

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

5-15 апреля 2004 г.

ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ СЕЙСМОВЗРЫВНЫХ ВОЛН НА ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ С ПОМОЩЬЮ ДАННЫХ О КОНЦЕНТРАЦИИ НАПРЯЖЕНИЙ В ОЧАГАХ РАЗРУШЕНИЯ КОНСТРУКЦИИ

ИВАНОВСКИЙ А. А.,

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

Оценка интенсивности сейсмозрывных колебаний при производстве взрывных работ на карьере Каменногорского карьероуправления производилась на основе сейсмограмм массовых взрывов, зарегистрированных автоматической станцией сейсмического контроля, установленной в здании АБК Каменногорского карьероуправления. Считывание сейсмической информации с двух групп сейсмоприемников на фундаменте и верхнем этаже здания (по три в каждой точке для регистрации X, Y и Z составляющих) производится непрерывно. После превышения сигналом заданного уровня осциллограмма записывается в оперативную память машины, при распознавании записи как сейсмозрывных колебаний производится запись на диск с указанием времени прихода сейсмического сигнала.

Расстояние от места проведения взрывных работ до четырехэтажного кирпичного здания, в котором находилась автоматическая станция сейсмического контроля, составило от 1092 до 1804 м. Результаты замеров интенсивности сейсмозрывных колебаний, выполненные станцией сейсмического контроля, позволяют дать прогнозную оценку интенсивности сейсмозрывных колебаний также в г. Каменногорске (для расстояния от места взрыва 4400 м).

Характеристики взрыва и результаты расшифровки сейсмограмм приведены в табл. 1

Таблица 1

**Параметры БВР по массовым взрывам, проведенным в гранитном карьере
АО «Каменногорское карьероуправление» в 2001 г.
и зарегистрированным автоматической станцией сейсмического контроля**

Дата взрыва	Масса заряда ступени	Число групп замедления	Масса заряда (общая), кг	Расстояние до АБК ККУ, м	Измеренное значение скорости (АБК ККУ), см/с	Расчетное значение скорости для Каменногорска
09.01.2000	4800	9	23280	1770	0,79	0,15
03.03.2000	4400	10	28644	1513	0,82	0,11
18.03.2000	4000	9	22800	1684	0,67	0,10
23.03.2000	4800	10	30000	1802	0,88	0,20
10.04.2000	4000	9	24024	1649	0,85	0,14
14.05.2000	4000	6	21000	1804	0,81	0,14
20.05.2000	4000	7	22513	1491	0,82	0,19
29.06.2000	3408	9	26114	1610	0,78	0,13
08.07.2000	4780	10	37314	1702	0,73	0,13
18.08.2000	5973	6	25498	1185	0,75	0,13
10.09.2000	5500	7	30250	1183	0,63	0,12
22.09.2000	5490	7	26906	1493	0,87	0,20
28.11.2000	6110	9	37280	1157	0,89	0,22

Как видно из таблицы, максимальная скорость смещения грунта в области основания здания не превышает 0,89 см/с, что меньше допустимой (согласно СНиП ПА 12 – 69) скорости $[U] = 2,7$ см/с, при весе ступени 6110 кг, однако расчетные значения скоростей колебаний грунта для охраняемых зданий г. Каменногорска превышают 0,20 см/с, что выше 2 баллов (ГОСТ 6249-52).

На рис. 1, а, б, в показаны характерные разрушения в зданиях, демонстрирующие остроту проблемы на данный момент.



Рис. 1. Характерные разрушения в зданиях:
а – диагональная трещина; б – диагональная
и вертикальная трещины; в – растущие трещины
и места установки маяков

С помощью метода пересчета данных о массовых скоростях на параметры возникающих напряжений, разработанного профессором Менжулиным, произведем расчет напряжения в основании здания:

$$\sigma_0 = \rho_0 C_p U_x, \quad (1)$$

где U_x – скорость колебаний грунта в основании сооружения, равная 0,89 см/с; C_p – скорость распространения продольной волны, равная 5,4 см/с;

$$\sigma_0 = 1,31 \text{ МПа}. \quad (2)$$

Рассмотрим результаты мониторинга пятиэтажного здания АБК ККУ. Дом имеет пять надземных и один подвальный этаж. Форма плана несимметричная.

Здание сложено из силикатного кирпича марки 75, имеющего, согласно СНиП II-22-81 «Каменные и армокаменные конструкции» и ГОСТ 530-80, следующие характеристики:

Плотность, кг/м ³	1800
Масса 1 м ³ , кг	1450 – 2000
Теплопроводность, Вт/м·К	0,85 – 1,15
Водопоглощение, %	16
Предел прочности на сжатие, МПа	5

Толщина стен в двух верхних этажах – 42 см, в трех нижних – 52 см, в цокольном этаже – 65 см.

Метод оценки локальных напряжений, возникающих в узлах конструкций зданий и сооружений при преломлении в них слабых возмущений, создаваемых сейсмозрывными волнами, позволяет рассмотреть концентрацию напряжений, возникающую в углах оконных проемов здания. Скорость распространения продольной волны C_p вдоль стены здания рассчитываем по формуле, см/с

$$C_p^{\text{кладки}} = \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \quad (3)$$

где ρ – объемный вес, кг/м³; E – модуль упругости кладки, определяемый согласно ГОСТ 530-80;

$$E = 6000 \text{ МПа}. \quad (4)$$

Тогда $C_p^{\text{кладки}} = 5,7$ км/с. Произведем расчет напряжения в нижней части стен здания:

$$\sigma^{\text{кладки}} = \rho_0^{\text{кладки}} \cdot C_p^{\text{кладки}} \cdot U_x; \quad (5)$$

$$\sigma^{\text{кладки}} = 0,92 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\text{max}}^{\text{расч}} = 3\sigma_0(1 - \nu_k \cdot \cos 2\theta),$$

где ν_k – коэффициент Пуассона, равный для кирпича 0,253; $\cos 2\theta$ – косинус внутреннего угла проема, θ равен 90 град.

Тогда $\sigma_{\text{max}}^{\text{расч}} = 2,19$ МПа, проверим по формуле

$$\sigma_{\text{max}}^{\text{пров}} = \sigma_0 \left(1 + 2 \left(\frac{\beta}{2\delta} \right)^2 \right),$$

где δ – коэффициент, зависящий от угла проема, при прямом угле δ равен 1; β – коэффициент, характеризующий геометрические размеры проема и его форму, при горизонтально вытянутом прямоугольном проеме рассчитывается по формуле

$$\beta = 0,94 \frac{2h}{a},$$

где h – высота проема, равная 0,97 м; a – ширина проема, равная 1,2 м, тогда $\sigma_{\text{max}}^{\text{пров}} = 2,24$ МПа.

На рис. 2-4 представлены наглядные результаты компьютерного моделирования распределения напряжений.

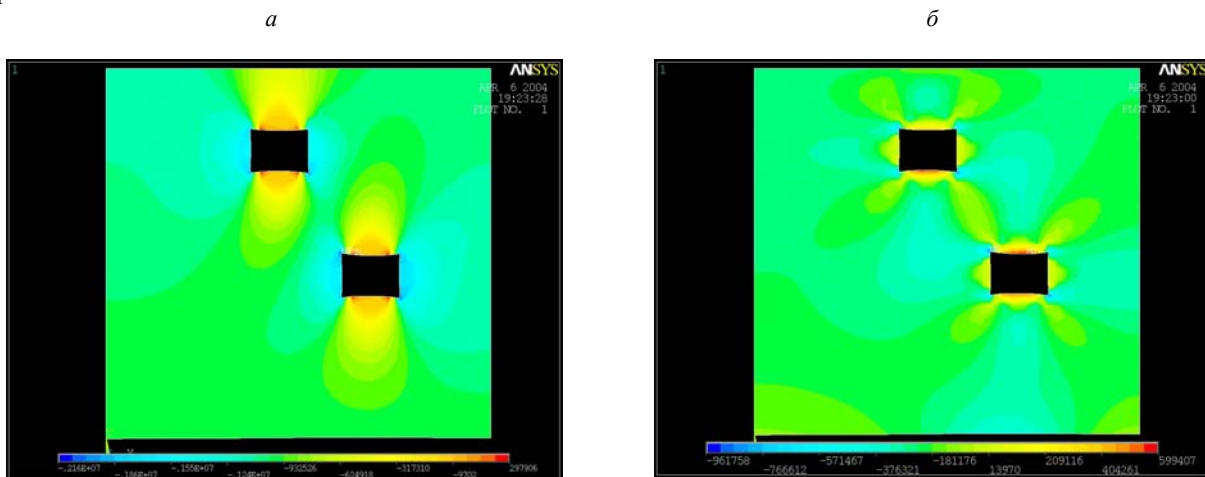


Рис. 2. Распределение напряжений по осям Y (а) и X (б)

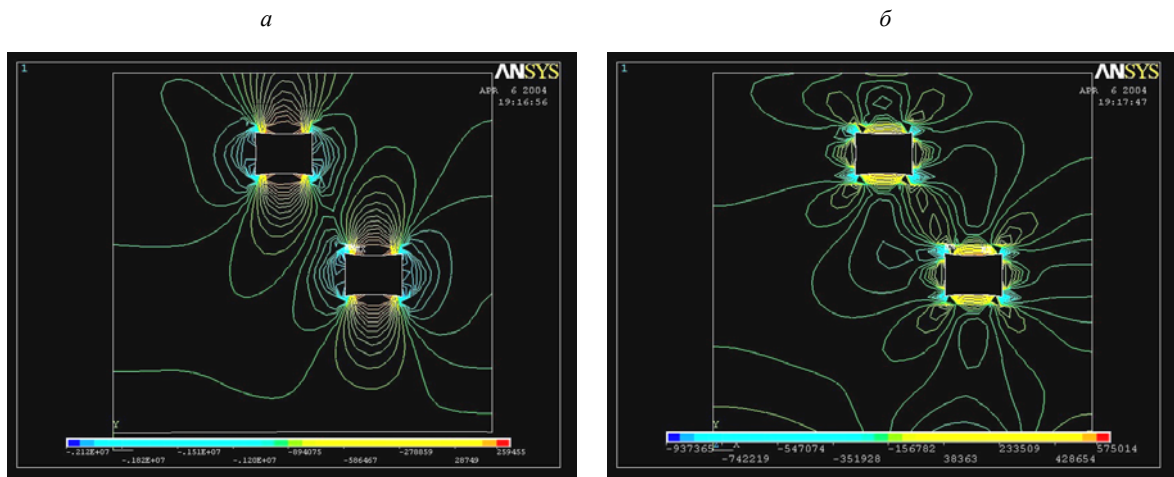


Рис. 3. Концентрация напряжений по осям Y (а) и X (б)

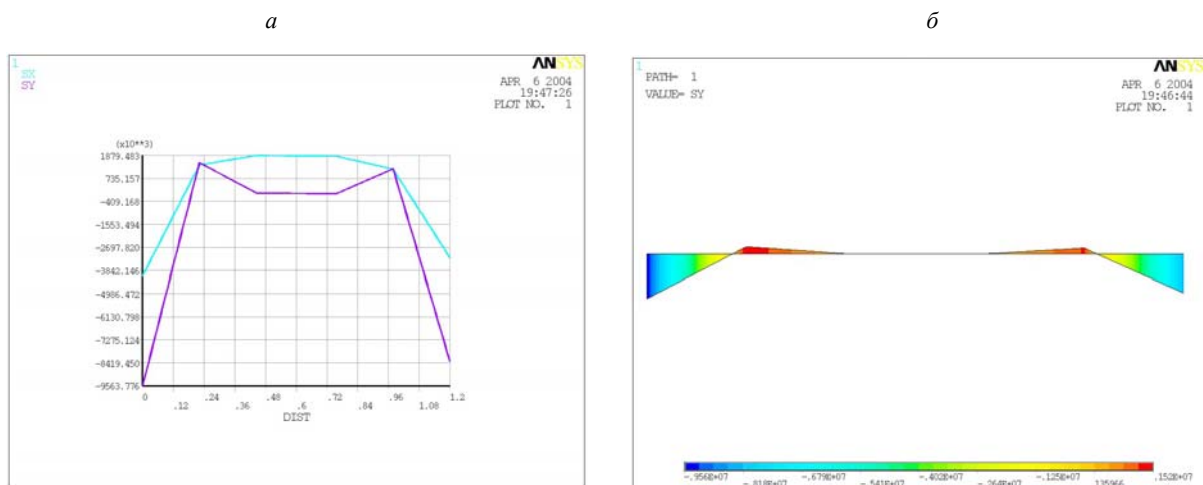


Рис. 4. Максимумы напряжений (а, б)

Далее рассмотрим прочностные параметры материала стены здания.

1. Обнаруженное при внешнем осмотре большое количество вертикальных трещин в кладке свидетельствует о пониженном, по сравнению с действующими нормами, пределе прочности кирпича. Определение предела прочности кирпича при сжатии производилось непосредственно в ходе стандартных разрушающих испытаний отобранных образцов на прессе, а также непосредственно в кладке неразрушающими экспертными методами (по косвенным характеристикам) по методикам «УНИИпроект».

Согласно СНиП и ГОСТ 8462-85,

$$\sigma_1 = \sigma_{\text{таб}} \cdot 0,86. \quad (6)$$

Отсюда $\sigma_1 = 4,3$ МПа.

По данным пробных испытаний образцов кирпича на изгиб по методике В. М. Слукина и в соответствии с СНиП II-22-81 – табл. 2, нижний предел прочности $\sigma_{\text{изг}}$ был равен 0,78 МПа.

2. Согласно СНиП II-22-81, марка раствора в кладке для пятиэтажных зданий должна быть принята минимум М 25 (по марке цемента), с кубиковой прочностью $R = 2,5$ МПа.

3. Пользуясь пособием по проектированию каменных и армокаменных конструкций, по формуле Л. И. Онищика получим значение предела прочности кладки на сжатие, $\sigma_{\text{кладки}}^{\text{сж}} = 1,1$ МПа, согласно СНиП 3. Предел прочности кладки рассчитываем по формуле Л. И. Онищика, пользуясь пособием по проектированию каменных и армокаменных конструкций:

$$\sigma_{\text{кладки}} = A \cdot \sigma_1 \left(1 - \frac{a}{b + \frac{\sigma_2}{2\sigma_1}} \right) g, \quad (7)$$

где σ_1 – предел прочности на сжатие кирпича; σ_2 – предел прочности на сжатие раствора; a, b, g – эмпирические коэффициенты; A — конструктивный коэффициент, определяемый с учетом пониженной прочности кирпича при изгибе по формуле

$$A = \frac{1,2}{1 + \frac{\sigma_1}{3 + \sigma_{\text{изг}}}}. \quad (8)$$

Так как условие $\sigma_2 \geq 0,04\sigma_1$, значения коэффициентов $a = 0,2, b = 0,3, g = 1$.

Соответственно $A = 0,32$.

Подставляя полученные данные в формулу (7), получим значение предела прочности кладки на сжатие, $\sigma_{\text{кладки}}^{\text{сж}} = 1,1$ МПа:

$$\sigma_{\text{кладки}}^{\text{раст}} = \frac{\sigma_{\text{кладки}}^{\text{сж}} + 8}{20},$$

тогда $\sigma_{\text{кладки}}^{\text{раст}} = 0,4$ МПа;

$$\sigma_{\text{кладки}}^{\text{раст}} = \frac{\sigma_{\text{кладки}}^{\text{сж}} + 8}{20},$$

тогда $\sigma_{\text{кладки}}^{\text{раст}} = 0,4$ МПа.

Из расчетов следует, что, несмотря на значительный запас, по данным скоростей колебаний (0,89 см/с при допустимых 2,7 см/с), для многих зданий, находящихся в эксплуатации довольно долго, напряжения, возникающие в узлах конструкций зданий и сооружений при преломлении в них слабых возмущений, создаваемых сейсмозврывными волнами, критически приближаются к пределу прочности стеновых материалов, в результате чего, учитывая локальные концентрации напряжений в узлах конструкций, неизбежно возникновение и быстрый рост трещин, т. е. создание очагов разрушений, способных привести к разрушению здания.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *ГОСТ 8462 – 75*. Методы определения пределов прочности при сжатии и изгибе.
2. *ГОСТ 24332 – 88*. Ультразвуковой метод определения прочности при сжатии.
3. *Слукин В. М.* Неразрушающие методы исследования памятников архитектуры. Свердловск: Изд-во УрГУ, 1988.
4. *СНиП II-22-81*. Каменные и армокаменные конструкции: Пособие по проектированию каменных и армокаменных конструкций (к СНиП II-22-81).

ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ КРУТЫХ ПЛАСТОВ КУЗБАССА

ГЛУШЕНКОВ Е. В., СИДОРЕНКО А. А.,
Санкт-Петербургский государственный горный институт

Проблема отработки склонных к самовозгоранию мощных пластов угля, доля которых в Кузбассе составляет более 20 %, является актуальной, поскольку исключить из отработки данные пласты нецелесообразно, а существующие технологические схемы не обеспечивают безопасной и экономически эффективной их отработки.

В условиях рыночной экономики решение данной проблемы приобретает особое значение, поскольку возникающие эндогенные пожары приводят к потерям подготовленных запасов полезного ископаемого, величина которых достигает 400 тыс. тонн на 1 пожар, что наносит значительный экономический ущерб горнодобывающему предприятию и может являться причиной полной остановки его работы. Кроме того, необ-

ходимо отметить, что даже после ликвидации пожара возникают опасные условия для труда горнорабочих при отработке смежных как по падению, так и по простиранию выемочных участков.

Целью данной работы являлась разработка эффективных способов предотвращения эндогенных пожаров при отработке мощных крутых пластов Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса.

Анализ имеющихся на шахтах Прокопьевско-Киселевского месторождения данных о зарегистрированных эндогенных пожарах позволил провести дифференциацию эндогенных пожаров по пластам и выявить пласты, отработка которых сопряжена с высокой опасностью возникновения эндогенных пожаров. Наибольшее число случаев самовозгорания

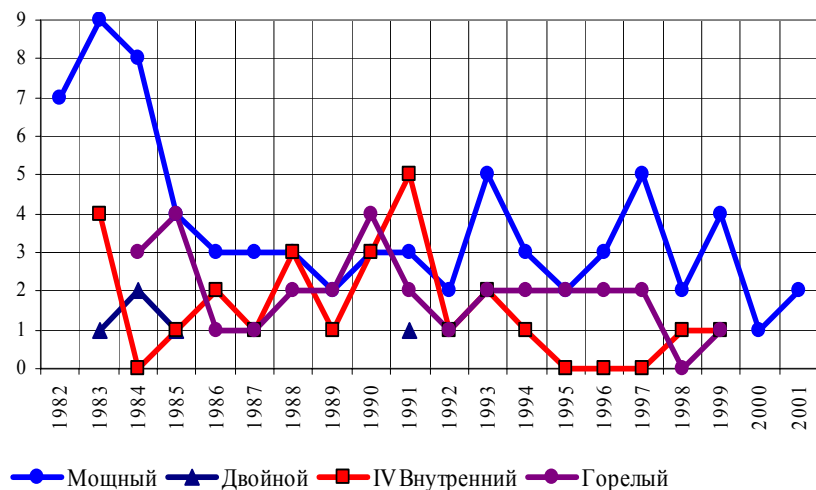


Рис. 1. Дифференциация эндогенных пожаров по пластам

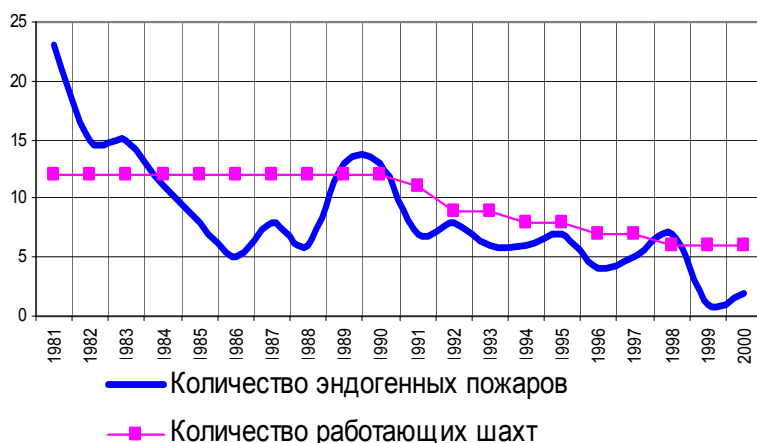


Рис. 2. Динамика зарегистрированных эндогенных пожаров на предприятиях ОАО «Прокопьевскуголь»

Необходимо отметить, что пожароопасность каждой системы разработки зависит не только от коэффициента извлечения полезного ископаемого, но и от характера обрушения вмещающих пород и скопления потерь полезного ископаемого в выработанном пространстве, которые и определяют условия для притока воздуха в скопления окисляющихся горных пород и угля.

Проведенный анализ литературы по теме исследований и фактических случаев самовозгорания позволил выделить основные горно-геологические факторы, определяющие возможность самовозгорания угля: мощность пласта; сближенность пластов; угол падения; тектоническую нарушенность; характер вмещающих пород; глубину залегания; петрографический, химический составы пласта.

Мощность пласта. Выполненная дифференциация зарегистрированных на Прокопьевско-Киселевском месторождении эндогенных пожаров по пластам позволяет сделать вывод о том, что при прочих равных условиях вероятность возникновения эндогенного пожара возрастает с увеличением мощности пласта. Это связано с тем, что с увеличением мощности пласта возрастают эксплуатационные потери полезного ископаемого в выработанном пространстве и уменьшается скорость подвигания очистных забоев. Кроме того, с

наибольшее число случаев самовозгорания угля зарегистрировано при отработке пластов: Мощный (до 40 %), Двойной (до 25 %), IV Внутренний (до 25%) и Горелый (до 15 %), на долю которых приходится более 60 % всех запасов месторождения (рис. 1).

Тенденция к уменьшению числа пожаров, прослеживаемая при анализе динамики зарегистрированных эндогенных пожаров (рис. 2), является следствием закрытия в период с 1992 по 1998 гг. ряда угледобывающих предприятий, а именно 6 из 12 шахт ОАО «Прокопьевскуголь», и сокращения, таким образом, интенсивности эксплуатации месторождения.

Кроме этого данный анализ показал, что практически независимо от применяемой системы разработки (рис. 3) более 60 % случаев самовозгорания связаны с отступлением от правил технической эксплуатации, а именно: несвоевременной и некачественной изоляции выработанного пространства, превышением проектного времени отработки выемочных участков (см. рис. 3), подработкой участков, на которых были зафиксированы эндогенные пожары.

В ряде случаев при возникновении пожаров эти отступления находились в сочетании между собой.

увеличением мощности растут потери по площади и потери в целиках, разрушающихся под действием горного давления и представляющих собой скопления высокопроницаемого материала.

Угол падения пласта.

Увеличение угла падения пласта приводит к возрастанию вероятности возникновения эндогенного пожара. Выполненный анализ технической литературы [1] позволил установить следующие характерные особенности поведения угольного пласта и вмещающих пород при наклонном залегании. Установлено, что при увеличении угла падения свыше

60-65° активизируются процессы перепуска разрушенного угля и обрушенных пород, что способно привести к перепуску (перемещению) эндогенных пожаров с этажа на этаж. Кроме того, необходимо отметить, что крутонаклонное и крутое залегание приводит к увеличению шага обрушения основной кровли и как следствие созданию благоприятных условий для свободного перемещения пород в выработанном пространстве.

Тектоническая нарушенность пласта увеличивает опасность самовозгорания, так как создает трудности при выемке угля, увеличивает аварийность горных работ и потери угля. Кроме того, тектонические нарушения характеризуются высокой проницаемостью пород, что создает условия для движения воздуха.

Сближенность пластов. С точки зрения опасности самовозгорания угля пласты считаются сближенными, если после отработки нижележащего пласта образуется зона обрушения с вышележащим. Безопасная мощность междупластья зависит от угла падения, мощности и свойств пород междупластья.

Свойства вмещающих пород. При обрушении пород кровли пласта большими блоками в выработанном пространстве образуются каналы для движения воздуха. Кроме того, при труднообрушаемой устойчивой кровле, вследствие зависания пород, угольные пласты подвергаются большому давлению, что вызывает их разрушение. Боковые породы, обладающие большой крепостью, оседают в выработанном пространстве большими пачками, между которыми остаются каналы для проникновения воздуха [4]. Поэтому при устойчивых породах пожароопасность повышается.

Неустойчивая кровля способствует уменьшению пожароопасности, так как легко обрушается и плотно заполняет выработанное пространство.

Проницаемость вмещающих пород также имеет большое значение. Наиболее проницаемы трещиноватые каменные горные породы. На верхних горизонтах обычно все метаморфизованные породы обладают значительной трещиноватостью, вследствие чего перемишки плохо изолируют выработанные пространства. Высокой проницаемостью обладают горельники, т. е. породы в зонах выгорания угольных пластов. Почти непроницаемы глинистые породы, находящиеся в увлажненном состоянии [4].

Пропластки и пласты углистых пород могут иметь такую химическую активность, как и пласты угля. В отдельных случаях отмечена повышенная склонность к самовозгоранию углистых сланцев.

Перечисленные факторы могут действовать в разных сочетаниях, поэтому один и тот же пласт в разных частях шахтного поля может иметь неодинаковую химическую активность.

Главными горно-техническими факторами пожароопасности являются: способы вскрытия шахтного поля и подготовки выемочных полей и блоков, система ведения очистных работ, система и режим вентиляции.

При вскрытии и подготовке выемочных полей, содержащих угли, склонные к самовозгоранию, необходимо: проводить капитальные выработки по вмещающим породам, отработку шахтного поля и участков производить обратным ходом, с разделением на изолированные выемочные участки (блоки), проводить групповые штреки и другие подготовительные выработки по пустым породам.

Как уже отмечалось, необходимым условием возникновения эндогенного пожара является наличие разрушенного угля. При отработке мощных крутых пластов с использованием различных системы разработки образование скоплений разрушенного угля возможно как в выработанном пространстве обрабатываемых участков, вследствие потерь полезного ископаемого в процессе ведения очистных работ, так и у краевых частей межучастковых и межэтажных целиков – в результате их разрушения горным давлением.

Наиболее пожароопасны межэтажные и межблоковые целики, так как они представляют собой более концентрированные скопления, через которые длительное время и интенсивно просачивается воздух.

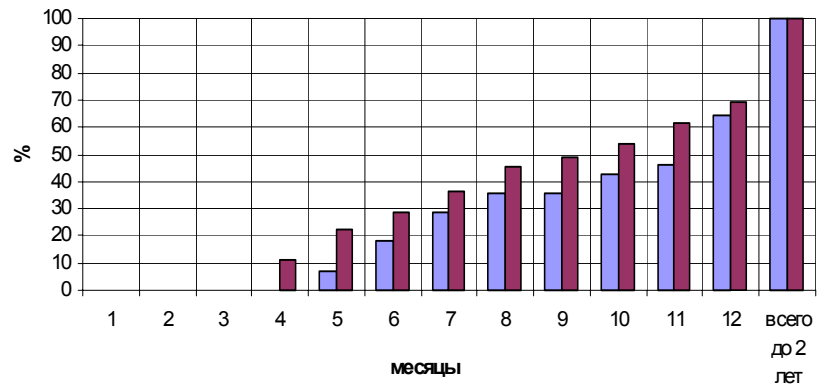


Рис. 3. Влияние продолжительности отработки участков на количество возникающих эндогенных пожаров при различных системах разработки

Наблюдения за характером разрушения межгоризонтных угольных целиков при их подработке проводились на ряде шахтопластов, обрабатываемых системой разработки с использованием КГП (комбинированных гибких перекрытий) и щитовой.

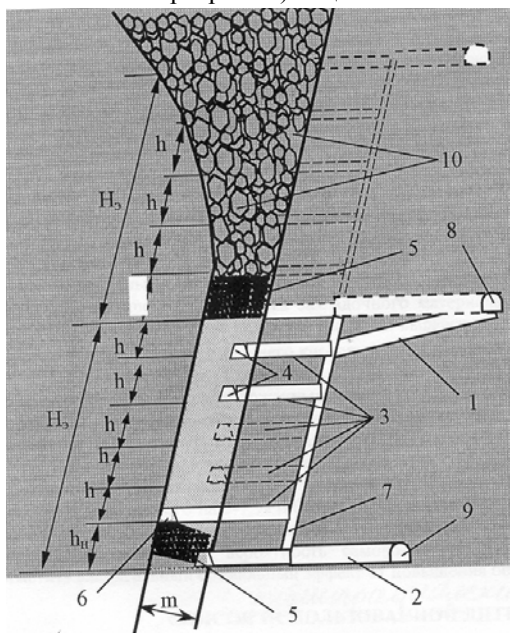


Рис. 4. Рекомендуемая технологическая схема обработки мощных пластов угля, склонных к самовозгоранию:

1 – наклонный этажный вентиляционный квершлаг; 2 – этажный откаточный квершлаг; 3 – подэтажные квершлаги; 4 – подэтажные штреки; 5 – закладочный массив; 6 – закладочный штрек; 7 – грузолодской ходок; 8 – полевой этажный вентиляционный штрек; 9 – полевой этажный откаточный штрек; 10 – обрушенные породы; H_n – высота обрабатываемого этажа; h – наклонная высота подэтажей (кроме нижнего подэтажа); h_n – наклонная высота n -го (нижнего) подэтажа; L – размер выемочного блока по простиранью; m – мощность пласта

угля в заходках гидромонитором до закладочного штрека и полную закладку выработанного пространства в пределах заходок пустыми породами производят последовательно. При этом высоту выемки угля в заходках увеличивают в направлении от почвы пласта к закладочному штреку с формированием наклонной поверхности кровли в заходке, угол наклона к горизонтальной плоскости наклонной поверхности кровли принимают меньше угла естественного откоса закладочного материала.

Закладку выработанного пространства нижнего подэтажа, прилегающего к этажному откаточному штреку, можно производить любым из известных способов (пневматическим, гидравлическим и др.)

Закладочный массив должен отвечать следующим основным требованиям: управляемость процесса перепуска закладочного материала в выработанное пространство обрабатываемого подэтажа; надежная изоляция выработанного пространства обработанных подэтажей от проникновения в него кислорода – воздуха из обрабатываемых подэтажей.

Полная отработка пласта без оставления целиков угля между выработанными пространствами рядом расположенных этажей позволяет снизить потери угля в целиках, уменьшить пожароопасность и повысить эффективность управления кровлей при разработке мощных крутых пластов угля, склонного к самовозгоранию.

Использование предлагаемого способа при обработке мощных крутых пластов Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса позволяет: уменьшить потери полезного ископаемого на 5-7 % и более; снизить интенсивность динамических обрушений пород кровли; повысить эффективность процессов перепуска обрушенных пород; существенно уменьшить вероятность самовозгорания угля. Кроме того, необходимо отметить значительный социальный эффект от повышения безопасности очистных работ.

Наблюдениями было установлено, что при подработке межгоризонтного целика монтажным слоем при системе разработки с КГП происходит частичное разрушение целика у почвы и полное разрушение у кровли пласта. При этом еще до ведения горных работ нарушается изоляция обоих горизонтов [3].

Учитывая все выше сказанное, нами рекомендуется следующая технологическая схема обработки мощных крутых пластов, склонных к самовозгоранию без оставления целиков угля между этажами (рис. 4).

Для этого первым в этаже обрабатывают нижний подэтаж с полным заполнением выработанного пространства его закладочным материалом, обработку остальных подэтажей в пределах этажа ведут последовательно в нисходящем порядке, начиная с верхнего подэтажа, при этом вначале в выработанное пространство обработанного подэтажа производят перепуск закладочного материала из вышерасположенного подэтажа, затем обрушившихся пород кровли, причем наклонную высоту нижнего подэтажа определяют из выражения

$$h_{\text{нп}} > k \cdot m / \sin \alpha,$$

где $h_{\text{нп}}$ – наклонная высота нижнего подэтажа; m – мощность пласта; k – коэффициент, учитывающий мощность пласта; α – угол падения пласта.

Выполнение данного условия позволяет обеспечить возможность более эффективного управления процессом перепуска обрушившихся вмещающих пород из выработанного пространства обработанных подэтажей в выработанное пространство обрабатываемых подэтажей.

Кроме того, массив, создаваемый из закладочного материала, должен исключить утечки воздуха (поступление кислорода) в выработанное пространство вышерасположенных подэтажей. С целью повышения полноты закладки выработанного пространства нижнего подэтажа подэтажный откаточный штрек проходит в непосредственной близости от пород лежащего бока, по верхней границе подэтажа у кровли пласта проходят закладочный штрек, по которому подается порода для закладки выработанного пространства, осуществляют выемку

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ардашев К. А., Куксов Н. И., Шалыгин А. С. Совершенствование управления горным давлением при разработке наклонных и крутых угольных пластов. М.: Недра, 1975.
2. Томашевский Л. П., Ишхнели О. Г. и др. Способ разработки мощных крутых и наклонных пожароопасных угольных пластов / Авторы: Томашевский Л. П., Ишхнели О. Г., Гордзениани З. А., Алипченко В. С., Рухадзе Т. А., Дубровский А. А. А. С. СССР № 1373816, 1986.
3. Томашевский Л. П., Петров А. И., Михеев О. В., Шахурдин С. А. Технологии разработки мощных крутых пластов. Теория, эксперимент, практика. Прокопьевск, 1996.
4. Ушаков К. З., Камдина Н. О. Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело. М.: МГИИ, 2002.

ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕООРУЖЕНИЕ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ РУДНЫХ ШАХТ НА САМОХОДНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

БУДНИК Д. Р.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

На сегодняшний день ситуация в горнодобывающей отрасли страны сложилась так, что около 60 % от всего удельного веса занимает открытая геотехнология, однако очевидно, что в будущем подземная добыча руд выйдет на первое место.

Сегодня ввиду жестких экономических условиях характерной особенностью подземной геотехнологии является ориентация на строительство и эксплуатацию шахт большой производственной мощности (свыше 2,5-3,0 млн т в год).

Значительный рост объемов подземной добычи руд и, естественно, ухудшение горно-геологических условий шахт с глубиной горных работ определяют необходимость научно-технического перевооружения производства и резкого снижения трудоемкости основных технологических процессов добычи.

Совершенствование технологии подземной разработки рудных месторождений жестко связано с внедрением новых высокопроизводительных машин. Причем, основными, принципиально важными направлениями создания новой горнорудной техники сегодня являются:

обеспечение самоходности – полный переход от переносного оборудования к пневмоколесному и гусеничному;

автономность – устранение силовых коммуникаций и замена их независимыми источниками энергии;

совмещение функций – переход от оборудования одноцелевого назначения к многоцелевому;

автоматизация – дистанционное и программное управление машинами на основе научных данных об оптимальных режимах их работы;

агрегатирование, стандартизация и унификация – создание узлов и элементов, позволяющих комплектовать оборудование из однотипных унифицированных частей.

Анализируя достоинства, недостатки и все перечисленные принципы возможных механизированных средств доставки руды (скреперами, комплексами непрерывного действия и самоходным оборудованием), очевидно, что возможности переносного горного оборудования исчерпаны. Дальнейшее повышение эффективности подземной рудной геотехнологии возможно только в результате перехода на самоходное горное оборудование.

Однако следует помнить, что внедрение технологии ведения горных работ на основе самоходного оборудования может дать существенный эффект только при полном переходе с переносного оборудования на самоходное на всех основных технологических процессах. При этом ориентация на широкое внедрение самоходной техники происходит практически независимо от применяемых систем разработки, что стало возможно в связи с выпуском машиностроительными фирмами большого количества различных модификаций самоходной техники.

Применение технологий добычи на базе самоходной техники позволило отдельным зарубежным рудным шахтам конкурировать с открытыми работами.

Но помимо значительного превосходства переход на технологию добычи на основе применения самоходного оборудования на действующих российских рудниках потребует применение соответствующих схем вскрытия и подготовки месторождения, изменения параметров и конструктивных элементов систем разработки, корректировки в технологии ведения очистных работ, в связи с чем эффективность перехода на самоходное оборудование при отработке запасов может быть оценена только комплексно с учетом объемов горнопроходческих работ и капитальных затрат на приобретение самоходной техники.

Нежелание или неумение проведения данных мер нередко оборачивается на рудниках России и Урала низкой эффективностью применяемого самоходного оборудования, которое внедряется в существующие технологии ведения горных работ, что неизбежно влечет за собой простои техники и не позволяет максимально использовать ее технические возможности.

В России комплексную механизацию рудников проводят только крупные добывающие предприятия страны: «НорНикель», «Апатит» и некоторые другие, а на Урале «Гайский ГОК», работающий полностью на самоходном оборудовании.

Что касается образцов применяемого самоходного оборудования, то необходимо отметить, что в России в связи с распадом СССР практически полностью ликвидирована машиностроительная база для рудных шахт, поскольку большинство советских машиностроительных предприятий (Донецкгормаш, Востокгормаш и др.) остались за пределами России в странах СНГ, а оставшиеся отечественные заводы не могут обеспечить требуемую номенклатуру горного оборудования для рудных шахт.

Таким образом, хотим мы этого или не хотим, но внедрение новых технологий добычи на базе применения самоходной техники связано с ориентацией на широкое использование импортного оборудования.

Основными фирмами-производителями самоходной техники (как буровой, так и погрузочно-доставочной) для подземных работ являются: «Atlas Copco» (Швеция), «Tamrock» (Финляндия), «Kawasaki – Furukawa» (Япония), «Sekoma» (Франция), «Fadroma» (Польша), «Ingersoll Rand» (США).

На сегодня, по данным ведущих мировых рудников, самыми эффективными образцами самоходного оборудования для различных горно-технических условий являются:

- для бурения шпуров: установки серий Minibur, Monomatick и Minimatick фирмы «Tamrock» и установки серии Boomer фирмы «Atlas Copco»;
- для бурения скважин: установки серий Solo, Paramatick и Supermatick фирмы «Tamrock» и установки серии Simba фирмы «Atlas Copco»;
- для доставки руды в блоке: ПДМ серии Scooptram фирмы «Atlas Copco» и ПДМ серии Togo фирмы «Tamrock»;
- для транспорта: шахтные самосвалы серии MT фирмы «Atlas Copco» и шахтные самосвалы серии Togo фирмы «Tamrock».

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ РАСХОДА ОСНОВНЫХ РЕСУРСОВ НА КАРЬЕРНОМ АВТОТРАНСПОРТЕ

ДЕМЕНТЬЕВ С. А.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Исследование затрат энергии при транспортировании горной массы автомобилями

Оценку затрат энергии при транспортировании целесообразно производить по отдельным параметрам подсистем автотранспорта. Это позволит определить величину перерасхода энергии топлива по каждой из них. Величина избыточного расхода топлива может быть установлена из сравнения фактических затрат и затрат энергии при оптимальных значениях параметров подсистем (табл. 1).

Анализ использования грузоподъемности показал, что средняя величина недогруза по горным предприятиям, эксплуатирующим карьерный автотранспорт, составляет 9-14 %. Так как в процессе транспортирования горной массы энергия топлива расходуется и на перемещение тары, то недоиспользование грузоподъемности самосвала приводит к снижению доли полезных затрат энергии на перемещение груза. Поэтому снижение массы груза увеличивает расход топлива на транспортирование 1 т горной массы. Расчеты показывают, что при повышении коэффициента использования грузоподъемности на 9-14 % при существующих конструктивных параметрах автосамосвалов и фактических средних условиях транспортирования (см. табл.1) затраты энергии на перемещение 1 т горной массы снизятся на 5-7 %.

В подсистеме «Транспортные коммуникации» рассмотрим влияние типа и качества покрытия, а также качества трассирования на расход топлива. В настоящее время на карьерах наибольшее распространение получили автодороги, имеющие щебеночное покрытие, которые требуют сравнительно низких капитальных затрат на их строительство. Основное удельное сопротивление движению на таких дорогах составляет 0,024-0,048. Реже строят дороги с асфальтобетонным покрытием, которые, как правило, прокладывают на выездных траншеях. Изменение качества покрытия дорог со щебеночных до улучшенных щебеночных посредством обработки вяжущими материалами, а также строительство дорог с асфальтобетонным покрытием

позволяют уменьшить основное сопротивление движению до 0,016-0,024. При этом затраты энергии на транспортирование снижаются на 15-35 %.

Таблица 1

Сравнительные данные фактических затрат и затрат энергии при оптимальных значениях параметров подсистем

Параметр	Значения	
	характерные	оптимальные
Коэффициент использования грузоподъемности $K_{иг}$	0,86-0,91	1
Основное удельное сопротивление движению ω_0	0,024-0,048	0,016-0,024
Продольный уклон трассы	3,5-4,5	8
Скорость автомобиля при движении на подъем V , км/ч - с грузом - порожним	17-21 28-33	10-11 16-18*
КПД автомобиля с ЭМТ η^{**}		
Расстояния транспортирования l^{***} , км		

* Рассчитана через скорость автомобиля с грузом с использованием переводного коэффициента 1,57 (Смирнов В. П. Обоснование и оптимизация параметров технологического автомобильного транспорта рудных карьеров).

** КПД автомобиля определяется диагностированием.

*** Расстояние уменьшается пропорционально увеличению уклона.

Фактические средние расстояния перевозки горной массы на карьерах с автомобильным транспортом составляют 2-5 км при уклонах 3,5-4,5 %. Это обусловлено параметрами горно-транспортного оборудования, а также схемой ведения горных работ. При увеличении уклона автодорог с 3,5-4,5 до 7-9 % происходит пропорциональное снижение расстояния транспортирования. При этом расход топлива на 1 т груза снижается на 15-25 %.

В подсистеме «Автосамосвалы с операторами» целесообразно рассмотреть скоростные режимы движения самосвала. Фактические скорости движения автосамосвалов с электромеханической трансмиссией в груженом и порожнем направлениях составляют 17-21 и 28-33 км/ч. Значения фактических скоростей близки по своим значениям к максимальным расчетным. Это объясняется возможностью полной реализации тягово-динамических свойств автомобиля.

Снижение скорости до оптимальной позволяет уменьшить расход энергии на транспортирование на 10-12 %. На уклоне 8 % оптимальная скорость практически равна скорости, при которой реализуется максимальный КПД автомобиля.

Таблица 2

Результаты диагностирования технического состояния двигателей внутреннего сгорания автосамосвалов БелАЗ-7519.-75191

№ п/п	Марка двигателя	Номинальная мощность дизеля, л. с.		% снижения мощности двигателя
		паспортная	фактическая	
1	8ДМ-21А	1130-1200	890	21,2-25,8
2			780	31-35
3			800	29-33
4			800	29-33
5			1050	7-12
6			1110	2-8
7			1000	12-16
8			1000	12-16
9	8РА4-185	1000-1105	720	28-34
10			750	25-31
11			800	20-27
12			860	14-22
13			800	20-27
14			780	22-29
15			900	10-18

Примечание. Диагностирование проводилось на Кедровской автобазе концерна «Кузбассразрезуголь» (1989 г.) при очредном ТО-2 с использованием диагностического комплекса К-700.

Влияние параметров подсистемы «Техническая эксплуатация автомобилей» на затраты энергии при транспортировании реализуется через изменение технического состояния агрегатов и узлов автомобилей. Снижение расхода топлива происходит за счет получения максимальных значений КПД автомобиля.

Повышение частоты диагностирования в 2 раза и при необходимости проведение технического обслуживания агрегатов автомобиля позволяет повысить средневзвешенное значение КПД самосвала на 15-17 % (табл. 2).

Исследованиями ряда авторов установлено, что топливная экономичность карьерных автосамосвалов зарубежного производства на 30-35 % выше, чем у отечественных. Анализ расхода топлива автомобилями марки НД-1200 «Комацу» и Р-170 «Юклид» в условиях высокогорья Тырныаузского вольфрамо-молибденового комбината показал, что эти автосамосвалы имеют КПД в 1,3-1,6 раза выше, чем автомобили БелАЗ-549.

Таким образом, проведенный анализ влияния параметров подсистем карьерного автотранспорта на расход топлива показал, что затраты энергии на транспортирование могут быть снижены в 2-2,3 раза, в том числе за счет улучшения организации погрузочно-транспортного процесса – на 5-7 %, совершенствования покрытий автодорог – 15-35 %, трассирования дорог – 15-25 %, системы технического обслуживания автосамосвалов – 15-17 %, режимов движения 10-12 %. Дальнейшее совершенствование конструктивных параметров автосамосвала может обеспечить повышение его топливной экономичности на 30-35 %.

Исследование затрат времени

Расход энергии топлива на совершение транспортной работы непосредственно связан с затратами времени ($Dж = кг м^2/с^2$), пропорционально которым расходуется значительная часть материальных ресурсов.

Оценим изменение затрат времени в подсистемах 1 и 2, связанное с недоиспользованием грузоподъемности автосамосвала. При соответствии типоразмеров автомобилей и экскаваторов для полной загрузки самосвалов грузоподъемностью от 30 до 170 т требуется 4-6 ковшей горной массы. Продолжительность погрузки при номинальном использовании параметров экскаватора составляет 0,038-0,064. В случае недогрузки количество ковшей уменьшается до 3-5, то есть сокращение времени погрузки составит 15-25 %. В целях упрощения дальнейшие расчеты проведем для наиболее перспективной марки автомобиля БелАЗ-7519 (75191), продолжительность погрузки которого составляет 0,042-0,047, разгрузки – 0,024-0,028.

Длина забойных и отвальных участков карьерных автомобильных дорог, как правило, не превышает 300 м, а скорость движения на этих участках составляет 10-15 км/ч. Средневзвешенный коэффициент использования грузоподъемности автомобилем БелАЗ-7519 – 0,84-0,86. Фактическое расстояние транспортирования горной массы на карьерах изменяется от 2 до 5 км. Средние уклоны составляют – 0,040, а рациональные по затратам энергии – 0,080. Для этих данных произведены расчеты, результаты которых сведены в табл. 3.

Таблица 3

Оценка удельных затрат времени при недогрузе и полной загрузке автомобиля БелАЗ-7519

Уклон, %	Расстояние транспортирования, км	Удельные затраты времени, ч/т·10 ³		Перерасход времени, %
		$k_{гр} = 1$	$k_{гр} = 0,84-0,86$	
4	2	2,49	2,84-2,78	11,6-14
	5	4,98	5,75-5,63	13,1-15,5
8	1	2,03	2,3-2,26	11,3-13,3
	2,5	3,90	4,49-4,40	12,8-15,1

Примечание. Расчеты проведены при оптимальных по расходу энергии скоростях.

Сопоставление удельных затрат времени при полной загрузке автомобиля и его недогрузе показывает, что, несмотря на уменьшение продолжительности погрузки, общий перерасход времени за рейс составляет от 11,3 до 15,5 %. Следовательно, на эту величину может быть уменьшено время, затрачиваемое на транспортирование 1 т горной массы. Недогруз может быть устранен совершенствованием организации погрузочно-транспортного процесса.

В подсистеме «Автосамосвалы с операторами» рассмотрим влияние скоростных режимов движения автомобиля на затраты времени при совершении транспортной работы. Учитывая, что минимальный расход топлива на перемещение горной массы достигается не при максимальной скорости, целесообразно фактические затраты времени соотносить с расходом времени при оптимальной по энергии скорости.

При переходе с фактических скоростей (17-21 км/ч в грузовом в 28-33 км/ч в порожнем направлениях (см. табл. 1)) на оптимальные соответственно 14 и 22 км/ч увеличение времени движения автомобиля составит 19-34 %.

В подсистеме «Транспортные коммуникации» рассмотрим влияние качества покрытия и изменение уклона на затраты времени. Изменение типа покрытия со щебеночного ($w_0 = 0,024-0,048$) (см. табл. 1) до улучшенного щебеночного и асфальтобетонного ($w_0 = 0,016-0,018$) позволяет сократить время движения при фактических уклонах на 6-30 %, а на горизонтальных участках на 16-42 %. Средняя величина экономии времени движения составляет 11-36 %.

При фиксированной высоте подъема горной массы увеличение продольного уклона дороги приводит к сокращению длины трассы. Изменение уклона трассы с 3,5-4,5 до 8 % позволяет сократить время транспортирования груза на 24-26 %.

Осуществление работы по перемещению горной массы автомобилем предопределяет необходимость восстановления его работоспособности. В исследованиях установлено, что продолжительность и трудоемкость восстановления работоспособности автомобилей зависят от количества часов работы автомобиля при номинальном использовании его параметров.

Удельные продолжительность и трудоемкость восстановления работоспособности для автомобилей грузоподъемностью от 27 до 170 т составляют соответственно 0,2-0,5 и 0,7-1,5 чел./эт. маш.-ч. Для автомобиля БелАЗ-7519 – 0,37 и 1,16 чел.-ч/эт. маш.-ч.

Изменение фактических параметров подсистем до оптимальных (см. табл. 1) приводит к уменьшению коэффициента использования машино-часа.

Уменьшение значения коэффициента использования машино-часа на 10-24 % приводит к пропорциональному снижению транспортной работы.

Следовательно, продолжительность восстановления работоспособности автомобилей и затраты труда ремонтных рабочих, приходящиеся 1 т перевозимого груза, могут быть уменьшены на 24-38 %.

Таблица 4

Показатели использования карьерных автосамосвалов Нерюнгринской автобазы ПО «Якутуголь» (1991 г.)

Автосамосвалы	Среднесписочное количество, шт	Пробег автомобиля с начала эксплуатации, тыс. км	Коэффициент приведения	Приведенные	
				продолжительность ремонта, тыс. маш. ч/ шт	затраты труда в ремонте, тыс. чел. ч/ шт
БелАЗ-75199	31,1	165	1	4,34	2,95
БелАЗ-75213	48,46	260	0,63	3,34	2,21
НД-1200	82,29	550	0,3	1,48	0,7
М-200	59,72	420	0,39	2,48	1,24

Примечание. Коэффициент приведения определяется делением пробега анализируемого типа автомобилей на базовое значение. В качестве базового значения принят пробег автосамосвала БелАЗ-75199.

Таким образом, затраты труда транспортных рабочих могут быть снижены в результате совершенствования организации погрузочно-транспортного процесса на 12-16 %, покрытий автодорог – 6-30 %, трассирования дорог – 24-26 %, системы технического обслуживания; ремонта автосамосвалов – 24-38 %, конструкции автомобиля – 50-72 %. Изменение режимов движения автотранспорта от фактических значений скоростей до оптимальных увеличивает затраты труда на 19-34 %.

Уменьшение расстояния обуславливает увеличение доли времени погрузочно-разгрузочных работ в продолжительности рейса автомобиля. При оптимальном режиме движения и продолжительности погрузочно-разгрузочных операций доля погрузки и разгрузки в общем времени рейса составляет 0,27-0,14 – для расстояний транспортирования 2-5 км и 0,53-0,39 – для 1-2,5 км. Скорость движения автомобиля для анализируемых уклонов определялась с использованием оптимальных значений скоростей. Изменение продольного уклона автодороги от 3,5-4,5 до 8 % приводит к уменьшению затрат транспортной техники на 24-26 %. При изменении качества покрытий автомобильных дорог от щебеночного до улучшенного щебеночного или асфальтобетонного затраты уменьшаются на 6-30 %. Улучшение качества погрузки позволяет снизить затраты техники на 11-16 %, технического обслуживания и ремонта – на 24-38 %.

Совершенствование конструкции автомобилей позволяет при эксплуатации уменьшить на 33-60 % продолжительность восстановления их работоспособности. Принимая во внимание, что автомобили в работе в среднем находятся 30-40 % времени эксплуатации, общее уменьшение затрат времени автотранспорта составит 19-42 %.

Улучшение режимов движения повышает топливную экономичность перевозки горной массы, но при этом на 22-24 % увеличиваются затраты времени, а следовательно, и транспортных средств.

С учетом изменений в расходе других ресурсов и их удельного веса в общих затратах можно заключить, что затраты транспортной техники с основными запасными частями и материалами могут быть сниже-

ны в 2,3-4,3 раза. При совершенствовании трассирования дорог уменьшение затрат составляет 15-25 %, покрытий автодорог – 15-33 %, погрузочных работ – 8-12 %, системы технического обслуживания и ремонта автомобилей – 20-26 %, конструкции автомобиля – 25-40 %. Снижение скоростей движения автомобилей до оптимальных значений увеличивает расход ресурсов на 10-12 %. Необходимо учесть, что создание оптимальных условий эксплуатации автотранспорта на действующих предприятиях приведет к дополнительным затратам

Необходим комплексный подход к снижению расхода энергии и затрат для ее обеспечения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лель Ю. И., Перекарский В. С., Стариков А. И. Исследование энергетической эффективности автомобильного транспорта на глубоких карьерах // Междунар. симпоз. по открытым горным работам «Мирный-91»: Тез. докл. Мирный: ЯкутНИПРОалмаз, 1991. С. 84-86.
2. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 355 с.

ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ ПРИВЛЕЧЕНИЯ ИНВЕСТИЦИЙ, СОКРАЩЕНИЯ СРОКОВ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРОДСКИХ ПОДЗЕМНЫХ ПЕРЕХОДОВ В УСЛОВИЯХ ИНТЕНСИВНОГО УЛИЧНОГО ДВИЖЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ

САЛТАНОВ М. А., ПОЛОВОВ Б. Д.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Безопасность пешеходного движения обеспечивается в результате выполнения следующих мероприятий: маркировки дорожной сети, установки дорожных знаков и сигналов, светофорного регулирования, устройства ограждений и «островков безопасности», укрупнения сетки кварталов, улучшения видимости в системе «пешеход – транспорт», строительства наземных или подземных переходов. Среди перечисленных только последнее мероприятие в полной мере гарантирует безопасность пешеходов, кроме того, подземные переходы устраняют задержки и заторы транспорта, снижают объемы вредных выбросов от двигателей автомобилей, работающих в форсированном режиме при троганиях с места и торможениях.

Генеральным планом развития г. Свердловска до 2000 г. предусматривалось сооружение 25 подземных переходов. В комплексной схеме развития всех видов городского пассажирского транспорта (1987 г.) до 1995 г. планировалось строительство 10 подземных переходов и до 2000 г. – еще 8 переходов. Программа комплексного освоения подземного пространства г. Екатеринбурга на период до 2005 года содержит специальный раздел «Строительство подземных переходов» с указанием 6 проблемных подземных объектов. К настоящему времени в Екатеринбурге построено 20 объектов из 49, включая переходы на станциях Екатеринбургского метрополитена. Основной причиной невыполнения планируемых объемов строительства подземных переходов, помимо ограничений бюджетного финансирования, является сложность производства горно-строительных работ на перекрестках с интенсивным уличным движением. Следует отметить, что сооружение подземных переходов в Екатеринбурге, исключая переход через ул. 8 Марта в районе цирка, выполнялось либо с прекращением уличного движения в районе строительства, либо при строительстве новых транспортных городских магистралей на относительно свободных территориях.

На основании опыта проектирования и строительства пешеходных переходов в г. Екатеринбурге с учетом практики других крупнейших городов Российской Федерации можно выделить семь перспективных направлений решения рассматриваемых проблем.

- 1 – привлечение внебюджетных инвестиций;
- 2 – рациональное размещение подземных переходов;
- 3 – разработка технологий, минимизирующих помехи уличному движению в период строительства подземных переходов и сокращающих сроки строительства;
- 4 – обеспечение комфортности движения пешеходов, инвалидов и маломобильных групп населения;
- 5 – ускорение работ с одновременным повышением качества по выноске и перекладке существующих инженерных коммуникаций;
- 6 – внедрение современных инженерных систем для обслуживания подземных переходов, в т. ч. системы круглосуточного контроля за их состоянием;

7 – организация эффективного надзора и научно-технического сопровождения строительства.

Основным организационным решением, направленным на привлечение внебюджетных источников финансирования строительства подземных переходов, является сооружение переходов зального типа с функциями круглосуточного обслуживания населения или переходов в составе многоцелевых подземных комплексов. Такой подход позволит обеспечить окупаемость инвестиций в сроки до 10 лет при норме прибыли на вложенный капитал более 8 %. В таблице приведены результаты оценки инвестиций [1] в строительство двух проблемных подземных переходов «Проспект Ленина – улица К. Либкнехта», «Улица 8 Марта – улица Малышева» по традиционному линейному и современному зальному типам, подтверждающие возможность привлечения инвестирования из внебюджетных источников.

Результаты оценки эффективности инвестиций в строительство подземных переходов

Вариант	Строительные показатели		Инвестиции, тыс. р.	Объемы продаж		Экономические оценки		
	объем, м ³	площадь, м ²		аренда, м ²	стоянки	ЧДД, тыс. р.	ВНД, %	СО, годы
Переход «Проспект Ленина – улица К. Либкнехта»								
1	11600	2577,0	11340	–	–	-19941	–	–
2	20100	4470,0	205000	2125	–	93086	22,7	1.9
Переход «Улица 8 Марта – улица Малышева»								
1	4060	1500	4536	–	–	- 4062	–	–
2	7670	2130	7971	627	–	27924	105,9	2.1

Примечание. 1 – вариант строительства перехода линейного типа.

2 – вариант строительства перехода зального типа.

ЧДД – чистый дисконтированный доход, ВНД – внутренняя норма прибыли, СО – срок окупаемости.

Норма дисконта – 1,15. Стоимость аренды 1 м² в месяц – 1500 ÷ 2000 р.

Второй путь привлечения внебюджетных инвестиций – строительство подземных комплексов, в которых блок подземных переходов является одним из основных компонентов. Например, комплекс «Центр» (рис. 1) состоит из трех взаимоувязанных подземных сооружений:

1 – блок подземных переходов с системой из восьми лестнично-пандусных сходов-выходов, четырех пешеходных тоннелей и помещением зального типа. Для размещения четырех сходов-выходов по пр. Ленина (в сторону ул. Тургенева) на 65 м и по ул. К. Либкнехта (в сторону ул. Малышева) на 50 м от границы перекрестка расширяются существующие тротуары. Соответственно изменяется планировка проезжей части улиц с сохранением числа полос дорожного движения, переносятся временные трамвайные пути по пр. Ленина и площадка разворота троллейбусов по ул. К. Либкнехта;

2 – трехъярусный стояночный блок, в составе которого автостоянка на 210 автомобилей с двухпутной рампой по ул. Толмачева;

3 – одноярусный торгово-развлекательный блок, размещенный по оси проспекта Ленина на расстоянии 50 м от восточной границы перекрестка.

Пункт 6.25 СНиП 2.07.01-89* [2] регламентирует размещение пешеходных переходов в разных уровнях с интервалами 300 ÷ 400 м на магистральных улицах непрерывного движения. СНиП 2.07.01-89* также допускает устройство разноуровневых пересечений на магистральных улицах регулируемого движения при пешеходном потоке через проезжую часть более 3000 чел. / ч. Ниже приведены данные о фактических пешеходных потоках в часы пик на центральных улицах Екатеринбурга, установленные по результатам наблюдений, выполненных студентами кафедры ШС УГГГА, свидетельствующие о целесообразности сооружения подземных или наземных пешеходных систем по фактору «пешеходная нагрузка на перекресток»:

Перекресток	Нагрузка, чел. / ч.
Пр. Ленина – ул. Московская	2633
Пр. Ленина – ул. 8 Марта	2758
Пр. Ленина – ул. К. Либкнехта	11044
Пр. Ленина – ул. Гагарина	3944
Ул. 8-Марта – ул. Малышева	3134
Ул. Вайнера – ул. Малышева	2930

Продолжительность светофорного цикла составляет от 60 до 95 с, продолжительность зеленой фазы для пешеходов – 10 ÷ 25 с.

Число нарушений уличного движения пешеходами составляет 300 чел. / ч (перекресток «Ул. 8 Марта – ул. Малышева»), 600 чел. / ч (перекресток «Пр. Ленина – ул. К. Либкнехта»).

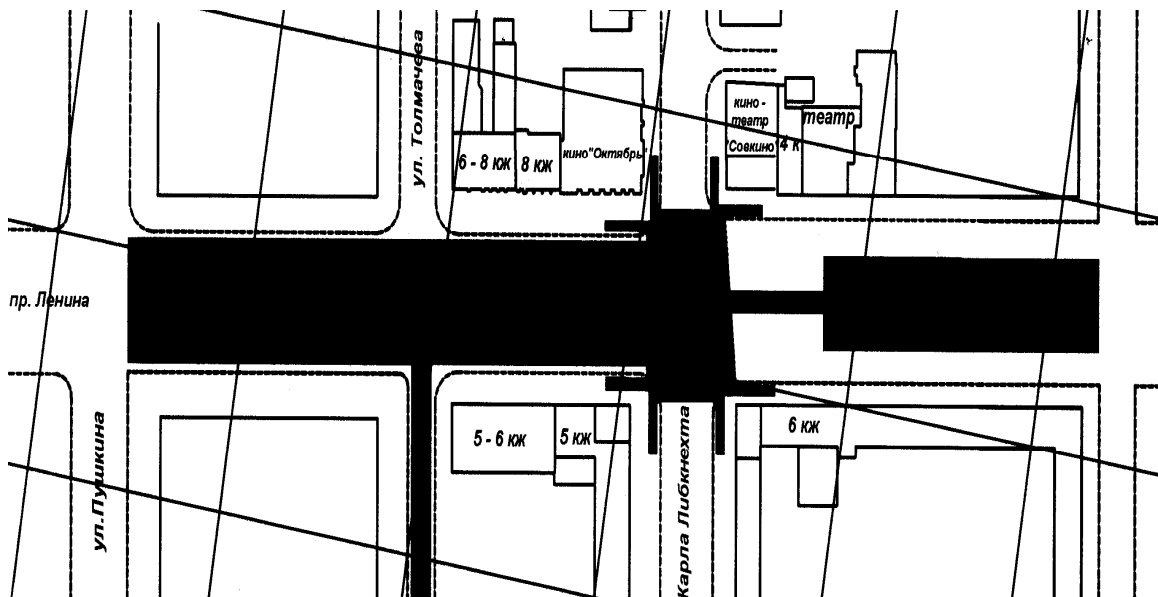


Рис. 1. Подземный комплекс «Центр» в районе проспекта Ленина и улицы К. Либкнехта

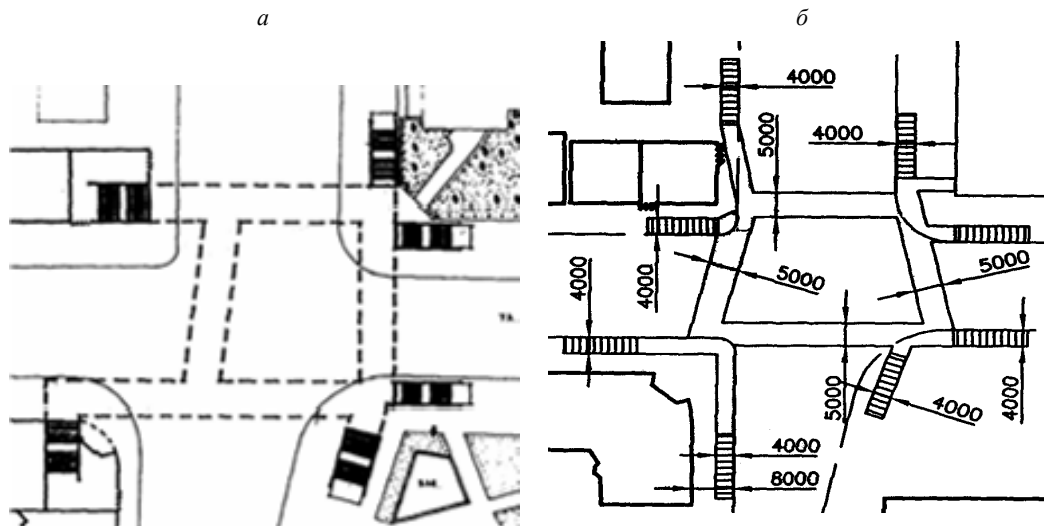


Рис. 2. Размещение сходов-выходов на перекрестке «Ул 8-Марта – ул. Малышева», г. Екатеринбург:
а – первоначальный вариант; б – рекомендуемый вариант

Значительное влияние на планирование подземных переходов оказывает характер окружающей застройки, определяющий возможность размещения и конфигурацию сходов-выходов сооружаемого объекта. Последние не следует располагать в существующих зданиях, вместе с тем сходы-выходы, размещаемые на тротуарах, не должны снижать их общую пропускную способность ниже нормативной. В противном случае целесообразно рассматривать вариант изменения проезжей части перекрестка (рис. 2).

Минимизация помех уличному движению в период строительства подземных переходов и сокращение сроков строительства обеспечиваются проведением комплекса технологических мероприятий в увязке с объемно-планировочными и конструктивными решениями. Наряду с высокими современными технологиями [3] к числу наиболее действенных решений, позволяющих вести горно-строительные работы без прекращения уличного движения или с кратковременным прекращением движения по отдельным полосам, следует отнести поэтапный принцип строительства с временным перенаправлением существующих транспортных потоков. В частности, строительство блока подземных переходов комплекса «Центр» (см. рис. 1) планируется осуществить комбинированным способом **в три этапа**.

Работы **первого** этапа производятся открытым способом в четыре подэтапа, в соответствии со схемой, приведенной на рис. 3. Продолжительность производства работ на каждом подэтапе должна составлять не более 14 суток.

Состав и очередность работ подэтапа:

- 1 – бурение скважин под опоры;
- 2 – установка арматуры и бетонирование опор;
- 3 – выемка грунта под котлован на глубину 1,5 м;
- 4 – установка мостовых балок;
- 5 – устройство гидроизоляции, теплоизоляции по мостовым балкам и восстановление дорожного покрытия.

Работы пп. 1, 2 проводятся в ночное время. Схема организации уличного движения в период выполнения подэтапов 1 ÷ 4 приведена на рис. 4.

Второй этап выполняется горным способом после завершения установки мостовых перекрытий над блоком подземных переходов.

Состав и порядок работ (рис. 5):

- 1 – устройство съезда выезда из сквера по пр. Ленина;
- 2 – отбойка и отгрузка горной массы под защитой мостового перекрытия с применением гидромолотов и погрузочно-доставочной техники;
- 3 – возведение внутренней отделки с гидроизоляцией по системе «Триада-Холдинг» [4].

Третий этап состоит в строительстве сходов-выходов открытым способом.

Обязательным условием, обеспечивающим бесперебойность и безопасность горностроительных работ, является рациональная **организация научно-технического сопровождения** строительства. Последняя должна обеспечивать:

- надзор за соблюдением проектных решений;
- контроль качества производства работ;
- получение информации для оперативной оценки и прогноза состояния объекта и принятия обоснованных управленческих решений;
- разработку эффективных мероприятий при возникновении нестандартной ситуации либо угрозе аварии.

Надлежащую организацию научно-технического сопровождения должны регламентировать ТСН, учитывающие специфику условий строительства подземных переходов в Екатеринбурге.

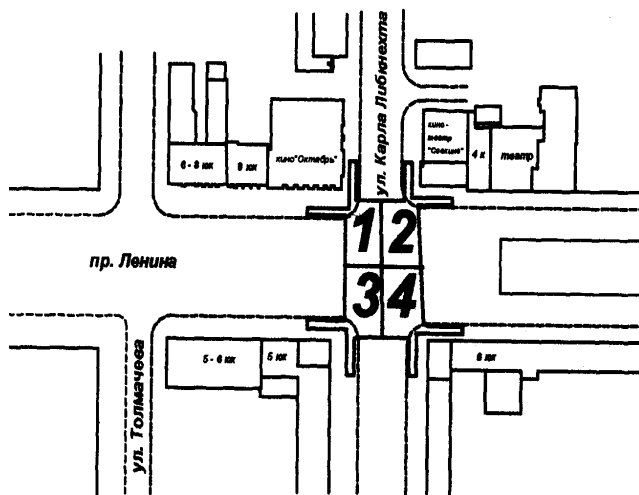


Рис. 3. Этапы устройства свайных стен и монтажа мостовых балок при строительстве подземного перехода «Проспект Ленина – улица К. Либкнехта»

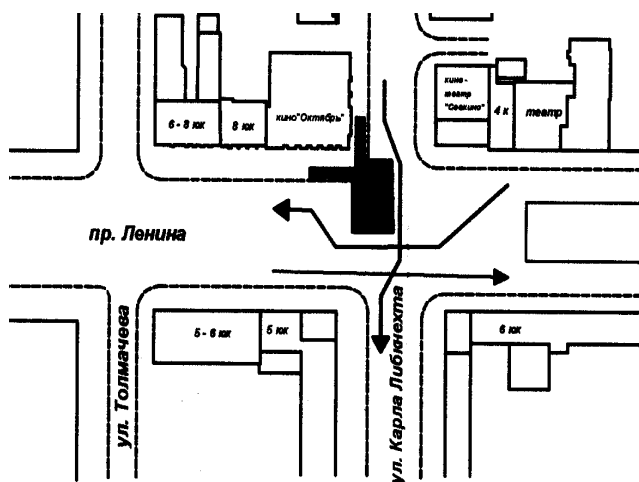


Рис. 4. Организация уличного движения в ходе строительства мостового перекрытия подземного перехода

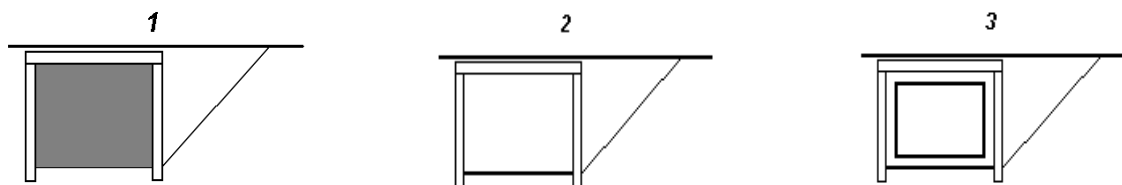


Рис. 5. Схема разработки грунта под мостовыми перекрытиями без прекращения уличного движения

В целях обеспечения комфортности движения пешеходов целесообразно предусматривать:

- оснащение переходов лестнично-пандусными сходами-выходами;
- организацию в переходах круглосуточного обслуживания населения;

– резервирование пропускной способности подземных переходов с учетом возможного роста пешеходных нагрузок в будущем, а также в выходные и праздничные дни, не допуская ухудшения пешеходного движения на поверхности;

– доступность для инвалидов и маломобильных групп населения, практикуя сооружение специальных пандусов, подъемников и др. устройств, оборудованных автоматическими системами включения по магнитным карточкам;

– жесткое выполнение требований санитарии как в переходах, так и на примыкающих территориях и обеспечение сохранности объекта (установка систем дистанционного наблюдения, охрана) за счет средств, получаемых собственником или арендатором при попутном обслуживании населения;

– защиту от атмосферных осадков, промерзания и гололеда, освещенность, гидроизоляцию, мероприятия по снижению шума, поддержание удовлетворительного теплового режима;

– привлекательность архитектурных решений поверхности и подземных интерьеров;

– дифференцированный подход к проектированию: в центре города с пропускной способностью 2500 чел. / ч на одну полосу, с лестничными уклонами 1:2,3, с пандусными уклонами 5 %; на периферии соответственно 3600 чел. / ч, 1: 3, 6 %.

Работы по выноске и перекладке инженерных сетей при строительстве подземных переходов должны сопровождаться минимальными помехами уличному движению и собственному строительству. При этом должны выдерживаться требования пункта 7.25 СНиП 2.07.01-89* [2]: «при пересечении подземных инженерных сетей с пешеходными переходами следует предусматривать прокладку трубопроводов под тоннелями, а кабелей силовых и связи – над тоннелями».

В целях ускорения работ по выноске и перекладке существующих инженерных коммуникаций с одновременным повышением качества целесообразно до начала строительства перехода сооружать проходные и полупроходные коллекторы с монтажом и подключением водонесущих сетей, а демонтаж «старых» коммуникаций выполнять в процессе выемки грунта, реализуя закрытый способ строительства. Непосредственно в ходе строительства возможно использовать три типа объемно-планировочных решений: двухъярусные системы (первый ярус – переход); одноярусные системы с техническим коридором, заглубленным относительно уровня чистого пола перехода; переходы с обходными коллекторами.

Для сооружения коллекторов в зоне переходов следует использовать технологию проходки под защитными экранами, а для перекладки силовых кабелей и линий связи – установки направленного горизонтального бурения, проколы, микротоннелирование.

Рациональная эксплуатация подземных переходов зального типа невозможна без внедрения специальных инженерных систем, обеспечивающих экологическую надежность объекта, безопасность пешеходов и обслуживающего персонала (отопления, вентиляции, водоснабжения, канализации и водоотведения, энергоснабжения и электроподогрева сходов и пандусов, пожарной сигнализации, автоматического пожаротушения и дымоудаления, громкоговорящей связи и оповещения посетителей, охранной сигнализации и круглосуточного дистанционного контроля за состоянием объекта).

Заключение

Строительство подземных переходов является весьма актуальным направлением градостроительной стратегии современного города. В условиях Екатеринбурга и других аналогичных крупнейших городов Российской Федерации масштабное строительство подземных переходов – второе реальное направление освоения подземного пространства после метрополитена. Однако для его реализации необходимо решить ряд специфических проблем, к важнейшим из которых относятся привлечение внебюджетных инвестиций, оперативное производство горно-строительных работ в условиях интенсивного уличного движения, эффективная эксплуатация переходов, обеспечивающая высокий уровень комфорта для пешеходов, в т. ч. инвалидов и маломобильных групп населения.

Основным организационным решением, направленным на привлечение внебюджетных источников финансирования строительства подземных переходов, является сооружение переходов зального типа с функциями круглосуточного обслуживания населения или переходов в составе многоцелевых подземных комплексов.

Минимизация помех уличному движению в период строительства подземных переходов и сокращение сроков строительства обеспечиваются комплексом технологических мероприятий в увязке с объемно-планировочными (по рациональному размещению сходов-выходов) и конструктивными решениями. В совокупности с современными технологиями следует переходить на поэтапный принцип строительства подземных переходов с временным перенаправлением существующих транспортных потоков.

В целях ускорения работ по выноске и перекладке существующих инженерных коммуникаций целесообразно сооружать проходные и полупроходные коллекторы, используя три типа объемно-планировочных решений: двухъярусные системы (первый ярус – переход); одноярусные системы с техническим коридором,

заглубленным относительно уровня чистого пола перехода; переходы с обходными коллекторами, а также технологии прокладки под защитными экранами и микротоннелирование.

Рациональная эксплуатация подземных переходов предполагает наличие специальных инженерных систем, обеспечивающих экологическую надежность объекта, безопасность пешеходов и обслуживающего персонала, жесткое выполнение требований санитарии и, главное, надлежащую охрану объекта. Эта проблема легко решается за счет передачи в аренду помещений переходов зального типа.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (вторая редакция)* / Министерство экономики РФ, Министерство финансов РФГК по строительству, архитектуре и жилищной политике. М.: Экономика, 2000. 421 с.
2. *СНиП 2.07.01-89**. Градостроительство. Планировка и застройка городских и сельских поселений / Минстрой России. М.: ГП ЦПП, 1994. 64 с.
3. *Меркин М. Е., Маковский Л. В.* Прогрессивный опыт и тенденции развития современного тоннелестроения. М.: ТИМР, 1997. 192 с.
4. *Шилин А. А., Зайцев М. В., Золотарев И. А., Ляпидевская С. В.* Гидроизоляция подземных и заглубленных сооружений при строительстве и ремонте. Тверь: Русская торговая марка, 2003. 396 с.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ЗАЩИТЕ ГОРОДСКОЙ СРЕДЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ НА ОСНОВЕ ТЕОРИИ РИСКА

ФЕКЛИСТОВ А. Ю., ПОЛОВОВ Б. Д.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Комплекс негативных явлений, сопровождающий нарушение природного равновесия массива горных пород, вызванное проведением горно-строительных работ в зоне интенсивной городской застройки, обуславливает необходимость выполнения специальных мероприятий по защите городской среды. Практика подземного строительства подземных сооружений в гг. Москве, С.-Петербурге, Екатеринбурге, Перми и др. показывает, что деформации вмещающего массива и поверхности могут привести к чрезвычайно тяжелым последствиям, вплоть до финансового краха инвестора, заказчика и подрядчика.

Деформации, вызванные строительством городских подземных сооружений, весьма многочисленны по типам, характеру проявления и последствиям. Существующие классификации в целом в достаточной степени отражают разнообразие геомеханических ситуаций. Вместе с тем целесообразно разработать специальные классификации, которые позволяли бы отделить наиболее значимые объекты и скомпоновать их в таксонометрические группы для разработки обобщенных методов решения. В первом приближении можно выделить три основные группы деформационных проявлений:

- 1 – деформации горных выработок, прокладываемых подземным способом;
- 2 – деформации подземных сооружений, возводимых открытым способом;
- 3 – сдвиги массива горных пород и земной поверхности, вызванные подработкой.

На рис. 1, 2 приведены наиболее характерные схемы деформаций массива горных пород и земной поверхности, сопровождающие строительство городских тоннелей.

Среди главных причин, вызывающих аварийные ситуации при строительстве городских подземных сооружений, доминирующими являются:

- недостаточное качество изучения геологического строения и инженерно-геологических условий строительства;
- ошибки и недочеты, допускаемые при формировании расчетных схем;
- просчеты при проектировании конструкций и выборе материалов подземных сооружений;
- отсутствие мониторинга или некачественный мониторинг состояния возводимого объекта;
- несовершенная оценка геомеханического состояния среды и неучет изменчивости физико-технических и физико-механических характеристик горных пород, что приводит к повышенному геомеханическому риску – вероятности возникновения аварий. Между тем к настоящему времени методы прогноза деформаций по детерминированным входным параметрам достаточно хорошо разработаны [1] ÷ [3], поэтому для повышения достоверности и надежности геомеханических расчетов следует переходить на вероятностный геомеханический анализ, используя существующие методики в качестве базового инструмента исследований.

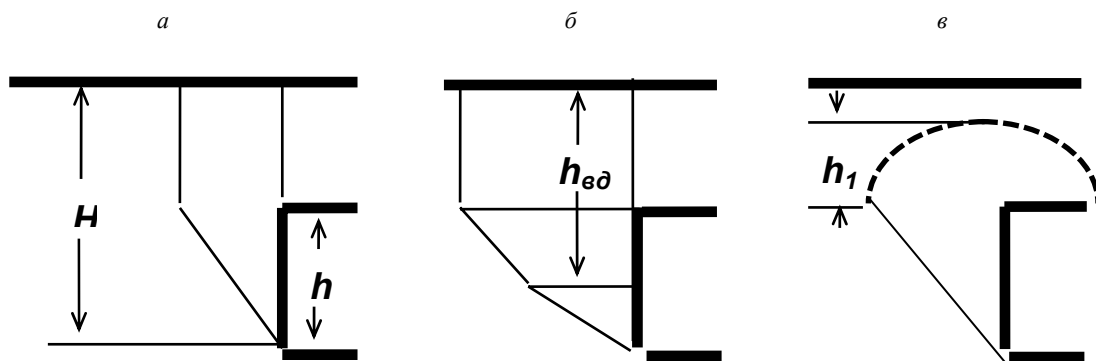


Рис. 1. Схемы деформаций забоя тоннеля:
 а – при размещении в осушенных или в обводненных породах;
 б – при расположении уровня подземных вод ниже кровли тоннеля;
 в – в условиях сводообразования

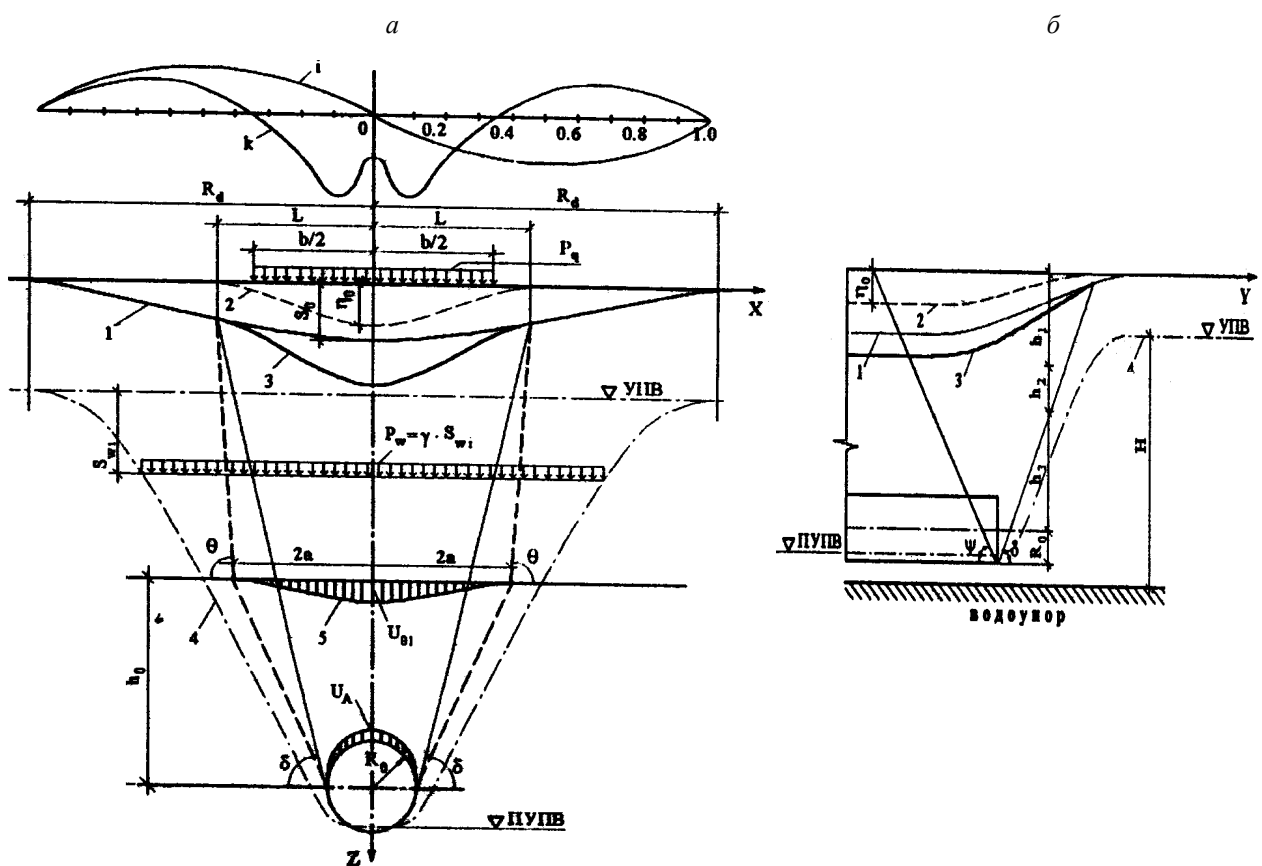


Рис. 2. Схема оседаний и деформаций земной поверхности [6]:
 а – деформации в поперечном сечении; б – деформации в продольном сечении; 1 – мульда депрессии;
 2 – мульда сдвига; 3 – мульда суммарных перемещений; 5 – граница «упругой лунки»

Эффективная вероятностная оценка геомеханического риска может быть получена в ходе имитационного моделирования геомеханических ситуаций с использованием машинно-ориентированных процедур:

- ввод параметров, определяющих конструктивные особенности объекта и нестабильность геомеханических условий;
- расчет по средним значениям случайных параметров;

- многократная генерация случайных входных параметров модели методом Монте-Карло датчиком случайных чисел ЭВМ;
- формирование массива случайных чисел на выходе модели;
- отбраковка грубых промахов в выходных случайных числах;
- сортировка массива случайных чисел в возрастающем порядке;
- построение гистограммы случайного числового массива;
- задание критерия (или шкалы критериев) и поиск геомеханических рисков.

Продуктивность предлагаемой методики поясняется конкретным примером геомеханического анализа состояния тоннеля в условиях:

- глубина заложения выработки – 15 м;
- пролет тоннеля – 6 м;
- высота тоннеля – 5 м;
- глубинная отметка уровня воды – 12 м.

Нестабильные параметры распределены по нормальному закону:

- средний коэффициент пористости – 0,1;
- среднее квадратичное отклонение коэффициента пористости – 0,01;
- средний объемный вес пород – 20 кН/м³;
- среднее квадратичное отклонение объемного веса пород – 2 кН/м³;
- средний угол внутреннего трения – 25 град;
- среднее квадратичное отклонение угла внутреннего трения пород – 3 град;
- средний угол внутреннего трения в обводненной зоне вмещающих пород – 20 град;
- среднее квадратичное отклонение угла внутреннего трения обводненных пород – 3 град.

Вертикальная детерминированная нормативная нагрузка на обделку тоннеля принимается равной весу столба пород (с учетом содержащейся свободной воды) над тоннелем:

в уровне кровли тоннеля и зеркала грунтовых вод

$$P_{в1} = \gamma(H - h), P_{в2} = \gamma h_{вд}; \quad (1)$$

в уровне почвы

$$P_{в3} = (\gamma h_{вд} + \gamma_{взв}(H - h_{вд})), \quad (2)$$

где $P_{в1}$, $P_{в2}$ – вертикальные нормативные нагрузки на обделку, кПа; γ – объемный вес пород, кН/м³; H – глубина заложения (отметка почвы) тоннеля, м; h – высота тоннеля, м; $h_{вд}$ – отметка уровня воды, м.

Горизонтальные детерминированные нормативные нагрузки определяются по формулам:

в уровне кровли

$$P_{н1} = \gamma(H - h) \operatorname{tg}^2(45^\circ - \rho/2); \quad (3)$$

в уровне зеркала грунтовых вод

$$P_{н2} = \gamma h_{вд} \operatorname{tg}^2(45^\circ - \rho/2); \quad (4)$$

в уровне почвы

$$P_{н3} = (\gamma h_{вд} + \gamma_{взв}(H - h_{вд})) \operatorname{tg}^2(45^\circ - \rho_{вд}/2) = P_{гс}, P_{гс} = \gamma_{вд}(H - h_{вд}), \quad (5)$$

где ρ – угол внутреннего трения пород, град; $\rho_{вд}$ – угол внутреннего трения обводненных пород, град; $\gamma_{взв}$ – объемный вес пород с учетом взвешивающего действия воды, кН/м³; $P_{гс}$ – гидростатическая нагрузка, кПа

$$\gamma_{взв} = (\gamma - \gamma_{вд})/(1 - \varepsilon), \quad (6)$$

где $\gamma_{вд}$ – объемный вес воды кН/м³; ε – коэффициент пористости.

Подставляя в формулы (1)-(6) числовые значения: $\gamma = 20^\circ$, $H = 15$ м, $h_{вд} = 12$ м, $\gamma_{взв} = 11,1$ кН/м³, $\gamma_{вд} = 10$ кН/м³, $\rho = 25^\circ$, $\rho_{вд} = 20^\circ$, получаем нормативные детерминированные вертикальные и горизонтальные нагрузки на обделку (табл. 1).

Таблица 1

Нормативные нагрузки на обделку тоннеля

Отметка уровня, м	Объемный вес, кН/м ³	Угол внутреннего трения, град.	Вертикальная нагрузка, кПа	Гидростатическая нагрузка, кПа	Горизонтальная нагрузка, кПа
10	20,0	25	200,0	–	81,2
12	20,0	25	240,0	–	97,4
15	11,1 / 10,0	20	273,3	30,0	164,0

Примечание. 11,1 – объемный вес пород с учетом взвешивающего действия воды; 10,0 – объемный вес воды.

Расчетные детерминированные нагрузки на обделку тоннеля ($P_{вр}$, $P_{нр}$) определяются умножением соответствующей нормативной нагрузки на коэффициент перегрузки, устанавливаемый СНиП [4]:

$$P_{вр} = 1,1 \times P_{в}; \quad (7)$$

$$P_{нр} = 1,3 \times P_{н} + 1,1 \times P_{гс}; \quad (8)$$

таким образом, получаем (табл. 2):

Таблица 2

Расчетные нагрузки на обделку тоннеля, кПа

Отметка уровня, м	Вертикальная	Горизонтальная
10	220,0	105,6
12	264,0	126,6
15	300,6	207,2

Процедуры имитационного моделирования:

– генерация случайных входных параметров (приводятся первые девять случайных чисел из 500 розыгрышей):

Объемный вес пород
20,523 19,315 22,592 20,711 18,814 23,868 21,580 17,932 17,900...

Коэффициент пористости (в радианах)
0,100 0,092 0,106 0,117 0,102 0,095 0,119 0,087 0,102...

Угол внутреннего трения пород (в радианах)
0,382 0,482 0,398 0,435 0,443 0,461 0,398 0,402 0,434...

Угол внутреннего трения пород в обводненной зоне (в радианах)
0,326 0,350 0,263 0,343 0,354 0,355 0,298 0,369 0,377...;

– получение массива случайных чисел и отбраковка грубых промахов (приводятся первые девять случайных чисел случайного массива):

Вертикальная нагрузка в уровне кровли
205,225 193,145 225,916 207,114 188,135 238,678 215,803 179,325 178,998...

Вертикальная нагрузка в уровне почвы
281,343 262,561 313,366 284,923 255,217 332,364 298,403 241,245 241,202...

Горизонтальная нагрузка в уровне кровли
93,685 70,807 99,750 84,287 75,252 91,664 95,159 78,575 73,044...

Горизонтальная нагрузка в уровне почвы
174,817 158,488 213,878 171,459 153,832 190,789 192,888 143,257 141,408...;

– сортировка массива случайных чисел (приводятся минимальное и максимальное значения случайного массива):

Вертикальная нагрузка в уровне кровли – 148,420 ... 254,942
Вертикальная нагрузка в уровне почвы – 194,069 ... 357,594
Горизонтальная нагрузка в уровне кровли – 51,849 ... 114,545
Горизонтальная нагрузка в уровне почвы – 111,116 ... 227,969

Гистограммы четырех массивов случайных нагрузок показаны на рис. 3, в табл. 3 приведены граничные нагрузки и отвечающие этим нагрузкам геомеханические риски.

Таблица 3

Шкала нагрузок и геомеханических рисков

№ п/п	$P_{вр1}$, кПа	$R_{н1}$	$P_{вр2}$, кПа	$R_{н2}$	$P_{нр1}$, кПа	$R_{н1}$	$P_{нр2}$, кПа	$R_{н2}$
1	205,5	0,380	281,7	0,380	85,2	0,357	171,3	0,358
2	211,0	0,282	290,1	0,286	88,5	0,279	177,6	0,276
3	216,5	0,190	298,6	0,192	91,8	0,215	183,9	0,192
4	222,0	0,136	307,0	0,138	95,0	0,151	190,2	0,117
5	227,4	0,094	315,4	0,094	98,3	0,106	196,5	0,072
6	233,0	0,048	323,9	0,050	101,5	0,072	202,8	0,036
7	238,4	0,026	332,3	0,026	104,8	0,040	209,1	0,014
8	244,0	0,012	340,7	0,012	108,0	0,024	215,4	0,010
9	249,4	0,006	349,2	0,006	111,3	0,018	221,7	0,006
10	254,9	0,000	357,6	0,000	114,6	0,000	228,0	0,000

Для детерминированного значения нагрузки 220 кПа уровень риска

$$R_{220} = 0,190 - ((220 - 216,5)(0,190 - 0,136))/(222 - 216,0) = 0,156.$$

Таким образом, риск превышает допустимое значение 0,05, что характеризует решения, принимаемые по детерминированным расчетным показателям как достаточно опасные.

Известный и широко применяемый прием введения запаса во входные физико-механические характеристики, разумеется, ведет к повышению надежности конструкции. Однако такой методический подход, во-первых, не дает информации об уровнях надежности или риска объекта, во-вторых, может сопровождаться избыточными и, следовательно, неоправданными экономическими затратами.

С другой стороны, наличие шкалы нагрузок и геомеханических рисков позволяет оптимизировать выбор конструкции по критерию экономической безопасности А. Р. Ржаницина [5]

$$C = C_0 + P \times C_b \rightarrow \min, \quad (9)$$

где C – суммарная стоимость конструкции (затраты на возведение, поддержание и ремонт обделки); C_0 – первоначальная стоимость изготовления конструкции (затраты на обделку); P – вероятность отказа (геомеханический риск); C_b – затраты на восстановление конструкции, включая убытки, вызванные временным прекращением нормальной эксплуатации конструкции (ущерб от последствий аварии).

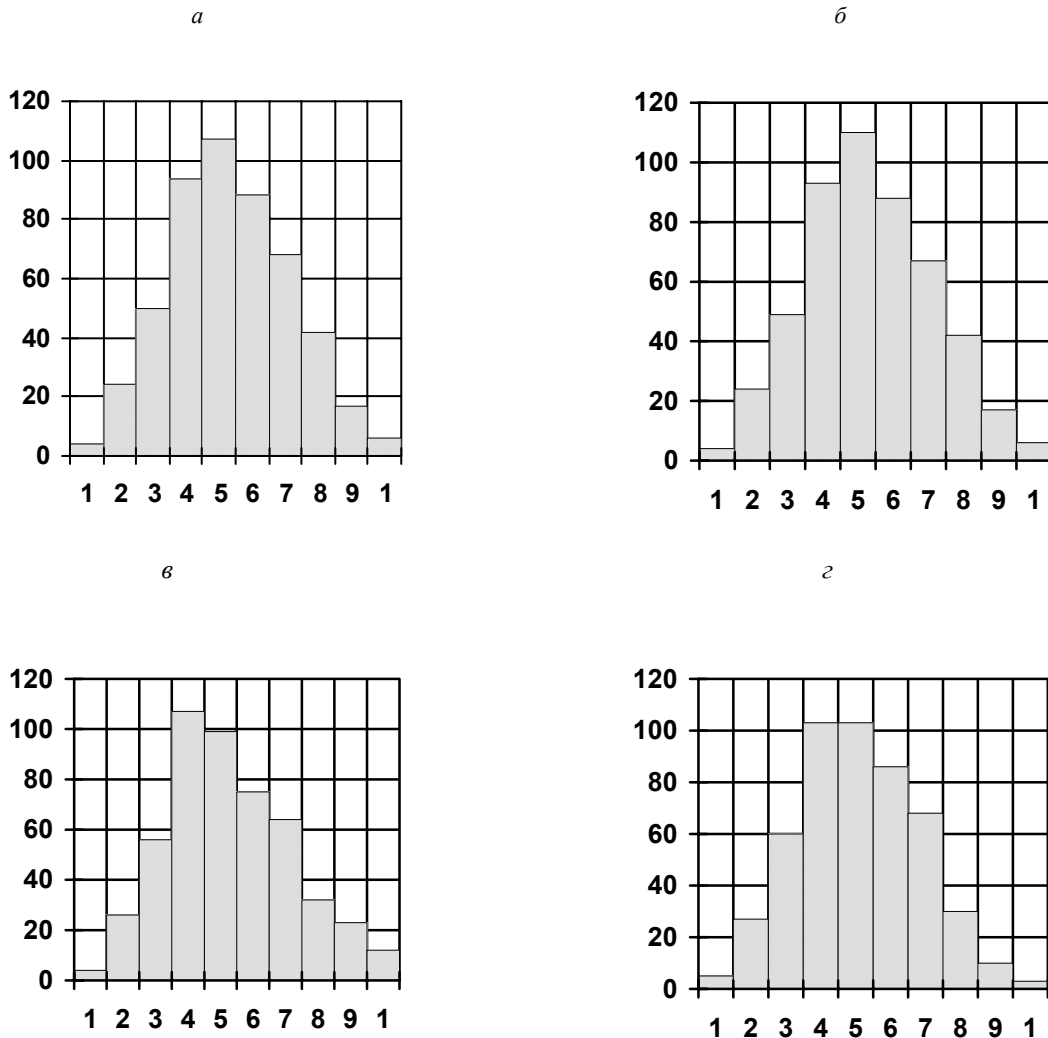


Рис. 3. Гистограммы случайных нагрузок:
 вертикальная нагрузка в кровле (а) и почве (б);
 горизонтальная нагрузка в уровне кровли (в) и уровне почвы (г)

Например, для четырех вариантов монолитной бетонной обделки $C_{01} = 1449000$ р., $R_1 = 0,150$, $C_{02} = 1505000$ р., $R_2 = 0,075$, $C_{03} = 1528000$ р., $R_3 = 0,002$, $C_{04} = 1620000$ р., $R_4 = 0$ при ущербе от последствий аварии, вычисленном в размере 6, 5 млн р. (по составляющим: затраты на локализацию деформаций; издержки, связанные с восстановлением объекта; возмещение неполученной плановой прибыли, увеличение условно-постоянных расходов в себестоимости работ горно-строительного предприятия; удорожание строительства с увеличением сроков сдачи объекта) суммарная стоимость конструкции составит: $C_1 = 2,42$ млн р., $C_2 = 1,99$ млн р., $C_3 = 1,52$ млн р., $C_4 = 1,62$ м. р.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений. М.: Недра, 1994. 382 с.
2. Волков В. П., Наумов С. Н., Пирожкова А. Н., Храпов В. Г. Тоннели и метрополитены. М.: Транспорт, 1975. 552 с.
3. Маковский Л. В. Проектирование автодорожных и городских тоннелей. М.: Транспорт, 1993. 352 с.
4. СНиП 32-04-97. Тоннели железнодорожные и автомобильные / Госстрой России. М.: ГП ЦПП, 1997. 31 с.
5. Ржаницын А. Р. Определение характеристики безопасности и коэффициента запаса из экономических соображений // Вопросы теории пластичности и прочности строительных конструкций. М.: Госстройиздат, 1961. С. 5÷21.
6. Яровой Ю. И. Прогноз деформаций земной поверхности при защите городской застройки при строительстве метрополитена на Урале. Екатеринбург: УрГАПС, 1999. 257 с.

ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ СТРОИТЕЛЬСТВА И ОБЪЕМНО-ПЛАНИРОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ ПЕРЕСАДОЧНОЙ СТАНЦИИ «ВОСТОЧНАЯ» В г. ЕКАТЕРИНБУРГЕ

*БАРОН К. И., ЕВДОКИМОВА Н. Ю., науч. руководители проф. ПОЛОВОВ Б. Д.,
Уральская государственная горно-геологическая академия,
ГУЛЯЕВ В. А., главный специалист*

Мастерская Генерального плана Главархитектуры администрации г. Екатеринбурга

В соответствии с комплексной транспортной схемой (КТС) развития всех видов городского транспорта в городе Екатеринбурге [1] городской метрополитен включает три самостоятельные линии, пересекающиеся в центральной части города. КТС была разработана институтом «Гипрокоммундортранс» в 1987 г. на расчетный срок 2005 г., схема развития метрополитена рассматривалась на более отдаленную перспективу до 2020 г. К 1995 г. предполагалось ввести в эксплуатацию участок первой линии «Север – Юг» от станции «Проспект Космонавтов» до станции «Чкаловская» и к 2005 г. участки первой линии от станции «Чкаловская» до станции «Белинская» («Ботаническая») и второй линии «Запад – Восток» от станции «Верх-Исетская» до ул. Сиреневый бульвар. В 2020 г. предусматривалось завершить строительство на участках: первой линии от станции «Белинская» до Химмаша; второй линии от станции «Верх-Исетская» до станции «Западная»; третьей линии «Юго-Запад» – «Северо-Восток» от станции «Волгоградская» до станции «Шарташская» (рис. 1).

Строительство Екатеринбургского метрополитена началось в 1980 г. К настоящему времени введены в эксплуатацию семь станций первой линии от станции «Проспект Космонавтов» до станции «Площадь 1905 года». Программой дальнейшего развития метрополитена [2] предусматривается продолжить его строительство вдоль главных магистральных улиц 8 Марта и проспекта Ленина с организацией пересадочной станции «Площадь 1905 года» при пересечении первой и второй линий. В связи с намечаемой крупномасштабной застройкой в районе Северного Шарташа и реальными перспективами строительства третьей линии запланировано строительство пересадочных станций «Геологическая» на пересечении первой и третьей линий и «Театральная», связывающей вторую и третью линии.

Перечисленные задачи развития метрополитена в г. Екатеринбурге обусловлены критическим положением с наземным транспортом, сложившимся в центральных районах города. В частности, приоритеты строительства объектов метрополитена в центре города определяются следующими обстоятельствами [2].

1. Максимальные часовые пассажиропотоки составляют:

по проспекту Ленина:

- на трамвае 8700 пасс/ч. в одном направлении;
- на автобусе 9000 пасс/ч. в одном направлении;
- всего на линии 17700 пасс/ч;

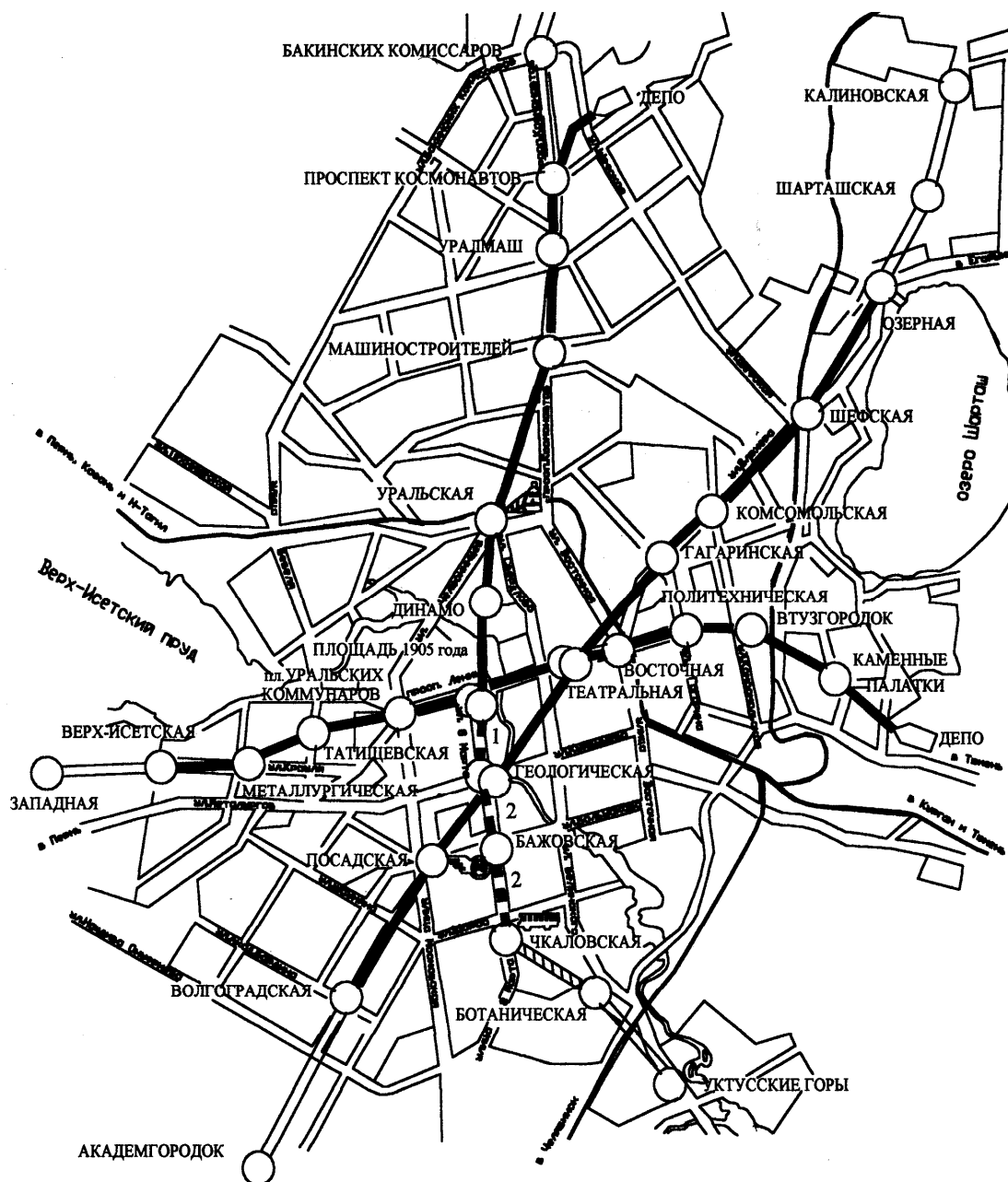


Рис. 1. Схема Екатеринбургского метрополитена

по улице Малышева:
 на троллейбусе 6500 пас/ч. в одном направлении;
 на автобусе 4000 пас/ч. в одном направлении;
 всего на линии 10500 пас/ч.

Суммарный максимальный пассажиропоток на этих магистралях равен 28200 пас/ч. в одном направлении.

2. Пассажиропотоки в настоящее время осваиваются всеми видами наземного транспорта. Частота движения трамвая на проспекте Ленина в часы пик составляют 40 единиц (из них более 50 % двухвагонные), пропускная способность линии ограничена пропускной способностью узла у гостиницы «Исеть» и в настоящее время практически исчерпана. Частота движения автобусов на участке от Оперного театра до улицы Восточной составляет 58 единиц в час, из них почти 90 % особо большой вместимости. Пропускная способность остановочного пункта «Улица Восточная» недостаточна; узел «Улица Восточная – проспект Ленина» перегружен, задержки при проезде перекрестка достигают $4 \div 5$ циклов светофорного регулирования.

3. Проспект Ленина и улица Малышева на всем протяжении перегружены движущимися и паркующимися автомобилями, скорость движения наземного общественного транспорта чрезвычайно низка (10 ÷ 15 км/ч), наблюдаются систематические заторы на перекрестках.

4. В центральной части города у проспекта Ленина и улицы Малышева нет и не будет дублеров, способных разгрузить эти улицы. Снятие трамвайной линии с проспекта Ленина и уменьшение частоты автобусного движения позволят улучшить движение наземного транспорта на этих магистралях, снизить шум и загазованность, однако это мероприятие не решит транспортные проблемы даже в далекой перспективе, что объясняется дальнейшим ростом автомобилизации (до 300 автомобилей на 1000 жителей).

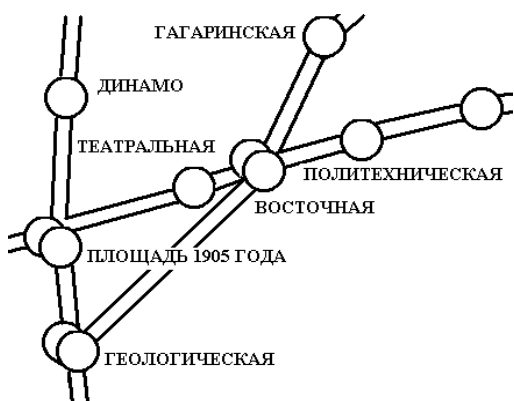


Рис. 2. Измененная трасса третьей линии

Таким образом, только метрополитен может разгрузить уличное пространство за счет снятия потоков наземного общественного транспорта со значительным уменьшением загазованности, акустической дискомфортности и дорожно-транспортных происшествий. При этом комфортность передвижения на метрополитене несравнимо выше, чем на любом из других видов общественного транспорта.

Одним из наиболее радикальных предложений по совершенствованию схемы развития метрополитена г. Екатеринбурга является перенесение пересадочного узла между второй и третьей линиями со станции «Театральная» на станцию «Восточная», с несущественным изменением общей трассировки третьей линии. По этому предложению новая трасса включает следующие станции: «Академгородок», «Волгоградская», «Посадская», «Геологическая», «Восточная», «Гагаринская», «Комсомольская», «Шефская», «Озерная», «Шарташская», «Калиновская», причем длина перегонных тоннелей

третьей линии при реализации предложения увеличится по сравнению с существующим вариантом на 0,4 км с 15,9 до 16,3 км. Фрагмент схемы метрополитена в районе пересечения второй и третьей линий показан на рис. 2.

Целесообразность и необходимость изменения трассы третьей линии обусловлена новыми градостроительными решениями. По Стратегическому плану развития Екатеринбурга, сформированному в 2000 ÷ 2002 гг. [3], и по проекту нового Генерального плана до 2025 г. [4] предусматривается прекращение грузовых перевозок в центральной части города по железнодорожным магистралям на улице Восточной и пуск городской электрички по двум железнодорожным линиям из четырех. В результате пассажиропотоки в работе транспортного узла «Проспект Ленина – улица Восточная» резко возрастут, в первую очередь, за счет четырехкратного увеличения провозной способности городской электрички. В табл. 1 приведены сравнительные данные ожидаемых пассажиропотоков на станциях «Театральная» и «Восточная» на 2015 г. по программе [2] и прогнозные потоки, отражающие увеличение провозной способности городского железнодорожного транспорта.

Таблица 1

Ожидаемые пассажиропотоки в районе станций «Театральная» и «Восточная»

Вид транспорта	Данные программы [2], чел/ч пик		Прогнозные показатели по станции «Восточная» после пуска городской электрички, чел/ч пик
	станция «Театральная»	станция «Восточная»	
Метрополитен	4300	3100	< 6100
Электричка	–	1000	< 4000
Другие виды	2000	2000	2000
Всего	6330	6100	< 12100

Таким образом, с реализацией новой стратегии развития города и нового Генерального плана пассажиропотоков в районе станции «Восточная» почти в два раза превысит пассажиропоток в районе станции «Театральная», а непосредственная пассажиронагрузка станции метрополитена «Восточная» превысит нагрузку на станции «Театральная» не менее чем в 1,4 раза.

Мировая практика метростроения долгое время рассматривала пересадочные узлы как совокупность отдельных станций различных линий в местах их пересечения или касания. Наиболее распространены пересадочные узлы, состоящие из отдельных станций, соединенных переходами с лестницами и эскалаторами. При этом нередки случаи, когда длина переходов значительна, что делает пересадку неудобной и длительной, тогда как затраты на строительство таких станции более чем в два раза превышают затраты на строительство типичной промежуточной станции.

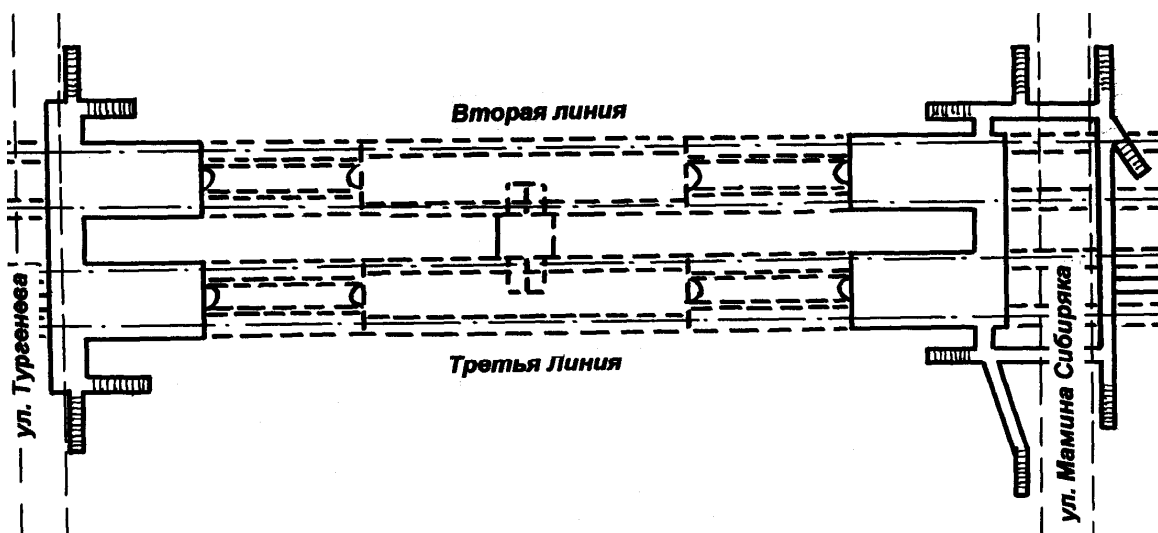


Рис. 3. Схема пересадочной станции «Театральная»

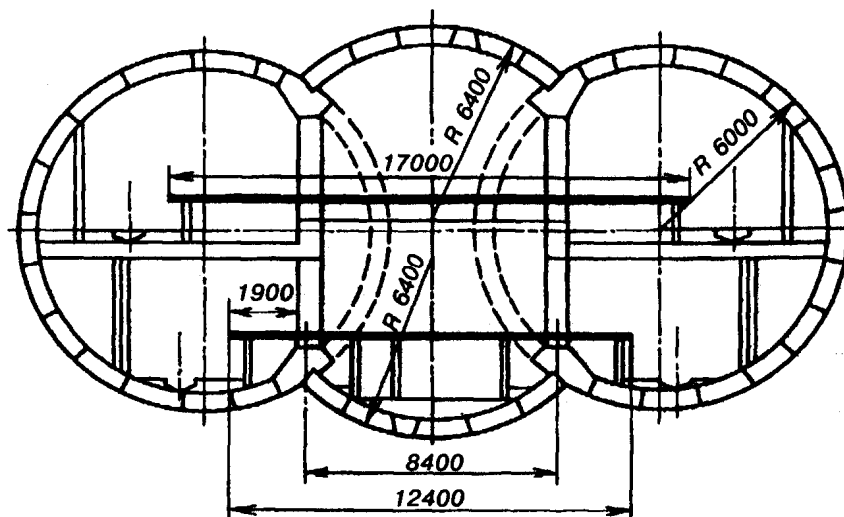


Рис. 4. Двухъярусная пересадочная станция с открытыми платформами

На запланированных пересадочных станциях Екатеринбургского метрополитена «Площадь 1905 года», «Театральная», «Геологическая» выдерживаются традиционные объемно-планировочные решения. Платформы первой и второй линий на станции «Площадь 1905 года» размещаются в двух уровнях, платформы станций «Театральная» и «Геологическая» – в одном. В плане платформы пересадочных станций первой и второй линий расположены взаимно перпендикулярно, а платформы первой – третьей, второй – третьей линий (рис. 3) – параллельно, связь между этими платформами осуществляется по системе лестничных входов-выходов и подземных коридоров.

Для пересадочной станции «Восточная» объемно-планировочные решения, запроектированные для станции «Театральная», неприемлемы вследствие интенсивности существующей застройки, фактически исключающей возможность параллельного размещения станций двух линий в одном уровне. Рациональным решением для рассматриваемой станции является объединенный двухъярусный пересадочный узел на две линии с островными платформами на каждом ярусе [5] (рис. 4). В конструктивном отношении решение, приведенное на рис. 4 (характерное для метрополитенов развитых зарубежных стран), повторяет обычные колонные (либо сводчатые) станции. Большие размеры станционных тоннелей позволяют разместить два яруса платформ и путей разных линий. Соединение ярусов для пересадки пассажиров с одной линии на другую осуществляется в центральной зоне среднего зала лестницами или эскалаторами малого подъема. Связь платформ с вестибюлями на поверхности может осуществляться эскалаторами, примыкающими в одном торце станции к верхней платформе, а в другом торце – к нижней.

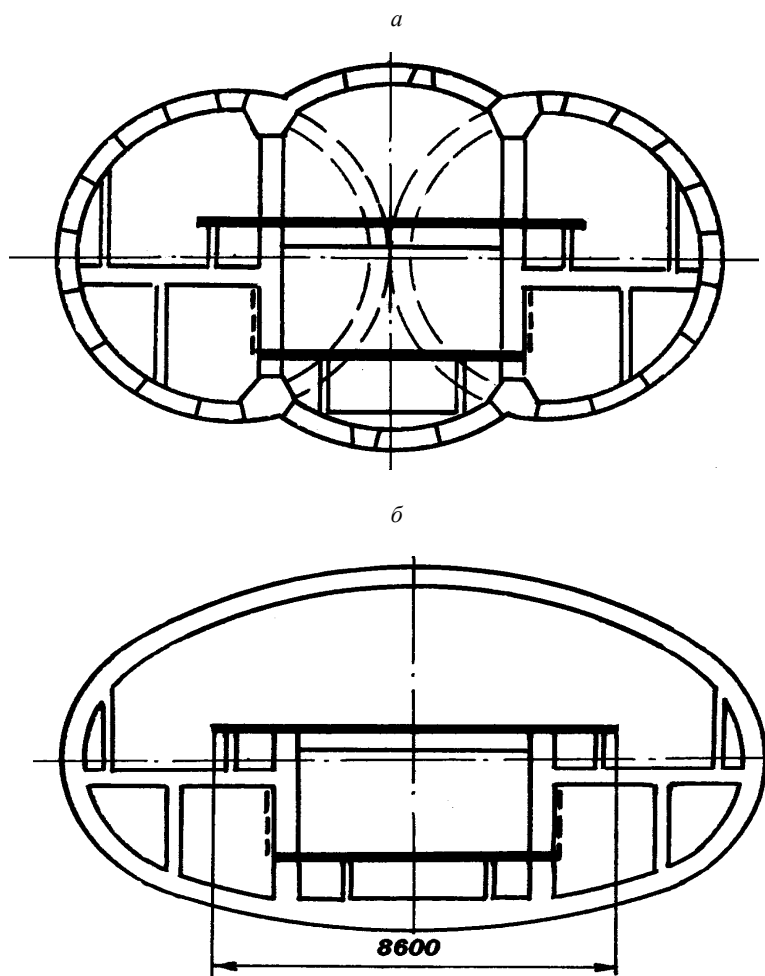


Рис. 5. Варианты двухъярусной пересадочной станции с закрытой нижней платформой:
a – с обделкой из тубингов; *б* – с монолитной железобетонной обделкой

На рис. 5 приведены предлагаемые нетрадиционные компоновки двухъярусных пересадочных станций, отличающиеся наличием закрытой платформы* на нижнем ярусе. Первый вариант – станция колонного типа – предусматривает сооружение пересадочного узла в обделке из тубингов, второй вариант – односводчатая станция – выполняется в монолитной железобетонной обделке. Оба варианта включают сооружения глубокого заложения:

- объединенную совмещенную тяговую подстанцию, обслуживающую две линии, и размещенную в тоннеле, примыкающем к западному торцу станции в уровне нижнего яруса;
- объединенный многоярусный блок служебных помещений с высотой этажа 2,5 м в свету, связанный с верхней и нижней платформами в восточном торце станции.

Связь между ярусами осуществляется по двум лестничным входам-выходам или по четырем эскалаторам с высотой подъема 5,2 м. Для сообщения верхней станционной платформы с вестибюлем, расположенным под перекрестком проспекта Ленина с улицей Чебышева, устанавливаются четыре эскалатора в тоннеле диаметром 9,5 м. С восточного торца срединного зала на первом и втором ярусах прокладываются проходы к грузопассажирским лифтам для спуска-подъема обслуживающего персонала и инвалидов. Достоинства предлагаемых сооружений глубокого заложения станции «Восточная» – удобство для пассажиров, компактность, снижение затрат на строительство по сравнению с затратами на глубокие сооружения одноуровневой пересадочной станции «Театральная» почти в 1,5 раза.

* Станции с закрытыми платформами широко используются в г. С.-Петербурге.

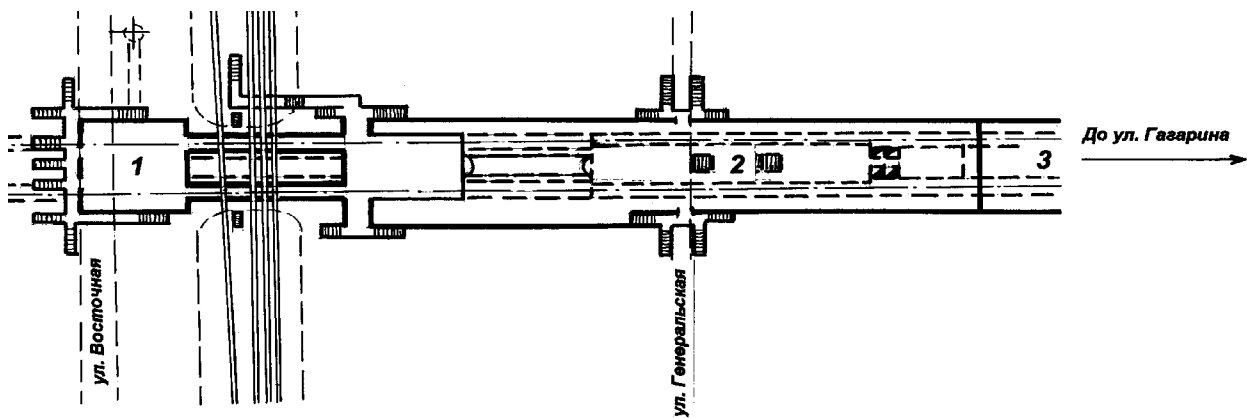


Рис. 6. Схема сооружений мелкого заложения пересадочной станции «Восточная»

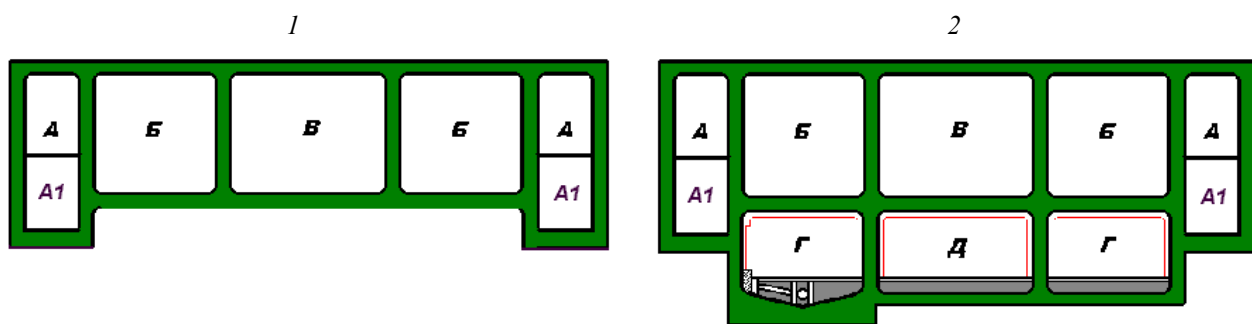


Рис. 7. Схемы поперечных сечений сооружений мелкого заложения для эффективного использования подземного пространства в районе пересадочной станции «Восточная»:
 1 – блок 2; 2 – блок 3; А, А1 – проходной двухсекционный многофункциональный коллектор (верхняя секция для размещения кабелей водопровода, прямого и обратного теплопроводов, нижняя – для канализования бытовых и ливневых стоков); Б – секция торгово-бытового обслуживания; В – пешеходный тоннель;
 Г – места для стоянки автомобилей; Д – автомобильный проезд

Подземные сооружения мелкого заложения пересадочного узла (рис. 6) включают:

- блок 1 – одноярусное помещение зального типа, объединенное с существующим подуличным переходом и размещаемое от границы перехода до фундаментов опор путепровода под действующей железной дорогой;

- блок 2 (рис. 7, 1), с ранее запроектированными лестничными сходами-выходами, вестибюлем станции «Восточная» и предлагаемым дополнительным одноярусным подземным комплексом, связанным с вестибюлем по западной границе и подземными переходами, сходами-выходами на перекрестке проспекта Ленина с улицей Генеральской;

- перспективный подземный двухъярусный блок 3 (рис. 7, 2), позволяющий эффективно освоить подземное пространство под проезжей частью проспекта Ленина на участке от улицы Генеральской до улицы Гагарина (в период вывода из эксплуатации дорожного полотна проспекта в ходе строительства комплексов станций «Восточная» и «Политехническая»).

Наличие трех дополнительных подземных блоков обеспечивает повышенный комфорт для пассажиров метрополитена, улучшение уличного движения (разделение пешеходных и транспортных потоков на трех проблемных перекрестках), возможность привлечения к строительству метрополитена внебюджетных источников финансирования. Результаты анализа эффективности инвестиционных проектов, выполненного в соответствии с нормативными рекомендациями [6], приведены в табл. 2.

**Показатели эффективности инвестиций в строительство сооружений
мелкого заложения в районе станции «Восточная»**

Сооружение	Строительный объем, м ³	Площадь арендуемых помещений, м ²	Показатели		
			чистый дисконтированный доход, тыс. р.	срок окупаемости, годы	внутренняя норма доходности
Блок 1	29400	1400	17841	6,61	1,19
Блок 2	51600	5000	122773	5,08	1,22
Блок 3	204000	16400 и 400 авт.	241387	6,80	1,19

Примечание. Горизонт расчета 10 лет. Норма дисконта – 1,1. Сроки строительства: блока 1 – 1 год, блоков 2 и 3 – 2 года. Затраты на строительство 1 м³: 1700 р., 2500 р., 3000 р. – соответственно блоки 1, 2, 3. Плата за аренду 1 м² помещений 1500 р. в месяц. Суточная плата за 1 стояночное место 100 р.

Выводы

1. Реализация Стратегического плана развития г. Екатеринбурга, предусматривающего пуск городской электрички, предопределяет необходимость коррекции схемы метрополитена: переноса пересадочного узла со станции «Театральная» на станцию «Восточная».

2. Традиционные объемно-планировочные решения пересадочных станций не могут найти применения для станции «Восточная» в силу стесненной застройки проспекта Ленина в районе ул. Чебышева и Генеральской. Рациональным решением для рассматриваемой станции является объединенный двухъярусный пересадочный узел на две линии с островными платформами на каждом ярусе, причем нижний ярус оснащается платформами закрытого типа. В результате затраты на строительство сооружений глубокого заложения двухъярусной станции «Восточная» снижаются по сравнению с затратами на глубокие сооружения одноуровневой пересадочной станции «Театральная» почти в 1,5 раза.

3. В целях привлечения внебюджетных инвестиций сооружения мелкого заложения пересадочного узла включают дополнительные подземные помещения. Продуктивность такого подхода подтверждается низкими сроками окупаемости капитальных вложений и высокими уровнями интегральных эффектов и внутренних норм доходности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Комплексная схема развития всех видов городского пассажирского транспорта.* Екатеринбург: Гипрокоммундортранс, 1987. 170 с.
2. *Программа развития метрополитена и других видов скоростного внеуличного транспорта в г. Екатеринбурге до 2015 года* / Под редакцией Л. И. Пелевина. Екатеринбург: ОАО «Уралгипротранс», 2001. 113 с.
3. *Стратегия развития Екатеринбурга: цели, задачи, направления; механизм реализации* // Материалы международного семинара в Екатеринбурге, 6 ÷ 7 апреля 2000 г. Екатеринбург: Академкнига, 2000. 358 с.
4. *Схема комплексного освоения подземного пространства* в проекте Генерального плана МО «Город Екатеринбург до 2025 года». Екатеринбург: УрГАР, 2002. 212 с.
5. *Кулагин Н. И.* Пересадочные узлы на линиях метрополитена глубокого заложения. М.: Центр «ТИМР», 2000. 123 с.
6. *Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов* (Вторая редакция) / М-во экономики РФ, М-во финансов РФ, ГК по стр-ву, архит. и жил. Политике. М.: ОАО «НПО Изд-во «Экономика», 2000. 421 с.

АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА КАРЬЕРАХ ДЛЯ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ РУДЫ

ЕФИМОВСКИХ Т. Л.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Условия ведения горных работ в значительной степени определяются перспективами развития карьерного транспорта, а также способами вскрытия месторождений. Способ вскрытия месторождения находится в тесной взаимосвязи с системой разработки и размещением поверхностных сооружений. Кроме того, способ вскрытия месторождения зависит от транспорта, условий залегания месторождения и определяет в значительной степени режим горных работ и их экономическую эффективность.

Открытым способом разрабатываются месторождения полезных ископаемых любой формы, залегающие в разнообразных природных условиях. В каждом отдельном случае выбор открытого способа разработки обосновывается возможностью получения более высоких технико-экономических показателей разработки.

По условиям залегания месторождений выделяется группа месторождений высотного и высотно-глубинного типов, расположенных выше или частично выше господствующего уровня поверхности. Уже сейчас на долю нагорных карьеров приходится примерно 10 – 15 % всего объема полезных ископаемых, добываемых в мире, причем эта доля продолжает возрастать.

Вскрытие таких месторождений характеризуется сложностью установления транспортной связи между карьером и поверхностью:

- для вывозки руды на дробильно-обогадительную фабрику;
- вывозки вскрыши на отвалы пустых пород;
- доставки в карьер оборудования, материалов и людей.

В условиях нагорных месторождений транспортирование руды, вскрыши, доставка людей и оборудования, как правило, осуществляются по отдельным выработкам: шахтные стволы, штольни, рудоспуски, рудоскаты, подземные наклонные галереи, полутраншеи, крутые траншеи.

При выборе способа доставки полезного ископаемого с нагорных карьеров большой производительности в транспортную цепь часто включают рудоспуски (табл. 1), по которым руда перемещается под действием сил гравитации с добычного горизонта на горизонты откаточной штольни, по которому руда железнодорожным или конвейерным транспортом доставляется на дробильно-обогадительную фабрику, расположенную на поверхности.

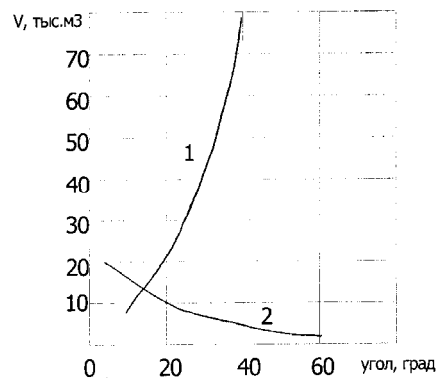
Таблица 1

Основные условия применения рудоспусков на карьерах

Транспортная система	Условия применения	Основные карьеры
Автотранспорт – в карьере и на поверхности Железнодорожный – в штольне	Нагорные месторождения со сложными транспортными подходами. Комбинированный способ обработки месторождения, любая производственная мощность карьера и удаленность обогадательной фабрики	Эрцберг, Ветслейелл (Австрия), Каула, Хайдарканский
Автотранспорт – в карьере Железнодорожный – в капитальной штольне и на поверхности	Нагорные месторождения с неудобными транспортными подходами. Длина транспортирования более 4 – 5 км. Большая производительность карьеров	Центральный, Кируна (Швеция), Карол (Канада)
Автотранспорт – в карьере и на поверхности Узкоколейный железнодорожный – в капитальной штольне. Шахтный подъем	Нагорные месторождения с неудобными транспортными подходами, ранее разрабатываемые подземным способом. Малая и средняя мощности карьера	Багдат (США), Нчанга (Замбия), Кэлэнд (США)

Рудные горизонты в этом случае вскрыты комбинированным способом: траншеями (или полутраншеями) и рудоспусками со штольней. Эксплуатационные затраты на транспортирование руды при комбинированном вскрытии являются наименьшими. Капитальные же затраты зависят от угла наклона косогора: чем больше угол наклона косогора при одинаковой высоте расположения месторождения, тем меньше длина штольни и, следовательно, меньше горно-строительный объем (см. рисунок). При вскрытии полутраншеями, наоборот, чем больше угол откоса, тем больше горно-строительный объем. Принято считать, что при углах наклона косогора более 20° и большой производительности карьера вскрытие месторождения более целесообразно производить подземными выработками.

Особенностью схем вскрытия таких месторождений с применением рудоспусков является то, что пункты разгрузки автосамосвалов (устья рудоспусков) располагаются в рабочей зоне карьера. Такое расположение рудоспусков исключает работу автосамосвалов на подъем с грузом, в результате чего снижаются эксплуатационные затраты и увеличиваются технико-экономические показатели. Это в основном определяется энергозатратами, которые составляют примерно 60 % от общих затрат на транспортирование горной массы. В случае применения рудоспусков транспортирование руды производится с более верхних горизонтов на нижние либо по горизонтальной прямой (рудоспуск непосредственно на рабочем горизонте), что значительно снижает расход топлива, чем при работе автотранспорта на подъем горной массы.



Зависимость горно-строительного объема V от угла наклона косогора при комбинированном вскрытии (1) и вскрытии полутраншеями (2)

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дриженко А. Ю. Вскрытие глубоких карьеров. М.: Недра, 1992. 326 с.
2. Кумачев К. А., Майминд В. Я. Проектирование железорудных карьеров. М.: Недра, 1981. 464 с.

ВЛИЯНИЕ РАБОТЫ ЗЕМСНАРЯДОВ НА ЗАГРЯЗНЕНИЕ ВОДОЕМОВ И ЕГО ОЦЕНКА

ПЕТЕЛИН А. В., ВОРОНЧИХИН Г. Н., РУСАНОВ В. В.,
Уральская государственная горно-геологическая академия

При разработке россыпных и нерудных месторождений полезных ископаемых с использованием землесосных снарядов требуются значительные объемы воды. Вода является основным технологическим инструментом в работе плавучих машин. Земснаряды используются преимущественно на обводненных месторождениях, которые в той или иной степени связаны с действующими водотоками. Поэтому основное техногенное воздействие оказывается на водную среду и на почву и незначительное – на атмосферу.

Разработка грунтов земснарядами оказывает многофакторное воздействие на жизнедеятельность водоемов. Основным негативным фактором является загрязнение воды частицами разрабатываемого грунта, что приводит к трансформации качественных показателей воды. При работе земснарядов и поступлении осветленной воды с карт намыва в реку образуется зона повышенной концентрации взвесей, имеющая распространение по длине и по ширине водотока. По мере ее распространения происходит выпадение отдельных классов минеральных частиц, что приводит к заиливанию дна водоема. Таким образом, возникает зона загрязнения гидромеханизованными работами, величина которой зависит от следующих факторов [1]:

- от гранулометрического состава разрабатываемого грунта. Чем больше в нем тонких частиц, тем больше зона загрязнения;
- производительности оборудования. Чем мощнее земснаряды, тем больше зона загрязнения;
- организации системы водоснабжения и осветления отработанной воды;
- скорости течения реки и места выпуска стоков относительно стержневой части потока. Чем больше скорость реки, тем больше взвешивающая способность потока, тем хуже условия осаждения и тем больше зона загрязнения;
- водности реки. Чем больше объем разбавляющей реки и чем ближе створ практически полного перемешивания, тем быстрее произойдет разбавление промстоков;
- гидрохимического состава воды реки. Так, в одних водоемах на увеличение длины распространения взвеси существенно влияет стабилизирующее действие природных органоминеральных комплексов. В других наблюдается быстрое осаждение взвешенных частиц за счет коагуляции их растворенными в воде солями кальция;
- состава взвесей. Чем больше в разрабатываемом грунте глинистых минералов, тем больше тонких частиц и тем больше зона влияния.

Наибольшее значение для оценки влияния промстоков гидромеханизованных работ имеет гранулометрический состав взвесей во фракции – 50 мкм, особенно в классах субколлоидных и коллоидных частиц, так как они активно взаимодействуют с живым миром водоема и вызывают более глубокие изменения качества воды по таким показателям, как прозрачность и содержание железа. На остальные физические и химические показатели воды взвешенные частицы влияния не оказывают (при условии отсутствия в разрабатываемых грунтах токсикантов) [3, 6, 7].

Для полной и достоверной оценки воздействия гидромеханизованных работ на водоемы выделяются следующие экологические критерии [2]: характеристика гидрофауны (наличие эндемичных и ценных гидробионтов); характеристика нерестилищ (видовой состав рыб, площадь и воспроизводственные возможности); характеристика нагульных участков (продуктивность, значение); характеристика зимовальных ям и зимующих рыб; расстояние до ближайшего водотока-аналога или водотока высшего порядка; влияние на гидробионтов транспортных средств; оценка попадания гидробионтов в водозаборное сооружение; оценка расчета водоочистных сооружений; оценка изменения гидрологических показателей, эрозионных процессов; оценка вторичного загрязнения за счет выхода токсикантов из разрабатываемых грунтов; расчет ущерба рыбному хозяйству; план компенсационных мероприятий рекультивационных мероприятий в ходе отработки месторождения и после окончания работ.

Из вышеприведенного следует, что технико-экологическая оценка использования механизированного оборудования на базе земснарядов требует дифференцированного подхода к экосистемам водных объектов при проектировании природоохранных мероприятий и решении технологических задач.

Проведенные комплексные гидробиологические исследования на акватории работы земснарядов (1999 – 2003 гг.) [4, 5] позволяют оценить воздействие разработки месторождений ПГС на гидробиоценоз Нижнекамского водохранилища. Основное влияние состоит в повышении количества взвешенных частиц в воде за счет поступления в нее частиц разрабатываемого грунта. Исследованиями установлено, что при разработке месторождений нерудных ископаемых в воду поступают частицы кварца, глинистых материалов, в ряде случаев имеет место поступление органики. Поступление минеральных взвешенных частиц ухудшает качество воды по показателям прозрачности и содержания железа. Количество поступающей в водоем взвеси зависит от гранулометрического состава грунта и наличия водоотстойных сооружений как на карте намыва, так и после слива с нее. С увеличением концентрации взвешенных веществ в воде при работе земснаряда в зоне влияния наблюдается интенсивное выпадение взвесей, количество выпавшего материала уменьшается с увеличением расстояния от места работы снаряда и спуска сточных вод по гиперболической зависимости. Зона заилиения практически совпадает с зоной повышения концентрации взвешенных веществ в воде. В проведенных работах были зафиксированы значения концентрации взвеси в стоках карты намыва от 36 до 0,08 г/л. Отмечалось ухудшение качества воды по следующим показателям: прозрачность и содержание железа. При этом при прозрачности 30 см по шрифту в воде находилось еще до 12 мг/л частиц класса – 1,5 мкм, увеличение концентрации нерастворимых минеральных примесей до 20 мг/л не вызывало увеличения содержания общего железа выше санитарных норм. Остальные санитарно-химические показатели качества воды четкой связи с содержанием взвешенных частиц не имеют и находятся в пределах санитарных норм.

Работа земснарядов оказывает дифференцированное воздействие на речные биоценозы. В забойной зоне происходит полное уничтожение донной флоры и фауны за счет удаления биогенного слоя. За счет загрязнения взвешенными веществами нижестоящих участков наблюдается изменение во всех звеньях гидроценоза. При грунтозаборе происходит всасывание молоди и взрослых рыб.

В 2003 г. предприятием ОАО «Речной порт Сарапул» осуществлялась разработка месторождения ПГС «Мазунинское», расположенного на 1836,3 – 1834,1 км р. Камы на территории Сарапульского и Каракулинского районов Удмуртской Республики. Река Кама – рыбохозяйственный водоем высшей категории водопользования. Русло р. Камы в районе месторождения имеет ширину 1000 – 1400 м. Наибольшие глубины составляют в местах разработок 5,2 м. Расходы воды в районе месторождения изменяются в пределах от 1900 до 1150 – 1200 м³/с в период навигации, который в среднем составляет 190 суток. Максимальная скорость течения в районе карьера достигает 1,6 м/с. Максимальная летняя амплитуда колебаний уровней воды – 3,5 м. Полезная толща месторождения имеет однослойное строение. Средняя мощность продуктивных отложений составляет 3,47 м. Вскрышные пески занимают не более 10-12 % от площади месторождения. Вскрышные глины отсутствуют. Среднее содержание гравия по месторождению – 42,4 %. Содержание пылевидных и глинистых частиц не превышает 5 %.

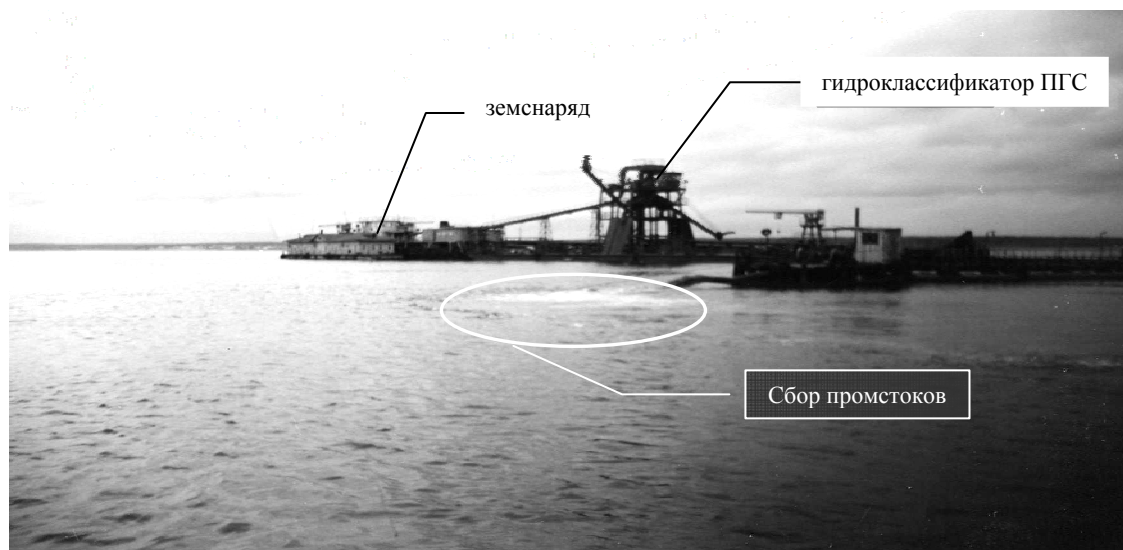
В состав добычного каравана входят два модуля: выемочный – землесосный снаряд ПЗС-500-17 и модуль классификации ПГС – гидроклассификатор ГКЦБ, расположенный на барже-приставке. Граничное зерно классификации – 3 мм (см. фото).

Рыхление грунта производится гидравлическим рыхлителем с 6-высоконапорными соплами. Снаряд оснащен модернизированной рефулерной помпой ИБ-МП-350 с рабочим напором 23 м в. ст. Проектная производительность оборудования в условиях данного месторождения составляет 368 тыс. м³ обогащенной ПГС (до 65 % гравия) за период навигации. При разработке применяется траншейный способ перемещения снаряда. Отработка ведется сериями с шириной 50 и длиной 100 м. Траншеи проходятся против течения реки на всю мощность залежи за один проход. Погрузка обогащенной ПГС осуществляется со стороны правого борта баржи-приставки в пришвартованные суда речного флота по погрузочному лотку. Пески-отсевы рефулируются к берегу и в выработанное пространство. Изолированной от водоема карты намыва хвостов нет. Расход промстоков составляет 1,1 -1,2 м³/с.

За период навигации 2003 г. на месторождении было добыто 226,336 тыс. м³, при этом площадь задействованной акватории водохранилища составила 5 га.

В контрольном створе (500 м) происходит увеличение концентрации взвеси на 0,95 мг/л и на 0,071 мг/л, увеличивается содержание общего железа по сравнению с фоновыми показателями.

В гидробиологическом отношении Нижнекамское водохранилище характеризуется 29 видами зоопланктона (коловратки – 9 видов, ветвистоусые рачки – 12 видов и веслоногие – 9 видов), всеми возможными для водохранилища группами донных животных: олигохетами, пиявками, двухстворчатыми и брюхоногими моллюсками, высшими ракообразными и личинками насекомых (всего отмечено 38 представителей бентофауны). Средняя масса зообентоса достаточно высокая и составляет 636,1 г/м², 97,7 % ее обеспечивают некормовые формы. Кормовая часть биомассы зообентоса оценивается в 14,5 г/м², что свидетельствует о достаточно высокой продуктивности водохранилища. Для сравнения продукции зоопланктона и биомассы зообентоса были отобраны пробы в районе водохранилища, не связанном с добычными работами, и в районе производства работ. Всего было обработано 28 проб макрозообентоса и 15 проб зоопланктона. В первом районе создается высокая продукция зоопланктона (137,5 г/м³), в районе производства работ этот показатель ниже почти в 350 раз (0,4 г/м³). Биомасса зообентоса соответственно составила 46,2 г/м² при численности



Общий вид гидромеханизированного комплекса оборудования на месторождении ПГС «Мазунинское»

5,4 тыс. экз/м² и 3,8 г/м² при численности 1,6 тыс. экз/м². Таким образом, характер развития донной фауны и зоопланктона на двух исследованных участках Нижнекамского водохранилища значительно отличается. Различия наблюдаются в таксонометрическом составе донных животных и их продуктивных свойствах. В районе разработок происходит обеднение донных биоценозов, как в качественном, так и в количественном отношении.

Ихтиофауна водоема представлена следующими промысловыми видами: карповые – лещ, густера, синец, язь, карась, чехонь; осетровые – стерлядь; окуневые – судак; тресковые – налим.

В мае-июне 2001-2002 гг. в районах добычи ПГС было поймано и проанализировано следующее количество рыб: чехонь – 95 экз., стерлядь – 29 экз., лещ – 18 экз., синец – 19 экз., судак – 6 экз., язь – 37 экз., карась – 2 экз., налим – 1 экз. Анализировались вес каждого экземпляра, абсолютная и промысловая длина. Размерно-весовые параметры представленных в уловах видов близки к таковым у особей, отобранных из промысловых уловов. У чехони, густеры, синца в пределах отмеченных возрастных группировок наблюдается возрастание размерно-весовых параметров. Отмечается отсутствие в уловах широко распространенных для Камы окуня, щуки, жереха.

Ущерб рыбному хозяйству, причиненный в процессе разработки месторождения ПГС «Мазунинское» за период навигации 2003 г., определяемый по потерям продукции кормовых организмов (бентос), составил 29 870 рублей. Сроки восстановления донных ценозов – 3-4 года.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Влияние гидромеханизированных работ на рыбохозяйственные водоемы*: Сборник научных трудов. Л.: Промрыбвод, 1987. Вып. 255. С. 93-101.
2. *Гидромеханизация и проблемы охраны окружающей среды* // Тезисы докладов Всесоюзной научно-технической конференции, Москва, 25-27 ноября 1981 г. М., 1981. С. 136-137.
3. *Гидромеханизированные работы и дамтинг* // Материалы Всесоюзной конференции, Ростов-на-Дону, октябрь 1991 г. М., 1991.
4. *Оценка влияния работы земснарядов на гидробиоценоз Камского водохранилища*: Отчет ННЭП «Фирма Гидробиология» в ФГУ «Камуралрыбвод». Екатеринбург, 2004.
5. *Петелин А. В., Липатова Т. В., Русанов В. В.* Экологическая оценка влияния работы земснарядов на гидробиоценоз Нижнекамского водохранилища. (На примере разработки месторождения ПГС «Мазунинское» в период навигации 2003 г.) // Экологические проблемы промышленных регионов. Уралтехноген – 2004: Всероссийская научно-практическая конференция, 10-12 марта 2004 г. / Правит. Свердлов. обл., Комитет по охране окружающей среды. Екатеринбург, 2004. С. 283-284.
6. *Русанов В. В., Матвеев А. А., Волкова В. М.* Состояние некоторых элементов речных гидробиоценозов в зоне проведения гидромеханизированных работ // Итоги изучения гидробионтов Урала. Свердловск, 1984. С. 46-66.
7. *Русанов В. В., Матвеев А. А., Волкова В. М.* Экологическая оценка влияния дноуглубительных работ на водоемы // Дноуглубительные работы и проблемы охраны рыбных запасов и окружающей среды рыбохозяйственных водоемов. Астрахань, 1984. С. 151-152.

ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ КОМПЬЮТЕРНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ И КОНТРОЛЯ РАБОТЫ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ НА ПРЕДПРИЯТИИ ОАО «УРАЛАСБЕСТ»

ПАНФИЛОВ Д. С., НИКОЛАЕВ Н. А., науч. руководитель доц. СТЕНИН Ю. В.,
Уральская государственная горно-геологическая академия

Экскаваторно-автомобильный комплекс является важнейшим элементом технологической системы горнодобывающего предприятия, от эффективности работы которого зависит работа всей технологической системы горнодобывающего предприятия, а значит и самого предприятия.

На карьерах ОАО «Ураласбест» применяется комбинированный транспорт в качестве начального звена, используются автосамосвалы грузоподъемностью 30 т, 55 т, 120 т, работающие в комплексе с экскаваторами ЭКГ – 8И, ЭКГ – 10.

Анализ использования технических ресурсов экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) карьеров ОАО «Ураласбест» показывает наличие значительных простоев экскаваторов и автосамосвалов по технологическим и техническим причинам, а также из-за несогласованности работы экскаваторного и автомобильного звена. Фактическая обеспеченность экскаваторов по отношению к требуемой изменяется от 70 до 105-110 %. Выполнение нормативной производительности горно-транспортных машин изменяется от 70-80 до 130-150 %.

Поэтому актуальной является задача повышения точности и достоверности планирования работы экскаваторно-автомобильных комплексов и оценки фактических результатов. Одним из основных путей решения этой задачи является разработка и внедрение компьютерных технологий.

Исходя из условий работы экскаваторно-автомобильного комплекса на предприятии ОАО «Ураласбест», была разработана программа для планирования и работы ЭАК, в процессе реализации которой рассчитываются параметры работы данного комплекса: производительности экскаваторов и автосамосвалов в комплексе, оптимального количества автосамосвалов для обслуживания экскаватора, сменного и месячного плана вывозки горной массы из каждого забоя в карьере конкретными ЭАК, а также для анализа фактического выполнения плана.

Структурно программа представлена следующими блоками (рис. 1): 1) блок формирования исходных данных; 2) блок расчета плановых показателей; 3) блок оценки фактических результатов работы ЭАК; 4) блок оценки возможных результатов работы в фактически реализованных условиях; 5) блок сравнительного анализа плановых и фактических показателей работы ЭАК.

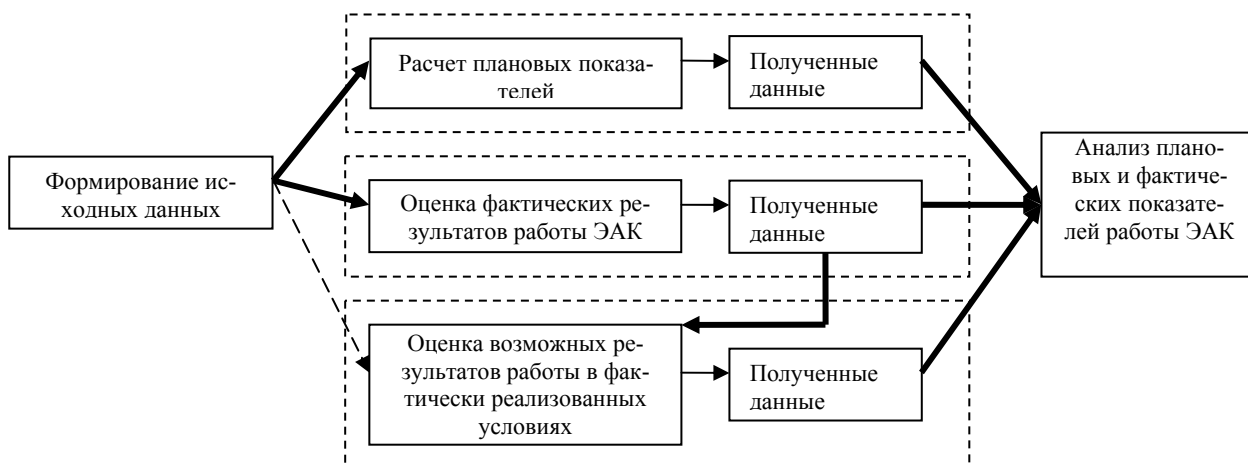


Рис. 1. Структурная схема программы

В блок «Формирование исходных данных» заносятся исходные показатели. Эта информация необходима для расчетов в блоках «Расчет плановых показателей» и «Оценка фактических результатов работы ЭАК» (на схеме две жирные стрелки). Блок «Оценка возможных результатов работы в фактически реализованных условиях» основную часть исходных данных получает из 3-го блока и частично из 1-го, так как этот блок служит для получения плановых показателей исходя из фактических результатов работы. Из схемы видно, что каждый расчетный блок 2-й, 3-й, 4-й имеет свои выходные данные, которые являются конечным результатом расчетов в каждом блоке. Блок «Анализ плановых и фактических показателей работы ЭАК»

служит для того, чтобы сравнить полученные в каждом блоке показатели и определить, на какую величину они отличаются.

В блоке 2 выдаются следующие результирующие таблицы: «Распределение планового сменного объема горных работ» и «Распределение планируемого на смену парка автосамосвалов в расчете на плановый сменный объем горных работ». В этом же блоке производится проверка на соответствие высот, уклонов и расстояний, а также распределение автосамосвалов по забоям путём подбора количества автосамосвалов, исходя из того, что должны выйти на смену. Подбор производится до тех пор, пока не будет достигнуто максимальное значение расчетного объёма (превышающее или равное плановому объёму). Выходные таблицы являются оперативной информацией и необходимы для упрощения и ускорения распределения автосамосвалов на каждую смену.

Выходные таблицы блока 3 – «Фактическое распределение сменного объема горных работ в расчете на фактические условия» и «Фактическое распределение парка автосамосвалов» – получаются путём анализа товарно-транспортных накладных, то есть вводится уже то распределение автосамосвалов, которое реально сложилось в смене. Эти таблицы выдают информацию в том же формате, что и первые две таблицы, но для фактических условий, то есть показывают, как сработала рассматриваемая смена.

В блоке 4 формируются выходные таблицы «Плановое распределение сменного объема горных работ в расчете на фактические условия» и «Распределение планируемого на смену парка автосамосвалов, необходимого для перемещения фактически выполненного объема горных работ при фактических условиях в расчете на нормативные параметры работы автомобилей». Здесь производится планирование на реальных условиях с учетом всех простоев и ремонтов, а также фактически сложившегося распределения. Аналогично, как в блоке 2, производится и плановое распределение автосамосвалов по забоям.

Данные выходных таблиц предыдущих блоков сводятся в итоговую таблицу пятого блока «Сведения о работе экскаваторно-автомобильного комплекса». В ней производится анализ показателей выходных таблиц предыдущих блоков по отклонению друг от друга. Исходя из этого анализа, можно сделать выводы по работе ЭАК в рассматриваемой смене.

Попутно с основными данными можно получить и преобразовать следующую информацию: 1) матрица дальности транспортировки горной массы (в таблицах Excel); 2) матрица высот подъёма горной массы (автоматически рассчитывается исходя из высотных отметок забоев и пунктов перегрузки); 3) матрица плановых объёмов транспортировки (в таблицах Excel); 4) таварно-транспортная накладная (в таблицах Excel); 5) справочники по экскаваторам и автосамосвалам.

Все выше перечисленные данные могут быть распечатаны и использоваться вместо тех же самых, написанных от руки, что уменьшает процент ошибок от неразборчивости почерка.

В настоящее время программа ЭАК применяется непосредственно в отделе главного технолога. Однако это не позволяет полностью использовать ее потенциальные возможности для повышения эффективности планирования и контроля за работой ЭАК. Поэтому нами предложена следующая схема (рис. 2).

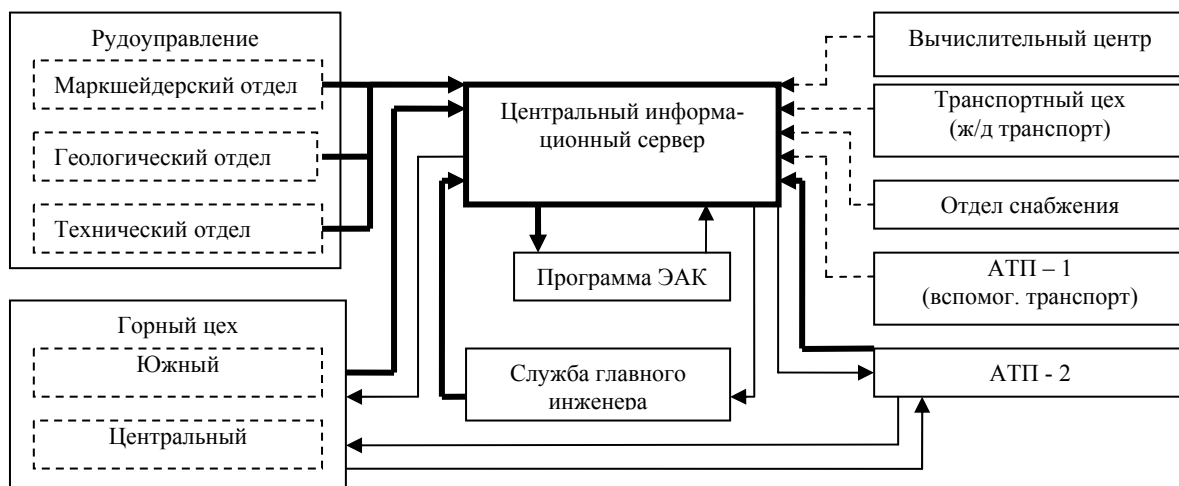


Рис. 2. Предполагаемая схема применения программы при планировании и контроле работы ЭАК на карьерах ОАО «Ураласбест»

В предложенной схеме практически весь поток основной информации должен идти через информационный сервер, из которого уже и берутся все исходные данные для расчетов.

В схеме жирными стрелками показан поток исходной информации (вся эта информация может использоваться любыми другими отделами и службами комбината). Тонкими стрелками указан поток информации, непосредственно необходимый для работы горного цеха и АТП-2. Пунктиром обозначены все остальные

параллельно текущие потоки, которые также можно разместить на «Центральном информационном сервере», что обеспечит свободный доступ любого отдела или службы к любой необходимой информации.

Полное внедрение этой программы в систему планирования и контроля в работу ЭАК предполагает достижение следующих результатов: 1) повышение оптимальности и точности планирования; 2) снижение затрат времени на процесс планирования; 3) повышение объективности оценки работы системы ЭАК.

Это позволит: более рационально распределять и рачительно использовать ресурсы (оборудование и материалы); повысить объективность и эффективность системы стимулирования труда; упростить организацию управления производственным погрузочно-транспортным процессом в карьере. Кроме того, внедрение такой программы потребует и будет способствовать повышению общей и компьютерной грамотности работников и культуры труда.

Апробация программы проводилась в отделе главного технолога по товарно-транспортным накладным, фиксирующим работу ЭАК в карьере за месяц работы карьера. В результате установлено, что отклонение запланированных показателей отличается от фактически реализованных согласно товарно-транспортным накладным в среднем на 5 – 15 %; фактических от плановых на фактически реализованные условия на 3 – 5 %; плановых на предполагаемые условия от плановых на фактически реализованные составило 5 – 8 %.

Анализ показывает, что максимальная эффективность использования компьютерного планирования может быть достигнута при пересмотре организации потока информации о работе ЭАК (удаление лишних звеньев при передаче и преобразовании информации), обучении участников процесса планирования и контроля компьютерной грамоте, обеспечении их рабочих мест компьютерной техникой в необходимом количестве.

Таким образом, апробация как первый этап внедрения системы компьютерного планирования и контроля работы экскаваторно-автомобильного комплекса показывает, что эффективное внедрение требует системного подхода. Необходимо создавать систему наиболее полной и точной оценки условий работы ЭАК, регулярно отслеживать и их изменение, и внесения соответствующих корректив в исходные данные, менять организацию сбора и преобразования информации о работе ЭАК, повышать квалификацию работников, участвующих в процессе планирования и контроля.

ПОЭТАПНЫЙ ПОДХОД К ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

ИВАНОВ Ю. С.,

ОАО «Уралмеханобр»

науч. руководитель проф. ТУРИНЦЕВ Ю. И.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Создание геомеханической модели месторождения и оползневой процесса, позволяющее прогнозировать поведение прибортового массива в процессе отработки и обеспечивать устойчивое состояние бортов карьера, требует всестороннего и достаточно обоснованного изучения их природы, свойств и структуры. Существует большое число способов изучения данных объектов (математические, статистические, моделирование, натурные испытания и др.). Однако оползневой процесс в силу своей природы есть весьма сложное явление, определяемое множеством различных факторов и включающее в себя как детерминированную, так и случайную составляющие. Поэтому изучение данного процесса реализуется только комбинированием нескольких методов, причем с привлечением как детерминированных, так и вероятностных. Обоснованное использование тех или иных методов определяется как стадией ведения работ (проектирование, строительство, эксплуатация карьера), так и пространственным распространением (уступы, локальные участки, борта карьера). Выявленные зависимости в распределении тех или иных показателей и их участие в устойчивости бортов и уступов позволяют производить обоснованный прогноз устойчивости.

Первичное представление о месторождении и природе оползневой процесса формируется на стадии геологоразведочных работ и проектирования в основном в виде статистически обоснованных моделей. В процессе строительства и отработки карьера накапливается большой объем инженерно-геологической информации, что позволяет разработать гипотезу о механике и динамике оползневой процесса, то есть создать геомеханическую модель. На основе принятой геомеханической модели выбираются наиболее приемлемые методы исследования оползневой процесса. Результаты исследований позволяют уточнить гипотезу о развитии конкретного оползневой процесса, правильность которой может быть проверена в натуральных условиях.

Проектирование карьеров осуществляется на основе данных геологоразведочных работ. Однако результаты разведочных работ представляют усредненные данные о литологическом и структурном строении

месторождения, прочностных свойствах горных пород. Структурные особенности массива и сцепление горных пород не определяются с достаточной достоверностью по результатам изучения кернового материала.

Сцепление, определяемое по образцам, для перевода на массив требует корректировки введением коэффициента структурного ослабления λ . Вопрос о назначении коэффициента до сих пор остается спорным, поэтому более представительные значения сцепления могут быть получены натурными испытаниями и «обратным» расчетом.

Структурные особенности прибортового массива также в достаточной степени точно могут быть выявлены только по результатам инженерно-геологической съемки обнажений горных пород.

В связи с этим ошибка исходной геологической информации о строении и свойствах прибортового массива m на стадии проектирования карьера имеет максимальные значения и может достигать 40 – 50 %. Временными методическими указаниями [1] ошибка исходных данных регламентируется равной 25 – 30 %.

При проектировании карьеров их борта закладываются на основе данных геологоразведочных работ. Это приводит к вскрытию в процессе отработки участков с устойчивостью меньше проектной, что вызывает необходимость оставления целиков, проведения разноса бортов, внедрения прочих противодеформационных мероприятий, приводит к затратам, связанным с ликвидацией возникающих деформаций.

Однако, с одной стороны, это компенсируется наиболее реальным минимумом геологоразведочных работ [2]. С другой стороны, в процессе опускания горных пород вскрываются значительные обнажения пород, что позволяет проводить дополнительные исследования прибортового массива и уточнять данные о литологическом и структурном строении месторождения. Это реализуется проведением инженерно-геологической съемки бортов карьеров. Предоставляется возможность проводить более представительные испытания прочностных свойств горных пород.

Проводимые исследования позволяют провести районирование прибортового массива по степени устойчивости, что дает возможность установить потенциально неустойчивые участки и участки с избыточным запасом устойчивости. Это, в свою очередь, позволяет, с одной стороны, своевременно принимать меры по локализации деформаций неустойчивых участков (разнос борта, оставление целиков, укрепление участков борта). С другой стороны, это позволяет производить корректировку существующего проекта отработки, изменяя параметры уступов и составляя локальные проекты отработки участков борта, что позволяет сократить объемы вскрыши или увеличить объемы извлекаемых запасов.

На потенциально неустойчивых участках необходима организация инструментальных наблюдений с целью изучения характера деформирования прибортового массива. Обобщение и анализ данных наблюдений позволит прогнозировать процесс деформирования.

Важна также реализация и других методов изучения оползневой оползневой процесса, например моделирования.

Систематическое изучение свойств прибортового массива оказывает положительное влияние на общую устойчивость бортов карьера, так как позволяет своевременно внедрять противодеформационные мероприятия по неустойчивым участкам. Следует отметить, что деформирования участков бортов или отдельных уступов избежать полностью невозможно. Эффективная и бесперебойная работа карьера при этом достигается за счет применения своевременных и эффективных мер защиты от деформаций.

Постоянное ведение работ по изучению прибортового массива позволяет постепенно снижать общую ошибку исходных данных, которая к завершению отработки карьера достигает минимума, составляя 5 – 15 % [1]. Этим реализуется ряд принципов построения геомеханической модели: последовательность, непрерывность и системность.

Снижение ошибки исходных данных m приводит к значительному снижению риска R деформирования откоса при равных параметрах откосов и равном коэффициенте запаса устойчивости n .

Основываясь на этом, а также исходя из сущности оползневой оползневой процесса, имеющего как детерминированную, так и случайную составляющие, предложена вероятностная схема оценки устойчивости (рис. 1). Схема основана на определении необходимого коэффициента запаса

$$n_n = 1 + mt; \quad (1)$$

где n_n – необходимый коэффициент запаса, определяемый надежностью и ошибкой исходных данных; m – общая ошибка исходных данных; t – коэффициент надежности.

$$t = ab; \quad (2)$$

где a – коэффициент, учитывающий категорию борта, изменяющийся от 1,0 до 1,6 [1]; b – коэффициент, учитывающий время стояния борта, изменяющийся от 1,0 до 1,2 [1].

Коэффициент запаса n_n , вводится в средневзвешенные значения прочностных характеристик горных пород (φ и C):

$$C_n = \frac{C_{cp}}{n_n}; \quad \operatorname{tg} \varphi_n = \frac{\operatorname{tg} \varphi_{cp}}{n_n}, \quad (3)$$

где C_{cp} – средневзвешенное значение сцепления, т/м²; φ_{cp} – средневзвешенное значения угла внутреннего трения, градус.

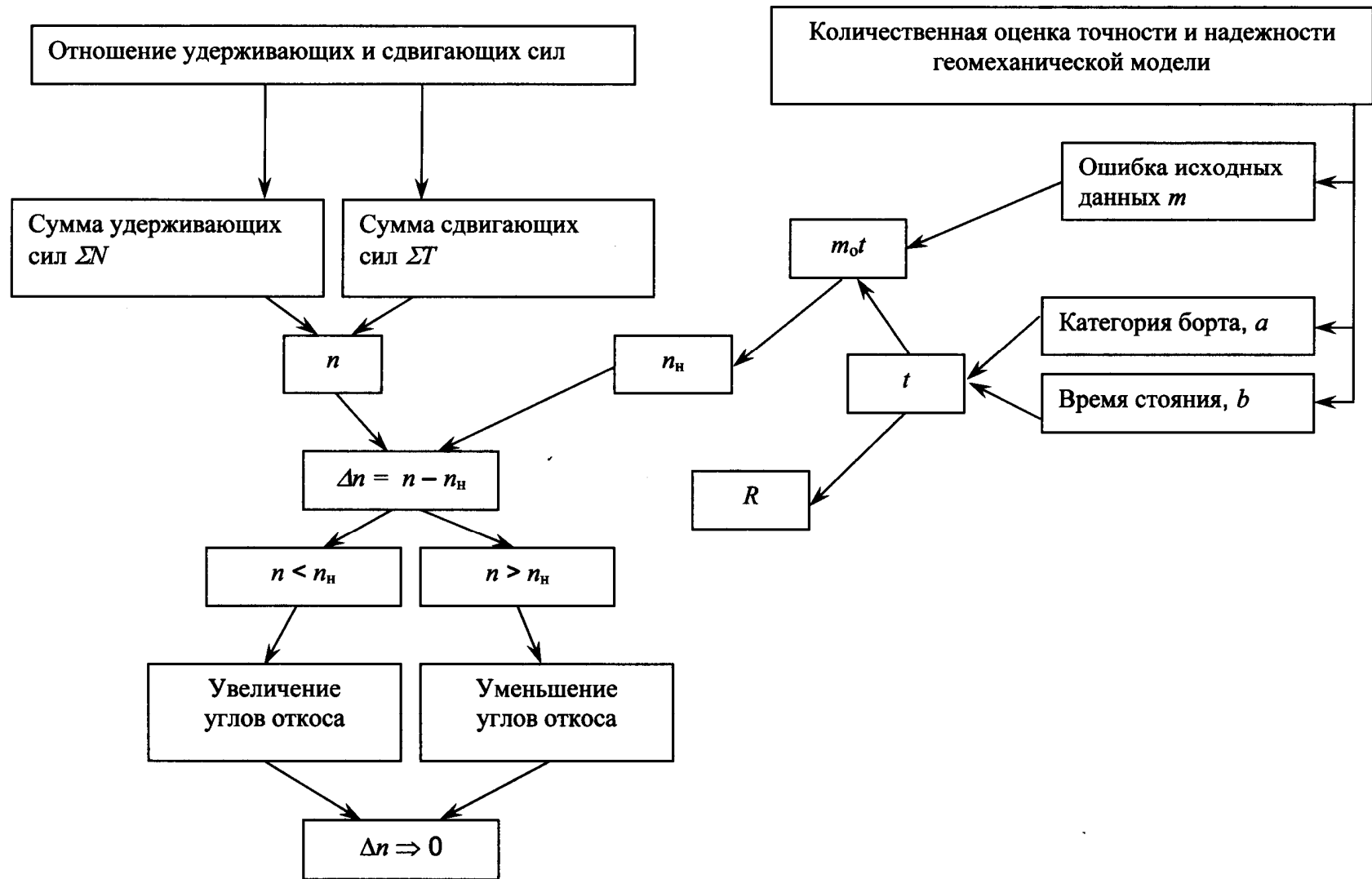


Рис. 1. Структура оценки устойчивости откоса

Дальнейший расчет параметров откосов производится по расчетным характеристикам пород (φ_n, C_n) исходя из условия предельного равновесия [3]:

$$n = \frac{\sum N}{\sum T} = 1; \quad (4)$$

где $\sum N$ – сумма удерживающих откос сил; $\sum T$ – сумма сдвигающих откос сил.

При коэффициенте запаса устойчивости $n > 1$ параметры (высота, угол) откоса увеличивают, а если $n < 1$, параметры откоса уменьшают. После этого проводится повторный расчет.

Риск разрушения откоса определяется из выражения

$$R = \frac{1 - W}{2} \times 100\%; \quad (5)$$

где W – вероятность, определяемая в зависимости от коэффициента надежности t .

Приведенная методика отличается от существующих тем, что все величины, входящие в расчет необходимого запаса устойчивости, и риск возникновения оползня обосновываются количеством и качеством информации о прибортовом массиве.

Предлагаемая методика расчета устойчивых откосов при уменьшении риска разрушения откосов в процессе отработки карьера дает возможность рекомендовать поэтапную оценку запаса устойчивости.

Так, в соответствии с Методическими указаниями [3], для нерабочего борта, сложенного глинами или трещиноватыми породами, при длительном стоянии назначается коэффициент запаса 1,3. На стадии ведения геологоразведочных работ, когда ошибка исходных данных m составляет 30 %, риск разрушения откоса R равен 15,8 %. При ошибке 20 % на стадии эксплуатации он снижается больше чем вдвое, составляя 6,7 %, в то время как к концу отработки при $m = 5 - 10$ % он практически равен нулю.

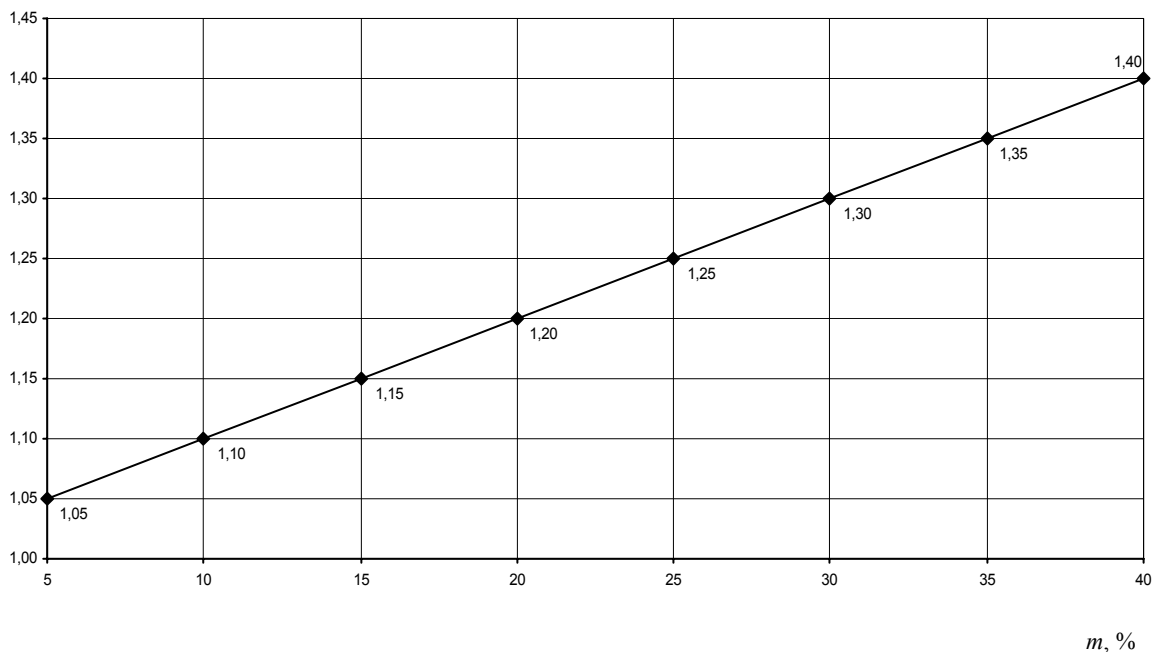


Рис. 2. Изменение коэффициента запаса устойчивости в зависимости от ошибки исходных данных при риске разрушения откоса 16 % [1]

Временными методическими указаниями [1] максимальный риск возникновения оползня регламентируется равным 16 %. Поэтому коэффициент запаса устойчивости 1,3 для данных условий характеризует предельно устойчивое состояние откоса только на начальной стадии отработки, когда ошибка m равна максимуму. Зависимость необходимого коэффициента запаса от ошибки исходной информации представлена на рис. 2. Как видно, коэффициент запаса устойчивости на стадии проектирования был принят 1,3 ($m = 30$ %), а к концу отработки он значительно снизился (до 1,05 – 1,1).

На основе этого рекомендуется следующая схема поэтапной оценки устойчивости бортов карьеров.

На этапе проектирования карьера борта карьера закладываются с коэффициентом запаса, определенным на основе максимальной ошибки исходных данных (30 %). Опускание горных работ позволяет последовательным проведением исследований по созданию геомеханической модели месторождения и оползневого

процесса и приближением ее к натуре постепенно снижать ошибку исходных данных, которая к концу отработки достигает минимума (5 – 10 %).

Исходя из этого, в ходе отработки карьера нужно производить дополнительные расчеты необходимого коэффициента запаса устойчивости $n_{из}$, соответствующего текущему уровню знаний об оползневом процессе. Это позволяет корректировать параметры уступов (угол откоса и высота) с созданием и внедрением на основе этого проектов выемки законтурных запасов руды. Такая корректировка может производиться неоднократно в процессе понижения горных работ.

Здесь также возможен учет и временного фактора в виде изменения коэффициента b в формуле (2), который будет определяться в зависимости от срока стояния исследуемого участка.

В таких условиях верхние уступы карьера, характеризующиеся как сложенные наиболее слабыми породами (наносы, измененные породы), имеющие наибольший срок стояния и построенные с использованием наименее точных исходных данных, отстраиваются с наименьшими углами погашения α_1 (рис. 3), что определяется всеми перечисленными факторами.

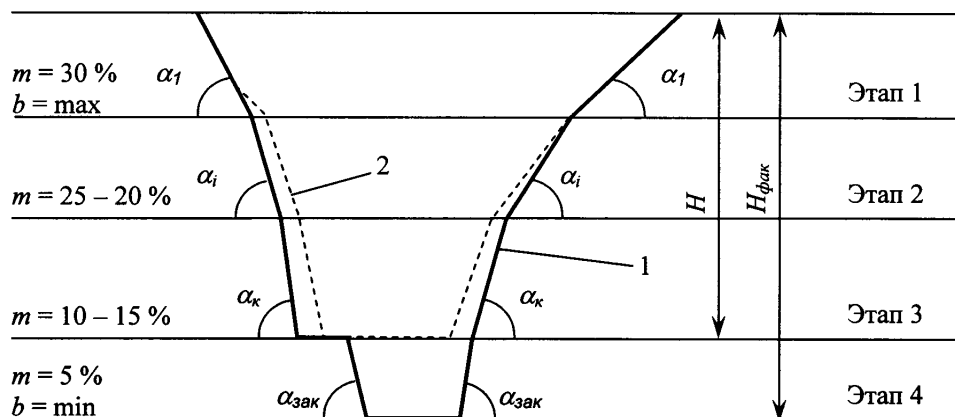


Рис. 3. Общая схема поэтапной отработки месторождений открытым способом:
1 – фактический предельный контур карьера; 2 – проектный предельный контур карьера;
 $\alpha_1, \alpha_i, \alpha_x, \alpha_{xax}$ – угол погашения участка борта соответственно на начальном этапе, в процессе отработки, на конец отработки и при отработке законтурных запасов;
 H, H_{xax} – глубина карьера на конец отработки: проектная и фактическая

На последующих этапах отработки изменяются параметры уступов и углы погашения бортов α_i . На стадии доработки месторождения погашаемые участки бортов характеризуются наибольшей точностью определения исходных данных расчета для устойчивости, наименьшим сроком стояния и достаточно часто условиями зажатой среды (при круглой форме и небольших размерах в плане). Это создает возможность внедрить наибольшие параметры уступов (углы откосов и высоту) и, реализовав при этом наибольший угол погашения бортов α_x и увеличив глубину карьера H , добыть законтурные запасы в бортах и ниже дна карьера.

Борт в процессе отработки приобретает выпуклый профиль, результирующий угол погашения борта карьера при этом увеличивается в сравнении с проектным. Однако его величину можно считать обоснованной, так как каждый участок борта по вертикали, характеризующийся своим углом погашения, имеет достаточно обоснованную устойчивость.

Таким образом, в процессе отработки месторождения открытым способом может быть выделено несколько этапов. Каждый последующий этап отработки отличается от предыдущего тем, что ему предшествует корректировка проекта отработки карьера, основанная на изучении свойств прибортового массива и оползневого процесса. Увеличивается угол погашения борта на данном участке. Отработка месторождения ведется в новых контурах карьера. В условном виде это можно представить схемой (рис. 3).

Потери, вызванные наличием ошибок в определении свойств прибортового массива на стадии проектирования, повлекшие потери руды или дополнительные объемы вскрыши по участкам с устойчивостью меньше проектной, компенсируются объемами дополнительно вынимаемых запасов.

Так, например, поэтапная оценка устойчивости реализуется в процессе отработки Сибайского карьера.

В 1997 году на стадии доработки карьера был составлен проект выемки законтурных запасов открытым способом [4], что представилось возможным реализовать благодаря систематическому ведению работ по изучению прибортового массива в процессе отработки карьера.

Фактическая глубина карьера при его доработке составляла 459 м (проектная – 469 м) при углах погашения бортов 34 – 38°. Бортовой коэффициент запаса устойчивости n , определенный из соотношения удерживающих и сдвигающих сил в откосе, составил 1,37 – 1,58, что выше рекомендуемого 1,20 [3].

Разработанный проект выемки законтурных запасов предусматривал частичный разнос бортов карьера в их нижней части с глубины 345 – 375 м с увеличением глубины карьера на 35 до 504 м. Объем вынимаемой руды 5,1 млн тонн, объем вскрыши 769,4 тыс. м³, средний коэффициент вскрыши 0,15 м³/т.

Сравнительная оценка устойчивости проектируемых и фактических откосов бортов показала, что при увеличении углов наклона на 1 – 2° (до 36 – 39°) уменьшение запаса устойчивости произошло незначительное, в пределах точности расчетов (0,02 – 0,04). Наименьший коэффициент запаса устойчивости – 1,23 соответствовал восточному борту, устойчивость которого осложнена Восточно-Сибайским нарушением.

Расчет устойчивости проектируемых откосов на нижних горизонтах показал, что коэффициент запаса устойчивости на рассматриваемых участках борта высотой 60 – 200 м выше рекомендуемого – 1,2, уступы в основном также имеют достаточный запас устойчивости, больше 1,5.

Разработанный проект представилось возможным внедрить благодаря уточнению данных о физико-механических свойствах горных пород, трещиноватости и тектонической нарушенности прибортового массива, гидрогеологии месторождения. Важную роль в обеспечении устойчивого состояния участка разноса сыграл эффект зажатой среды на нижних горизонтах, а также незначительное время отработки законтурных запасов (около 5 лет). На карьере систематически выполняются инструментальные наблюдения за устойчивостью бортов. Проект был реализован практически полностью до глубины 500 м.

Как до проведения выемки законтурных запасов, так и во время разноса на карьере отмечено несколько деформирующихся участков. Часть оползней была локализована, деформации по другим были незначительны.

В процессе углубки карьера произошел ряд локальных деформаций, в основном по западному борту. К основным факторам, вызвавшим появление деформаций на карьере, можно отнести: вскрытие неблагоприятно ориентированных тектонических трещин, наличие подземных горных выработок в бортах, обводнение пород грунтовыми и паводковыми водами, интенсивная углубка карьера при отставании разноса верхних горизонтов.

Однако, как показал опыт отработки карьера, при наличии деформаций общая устойчивость бортов сохраняется. Предупреждение ряда деформаций возможно за счет технологии ведения горных работ (поэтапный разнос борта сверху вниз, применение спецтехнологии заоткоски, снижение обводненности берм и откосов). Возникающие деформации при принятии своевременных и адекватных решений по их локализации несут минимум затрат.

В настоящее время по Сибайскому карьере ведется разработка локальных проектов по дополнительной выемке законтурных запасов руды в бортах карьера на нижних горизонтах.

Таким образом, применение вероятностно-статистического подхода к назначению коэффициента запаса с поэтапной оценкой устойчивости является выгодным. При достаточно обоснованной устойчивости бортов карьеров и их участков на всех этапах разработки обеспечивается необходимая полнота выемки запасов руды. Внедрение такой схемы оценки устойчивости бортов позволяет извлечь открытым способом больший объем руды в сравнении с заложенным в первоначальном проекте отработки месторождения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Временные методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии.* М.: Унипромедь, Изд-во МЦМ, 1989.
2. *Инструкция по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых при их разведке.* М.: Недра, 1975.
3. *Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров.* Л.: ВНИМИ, 1972.
4. *Изучить возможность отработки законтурных запасов руды Сибайского карьера открытым способом: Отчет о НИР.* Екатеринбург: Унипромедь, 1997.