

$$V_x = V_e \cos 60^\circ = 3\sqrt{3} = 5,2 \text{ см/с};$$

$$V_y = -V_e \cos 30^\circ + V_r = -6\sqrt{3} \cdot \frac{\sqrt{3}}{2} + 56,5 = 29,5 \text{ см/с}.$$

Модуль абсолютной скорости: $V = \sqrt{V_x^2 + V_y^2} = \sqrt{5,2^2 + 29,5^2} = 29,95 \text{ см/с}.$

Абсолютное ускорение точки определяем по теореме Кориолиса, которая при вращательном переносном движении имеет вид:

$$\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n + \vec{a}_k.$$

Относительное касательное ускорение a_r^τ вычисляется по формуле: $a_r^\tau = |\ddot{S}_r|$. По условию задачи вторая производная $\ddot{S}_r = 18\pi = 56,5 \text{ см/с}^2$ – постоянная величина. Так как значение второй производной $\ddot{S}_r$ положительно, вектор ускорения $\vec{a}_r^\tau$ направлен по касательной к траектории относительного движения в точке M_1 в сторону положительного направления относительного движения, отмеченного дуговой стрелкой S_r .

Относительное нормальное ускорение точки вычисляется по формуле

$$a_r^n = \frac{V_r^2}{R} \text{ и в момент } t_1 = 1 \text{ с равно:}$$

$$a_r^n(1) = \frac{V_r^2(1)}{R} = \frac{(18\pi)^2}{9} = 355,3 \text{ см/с}^2. \text{ Вектор}$$

ускорения $\vec{a}_r^n$ направлен по радиусу диска к центру C (см. рис. 3.8).

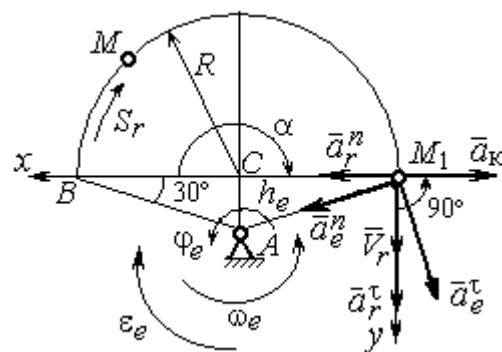


Рис. 3.8. Расчетная схема для определения абсолютного ускорения точки

Переносное касательное ускорение вычисляется по формуле: $a_e^\tau = \varepsilon_e h_e$, где угловое ускорение $\varepsilon_e = |\ddot{\phi}_e|$. Вычислим производную $\ddot{\phi}_e = -4 \text{ рад/с}^2$. Угловое ускорение $\varepsilon_e = |\ddot{\phi}_e| = 4 \text{ рад/с}^2$ постоянно и не зависит от времени.

Отрицательное значение производной $\ddot{\phi}_e < 0$ при условии, что расчетная величина угловой скорости положительна: $\dot{\phi}_e > 0$, означает, что вращательное движение замедленное и переносное угловое ускорение ε_e направлено в сторону, противоположную направлению вращения.

Вектор $\vec{a}_e^\tau$ переносного касательного ускорения точки в её положении M_1 перпендикулярен линии AM_1 и направлен противоположно вектору переносной скорости $\vec{V}_e$ (см. рис. 3.8). Модуль переносного касательного ускорения: $a_e^\tau = a_e^\tau = \varepsilon_e h_e = 24\sqrt{3} = 41,6 \text{ см/с}^2$.

Переносное нормальное ускорение a_e^n рассчитывается по формуле:

$a_e^n = \omega_e^2 h_e$ и в момент времени $t_1 = 1$ с $a_e^n(1) = \omega_e^2(1) h_e = 6\sqrt{3} = 10,4$ см/с². Вектор переносного нормального ускорения $\vec{a}_e^n$ направлен по линии AM_1 к оси вращения (см. рис. 3.8).

По условию задачи вектор скорости относительного движения точки $\vec{V}_r$ лежит в плоскости, перпендикулярной оси переносного вращения, то есть перпендикулярен вектору угловой скорости переносного движения $\vec{\omega}_e$. Тогда модуль **ускорения Кориолиса** при $t_1 = 1$ с $a_k = 2\omega_e V_r = 2 \cdot 1 \cdot 18\pi = 113,1$ см/с².

Так как вектор относительной скорости точки $\vec{V}_r \perp \vec{\omega}_e$, то по правилу Жуковского для определения направления ускорения Кориолиса достаточно повернуть вектор относительной скорости точки $\vec{V}_r$ на 90° в сторону переносного движения вокруг оси, параллельной оси вращения и проходящей через точку M_1 (см. рис. 3.8). Для определения абсолютного ускорения спроецируем на прямоугольные оси xM_1y (см. рис. 3.8) векторное равенство $\vec{a} = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e^\tau + \vec{a}_e^n + \vec{a}_k$. Получим: $a_y = a_e^\tau \cos 30^\circ + a_e^n \cos 60^\circ + a_r^\tau = 97,9$ см/с², $a_x = -a_e^\tau \cos 60^\circ + a_e^n \cos 30^\circ + a_r^n - a_k = 228,4$ см/с². Модуль абсолютного ускоре-

ния: $a = \sqrt{a_x^2 + a_y^2} = 248,5$ см/с².

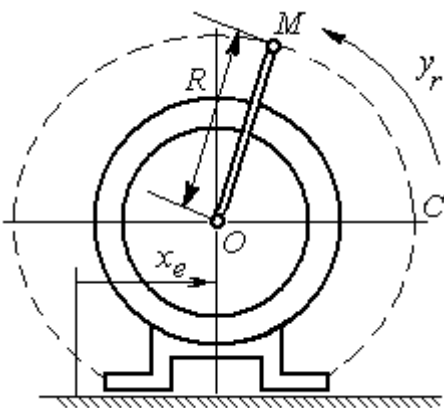


Рис. 3.9. Схема движения точки стержня, укрепленного на электромоторе

Задача 2. К вращающемуся валу электромотора прикреплён стержень OM длины $R = 6$ см. Во время работы электромотора точка M стержня из начального положения C перемещается по дуге окружности согласно уравнению $CM = y_r = \pi t^2$ см. При этом электромотор, установленный без креплений, совершает горизонтальные гармонические колебания на фундаменте по закону

$x_e = 5\sin(\pi t / 3)$ см. Определить абсолютное ускорение точки M в момент времени $t_1 = 1$ с.

Решение

Точка M совершает сложное движение – относительно электромотора и вместе с ним. Относительным движением точки будет её движение по дуге окружности радиуса R , переносным – поступательное горизонтальное, прямолинейное движение электромотора.

Найдём положение точки относительно электродвигателя в заданный момент времени. Угол α , отсчитываемый стержнем OM от начального положения OC , в момент времени $t_1 = 1$ с составляет $\alpha = \frac{y_r(t_1)}{R} = \frac{\pi}{6} = 30^\circ$. Положение точки в момент времени $t_1 = 1$ с отмечено на рис. 3.10 буквой M_1 .

Относительное движение точки задано естественным способом, как закон изменения длины дуги. Относительная скорость $V_r = \dot{y}_r = 2\pi t$. В момент времени $t_1 = 1$ с $V_r = 6,28$ см/с. Вектор $\vec{V}_r$ относительной скорости направлен перпендикулярно стержню OM_1 .

Скорость точки в переносном движении – это скорость горизонтального движения электродвигателя:

$$V_e = \dot{x}_e = \frac{5\pi}{3} \cos(\pi t / 3).$$

В момент времени $t_1 = 1$ с $V_e = \frac{5\pi}{3} \cos 60^\circ = 2,62$ см/с. Вектор $\vec{V}_e$ пе-

реносной скорости точки M направлен параллельно линии движения электродвигателя (см. рис. 3.10).

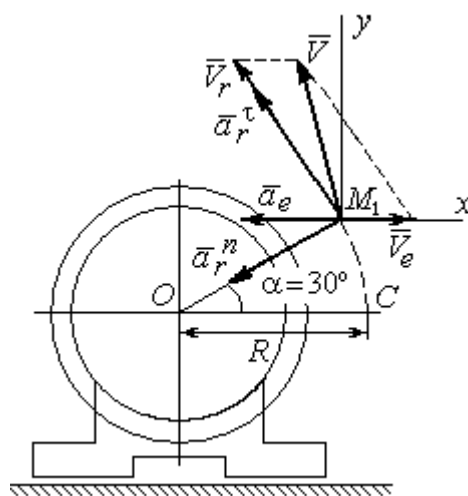


Рис. 3.10. Расчётная схема вычисления абсолютной скорости и абсолютного ускорения точки

Абсолютная скорость точки определяется на основании теоремы сложения скоростей при сложном движении: $\vec{V}_M = \vec{V}_e + \vec{V}_r$. Для того чтобы найти величину абсолютной скорости, выберем оси xM_1y , как показано на рис. 3.10, и спроецируем векторное равенство сложения скоростей на эти оси. Получим: $V_{Mx} = V_e - V_r \cos 60^\circ = -0,52$ см/с (проекция направлена в отрицательную сторону оси x), $V_{My} = V_r \cos 30^\circ = 5,44$ см/с. Модуль абсолютной скорости $V_M = \sqrt{V_{Mx}^2 + V_{My}^2} = 5,46$ см/с. Вектор абсолютной скорости направлен по диагонали параллелограмма, построенного на векторах $\vec{V}_e$ и $\vec{V}_r$.

При поступательном переносном движении точки $\omega_e = 0$ и потому $a_k = 0$. Относительное ускорение точки при движении по окружности раскладывается на две составляющие $\vec{a}_r = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n$, направленные вдоль стержня OM и перпендикулярно ему. Кроме того, при прямолинейном относительном движении $a_e^n = 0$. В результате, теорема о сложении ускорений принимает вид $\vec{a}_M = \vec{a}_r^\tau + \vec{a}_r^n + \vec{a}_e$, где модули векторов вычисляются по формулам $a_r^\tau = \dot{V}_r$, $a_r^n = \frac{V_r^2}{R}$, $a_e = a_e^\tau = \dot{V}_e = -\frac{5\pi^2}{9} \sin(\pi t/3)$ и в момент времени $t_1 = 1$ с равны $a_r^\tau = 6,28$ см/с², $a_r^n = 6,57$ см/с², $a_e = -4,75$ см/с². Направления векторов ускорений показаны на рис. 3.10. Для вычисления модуля абсолютного ускорения точки спроецируем векторное равенство сложения ускорений на оси выбранной ранее системы координат xM_1y . Получим:

$$a_{Mx} = -a_r^\tau \cos 60^\circ - a_r^n \cos 30^\circ - a_e = -4,08 \text{ см/с}^2;$$

$$a_{My} = a_r^\tau \cos 30^\circ - a_r^n \cos 60^\circ = 2,15 \text{ см/с}^2.$$

$$\text{Величина абсолютного ускорения } a_M = \sqrt{a_{Mx}^2 + a_{My}^2} = 4,61 \text{ см/с}^2.$$

4. ДИНАМИКА ТОЧКИ

4.1. Дифференциальные уравнения движения точки

Движение точки под действием системы сил $\vec{F}_1, \vec{F}_2, \dots, \vec{F}_K$ в прямоугольной декартовой системе координат $Oxyz$ описывается **дифференциальными уравнениями**: $m \frac{d^2x}{dt^2} = \sum F_{kx}, m \frac{d^2y}{dt^2} = \sum F_{ky}, m \frac{d^2z}{dt^2} = \sum F_{kz}$ или, обозначая вторые производные от координат по времени двумя точками, уравнениями: $m \ddot{x} = \sum F_{kx}, m \ddot{y} = \sum F_{ky}, m \ddot{z} = \sum F_{kz}$, где m – масса точки; x, y, z – текущие координаты точки; $\ddot{x}, \ddot{y}, \ddot{z}$ – проекции вектора ускорения точки на оси координат; $\sum F_{kx}, \sum F_{ky}, \sum F_{kz}$ – алгебраические суммы проекций сил на оси координат.

Интегрирование дифференциальных уравнений производится в зависимости от их вида методами, известными из курса математики.

4.2. Задание Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки

Две материальные точки движутся в вертикальной плоскости xOy . Точка 1 массой m_1 , получив в начальном положении A скорость V_{01} , движется вдоль гладкой оси AS , наклоненной под углом β к горизонту. Во время движения на точку 1 действуют сила тяжести и постоянная сила $\vec{F}_1$, направленная вдоль оси AS . Направление вектора проекции силы на ось $\vec{F}_{1S}$ показано на схеме.

Одновременно с точкой 1 начинает движение точка 2 массой m_2 из положения B на оси y . На точку 2 действуют сила тяжести и постоянная сила $\vec{F}_2$. Направление вектора силы $\vec{F}_2$ определяется его разложением по единичным векторам $\vec{i}, \vec{j}$ координатных осей x, y .

Определить величину и направление (угол α) начальной скорости V_{02} точки 2, чтобы в момент времени t_1 точки 1 и 2 встретились на оси AS в точке C . Момент времени t_1 задаётся в условиях задачи или определяется по дополнительным условиям встречи.

Варианты заданий представлены на рис. 4.1, 4.2. Исходные данные приведены в табл. 4.1.

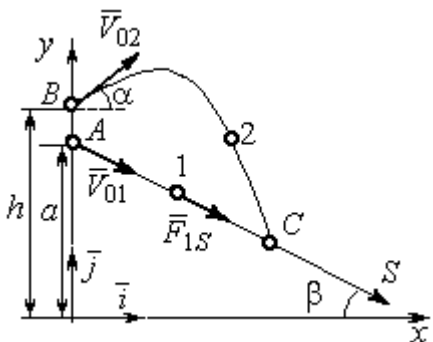
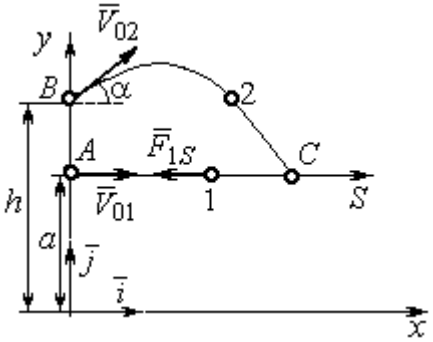
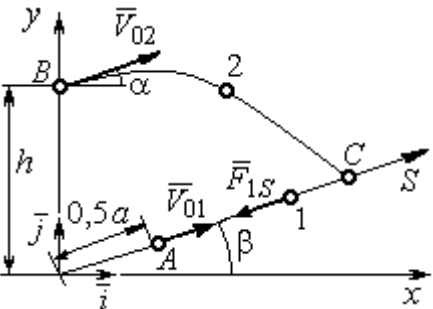
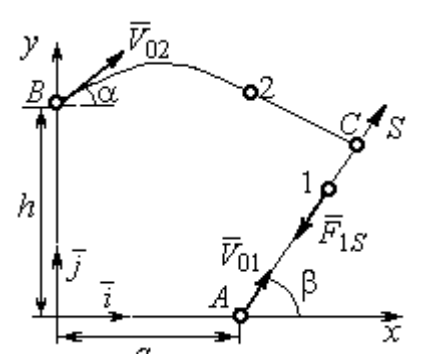
Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
 Встреча в точке C в момент, когда скорость точки 1 увеличилась в 1,5 раза относительно начальной	 Встреча в точке C в момент, когда точка 1 максимально удалилась от места старта
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
 Встреча в точке C в момент, когда скорость точки 1 уменьшилась в 2 раза относительно начальной	 Встреча в точке C в момент времени $t_1 = 0,5$ с

Рис. 4.1. Задание Д1. Интегрирование уравнений движения точки.
Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

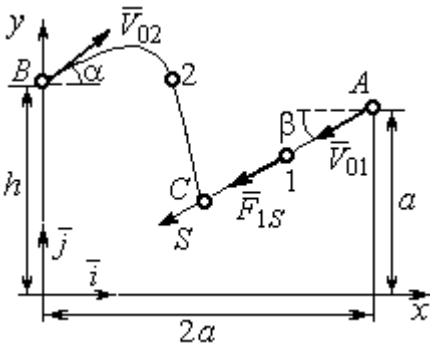
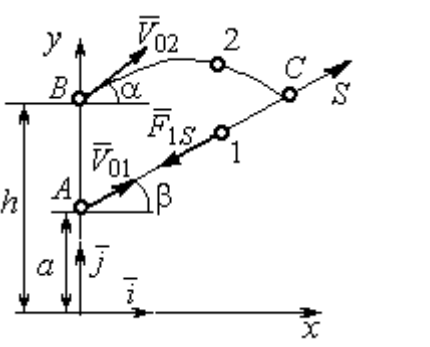
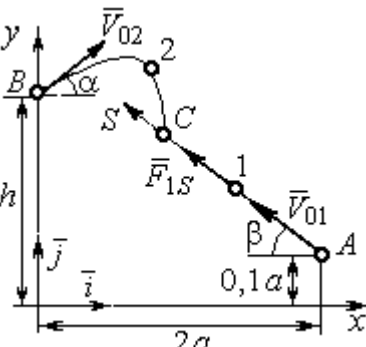
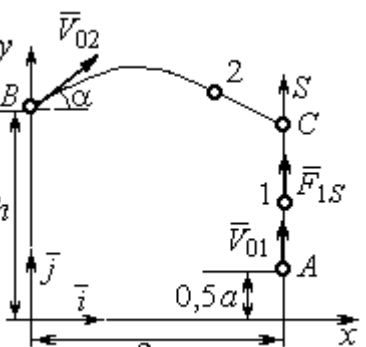
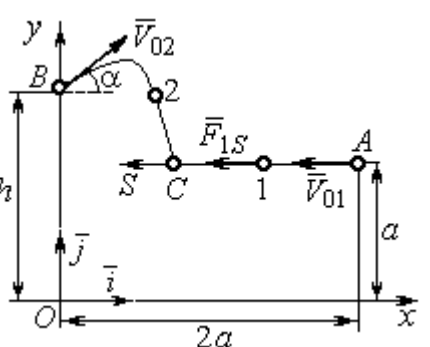
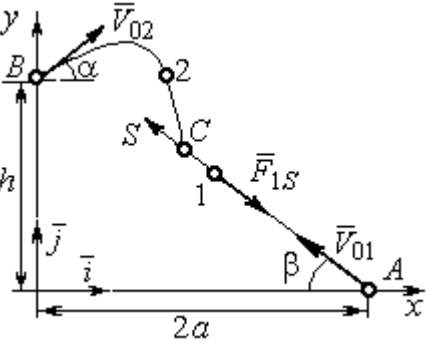
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26
 Встреча в точке C в момент, когда скорость точки 1 увеличилась в 1,5 раза относительно начальной	 Встреча в точке C, когда точка 1 максимально удалилась от места старта
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
 Встреча в точке C в момент времени $t_1 = 0,4$ с	 Встреча в точке C в момент максимального подъёма точки 1
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30
 Встреча в точке C в момент времени $t_1 = 0,6$ с	 Встреча в точке C в момент, когда точка 1 достигла максимальной высоты подъёма

Рис. 4.2. Задание Д1. Интегрирование уравнений движения точки.
Номера вариантов задания 5 – 10, 15 – 20, 25 – 30

Таблица 4.1

Исходные данные задания Д1. Интегрирование уравнений движения точки

Номер варианта задания	m_1 , кг	F_{1S} , Н	V_{01} , м/с	β , град	m_2 , кг	$\vec{F}_2$, Н	a , м	h , м
1	1	3	3	30	2	$7\vec{i}$	2	4
2	3	6	2	0	2	$4\vec{i} + 12\vec{j}$	1,5	1
3	2	5	4	35	1,5	$10\vec{i} + 4\vec{j}$	2	2,5
4	1	10	2	60	2	$4\vec{i} + 8\vec{j}$	2,2	2
5	1	3	3	30	2	$5\vec{i}$	3	4,5
6	0,8	6	6	50	3	$3\vec{i} + 12\vec{j}$	1,5	4
7	2	5	4,5	40	1	$10\vec{i} + 2\vec{j}$	3	2,5
8	1	2	3,5	90	2	$6\vec{i} + 8\vec{j}$	1,2	2
9	2	4	4	0	1	$3\vec{i} + 2\vec{j}$	2	2,5
10	1	3	3	55	1,5	$4\vec{i}$	1	1,5
11	0,5	2	3	60	2	$3\vec{i} + 8\vec{j}$	1,5	2,5
12	0,2	3	4	0	1	$5\vec{i} - 2\vec{j}$	1	2,5
13	1	2	6	50	1,5	$6\vec{i} - 4\vec{j}$	0,8	2
14	0,5	6	4	35	1	$3\vec{i} - 2\vec{j}$	2,5	2
15	0,2	3	3	50	2	$2\vec{i} - 2\vec{j}$	3	4
16	2	4	6	40	2	$3\vec{i} + 12\vec{j}$	1	1,5
17	1	6	5	60	1,5	$5\vec{i} + 4\vec{j}$	3	2,5
18	1	2	2	90	2	$4\vec{i} + 4\vec{j}$	2	2
19	1	3	2	2	2	$2\vec{i} + 10\vec{j}$	1	1,5
20	5	4	2	30	1	$3\vec{i} - 2\vec{j}$	1,5	1,5
21	0,2	4	4	45	1	$6\vec{i} - 2\vec{j}$	1	3
22	0,4	3	2	0	2	$4\vec{i} + 6\vec{j}$	1,5	2,5
23	1	3	8	60	2	$4\vec{i} + 2\vec{j}$	1,2	1,5
24	0,5	8	3	30	2	$6\vec{i} + 7\vec{j}$	2	1,5
25	2	4	4	60	1	$2\vec{i} - 2\vec{j}$	3,5	4
26	1	3	5	50	2	$4\vec{i} + 6\vec{j}$	0,5	1,5
27	1,5	3	6	30	2	$4\vec{i} + 4\vec{j}$	2	2,5
28	2	5	3	90	2	$6\vec{i} + 7\vec{j}$	2	1,5
29	2	4	4	0	1	$5\vec{i} - 2\vec{j}$	1,5	2
30	1	3	2,5	70	2	$4\vec{i} + 6\vec{j}$	1	1

Пример выполнения задания Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки

На рис. 4.3 представлена схема движения материальных точек в вертикальной плоскости xOy . Точка 1 массой $m_1 = 2$ кг, получив в начальном положении A скорость $V_{01} = 4$ м/с, движется вдоль гладкой оси AS с углом наклона $\beta = 30^\circ$. Во время движения на точку 1 действуют сила тяжести $\vec{P}_1$ и постоянная сила $\vec{F}_1$, проекция которой на ось AS равна $F_{1S} = 4,5$ Н. Направление вектора проекции силы $\vec{F}_{1S}$ на ось AS показано на рис. 4.3.

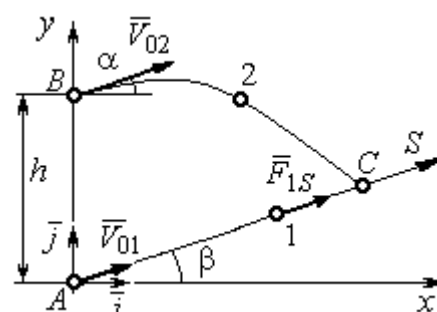


Рис. 4.3. Схема совместного движения точек

Одновременно с началом движения точки 1 из положения B на оси y высотой $h = 1$ м начинает движение точка 2 массой $m_2 = 1,2$ кг. На точку 2 действуют сила тяжести $\vec{P}_2$ и сила $\vec{F}_2$, направление которой определяется разложением по единичным векторам $\vec{i}$, $\vec{j}$ осей x , y декартовой системы координат: $\vec{F}_2 = 2,4\vec{i} + 4,5\vec{j}$, Н. Определить величину и направление (угол α) начальной скорости V_{02} точки 2, чтобы в момент времени t_1 , когда скорость точки 1 уменьшилась в 2 раза по сравнению с начальным значением, обе они встретились на оси AS в точке C .

Решение

Рассмотрим движение точки 1. В текущий момент времени на точку 1 действует сила тяжести $\vec{P}_1$, нормальная реакция $\vec{N}_1$ наклонной оси AS и сила $\vec{F}_1$, величина проекции которой на ось AS равна F_{1S} (рис. 4.4). Дифференциальное уравнение движения точки 1 $m_1\ddot{S} = F_{1S} - P_1\sin\beta$, или $m_1\frac{dV_{1S}}{dt} = 4,5 - m_1g\sin\beta$. С учетом исходных данных, полагая ускорение свободного падения $g = 9,81$ м/с², дифференциальное уравнение движения точки 1

приводится к виду: $\frac{dV_{1S}}{dt} = -2,66$. Разделим переменные, представив дифференциальное уравнение в виде $dV_{1S} = -2,66dt$. Проинтегрировав его, получим

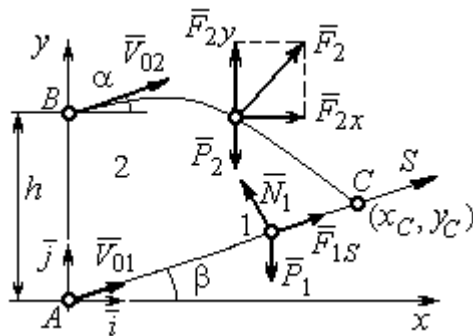


Рис. 4.4. Силы, действующие на точки 1 и 2, во время их движения

зависимость скорости точки 1 от времени:

$$V_{1S} = -2,66t + C_1.$$

Для того чтобы определить закон движения точки 1, представим скорость точки как производную от координаты

$$V_{1S} = \frac{dS}{dt}.$$

$$\text{Получим дифференциальное уравнение } \frac{dS}{dt} = -2,66t + C_1, \text{ проинтегрировав}$$

которое, найдём уравнение движения точки 1:

$$S = -1,33t^2 + C_1t + C_2.$$

Константы интегрирования C_1, C_2 находятся из начальных условий: при $t = 0, S = 0, \dot{S} = V_{1S} = V_{01} = 4$ м/с. Подставляя первое из условий в уравнение движения точки 1, получим $C_2 = 0$. Подставим начальное значение скорости в уравнение $\dot{S} = -2,66t + C_1$, выражающее зависимость скорости точки 1 от времени. Получим $C_1 = 4$. Таким образом, движение точки 1 вдоль оси AS описывается уравнением: $S = -1,33t^2 + 4t$.

По условию задачи встреча двух точек происходит в момент времени t_1 , когда скорость первой точки уменьшилась в 2 раза по сравнению с начальной:

$$V_{1S}(t_1) = \frac{V_{01}}{2} = 2 \text{ м/с.}$$

Подставляя это условие в уравнение, выражающее зависимость скорости точки 1 от времени, получим: $2 = -2,66t_1 + 4$, откуда найдём момент времени встречи $t_1 = 0,75$ с. Расстояние AC , пройденное точкой 1 до встречи, определяется как путь, пройденный этой точкой за время $t_1 = 0,75$ с, $AC = S(t_1) = -1,33 \cdot 0,75^2 + 4 \cdot 0,75 = 2,25$ м. Координаты точки встречи x_C, y_C определяются из равенств: $x_C = S(t_1)\cos 30^\circ = 1,95$ м; $y_C = S(t_1)\sin 30^\circ = 1,12$ м.

Рассмотрим движение точки 2. В текущий момент времени на нее действует сила тяжести $\vec{P}_2$ и сила $\vec{F}_2 = 2,4\vec{i} + 4,5\vec{j}$, проекции которой на оси координат $F_{2x} = 2,4$ Н, $F_{2y} = 4,5$ Н. Дифференциальные уравнения движения точки 2 в проекциях на оси координат x, y имеют вид:

$$m_2\ddot{x} = F_{2x} = 2,4, \quad m_2\ddot{y} = -P_2 + F_{2y} = -m_2g + 4,5,$$

или после подстановки исходных данных: $\ddot{x} = 2, \quad \ddot{y} = -6,06$.

Представим в первом уравнении проекцию ускорения точки 2 на ось x как производную от соответствующей проекции скорости $\ddot{x} = \frac{dV_{2x}}{dt}$. После разделения переменных получим дифференциальное уравнение $dV_{2x} = 2dt$. Проинтегрируем его и найдем зависимость горизонтальной составляющей скорости точки 2 от времени: $V_{2x} = 2t + C_3$. Заменим в этом уравнении проекцию скорости точки на ось x на производную от координаты $V_{2x} = \frac{dx}{dt}$. После интегрирования получим уравнение, описывающее движение точки 2 вдоль оси x , $x = t^2 + C_3t + C_4$. Для того чтобы найти постоянные C_3 и C_4 , воспользуемся граничными условиями движения точки 2 – известной начальной координатой движения точки и вычисленной координатой точки встречи, то есть при $t = 0$, $x = 0$, а при $t_1 = 0,75$ с $x(t_1) = x_C = 1,95$ м. Подставляя граничные условия в уравнение движения точки 2, получим $C_4 = 0$, $C_3 = 1,85$. Таким образом, уравнение движения точки 2 вдоль оси x : $x = t^2 + 1,85t$.

Закон движения точки 2 вдоль оси y находим путем интегрирования второго дифференциального уравнения. Его представим в виде: $\frac{dV_{2y}}{dt} = -6,06$. После разделения переменных и первого интегрирования получим зависимость проекции скорости точки 2 на ось y от времени: $V_{2y} = -6,06t + C_5$. Заменив проекцию скорости точки 2 на ось y производной от координаты $V_{2y} = \frac{dy}{dt}$, вто-

рично проинтегрируем. В результате движение точки 2 вдоль оси y описывается уравнением: $y = -3,03t^2 + C_5t + C_6$. Для определения констант C_5 и C_6 используем граничные условия: при $t = 0$ $y(0) = h = 1$ м, а при $t_1 = 0,75$ с $y(t_1) = y_C = 1,12$ м. Получим $C_6 = 1$, $C_5 = 2,43$. Таким образом, точка 2 движется вдоль оси y по закону: $y = -3,03t^2 + 2,43t + 1$.

Проекции скорости точки 2 на оси координат как функции времени имеют вид: $V_{2x}(t) = \dot{x} = 2t + 1,85$, $V_{2y}(t) = \dot{y} = -6,06t + 2,43$. Значения проекций при $t = 0$: $V_{02x} = V_{2x}(0) = 1,85$ м/с, $V_{02y} = V_{2y}(0) = 2,43$ м/с. Величина начальной скорости: $V_{02} = \sqrt{V_{02x}^2 + V_{02y}^2} = 3,05$ м/с.

Угол наклона вектора скорости в начальный момент определяется из равенства: $\operatorname{tg} \alpha = \frac{V_{02y}}{V_{02x}} = \frac{2,43}{1,85} = 1,31$. Откуда $\alpha = 52,64^\circ$.

4.3. Колебания материальной точки

Силы, возникающие при отклонении материальной точки от положения равновесия и направленные так, чтобы вернуть точку в это положение, называются **восстанавливающими**. Восстанавливающие силы, линейно зависящие от расстояния от точки до положения её равновесия, называются **линейными восстанавливающими силами**. Так, сила упругости пружины $F = c\Delta\ell$, где c – коэффициент жесткости (или просто жёсткость) пружины; $\Delta\ell$ – удлинение пружины, является линейной восстанавливающей силой.

Дифференциальное уравнение движения материальной точки массой m вдоль оси Ox под действием линейной восстанавливающей силы, представляет собой уравнение гармонических колебаний и имеет вид:

$$m\ddot{x} + cx = 0, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = 0,$$

где x – отклонение точки от положения равновесия, куда поместили начало

координат; ω – угловая частота колебаний, $\omega^2 = \frac{c}{m}$. Единица измерения угловой частоты – рад/с.

Решение дифференциального уравнения свободных колебаний представляется суммой $x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t$, где постоянные интегрирования C_1 и C_2 находятся из начальных условий. **Амплитуда свободных колебаний**

$A = \sqrt{C_1^2 + C_2^2}$. Промежуток времени, в течение которого точка совершает одно полное колебание, называется **периодом колебаний**: $T = \frac{2\pi}{\omega}$. Величина, об-

ратная периоду $\nu = \frac{1}{T}$ определяет число полных колебаний точки за 1 с и называется **частотой колебаний**. Частота колебаний измеряется в герцах (Гц). Частота, равная 1 Гц, соответствует одному полному колебанию в секунду. Угловая частота связана с частотой колебаний соотношением $\omega = 2\pi\nu$.

Если на материальную точку кроме восстанавливающей силы действует сила сопротивления движению, пропорциональная скорости точки, $\vec{R} = -\mu\vec{V}$, где μ – коэффициент сопротивления, то дифференциальное уравнение движения точки с сопротивлением относительно положения равновесия имеет вид

$m\ddot{x} + \mu\dot{x} + cx = 0$, или $\ddot{x} + 2n\dot{x} + \omega^2 x = 0$, где n – коэффициент затухания, $n = \frac{\mu}{2m}$;

ω – угловая частота собственных колебаний точки без учёта сопротивления, $\omega^2 = \frac{c}{m}$.

При $n < \omega$ движение точки представляет затухающие колебания. Общее решение дифференциального уравнения колебаний с сопротивлением $x = e^{-nt}(C_1 \cos \omega_1 t + C_2 \sin \omega_1 t) = Ae^{-nt} \sin(\omega_1 t + \alpha)$, где C_1 и C_2 – постоянные интегрирования; ω_1 – угловая частота затухающих колебаний, $\omega_1 = \sqrt{\omega^2 - n^2}$;

$A_1 = Ae^{-nt}$ – амплитуда затухающих колебаний, $A = \sqrt{C_1^2 + C_2^2}$; α – начальная фаза колебаний, $\operatorname{tg}\alpha = \frac{C_1}{C_2}$.

При $n > \omega$ движение точки аperiodическое, затухающее. Общее решение дифференциального уравнения движения точки с таким сопротивлением имеет вид $x = e^{-nt}(C_1 e^{\omega_2 t} + C_2 e^{-\omega_2 t})$, где $\omega_2 = \sqrt{n^2 - \omega^2}$.

При $n = \omega$ движение точки происходит согласно уравнению $x = e^{-nt}(C_1 t + C_2)$.

Если кроме восстанавливающей силы на материальную точку действует переменная возмущающая сила, колебания точки называются **вынужденными**.

При действии гармонической возмущающей силы $F = H \sin pt$, где H , p – амплитуда и угловая частота колебаний возмущающей силы, дифференциальное уравнение вынужденных колебаний материальной точки относительно положения равновесия и при отсутствии сил сопротивления имеет вид

$$m\ddot{x} + cx = H \sin pt, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = h \sin pt,$$

где ω – угловая частота собственных гармонических колебаний, $\omega^2 = \frac{c}{m}$; h –

относительная амплитуда возмущающей силы, $h = \frac{H}{m}$.

Общее решение неоднородного дифференциального уравнения вынужденных колебаний представляется как сумма общего решения однородного уравнения и частного решения неоднородного.

При отсутствии резонанса, когда частота собственных колебаний не совпадает с частотой возмущающей силы $p \neq \omega$, решение имеет вид:

$$x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t + \frac{h}{\omega^2 - p^2} \sin pt, \text{ а в случае резонанса, когда } p = \omega, - \text{ вид:}$$

$$x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t - \frac{ht}{2p} \cos pt. \text{ Значения произвольных постоянных } C_1 \text{ и } C_2$$

определяются из общего решения неоднородного уравнения с учетом начальных условий движения. Амплитуда собственных колебаний груза $A_{\text{соб}} = \sqrt{C_1^2 + C_2^2}$. Амплитуда вынужденных колебаний при отсутствии резонанса $A_{\text{вын}} = \frac{h}{\omega^2 - p^2}$. При резонансе амплитуда вынужденных колебаний растет как линейная функция времени $A_{\text{вын}} = \frac{ht}{2p}$.

Если возмущающее воздействие заключается в **принудительном гармоническом колебании точки подвеса пружины**, например, по закону $S = a \sin pt$, где a , p – амплитуда и угловая частота колебаний точки подвеса пружины, дифференциальное уравнение вынужденных колебаний материальной точки относительно положения равновесия при отсутствии сил сопротивления имеет вид $\ddot{x} + \omega^2 x = h \sin pt$, где ω – угловая частота собственных гармонических колебаний, $\omega^2 = \frac{c}{m}$; h – относительная амплитуда возмущающего колебания, $h = \frac{ca}{m}$. Общее решение неоднородного дифференциального уравнения вынужденных колебаний при принудительном гармоническом колебании точки подвеса пружины может быть получено аналогично случаю возмущения гармонической силой.

Система пружин заменяется одной с эквивалентной жесткостью. Так, колебания груза на двух параллельных пружинах с коэффициентами жесткости c_1 и c_2 (рис. 4.5, а) можно рассматривать как колебания груза на одной пружине эквивалент-

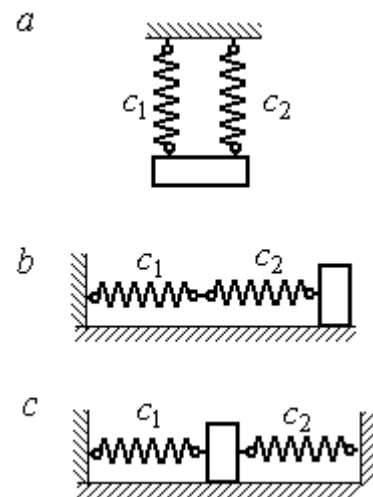


Рис. 4.5. Способы крепления груза на двух пружинах:

а – две параллельные пружины;
 б – последовательно соединённые пружины; в – крепление груза между пружинами

ной жесткости $c_{\text{экв}} = c_1 + c_2$, где $c_{\text{экв}}$ – коэффициент жесткости эквивалентной пружины. При последовательном соединении пружин (рис. 4.5, *b*) коэффициент жесткости эквивалентной пружины $c_{\text{экв}} = \frac{c_1 c_2}{c_1 + c_2}$. Если груз расположен между двумя пружинами (рис. 4.5, *c*), тогда $c_{\text{экв}} = c_1 + c_2$. Коэффициент жесткости эквивалентной пружины равен сумме коэффициентов жесткости пружин.

4.4. Задание Д2. Исследование колебаний точки

Задание Д2 на исследование колебаний точки включает две задачи.

Задача 1. Исследование гармонических колебаний точки.

Найти уравнение движения груза массой m_1 (или одновременно двух грузов массой m_1 и m_2) на пружине жесткостью c_1 (или на двух пружинах жесткостью c_1 и c_2). Расположение грузов на пружине и описание условий, при которых начались колебания, приведено на схемах. Определить амплитуду и частоту колебаний.

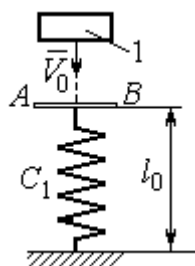
Задача 2. Исследование вынужденных колебаний точки.

Груз движется на пружинах, расположенных вертикально или горизонтально. При движении груза по горизонтальной поверхности трение не учитывается. Жёсткость пружин c_1 и c_2 . Направление возмущающего усилия $F = F(t)$, приложенного к грузу, или возмущающего движения точки крепления пружин $S = S(t)$, а также описание условий начала колебаний приведено на схемах. В задачах, где на схемах присутствует амортизатор, создающий сопротивление движению груза, сила сопротивления пропорциональна скорости движения груза и находится по формуле: $\vec{R} = -\mu \vec{V}$ Н, где μ – коэффициент сопротивления; V – скорость груза. Определить уравнение колебаний груза, амплитуды собственных и вынужденных колебаний.

Варианты заданий даны на рис. 4.6 – 4.9. Исходные данные в табл. 4.2.

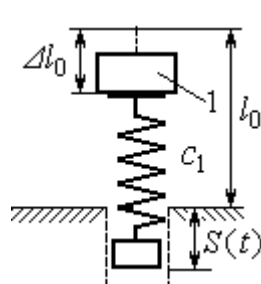
Варианты № 1, 11, 21

Задача 1



Невесомая пластина AB укреплена на нерастянутой пружине. Груз 1, получив начальную скорость V_0 , падает вертикально вниз. Через 1 с после начала падения груз достигает пластины и продолжает движение вместе с ней

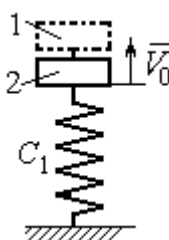
Задача 2



К верхнему концу пружины, сжатой на величину Δl_0 , прикрепляют груз 1 и отпускают без начальной скорости. Одновременно нижний конец пружины начинает двигаться по закону $S = S(t)$

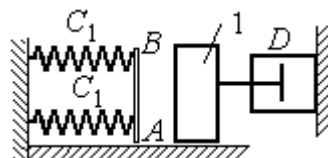
Варианты № 2, 12, 22

Задача 1



В положении статического равновесия двух грузов (1 и 2), установленных на пружине, груз 1 убрали, а грузу 2 сообщили скорость V_0 , направленную вверх

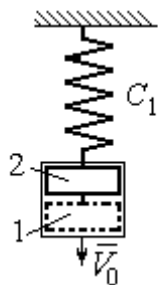
Задача 2



Груз 1 движется по гладкой горизонтальной поверхности с начальной скоростью V_0 . Через 1 с груз упирается в площадку AB , укрепленную на недеформированных пружинах, соединённых параллельно, и продолжает движение вместе с ней. Во время движения (до упора в площадку AB и вместе с ней) груз испытывает сопротивление, создаваемое демпфером D

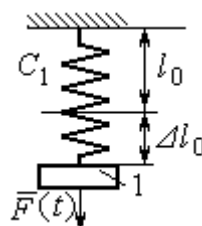
Варианты № 3, 13, 23

Задача 1



В положении статического равновесия груза 2, укрепленного на пружине, к нему присоединили груз 1 и оба груза толкнули вниз со скоростью V_0

Задача 2



Недеформированную пружину оттянули вниз на расстояние Δl_0 , подцепили груз 1 и отпустили без начальной скорости. Одновременно на груз стала действовать возмущающая сила $\bar{F}(t)$

Рис. 4.6. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 1 – 3, 11 – 13, 21 – 23

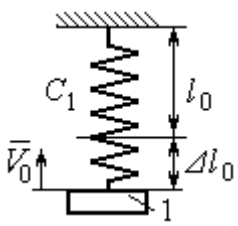
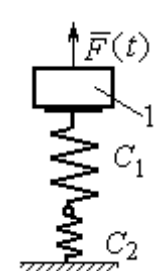
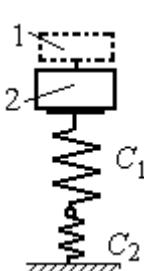
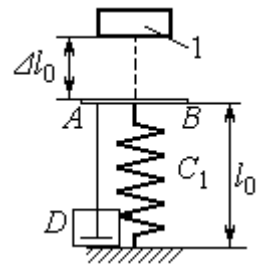
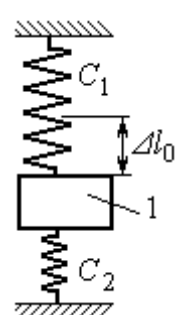
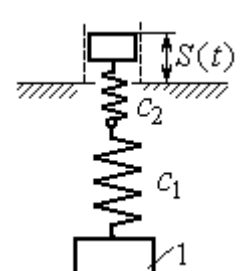
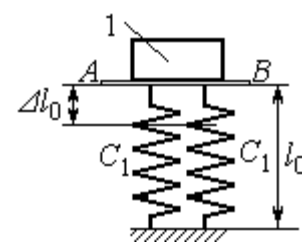
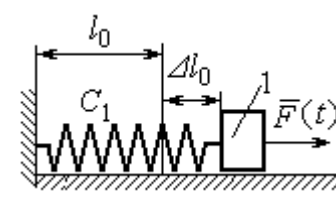
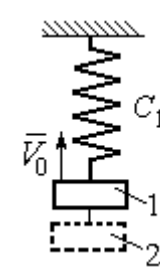
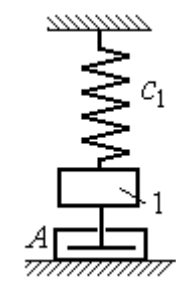
Варианты № 4, 14, 24	
Задача 1  К недеформированной пружине подцепили груз 1, оттянули его вниз на расстояние Δl_0 и сообщили скорость V_0, направленную вверх	Задача 2  Грузу 1, укрепленному на двух последовательно соединённых пружинах в положении статического равновесия, сообщили начальную скорость V_0, направленную вниз. Одновременно на груз стала действовать возмущающая сила $\vec{F}(t)$
Варианты № 5, 15, 25	
Задача 1  В положении статического равновесия грузов 1 и 2, укрепленных на двух вертикальных последовательно соединённых пружинах, убрали груз 1, а груз 2 отпустили без начальной скорости	Задача 2  Груз 1 падает с высоты Δl_0 на площадку AB, установленную на недеформированной пружине, и продолжает движение вместе с ней. Демпфер D создаёт сопротивление движению груза на пружине
Варианты № 6, 16, 26	
Задача 1  Груз 1 поместили между двумя недеформированными пружинами, затем оттянули вниз на расстояние Δl_0 и отпустили без начальной скорости	Задача 2  К недеформированным пружинам, соединённым последовательно, подцепили груз 1 и толкнули его вниз со скоростью V_0. Одновременно верхний конец пружины начинает двигаться по закону $S = S(t)$

Рис. 4.7. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 4 – 6, 14 – 16, 24 – 26

Варианты № 7, 17, 27

Задача 1	Задача 2
 К недеформированным пружинам приложили груз 1, переместили его вниз на величину Δl_0 и сообщили скорость V_0, направленную вниз	 К нерастянутой пружине, расположенной на горизонтальной гладкой поверхности, подцепили груз 1, оттянули его на расстояние Δl_0 и отпустили. Одновременно на груз стала действовать горизонтальная возмущающая сила $\bar{F}(t)$

Варианты № 8, 18, 28

Задача 1	Задача 2
 Грузы 1 и 2 находятся на пружине в положении статического равновесия. Груз 2 удаляют, а грузу 1 сообщают скорость V_0, направленную вверх	 В положении статического равновесия груза 1 ему сообщили скорость V_0, направленную вниз. Демпфер A создаёт сопротивление движению груза

Варианты № 9, 19, 29

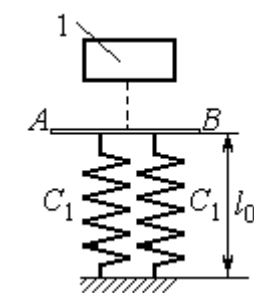
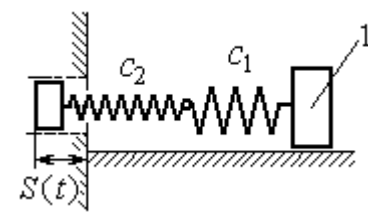
Задача 1	Задача 2
 Груз 1 без начальной скорости падает вниз. Пройдя путь 1 м, груз достигает невесомой пластины AB, укрепленной на недеформированных, параллельно соединённых пружинах, и дальше движется вместе с ней	 К двум горизонтальным пружинам, соединённым последовательно, в положении их нерастянутого состояния прицепили груз 1 и сообщили ему горизонтальную скорость V_0, направленную в сторону сжатия пружин. Одновременно левый конец пружинной системы начинает двигаться по закону $S = S(t)$

Рис. 4.8. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 7 – 9, 17 – 19, 27 – 29

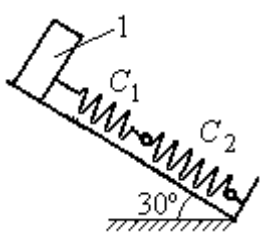
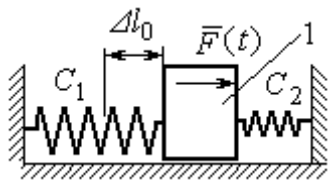
Варианты № 10, 20, 30	
Задача 1  В положении статического равновесия груза 1, укрепленного на двух последовательно соединенных пружинах, сообщили скорость V_0, направленную вниз по наклонной плоскости	Задача 2  Между двумя горизонтальными недеформированными пружинами на гладкую поверхность поместили груз 1, оттянули его влево на расстояние Δl_0 и отпустили без начальной скорости. Одновременно на груз стала действовать возмущающая сила $\vec{F}(t)$

Рис. 4.9. Задание Д2. Исследование колебаний точки.
Варианты задания 10, 20, 30

Таблица 4.2

Исходные данные задания Д2. Исследование колебаний точки

Номер варианта задания	Номер задачи	m_1 , кг	m_2 , кг	V_0 , м/с	c_1 , Н/м	c_2 , Н/м	Δl_0 , м	μ , Н·с/м	$F(t)$, Н	$S(t)$, м
1	1	2,5	—	2,0	200	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	—	210	—	0,1	—	—	$0,02\sin 12t$
2	1	1,5	2,0	4	250	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	4	220	—	—	1,0	—	—
3	1	2,0	1,5	3	250	—	—	—	—	—
	2	1,2	—	—	200	—	0,14	—	$12\sin 5t$	—
4	1	2,0	—	3	180	—	0,1	—	—	—
	2	1,5	—	2	150	120	—	—	$8\sin 12t$	—
5	1	1,0	2,0	—	120	100	—	—	—	—
	2	1,0	—	—	50	—	0,5	18	—	—
6	1	1,2	—	—	120	180	0,12	—	—	—
	2	1,4	—	2,4	120	180	—	—	—	$0,03\sin 14t$
7	1	1,6	—	3,2	140	—	0,15	—	—	—
	2	1,5	—	—	120	—	0,12	—	$12\sin 6t$	—
8	1	1,0	2,0	3,0	150	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	3,5	120	—	—	15	—	—

Продолжение табл. 4.2

Номер варианта задания	Номер задачи	m_1 , кг	m_2 , кг	V_0 , м/с	c_1 , Н/м	c_2 , Н/м	$\Delta\ell_0$, м	μ , Н·с/м	$F(t)$, Н	$S(t)$, м
9	1	1,5	—	—	100	—	—	—	—	—
	2	1,4	—	2,0	100	110	—	—	—	$0,015\sin 8t$
10	1	2,5	—	2,5	110	100	—	—	—	—
	2	2,0	—	—	110	52	0,08	—	$5\sin 9t$	—
11	1	2,0	—	4,0	300	—	—	—	—	—
	2	1,0	—	—	200	—	0,12	—	—	$0,01\sin 4t$
12	1	1,8	2,4	4	220	—	—	—	—	—
	2	1,0	—	5	240	—	—	0,6	—	—
13	1	1,5	1,5	2	200	—	—	—	—	—
	2	1,8	—	—	180	—	0,08	—	$10\sin 10t$	—
14	1	2,0	—	2	200	—	0,12	—	—	—
	2	2,0	—	2	150	120	—	—	$10\sin 8t$	—
15	1	1,5	2,0	—	120	250	—	—	—	—
	2	1,5	—	—	120	—	0,4	4	—	—
16	1	2,0	—	—	150	75	0,1	—	—	—
	2	2,0	—	2,5	150	75	—	—	—	$0,01\sin 5t$
17	1	1,5	—	2,1	160	—	0,11	—	—	—
	2	1,8	—	—	150	—	0,1	—	$8\sin 12t$	—
18	1	2,0	1,0	2,5	80	—	—	—	—	—
	2	1,5	—	2,5	50	—	—	21	—	—
19	1	1,6	—	—	120	—	—	—	—	—
	2	1,2	—	2,0	85	120	—	—	—	$0,015\sin 7t$
20	1	2,0	—	2,0	90	100	—	—	—	—
	2	2,5	—	—	100	90	0,12	—	$6\sin 10t$	—
21	1	2,0	—	1,6	220	—	—	—	—	—
	2	2,5	—	—	250	—	0,14	—	—	$0,01\sin 10t$
22	1	2,2	1,5	3	180	—	—	—	—	—
	2	1,5	—	4	280	—	—	0,8	—	—
23	1	2,2	1,2	2	220	—	—	—	—	—
	2	1,6	—	—	200	—	0,12	—	$5\sin 7t$	—

Номер варианта задания	Номер задачи	m_1 , кг	m_2 , кг	V_0 , м/с	c_1 , Н/м	c_2 , Н/м	$\Delta\ell_0$, м	μ , Н·с/м	$F(t)$, Н	$S(t)$, м
24	1	1,6	—	2,4	160	—	0,13	—	—	—
	2	1,0	—	3	150	300	—	—	$6\sin 10t$	—
25	1	0,8	1,2	—	120	80	—	—	—	—
	2	0,8	—	—	180	—	0,4	12	—	—
26	1	1,4	—	—	100	120	0,15	—	—	—
	2	1,8	—	2,2	150	120	—	—	—	$0,015\sin 8t$
27	1	2	—	4,0	150	—	0,12	—	—	—
	2	2	—	—	162	—	0,13	—	$5\sin 9t$	—
28	1	1,5	2,0	2,0	140	—	—	—	—	—
	2	1,5	—	3,1	180	—	—	12	—	—
29	1	1,0	—	—	140	—	—	—	—	—
	2	2,0	—	2,4	75	150	—	—	—	$0,08\sin 5t$
30	1	1,6	—	3	75	150	—	—	—	—
	2	1,5	—	3	80	70	0,15	—	$8\sin 10t$	—

Пример выполнения задания Д2. Исследование колебаний точки

Задача 1. Груз 1 весом $P = 20$ Н, лежащий на гладкой наклонной плоскости, прикреплен к недеформированной пружине, расположенной параллельно плоскости (рис. 4.10). Угол наклона плоскости к горизонту 30° , коэффициент жесткости пружины $c = 400$ Н/м. В начальный момент груз переместили вверх по наклонной плоскости (сжали пружину) на расстояние $\Delta\ell_0 = 0,1$ м относительно нерастянутой пружины и отпустили без начальной скорости.

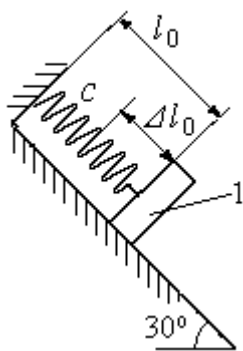


Рис. 4.10. Схема крепления груза и условия начала колебаний

Определить уравнение колебаний груза 1, а также частоту и амплитуду колебаний.

Решение

Расчетная схема колебаний груза 1 показана на рис. 4.11. Направим ось Ox , вдоль которой происходят колебания груза, вниз вдоль наклонной плоскости. Начало отсчёта координаты x выберем в положении статического равновесия груза (см. рис. 4.11). В произвольном положении груза, обозначенном координатой x , к нему приложены три силы: сила тяжести $\vec{P}$, реакция опоры наклонной плоскости $\vec{N}$ и сила упругости пружины $\vec{F}_{\text{упр}}$. Проекция силы упругости пружины на ось Ox : $F_{\text{упр},x} = -c\Delta\ell$, где $\Delta\ell$ – удлинение пружины относительно её нерастянутого положения, включающее её растяжение x относительно выбранного начала координат и растяжение $\lambda_{\text{ст}}$ при статическом равновесии груза на наклонной плоскости.

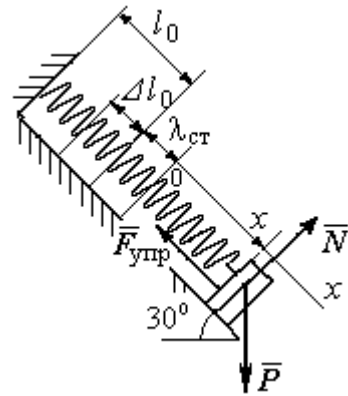


Рис. 4.11. Расчётная схема колебаний груза

С учетом выражения силы упругости получим дифференциальное уравнение движения груза в проекции на ось Ox :

$$m\ddot{x} = P\sin 30^\circ - c(x + \lambda_{\text{ст}}).$$

В положении статического равновесия сила упругости уравнивается силой, равной проекции силы тяжести на ось x : $P\sin 30^\circ - c\lambda_{\text{ст}} = 0$. Подставляя это выражение условия статического равновесия груза в уравнение движения, получим дифференциальное уравнение колебаний груза:

$$m\ddot{x} = -cx, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = 0,$$

где ω – угловая частота колебаний; $\omega = \sqrt{\frac{c}{m}} = 14,01 \text{ рад/с}$.

Общее решение уравнения колебаний $x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t$.

Для определения произвольных постоянных C_1 и C_2 вычислим координату x_0 начального положения груза на оси Ox .

Растяжение пружины в положении статического равновесия

$\lambda_{\text{ст}} = \frac{P \sin 30^\circ}{c} = 0,025 \text{ м}$. Координата начального положения груза определяется

величиной сжатия пружины и, поскольку начало отсчёта координаты x выбрано в положении статического равновесия груза, равна (со знаком!):
 $x_0 = -(\Delta \ell_0 + \lambda_{\text{ст}}) = -0,125 \text{ м}$ (см. рис. 4.11).

Подставляя значение координаты начального положения груза в общее решение уравнения колебаний при $t = 0$, получим $C_1 = -0,125 \text{ м}$. Для определения второй константы вычислим скорость груза в произвольный момент времени: $\dot{x} = -C_1 \omega \sin \omega t + C_2 \omega \cos \omega t$. Подставим сюда начальное значение скорости груза при $t = 0$ $\dot{x} = V_0 = 0$, получим $C_2 = 0$. Окончательно уравнение движения груза 1 относительно положения статического растяжения пружины:

$$x(t) = -0,125 \cos 14,01 t \text{ м}.$$

Амплитуда колебаний груза $A = 0,125 \text{ м}$.

Задача 2. Груз 1 весом $P = 20 \text{ Н}$ подвешен на недеформированной вертикальной пружине (рис. 4.12). Жесткость пружины $c = 800 \text{ Н/м}$. В начальный

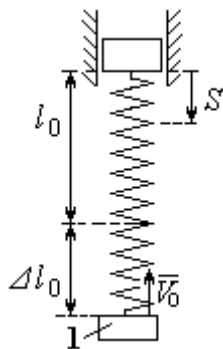


Рис. 4.12. Схема крепления груза и условия начала колебаний

момент груз был оттянут вниз в положение, при котором пружина растянулась на расстояние $\Delta \ell_0 = 0,1 \text{ м}$, и в этом положении ему сообщена начальная скорость $V_0 = 2 \text{ м/с}$, направленная вверх.

Одновременно с началом движения груза верхний конец пружины стал совершать гармонические колебания по закону

$$S = a \sin 10 t, \text{ где } a = 0,02 \text{ м}.$$

Определить уравнение колебаний груза 1, а также частоту и амплитуду собственных колебаний.

Решение

Расчетная схема колебаний груза 1 показана на рис. 4.13. Направим ось Ox , вдоль которой происходят колебания груза, вертикально вниз. Начало отсчёта координаты x выберем в положении статического равновесия груза (см. рис. 4.13, c, d). В произвольном положении груза, обозначенном координатой x , к нему приложены две силы: сила тяжести $\vec{P}$ и сила упругости пружины $\vec{F}_{\text{упр}}$.

Проекция силы упругости пружины на ось Ox

$$F_{\text{упр}x} = -c\Delta\ell = -c(x + \lambda_{\text{ст}} - S),$$

где $\Delta\ell$ – удлинение пружины, включающее её растяжение x относительно начала координат, растяжение $\lambda_{\text{ст}}$ при статическом равновесии груза и уменьшение растяжения при смещении верхнего конца, $\Delta\ell = (x + \lambda_{\text{ст}} - S)$.

С учетом выражения силы упругости получим дифференциальное уравнение движения груза в проекции на ось Ox :

$$m\ddot{x} = P - c(x + \lambda_{\text{ст}} - S).$$

В положении статического равновесия выполняется условие равенства сил: $P - c\lambda_{\text{ст}} = 0$.

После подстановки его в уравнение движения груза получаем дифференциальное уравнение вынужденных колебаний:

$$m\ddot{x} = -cx + cS, \text{ или } \ddot{x} + \omega^2 x = h \sin pt,$$

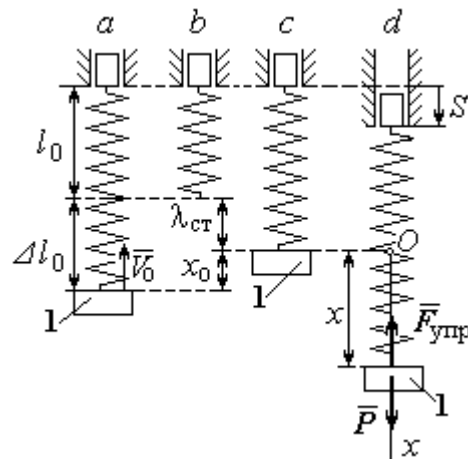


Рис. 4.13. Расчётная схема вынужденных колебаний груза:
 a – положение груза на начало колебаний;
 b – недеформированная пружина; c – статическое растяжение пружины под действием веса груза; d – положение груза в произвольный момент времени и перемещение точки подвеса пружины

где ω – угловая частота собственных колебаний, $\omega = \sqrt{\frac{c}{m}}$, $\omega = 19,81$ рад/с;

h – относительная амплитуда вынужденных колебаний, $h = \frac{ca}{m} = 7,85$ м/с²;

p – угловая частота вынужденных колебаний, $p = 10$ рад/с.

При отсутствии резонанса (здесь $\omega \neq p$) общее решение уравнения вынужденных колебаний имеет вид $x = C_1 \cos \omega t + C_2 \sin \omega t + \frac{h}{\omega^2 - p^2} \sin pt$.

Для определения произвольных постоянных C_1 и C_2 вычислим координату x_0 начального положения груза на оси Ox . Координата начального положения груза (см. рис. 4.13, *b*) $x_0 = \Delta \ell_0 - \lambda_{\text{ст}}$. Растяжение пружины в положении статического равновесия $\lambda_{\text{ст}} = \frac{P}{c} = 0,02$ м, тогда $x_0 = 0,08$ м. Подставляя значение координаты начального положения груза в общее решение уравнения вынужденных колебаний при $t = 0$, получим: $C_1 = x_0 = 0,08$ м.

Для определения второй константы вычислим скорость груза в произвольный момент времени: $\dot{x} = -C_1 \omega \sin \omega t + C_2 \omega \cos \omega t + \frac{hp}{\omega^2 - p^2} \cos pt$. Проекция скорости груза в начальный момент на ось Ox $V_{0x} = -V_0$. Подставив начальное значение скорости груза при $t = 0$ $\dot{x} = V_{0x} = -V_0$, получим:

$C_2 = -\frac{V_0}{\omega} - \frac{hp}{\omega(\omega^2 - p^2)} = -0,11$ м. Окончательно уравнение движения груза относительно положения статического равновесия, м.

$$x(t) = 0,08 \cos 19,82t - 0,11 \sin 19,82t - 0,03 \sin 10t.$$

Амплитуда вынужденных колебаний $A_{\text{вын}} = \frac{h}{\omega^2 - p^2} = 0,03$ м. Амплиту-

да собственных колебаний груза $A_{\text{соб}} = \sqrt{C_1^2 + C_2^2} = 0,14$ м.

4.5. Теорема об изменении кинетической энергии точки

Работой $A(\vec{F})$ силы $\vec{F}$, постоянной по модулю и направлению, на конечном прямолинейном перемещении S_1 точки приложения силы называется величина $A(\vec{F}) = FS_1 \cos \alpha$. Если угол α острый, работа силы положительна. Если угол α тупой, – отрицательна. При $\alpha = 90^\circ$ сила перпендикулярна перемещению точки и работа силы равна нулю.

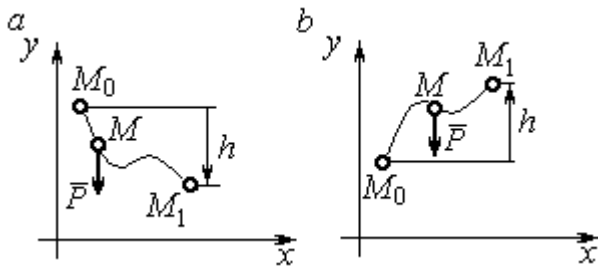


Рис. 4.14. Схема для вычисления работы силы тяжести:
a – перемещение точки сверху вниз;
b – перемещение точки снизу вверх

Работа силы тяжести материальной точки (вертикальной силы) при перемещении точки из положения M_0 в положение M_1 равна произведению модуля силы тяжести на вертикальное перемещение точки

$$A_{(M_0 M_1)} = \pm Ph, \text{ где } P \text{ – величина си-}$$

лы тяжести точки; h – величина вертикального перемещения точки (рис. 4.14). Работа силы тяжести положительная, если начальная точка движения выше конечной, и отрицательная, – если ниже.

Работа силы упругости пружины на прямолинейном перемещении вдоль линии действия силы из положения недеформированной пружины на расстояние h определяется формулой $A(F_{\text{упр}}) = -\frac{ch^2}{2}$, где c – коэффициент жесткости (или просто жёсткость) пружины.

Кинетической энергией материальной точки называется скалярная величина $T = \frac{1}{2}mV^2$, где m – масса точки; V – её скорость. **Теорема об изменении кинетической энергии точки** заключается в том, что изменение кинетической энергии точки за конечный промежуток времени равно алгебраической сумме работ всех действующих на неё сил: $\frac{mV_1^2}{2} - \frac{mV_0^2}{2} = \sum A_{(M_0 M_1)}$, где V_0 ,

V_1 – скорость точки в начальном положении M_0 и в положении M_1 ;
 $\sum A_{(M_0 M_1)}$ – сумма работ всех сил, действующих на точку, при её перемещении из положения M_0 в положение M_1 .

При несвободном движении точки сумма работ сил включает работу реакций связи. Если движение происходит без трения по неподвижной гладкой поверхности, то реакция связи направлена по нормали к поверхности и её работа при любом перемещении точки равна нулю.

Для определения реакций связи при несвободном движении точки используются уравнения движения точки в проекциях на оси естественной системы координат – касательную и нормальную: $m \frac{dV}{dt} = \sum F_\tau$, $m \frac{V^2}{\rho} = \sum F_n$, где $\sum F_\tau$, $\sum F_n$ – суммы проекций сил на касательную и нормальную оси естественной системы координат; ρ – радиус кривизны траектории точки.

4.6. Задание Д3. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Тонкий стержень с надетым на него шариком массой m расположен в вертикальной плоскости и состоит из дуг окружностей радиусами r и $R = 2r$, соединённых прямолинейным отрезком EK , сопряжённым с дугами окружностей в точках E и K . В этих точках шарик переходит с одного участка стержня на другой, не изменяя величины и направления скорости. Длина отрезка $EK = a$.

В точке A , положение которой на дуге окружности определяется углом α , шарiku сообщают начальную скорость V_0 . По дугам окружностей шарик скользит без трения, а при движении по прямолинейному отрезку EK на него действует постоянная сила трения с коэффициентом трения f . На участках с вертикальным отрезком EK считать, что шарик прижимается к стержню силой, равной половине веса шарика.

Достигнув на дуге окружности точки D , шарик упирается в недеформированную пружину жёсткостью s и, продолжая движение по сопряженной прямой, сжимает её. Положение точки D определяется углом φ .

Определить величину максимального сжатия пружины, если шарик проходит наивысшее положение траектории – точку B со скоростью $V_B = kV_0$. При найденном значении начальной скорости рассчитать давление шарика на стержень в точке C , положение которой на дуге определяется углом β .

Варианты заданий приведены на рис. 4.15, 4.16. Исходные данные задания в табл. 4.3.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22	Варианты № 3, 13, 23
Варианты № 4, 14, 24	Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Рис. 4.15. Задание ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии.

Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

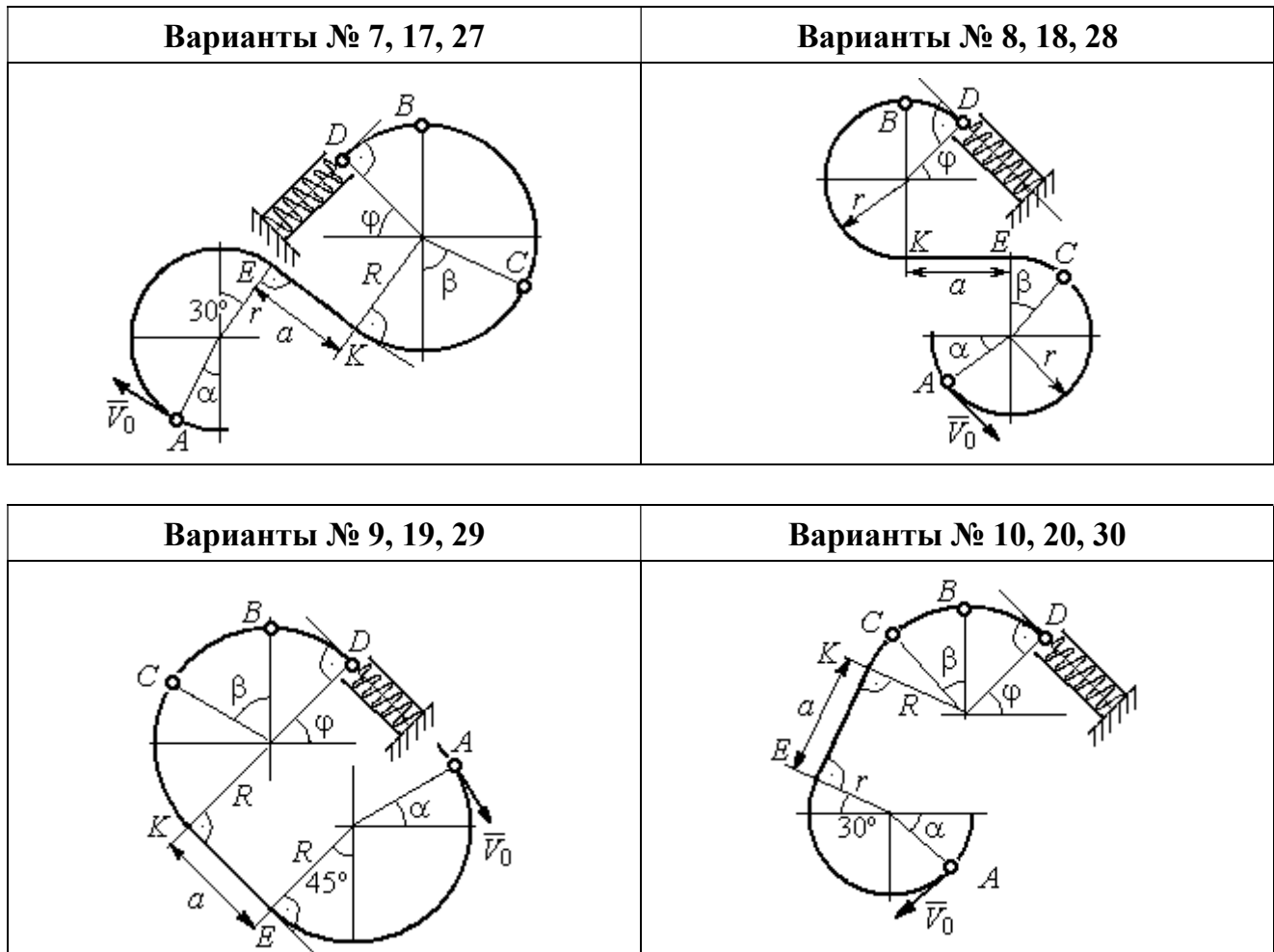


Рис. 4.16. Задание ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии.

Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 4.3

Исходные данные задания ДЗ. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
m , кг	0,8	0,5	0,6	0,4	1,0	0,6	0,9	0,5	0,3	0,4	0,8	0,6	0,5	0,3	1,0
α , град	30	45	0	30	30	0	0	45	30	0	60	30	30	45	60
β , град	60	30	60	0	60	30	60	60	30	45	30	60	60	30	30
φ , град	0	60	30	0	0	30	45	0	30	45	30	30	0	30	45
r , м	0,4	0,4	0,5	0,3	0,6	0,5	0,3	0,6	0,4	0,5	0,3	0,5	0,4	0,5	0,8
a , м	0,5	0,6	0,9	1,4	0,8	1,2	0,5	0,5	1,4	0,5	0,8	0,5	0,8	0,6	0,6
f	0,4	0,3	0,4	0,3	0,4	0,3	0,5	0,3	0,4	0,3	0,4	0,5	0,3	0,4	0,3
k	0,3	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,3	0,4
c , Н/м	100	80	90	80	120	100	90	80	60	80	90	60	80	60	110

Номер варианта задания	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
m , кг	0,6	0,5	0,6	0,4	0,8	0,5	0,4	1,0	0,6	0,5	0,4	0,8	0,4	0,6	0,8
α , град	60	30	0	45	60	90	90	60	60	90	30	60	60	45	90
β , град	60	30	45	90	60	45	90	60	60	30	30	60	60	0	60
φ , град	45	60	60	60	30	90	0	90	45	60	60	90	30	60	0
r , м	0,6	0,4	0,8	0,5	0,6	0,6	0,6	0,4	0,6	0,8	0,4	0,4	0,8	0,6	0,4
a , м	0,4	1,2	0,9	1,2	1,2	0,9	0,6	1,5	1,4	0,8	1,2	0,9	0,6	0,8	0,5
f	0,3	0,4	0,4	0,5	0,3	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,3	0,4
k	0,4	0,3	0,3	0,4	0,3	0,4	0,4	0,3	0,4	0,3	0,3	0,4	0,4	0,3	0,3
c , Н/м	80	60	90	60	100	90	80	110	80	60	60	80	60	80	100

Пример выполнения задания Д3. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Тонкий стержень, расположенный в вертикальной плоскости, состоит из двух дуг окружностей, сопряженных в точках E и K с прямолинейным отрезком EK длиной $a = 0,6$ м (рис. 4.17). Радиусы окружностей $R = 1$ м и $r = 0,5$ м.

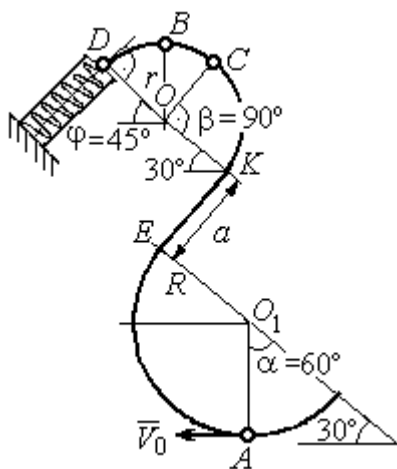


Рис. 4.17. Схема движения шарика

Диаметры дуг окружностей, проведённые в точках E и K , составляют с горизонтом угол 30° . На стержень надет шарик массой $m = 0,5$ кг. В точке A , положение которой на дуге радиуса R определяется углом $\alpha = 60^\circ$ (см. рис. 4.17), шарiku сообщают начальную скорость V_0 , после чего он начинает движение. По дугам окружностей шарик скользит без трения. При движении по прямой EK на него действует постоянная сила трения с коэффициентом трения $f = 0,2$. До-

стигнув точки D на верхней дуге, шарик упирается в пружину жесткостью $c = 100$ Н/м и, двигаясь по сопряжённой прямой без трения, сжимает её. Найти величину максимального сжатия пружины, если наивысшее положение на траектории (точку B) шарик проходит со скоростью $V_B = kV_0$ при $k = 0,3$. При

найденном значении начальной скорости рассчитать давление шарика на стержень в точке C , положение которой на дуге определяется углом $\beta = 90^\circ$.

Решение

Рассмотрим движение шарика по стержню из начального положения A в наивысшее положение – точку B .

При движении шарика по дугам окружностей работу совершает только сила тяжести. Реакция гладкой поверхности стержня в любой момент времени перпендикулярна поверхности стержня, и потому её работа при перемещении шарика равна нулю.

На участке движения шарика по прямой EK на него действуют сила тяжести $\vec{P}$, нормальная реакция опоры $\vec{N}_{EK}$ и сила трения $\vec{F}_{\text{тр}}$ (рис. 4.18, b). Ра-

боту совершают сила тяжести и сила трения. Работа реакции опоры стержня равна нулю.

Обозначим $h_{(AB)}$ – перепад высот точек A и B на траектории; V_A – начальная скорость шарика в точке A , $V_A = V_0$; V_B – его скорость в точке B , $V_B = 0,3 V_0$.

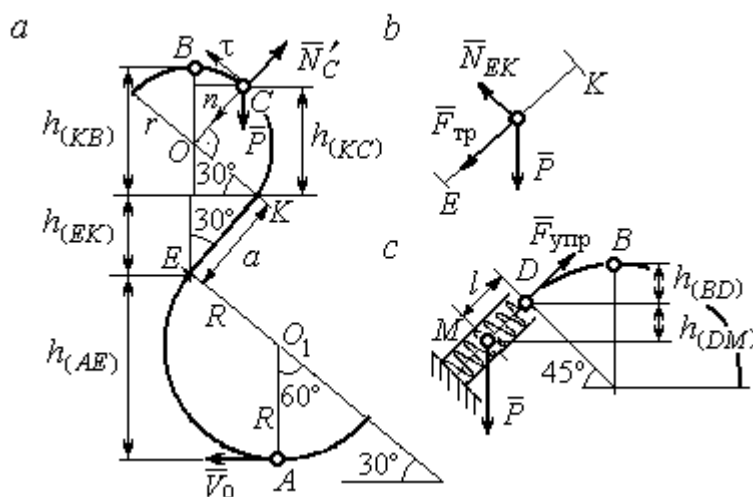


Рис. 4.18. Силы, действующие на шарик во время движения и перепады высот

Для вычисления перепада высот точек A и B имеем выражение (рис. 4.18, a):

$$h_{(AB)} = h_{(AE)} + h_{(EK)} + h_{(KB)} = R(1 + \sin 30^\circ) + a \cos 30^\circ + r(1 + \sin 30^\circ).$$

Будем считать шарик материальной точкой. Применяя теорему об изменении кинетической энергии точки при движении шарика из положения A в

положение B , получим: $\frac{mV_B^2}{2} - \frac{mV_A^2}{2} = A(\vec{P}) + A(\vec{F}_{\text{тр}})$, где $A(\vec{P}) = -Ph_{(AB)}$,

$A(\vec{F}_{\text{тр}}) = -F_{\text{тр}}a$ – работы, соответственно, силы тяжести на участке движения AB и силы трения на отрезке EK . Сила трения равна $F_{\text{тр}} = f \cdot N_{EK} = f \cdot mg \cos 60^\circ$ (рис. 4.18, a, b).

В результате, теорема об изменении кинетической энергии точки при движении шарика из начального положения A в конечное положение B принимает вид: $\frac{m(0,3V_0)^2}{2} - \frac{mV_0^2}{2} = -mg[(R+r)(1 + \sin 30^\circ) + a(\cos 30^\circ + f \cdot \cos 60^\circ)]$.

После подстановки данных задачи, получим: $0,91V_0^2 = 55,517$, откуда находим необходимое значение начальной скорости шарика: $V_0 = 7,81$ м/с.

Найдём давление шарика на стержень в точке C .

Проведём в точке C оси естественной системы координат – касательную $C\tau$ и нормаль Cn (рис. 4.18, a). Уравнение движения шарика в точке C в проекции на нормальную ось имеет вид: $m \frac{V_C^2}{r} = P \cos 30^\circ - N'_C$, где V_C – скорость шарика в точке C , N'_C – реакция стержня, приложенная к шарiku. Направление реакции на рис. 4.18, a соответствует предположению, что шарик давит на стержень в направлении центра дуги окружности.

Для определения скорости шарика в точке C воспользуемся тем, что скорость шарика в точке B уже известна, и применим теорему об изменении кинетической энергии при движении шарика из начального положения C в конечное положение B . На этом участке движения работу совершает только сила тяжести шарика. Получим $\frac{mV_B^2}{2} - \frac{mV_C^2}{2} = -Ph_{(CB)}$, где V_C, V_B – значения скорости шарика в точках C и B ; $h_{(CB)}$ – перепад высот точек C и B ;

$h_{(CB)} = r(1 - \sin 30^\circ) = 0,5r$ (см. рис. 4.18, a). В результате теорема об изменении кинетической энергии принимает вид: $mV_C^2 = mV_B^2 + 2mgh_{(CB)}$ или $V_C^2 = V_B^2 + gr$. Отсюда, при условии $V_B = 0,3V_0 = 2,34$ м/с, найдём $V_C = 3,22$ м/с.

Реакция опоры шарика: $N'_C = P \cos 30^\circ - m \frac{V_C^2}{r} = -6,12 \text{ Н.}$

Отрицательное значение реакции опоры шарика означает, что вектор реакции $\vec{N}'_C$ в точке C (см. рис. 4.18, a) направлен в противоположную сторону. Давление шарика на стержень в точке C равно модулю реакции опоры.

Найдём величину максимального сжатия пружины.

Рассмотрим движение шарика на участке от точки B до положения максимально сжатой пружины – точки M . Движение на этом участке происходит по дуге окружности BD и по прямой DM . При этом сила тяжести совершает работу на всём участке движения, а сила упругости – на отрезке сжатия пружины. Обозначим величину максимального сжатия пружины $MD = l$.

По теореме об изменении кинетической энергии точки при движении шарика из положения B в M получим: $\frac{mV_M^2}{2} - \frac{mV_B^2}{2} = A(\vec{P}) + A(\vec{F}_{\text{упр}})$, где V_M , V_B – скорость шарика в точках M и B . Работа силы тяжести $A(\vec{P}) = Ph_{(BM)} = P[h_{(BD)} + h_{(DM)}] = mg[r(1 - \cos 45^\circ) + l \cos 45^\circ]$. Работа силы упругости на прямолинейном участке DM длиной l : $A(\vec{F}_{\text{упр}}) = -\frac{cl^2}{2}$. Условие максимального сжатия пружины означает, что в точке M скорость шарика обращается в нуль: $V_M = 0$, тогда теорема об изменении кинетической энергии точки принимает вид: $-\frac{mV_B^2}{2} = mg[r(1 - \cos 45^\circ) + l \cos 45^\circ] - \frac{cl^2}{2}$. Подставляя данные задачи и с учётом того, что скорость шарика в наивысшей точке B найдена из предыдущих рассуждений $V_B = 2,34 \text{ м/с}$, получим квадратное уравнение для определения величины максимального сжатия пружины $50l^2 - 3,468l - 2,085 = 0$. В качестве ответа принимается положительный корень уравнения $l = 0,24 \text{ м}$.

5. ДИНАМИКА МЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ

5.1. Описание движений твёрдых тел на основе общих теорем динамики системы

Поступательное движение твердого тела описывается теоремой о движении центра масс механической системы. В проекциях на координатные оси дифференциальные уравнения поступательного движения твердого тела имеют вид: $m\ddot{x}_C = \sum F_{kx}^e$, $m\ddot{y}_C = \sum F_{ky}^e$, $m\ddot{z}_C = \sum F_{kz}^e$, где m – масса тела; x_C, y_C, z_C – координаты центра масс тела; $F_{kx}^e, F_{ky}^e, F_{kz}^e$ – проекции на оси координат внешних сил, действующих на твердое тело.

Вращательное движение твердого тела относительно неподвижной оси z описывается теоремой об изменении кинетического момента.

Дифференциальное уравнения вращательного движения тела имеет вид:

$$J_z \frac{d\omega}{dt} = \sum M_z(\vec{F}_k^e) \quad \text{или} \quad J_z \ddot{\varphi} = \sum M_z(\vec{F}_k^e),$$

где ω – угловая скорость тела; $\omega = \dot{\varphi}$; φ – угол поворота тела; $\sum M_z(\vec{F}_k^e)$ – моменты внешних сил относительно оси z ; J_z – момент инерции тела относительно оси z .

Уравнение вращательного движения можно представить в алгебраической форме: $J_z \varepsilon = \sum M_z(\vec{F}_k^e)$, где ε – угловое ускорение тела; $\varepsilon = \dot{\omega}$.

Плоскопараллельное движение твердого тела описывается на основании теорем о движении центра масс и изменении кинетического момента относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения. В проекции на координатные оси уравнения плоскопараллельного движения тела имеют вид:

$$ma_{Cx} = \sum F_{kx}^e, \quad ma_{Cy} = \sum F_{ky}^e, \quad J_{zC} \varepsilon = \sum M_{zC}(\vec{F}_k^e),$$

где a_{Cx}, a_{Cy} – проекции ускорения центра масс тела на координатные оси; F_{kx}^e ,

F_{ky}^e – проекции на оси координат внешних сил, действующих на тело; J_{zC} – момент инерции тела относительно оси z , проходящей через центр масс, перпендикулярно плоскости движения; ε – угловое ускорение тела; $M_{zC}(\vec{F}_k^e)$ – моменты внешних сил относительно оси, проходящей через центр масс.

Проводя динамический расчет механической системы, следует рассматривать движение тел системы в отдельности, предварительно освободив их от связей и заменив действие связей реакциями. Далее на основании общих теорем динамики системы следует составить уравнения движения каждого тела.

5.2. Задание Д4. Динамический расчет механической системы

Механизм состоит из трёх тел – груза 1, катка 2 и блока 3, соединённых нерастяжимыми нитями или невесомыми стержнями.

Движение механизма происходит в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2, \vec{P}_3$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M . Направление действия силы $\vec{F}$ определяется углом α . Качение катка 2 происходит без скольжения. Проскальзывание между дисками и соединяющими их невесомыми стержнями или нитями отсутствует.

Радиусы ступеней катка 2 и блока 3 на схемах обозначены R_2, r_2 и R_3, r_3 .

Сплошные диски считать однородными. Радиусы инерции неоднородных (ступенчатых) дисков относительно осей, проходящих через центры масс перпендикулярно плоскости движения, равны i_{z2}, i_{z3} .

Найти ускорение груза 1 и динамические реакции, действующие на ось блока 3.

Варианты заданий представлены на рис. 5.1, 5.2. Исходные данные приведены в табл. 5.1.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Рис. 5.1. Задание Д4. Динамический расчёт механической системы.
Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30

Рис. 5.2. Задание Д4. Динамический расчёт механической системы.
Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 5.1

Исходные данные задания Д4. Динамический расчёт механической системы

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	α , град	R_2 , м	r_2 , м	R_3 , м	r_3 , м	i_{z2} , м	i_{z3} , м
1	P	P	$2P$	P	$2Pr$	60	$3r$	r	$2r$	r	$2r$	$r\sqrt{2}$
2	$3P$	P	$3P$	$3P$	Pr	30	$2r$	r	$2r$	—	$2r$	—
3	$4P$	$3P$	$4P$	$2P$	$2Pr$	60	$2r$	r	$2r$	r	$2r$	$2r$
4	$2P$	$2P$	$4P$	P	$4Pr$	45	$3r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{2}$
5	P	$3P$	$3P$	$2P$	$3Pr$	30	$3r$	r	r	—	$2r$	—
6	P	$2P$	$4P$	$4P$	$6Pr$	60	$3r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{2}$
7	P	$2P$	$3P$	$2P$	$3Pr$	45	$3r$	r	r	—	$r\sqrt{3}$	—

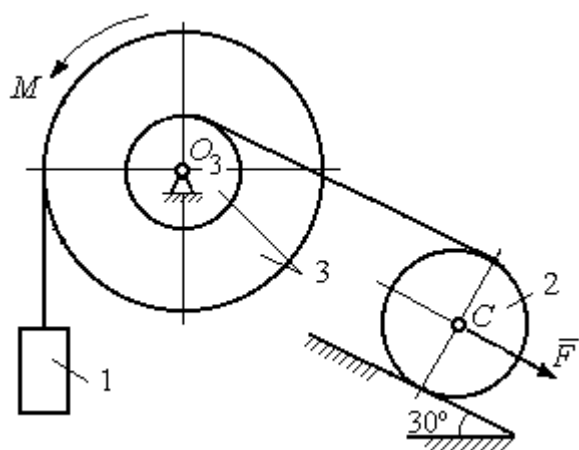
Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	α , град	R_2 , м	r_2 , м	R_3 , м	r_3 , м	i_{z2} , м	i_{z3} , м
8	$2P$	$3P$	$3P$	P	$3Pr$	30	$2r$	—	$2r$	r	—	$r\sqrt{3}$
9	$3P$	P	$3P$	P	$2Pr$	30	$2r$	r	$2r$	—	$r\sqrt{2}$	—
10	P	P	$3P$	P	$2Pr$	60	$3r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{3}$
11	P	P	$3P$	$2P$	$3Pr$	30	$3r$	$2r$	$2r$	r	$r\sqrt{2}$	$r\sqrt{2}$
12	$2P$	P	$2P$	$4P$	Pr	60	$3r$	r	$3r$	—	$r\sqrt{3}$	—
13	$3P$	P	$3P$	$3P$	$2Pr$	30	$3r$	$2r$	$2r$	r	$2r$	$r\sqrt{2}$
14	$2P$	P	$3P$	$2P$	$4Pr$	60	$2r$	—	$3r$	$2r$	—	$2r$
15	P	$2P$	$4P$	P	$4Pr$	45	$3r$	$2r$	$2r$	—	$r\sqrt{3}$	—
16	P	$3P$	$4P$	$2P$	$3Pr$	30	$2r$	—	$2r$	r	—	$r\sqrt{2}$
17	P	P	$3P$	$2P$	$6Pr$	60	$3r$	r	$3r$	—	$r\sqrt{3}$	—
18	$2P$	$2P$	$3P$	P	$3Pr$	60	$2r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{2}$
19	$2P$	P	$2P$	$3P$	$4Pr$	30	$3r$	r	$3r$	—	$2r$	—
20	P	P	$3P$	P	$2Pr$	45	$2r$	—	$2r$	r	—	$r\sqrt{3}$
21	$2P$	P	$4P$	$2P$	$4Pr$	60	$2r$	r	$3r$	r	$r\sqrt{2}$	$2r$
22	P	P	$2P$	$5P$	$2Pr$	45	$3r$	$2r$	$2r$	—	$2r$	—
23	$2P$	$2P$	$3P$	$3P$	$2Pr$	60	$3r$	r	$2r$	r	$2r$	$r\sqrt{2}$
24	$4P$	P	$3P$	P	$3Pr$	30	$2r$	—	$3r$	r	—	$r\sqrt{3}$
25	P	$3P$	$2P$	P	$2Pr$	60	$3r$	r	r	—	$r\sqrt{3}$	—
26	P	$3P$	$4P$	$3P$	$3Pr$	45	$2r$	—	$3r$	$2r$	—	$r\sqrt{3}$
27	P	P	$4P$	$2P$	$4Pr$	30	$2r$	r	$2r$	—	$r\sqrt{3}$	—
28	$2P$	$3P$	$3P$	P	$6Pr$	30	$2r$	—	$3r$	$2r$	—	$r\sqrt{2}$
29	$2P$	P	$2P$	$2P$	$2Pr$	45	$2r$	r	r	—	$2r$	—
30	P	P	$4P$	P	$4Pr$	60	$3r$	—	$3r$	$2r$	—	$2r$

Пример выполнения задания Д4. Динамический расчёт механической системы

Механизм (рис. 5.3) состоит из груза 1, однородного диска – катка 2 и неоднородного диска – блока 3, соединённых друг с другом нерастяжимыми нитями. Система движется в вертикальной плоскости из состояния покоя.

Движение происходит под действием сил тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, $\vec{P}_3$, равных по модулю: $P_1 = 2P$, $P_2 = 2P$, $P_3 = 3P$, силы $\vec{F}$, приложенной в центре масс катка 2, равной по величине: $F = 3P$, и пары сил с моментом $M = Pr$,

приложенных к блоку 3. Механизм является неизменяемой механической си-



стемой. Радиус катка 2 $R_2 = 2r$. Качение катка по наклонной плоскости происходит без проскальзывания. Радиусы ступенчатого блока 3: $R_3 = 3r$, $r_3 = r$. Радиус инерции блока 3 $i_3 = r\sqrt{3}$.

Рис. 5.3. Схема механической системы

Применяя метод динамического расчета механической системы найти ускорение груза 1 и динамические реакции, действующие на ось вращающегося блока 3.

Решение

Освобождаем систему от связей. На рис. 5.4 изображены внешние силы, действующие на каждое тело, после освобождения его от связей.

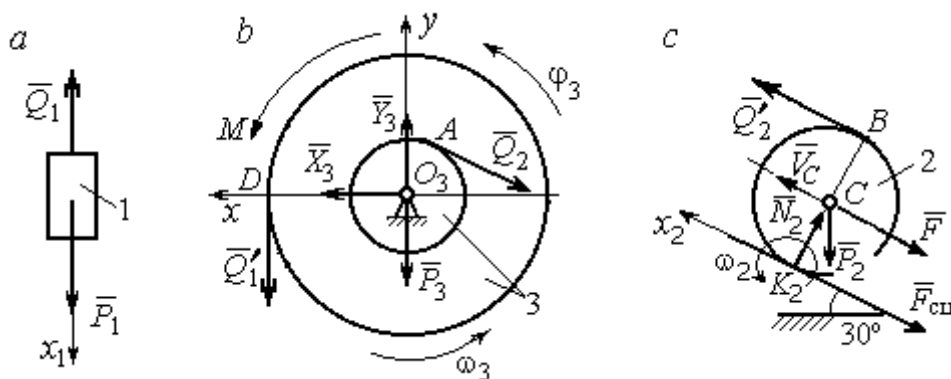


Рис. 5.4. Расчетные схемы для описания движения тел, входящих в систему:

a – поступательное движение груза 1; b – вращательное движение блока 3;
 c – плоское движение катка 2

Груз 1 совершает поступательное движение. К нему приложены сила тяжести $\vec{P}_1$ и реакция нити $\vec{Q}_1$ (рис. 5.4, a). Предположим, груз 1 движется вниз, и направим ось x_1 в сторону движения груза.

Уравнение движения груза в проекции на ось x_1 в соответствии с теоремой о движении центра масс механической системы имеет вид:

$$m_1 a_1 = \sum F_{kx} = P_1 - Q_1 = 2P - Q_1,$$

где m_1 , a_1 – соответственно, масса груза 1 и его ускорение, $m_1 = \frac{P_1}{g} = \frac{2P}{g}$.

Блок 3 вращается вокруг неподвижной оси z , проходящей через его центр масс O_3 , перпендикулярно плоскости диска. Направление вращения блока, соответствующее выбранному движению вниз груза 1, показано на рис. 5.4, *b* дуговой стрелкой ω_3 .

На блок действуют сила тяжести $\vec{P}_3$, силы реакции подшипника $\vec{X}_3$, $\vec{Y}_3$, момент M и реакции нитей $\vec{Q}'_1$ и $\vec{Q}_2$ (см. рис. 5.4, *b*). При составлении уравнения вращательного движения блока 3 моменты сил считаем положительными, если они поворачивают блок в сторону его вращения.

Уравнение вращения блока 3 имеет вид:

$$J_{zO_3} \varepsilon_3 = \sum M_{zO_3}(F_k) = Q'_1 R_3 + M - Q_2 r_3 = Q_1 3r + Pr - Q_2 r,$$

где J_{zO_3} – момент инерции блока 3 относительно оси z ; ε_3 – угловое ускорение

диска 3, $J_{zO_3} = m_3 i_3^2 = \frac{P_3}{g} (r\sqrt{3})^2 = \frac{9Pr^2}{g}$.

Каток 2 совершает плоскопараллельное движение. К нему приложены сила тяжести $\vec{P}_2$, сила $\vec{F}$, реакция нити $\vec{Q}'_2$ и реакция наклонной плоскости, состоящая из нормальной реакции опоры $\vec{N}_2$ и силы сцепления катка с поверхностью $\vec{F}_{\text{сц}}$. Согласно принципу равенства действия и противодействия, модули сил $\vec{Q}_2$ и $\vec{Q}'_2$ равны. На рис. 5.4, *c* показаны направления действия сил, приложенных к диску 2. В соответствии с направлением движения груза 1, центр масс катка 2 движется вверх параллельно наклонной плоскости. Направление движения центра масс катка 2 показано направлением оси x_2 . Направление вращения катка 2 показано дуговой стрелкой угловой скорости ω_2 (см. рис 5.4, *c*).

Плоскопараллельное движение катка 2 описывается уравнением движения его центра масс и уравнением вращения вокруг оси, проходящей через

центр масс, перпендикулярно плоскости диска. Составляя уравнение движения, получим:

$$m_2 a_C = Q'_2 - F - F_{\text{сц}} - P_2 \cos 60^\circ = Q_2 - 3P - F_{\text{сц}} - P,$$

$$J_C \varepsilon_2 = Q'_2 R_2 + F_{\text{сц}} R_2 = Q_2 2r + F_{\text{сц}} 2r,$$

где m_2 – масса катка 2, $m_2 = \frac{P_2}{g} = \frac{2P}{g}$; a_C , ε_2 – ускорение центра масс и угловое

ускорение катка 2; J_C – момент инерции однородного катка 2 относительно оси, проходящей через центр масс, перпендикулярно плоскости диска,

$$J_C = \frac{m_2 R_2^2}{2} = \frac{P R_2^2}{g} = \frac{4 P r^2}{g}. \text{ В уравнении вращательного движения диска мо-}$$

мент силы считается положительным, если создаваемый им поворот направлен в сторону вращения диска,

К системе четырех уравнений, описывающих движения тел в системе, необходимо добавить уравнения связей. Если предположить, что скорость центра масс катка 2 равна V_C , то угловая скорость катка определится по формуле:

$$\omega_2 = \frac{V_C}{CK_2} = \frac{V_C}{R_2}, \text{ где } CK_2 \text{ – расстояние от центра масс катка 2 до его мгновен-}$$

ного центра скоростей (см. рис. 5.4, с). Продифференцировав по времени последнее равенство, получим уравнение связи между ускорением центра масс

$$\text{катка 2 и его угловым ускорением: } \varepsilon_2 = \dot{\omega}_2 = \frac{\dot{V}_C}{R_2} = \frac{a_C}{R_2} = \frac{a_C}{2r}.$$

$$\text{Скорость точки } B \text{ катка 2 (см. рис. 5.4, с) } V_B = \omega_2 \cdot BK_2 = \frac{V_C}{R_2} 2R_2 = 2V_C.$$

Точка B катка 2 и точка A блока 3 соединены нитью (см. рис. 5.3), поэтому их скорости равны. Приравняв скорости точек A и B , получим равенство:

$$2V_C = V_B = V_A = \omega_3 r_3 = \omega_3 r, \text{ откуда } \omega_3 = \frac{2V_C}{r}. \text{ После дифференцирования по-}$$

$$\text{следнего выражения найдём соотношение между ускорениями: } \varepsilon_3 = \frac{2a_C}{r}.$$

Скорость груза 1 связана со скоростью центра масс диска 2 следующим образом: $V_1 = V_D = \omega_3 R_3 = \frac{2V_C}{r} 3r = 6V_C$. Тогда $a_1 = 6a_C$.

В результате получены четыре уравнения, описывающие движение тел в системе:

$$\begin{aligned} \frac{2P}{g} a_1 &= 2P - Q_1, & \frac{9Pr^2}{g} \varepsilon_3 &= Q_1 3r + Pr - Q_2 r; \\ \frac{2P}{g} a_C &= Q_2 - 3P - F_{\text{сц}} - P, & \frac{4Pr^2}{g} \varepsilon_2 &= Q_2 2r + F_{\text{сц}} 2r \end{aligned}$$

и три уравнения связей: $\varepsilon_2 = \frac{a_C}{2r}$, $\varepsilon_3 = \frac{2a_C}{r}$, $a_1 = 6a_C$.

После подстановки уравнений связи в уравнения движения тел получим систему четырёх уравнений с четырьмя неизвестными:

$$\begin{aligned} \frac{12P}{g} a_C &= 2P - Q_1, & \frac{18P}{g} a_C &= 3Q_1 + P - Q_2, \\ \frac{2P}{g} a_C &= Q_2 - 4P - F_{\text{сц}}, & \frac{P}{g} a_C &= Q_2 + F_{\text{сц}}, \end{aligned}$$

которая может быть решена любым известным из курса математики способом.

Например, исключив из первых двух уравнений величину Q_1 , а из третьего и четвёртого уравнений – величину $F_{\text{сц}}$, получим систему двух уравнений с двумя неизвестными:

$$\frac{54P}{g} a_C = 7P - Q_2, \quad \frac{3P}{g} a_C = 2Q_2 - 4P,$$

откуда $a_C = \frac{10}{111} g$, $Q_2 = \frac{79}{37} P$. Величину натяжения нити Q_1 находим из первого

уравнения исходной системы: $Q_1 = \frac{34}{37} P$.

Для вычисления динамической реакции R_3 оси блока 3 заметим, что центр масс блока 3 неподвижен и его ускорение равно нулю, $\vec{a}_{O_3} = 0$. Тогда уравнения движения центра масс блока 3 в проекциях на оси x, y имеют вид :

$$m_3 a_{O_3x} = X_3 - Q_2 \cos 30^\circ = 0, \quad m_3 a_{O_3y} = Y_3 - Q_1 - P_3 - Q_2 \cos 60^\circ = 0,$$

где X_3, Y_3 , – проекции реакции R_3 оси вращающегося блока 3 на оси x, y (см. рис. 5.4, b). Отсюда, с учетом значений $Q_1 = 0,919P$ и $Q_2 = 2,135P$, проекции динамической реакции оси блока 3: $X_3 = Q_2 \cos 30^\circ = 1,85P$, $Y_3 = Q_1 + P_3 + Q_2 \cos 60^\circ = 4,98P$. Полная величина динамической реакции оси блока 3: $R_3 = \sqrt{X_3^2 + Y_3^2} = 5,31P$.

5.3. Теорема об изменении кинетической энергии системы

Кинетическая энергия тела при поступательном движении:

$$T = \frac{1}{2} m V_C^2, \text{ где } m \text{ – масса тела; } V_C \text{ – скорость центра масс тела.}$$

Кинетическая энергия тела при вращательном движении вокруг неподвижной оси z :

$$T = \frac{1}{2} J_z \omega^2, \text{ где } J_z \text{ – момент инерции тела относительно оси } z; \quad \omega \text{ – угловая}$$

скорость тела. Для дисков с равномерно распределённой массой момент инер-

ции относительно оси z , проходящей через центр масс: $J_z = \frac{1}{2} m R^2$, где R – ра-

диус диска. Для тел с неравномерно распределённой массой $J_z = m i_z^2$, где i_z –

радиус инерции. **Кинетическая энергия тела при плоскопараллельном**

движении: $T = \frac{1}{2} m V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega^2$, где m – масса тела; V_C, ω – скорость центра

масс и угловая скорость тела; J_{zC} – момент инерции тела относительно оси z ,

проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения.

Работа постоянной по модулю и направлению силы $\vec{F}$ на конечном прямолинейном перемещении S точки приложения силы: $A(F) = F S \cos \alpha$, где α – угол между вектором силы и перемещением. Если угол α острый, работа

положительна. Если тупой – отрицательна. При $\alpha = 90^\circ$ сила перпендикулярна перемещению точки и работа силы равна нулю.

Работа пары сил с постоянным моментом M при повороте тела на конечный угол φ : $A = \pm M\varphi$, где φ – угол поворота тела. Работа считается положительной, если пара сил стремится повернуть тело в направлении его вращения, и отрицательной – в противном случае.

Мощностью силы $\vec{F}$ называют величину $N(F)$, равную скалярному произведению силы на скорость точки её приложения: $N(F) = \vec{F} \cdot \vec{V} = F \cdot V \cos \alpha$, где V – скорость точки приложения силы; α – угол между вектором силы и вектором скорости точки приложения силы.

При плоском движении тела мощность силы выражается суммой скалярных произведений векторов: $N = \vec{F} \cdot \vec{V}_O + \vec{M}_O(\vec{F}) \cdot \vec{\omega} = F \cdot V_O \cos \alpha \pm F h_O \omega$, где $\vec{V}_O$ – вектор скорости точки, выбранной полюсом; $\vec{\omega}$ – вектор угловой скорости тела; $\vec{M}_O$ – вектор момента силы $\vec{F}$ относительно полюса; h_O – плечо силы $\vec{F}$ относительно полюса O .

Теорема об изменении кинетической энергии системы в дифференциальной форме. Производная по времени от кинетической энергии системы равна сумме мощностей внешних и внутренних сил $\frac{dT}{dt} = \sum N(\vec{F}_k^e) + \sum N(\vec{F}_k^i)$, где T – кинетическая энергия системы; $\sum N(\vec{F}_k^e)$, $\sum N(\vec{F}_k^i)$ – сумма мощностей, соответственно, внешних и внутренних сил.

Теорема об изменении кинетической энергии системы на конечном перемещении. Изменение кинетической энергии системы на её конечном перемещении равно сумме работ внешних и внутренних сил, действующих на систему $T - T_0 = \sum A(\vec{F}_k^e) + \sum A(\vec{F}_k^i)$, где T , T_0 – кинетическая энергия системы, соответственно, в текущем и начальном состояниях; $\sum A(\vec{F}_k^e)$, $\sum A(\vec{F}_k^i)$ – сум-

ма работ внешних и внутренних сил при перемещении системы из начального состояния в текущее.

Механические системы, состоящие из абсолютно твердых тел, соединенных гибкими нерастяжимыми нитями, называются **неизменяемыми**. В неизменяемых системах сумма работ внутренних сил и, следовательно, сумма мощностей этих сил равны нулю. Поэтому для таких систем в теореме об изменении кинетической энергии достаточно учитывать только внешние силы.

5.4. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Неизменяемая механическая система состоит из ступенчатого и однородного дисков, соединённых нерастяжимой нитью или невесомым стержнем. Нити и стержни, соединяющие диски, параллельны плоскостям качения дисков. Качение дисков без скольжения. Скольжение между невесомым стержнем и дисками отсутствует.

Вес дисков P_1 и P_2 . Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2$, сил $\vec{F}_1, \vec{F}_2$ и пары сил с моментом M . Направления действия сил $\vec{F}_1, \vec{F}_2$ и наклон плоскости (если он есть) определяются углами α или β , показанными на схемах механизмов.

Радиус однородного диска r . Радиусы ступеней ступенчатого диска R и r . Радиус инерции ступенчатого диска относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения, равен i_z .

1. Найти ускорение центра масс диска 2.
2. Найти реакцию опоры диска 2 на плоскость (её нормальную составляющую и силу сцепления диска с плоскостью).

Варианты задания приведены на рис. 5.5, 5.6, исходные данные представлены в табл. 5.2.

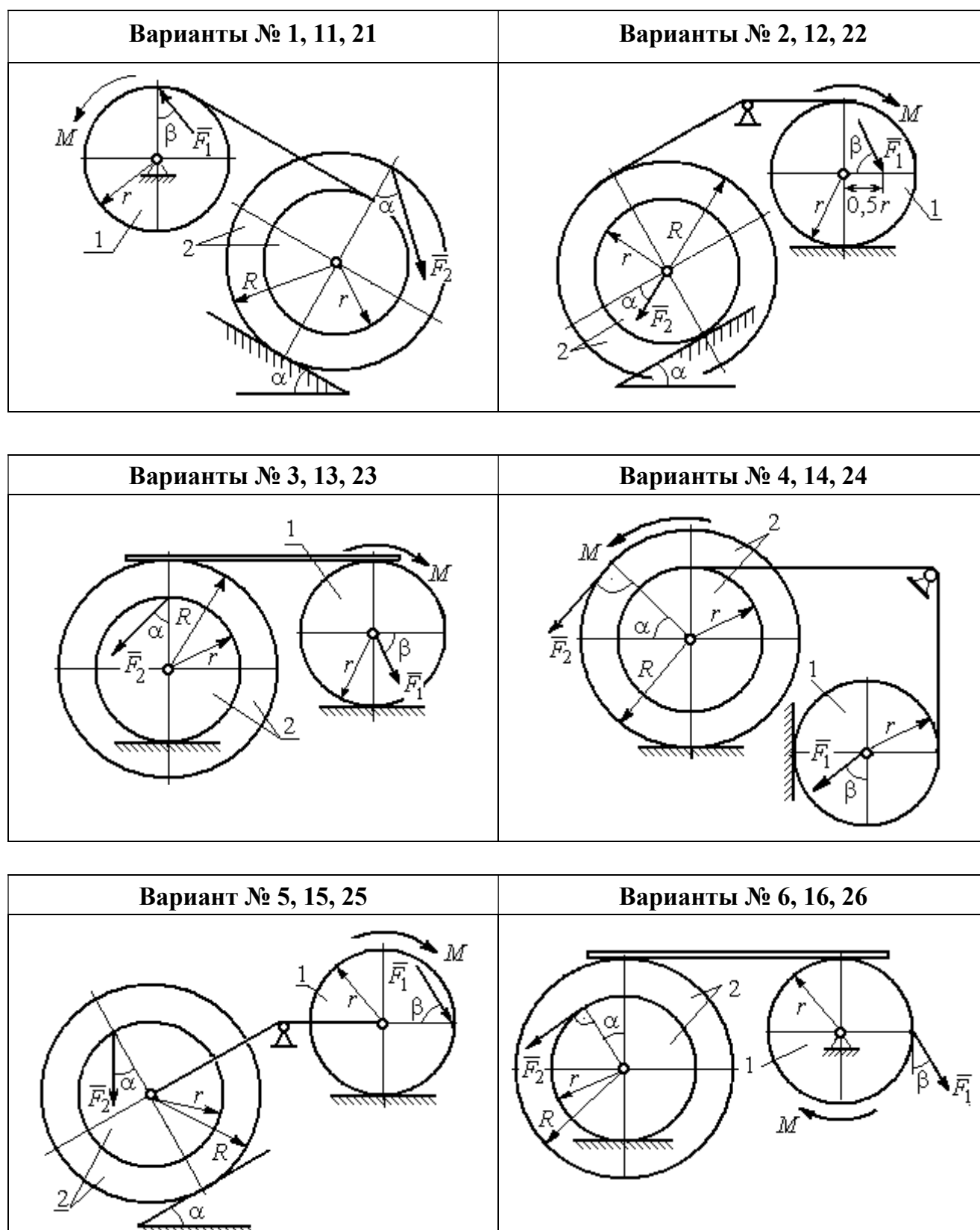


Рис. 5.5. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии.
Варианты задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

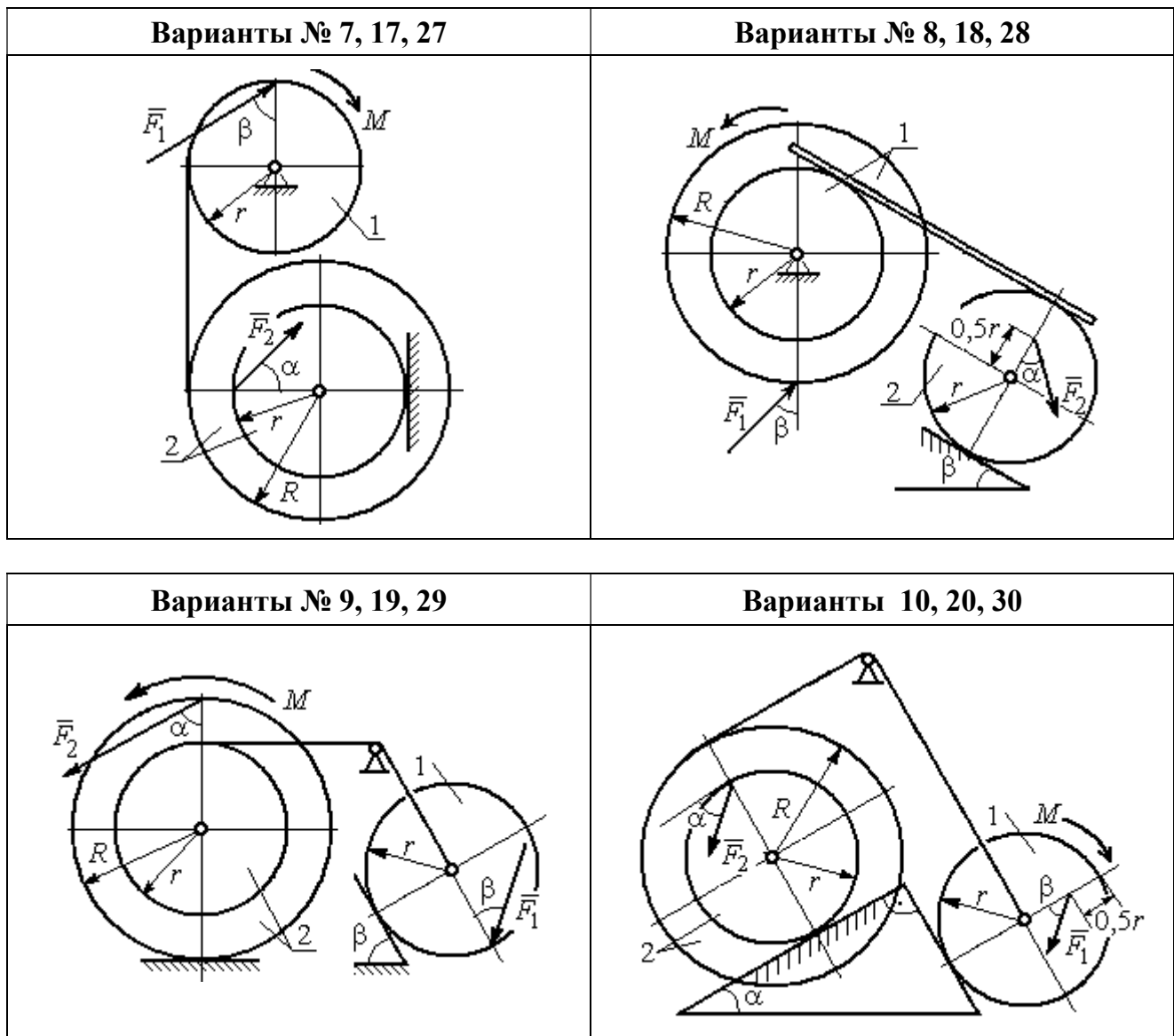


Рис. 5.6. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии.

Варианты задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 5.2

Исходные данные задания Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	F_1 , Н	F_2 , Н	M , Н·м	α , град	β , град	R , м	r , м	i_z , м
1	10	20	15	20	25	30	60	0,4	0,3	0,3
2	20	30	10	20	20	60	30	0,6	0,3	0,4
3	10	15	12	20	25	60	60	1,2	0,6	0,8
4	12	25	20	25	35	30	30	1,5	0,5	1,2

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	F_1 , Н	F_2 , Н	M , Н·м	α , град	β , град	R , м	r , м	i_z , м
5	15	20	10	20	30	60	30	0,8	0,4	0,7
6	18	20	18	22	22	45	60	1,2	0,4	0,9
7	15	25	10	8	20	45	45	0,9	0,6	0,7
8	25	22	10	12	30	45	60	1,0	0,8	0,9
9	12	25	18	10	32	30	30	0,8	0,6	0,7
10	10	15	8	10	28	60	30	1,4	0,7	1,2
11	15	22	20	25	30	60	45	0,6	0,4	0,5
12	20	25	15	40	30	30	60	0,8	0,4	0,6
13	10	20	10	25	30	45	30	1,0	0,5	0,9
14	12	15	18	15	25	30	30	0,9	0,3	0,8
15	20	25	20	20	30	45	60	1,0	0,5	0,8
16	10	15	10	15	16	60	45	1,2	0,4	1,1
17	18	25	12	10	30	30	30	1,5	0,9	1,3
18	25	20	10	15	20	60	60	0,8	0,5	0,7
19	12	25	10	10	32	60	60	1,2	0,9	1,1
20	15	20	8	20	25	30	45	0,8	0,4	0,7
21	10	25	25	15	30	45	30	0,7	0,5	0,6
22	18	20	20	20	35	60	45	1,4	0,7	0,9
23	10	15	10	30	30	30	30	1,4	0,7	0,8
24	10	15	12	20	20	30	30	1,2	0,4	0,8
25	12	18	20	18	30	60	30	1,2	0,6	1,1
26	10	12	12	15	15	30	30	0,9	0,3	0,8
27	15	22	10	12	20	45	60	0,8	0,6	0,7
28	22	20	8	16	8	30	45	0,6	0,2	0,4
29	18	25	10	8	32	60	60	1,2	0,8	1,1
30	20	25	8	20	28	30	30	0,8	0,4	0,6

Пример выполнения задания Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии

Механическая система состоит из ступенчатого и однородного дисков, соединённых невесомым стержнем (рис. 5.7). Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести, сил $\vec{F}_1$, $\vec{F}_2$ и пары сил с моментом M . Направления действия сил $\vec{F}_1$, $\vec{F}_2$ определяются углами α и β .

Диск 1 вращается вокруг неподвижной оси O_1 . Диск 2 катится прямолинейно по горизонтальной поверхности. Качение диска 2 без проскальзывания.

Невесомый стержень, соединяющий диски, расположен горизонтально. Скольжение между стержнем и дисками отсутствует.

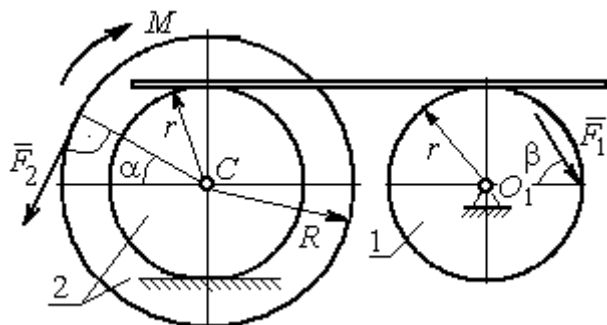


Рис. 5.7. Схема движения механической системы

Определить ускорение центра масс диска 2, угловое ускорение дисков, усилие в стержне, динамическую реакцию шарнира O_1 , реакцию опоры диска 2 (её нормальную составляющую и силу сцепления диска с поверхностью качения), если модули сил тяжести $P_1 = 40$ Н,

$P_2 = 60$ Н, модули сил $F_1 = 80$ Н, $F_2 = 30$ Н, величина момента $M = 35$ Н·м, углы наклона сил $\alpha = 30^\circ$, $\beta = 45^\circ$, радиусы дисков $R = 0,8$ м, $r = 0,6$ м, радиус инерции диска 2 $i_z = 0,4$ м.

Решение

Предположим, что во время движения системы диск 1 вращается по ходу часовой стрелки. Угловые скорости ω_1 и ω_2 дисков 1 и 2 и скорость центра масс диска 2 показаны на рис. 5.8.

На диск 1 действуют силы: $\vec{F}_1$, сила тяжести $\vec{P}_1$ и реакция шарнира O_1 , разложенная на составляющие $\vec{X}_1$, $\vec{Y}_1$. На диск 2: сила $\vec{F}_2$, сила тяжести $\vec{P}_2$, пара сил с моментом M , нормальная реакция опоры $\vec{N}$ и сила сцепления диска 2 с поверхностью $\vec{F}_{\text{сц}}$. Направления действия сил показаны на рис. 5.8.

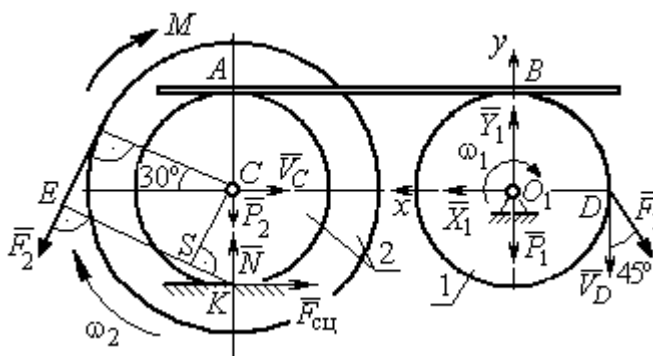


Рис. 5.8. Расчетная схема для исследования движения системы

Для решения задачи воспользуемся теоремой об изменении кинетической энергии системы в дифференциальной форме. По условию задачи рассматриваемая система неизменяемая и, следовательно, сумма мощностей внутренних сил равна нулю. В этом случае теорема об изменении кинетической энергии системы принимает вид $\frac{dT}{dt} = \sum N(\vec{F}_k^e)$, где T – энергия системы в текущем положении; $\sum N(\vec{F}_k^e)$ – суммарная мощность внешних сил.

Найдём кинетическую энергию системы и выразим её через скорость центра масс диска 2.

Кинетическая энергия вращательного движения диска 1: $T_1 = \frac{1}{2} J_{zO_1} \omega_1^2$, где ω_1 – угловая скорость диска 1; J_{zO_1} – осевой момент инерции диска 1, $J_{zO_1} = \frac{m_1 r^2}{2}$. Диск 2 движется плоскопараллельно. Его кинетическая энергия определяется по формуле: $T_2 = \frac{1}{2} m_2 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_2^2$, где V_C , ω_2 – скорость центра масс и угловая скорость диска 2; J_{zC} – момент инерции ступенчатого диска 2 относительно оси z , проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости диска, $J_{zC} = m_2 i_z^2$.

У диска 2 мгновенный центр скоростей находится в точке касания его с неподвижной поверхностью (точка K на рис. 5.8). Тогда скорость точки C определяется по формуле $V_C = \omega_2 \cdot CK = \omega_2 r$, откуда $\omega_2 = \frac{V_C}{r}$. Скорость точки A $V_A = \omega_2 \cdot AK = \omega_2 2r$, или $V_A = 2V_C$.

Так как нет проскальзывания между стержнем и дисками, скорость точки A на диске 2 равна скорости точки B на диске 1, причём $V_B = \omega_1 r$. Приравняв скорости $V_B = V_A$, найдём $\omega_1 = \frac{2V_C}{r}$.

С учетом найденных зависимостей кинетические энергии дисков 1 и 2 и суммарная энергия системы имеют вид

$$T_1 = \frac{1}{2} J_{zO_1} \omega_1^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{P_1 r^2}{2g} \left(\frac{2V_C}{r} \right)^2 = \frac{P_1}{g} V_C^2;$$

$$T_2 = \frac{1}{2} m_2 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_2^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{P_2}{g} V_C^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{P_2}{g} i_z^2 \left(\frac{V_C}{r} \right)^2;$$

$$T = T_1 + T_2 = \frac{P_1}{g} V_C^2 + \frac{1}{2} \frac{P_2}{g} \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) V_C^2.$$

Производная по времени от кинетической энергии системы

$$\frac{dT}{dt} = 2V_C \frac{dV_C}{dt} \left[\frac{P_1}{g} + \frac{P_2}{2g} \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) \right].$$

Найдем сумму мощностей внешних сил. Отметим, что мощности силы тяжести $\vec{P}_1$ и сил реакции $\vec{X}_1, \vec{Y}_1$ подшипника O_1 равны нулю, так как нет перемещения точек приложения этих сил. Мощности сил $\vec{N}$ и $\vec{F}_{\text{сц}}$ – нормальной реакции опоры диска 2 и силы сцепления диска с плоскостью также равны нулю, так как точкой приложения этих сил является мгновенный центр скоростей диска 2, скорость которого равна нулю. Мощность силы $\vec{P}_2$ равна нулю, так как угол между вектором силы и скоростью точки приложения силы – точки C – равен 90° (см. рис. 5.8). Для определения мощности силы $\vec{F}_2$, приложенной к диску 2, воспользуемся формулой расчета мощности силы при плоскопараллельном движении тела. Выберем в качестве полюса точку K – мгновенный центр скоростей диска 2, скорость которого $V_K = 0$ (см. рис. 5.8). В этом случае мощность силы $\vec{F}_2$ равна: $N(\vec{F}_2) = \vec{M}_K \cdot \vec{\omega}_2 = -F_2 h_K \omega_2$, где $\vec{M}_K = M_K(\vec{F}_2)$ – вектор момента силы $\vec{F}_2$ относительно центра K ; $\vec{\omega}_2, \omega_2$ – вектор и модуль угловой скорости диска 2; h_K – плечо силы $\vec{F}_2$ относительно центра K . Мощ-

ность силы $\vec{F}_2$ отрицательная, так как направление момента силы $\vec{F}_2$ относительно точки K противоположно направлению угловой скорости диска 2.

В результате, мощность силы $\vec{F}_2$:

$$N(\vec{F}_2) = -F_2 h_K \omega_2 = -F_2 (R + r \cos 60^\circ) \omega_2 = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right).$$

Здесь $h_K = EK = ES + SK = R + r \cos 60^\circ$ (см. рис. 5.8).

Заметим, что для вычисления мощности силы F_2 можно использовать в качестве полюса центр масс диска – точку C . Имеем:

$$N(\vec{F}_2) = \vec{F}_2 \cdot \vec{V}_C + \vec{M}_C(F_2) \cdot \vec{\omega}_2 = F_2 V_C \cos 120^\circ - F_2 R \omega_2 = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right).$$

Момент M направлен в сторону вращения диска 2. Его мощность положительная: $N(M) = M \omega_2 = M \frac{V_C}{r}$. Мощность силы $\vec{F}_1$, приложенной в точке D , $N(\vec{F}_1) = F_1 V_D \cos 45^\circ = F_1 V_C \sqrt{2}$. Здесь учтено очевидное равенство $V_D = V_A = 2V_C$ (см. рис. 5.8).

Суммарная мощность внешних сил:

$$\sum N(F^e) = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right) + M \frac{V_C}{r} + F_1 V_C \sqrt{2}.$$

В результате теорема об изменении кинетической энергии системы приводится к виду

$$2V_C \frac{dV_C}{dt} \left[\frac{P_1}{g} + \frac{P_2}{2g} \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) \right] = -F_2 V_C \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right) + M \frac{V_C}{r} + F_1 V_C \sqrt{2},$$

откуда ускорение центра масс диска 2:

$$a_C = \frac{dV_C}{dt} = \frac{\left[-F_2 \left(\frac{1}{2} + \frac{R}{r} \right) + \frac{M}{r} + F_1 \sqrt{2} \right] g}{\left[2P_1 + P_2 \left(1 + \frac{i_z^2}{r^2} \right) \right]}.$$

Подставляя исходные данные задачи, получим: $a_C = 6,85 \text{ м/с}^2$.

Для определения углового ускорения диска 2 продифференцируем по времени равенство $\omega_2 = \frac{V_C}{CK} = \frac{V_C}{r}$. Дифференцирование здесь допустимо, так как во время движения диска 2 расстояние от точки C до мгновенного центра скоростей диска 2 – точки K – не меняется.

Найдем $\varepsilon_2 = \dot{\omega}_2 = \frac{\dot{V}_C}{r} = \frac{a_C}{r} = 11,42 \text{ рад/с}^2$. Угловое ускорение диска 1

находится путём дифференцирования равенства $\omega_1 = 2\omega_2$. Имеем: $\varepsilon_1 = 2\varepsilon_2 = 22,84 \text{ рад/с}^2$.

Для того чтобы определить реакцию стержня, освобождаемся от стержня, заменяем его реакцией $\vec{H}$ и составляем уравнения движения дисков 1 и 2.

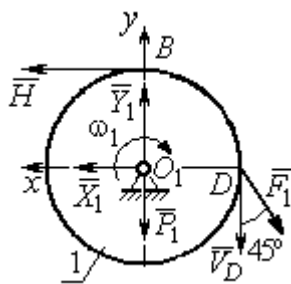


Рис. 5.9. Силы, действующие на диск 1 во время движения

Силы, действующие на диск 1 во время движения, показаны на рис. 5.9. Уравнение вращательного движения диска 1 в алгебраической форме:

$J_{zO_1} \varepsilon_1 = \sum M_z(\vec{F}_k^e)$, где ε_1 – угловое ускорение диска; J_{zO_1} – момент инерции диска 1 относительно оси z , проходящей через точку O_1 перпендикулярно плоскости диска, $J_{zO_1} = \frac{m_1 r^2}{2}$; $\sum M_{zO_1}(\vec{F}_k^e)$ – сумма моментов внешних сил относительно оси z .

Считая моменты сил положительными, если они создают поворот диска в сторону его вращения, составим сумму моментов внешних сил относительно оси z : $\sum M_{zO_1}(\vec{F}_k^e) = F_1 r \cos 45^\circ - Hr$. В результате уравнение вращательного

движения диска 1 принимает вид: $\frac{P_1 r^2}{2g} \varepsilon_1 = F_1 r \cos 45^\circ - Hr$.

Подставляя в уравнение исходные данные задачи с учетом найденного значения углового ускорения диска 1 $\varepsilon_1 = 22,84 \text{ рад/с}^2$, найдем реакцию стержня $H = 28,63 \text{ Н}$.

Для определения динамической реакции шарнира O_1 диска 1 применим теорему о движении центра масс. Выберем оси координат O_1x и O_1y , как показано на рис. 5.9, и составим уравнение движения центра масс диска 1 в проекциях на оси координат с учётом того, что сам центр масс неподвижен и его ускорение равно нулю.

Получим систему:

$$H + X_1 - F_1 \sin 45^\circ = 0, \quad Y_1 - P_1 - F_1 \cos 45^\circ = 0.$$

Отсюда, с учётом найденной величины усилия в стержне $H = 28,63$ Н, находим составляющие динамической реакции шарнира: $X_1 = 27,94$ Н, $Y_1 = 96,57$ Н. Полная реакция шарнира $R_{O_1} = \sqrt{X_1^2 + Y_1^2} = 100,53$ Н.

Для определения величины силы сцепления диска 2 с поверхностью качения и нормальной составляющей реакции опоры диска используем теорему о движении центра масс. Силы, приложенные к диску 2, и выбранная система координат xCy показаны на рис. 5.10. Уравнения движения центра масс диска 2 в проекциях на оси x, y имеют вид:

$$m_2 a_C = H + F_{\text{сц}} - F_2 \cos 60^\circ;$$

$$0 = -F_2 \cos 30^\circ - P_2 + N.$$

С учетом найденных значений реакции стержня $H = 28,63$ Н и ускорения центра масс диска 2 $a_C = 6,85$ м/с², находим силу сцепления и нормальную реакцию опоры: $F_{\text{сц}} = 28,27$ Н, $N = 85,98$ Н.

Полная реакция опоры $R_K = \sqrt{N^2 + F_{\text{сц}}^2} = 90,51$ Н.

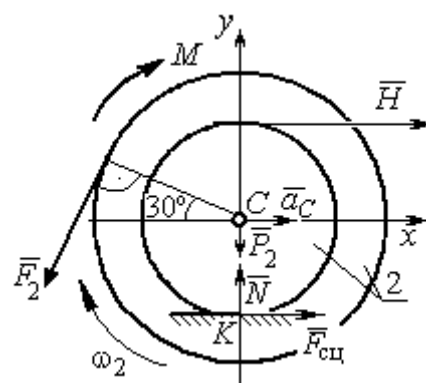


Рис. 5.10. Силы, действующие на диск 2 во время движения

6. АНАЛИТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

6.1. Принципы механики. Общее уравнение динамики

Силой инерции материальной точки называют векторную величину, модуль которой равен произведению массы точки на модуль её ускорения, направленную противоположно этому ускорению

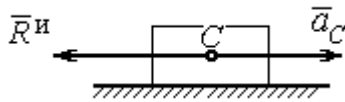


Рис. 6.1. Главный вектор сил инерции при поступательном движении твердого тела

направленную противоположно этому ускорению $\vec{R}^И = -m\vec{a}$, где m – масса точки; $\vec{a}$ – вектор ускорения точки.

При поступательном движении тела с ускорением центра масс $\vec{a}_C$ система сил инерции, приложенных к каждой точке тела, приводится к главному вектору сил инерции $\vec{R}^И$, равному по величине $R^И = ma_C$, приложенному в центре масс тела и направленному в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_C$ (рис. 6.1).

При вращении тела вокруг неподвижной оси z , проходящей через центр масс, главный вектор сил инерции, приведённый к центру масс тела, обращается в нуль (так как ускорение центра масс равно нулю). Таким образом, система сил инерции приводится к паре сил с моментом $\vec{M}^И$, равным главному моменту сил инерции относительно оси вращения. Величина главного момента сил инерции $M^И = J_z \varepsilon$, где J_z – момент инерции тела относительно оси z ; ε – угловое ускорение тела. Направлен главный момент сил инерции в сторону, противоположную угловому ускорению (рис. 6.2).

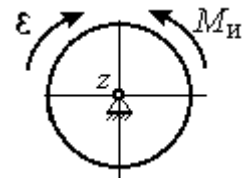


Рис. 6.2. Главный момент сил инерции при вращении тела вокруг оси, проходящей через центр масс

При плоскопараллельном движении тела с ускорением центра масс $\vec{a}_C$ и угловым ускорением ε система сил инерции, приложенных к каждой точке тела, приводится к силе $\vec{R}^И$, равной главному вектору сил инерции, и паре сил с моментом $\vec{M}^И$, равным главному моменту сил инерции относительно оси,

проходящей через центр масс тела перпендикулярно плоскости движения (рис. 6.3). Главный вектор сил инерции равен по модулю произведению массы тела на ускорение его центра масс: $R^и = ma_c$, приложен в центре масс тела и направлен в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_c$ центра масс. Главный момент сил инерции равен по величине произведению момента инерции тела относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения, на угловое ускорение тела:

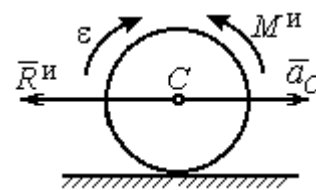


Рис. 6.3. Главный вектор и главный момент сил инерции при плоскопараллельном движении твердого тела

$M^и = J_c \varepsilon$, где J_c – момент инерции тела. Направлен главный момент сил инерции в сторону, противоположную угловому ускорению (см. рис. 6.3).

Принцип Даламбера для системы. Если в любой момент времени к каждой из точек системы кроме действующих на нее внешних и внутренних сил присоединить соответствующие силы инерции, то полученная система сил будет уравновешенной. Принцип Даламбера даёт возможность составлять уравнения движения механической системы в виде уравнений равновесия:

$$\sum \vec{F}_k^e + \vec{R}^и = 0, \quad \sum \vec{M}_O(\vec{F}_k^e) + \vec{M}_O^и = 0,$$

где $\vec{F}_k^e$ – внешние силы, приложенные к системе; $\vec{R}^и$ – главный вектор сил инерции; $\vec{M}_O(\vec{F}_k^e)$ – момент внешних сил, приложенных к системе, относительно произвольного центра O ; $\vec{M}_O^и$ – главный момент сил инерции относительно центра O .

Силы, действующие на систему, можно подразделить на активные и реакции связей. **Идеальными связями** в механической системе называют такие связи, для которых сумма элементарных работ их реакций на любом возможном перемещении равна нулю.

Принцип возможных перемещений. Для равновесия механической системы с идеальными связями необходимо и достаточно, чтобы сумма

элементарных работ всех активных сил, приложенных к точкам системы, была равна нулю на любом возможном перемещении системы: $\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) = 0$, где $\delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}})$ – элементарная работа активных сил на возможном перемещении.

Совместное применение принципа Даламбера и принципа возможных перемещений приводит к формулировке общего уравнения динамики.

Общее уравнение динамики. При движении механической системы с идеальными связями в каждый момент времени сумма элементарных работ всех приложенных активных сил и сил инерции на любом возможном перемещении равна нулю: $\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) + \sum \delta A(\vec{R}_k^{\text{и}}) = 0$, где $\delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}})$, $\delta A(\vec{R}_k^{\text{и}})$ – элементарные работы активных сил и сил инерции, приложенных к системе, на её возможном перемещении.

При вычислении элементарных работ активных сил и сил инерции используют обычные формулы для вычисления работы сил на элементарном перемещении точек их приложения. При этом переменные силы на элементарном перемещении точек их приложения считаются постоянными.

6.2. Задание Д6. Исследование механической системы с применением общего уравнения динамики

Механическая система с идеальными связями включает груз и два диска – однородного радиусом R или r и ступенчатого. Ступенчатый диск состоит из двух одноосных цилиндров радиусом R и r . Радиусы дисков указаны на схеме. Тела соединены нерастяжимыми нитями или невесомыми стержнями. Система движется в вертикальной плоскости из состояния покоя под действием сил тяжести, постоянной силы $\vec{F}$, а также пары сил с переменным моментом M . Направление действия силы $\vec{F}$ и наклон плоскости движущихся тел определяются углами α и β . Радиус инерции ступенчатого диска относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения, равен i_z .

Качение дисков без проскальзывания. Скольжение между невесомым стержнем и дисками отсутствует. Движение грузов по плоскости без трения. Нити и стержни, соединяющие груз и диски, параллельны соответствующим плоскостям, по которым двигаются тела.

Найти уравнение движения центра масс диска 3. Определить реакцию шарнира диска 2 в момент времени $t = 1$ с.

Варианты задания приведены на рис. 6.4, 6.5. Исходные данные выбираются из табл. 6.1.

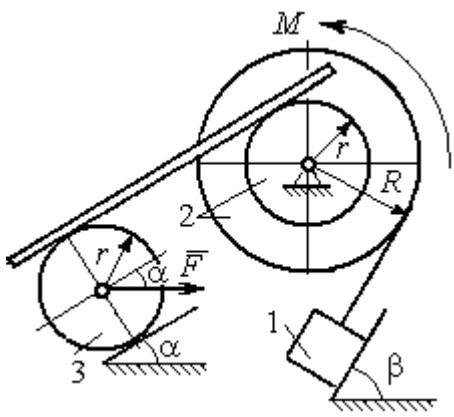
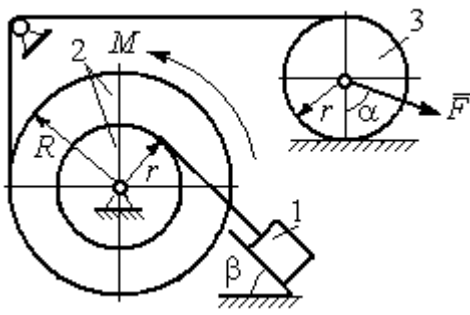
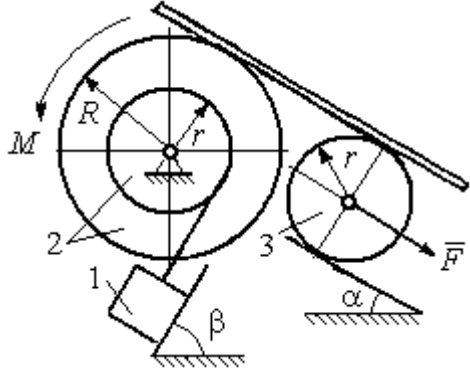
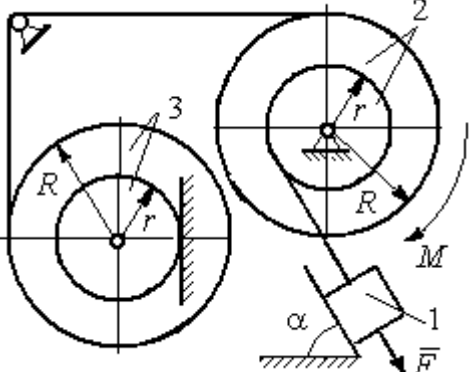
Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
	
Варианты 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
	

Рис. 6.4. Задание Д6. Исследование движения механической системы с применением общего уравнения динамики.

Номера вариантов задания 1 – 4, 11 – 14, 21 – 24

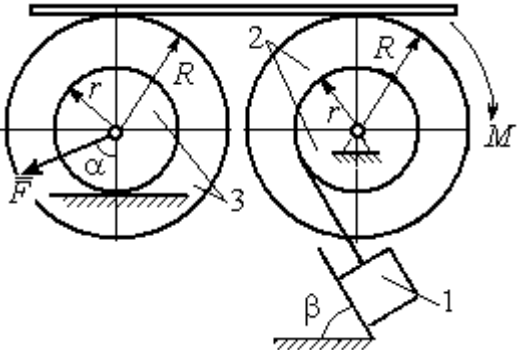
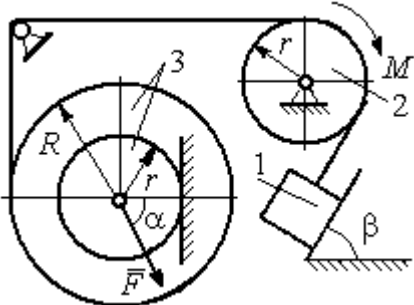
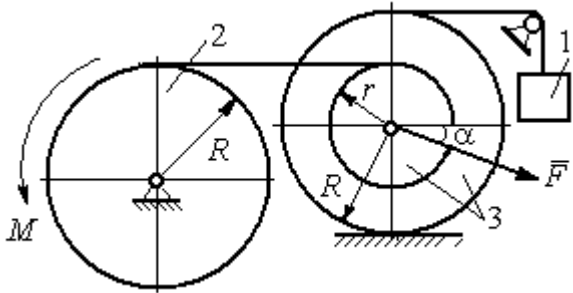
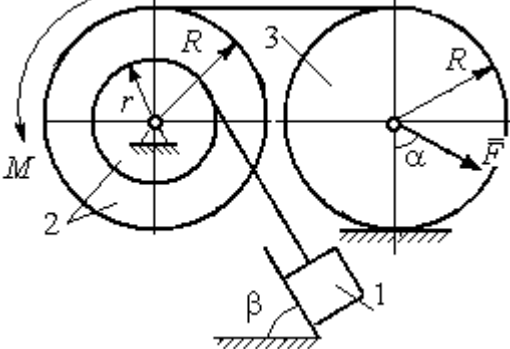
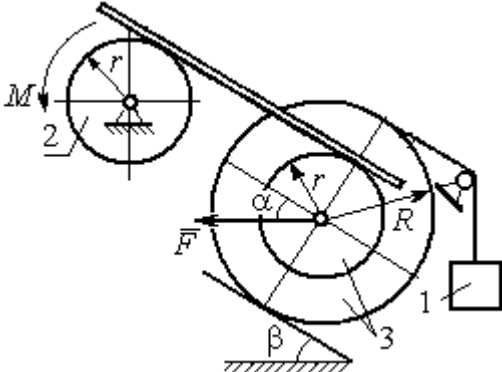
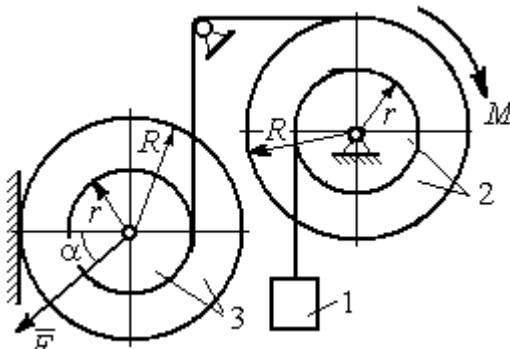
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26
	
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
	
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30
	

Рис. 6.5. Задание Д6. Исследование движения механической системы с применением общего уравнения динамики.
Номера вариантов задания 5 – 10, 15 – 20, 25 – 30

**Исходные данные задания Д6. Исследование движения механической системы
с применением общего уравнения динамики**

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	α , град	β , град	R , м	r , м	i_z , м
1	10	20	8	20	$3(2+t^2)$	30	60	0,6	0,3	0,4
2	10	22	15	15	$4(t+3)$	30	30	0,8	0,4	0,6
3	5	18	10	6	$8(t^2+1)$	90	30	0,4	0,3	0,3
4	5	22	10	5	$14(t^2+t+1)$	30	—	0,6	0,5	0,6
5	5	20	16	9	$3(t^2+4)$	45	60	0,6	0,3	0,5
6	10	16	14	15	$4(5+t)$	60	30	1,0	0,6	0,8
7	6	20	20	8	$9(3t^2+2)$	45	—	0,8	0,6	0,8
8	16	25	15	12	$5(t^2+4)$	30	60	1,2	0,6	0,8
9	5	20	12	8	$4(3+5t)$	60	30	0,6	0,4	0,5
10	6	25	8	10	$5(3t+6)$	30	—	1,0	0,8	0,9
11	4	22	8	15	$2+t^2$	45	45	0,8	0,4	0,6
12	15	18	15	10	$5(t+3)$	30	60	1,0	0,5	0,7
13	6	20	10	4	$5(t^2+2)$	30	60	0,6	0,5	0,4
14	10	25	15	8	$16(t+2)$	60	—	0,8	0,6	0,7
15	8	18	20	10	$6(t+2)$	30	90	1,2	0,6	1,0
16	8	18	12	12	$5(3+t^2)$	90	60	0,8	0,6	0,7
17	5	20	10	10	$2t^2+20$	60	—	0,9	0,6	0,8
18	20	15	20	15	$3(t+4)$	60	30	0,8	0,4	0,7
19	8	20	12	10	$4(3+t)$	45	45	1,2	0,4	0,8
20	12	20	10	6	$6(3t+4)$	45	—	1,0	0,6	0,9
21	15	25	12	12	$6+t^2$	60	60	0,6	0,3	0,5
22	20	22	18	15	$2(2t+9)$	45	45	0,8	0,4	0,6
23	8	24	12	8	$7(3t^2+2)$	30	45	0,8	0,5	0,6
24	12	20	18	10	$6(t+4)$	90	—	0,5	0,3	0,4
25	5	20	12	12	$9(2+t^2)$	60	30	1,4	0,7	1,2
26	10	12	10	8	$6(2+t)$	30	45	1,2	0,8	0,9
27	6	18	16	14	$8(2t^2+3)$	30	—	0,8	0,2	0,6
28	10	20	20	20	$3(t^2+3)$	45	30	0,6	0,3	0,5
29	10	18	8	12	$5(4+t+t^2)$	30	60	1,2	0,8	0,9
30	8	18	10	15	$8(t^2+5)$	60	—	1,0	0,8	0,9

**Пример выполнения задания Д6. Исследование движения механической
системы с применением общего уравнения динамики**

Механическая система состоит из груза 1, движущегося поступательно, ступенчатого диска 2 (каток), катящегося по неподвижной поверхности цилинд-

дрической ступенькой, и однородного диска 3 (блок), вращающегося вокруг неподвижной оси, проходящей через центр масс блока (рис. 6.6). Качение катка 2 без проскальзывания, скольжение груза 1 – без трения. Движение системы происходит под действием сил

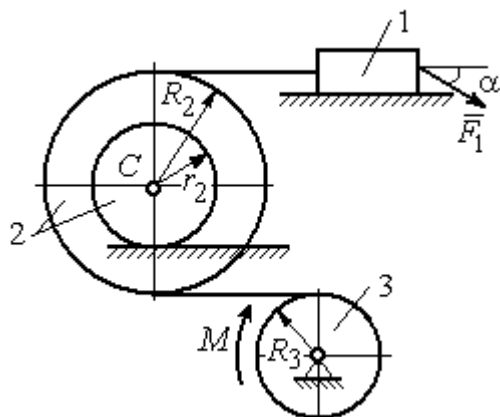


Рис. 6.6. Схема движения механической системы

тяжести, силы $\vec{F}$, приложенной к грузу 1 и пары сил с моментом M , приложенной к диску 3.

Найти уравнение движения центра масс катка 2 если движение системы началось из состояния покоя.

Определить реакцию шарнира диска 3 в момент $t = 1$ с, если: $P_1 = 10$ Н; $P_2 = 20$ Н; $P_3 = 15$ Н; $F = 5(t+1)$ Н; $M = 6(1+2t)$ Н·м; $R_2 = 0,8$ м; $r_2 = 0,2$ м; $R_3 = 0,4$ м; $i_{2C} = 0,6$ м.

Решение

В рассматриваемой механической системе активными силами являются силы тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, $\vec{P}_3$, сила $\vec{F}$ и пара сил с моментом M (рис. 6.7). Связи идеальные, так как скольжение груза 1 происходит по гладкой поверхности без трения, качение диска 2 без проскальзывания, а ось вращения блока 3 неподвижна.

Предположим, направление движения в системе задаёт пара сил с моментом M , приложенная к блоку 3. Обозначим ω_3 , ε_3 – угловая скорость и угловое ускорение блока 3, V_C , a_C – скорость и ускорение центра масс катка 2, V_1 , a_1 – скорость и ускорение груза 1. Направления векторов скоростей и ускорений точек и угловых скоростей и ускорений тел в соответствии с выбранным направлением движения системы показаны на рис. 6.7.

Общее уравнение динамики имеет вид:

$$\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) + \sum \delta A(\vec{R}_k^{\text{и}}) = 0.$$

Присоединим к телам системы силы инерции. Груз 1 движется поступательно. Главный вектор сил инерции груза 1 $\vec{R}_1^и$ приложен в центре масс груза и направлен в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_1$ груза 1. Модуль главного вектора сил инерции груза 1 $R_1^и = m_1 a_1$, где m_1 – масса груза 1; a_1 – величина ускорения груза 1.

Система сил инерции катка 2, приводятся к силе, равной главному вектору сил инерции $\vec{R}_2^и$, приложенному в центре масс катка 2, и паре сил с моментом, равным главному моменту сил инерции $\vec{M}_2^и$ относительно оси, прохо-

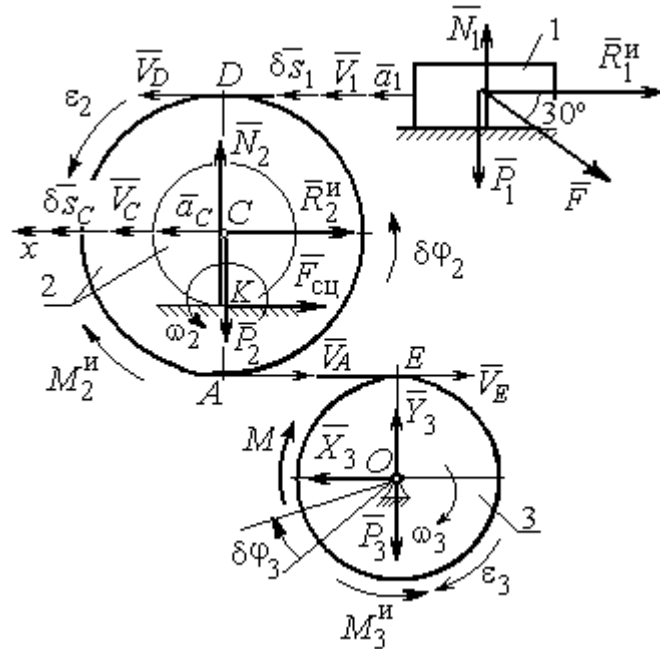


Рис. 6.7. Расчётная схема исследования движения механической системы

дящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения. Главный вектор сил инерции направлен в сторону, противоположную ускорению $\vec{a}_C$, и составляет $R_2^и = m_2 a_C$, где m_2 – масса катка 2; a_C – величина ускорения центра масс. Главный момент сил инерции: $M_2^и = J_{2C} \varepsilon_2$, где J_{2C} – момент инерции катка 2 относительно оси, проходящей через центр масс перпендикулярно плоскости движения; ε_2 – угловое ускорение катка 2. Направлен главный момент сил инерции $M_2^и$ в сторону, противоположную угловому ускорению ε_2 .

Главный вектор сил инерции, приложенных к блоку 3 и приведённых к центру масс блока, равен нулю, так как блок вращается вокруг неподвижной оси, проходящей через центр масс, и ускорение центра масс блока равно нулю. В результате силы инерции блока 3 приводятся к паре сил, момент которой ра-

вен главному моменту сил инерции $\vec{M}_3^{\text{и}}$ относительно оси вращения. Главный момент сил инерции блока 3 равен по величине $M_3^{\text{и}} = J_{3O}\varepsilon_3$, где J_{3O} – момент инерции блока 3 относительно оси вращения; ε_3 – угловое ускорение блока 3, и направлен в сторону, противоположную угловому ускорению ε_3 . Главные векторы и главные моменты сил инерции показаны на рис. 6.8.

Определим кинематические соотношения между скоростями точек системы и выразим их через скорость V_C центра масс катка 2. Каток 2 катится по неподвижной поверхности без скольжения. Мгновенный центр скоростей катка находится в точке K касания катка с поверхностью (см. рис. 6.7). Угловая скорость катка 2

$\omega_2 = \frac{V_C}{CK} = \frac{V_C}{r_2}$. Скорость точки A катка 2:

$V_A = \omega_2 \cdot AK = \omega_2(R_2 - r_2) = V_C \frac{R_2 - r_2}{r_2}$. Скорость точки E блока 3 равна скорости точки A катка 2, $V_E = V_A$. Тогда угловая скорость блока 3:

$$\omega_3 = \frac{V_E}{R_3} = \frac{V_A}{R_3} = V_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Скорость груза 1 равна скорости точки D катка 2:

$$V_1 = V_D = \omega_2 \cdot DK = \omega_2(R_2 + r_2) = V_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2}.$$

Соотношения между ускорениями определяются путем дифференцирования установленных кинематических равенств:

$$a_1 = a_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2}, \quad \varepsilon_2 = \frac{a_C}{r_2}, \quad \varepsilon_3 = a_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Для того чтобы найти соотношения между перемещениями, выразим кинематические равенства между скоростями в дифференциальном виде и, полагая, что действительное перемещение является возможным, т. е. $ds = \delta s$, $d\varphi = \delta\varphi$, получим соотношения между возможными перемещениями:

$$\delta s_1 = \delta s_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2}, \quad \delta \varphi_2 = \frac{\delta s_C}{r_2}, \quad \delta \varphi_3 = \delta s_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Сообщим системе возможное перемещение, совпадающее с действительным. Элементарная работа реакций связи на любом возможном перемещении системы равна нулю, так как связи в системе идеальные.

Найдем элементарные работы активных сил и выразим их через перемещение центра масс катка 2. Прежде заметим, что элементарные работы сил тяжести груза 1 и катка 2 равны нулю, так как направления перемещений точек приложения этих сил перпендикулярны векторам сил:

$$\delta A(\vec{P}_1) = P_1 \delta s_1 \cos 90^\circ = 0, \quad \delta A(\vec{P}_2) = P_2 \delta s_C \cos 90^\circ = 0.$$

Элементарная работа силы тяжести блока 3 равна нулю, так как точка приложения силы тяжести блока 3 не перемещается: $\delta A(\vec{P}_3) = 0$.

Элементарная работа пары сил с моментом M , приложенных к блоку 3:

$$\delta A(\vec{M}) = M \delta \varphi_3 = M \delta s_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2}.$$

Элементарная работа силы $\vec{F}$:

$$\delta A(\vec{F}) = F \delta s_1 \cos 150^\circ = -F \delta s_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2} \cos 30^\circ.$$

Сумма элементарных работ всех активных сил:

$$\begin{aligned} \sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) &= \delta A(\vec{M}) + \delta A(\vec{F}) = M \delta s_C \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2} - F \delta s_C \frac{(R_2 + r_2)}{r_2} \cos 30^\circ = \\ &= \left[6(1 + 2t) \left(\frac{0,8 - 0,2}{0,4 \cdot 0,2} \right) - 5(t + 1) \left(\frac{0,8 + 0,2}{0,2} \right) 0,866 \right] \delta s_C = (23,35 + 68,35t) \delta s_C. \end{aligned}$$

Определим модули главных векторов и главных моментов сил инерции в зависимости от ускорения a_C центра масс катка 2:

$$\begin{aligned} R_1^{\text{и}} = m_1 a_1 &= \frac{P_1}{g} a_1 = \frac{P_1 (R_2 + r_2)}{g r_2} a_C, \quad R_2^{\text{и}} = m_2 a_C = \frac{P_2 a_C}{g}, \\ M_2^{\text{и}} &= J_{2C} \varepsilon_2 = m_2 i_{2C}^2 \varepsilon_2 = \frac{P_2}{g} i_{2C}^2 \frac{a_C}{r_2}, \end{aligned}$$

$$M_3^{\text{и}} = J_{3O} \varepsilon_3 = \frac{m_3 R_3^2}{2} \varepsilon_3 = \frac{P_3 R_3^2}{2g} \frac{(R_2 - r_2)}{R_3 r_2} a_C = \frac{P_3 R_3 (R_2 - r_2)}{2g r_2} a_C,$$

где J_{2C} – момент инерции катка 2 относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, $J_{2C} = m_2 i_{2C}^2$; i_{2C} – радиус инерции катка 2; J_{3O} – момент инерции блока 3 относительно оси вращения, проходящей через его центр масс, $J_{3O} = \frac{m_3 R_3^2}{2}$.

Найдем элементарные работы сил инерции на возможном перемещении системы и выразим их в зависимости от перемещения δs_C центра масс катка 2:

$$\delta A(\vec{R}_1^{\text{и}}) = R_1^{\text{и}} \delta s_1 \cos 180^\circ = - \frac{P_1 (R_2 + r_2)^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C;$$

$$\delta A(\vec{R}_2^{\text{и}}) = R_2^{\text{и}} \delta s_C \cos 180^\circ = - \frac{P_2 a_C}{g} \delta s_C, \quad \delta A(\vec{M}_2^{\text{и}}) = -M_2^{\text{и}} \delta \varphi_2 = - \frac{P_2 i_{2C}^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C;$$

$$\delta A(\vec{M}_3^{\text{и}}) = -M_3^{\text{и}} \delta \varphi_3 = - \frac{P_3 (R_2 - r_2)^2 a_C}{2g r_2^2} \delta s_C.$$

Сумма элементарных работ сил инерции:

$$\begin{aligned} \sum \delta A(\vec{R}_k^{\text{и}}) &= - \frac{P_1 (R_2 + r_2)^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C - \frac{P_2 a_C}{g} \delta s_C - \frac{P_2 i_{2C}^2 a_C}{g r_2^2} \delta s_C - \frac{P_3 (R_2 - r_2)^2 a_C}{2g r_2^2} \delta s_C = \\ &= - \frac{a_C \delta s_C}{g} \left[\frac{10(0,8 + 0,2)^2}{0,2^2} + 20 + \frac{20 \cdot 0,6^2}{0,2^2} + \frac{15(0,8 - 0,2)^2}{2 \cdot 0,2^2} \right] = - 52,75 a_C \delta s_C, \end{aligned}$$

где $g = 9,81 \text{ м/с}^2$.

С учетом проделанных вычислений общее уравнение динамики принимает вид:

$$\sum \delta A(\vec{F}_k^{\text{акт}}) + \sum \delta A(\vec{R}_k^{\text{и}}) = (23,35 + 68,35t) \delta s_C - 52,75 a_C \delta s_C = 0,$$

откуда ускорение центра масс катка 2:

$$a_C = 0,44 + 1,29t.$$

Выберем ось x по направлению движения центра масс катка 2 (см. рис. 6.7). Проектируя вектор $\vec{a}_C$ ускорения точки C на ось x , получим дифференциальное уравнение $a_C = \ddot{x}_C = 0,44 + 1,29t$. Интегрируя дважды это уравнение, найдём закон движения: $x_C = 0,44\frac{t^2}{2} + 1,29\frac{t^3}{6} + C_1t + C_2$. Подставляя сюда начальные условия: $t = 0, V_C = 0, x_C = 0$, найдём константы интегрирования: $C_1 = C_2 = 0$. Окончательно уравнение движения центра масс диска 2 представим в виде:

$$x_C = 0,22t^2 + 0,21t^3.$$

Рассмотрим вращательное движение блока 3, освободив его от связей. На блок действуют сила тяжести $\vec{P}_3$, реакция подшипника, разложенная на составляющие $\vec{X}_3, \vec{Y}_3$, пара сил с моментом M и реакция нити $\vec{H}_3$ (см. рис. 6.8). Реакция нити, равная силе натяжения нити, приложена к блоку 3, направлена вдоль нити, связывающей каток 2 и блок 3. Присоединим к блоку 3 силы инерции. Направления сил, моментов пар сил и главного момента сил инерции, действующих на блок 3, показаны на рис. 6.8.

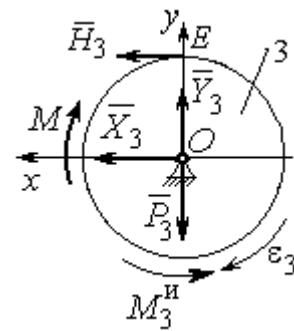


Рис. 6.8. Расчётная схема определения натяжения нити и реакции шарнира блока 3

По принципу Даламбера система сил, приложенных к блоку 3, включая силы инерции, находится в равновесии. Составим уравнение равновесия в виде равенства нулю суммарного момента всех сил (включая силы инерции) относительно оси вращения. Получим $M - H_3 R_3 - M_3^и = 0$, где $M_3^и = J_{3O} \epsilon_3 = \frac{P_3 R_3 (R_2 - r_2) a_C}{2gr_2}$. Из уравнения находим величину натяжения нити:

$$H_3 = \frac{M}{R_3} - \frac{P_3 (R_2 - r_2) a_C}{2gr_2} = \frac{6(1 + 2t)}{R_3} - \frac{P_3 (R_2 - r_2)}{2gr_2} (0,44 + 1,29t) = 13,99 + 27,04t.$$

В момент времени $t = 1$ с натяжение нити: $H_3 = 41,04$ Н.

Так как главный вектор сил инерции блока 3 равен нулю, то составленные по принципу Даламбера уравнения равновесия блока 3 в виде проекций сил на вертикальную и горизонтальную оси содержат только внешние силы. Имеем: $X_3 + H_3 = 0$, $Y_3 - P_3 = 0$ (см. рис. 6.8). Отсюда находим составляющие реакции шарнира блока 3 в момент времени $t = 1$ с: $X_3 = -H_3 = -41,04$ Н, $Y_3 = P_3 = 15$ Н. Отрицательное значение горизонтальной составляющей реакции шарнира X_3 означает её противоположное направление.

$$\text{Полная реакция шарнира } R_3 = \sqrt{X_3^2 + Y_3^2} = 43,69 \text{ Н.}$$

6.3. Уравнения Лагранжа II рода

Обобщенными координатами механической системы называется совокупность любых S независимых параметров $q_1, q_2, \dots, q_S$, однозначно определяющих положение системы в любой момент времени.

Если системе сообщить возможное перемещение, при котором все обобщенные координаты изменяются на элементарные (бесконечно малые) величины $\delta q_1, \delta q_2, \dots, \delta q_S$, называемые вариациями обобщенных координат, то все действующие активные силы совершат элементарную работу, которая может быть представлена в виде $\delta A = Q_1 \cdot \delta q_1 + Q_2 \cdot \delta q_2 + \dots + Q_S \cdot \delta q_S$. Величина Q_k , равная коэффициенту при вариации δq_k обобщенной координаты, называется **обобщенной силой**, соответствующей данной обобщенной координате. Расчет обобщенных сил осуществляется путем последовательного придания системе возможных перемещений, при которых варьируется только одна из обобщенных координат, а вариации остальных координат равны нулю.

Для материальной системы с идеальными связями дифференциальные уравнения движения в обобщенных координатах – **уравнения Лагранжа II рода** – имеют вид:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{q}_k} \right) - \frac{\partial T}{\partial q_k} = Q_k, \quad k = 1, 2, \dots, s,$$

где T – кинетическая энергия системы; $q_1, q_2, \dots, q_s$ – обобщенные координаты; $\dot{q}_1, \dot{q}_2, \dots, \dot{q}_s$ – обобщенные скорости; s – число степеней свободы системы.

6.4. Задание Д7. Исследование механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа

Механическая система состоит из трёх тел – бруса 1, блока 2, катка 3 и невесомой пружины жесткостью c . Брус 1, соединяющий каток 3 с блоком 2, расположен параллельно линии качения катка 3. Радиусы ступеней ступенчатого диска и радиус однородного диска указаны на схеме.

Качение катка 3 происходит без проскальзывания. Скольжение между брусом и дисками отсутствует. В задачах, где пружина соединяется с блоком 2, передача движения блоку 2 производится посредством невесомого стержня без скольжения.

Радиус инерции ступенчатого диска относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, равен i_z .

Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2, \vec{P}_3$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M .

Определить закон движения бруса 1 и закон угловых колебаний блока 2, если в начальный момент пружина находилась в нерастянутом состоянии, а блоку 2 придали угловую скорость ω_{20} , направленную в сторону заданного момента пары сил.

Варианты заданий даны на рис. 6.9, 6.10. Варианты исходных данных в табл. 6.2. Отрицательные значения величин F или M в табл. 6.2 означают, что при заданных модулях силы или момента направление вектора силы $\vec{F}$ или момента M на схеме следует изменить на противоположные.

Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26

Рис. 6.9. Задание Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы. Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

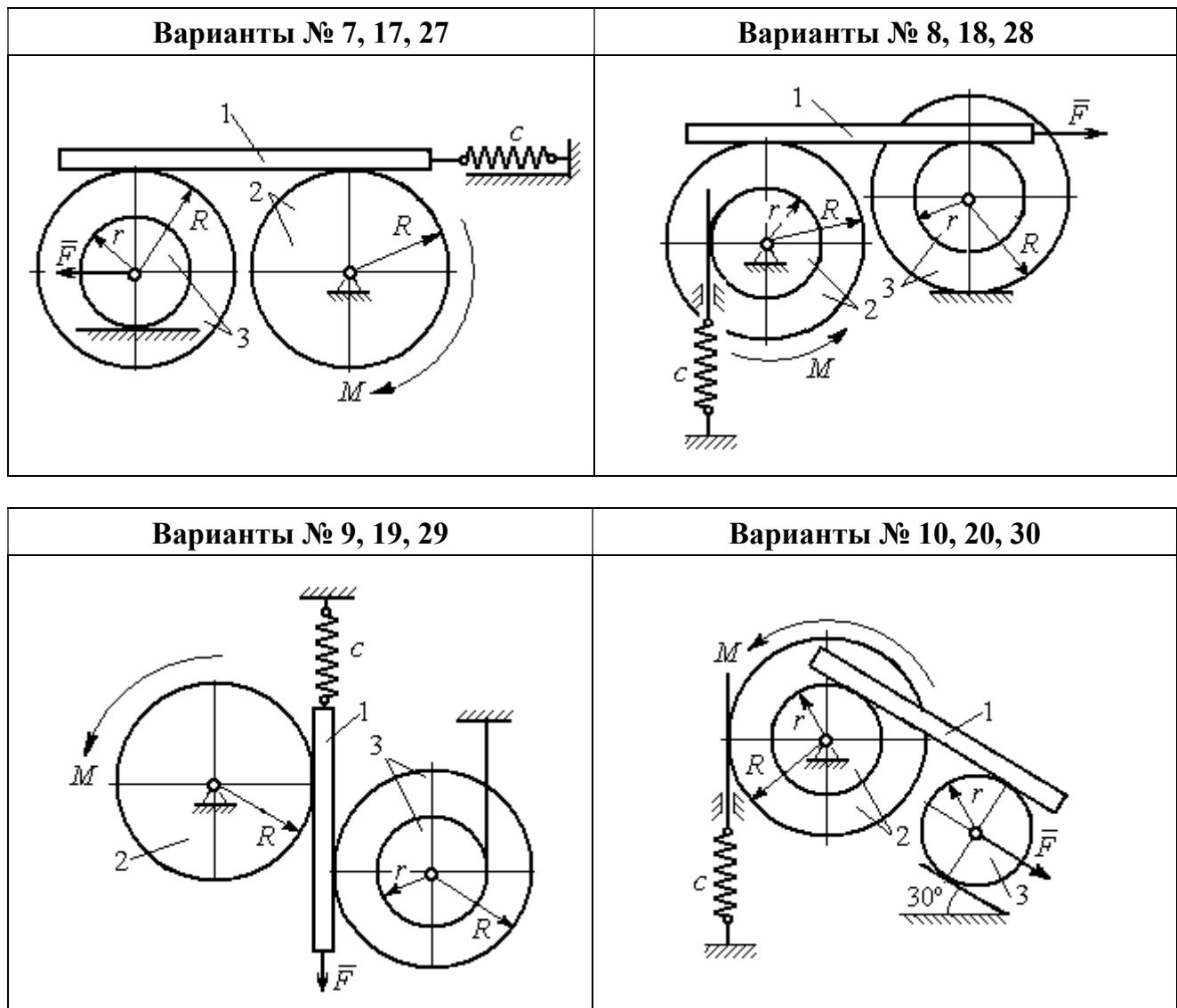


Рис. 6.10. Задание Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы. Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 6.2

Исходные данные задания Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	c , Н/м	ω_{20} , рад/с	R , м	r , м	i_z , м
1	8	12	18	15	3	50	0,3	0,6	0,3	0,4
2	10	8	15	12	5	55	0,4	0,8	0,5	0,6
3	5	18	10	8	4	60	0,2	0,5	0,3	—
4	5	20	12	10	6	70	0,5	0,6	0,5	0,6
5	5	8	16	8	8	65	0,2	0,6	0,3	—

Номер варианта задания	P_1 , Н	P_2 , Н	P_3 , Н	F , Н	M , Н·м	c , Н/м	ω_{20} , рад/с	R , м	r , м	i_z , м
6	8	10	14	6	2	50	0,1	1,0	0,6	0,8
7	10	12	15	12	3	65	0,2	0,8	0,6	0,7
8	12	15	15	6	2	50	0,3	1,2	0,6	0,8
9	5	20	12	8	4	75	0,1	0,6	0,4	0,5
10	6	25	8	5	12	60	0,4	1,0	0,8	0,9
11	4	10	12	-10	-2	60	0,2	0,8	0,4	0,6
12	5	8	15	-8	3	50	0,5	1,0	0,5	0,7
13	6	15	8	-12	-4	65	0,4	0,6	0,5	—
14	10	25	10	6	10	55	0,1	0,8	0,6	0,7
15	8	6	20	-10	2	70	0,2	1,2	0,6	—
16	10	12	12	-5	6	60	0,3	0,8	0,6	0,7
17	12	16	12	-6	-2	55	0,4	0,9	0,6	0,8
18	10	20	20	10	4	60	0,1	0,8	0,4	0,7
19	8	20	12	-10	6	65	0,2	1,2	0,4	0,8
20	12	20	10	-3	6	50	0,24	1,0	0,6	0,9
21	5	12	15	12	-3	55	0,3	0,6	0,5	0,55
22	10	15	18	6	-2	65	0,1	0,8	0,4	0,6
23	8	20	12	-8	2	45	0,2	0,8	0,6	—
24	12	20	18	-4	-8	70	0,4	0,5	0,3	0,4
25	6	10	15	-6	-2	60	0,1	1,4	0,7	—
26	8	12	10	10	-3	65	0,2	1,2	0,8	0,9
27	6	18	16	5	-3	70	0,2	0,8	0,2	0,6
28	8	12	12	-6	2	65	0,3	0,6	0,3	0,5
29	10	18	20	-10	4	60	0,2	1,2	0,8	0,9
30	8	18	10	8	6	75	0,1	1,0	0,8	0,9

Пример выполнения задания Д7. Исследование движения механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа

Механическая система состоит из трёх тел – бруса 1, блока 2, катка 3 и невесомой пружины жесткостью c . Брус, соединяющий каток 3 с блоком 2, расположен параллельно линии качения катка 3 (рис. 6.11). Радиусы ступеней ступенчатого диска R и r , радиус однородного диска r . Система движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_2$, $\vec{P}_3$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M . Движение катка 3 по неподвижной поверхности происходит без проскальзывания. Скольжение между брусом и дисками отсутствует.

Передача движения от пружины блоку 2 производится посредством невесомого вертикального стержня без скольжения. Радиус инерции блока 2 относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, i_z .

Исходные данные задачи: $P_1 = P$ Н, $P_2 = 2P$ Н, $P_3 = P$ Н, $F = 2P$ Н, $M = Pr$ Н·м, $R = 1,5r$ м, $i_z = r\sqrt{2}$ м, $c = P/r$ Н/м.

Определить законы движения блока 2 и бруса 1 при $P = 10$ Н, $r = 0,2$ м, если в начальный момент пружина находилась в нерастяннутом состоянии, а блоку 2 придали угловую скорость $\omega_0 = 0,5$ рад/с, направленную в сторону заданного момента пары сил.

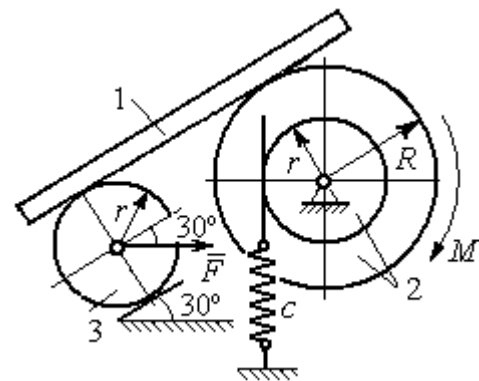


Рис. 6.11. Механическая система с одной степенью свободы

Решение

Рассматриваемая механическая система (рис. 6.11) имеет одну степень свободы, так как в системе не допускается независимое друг от друга движение тел. В качестве обобщённой координаты q выберем перемещение x верхнего края пружины, отсчитываемого от уровня, при котором пружина длиной l_0 находилась в нерастяннутом состоянии (рис. 6.12). Обобщённая скорость $\dot{q} = \dot{x}$.

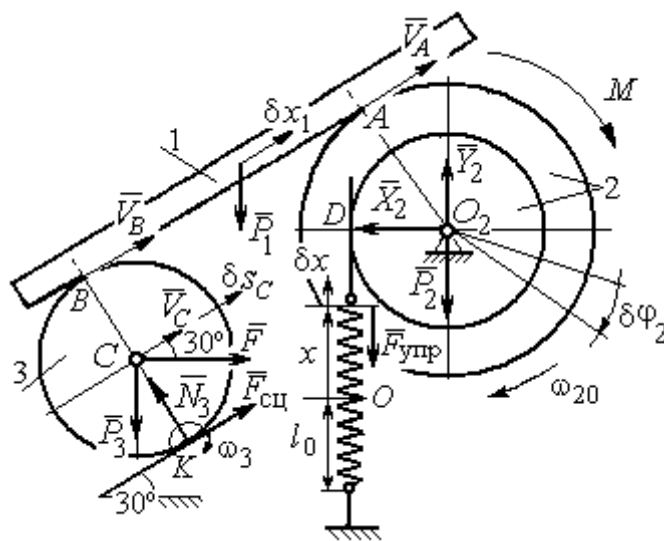


Рис. 6.12. Расчётная схема колебаний механической системы с одной степенью свободы

Уравнение Лагранжа II рода, описывающее движение системы с одной степенью свободы, имеет вид $\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}} \right) - \frac{\partial T}{\partial x} = Q_x$, где T –

кинетическая энергия системы, Q_x – обобщенная сила, соответствующая обобщенной координате x .

Вычислим кинетическую энергию системы как сумму кинетических энергий бруса, блока и катка: $T = T_1 + T_2 + T_3$. Кинетическая энергия поступательного движения бруса 1: $T_1 = \frac{1}{2}m_1V_1^2$, где m_1 , V_1 – масса и скорость бруса.

Энергия вращательного движения блока 2: $T_2 = \frac{1}{2}J_{2z}\omega_2^2$, где ω_2 – угловая скорость блока, J_{2z} – момент инерции блока 2 относительно оси z , $J_{2z} = m_2i_z^2$.

Каток 3 совершает плоскопараллельное движение. Его кинетическая энергия $T_3 = \frac{1}{2}m_3V_C^2 + \frac{1}{2}J_{zC}\omega_3^2$, где V_C – скорость центра масс катка 3; J_{zC} – момент инерции катка относительно оси, проходящей через его центр масс перпендикулярно плоскости движения, $J_{zC} = \frac{1}{2}m_3r^2$; r – радиус катка; ω_3 – угловая скорость катка.

Выразим скорость V_1 бруса 1, угловые скорости ω_2 , ω_3 блока 2 и катка 3, а также скорость V_C центра масс катка 3 через обобщенную скорость $\dot{x}$.

Заметим, что скорость точки D блока 2 равна скорости верхнего края пружины $V_D = \dot{x}$. Угловая скорость блока 2 $\omega_2 = \frac{V_D}{r} = \frac{\dot{x}}{r}$. Скорость бруса 1

равна скорости точки A блока 2 и вычисляется по формуле $V_1 = V_A = \omega_2 R = \frac{\dot{x}R}{r}$.

Так как брус совершает поступательное движение, то $V_B = V_1$. Угловая скорость

катка 3 $\omega_3 = \frac{V_B}{2r} = \frac{V_1}{2r} = \frac{\dot{x}R}{2r^2}$. Здесь при определении угловой скорости катка 3

учтено, что точка K касания катка 3 с неподвижной поверхностью является

мгновенным центром скоростей катка. Скорость центра катка 3 $V_C = \frac{V_B}{2} = \frac{\dot{x}R}{2r}$.

Подставляя исходные данные задачи с учётом найденных кинематических соотношений, получим кинетическую энергию тел системы

$$T_1 = \frac{1}{2} m_1 V_1^2 = \frac{P}{2g} \left(\frac{\dot{x}R}{r} \right)^2 = 1,125 \frac{P}{g} \dot{x}^2, \quad T_2 = \frac{1}{2} J_{2z} \omega_2^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{2P}{g} (r\sqrt{2})^2 \left(\frac{\dot{x}}{r} \right)^2 = 2 \frac{P}{g} \dot{x}^2,$$

$$T_3 = \frac{1}{2} m_3 V_C^2 + \frac{1}{2} J_{zC} \omega_3^2 = \frac{1}{2} \frac{P}{g} \left(\frac{\dot{x}R}{2r} \right)^2 + \frac{1}{2} \frac{Pr^2}{2g} \left(\frac{\dot{x}R}{2r^2} \right)^2 = 0,422 \frac{P}{g} \dot{x}^2.$$

Тогда полная кинетическая энергия системы:

$$T = T_1 + T_2 + T_3 = 3,547 \frac{P}{g} \dot{x}^2.$$

Произвольное положение системы определяется обобщённой координатой x , показывающей растяжение пружины. Дадим пружине, находящейся в произвольном положении, возможное (бесконечно малое) перемещение δx в положительном направлении оси x (см. рис. 6.12). При этом блок 2 повернётся

на угол $\delta\varphi_2$: $\delta\varphi_2 = \frac{\delta x}{r}$, брус 1 переместится на расстояние δx_1 : $\delta x_1 = \frac{\delta x R}{r}$,

центр масс катка 3 сдвинется на расстояние δS_C : $\delta S_C = \frac{\delta x R}{2r}$. Все перемещения

получены из установленных ранее кинематических соотношений и показаны на рис. 6.12.

При заданном возможном перемещении системы работу совершают силы тяжести $\vec{P}_1$, $\vec{P}_3$ бруса 1 и катка 3, пара сил с моментом M , сила $\vec{F}$ и сила упругости пружины (см. рис. 6.12). Элементарная работа вращающего момента M , приложенного к блоку 2, будет $\delta A(M) = M \delta\varphi_2 = M \frac{\delta x}{r}$. Работа силы тяжести

бруса 1 определяется равенством $\delta A(P_1) = P_1 \delta x_1 \cos 120^\circ = -P_1 \delta x_1 \cos 60^\circ = -\frac{P_1 \delta x R}{2r}$.

Работы силы тяжести катка 3 и силы F : $\delta A(P_3) = P_3 \delta S_C \cos 120^\circ = -P_3 \frac{\delta x R}{4r}$,

$\delta A(F) = F \frac{\delta x R}{2r} \cos 30^\circ$. Модуль силы упругости пружины, растянутой из неде-

формированного положения на расстояние x : $F_{\text{упр}} = cx$. Сила $\vec{F}_{\text{упр}}$ упругости направлена в сторону, противоположную растяжению (см. рис. 6.12). Работа силы упругости при перемещении вдоль линии действия на расстояние δx вычисляется по формуле $\delta A(\vec{F}_{\text{упр}}) = F_{\text{упр}} \delta x \cos 180^\circ = -cx \delta x$.

Сумма работ сил на рассматриваемом возможном перемещении системы с учётом данных задачи составляет

$$\begin{aligned} \delta A &= \delta A(M) + \delta A(P_1) + \delta A(P_3) + \delta A(F) + \delta A(F_{\text{упр}}) = \\ &= M \frac{\delta x}{r} - \frac{P_1 \delta x R}{2r} - P_3 \frac{\delta x R}{4r} + F \frac{\delta x R}{2r} \cos 30^\circ - cx \delta x = P(1,174 - 5x) \delta x, \end{aligned}$$

откуда обобщённая сила $Q_x = P(1,174 - 5x)$.

Составим уравнения Лагранжа. Вычислим частные производные от кинетической энергии по обобщенной скорости $\dot{x}$ и координате x : $\frac{\partial T}{\partial \dot{x}} = 7,094 \frac{P}{g} \dot{x}$,

$\frac{\partial T}{\partial x} = 0$. Определим полную производную по времени: $\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}} \right) = 7,094 \frac{P}{g} \ddot{x}$. Ре-

зультаты расчетов подставим в уравнения Лагранжа II рода и получим дифференциальное уравнение колебаний верхнего края пружины:

$$7,094 \frac{P}{g} \ddot{x} = P(1,174 - 5x), \text{ или при } g = 9,81 \text{ м/с}^2, \quad \ddot{x} + 6,91x = 1,62.$$

Решение дифференциального уравнения представляется в виде суммы общего решения однородного уравнения и частного решения неоднородного: $x = x_{\text{одн}} + x_{\text{частн}}$. Общее решение однородного уравнения имеет вид $x_{\text{одн}} = C_1 \sin kt + C_2 \cos kt$, где C_1, C_2 – произвольные постоянные; k – круговая частота собственных колебаний пружины, $k = \sqrt{6,91} = 2,63$ рад/с. Частное решение неоднородного уравнения ищется в виде константы $x_{\text{частн}} = b$. Подставив его в уравнение колебаний, получим $b = 0,23$. Таким образом, общее решение неоднородного уравнения имеет вид $x(t) = C_1 \sin 2,63t + C_2 \cos 2,63t + 0,23$.

Произвольные постоянные C_1, C_2 находятся из начальных условий. По условию задачи в начальный момент пружина была в нерастяннутом состоянии. Тогда начальная координата пружины (её верхнего края) $x(0) = 0$. Скорость верхнего края пружины в начальный момент времени $\dot{x}(0)$ равна начальной скорости $V_D(0)$ точки D блока 2. Поскольку в начальный момент времени блоку 2 сообщили угловую скорость ω_{20} , то $\dot{x}(0) = V_D(0) = \omega_{20}r = 0,1$ м/с.

Подставляя значение начальной координаты в общее решение неоднородного уравнения при $t = 0$, получим $C_2 = -0,23$.

Вычисляем скорость движения пружины, взяв производную: $\dot{x}(t) = 2,63C_1 \cos 2,63t - 2,63C_2 \sin 2,63t$. Подставляя начальное значение скорости, получим $C_1 = 0,038$. Окончательно уравнение движения верхнего края пружин: $x(t) = 0,038 \sin 2,63t - 0,23 \cos 2,63t + 0,23$ м.

Уравнения колебательных движений бруса 1 и блока 2 найдём из ранее полученных кинематических соотношений:

$$x_1 = \frac{xR}{r} = 1,5 x(t) = 0,057 \sin 2,63t - 0,34 \cos 2,63t + 0,34 \text{ м};$$

$$\varphi_2 = \frac{x}{r} = 5 x(t) = 0,19 \sin 2,63t - 1,15 \cos 2,63t + 1,15 \text{ рад.}$$

$$\text{Амплитуда колебаний бруса } A = \sqrt{0,057^2 + 0,34^2} = 0,35 \text{ м.}$$

6.5. Задание Д8. Исследование механической системы с двумя степенями свободы

Механическая система, состоящая из четырёх тел, из состояния покоя движется в вертикальной плоскости под действием сил тяжести $\vec{P}_1, \vec{P}_2, \vec{P}_3, \vec{P}_4$, силы $\vec{F}$ и пары сил с моментом M . Качение тел во всех случаях происходит без проскальзывания, скольжение грузов по поверхностям – без трения. Радиусы дисков одинаковы и равны R . Найти уравнения движения системы в обоб-

щённых координатах. Варианты заданий и рекомендуемые обобщённые координаты даны на рис. 6.13, 6.14, варианты исходных данных – в табл. 6.3.

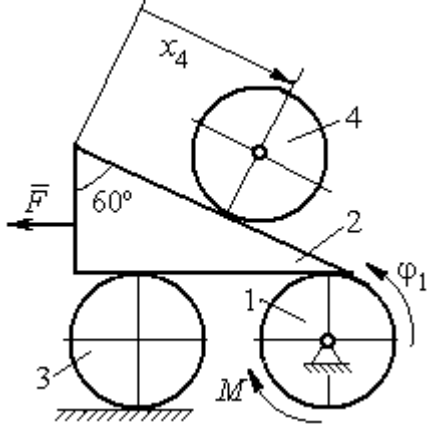
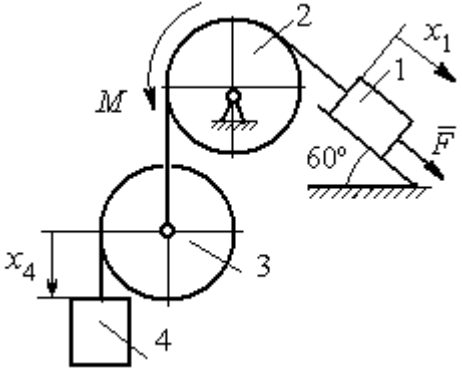
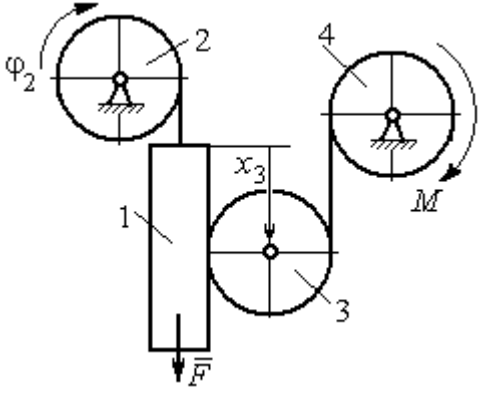
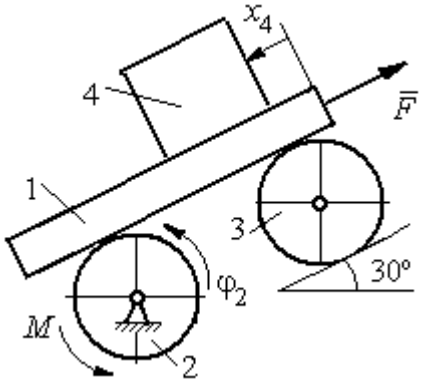
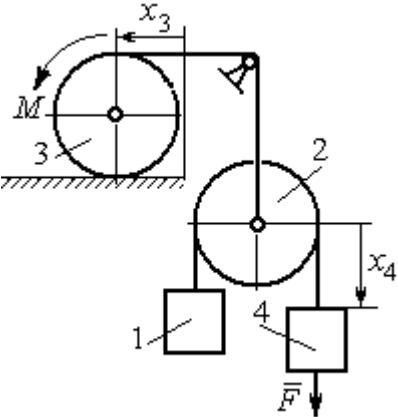
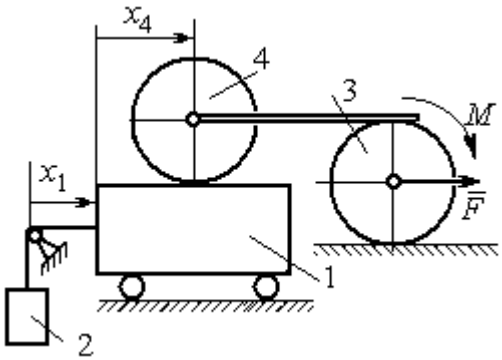
Варианты № 1, 11, 21	Варианты № 2, 12, 22
	
Варианты № 3, 13, 23	Варианты № 4, 14, 24
	
Варианты № 5, 15, 25	Варианты № 6, 16, 26
	

Рис. 6.13. Задание Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы. Номера вариантов задания 1 – 6, 11 – 16, 21 – 26

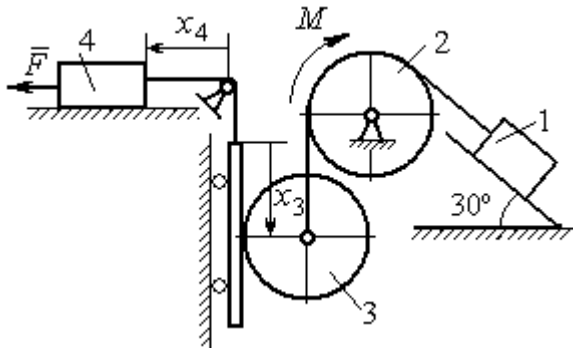
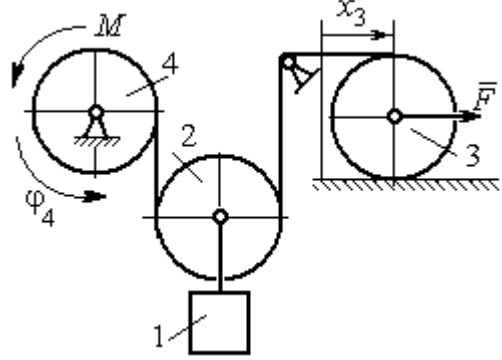
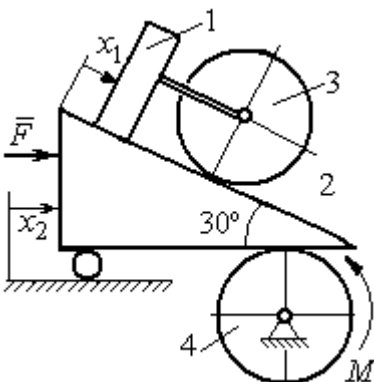
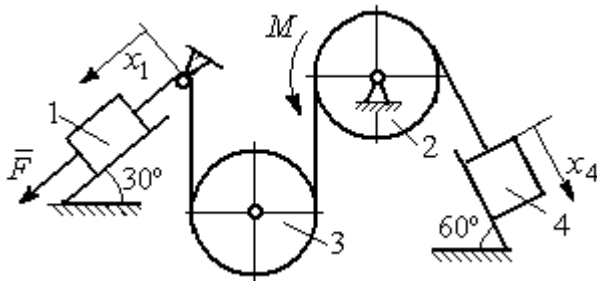
Варианты № 7, 17, 27	Варианты № 8, 18, 28
	
Варианты № 9, 19, 29	Варианты № 10, 20, 30
	

Рис. 6.14. Задание Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы. Номера вариантов задания 7 – 10, 17 – 20, 27 – 30

Таблица 6.3

Исходные данные задания Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы

Номер варианта задания	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
$P_1, \text{Н}$	P	$2P$	P	$1,5P$	P	$3P$	P	$1,2P$	$3P$	P	$2P$	P	P	$2P$	P
$P_2, \text{Н}$	$3P$	$3P$	$4P$	$3P$	$2P$	P	$2P$	$3P$	P	$2P$	$3P$	$2P$	$3P$	$4P$	$3P$
$P_3, \text{Н}$	$2P$	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	$2P$	$3P$	P	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	$2P$	P	$2P$
$P_4, \text{Н}$	$2P$	P	P	$2P$	$3P$	$3P$	P	P	$2P$	P	P	P	$2P$	$2P$	$2P$
$R, \text{м}$	$2r$	$1,5r$	$2,5r$	$1,2r$	$2r$	r	$1,5r$	r	$2r$	r	$1,5r$	$1,2r$	$2r$	$2r$	$2r$
$F, \text{Н}$	P	$2P$	P	$3P$	P	P	$2P$	$4P$	P	$2P$	P	$2P$	$1,5P$	$4P$	$2P$
$M, \text{Н} \cdot \text{м}$	$2Pr$	$3Pr$	$4Pr$	$3Pr$	$3Pr$	$4Pr$	$2Pr$	$2Pr$	$3Pr$	$2Pr$	$3Pr$	$4Pr$	$3Pr$	$3Pr$	$2Pr$

Номер варианта задания	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
$P_1, \text{Н}$	$4P$	$1,5P$	P	$2P$	P	P	$1,5P$	$1,5P$	$2P$	P	P	$2P$	$1,2P$	$3P$	$1,2P$
$P_2, \text{Н}$	$2P$	$2P$	$2P$	$4P$	$3P$	$4P$	$3P$	$4P$	$3P$	$2P$	$2P$	$1,2P$	$2P$	$3P$	$2P$
$P_3, \text{Н}$	$2P$	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	$3P$	$2P$	$2P$	P	$2P$	$3P$	$2P$	P	P	$3P$
$P_4, \text{Н}$	$1,5P$	$2P$	$3P$	P	$2P$	$2P$	$2P$	P	$2P$	$3P$	P	P	$2P$	P	$2P$
$R, \text{м}$	$1,5r$	r	$1,5r$	$2r$	r	$1,2r$	$2r$	$1,5r$	$2r$	r	$1,5r$	$2r$	r	$1,2r$	$2r$
$F, \text{Н}$	$2P$	$2P$	P	$3P$	$4P$	$2P$	$3P$	$2P$	$3P$	P	$3P$	$1,5P$	$4P$	$2P$	$3P$
$M, \text{Н} \cdot \text{м}$	$3Pr$	$2Pr$	$4Pr$	Pr	$4Pr$	$4Pr$	$2Pr$	Pr	$4Pr$	$2Pr$	$4Pr$	$2Pr$	$2Pr$	$3Pr$	$2Pr$

Пример выполнения задания Д8. Исследование движения механической системы с двумя степенями свободы

Платформа 3 лежит горизонтально на катке 5 и блоке 4 одинакового радиуса R (рис. 6.15). На платформу действует горизонтальная сила $\vec{F}$. К блоку 4,

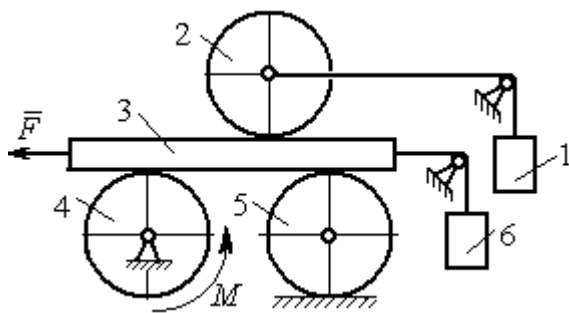


Рис. 6.15. Механическая система с двумя степенями свободы

вращающемуся вокруг неподвижной оси, приложена пара сил с моментом M . Каток 5 катится по горизонтальной поверхности. К краю платформы одним концом прикреплена горизонтальная нить, а к другому концу, переброшенному через невесомый блок, при-

креплен груз 6, движущийся вертикально. На платформе 3 установлен каток 2 радиуса R . К центру катка прикреплена нить, расположенная параллельно платформе и натянутая грузом 1, движущимся вертикально (см. рис. 6.15). Движение системы началось из состояния покоя. Качение тел без проскальзывания. Определить уравнения движения системы в обобщенных координатах, если $R = 2r$, веса тел $P_1 = P_6 = P$, $P_3 = 3P$, $P_4 = P_5 = P_2 = 2P$, $F = P$, $M = 3Pr$.

Решение

Рассматриваемая механическая система, включающая катки 2, 5, платформу 3, блок 4 и грузы 1, 6, имеет две степени свободы, так как перемещение

катка 2 относительно платформы 3 не зависит от перемещения самой платформы. За обобщенные координаты выберем перемещение x_2 центра масс катка 2 относительно края платформы и перемещение x_3 платформы 3 относительно произвольной неподвижной вертикальной плоскости (рис. 6.16). Обобщенные скорости – скорость $\dot{x}_2$ центра масс катка 2 относительно края платформы и скорость платформы $\dot{x}_3$ относительно неподвижной вертикали. Уравнения Лагранжа II рода, описывающие движение системы:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_2} \right) - \frac{\partial T}{\partial x_2} = Q_{x_2}, \quad \frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_3} \right) - \frac{\partial T}{\partial x_3} = Q_{x_3},$$

где T – кинетическая энергия системы; Q_{x_2} , Q_{x_3} – обобщенные силы, соответствующие указанным обобщенным координатам.

Вычислим кинетическую энергию системы как сумму кинетических энергий тел.

Платформа 3 совершает поступательное движение. Кинетическая энергия плат-

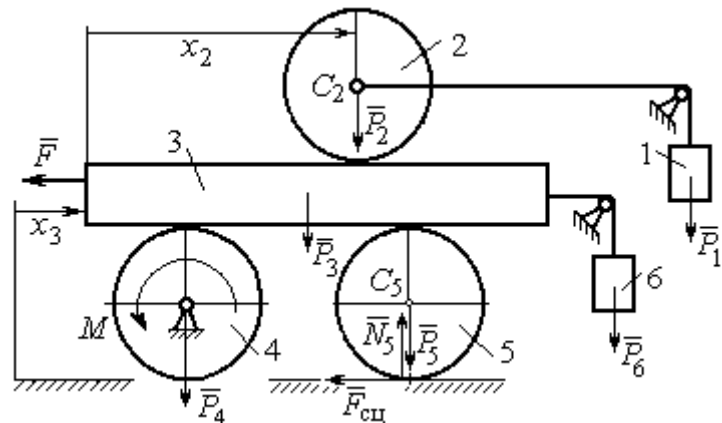


Рис. 6.16. Действующие силы и обобщённые координаты механической системы

формы $T_3 = \frac{P_3}{2g} V_3^2$, где V_3 – скорость платформы, причём, в соответствии с выбором обобщённых координат и скоростей, $V_3 = \dot{x}_3$.

Блок 4 вращается вокруг неподвижной оси. Энергия вращательного движения блока $T_4 = \frac{1}{2} J_4 \omega_4^2$, где J_4 , ω_4 – осевой момент инерции блока 4 и его угловая скорость. Угловая скорость блока 4 $\omega_4 = \frac{V_3}{R_4} = \frac{\dot{x}_3}{2r}$.

Каток 5 совершает плоскопараллельное движение, его кинетическая энергия вычисляется по формуле: $T_5 = \frac{1}{2} \frac{P_5}{g} V_{C_5}^2 + \frac{1}{2} J_5 \omega_5^2$, где J_5 – момент инерции катка относительно оси вращения, проходящей через его центр масс; ω_5 , V_{C_5} – угловая скорость и скорость центра масс катка 5. Для определения скорости центра масс катка 5 заметим, что точка касания катка с платформой имеет скорость, равную скорости платформы, а точка K касания катка с неподвижной горизонтальной поверхностью является его мгновенным центром скоростей. Следовательно, скорость центра катка равна половине скорости платформы: $V_{C_5} = \frac{1}{2} V_3 = \frac{1}{2} \dot{x}_3$. Угловая скорость катка 5 $\omega_5 = \frac{V_3}{2R_5} = \frac{\dot{x}_3}{4r}$ (рис. 6.17, а).

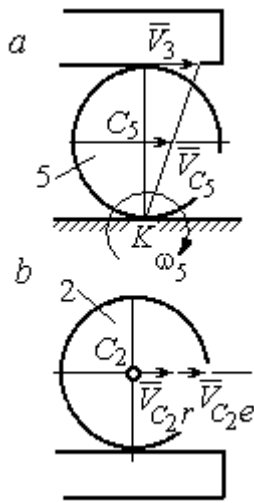


Рис. 6.17. Скорости центров катков 2 и 5

При расчёте кинетической энергии катка 2 необходимо учитывать, что каток совершает сложное движение. Качение катка по поверхности платформы является относительным движением, перемещение его вместе с платформой – переносным. Абсолютная скорость V_{C_2} центра масс катка 2 представляется в виде векторной суммы $\vec{V}_{C_2} = \vec{V}_{C_2r} + \vec{V}_{C_2e}$ (рис. 6.17, б), где $\vec{V}_{C_2e}$ – вектор переносной скорости катка, равный по модулю скорости платформы, $V_{C_2e} = V_3 = \dot{x}_3$; $\vec{V}_{C_2r}$ – вектор относительной скорости центра масс катка, равный по величине скорости центра масс катка 2 относительно края платформы, $V_{C_2r} = \dot{x}_2$. Модуль абсолютной скорости центра масс катка 2 равен сумме $V_{C_2} = V_{C_2r} + V_{C_2e} = \dot{x}_2 + \dot{x}_3$ (рис. 6.17, б).

Угловая скорость переносного движения катка 2 равна нулю, поскольку переносное движение катка – это поступательное движение платформы. В результате угловая скорость катка 2 равна его угловой скорости в относительном

движении: $\omega_2 = \frac{V_{C_2 r}}{R_2} = \frac{\dot{x}_2}{2r}$. Кинетическая энергия катка 2 рассчитывается по

формуле: $T_2 = \frac{1}{2} \frac{P_2}{g} V_{C_2}^2 + \frac{1}{2} J_2 \omega_2^2$, где J_2 – осевой момент инерции катка 2; ω_2 – угловая скорость катка; V_{C_2} – абсолютная скорость центра масс катка 2.

Движение грузов 1 и 6 поступательное, их кинетические энергии вычисляются по формулам: $T_1 = \frac{P_1}{2g} V_1^2$, $T_6 = \frac{P_6}{2g} V_6^2$. При этом скорость груза 1 равна абсолютной скорости центра катка 2: $V_1 = V_{C_2} = \dot{x}_2 + \dot{x}_3$, а скорость груза 6 равна скорости платформы: $V_6 = V_3 = \dot{x}_3$.

Выразим кинетическую энергию системы через обобщённые скорости. Кинетическая энергия:

$$T = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6 = \\ = \frac{P_1}{2g} V_1^2 + \frac{1}{2} \frac{P_2}{g} V_{C_2}^2 + \frac{1}{2} J_2 \omega_2^2 + \frac{P_3}{2g} V_3^2 + \frac{1}{2} J_4 \omega_4^2 + \frac{1}{2} \frac{P_5}{g} V_{C_5}^2 + \frac{1}{2} J_5 \omega_5^2 + \frac{P_6}{2g} V_6^2,$$

где значения скоростей: $V_1 = \dot{x}_2 + \dot{x}_3$, $V_{C_2} = \dot{x}_2 + \dot{x}_3$, $\omega_2 = \frac{\dot{x}_2}{2r}$, $V_3 = \dot{x}_3$, $\omega_4 = \frac{\dot{x}_3}{2r}$,

$V_{C_5} = \frac{1}{2} \dot{x}_3$, $\omega_5 = \frac{\dot{x}_3}{4r}$, $V_6 = \dot{x}_3$. Значения осевых моментов инерции катков:

$J_2 = \frac{P_2 R_2^2}{2g} = \frac{4Pr^2}{g}$, $J_4 = \frac{P_4 R_4^2}{2g} = \frac{4Pr^2}{g}$, $J_5 = \frac{P_5 R_5^2}{2g} = \frac{4Pr^2}{g}$. Подставляя значения

скоростей, моментов инерции и данные задачи, получим выражение кинетической энергии системы в виде

$$T = \frac{P}{2g} (\dot{x}_2 + \dot{x}_3)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{2P}{g} (\dot{x}_2 + \dot{x}_3)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{4Pr^2}{g} \left(\frac{\dot{x}_2}{2r} \right)^2 + \frac{3P}{2g} \dot{x}_3^2 + \\ + \frac{1}{2} \cdot \frac{4Pr^2}{g} \left(\frac{\dot{x}_3}{2r} \right)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{2P}{g} \left(\frac{\dot{x}_3}{2} \right)^2 + \frac{1}{2} \cdot \frac{4Pr^2}{g} \left(\frac{\dot{x}_3}{4r} \right)^2 + \frac{P}{2g} \dot{x}_3^2 = \\ = \frac{1}{2} \frac{P}{g} \dot{x}_2^2 + \frac{3P}{2g} (\dot{x}_2 + \dot{x}_3)^2 + \frac{23P}{8g} \dot{x}_3^2 = \frac{2P}{g} \dot{x}_2^2 + \frac{3P}{g} \dot{x}_2 \dot{x}_3 + \frac{35P}{8g} \dot{x}_3^2.$$

Дадим системе возможное перемещение по координате x_3 , оставляя координату x_2 без изменения: $\delta x_3 > 0, \delta x_2 = 0$ (рис. 6.18). При таком перемещении каток 2 стоит на платформе и движется поступательно вместе с ней. В этом случае работа сил тяжести $\vec{P}_2, \vec{P}_5, \vec{P}_3$ катков 2, 5 и платформы 3 равна нулю, так как перемещения точек приложения этих сил перпендикулярны векторам

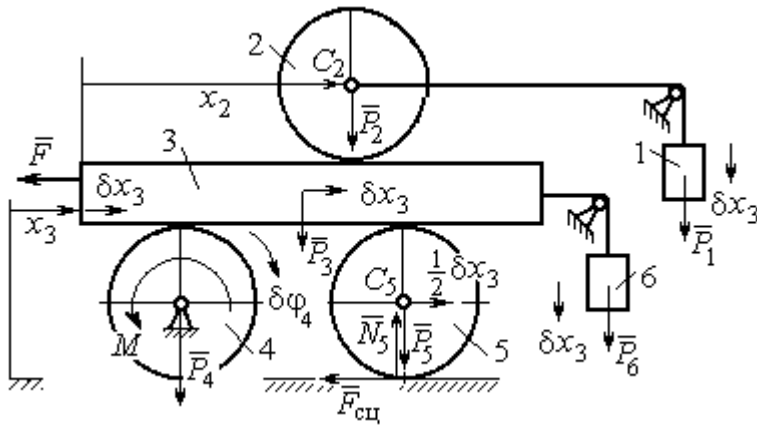


Рис. 6.18. Возможное перемещение системы при вариации обобщённых координат $\delta x_3 > 0, \delta x_2 = 0$

сил (см. рис. 6.18). Работа силы тяжести $\vec{P}_4$ равна нулю, так как точка приложения силы лежит на неподвижной оси вращения блока 4.

Работу будут производить сила $\vec{F}$, пара сил с моментом M и силы тяжести грузов $\vec{P}_1$ и $\vec{P}_6$. Суммарная

работа сил на перемещении δx_3 : $\delta A = -F\delta x_3 - M\delta\varphi_4 + P_1\delta x_3 + P_6\delta x_3$.

Представим полученное ранее соотношение $\omega_4 = \frac{\dot{x}_3}{2r}$ в дифференциальном виде: $d\varphi_4 = \frac{dx_3}{2r}$. Поскольку дифференциалы координат также являются возможными перемещениями, получим нужное соотношение $\delta\varphi_4 = \frac{\delta x_3}{2r}$. Теперь элементарную работу сил на возможном перемещении δx_3 с учётом значений сил можно представить в виде:

$$\delta A = -P\delta x_3 - 3Pr\frac{\delta x_3}{2r} + P\delta x_3 + P\delta x_3 = -\frac{1}{2}P\delta x_3,$$

отсюда обобщённая сила, соответствующая координате x_3 : $Q_{x_3} = -\frac{1}{2}P$.

Дадим системе другое независимое перемещение – по координате x_2 , оставляя координату x_3 без изменения: $\delta x_2 > 0, \delta x_3 = 0$ (рис. 6.19).

При этом возможном перемещении вся система стоит, кроме катка 2, который катится по поверхности неподвижной платформы, и груза 1, который опускается вертикально вниз. Работу совершает только сила тяжести груза 1. Выражая работу в виде $\delta A = P_1 \delta x_2 = P \delta x_2$, найдём обобщённую силу, соответствующую координате x_2 : $Q_{x_2} = P$.

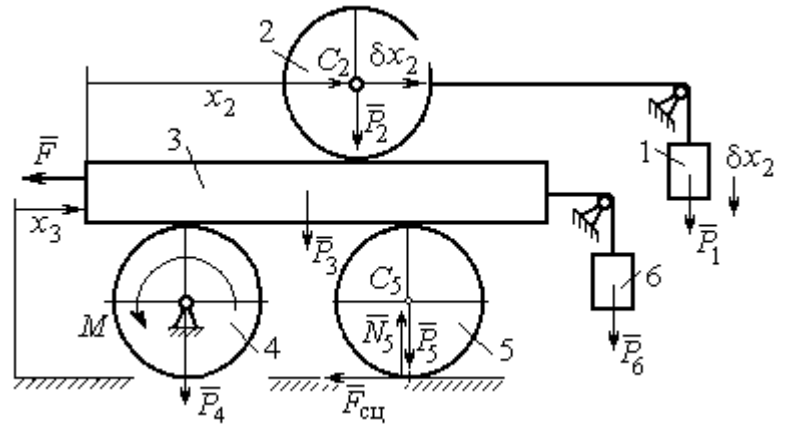


Рис. 6.19. Возможное перемещение системы при вариации обобщённых координат $\delta x_2 > 0$, $\delta x_3 = 0$

Составим уравнения Лагранжа. С этой целью вычислим частные производные от кинетической энергии по обобщенным скоростям $\dot{x}_3$ и $\dot{x}_2$:

$$\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_3} = \frac{3P}{g} \dot{x}_2 + \frac{35P}{4g} \dot{x}_3, \quad \frac{\partial T}{\partial \dot{x}_2} = \frac{4P}{g} \dot{x}_2 + \frac{3P}{g} \dot{x}_3$$

и по обобщённым координатам: $\frac{\partial T}{\partial x_3} = 0, \quad \frac{\partial T}{\partial x_4} = 0.$

Определим полные производные по времени от частных производных кинетической энергии по скоростям:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_3} \right) = \frac{3P}{g} \ddot{x}_2 + \frac{35P}{4g} \ddot{x}_3, \quad \frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{x}_2} \right) = \frac{4P}{g} \ddot{x}_2 + \frac{3P}{g} \ddot{x}_3.$$

Подставляя результаты расчётов в уравнения Лагранжа с учётом вычисленных значений обобщённых сил, получим систему дифференциальных уравнений, описывающих движение системы в обобщённых координатах:

$$12\ddot{x}_2 + 35\ddot{x}_3 = -2g, \quad 4\ddot{x}_2 + 3\ddot{x}_3 = g.$$

Алгебраическим решением системы служат значения ускорений:

$$\ddot{x}_3 = -\frac{5}{26}g = -0,19g \quad \text{и} \quad \ddot{x}_2 = \frac{41}{104}g = 0,39g.$$

Полученные выражения представляют собой дифференциальные уравнения, проинтегрировав которые дважды с нулевыми начальными условиями (движение началось из состояния покоя), найдём уравнения абсолютного движения платформы и относительного движения центра масс катка 2:

$$x_3 = -0,095gt^2, \quad x_2 = 0,195gt^2.$$

Отрицательное значение координаты x_3 означает, что движение платформы происходит в отрицательном направлении оси x_3 (см. рис. 6.16).

Абсолютное движение центра катка 2 представляется суммой относительного и переносного движений: $x_{C_2} = x_2 + x_3 = 0,1gt^2$.

Уравнение вращательного движения катка 2 находится на основании выражения $\varphi_2 = \frac{1}{R_2}x_2 = \frac{1}{2r}x_2 = 0,097\frac{gt^2}{r}$. Вращение блока 4 описывается уравнением $\varphi_4 = \frac{1}{R_4}x_3 = \frac{1}{2r}x_3 = -0,047\frac{gt^2}{r}$.

Движение катка 5 описывается двумя уравнениями: уравнением движения центра масс катка $x_{C_5} = \frac{1}{2}x_3 = -0,047gt^2$ и уравнением вращательного движения катка $\varphi_5 = \frac{x_3}{2R_5} = -0,024\frac{gt^2}{r}$.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Бать М. И., Джанелидзе Г. Ю., Кельзон А. С. Теоретическая механика в примерах и задачах. Т. 1–2. – СПб.: Лань, 2010.

Бутенин Н. В., Луиц Я. Л., Меркин Д. Р. Курс теоретической механики: в 2-х томах. – М.: Наука, 2009.

Вебер Г. Э., Ляцев С. А. Лекции по теоретической механике. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008.

Тарг С. М. Краткий курс теоретической механики: учебн. для втузов. – М.: Высшая школа, 2010.

Учебное издание

Евгений Борисович Волков
Юрий Михайлович Казаков

ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА

сборник заданий для расчетно-графических работ

Учебно-методическое пособие
для самостоятельной работы студентов

Редактор *Л.В. Устьянцева*

Подписано в печать

Бумага писчая. Формат бумаги 60×84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 9,75 Уч. изд. л. 6,5 Тираж экз. Заказ №

Издательство УГГУ

620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет.

Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

4. ДИНАМИКА ТОЧКИ.....	73
4.1. Дифференциальные уравнения движения точки.....	73
4.2. Задание Д1. Интегрирование дифференциальных уравнений движения точки....	73
4.3. Колебания материальной точки	80
4.4. Задание Д2. Исследование колебаний точки	84
4.5. Теорема об изменении кинетической энергии точки.....	95
4.6. Задание Д3. Исследование движения точки с применением теоремы об изменении кинетической энергии	96
5. ДИНАМИКА МЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ.....	103
5.1. Описание движений твёрдых тел на основе общих теорем динамики системы.	103
5.2. Задание Д4. Динамический расчет механической системы	104
5.3. Теорема об изменении кинетической энергии системы.	112
5.4. Задание Д5. Исследование движения механической системы с применением теоремы об изменении кинетической энергии	114
6. АНАЛИТИЧЕСКАЯ МЕХАНИКА	124
6.1. Принципы механики. Общее уравнение динамики.....	124
6.2. Задание Д6. Исследование механической системы с применением общего уравнения динамики	126
6.3. Уравнения Лагранжа II рода.....	136
6.4. Задание Д7. Исследование механической системы с одной степенью свободы с применением уравнений Лагранжа	137
6.5. Задание Д8. Исследование механической системы с двумя степенями свободы	145
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	155