

МУРТАЗИН М. М.



**ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

**Пособие для бакалавров специальности
«Горное дело»**

Алматы 2008

СО Д Е Р Ж А Н И Е

Основные расчеты при подземной разработке месторождений полезных ископаемых

Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых...	8
Классификация способов вскрытия	...
Определение высоты этажа	... 10
Выбор места заложения ствола	... 15
Расположение вертикального ствола в шахтном поле	... 19
Формы и размеры поперечного сечения стволов	... 21
Определение габаритных размеров подъемных сосудов	... 22
Примеры схем вскрытия месторождения	... 24
Выбор способов вскрытия шахтных полей	... 27
Подготовительные и нарезные работы	... 28
Способы подготовки шахтных полей	... 29
Выбор рационального способа подготовки откаточных горизонтов...	36
 Системы разработки	 ... 38
Классификация систем разработки	... 38
Системы с открытым выработанным пространством	... 40
Системы разработки с магазинированием руды	... 49
Системы разработки с закладкой выработанного пространства	... 52
Системы разработки с отдельной выемкой	... 54
Системы разработки с этажным принудительным обрушением	... 57
Комбинированные системы разработки	... 58
Выбор системы подземной разработки рудных месторождений	... 62
Управление горным давлением	... 64
 Технология и механизация закладочных работ	 ... 66
Вяжущие материалы	... 67
Состав закладочных смесей	... 68
Технология возведения искусственных закладочных массивов	... 70
 Общерудничное механическое и энергетическое оборудование...	 71
Подъемные сосуды	... 72
Шахтный водоотлив	... 75
Воздухоснабжение	... 77
Вентиляторные установки	... 77
 Рудничный транспорт	 ... 80
Скреперная доставка	... 81
Самоходный транспорт	... 82
Комплексы самоходных машин	... 89
Шахтный рельсовый транспорт	... 89

Гравитационный транспорт	... 92
Конвейеры ленточные и вибрационные	... 92
Буровзрывные работы	... 93
Пневматические перфораторы	... 93
Шахтные бурильные установки	... 95
Бурение скважин	... 97
Взрывчатые вещества и средства взрывания	... 100
Проведение подземных горных выработок	... 105
Крепление горных выработок	... 106
Проходка вертикальных стволов обычным способом	... 108
Форма и определение размеров поперечного сечения ствола	... 109
Сооружение устья ствола шахты	... 114
Технологические схемы проходки стволов	... 116
Операции проходческого цикла при проходке ствола	... 117
Бурение шпуров	... 117
Заряжание шпуров и монтаж электровзрывной сети	... 123
Проветривание забоя ствола	... 126
Уборка породы	... 128
Расчет основных показателей паспорта БВР	... 131
Определение постоянной крепи и ее возведение	... 132
Организация работ. Циклограмма проходки ствола	... 136
Выбор водоотлива при проходке ствола	... 137
Выбор подъемной установки и определение емкости бады	... 138
Армирование стволов шахт	... 141
Определение сметной стоимости строительства ствола шахты	... 142
Проведение горизонтальных горных выработок	... 145
Выбор формы и определение размеров поперечного сечения горизонтальных горных выработок	... 145
Буровзрывные работы	... 148
Бурение шпуров	... 148
Заряжание и взрывание	... 154
Проветривание горизонтальных выработок	... 156
Разработка паспорта БВР на проведение выработки	... 160
Погрузка породы и ее транспортирование	... 164
Крепление горизонтальных горных выработок	... 166
Организация работ. Циклограмма проходки выработки	... 180
Определение сметной стоимости проходки горной выработки	... 186
Проведение восстающих выработок	... 189
Проходка дучек и приемных воронок	... 204
Подсечка блоков	... 207

Образование отрезной щели	... 215
Организация подготовительно-нарезных работ и очистной выемки	... 223
Отбойка руды	... 225
Буровые работы. Способы бурения шнуров и скважин	... 228
Шпуровой способ отбойки руды	... 229
Скважинная отбойка руды	... 236
Расчет себестоимости отбойки руды	... 242
Особенности скважинной отбойки в зажиме	... 244
Отбойка руды камерными зарядами	... 246
Механические и другие способы отбойки руды	... 247
Технология, механизация и организация выпуска, погрузки и доставки руды	... 250
Скреперная доставка руды	... 255
Доставка руды самоходными средствами	... 257
Взрывная доставка руды	... 261
Расчет себестоимости добычи руды	... 263
Литература	... 267

ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Казахстан богат минеральными ресурсами. Использование их в полной мере является неременным условием ускоренного развития всех отраслей промышленности республики.

Проектирование и строительство промышленного горного комплекса разрешается только после получения заключения уполномоченных органов по использованию и охране недр. Решение о проектировании и строительстве новых, реконструкции и техническом перевооружении действующих горных предприятий принимается недропользователем.

Процесс строительства рудников (шахт) подразделяют на несколько периодов: подготовительный, первый основной период, переходной, второй основной период.

Подготовительный период – выполняются работы по освоению основной территории, сооружению инженерных коммуникаций, оснащению стволов горнопроходческим оборудованием, возведению зданий и сооружений используемых в период строительства.

Первый основной период предусматривает технические решения по оснащению и проходке стволов шахт.

Переходной период строительства – строительный объем горных выработок, сооружаемый в период строительства современных шахт организовать четкий и быстрый переход к проведению протяженных горных выработок.

Второй основной период предусматривает завершение работ по проведению подготовительных выработок, демонтаж проходческого оборудования.

Горное предприятие – промышленное предприятие, находящееся на самостоятельном балансе и предназначенное для разработки месторождения полезного ископаемого.

Рудник – горное предприятие, производящее разработку месторождения в соответствии с горноотводным актом. Рудник имеет единое административно-техническое управление.

Шахта – производственная единица, входящая в состав горного предприятия или рудника, которая выполняет подземную добычу полезного ископаемого в пределах отведенной для нее части месторождения.

Добыча – работы, связанные с извлечением полезных ископаемых из недр, находящихся в государственной собственности.

Месторождение – часть недр, содержащее скопление полезных ископаемых.

Основными требованиями в области охраны недр являются: обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр; наиболее полное извлечение и рациональное использование основных запасов; предупреждение необоснованной застройки площадей залегания полезных ископаемых.

Горные породы и их свойства. Под минералом понимают природное тело, приблизительно однородное по химическому составу и физическим свойствам, образующееся в результате физико-химических процессов в земной коре.

Практически любая порода состоит из минерального и порового объема. Пористость горных пород изменяется в значительных пределах, в среднем она составляет 1,5-30 %.

Минеральный объем породы различаются по размерам и форме зерен, неоднородностью. По размерам породы делятся на крупно-, средне- и мелкозернистые.

Горные породы по происхождению делятся на три большие группы: магматические, осадочные и метаморфические.

В зависимости от взаимного сцепления частиц горных пород различают следующие основные типы пород:

рыхлые (раздельно-зернистые) – отсутствуют межмолекулярные связи и представляют собой механические смеси частиц одного или нескольких минералов (пески, гравий, галечник);

твердые (скальные) – связь между частицами минералов жесткая, химическая (песчаники, граниты, диабазы);

связные – связи между дисперсными частицами породы сильно меняются в зависимости от влажности (глинистые породы, лессы, суглинки).

Трещиной называют плоский разрыв сплошности среды, величина которого превосходит межатомные расстояния в кристаллической решетке. Трещиноватость пород определяется густотой расположения трещин, количеством трещин и их взаиморасположением. По степени трещиноватости скальные и полускальные породы подразделяются на: практически монолитные, малотрещиноватые, средней трещиноватости, сильнотрещиноватые и чрезвычайно трещиноватые.

Под физическим свойством породы понимают ее особое поведение, т.е. ответную реакцию при воздействии на нее определенных физических полей или сред.

Горно-технологические параметры пород подразделяются по принадлежности к определенным процессам технологического воздействия:

- характеризующие общую разрушаемость пород механическим способом (твердость, крепость, вязкость и дробимость);
- характеризующие разрушаемость пород определенными механизмами (буримость, сопротивляемость резанию, эскавируемость, взрываемость и т.д.)
- оценивающее воздействие породы на инструмент (абразивность) и пр.

Крепость горных пород – характеристика сопротивляемости пород, их добычанию, технологическому разрушению.

Проф. М.М.Протодяконов предложил коэффициент крепости пропорциональный пределу прочности пород при сжатии. Коэффициент крепости можно рассчитать по пределу прочности пород по формуле:

$$f = \sigma \cdot 10^{-7}.$$

Масса единицы объема твердой фазы минерала или породы называется ее плотностью. Минералы делятся на тяжелые ($\rho > 4 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$), средние ($\rho = 2,5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$) и легкие ($\rho < 2,5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$).

Абразивность характеризует способность пород изнашивать контактирующие с ней поверхности горных машин или горного оборудования в процессе их работы.

Дробимость горной породы – относительная сопротивляемость породы измельчению при воздействии ударной нагрузки.

Буримость горной породы – способность породы сопротивляться проникновению в него бурового инструмента.

Взрываемость – характеристика сопротивляемости горной породы разрушению действием взрыва.

Насыпная плотность – это масса единицы объема рыхлой горной породы в насыпном состоянии.

Угол естественного откоса – наибольший угол, который может быть образован откосом свободно насыпанной горной массы в состоянии равновесия с горизонтальной плоскостью.

Коэффициент разрыхления – отношение объема разрыхленной породы к ее объему в плотном ненарушенном состоянии. Технологический коэффициент разрыхления составляет от $K_p = 1,03$ до $K_p = 1,85$.

ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Вскрытием месторождения называется проведение капитальных выработок, открывающих доступ с дневной поверхности к месторождению, обеспечивающих подготовку шахтного поля.

Под способом вскрытия понимается сочетание основных и вспомогательных выработок и их расположение относительно месторождения.

Схемой вскрытия месторождения называется графическое изображение способа вскрытия.

Подготовкой шахтного поля называют проведение подготовительных и нарезных выработок, обеспечивающих условия для ведения очистной выемки.

Классификация способов вскрытия месторождений

Широкое распространение получила классификация способов вскрытия по сочетанию основных выработок со вспомогательными и различаются на простые и комбинированные.

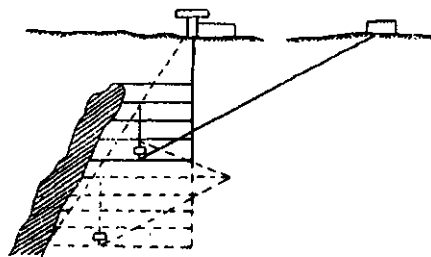
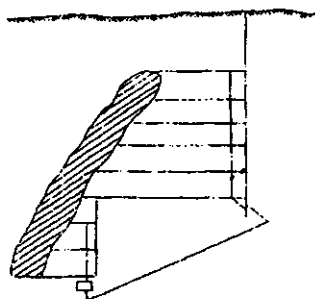
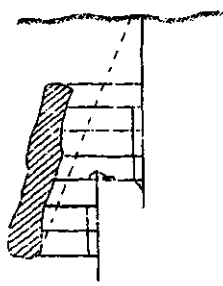
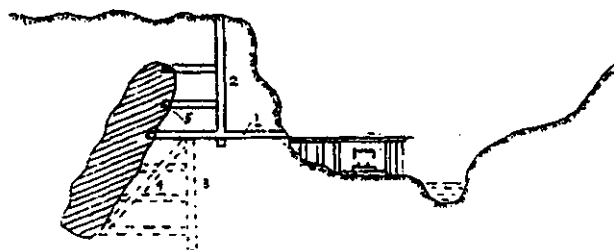
Простые способы вскрытия:

1. Вскрытие штольней по месторождению, вкрест простираения со стороны лежащего или висячего бока;
2. Вскрытие вертикальным шахтным стволом по месторождению; по лежащему или висячему боку месторождения с этажными или групповыми квершлагами, а также по флангу месторождения;
3. Вскрытие наклонным шахтным стволом по месторождению; по лежащему или висячему боку месторождения; пересекающим месторождение, а также по флангу месторождения;
4. Вскрытие месторождения спиральной наклонной выработкой;
5. Вскрытие месторождения наклонным ломаным стволом;
6. Вскрытие месторождения каскадным способом.

Комбинированные способы вскрытия

1. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол;
2. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол;
3. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в капитальные бремсберги и уклоны;
4. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с квершлагом для свиты рудных тел;
5. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с капитальным рудоспуском для верхних залежей для свиты наклонных рудных тел;

6. Наклонный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол;
7. Штольня с переходом в вертикальный слепой ствол;
8. Штольня с переходом в наклонный слепой ствол.



Схемы вскрытия месторождений:

- а – штольней с переходом в вертикальный слепой ствол;
- б – вертикальными стволами;
- в – наклонным стволом с конвейерным подъемом руды

Определение высоты этажа

В практике эксплуатации месторождений полезных ископаемых под высотой этажа понимают вертикальное расстояние (проекция) между откаточным и вентиляционным штреками. В технико-экономических расчетах принимается наклонная высота, выражающая фактическое расстояние между откаточным и вентиляционным штреками.

$$H = h \sin \alpha,$$

где H - высота этажа, м;

h - наклонная высота этажа, м;

α - угол падения рудного тела, градус.

На выбор высоты этажа влияют в основном следующие факторы: элементы залегания рудного тела, физико-механические свойства вмещающих породы и руд, системы разработки, порядок отработки шахтного поля, объемы и сроки проведения капитальных и подготовительных работ.

Подготовка этажа может быть осуществлена следующими способами:

1. Нарезкой блоков, камер и других очистных выработок на этаже с откаточного горизонта;
2. Разделением этажа на ряд подэтажей выработками, пройденными от наклонных съездов;
3. Ярусными - разделением этажа на ярусы (полосы из нескольких подэтажей) выработками, пройденными от шахтных или слепых стволов.

Высота этажа определяется, исходя из условий обеспечения годовой производственной мощности шахты и продвижения очистных работ по простиранию.

При разработке рудных месторождений для определения высоты этажа вводится понятие эквивалентной длины годового продвижения одного добычного блока и определяется по формуле

$$l_{\text{эб}} = l_b / t_b, \text{ м/год}$$

где $l_{\text{эб}}$ - эквивалентная длина блока, м;

l_b - длина очистного блока, м;

t_b - время полной отработки блока.

Эквивалентная длина годового продвижения фронта очистных работ представляет собой часть длины блока, приходящаяся на единицу срока его эксплуатации.

Так как срок эксплуатации каждого блока составляет несколько лет, то можно определить долевую часть длины блока, приходящуюся на обеспечение его годовой производительности.

Количество блоков, необходимых для обеспечения годовой производственной мощности рудника:

$$n = A_r / a_b,$$

где A_r - годовая производственная мощность рудника (шахты), т / год;

a_b - годовая производительность блока, т / год.

Годовая производительность блока определяется производительностью машин и механизмов, применяемых для выпуска и погрузки отбитой руды блока (виброустановка, погрузочная машина, скреперная установка и др.).

Общая длина годового продвижения фронта очистных работ равна:

$$L_{\text{об}} = n_6 l_{\text{ж}}$$

где $n_6 = (1 \dots n)$ – количество блоков в работе.

Высота этажа при разработке рудных месторождений определяется по формуле

$$H = \frac{A_r \sin \alpha (1 - P)}{(Z l_{\text{ж}}) m \gamma n}$$

где A_r – годовая производственная мощность рудника, т / год;

α – угол падения рудного тела, градус;

P – коэффициент разубоживания, доли ед.;

$l_{\text{ж}}$ – эквивалентная длина блока, м;

m – средняя мощность рудного тела (пласта), м;

γ – плотность руды в массиве, т / м³;

n – коэффициент извлечения, доли ед.

С учетом различных факторов полученное значение высоты этажа корректируется в большую или меньшую сторону, что требует пересчета количества блоков при постоянстве годовой производственной мощности рудника. экономических показателей.

1. Определение годовой производственной мощности рудника по скорости понижения выемки.

При наклонных и крутопадающих месторождениях годовая производственная мощность рудника определяется по методу акад. АН СССР Агошкова М.И., учитывающему горнотехническую возможность годового понижения выемки месторождения.

$$A = V \frac{S \gamma K_n K_1 K_2}{K_k},$$

где V – средняя скорость годового понижения очистной выемки, м (табл.);

$S = m L$ – площадь горизонтального сечения рудного тела, м²;

m – средняя горизонтальная мощность рудного тела, м;

L – длина рудного тела по простиранию, м;

γ – плотность руды в массиве, т / м³;

K_n – коэффициент извлечения, доли ед.;

K_1 – поправочный коэффициент на угол падения рудного тела (табл.);

K_2 – поправочный коэффициент на мощность рудного тела (табл.);

$K_k = 1 - \alpha$ – коэффициент качества руды;

α – коэффициент разубоживания руды.

Данный метод определения годовой производственной мощности рудника не пригоден для месторождений с углами падения менее 30°.

Таблица. Годовое понижение уровня очистной выемки в зависимости от размеров шахтных полей

Размеры шахтных полей и число этажей в выемке	Годовое понижение выемки, м
Поля очень больших размеров:	
Одноэтажная выемка	8 - 15
Двухэтажная выемка	10 - 20
Поля больших размеров:	
Одноэтажная выемка	15 - 22
Двухэтажная выемка	15 - 25
Поля средних размеров:	
Одноэтажная выемка	15 - 25
Двухэтажная выемка	18 - 30
Многоэтажная выемка	20 - 40
Поля небольших размеров:	
одноэтажная выемка	18 - 30
двухэтажная выемка	22 - 45
многоэтажная выемка	30 - 60

Таблица. Поправочные коэффициенты на угол падения и мощности рудного тела

Угол падения, градус	Значение поправочного коэффициента, K_1	Мощность рудных тел	Значение поправочного коэффициента, K_2
90	1,2	маломощные (до 5 м)	1,25
60	1,0	средней мощности (5-15 м)	1,0
45	0,9	мощные (5-25 м)	0,8
30	0,8	очень мощные (более 25 м)	0,6

При разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений годовая производственная мощность рудника может быть определена из условия развития фронта очистных работ.

$$A = SK \left(y_1 \frac{a_1}{S_1} + y_2 \frac{a_2}{S_2} + \dots + y_n \frac{a_n}{S_n} \right),$$

где S - горизонтальная рудная площадь, m^2 ;

$K = S_o / S$ - коэффициент использования рудной площади (табл.)

S_o - общая горизонтальная площадь блоков под выемкой, m^2 ;

$y_1, y_2, \dots, y_n$ - удельный вес применяемой системы, доли ед.;

$a_1, a_2, \dots, a_n$ - производительность очистного блока при данной системе

Таблица. Коэффициент использования рудной площади

S, тыс.м ²	K	S, тыс.м ²	K
5 – 10	0,35 – 0,27	100 – 200	0,12 – 0,09
10 – 20	0,27 – 0,23	200 – 400	0,09 – 0,06
20 – 50	0,23 – 0,17	более 400	0,05
50 – 100	0,17 – 0,12		

2. Определение годовой производственной мощности рудника по количеству очистных блоков

$$A = \frac{12 n_o P_o}{K_{уд} \psi},$$

где n_o – число блоков, находящихся в одновременной очистной выемке;
 P_o – среднемесячная производительность блока, т;
 $K_{уд}$ – удельный вес добычи руды из очистных работ;
 ψ – коэффициент резерва.

Общее число блоков n может быть определено:

$$n = n_n + n_{\text{н}} + n_o,$$

где n_n – число блоков в одновременной подготовке;
 $n_{\text{н}}$ – число блоков в одновременной нарезке;
 n_o – число блоков в одновременной очистной выемке.

Единственным требованием для равномерного развития горных работ является сохранение постоянного числа блоков, находящихся под очистной выемкой.

Среднемесячная производительность блоков в период очистной выемки определяется расчетом. Удельный вес добычи руд из очистных работ зависит от применяемой системы разработки и берется из распределения добычи руды по стадиям работ: подготовка, нарезка и очистная выемка. Коэффициент резерва блоков (ψ) принимается равным 1,15 – 1,3.

3. Определение годовой производственной мощности рудника по потребности количества металла

$$A = \frac{M 100}{C K_1 K_2},$$

где M – заданная производственная мощность рудника по металлу, т;
 C – содержание металла в руде, %;
 K_1 – коэффициент извлечения концентрата при обогащении;
 K_2 – коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе.

4. Определение срока службы рудника

Существует простая функциональная зависимость между величинами годовой производительности рудника A , его срока службы T и промышленных запасов руды шахтного поля Q .

$$A = \frac{Q}{T(1-p)},$$

где Q - промышленные запасы шахтного поля, равные балансовым, за вычетом потерь, предусмотренных проектом разработки.

$$T = \frac{Q}{A(1-p)},$$

Определение размеров шахтного поля

При определении размеров шахтного поля могут иметь случаи:

1. Шахтное поле ограничено небольшими размерами по простиранию и по падению естественными границами;
2. Шахтное поле ограничено небольшими размерами только по простиранию;
3. Шахтное поле ограничено небольшими размерами только по падению;
4. Шахтное поле по простиранию и по падению не ограничено.

При ограниченных размерах по простиранию длина шахтного поля по падению определяется по формуле

$$H = \frac{A T}{L P K_n}$$

Если шахтное поле ограничено размерами по падению, то длина его по простиранию определяется по формуле

$$L = \frac{A T}{H P K_n},$$

где A - годовая производственная мощность рудника, т / год;

T - срок службы рудника, лет;

$P = m y$ - производительность рудного тела, т.е. количество добываемой руды с 1 м² площади рудного тела, т / м²;

$K_n = Q_n / Q_6$ - коэффициент извлечения запасов;

Q_n - промышленные запасы, т;

Q_6 - балансовые запасы, т.

Выбор места заложения стволов шахты

Место заложения стволов в шахтном поле определяется принятым способом вскрытия, геологическими и гидрогеологическими условиями залегания месторождения, рельефом земной поверхности с учетом эффективности выполнения подземных и надземных работ.

От места заложения стволов в шахтном поле зависит суммарная длина капитальных и подготовительных выработок, следовательно, и стоимость проведения и поддержания, расходы по транспортированию отбитой рудной массы, закладочных материалов, пустых пород, проветриванию, доставке людей и материалов, а также по проведению и эксплуатации электрических, гидравлических и пневматических сетей.

Окончательный выбор места заложения стволов должен осуществляться при совместном рассмотрении всех факторов, с учетом минимизации общих затрат на тонну промышленных запасов полезного ископаемого шахтного поля.

Место заложения главного подъемного ствола должно быть определено как по линии простиранья месторождения, так и вкрест простиранья.

Место заложения подъемного ствола по простиранью месторождения.

При подземной разработке пластовых месторождений, где шахтное поле имеет более или менее правильную форму с незначительным колебанием мощности, главный подъемный ствол должен быть заложен по линии, делящий шахтное поле по простиранью на два равных крыла.

При подземной разработке рудных месторождений, у которых не наблюдается постоянство мощности рудного тела и имеется разнообразная морфология, место заложения главных стволов определяется, исходя из условия минимальной работы по транспортированию грузов. При этом должно выполняться условие, т.е. подъемный ствол должен располагаться на линии, делящей запасы руды на равные части. Это положение остается в силе как при вскрытии отдельных, так при вскрытии свиты рудных тел (пластов) с любым углом их падения.

Определение места заложения стволов в направлении вкрест простиранья.

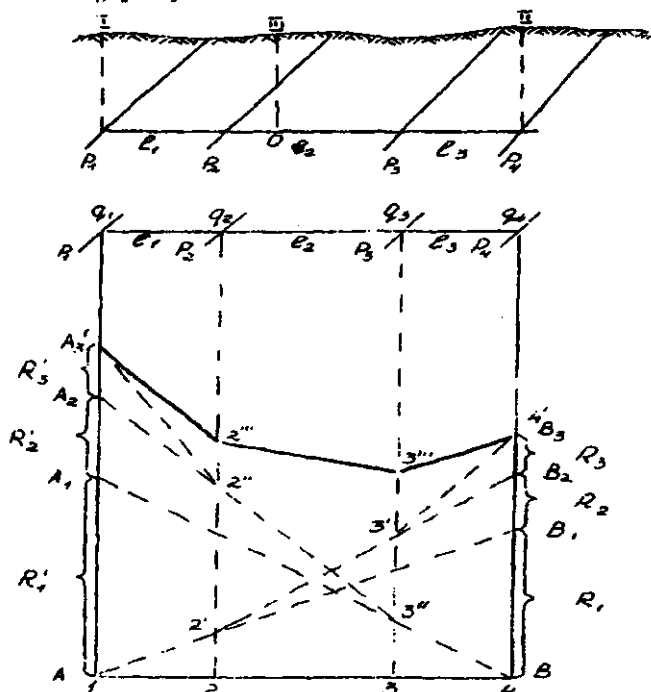
При выборе места заложения главного ствола шахты вкрест простиранья могут иметь случаи:

- 1) Если шахтное поле вскрывается наклонным стволом, пройденным по пласту полезного ископаемого, то его местоположение вкрест простиранья определяется выходом пласта на дневную поверхность.
- 2) При вскрытии вертикальным стволом отдельного пологопадающего или наклонного пласта место заложения его вкрест простиранья определяется в зависимости от принятого соотношения числа этажей, разрабатываемых по восстанию и по падению.

3) Место заложения вертикального ствола в направлении вкрест простирания при вскрытии свиты пластов определяется из условия работы транспорта всего шахтного поля (тоннокилометр). Эта задача может быть решена как графическим, так и аналитическим методами.

Графический метод Шевякова Л.Д.

Если требуется вскрыть шахтное поле, состоящее из четырех свит пластов P_1, P_2, P_3 и P_4 , каждый из которых соответственно имеет промышленные запасы полезного ископаемого q_1, q_2, q_3 и q_4 , а расстояние между свитами l_1, l_2 и l_3 .



Определение места заложения главного
ствола по методу Шевякова Л.Д.

На оси абсциссы АВ отложим длину квершлага в некотором масштабе и отметим на ней точки расположения грузов, подлежащих перевозке по квершлагоу. На оси ординат отложим в масштабе величину затраченной работы транспорта.

Пусть груз q_1 перевезен по квершлагоу в пункт 4. При этом затрачена работа транспорта

$$R_1 = q_1 (l_1 + l_2 + l_3), \text{ тм}$$

Отложим эту величину в масштабе на вертикальной линии (справа). Получим точку B_1 и соединим ее с началом координат (точка 1) прямой линией.

При перевозке груза q_2 до пункта 4 по квершлагоу совершается работа транспорта

$$R_2 = q_2 (l_2 + l_3), \text{ тм}$$

Отложим эту величину R_2 и принятом масштабе от точки B_1 , получим точку B_2 , которая затем соединяется с точкой 2' прямой линией. Аналогичное построение осуществляется для других грузов. В результате получим ломаную линию $1 - 2' - 3' - B_3$. Таким же путем получим ломаную линию $4 - 3'' - 2'' - A_3$ работы транспорта по перевозке грузов справа налево. Теперь строим общую суммарную ломанную линию $A_3 - 2''' - 3''' - B_3$, для чего суммируем ординаты ломаных линий $1 - 2' - 3' - B_3$ и $4 - 3'' - 2'' - A_3$ по любой линии, перпендикулярной оси абсцисс. Ординаты ломаной линии $A_3 - 2''' - 3''' - B_3$ показывают количество тонометров, затрачиваемых на транспортирование всех грузов до рассматриваемого пункта. Из графика видно, что пункт 3''', как точка пересечения квершлага АВ с пластом Р 3 имеет наименьшую работу транспорта, т.е. является местом расположения главного ствола шахты.

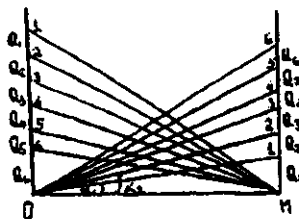
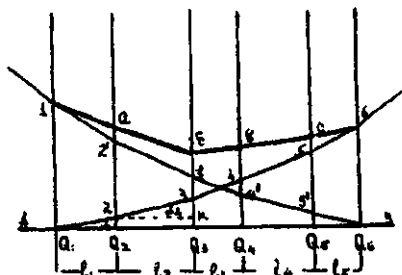
Метод Соболевского П.К.

Сущность данного метода заключается в следующем. На рисунке точками $Q_1, Q_2, \dots, Q_6$ обозначены места сосредоточения грузов. На линии ОМ, параллельной АВ, через точки О и М проводят перпендикуляры, на которых откладывают величину грузов в масштабе, и от точек О и М проводят систему лучей.

На прямой линии АВ через пункты сосредоточения грузов $Q_1, Q_2, \dots, Q_6$ проводят перпендикуляры и с пункта Q_1 строят ломаную линию $Q_1 - 2 - 3 - 4 - 5 - 6$ слева направо проведением параллельных линий по принципу: $(Q_1 - 2) \parallel (O - 1)$; $(2 - 3) \parallel (O - 2)$; $(3 - 4) \parallel (O - 3)$; $(4 - 5) \parallel (O - 4)$; $(5 - 6) \parallel (O - 5)$.

Аналогично строят ломаную линию справа налево $Q_6 - 5' - 4' - 3' - 2' - 1'$, по принципу:

$(Q_6 - 5') \parallel (M - 6)$; $(5' - 4') \parallel (M - 5)$; $(4' - 3') \parallel (M - 4)$; $(3' - 2') \parallel (M - 3)$; $(2' - 1') \parallel (M - 1)$.



Определение места заложения главного ствола по методу Соболевского П.К.

График суммарной работы транспорта строится сложением ординат двух ломаных линий

$Q_2, a = Q_2, 2' + Q_2, 2; Q_3, б = Q_3, 3' + Q_3, 3; Q_4, в = Q_4, 4 + Q_4, 4';$
 $Q_5, с = Q_5, 5 + Q_5, 5'$

Из треугольников $(2, Q_1, Q_2)$ и $(3, 2, K)$ видно, что

$$Q_2, 2 = (Q_1, Q_2) \operatorname{tg} \alpha_1 = l_1 \operatorname{tg} \alpha_1$$

$$3, K = (Q_2, Q_3) \operatorname{tg} \alpha_2 = l_2 \operatorname{tg} \alpha_2$$

Ордината $Q_3, 3 = Q_3, K + K, 3 = Q_2, 2 + K, 3 = l_1 \operatorname{tg} \alpha_1 + l_2 \operatorname{tg} \alpha_2$

Тангенсы углов α_1 и α_2 пропорциональны величинам грузов Q_1 и $(Q_2 + Q_3)$. Следовательно, ордината $Q_2, 2$ изображает работу по перевозке груза Q_1 на расстояние l_1 , ордината $Q_3, 3$ – суммарную работу по транспортировке груза Q_1 на расстояние l_1 и $(Q_1 + Q_2)$ на расстояние l_2 .

Таким образом, ординаты ломаных линий, построенных из точки Q_1 слева направо, представляет собой суммарную работу по транспортировке грузов, расположенных слева от каждого пункта своза грузов. Аналогично ординаты ломаных линий, проведенных от пункта Q_6 справа налево, представляют суммарную работу по перевозке грузов, расположенных справа от каждого пункта своза.

Общая ломаная линия 1 – а – б – в – с – б представляет собой суммарную работу по транспортировке грузов, расположенных слева и справа от каждого пункта сосредоточения груза. Очевидно, что местом заложения главного ствола является пункт «б».

Аналитический способ определения места заложения ствола

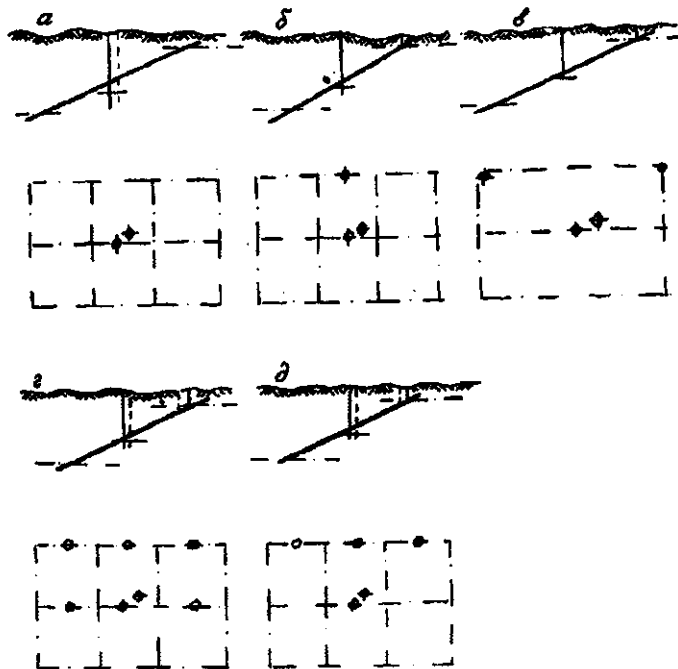
Аналитический способ определения места заложения основного ствола сводится к составлению неравенств суммы грузов, расположенных слева и справа относительно промежуточного пункта « п », который становится оптимальным в случае, если к нему подвозят грузы с обеих сторон суммарно меньшие по сравнению с теми, какие пришлось бы перевозить из « п » в обратном направлении.

Оптимальный пункт своза « О » находится в точке, к которому проходится свозить по каждому направлению сумму грузов, меньшую полусуммы грузов.

Расположение вертикальных стволов в шахтном поле

В основу разработки схем размещения стволов в шахтном поле положено местонахождение вентиляционных стволов относительно главных стволов. По этому принципу различают следующие схемы расположения стволов в шахтном поле:

- 1) Центральное
- 2) Центральнo-отнесенное
- 3) Фланговое или диагональное
- 4) Секционное
- 5) Комбинированное



а) При центральном расположении главный и вспомогательный стволы располагаются в центре шахтного поля. В данном случае вспомогательный ствол является клетьевым, через который осуществляется спуск и подъем людей, доставка материалов и выдача пустой породы, а также подача свежего воздуха в шахту. Выдача отработанного воздуха производится через подъемный ствол.

Достоинствами центрального расположения стволов является компактность размещения технологического комплекса поверхности, наличие общего предохранительного целика полезного ископаемого для охраны стволов, зданий и сооружений на поверхности.

Большим недостатком этого способа размещения стволов является возвратносточное проветривание горных выработок. Кроме того, этот способ не надежен с точки зрения обеспечения безопасности горнорабочих в случае пожара, завалов и аварий в горных выработках, а также больших потерь полезного ископаемого в предохранительном целике при ценных рудах.

б) При центрально-отнесенной схеме расположения стволов вентиляционный ствол у верхней границы шахтного поля на линии, делящей его длину по простиранию на равные части. Он служит для отвода отработанного воздуха из шахты. В этом случае подъемный и клетевой стволы располагаются в центре шахтного поля.

в) При фланговом или диагональном расположении скиповой и клетевой стволы располагаются в центре шахтного поля, а вентиляционные стволы – на флангах, у верхней границы шахтного поля.

При строительстве современных рудников и шахт этот способ получил наибольшее распространение и становится почти универсальным.

Недостатком флангового расположения стволов в шахтном поле является невозможность использования вентиляционных стволов для доставки людей и материалов.

К преимуществам относятся прямоточная схема проветривания и надежное обеспечение безопасности горнорабочих.

г) При секционном расположении стволов в центре одного из блоков сооружают подъемный и клетевой стволы, а каждый из других блоков имеет свои вентиляционные стволы, расположенные по центрально-отнесенной схеме. Этот способ применяется при строительстве рудников с большой производственной мощностью.

д) При комбинированной схеме в центре шахтного поля заложены скиповой и клетевой стволы, а у верхней границы шахтного поля в каждом блоке (панели) пройден свой вентиляционный ствол. Этот способ также применяется при строительстве современных крупных рудников и шахт.

На выбор места заложения стволов существенно влияют ряд геологических факторов, например, мощность наносов, наличие тектонических нарушений, карстовых пустот и пльвунов. Стволы должны быть заложены так, чтобы обеспечить их строительство до конечной глубины в наиболее благоприятных условиях с минимальными затратами капитальных вложений.

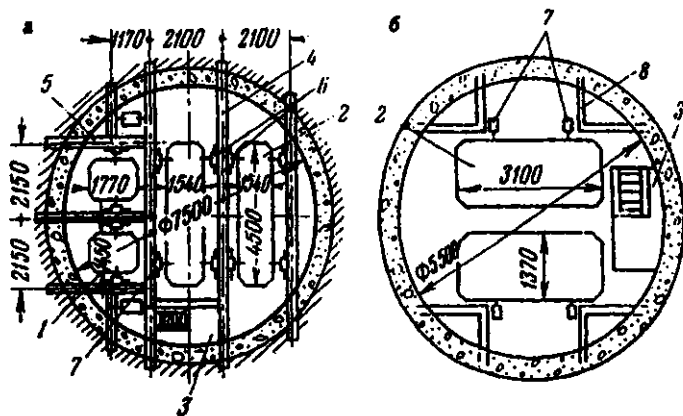
Формы и размеры поперечного сечения стволов

Ствол – вертикальная или наклонная горная выработка с постоянной крепью, предназначенная для технологической связи подземных производственных объектов с поверхностью.

В зависимости от назначения шахтные стволы разделяют на главные и вспомогательные. К главным относятся стволы, служащие для подъема руды и породы, спуска и подъема людей и материалов. Такими стволами являются скиповые и клетевые стволы. К вспомогательным стволам относятся вентиляционные, закладочные, вентиляционно-закладочные и грузовые.

В практике строительства шахт и рудников формы поперечного сечения вертикальных стволов принимают, как правило, круглые и редко прямоугольные. Круглая форма повышает устойчивость породных стен стволов и позволяет применять бетонную крепь, которая увеличивает срок службы ствола, обеспечивает огнестойкость и малый коэффициент аэродинамического сопротивления.

Поперечное сечение стволов круглой формы типизировано. Диаметры стволов в свету принимаются в пределах от 5 до 8,5 м через каждые 0,5 м. Стволы для подъема добытой руды зависят от производственной мощности рудника, количества и размеров подъемных сосудов. Между подъемными сосудами, крепью и армировкой должны быть соблюдены зазоры, которые установлены Правилами безопасности.



Оснащение и нормирование стволов: а – скипоклетевые; б – с распорно-консольными расстрелами. 1- скипы, 2- клетки, 3- лестничное отделение, 4- главные расстрелы, 5- вспомогательные расстрелы, 6- боковые двусторонние проводники, 7- одинарные боковые проводники, 8- распорно-консольные расстрелы

Стволы прямоугольной формы применяют при проходке вентиляционных шурфов небольшой глубины и геологоразведочных работах. Эти стволы в основном имеют деревянную крепь и малый срок службы.

После выбора формы поперечного сечения ствола определяют его размеры графическим способом.

Размеры поперечного сечения вертикального ствола круглой формы во многом зависят от принятого типа армировки. В практике обычно приняты два типа армировки – жесткая и гибкая. Жесткая армировка состоит из металлических проводников и консольно-распорных расстрелов. При гибкой армировке подъемные сосуды перемещаются по канатным направляющим.

В производственной практике в основном применяют жесткую армировку с рамными расстрелами, к которым прикреплены проводники.

Расстрелы бывают металлические и железобетонные, а их расположение зависит от типа, числа и размеров подъемных сосудов.

Металлические расстрелы изготовляют из двутаврового профиля, сварные прямоугольного профиля – из швеллера и листа или уголков, из прямоугольных и эллиптических труб. Деревянные расстрелы изготавливают из брусев 20 x 20 см и 20 x 25 см.

Проводники предназначаются для направления движения сосудов. В качестве металлических проводников применяют железнодорожные рельсы Р38, Р43, Р50 длиной 12,5 м., сварные коробчатые проводники с размерами от 180 x 180 до 220 x 220 мм и деревянные из брусев сечениями 12 x 15, 15 x 18 и 18 x 20 см, длиной 6 м.

Определение габаритных размеров подъемных сосудов

Для определения площади поперечного сечения скипового ствола прежде всего необходимо принять тип подъемных сосудов с их размерами.

Габаритные размеры подъемных сосудов зависят от их емкости, которая определяется исходя из часовой производительности подъема $q_{\text{ч}}$ и возможного числа подъемов в час $n_{\text{ч}}$. Тогда емкость скипа $q_{\text{ск}}$ можно определить:

$$q_{\text{ск}} = q_{\text{ч}} / n_{\text{ч}}$$

Найденное значение должно отвечать условиям

$$q_{\text{ч}} = \frac{2,05 (H)^{1/2}}{3600} < q_{\text{ск}} < \frac{4 (H)^{1/2} + 9}{3600},$$

где H – высота подъема.

Зная количество груза за один подъем можно выбрать тип и емкость скипа и его габариты.

При определении сечения ствола следует учесть:

- 1) Зазоры между подъемными сосудами и крепью принимаются не менее 150 мм при металлических проводниках и не менее 200 мм при деревянных;
- 2) Зазоры между подъемными сосудами и расстрелами: несущими проводники – 100 мм и не несущими проводники – 70 мм;
- 3) Ширина расстрелов, мм;

- 4) Ширина проводников, мм;
- 5) Поперечное сечение углубочного отделения, если таковое имеется.

С соблюдением указанных размеров элементов армировки ствола и подъемных сосудов графически определяется диаметр ствола и размеры прямоугольного сечения ствола.

Таким образом определяется площадь поперечного сечения ствола в свету. Для определения площади сечения ствола в черне надо прибавить толщину его крепи к размерам сечения ствола в свету.

Габаритный размер клетки определяется в соответствии с возможной доставкой внутришахтного оборудования без разборки или с минимальной ее разборки, а также с обязательной увязкой с габаритными размерами принятого типа шахтной вагонетки.

Выбор клетевой установки и определение ее числа осуществляется, исходя из условия обеспечения подъема и спуска сменных рабочих в течении 30 минут.

1. Число подземных рабочих в смене

$$n = A / a b c,$$

где A – годовая производственная мощность рудника, млн. т/ год;

a – число рабочих дней в году (305);

b – число смен в сутки (2-3);

c – среднесменная производительность труда подземного рабочего, т/см чел.

2. Требуемая площадь пола клетки для размещения N количества людей

$$S = 0,2 \times n,$$

где 0,2 – норма площади на одного человека, м².

Число рейсов клетки, требуемых для спуска и подъема рабочих

$$N_p = 0,2 n / S_k,$$

где S_k – полезная площадь клетки.

Время на один рейс клетки

$$t_{pk} = 30 \times 60 / N_p K,$$

где $K = 1$ – при двухклетевом подъеме;

$K = 0,5$ – при одноклетевом подъеме с противовесом.

Время движения клетки за один рейс

$$T_{dk} = t_{pk} - t_2,$$

где t_2 – время на посадку и высадку людей из клетки в секундах и принимается: 5чел. – 15 с; 10 чел. – 20с; 15 чел. – 25 с; 20 чел. – 30 с плюс 5 с на перестановку клетки на каждый этаж.

Средняя скорость движения клетки

$$V = H / T_{dk} < 12 \text{ м/с},$$

где H – высота подъема, м.

В полках лестничного отделения делаются проемы (лазы) размером 0.7х0,6 м. Смежные проемы располагаются в разной вертикальной

плоскости, а размеры лестничного отделения не должны быть менее 1,4х1,2 м.

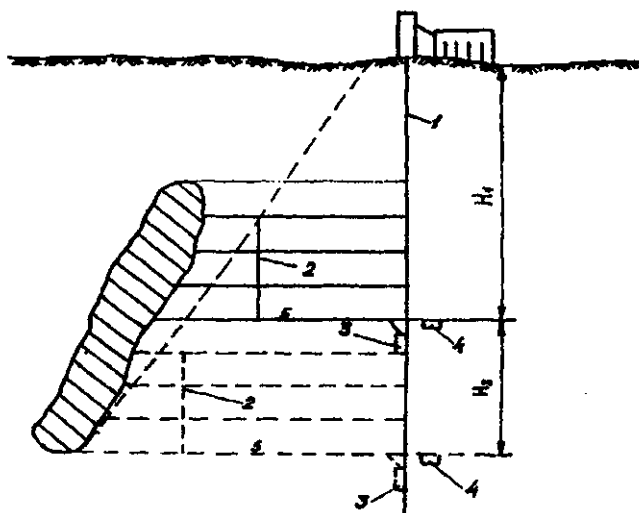
Площадь поперечного сечения клетьевого ствола в обязательном порядке проверяется по фактору вентиляции, т.е. скорости движения воздуха согласно ТБ она не должна превышать 8 м/с.

К наклонным относятся выработки, имеющие угол наклона более 5 градусов – наклонные стволы, уклоны и бремсберги. Форма и размеры наклонных горных выработок зависят от типа крепи, размеров транспортных средств и условий вентиляции. В соответствии с типом крепи применяется форма поперечного сечения – арочная, сводчатая и трапециевидная. Размеры сечения наклонных стволов изменяются от 20-25 м² до 50 м². Наклонные выработки крепятся металлической арочной крепью, монолитным бетоном, набрызгбетоном, анкерами и смешанной крепью.

Примеры схем вскрытия месторождений

Шахтные поля рудников вскрывают вертикальными и наклонными стволами, штольнями, а при комбинированном способе вскрытия набором из перечисленных выработок со слепыми наклонными и вертикальными выработками для обеспечения ступенчатого подъема.

При разработке крутых рудных тел широкое распространение получило вскрытие этажей с концентрационными горизонтами, при котором на два этажа проводится один основной откаточный штрек, так называемый концентрационный горизонт и один-два – промежуточные горизонты.



Одноступенчатое вскрытие вертикальным рудоподъемным стволом (I и II очереди). 1 - рудоподъемный ствол, 2 - рудопуск, 3 - дозатор сиклового подъема, 4 - волсоборник, 5 - концентрационные горизонты, H₁ - глубина первой очереди вскрытия, H₂ - глубина второй очереди вскрытия

При наличии нескольких изолированных рудных тел, расположенных друг от друга на небольшом расстоянии, рекомендуют применять групповое вскрытие, при котором имеется один общий рудоподъемный ствол и концентрационный горизонт, на который перепускают отбитую руду с вышележащих этажей отдельных рудных тел по рудопускам.

Если месторождение залегает в гористой местности, то вскрытие его осуществляется преимущественно штольнями. При этом рудное тело по отношению к штольневому горизонту может располагаться выше и ниже или пересечено штольной. В данном случае с горизонта штольни проводят капитальный рудопуск, слепой ствол или вспомогательный ствол с поверхности.

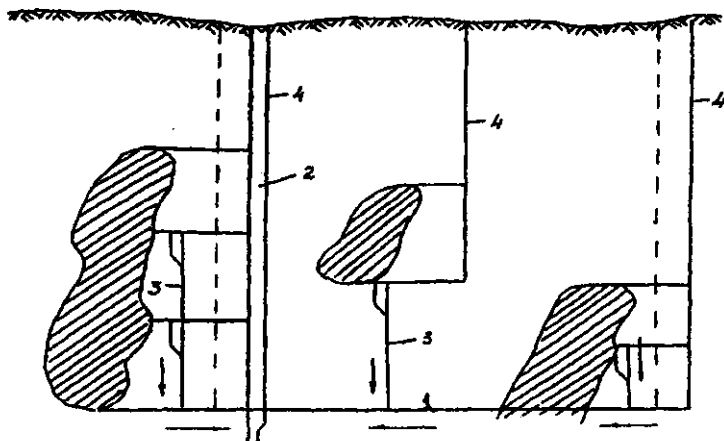


Схема вскрытия изолированных рудных тел. 1 - концентрированный горизонт, 2 - подъемный ствол, 3 - рудопуски, 4 - вспомогательные и вентиляционные стволы

Таблица

Показатели	Пропускная способность ствола, млн. т/год				
	0,5	1,0	2,5	4,0	8,0
Число полос движения	1	1	1	1	2
Грузоподъемность автосамосвала	5	10	25	40	40
Габариты автосамосвала, м:					
Длина	6,08	8,0	8,2	10,2	10,2
Ширина	2,64	2,6	3,2	3,4	3,4
Высота	2,43	2,7	3,6	3,6	3,6
Ширина проезжей части, м	3,5	3,5	4,5	4,7	8
Зазор до каждой из стенок ствола, м	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Зазор между кровлей ствола и верхней частью автосамосвала с учетом навала руды, м	1,1	1,2	1,3	1,6	1,6
Размеры ствола, м					
Ширина	5,5	5,5	6,5	6,7	10,0
Высота	3,5	4,0	4,9	5,3	5,3
Сечение в свету, м ²	19,3	22,0	31,9	35,5	53,0
Увеличение сечения ствола за счет разрезков (в среднем на всю длину ствола), м ²	0,5	0,8	1,3	2,1	
Полное (расчетное) сечение ствола в свету, м ²	19,8	22,8	33,2	37,6	53,0

Сечение наклонного ствола можно установить по формуле

$$F = 9,3 + 0,098 A, \text{ м}^2$$

где A – годовая производительность рудника.

Выбор способа вскрытия шахтных полей

Выбор способов вскрытия шахтных полей осуществляется методом вариантов. Сущность этого метода заключается в следующем.

1. Назначается несколько возможных и технически допустимых вариантов вскрытия шахтного поля. В процессе предварительного анализа из рассматриваемых вариантов оставляются два-три лучших варианта, которые подвергаются технико-экономическому анализу.
2. Для каждого из принятых для рассмотрения вариантов способа вскрытия определяют объемы горно-капитальных и других, связанных с ними, работ.
3. В соответствии с требуемыми объемами работ для каждого варианта способа вскрытия шахтного поля подсчитываются капитальные, эксплуатационные и приведенные затраты по укрупненным стоимостным параметрам, полученным в условиях, аналогичных открываемому месторождению. При этом одинаковые затраты, а также мало отличающиеся не рассматриваются.

4. Окончательный выбор рационального варианта способа вскрытия шахтного поля осуществляется по критерию минимума удельных приведенных затрат

$$n_{уд} = C/A + E K/A, \text{ мин.},$$

где C – эксплуатационные расходы в год, тг;

A – годовая производительность рудника, т/год;

$E = 0,14$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

K – капитальные вложения, тг.

При выборе вариантов вскрытия шахтного поля, если они различаются не более, чем на 10 %, то такие варианты считаются экономически равноценными и предпочтение отдают тому из них, который удобен в техническом отношении на весь период эксплуатации месторождений.

Капитальные затраты различают на капитальные вложения первоначальные и будущих лет. Для сопоставления разновременных затрат принимается метод, основанный на приведение их к одному моменту времени с помощью коэффициента приведения.

Приведение экономических показателей разных лет к сопоставимому по времени виду называется дисконтированием.

При подсчете капитальных вложений рекомендуют принимать ориентировочные данные: стоимость крепления составляет 50-60 % от общей стоимости проходки ствола.

Объем околоствольного двора определяется по эмпирической формуле

$$B = 2(A)^{2/3} + 0,01 A.$$

Капитальные затраты на проведение капитальных выработок определяются суммой затрат по каждому типу выработок, которые в свою очередь определяются простым умножением средней стоимости одного кубометра вынутой породы - C , тг/м³ на объем выработок - V , м³

Эксплуатационные затраты состоят из затрат на поддержание всех капитальных выработок, которые учтены при подсчете капитальных затрат, на транспортирование 1 т-км по квершлагам, штрекам, на подъем руды, водоотлив на каждые 100 м высоты, на вентиляцию рудника, на поддержание зданий, сооружений и на текущие ремонты оборудования и машин.

Подготовительные и нарезные выработки

Подготовительными выработками называют те горные выработки, которые разделяют шахтное поле на отдельные выемочные участки обеспечивают условия проведения нарезных работ для подготовки их к очистной выемке.

К подготовительным выработкам относятся: откаточные штреки и орты на основных горизонтах, вентиляционные штреки, бремсберги, уклоны, людские ходки, наклонные съезды, блоковые восстающие. Эти выработки служат для транспортирования горной массы, материалов, оборудования, проветривания и передвижения людей.

В зависимости от горнотехнических условий с учетом назначения подготовительные выработки могут быть пройдены горизонтальными, наклонными и вертикальными по рудным телам или по пустым породам.

Работы, связанные с проведением подготовительных выработок, называют подготовительными.

Выработки, проводимые по руде в пределах блоков, панелей, столбов и других выемочных участков для создания фронта очистных работ, называют нарезными. К нарезным выработкам относятся:

Выработки, разделяющие блок на отдельные подэтажи, камеры или слои – подэтажные буровые штреки и орты. Выработки, пройденные для образования отрезных щелей и компенсационных пространств – отрезные восстающие, подсечные штреки и орты. Выработки горизонта выпуска и доставки руды – скреперные, конвейерные, доставочные штреки, орты, рудоспуски в пределах блока, воронки, траншеи, погрузочные заезды, вентиляционные сбойки, ниши и камеры для размещения вибропитателей и лебедок, а также камеры, орты, служащие для вторичного дробления.

Нарезные выработки также могут быть горизонтальными, наклонными и вертикальными. Эти выработки предназначены для бурения шпуров и скважин, доставки и выпуска руды и закладочных материалов, проветривания и передвижения людей.

Отношение объема или общая длина всех подготовительных и нарезных выработок к объему вынимаемого запаса руды служит одной оценкой системы разработки и называется коэффициентом подготовки.

Подготовительные выработки, которые проходят на уровне основного откаточного горизонта, называют этажными. Основной горизонт представляет собой откаточный горизонт, по которому горная масса транспортируется к околоствольному двору.

Концентрационным горизонтом называется основной горизонт, на который перепускается отбитая руда по рудоспуску из вышележащих этажей.

Способы подготовки шахтных полей

В зависимости от элементов залегания месторождений с учетом экономической эффективности их разработки шахтное поле делят на этажи, панели, блоки и длинные столбы по падению.

Таким образом, при подземной разработке месторождений полезных ископаемых применяют этажный, панельный, блоковый, длинные столбы по падению, так называемые – погоризонтальный и комбинированный способы подготовки шахтного поля.

Выбор способа подготовки шахтного поля осуществляется в зависимости от геологических и горнотехнических условий месторождений с учетом уровня технической оснащенности. Производят технико-экономические расчеты по затратам, связанным с проведением подготовительных и нарезных выработок, очистными работами, транспортированием отбитой руды, а также капитальными затратами по приобретению машин и оборудования.

Этажный способ подготовки или этажная подготовка применяется при разработке наклонных, крутопадающих и иногда пологопадающих месторождений.

Этажом называют часть шахтного поля, ограниченную по падению откаточным и вентиляционным штреками, а по простиранию – границами шахтного поля.

Для разработки наклонных и крутопадающих рудных месторождений этаж делится по простиранию на блоки.

При этажной подготовке шахтного поля по месту расположения погрузочных пунктов различают штрековую и ортовую схемы подготовки горизонта. Штрековая или ортовая схема подготовки откаточного горизонта принимается в зависимости от расположения блоков на этаже, определяемого в свою очередь, мощностью рудного тела.

Штрековая схема подготовки откаточного горизонта

Схема подготовки рудным штреком

Откаточный штрек проходят по рудному телу. Погрузочные пункты (люки, рудоспуски) расположены в верхней угловой части сечения штрека. Схема откатки руды может быть тупиковая или петлевая.

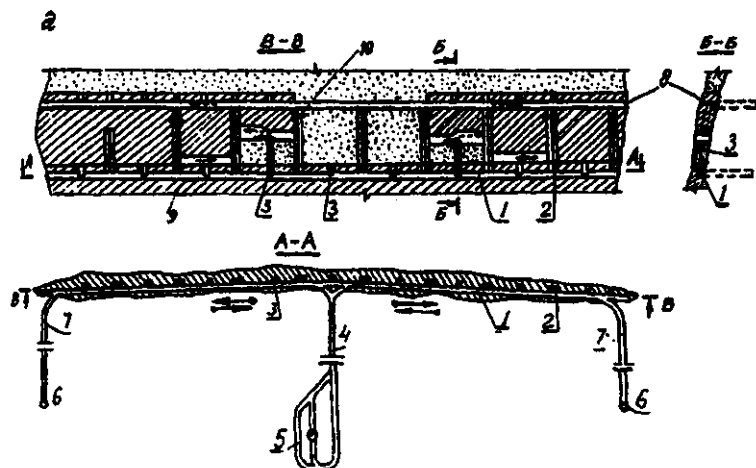
Рудным штреком подготавливают тонкие и маломощные крутопадающие месторождения при небольшой производительности рудника. Разделение этажа на блоки производится в соответствии с параметрами применяемых систем разработки.

Подготовка рудным штреком отличается простотой схемы расположения выработок и быстрым вводом в эксплуатацию блоков, что обеспечивает попутную добычу и доразведку при проведении рудного штрека.

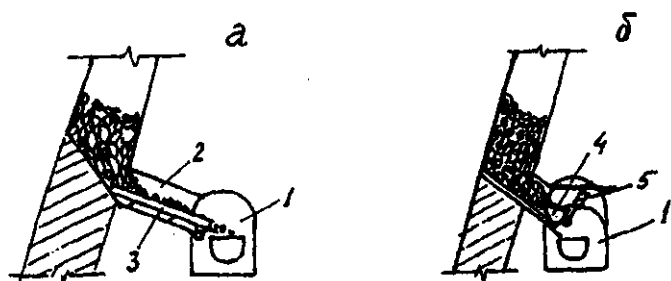
Недостатком способа является малая производительность тупиковой схемы откатки и потери руды в надштрековых и околоштрековых целиках.

Схема подготовки полевым штреком

Тонкие и маломощные месторождения возможно подготавливать одним полевым штреком в лежачем боку рудного тела. При этом выпуск и погрузка руды в вагонетки осуществляется через траншеи или воронки принудительно с помощью вибропитателей или самотеком с помощью люков-затворов. Схема откатки руды аналогична вышеописанному.



Подготовка многоярусных рудных штреков. Схема подготовки блоков при системе разработки горизонтальными слоями с засыпкой. 1 - откаточный штрек, 2 - блоковый восстающий, 3 - рудоспуск, 4 - откаточный квершлаг, 5 - рудоспускной ствол, 6 - вентиляционные стволы, 7 - вентиляционные квершлаг, 8 - вентиляционный штрек, 9 - подвальный штрек, 10 - вентиляционная перемычка, $\bullet \rightarrow$ - направление засыпки породного состава, $\circ \rightarrow$ - груженого состава, $\rightarrow$ - направление свежей струи воздуха, $\leftarrow$ - направление исходящей струи воздуха



Подготовка угольных штреков в ленточном боку. 1 - откаточный штрек, 2 - выпускная выработка, 3 - вибропитатель, 4 - секторный затвор, 5 - гидроцилиндр, а - вариант подготовки при вибровыпуске, б - вариант подготовки при самосточном выпуске

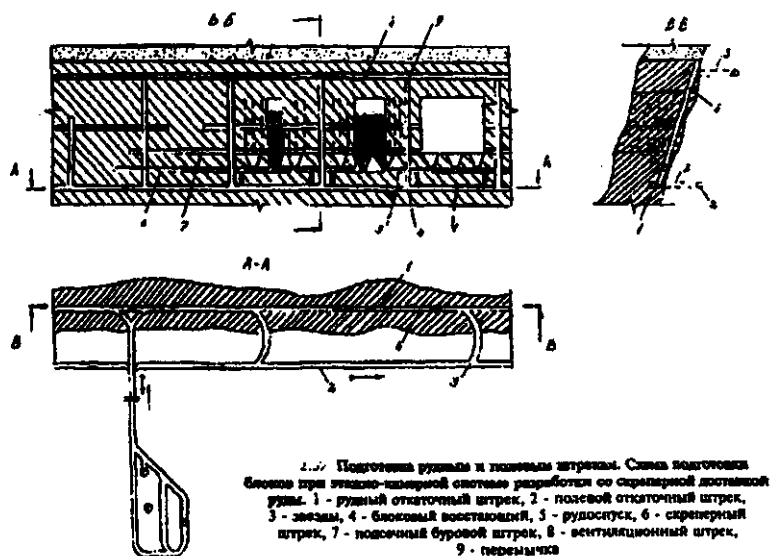
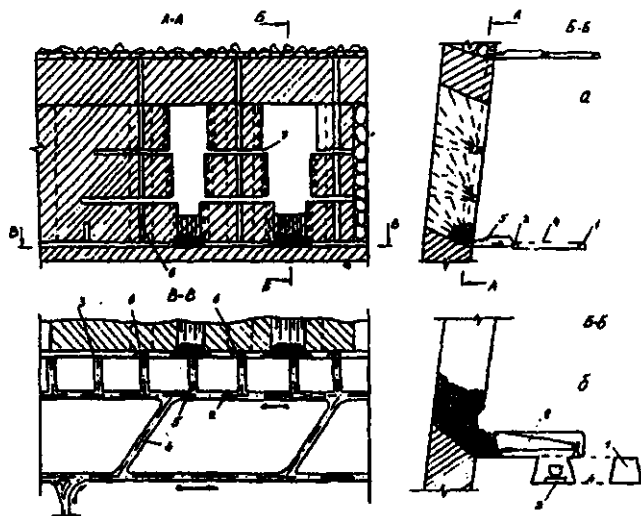


Схема подготовки рудным и полевым штреками

Данная схема подготовки откаточного горизонта применяется при сравнительно большой производительности рудника и системах этажно-камерной, подэтажных штреков и других.



Подготовка полевых штрехов при погрузке руды погрузочными машинами на рельсовом ходу.
 Схема подготовки откатных бункеров при системе разработки погрузочными штрехами: а - с машинными погрузочными ортами, б - со скреперными погрузочными ортами. 1 - полевой откаточный штрех вне зоны деформации пород, 2 - полевой откаточный штрех в лежачем боку хвостки, 3 - транзитный-буровой штрех, 4 - засос, 5 - погрузочная канюра, 6 - шостыковщик, 7 - покатные штрехи, 9 - скрепер

Схема подготовки двумя полевыми штреками

При этом варианте в лежачем боку крутопадающего месторождения на расстоянии 8-10 м проходят полевой погрузочно-откаточный штрех и на расстоянии 20-30 м от рудного тела - полевой откаточный штрех, которые через каждые 100-200 м соединяют сбойками. Погрузка руды производится из погрузочного орта погрузочными машинами челночного типа. Подготовка полевыми штреками исключает потери в надштрековых целиках.

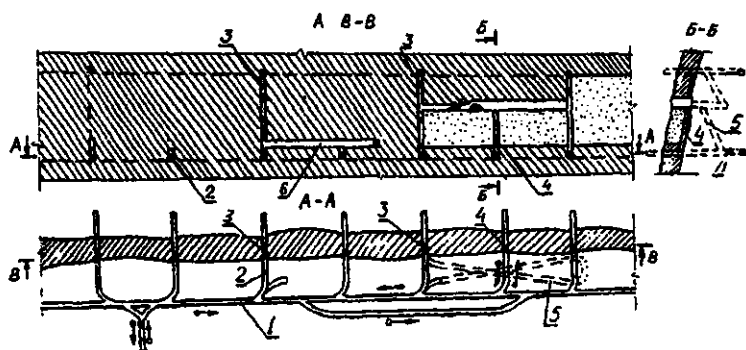
Ортовая схема подготовки откаточного горизонта

Подготовка полевым штреком и ортами-заездами

При ортовой подготовке погрузка руды осуществляется в откаточных ортах. Схема подготовки откаточных горизонтов полевым штреком и ортами-заездами применяется при системе горизонтальных слоев с закладкой, а месторождение представлено обособленными рудными телами небольших размеров и мощностью не более 30 м.

Достоинством такой подготовки является независимая схема проветривания блоков и возможность уточнения мощности рудных тел при проведении ортов.

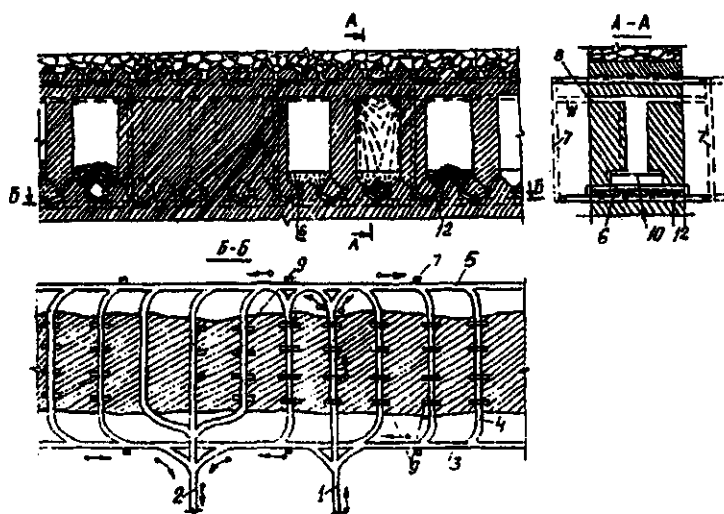
Недостатком является ограниченная производственная мощность рудника в связи с тупиковой схемой откатки руды, а также большим объемом закладочных работ.



Подготовка месторождения полевым штреком и ортами-заездами. Схема подготовки блоков при системе разработки горизонтальных слоев с закладкой и применением самоходного оборудования. 1 - полевой откаточный штрек, 2 - орты-заезды, 3 - блоковый восстающий, 4 - рудоспуск, 5 - наклонный съезд, 6 - полевочный штрек

Подготовка полевыми штреками и ортами

При разработке крутопадающих и наклонных рудных месторождений с большим простиранием и значительной мощностью основные горизонты подготавливают полевыми штреками висячем и лежащем боках месторождения и соединяющими их ортами. Схема откатки в этом случае становится кольцевой



Подготовка полевых штреков в массиве и лопачей боков месторождения и орты с круговой системой откатки руды. Подготовительно-нарезные выработки при системе разработки с этажно-камерной выемкой и выбросом руды. 1 - порожняковый квершлаг, 2 - грузовой квершлаг, 3,5 - полевые откаточные штреки, 4 - орты, 6 - траншейный орт, 7 - восстающий, 8 - буровые орты, 9 - погрузочные пункты на ортах, 10 - траншея, 11 - сбойки, 12 - ниши для установки вибропитателей

Данная схема подготовки применима при системе разработки с этажно-камерной выемкой, при этажно-камерной системе с закладкой выработанного пространства, с принудительной отбойкой руды в зажатой среде. Погрузка и доставка рудной массы может осуществляться различными машинами и механизмами: вибропитателями, виброконвейерами, скреперными лебедками, с использованием самоходного оборудования и конвейерной доставки руды по наклонным выработкам.

Панельный способ подготовки

Панельный способ подготовки шахтных полей применяется при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений с углами падения до 18°, при которых можно осуществлять полную конвейеризацию транспорта полезного ископаемого в панелях. При применении самоходного оборудования панельная подготовка допустима при углах падения рудного тела не более 10 градусов.

Различают рудную, полевую и комбинированную схемы панельной подготовки.

При рудной схеме главные и панельные штреки, разделяющие залежь на панели, проходят по рудному телу. Погрузка руды в средства магистрального транспорта производится в панельных штреках. Такая схема применяется в основном при разработке пластов марганцевых и калийных руд.

При разработке мощных и средней мощности пологопадающих или горизонтальных месторождений применяют полевую или комбинированную схемы панельной подготовки.

Полевая панельная подготовка применяется при камерно-столбовой системе разработки с применением скреперной доставки руды и при использовании самоходных вагонов челночного действия. При этом погрузка руды в средства магистрального транспорта осуществляется в панельных откаточных штреках, пройденных в подстилающих породах параллельно рудным панельным штрекам. Руда перепускается на откаточный горизонт по рудоспускам.

В настоящее время с применением высокопроизводительного самоходного оборудования, стали применять комбинированную схему панельной подготовки. При этом полный комплекс выработок для разделения залежи на панели проходят на уровне почвы рудного тела, а в подстилающих породах проходят только откаточные выработки.

Выбор рационального способа подготовки откаточных горизонтов

Способ подготовки откаточных горизонтов существенно влияют на эффективность разработки шахтного поля. От них зависят показатели извлечения балансовых запасов этажей или панелей и других выемочных полей, технико-экономические показатели выпуска, доставки и транспортировки руды по основным откаточным горизонтам, а также состояние проветривания выработок, полноты закладки выработанного пространства и безопасность работ.

Способы подготовки откаточных горизонтов должны обеспечивать эффективное использование самоходного оборудования как на подготовительных, так и на очистных работах и удобную перегрузку руды в транспортные средства или рудоспуски.

Выбор схемы расположения подготовительных выработок основного горизонта производится сравнением вариантов подготовки по минимуму приведенных затрат.

$$\Pi = \frac{C}{A} + E \frac{K}{A} + \frac{Y_n}{A} - \frac{\Pi_d}{A}$$

где C – годовые эксплуатационные расходы, тг;

A – годовая производственная мощность рудника, т;

E – нормативный коэффициент эффективности капиталовложений;

K – капитальные затраты, тг;

Y_n – ущерб от потерь руды в целиках;

Π_d – доходы, получаемые от попутной добычи при проведении подготовительных и нарезных выработок.

При выборе схемы подготовки основного горизонта, прежде всего, подбирают технологические возможные схемы, соответствующие принятой системе разработки, типу механизации погрузочных работ и принятому рудничному транспорту, обеспечивающие плановый объем добычи руды.

Варианты с существенными недостатками для сравнения не принимаются.

Для окончательного выбора рационального способа подготовки горизонта проводят технико-экономические сравнения вариантов по критерию приведенных затрат, по минимуму которых выбирается рациональный способ подготовки откаточного горизонта.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Система разработки месторождения – это порядок проведения во времени и пространстве подготовительных, нарезных и очистных выработок, увязанный с определенным типом фронта работы этажа и способами очистной выемки.

Очистная выемка – совокупность работ по отбойке, выпуску, доставке и по поддержанию выработанного пространства.

Способы очистной выемки – определенное сочетание элементов очистной выемки.

Забой – поверхность, ограничивающая горную выработку и перемещающаяся в пространстве в результате ведения горных работ.

Отбойка руды – отделение полезного ископаемого от основного массива.

Выпуск руды – перемещение полезного ископаемого от горизонта подсечки на горизонт доставки.

Доставка руды – перемещение полезного ископаемого с места отбойки до места погрузки в основные транспортные сосуды.

Управление кровлей – горные работы, связанные с проявлением горного давления и обеспечивающие безопасное ведение производственных процессов.

Магасинирование – временное оставление отбитой руды в выработанном пространстве.

Горное давление – напряжение, возникающее в окружающих горную выработку породах.

Классификация систем разработки

Основными классификационными признаками системы подземной разработки являются:

- а) Конструктивные характеристики, т.е. определенная совокупность частей выемочного участка, его подготовительные, нарезные и очистные выработки и возводимые в них искусственные сооружения и устройства.
- б) Порядок очистной выемки, определяющий состояние образующегося очистного пространства – тип фронта работы этажа.
- в) Комплекс технологических операций, применяемых при извлечении частей выемочного участка – способы очистной выемки.

В основу единой классификации систем подземной разработки рудных месторождений положен способ управления горным давлением.

Таблица. Единая классификация систем подземной разработки

№ класса	Наименование класса	Системы
I	Системы с открытым выработанным пространством	-Сплошные системы -Камерно-столбовые системы -Потолкоуступные системы -Системы с доставкой руды силой взрыва -Система с подэтажной отбойкой -Этажно-камерные системы
II	Системы с магазинированием руды	-Системы с магазинированием руды блоками -Системы с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами
III	Система с закладкой	-Сплошные системы с однослойной выемкой и закладкой -Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой -Столбовые системы с однослойной выемкой и закладкой -Системы с камерной выемкой и закладкой
IV	Системы с креплением	-Системы с распорной крепью -Системы с крепежными рамами -Сплошные системы с однослойной выемкой и креплением -Столбовые системы с однослойной выемкой и креплением
V	Системы с обрушением	-Системы слоевого обрушения -Системы подэтажного обрушения -Системы этажного обрушения -Столбовые системы с обрушением налегающих пород
VI	Комбинированные Системы	-Системы с креплением и магазинированием -Системы с креплением и закладкой -Системы с магазинированием и обрушением

Системы с открытым выработанным пространством

Основным условием применения систем разработки с открытым очистным пространством является устойчивость рудного массива и вмещающих пород. Применяются эти системы для отработки рудных залежей разнообразных форм, размеров и углов падения. При этом максимальная мощность залежей ограничивается условиями безопасной работы, достаточной устойчивостью целиков при их умеренных поперечных размерах. Поэтому систему этого класса применяют в залежах малой и средней мощности.

Сплошные системы разработки

Сущность сплошной системы разработки состоит в том, что разработка ведется без предварительной нарезки рудной залежи на выемочные поля, блоки или камеры, когда фронт очистных работ представлен сплошной линией забоя.

Сплошные системы преимущественно применяются при отработке залежей малой и средней мощности в рудах сравнительно невысокой ценности.

Поддержание кровли в выработанном пространстве при небольшой мощности осуществляется простейшими видами крепи (стойки, костры), при средней и большой мощности – нерегулярно оставляемыми целиками с пониженным содержанием металла.

Сплошная система разработки горизонтальных пологих залежей

Применяется при отработке горизонтальных и весьма пологих (6-10°) с устойчивой кровлей и со средним содержанием полезного компонента в руде

Параметры системы зависят от рудной залежи и не превышают 250-300 м. Размеры целиков зависят от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, а также о площади месторождения и глубины разработки

Подготовительные выработки отсутствуют, нарезка состоит в проведении разрезной выработки непосредственно у околоствольного двора, с которой в дальнейшем развивают очистную выемку.

Очистные работы начинают сразу у околоствольного двора и по мере продвижения фронт их расширяется. Шпуры бурят колонковыми перфораторами (при мощности до 3 м), а при большей мощности – самоходными буровыми установками. Доставляют отбитую руду погрузочно-доставочными машинами (ПДМ). После осмотра и обorkи кровли устанавливают штанговую крепь.

Потери руды составляют 15-30 % и более, разубоживание – 5-6 %.

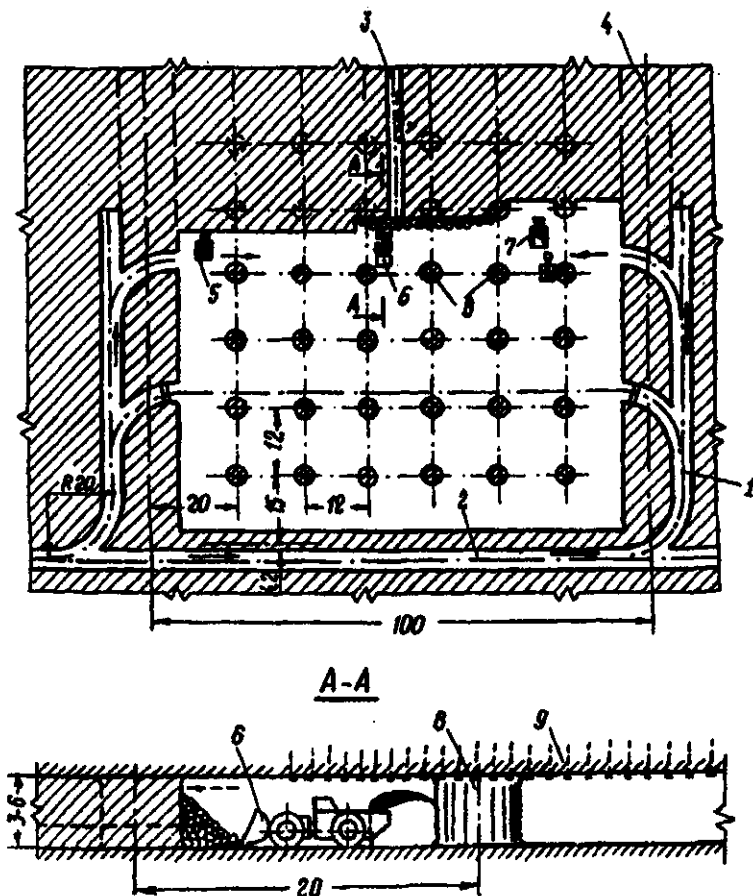
Достоинством являются: высокая производительность труда; незначительный объем подготовительно-нарезных работ и низкая себестоимость добычи.

Недостатком являются значительные потери руды в целиках; трудность контроля за состоянием кровли при большой мощности рудной залежи.

Камерно-столбовая система разработки горизонтальных и пологих залежей

Данную систему применяют при отработке горизонтальных и весьма пологих залежей (0-12°) средней и нижесредней ценности руды. Рудный массив и породы кровли должны быть устойчивыми.

Ширина панели составляет 100-150 м. Ширина камер 8-20 м. Длина камер зависит от способа доставки от 100 до 400 м. Высота камер зависит от мощности (3-30 м). Размеры регулярно оставляемых целиков зависят от нагрузки вышележащих пород и составляют (5-8 м), а расстояние между ними 12-20 м.



Камерно-столбовая система разработки горизонтальных и пологих залежей: 1- панельный штрек; 2- транспортный штрек; 3- вентиляционный штрек; 4- ось барьерного целика; 5-самоходная буровая установка; 6-погрузочно-доставочная машина; 7- кретка для крепления кровли; 8 - опорные целики; 9- штанговая крепь.

Подготовка залежи включает проведение транспортного, вентиляционного и панельного штреков, нарезка состоит в проведении разрезного штрека и отрезного восстающего.

Очистную выемку осуществляют безуступным до (3-8 м), почвоуступным или потолкоуступным забоем (8-16 м и выше). При обустройстве камерных запасов широко используют самоходные буровые установки. На погрузке и доставке руды в зависимости от мощности залежи применяются как скреперные лебедки, так и погрузочно-доставочные (ПДМ),

погрузочные машины с нагребными лапами типа ПНБ, экскаваторы в комплексе с автосамосвалами.

Управление кровлей осуществляют междуканальными, барьерными, панельными и опорными целиками. Размеры панельных целиков зависят от физико-механических свойств, глубины разработки и могут колебаться в пределах от 8 до 15 м. Диаметр опорных целиков 3-9 м, а расстояние между ними 12-20 м. Кроме этого, камеры закрепляют штанговой, набрызгбетонной или комбинированной крепью.

При данной системе разработки потери руды достигают 15-18% и выше, разубоживание руды – 5-7%.

Достоинством данной системы являются: высокая производительность труда забойных рабочих; относительно небольшой объем подготовительно-нарезных работ; благоприятные условия для широкой механизации буровых и погрузочно-доставочных работ; низкая себестоимость добычи.

Недостатком являются: значительные потери руды в опорных целиках; невозможность осуществления раздельной выемки и забойной сортировки рудной массы; трудность наблюдения за состоянием кровли выработанного пространства.

Камерно-столбовая система разработки наклонных рудных залежей

Данную систему применяют при разработке наклонных залежей (до 35°) с мощностью 3-6 м с устойчивой кровлей и со средним содержанием полезного компонента в руде.

Расстояние между наклонными заездами составляет 100-150 м, ширина очистных камер при мощности рудной залежи 6 м равна 6-8 м, диаметр столбчатых целиков – 5-6 м.

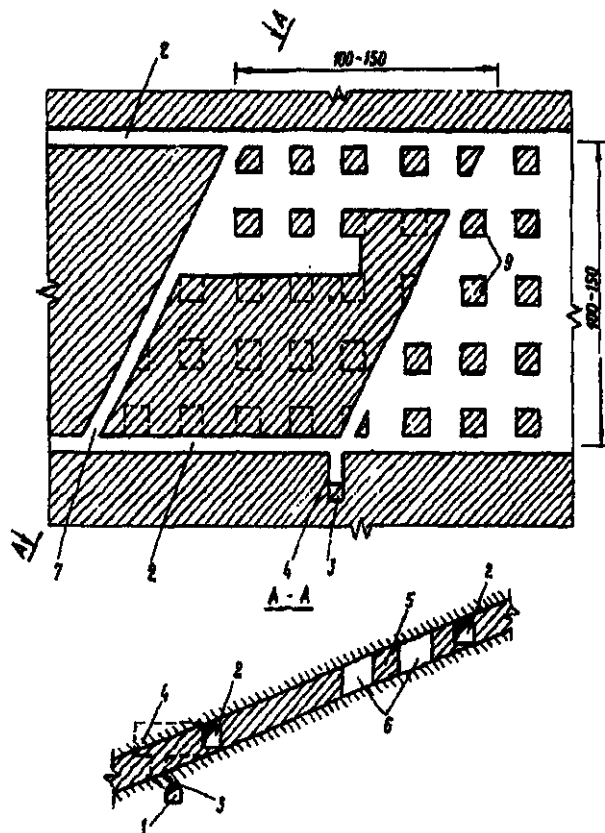
Подготовка заключается в проведении откаточных и транспортных штреков (верхний транспортный штрек выполняет роль вентиляционного штрека).

Нарезка заключается в проведении диагонального (наклонного) заезда, с которого в дальнейшем развивают очистную выемку.

Камеры отрабатывают в нисходящем порядке. Для увеличения фронта работ соседние камеры отрабатывают попарно. Для бурения шпуров глубиной 2,8-3,0 м используют самоходные буровые установки. Для доставки руды используют погрузочно-доставочные машины или комплексы

(погрузочная машина с нагребными лапами и автосамосвал). Кровлю крепят штангами. Отставание крепи от забоя не превышает 5-6 м.

При данной системе разработки потери руды составляют 20% и более, разубоживание руды от 5 до 7 %. Достоинства и недостатки аналогичны предыдущей системе разработки.



Камерно-столбовая система разработки наклонных залежей: 1 - откаточный штрек; 2 - транспортный штрек; 3 - рудопуск; 4 - разгрузочный засос; 5 - опорные столбы; 6 - отработанные камеры; 7 - злыгонный засос.

Система разработки с оставкой руды силой взрыва

Сущность системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы которых отработывают наклонными камерами по восставию со взрывной доставкой руды до рудовыпускных воронок днища и управленис кровлей осуществляется оставлением междукamerных ленточных целиков.

Данную систему разработки применяют при отработке наклонных залежей (25-45°) с мощностью от 4-5 до 16-20 м, с рудой средней или нижесредней ценности.

Длина блока при скреперной доставке составляет 6—80 м, при применении погрузочно-доставочных машин — 120-140 м, а при применении комплексов машин типа ПНБ с автосамосвалами составляет 140-160 и более метров.

Ширина ленточного целика зависит от глубины разработки и составляет в среднем 5-6 м, ширина камер — 10-18 м.

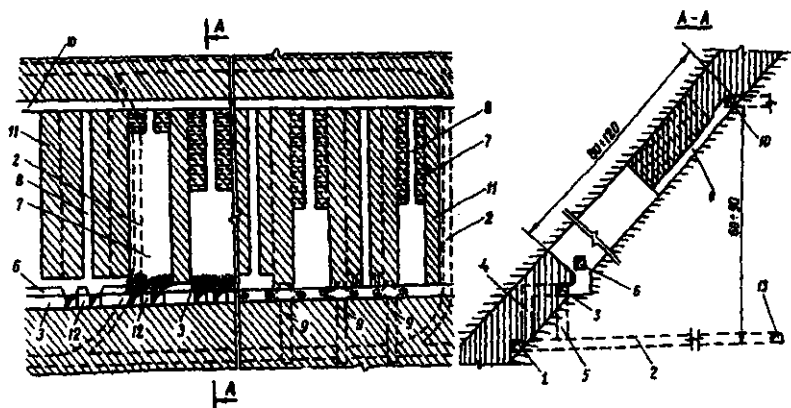


Схема разработки с доставкой руды силой тяжести: 1 - рудный штрек, 2 - боковой штрек, 3 - отрезной штрек, 4 - материально-ходовой восстающий, 5 - рудоспуск, 6 - наклонный штрек, 7 - очистные прострелы, 8 - буровой восстающий, 9 - скреперный штрек, 10 - ленточный штрек, 11 - ленточный конвейер, 12 - выпускные выработки (дучки, разворонки), 13 - полевой откаточный штрек.

Подготовку и нарезку блока осуществляют следующими способами: при скреперной доставке руды по штрекам — погрузка через рудоспуски (рис.а); по ортам — безлюковая погрузка через полок (рис.б); при устройстве погрузочных камер (рис.в). Подготовка блока включает проведение откаточного и вентиляционного штреков, блокового рудоспуска и материально-ходового восстающего. Нарезными выработками являются подсечной штрек, наклонные буровые восстающие, отрезной восстающий, выпускные выработки днища (дучки, разворонки дучек), доставочные выработки (скреперный штрек или скреперный орт).

Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего в отрезную щель на всю ширину камеры. Для отбойки руды бурят веерные комплекты скважин, которые последовательно взрывают с миллисекундным замедлением. Для увеличения эффективности взрывной доставки руды до рудоприемных выработок днища блока увеличивают удельный расход ВВ на 30-50 %. Руда силой взрыва доставляется к дучкам, откуда через рудоспуски или через полки ее грузят в вагонетки. Руду, оставшуюся после взрыва на

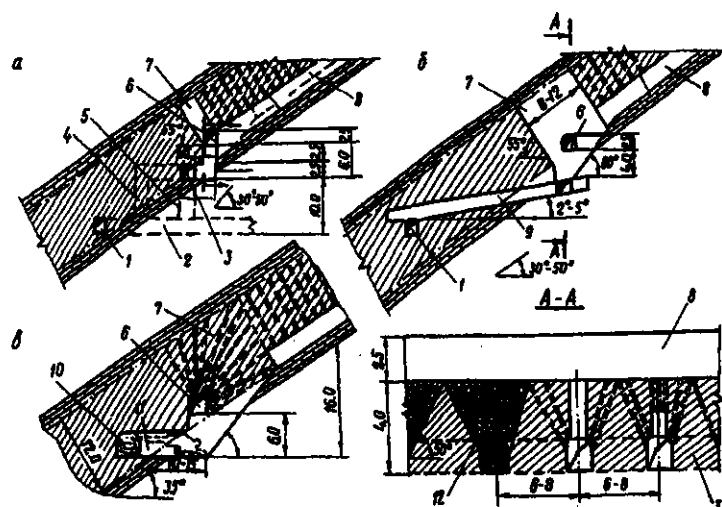
почве наклонной камеры, доставляют к лучкам с помощью скреперных лебедок, электробульдозером или гидросмывом.

Управление кровлей осуществляют междукамерными целиками, которые могут быть извлечены после выемки камерных запасов.

При данной системе разработок потери руды могут достигать 25 и более процентов; разубоживание 8-10 %; удельный расход ВВ на очистных работах 0,4-0,6 кг/т.

Достоинством является отсутствие забойных рабочих в очистном пространстве, относительно высокая производительность труда при использовании самоходного оборудования.

К недостаткам относится повышенный объем буровых работ, повышенный расход ВВ, необходимость периодической зачистки камер.



Способы выработки лавы (взрыв): а) со скреперным горизонтальным востком по петрам; б) со скреперным горизонтальным востком по ярем; в) с погруженным скрепером при применении самоходного оборудования

Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков

Сущность системы разработки состоит в том, что залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы которых отрабатывают камерами с отбойкой руды веерным комплектом скважин из подэтажных штреков, руда до рудоприемных выработок доставляется под действием собственного веса, а управление кровлей осуществляют оставлением междуканнерных целиков.

Данную систему применяют при отработке крутопадающих рудных залежей (более 55°) мощностью до 15-20 м с устойчивыми вмещающими породами.

Параметры системы в основном зависят от горно-геологических и горнотехнических условий. Высота блока (этажа) 50-80 м, длина камеры при скреперной доставке 60-80 м, при применении погрузочно-доставочных машин – 120-140 м, высота подэтажа колеблется от 10 до 15 м, ширина междуканнерных целиков 8-20 м.

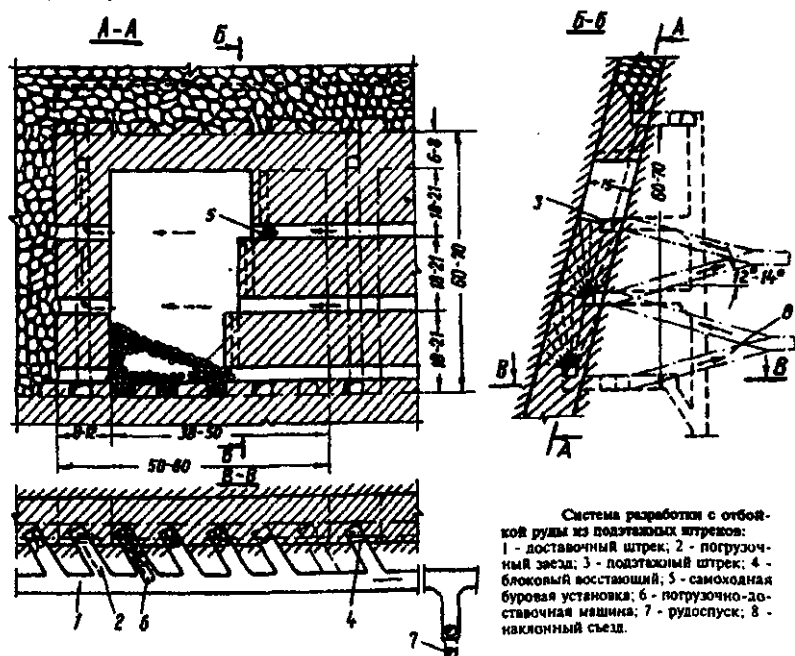


Схема подготовки и нарезки зависит от оборудования, применяемого на выпуске и доставке руды. При применении самоходного оборудования подготовительные работы включают проведение доставочного и вентиляционного штреков, наклонного съезда для доставки самоходной техники на подэтажи, блоковых восстающих.

Нарезка включает проходку из доставочного штрека ортов-заездов к рудному телу, подэтажных штреков, отрезного восстающего.

Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего в отрезную шель на границе камеры с междукamerным целиком. Бурение глубоких скважин осуществляют с помощью буровых машин из подэтажных штреков. Отбитая руда под действием собственного веса падает на подошву загрузочного заезда, где самоходными погрузочно-доставочными машинами доставляют до блокового или капитального рудоспуска. Выработанное пространство поддерживают временными или оставленными на длительный срок междукamerными целиками. При данной системе разработки потери руды могут достигать 16-18 % и более, разубоживание руды – 8-10%, а удельный расход ВВ на отбойку руды 0,4-0,5 кг/т.

Достоинством является высокая безопасность работ; непрерывность очистных работ; высокая производительность забойного рабочего.

К недостаткам относятся: значительные потери и разубоживание руды; большой объем подготовительно-нарезных выработок.

Этажно-камерная система разработки

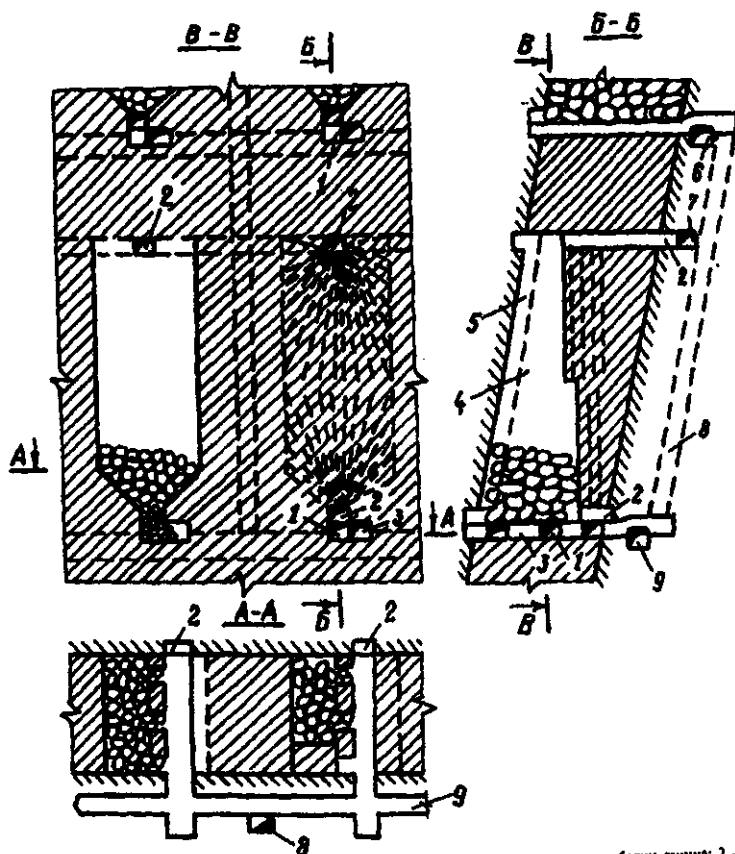
Этажно-камерная система разработки является дальнейшим развитием системы подэтажных штреков и отличается от нее тем, что отбойку руды производят без разделения камеры на подэтажи на всю ее высоту; а обруивание массива производится вертикальными или горизонтальными комплектами скважин. При этом этаж разбивают на блоки, каждый из которых включает камеру, междукamerные и междуетажные целики.

Данную систему применяют для разработки крутопадающих (70-90*) мощных рудных тел с относительно невысоким содержанием полезного компонента в руде при устойчивом рудном массиве и вмещающих пород.

Система имеет следующие параметры: высота этажа (блока) 60-80 м; ширина камер при разработке по простиранию составляет 30-60 м и зависит от устойчивости вмещающих пород; ширина междукamerных целиков – 8-15 м, а высота днищ – 10-14 м.

Подготовка включает проведение полевого откаточного и вентиляционного штреков, а также полевого штрека для буровых работ и материально-ходового восстающего. Нарезка состоит в проходке верхнего и нижнего буровых ортов, скреперного орта, выпускных выработок днища и отрезного восстающего.

Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего, в отрезную шель на всю высоту и ширину камеры. Руду в камере отбивают всерым комплектом восходящих и нисходящих скважина отрезную шель.



Шахта-камерная система разработки: 1 - выпускные выработки динши; 2 - буровой орт; 3 - скреперный орт; 4 - камера; 5 - отрезной восстающий; 6 - вентиляционный штрек; 7 - полевой штрек для буровых работ; 8 - материально-ходовой восстающий; 9 - полевой откаточный штрек.

Отбитая руда под действием собственного веса попадает на почву скреперного орта, откуда скреперной лебедкой доставляется к откаточному штреку и через полук грузят в вагонетки. Выработанное пространство поддерживается междукамерными и междуэтажными целиками.

При данной системе потери руды составляют 15-20 %; разубоживание руды - 8-10 %; удельный расход ВВ на отбойку - 0,35-0,45 кг/т.

Достоинством системы является высокая производительность камеры; низкая себестоимость очистной выемки; повышенная безопасность работ.

К недостаткам относятся: значительные потери и разубоживание руды; трудность соблюдения проектных размеров междукамерных целиков из-за искривления буровых скважин; повышенный выход негабарита.

Система разработки с магазинированием руды

При системах разработки с магазинированием руды в блоке руду отбивают послойно в восходящем порядке и оставляют на длительный срок в очистном пространстве. В виду того, что она занимает больший объем, чем в массиве, необходимо периодически выпускать до 30% отбитой руды, оставляя под кровлей свободное пространство высотой около 2 м. Отбитая руда препятствует отслаиванию вмещающих пород и служит основанием для рабочих очистного пространства.

После окончания полной отбойки в блоке производят выпуск руды, выработанное пространство остается открытым, которое подвергают обрушению или заполнению закладкой.

Основным условием применения является устойчивость рудного массива и вмещающих пород. Руда не должна слеживаться, окисляться и самовозгораться. Угол падения рудной залежи должен быть не менее 55*.

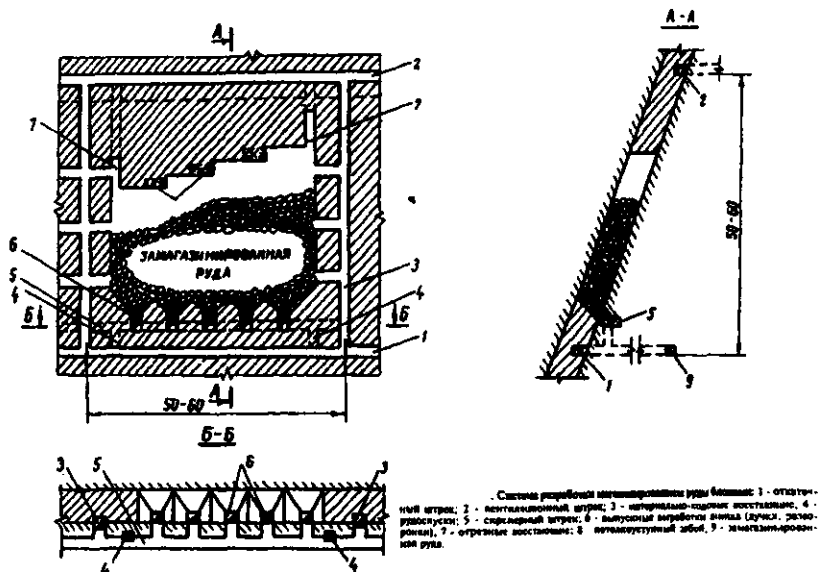
Сущность системы разработки состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы руды в которых отработывают потолкоуступным забоем со шпуровой отбойкой.

Данный вариант применяют при отработке крутопадающих маломощных рудных залежей (0,6-3,0 м) с устойчивой рудой и весьма устойчивыми боковыми породами.

При данном варианте этаж 50-60 м по простиранию разделяют на выемочные блоки длиной 40-60 м. Восстающие через 4-6 м сбивают ходками с очистными камерами. Расстояние между выпускными выработками днища (дучками) не превышают 5-6 м, толщина потолочины в среднем 3-4 м.

Подготовка блока включает проведение откаточного и вентиляционного штреков, материально-ходовых восстающих, блокового рудоспуска. Очистную выемку ведут потолкоуступным забоем с длиной уступа 10-12 м и высотой 1,5-2,0 м.

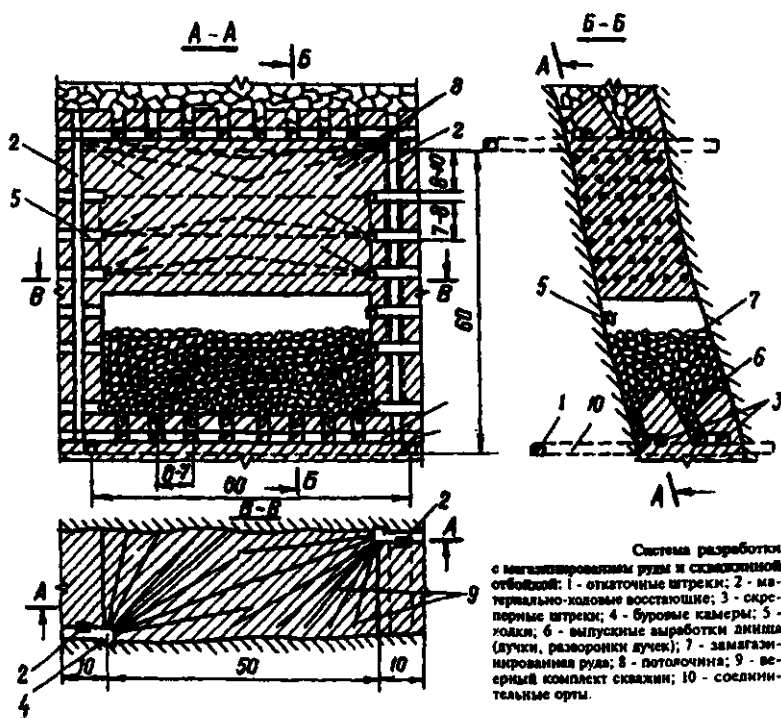
При достижении очистной выемкой границы подштрекового целика (потолочины) начинают выпуск замагазинированной руды, которую до блокового рудоспуска доставляют скреперными лебедками.



В случае мощных и весьма мощных рудных залежей целесообразно применять вариант разработки с магазинированием и отбойкой руды глубокими горизонтальными и слабонаклонными веерами скважин. Рудный массив также должны быть устойчивыми. В отличие от предыдущего варианта проходят скреперные орты, а толщина потолочины (подштрекового целика) не менее 8-10 м. Руда отбивается послойно с выпуском до 40 % ранее отбитого слоя. Далее, отбитая рудная масса по скреперным ортам доставляется и грузится в откаточные сосуды (вагонетки).

Подготовка включает проведение откаточных штреков, соединительных ортов на откаточном горизонте, блоковых восстающих. Нарезка состоит в поведении скреперных штреков, буровых камер и ходков из восстающих, выпускных выработок днища (дучек, разворонок), подсечного штрека.

При варианте отбойке руды глубокими скважинами потери руды составляют 15-16% (при шпуровой только - 5-8%); разубоживание руды 15-20% (при шпуровой - 5-10%); удельный расход ВВ на отбойку - 0,35-0,45 кг/т (при шпуровой - 0,5-0,75 кг/т).



Достоинством данного варианта являются: высокая эффективность буровзрывных работ; значительная производительность забойных рабочих; незначительный объем подготовительно-нарезных работ.

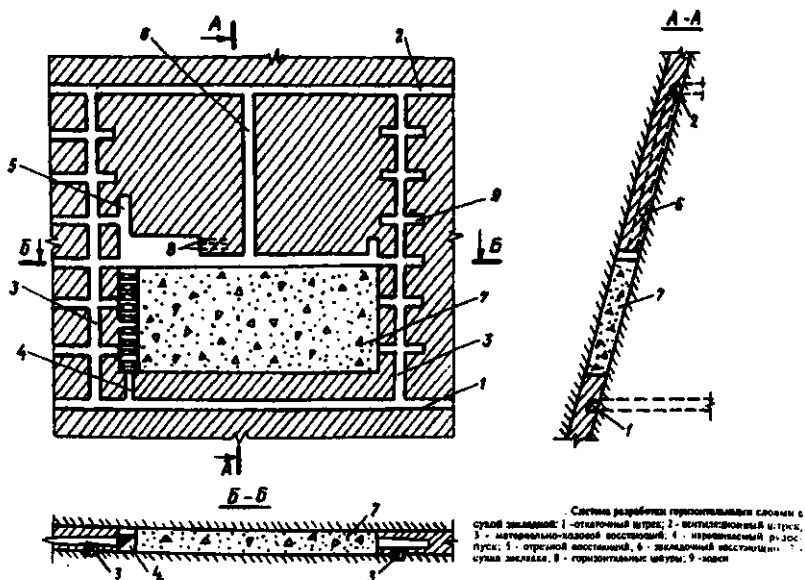
Недостатки: невозможность выдачи руды из блока по сортам; частые зависания руды в выпускных выработках днища; возможное разубоживание руды отслаивающимися вмещающими породами.

Системы разработки с закладкой выработанного пространства

Особенностью систем разработки с закладкой является заполнение очистного пространства закладочным материалом в период выемки руды. Закладочный материал служит для поддержания боков очистного пространства, а также является платформой для людей, работающих в очистном пространстве. Крезь в виде распорок, стоек, костров и крепежных рам используют только как вспомогательное или временное средство для поддержания рудного массива и боков очистного забоя. Операция закладки входит в цикл очистной выемки блока и чередуется с отбойкой и уборкой руды. Системы разработки с закладкой являются сравнительно дорогими и трудоемкими, но они обеспечивают минимальные потери и разубоживание и самое главное вынимать полезное ископаемое без обрушения вмещающих пород, сохраняя поверхностные здания и сооружения.

Системы с закладкой позволяют, также вести раздельную выемку разных сортов руды и отсортировать пустую породу, оставляя ее в выработанном пространстве. Данные системы технически приемлемы в широком диапазоне горно-геологических условий.

Системы с закладкой целесообразно применять при достаточно ценной руде, при малоустойчивых боковых породах, при возгорающей среде, нельзя обрушать вмещающие породы.



Сушность системы разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы которых отработывают горизонтальными слоями снизу вверх со шпуровой отбойкой, а выработанное пространство заполняют сухой закладкой.

Данная система применяется при отработке крутопадающих маломощных рудных залежей с неустойчивыми боковыми породами, непостоянными элементами залегания и ценной руде.

Рудная залежь разбивается на блоки, ширина блока зависит от мощности залежи, а ширина междублокового целика принимается 5-10 м.

Подготовка блока включает проведение откаточного и вентиляционного штреков, материально-ходового и закладочного восстающих. Нарезка состоит в проходке подсечного штрека о отрезного восстающего.

Выемку руды в блоке ведут горизонтальными слоями. Отбойку производят как вертикальными, так и горизонтальными шпурами. Отбитую руду до блокового рудоспуска доставляют скреперными лебедками. После отработки каждого слоя выработанное пространство заполняют сухой закладкой, подаваемой из восстающего.

Во избежание потерь рудной мелочи поверхность закладки накрывают прочным деревянным или металлическим настилом. По мере выемки слоев периодически наращивают рудоспуски, закрепляя их деревом, бетоном, стальными трубами или бетонными кольцами.

При данном варианте системы разработки потери руды и разубоживание не превышают 2-3 %, а удельный расход ВВ на отбойку составляет 0,6-0,7 кг/т.

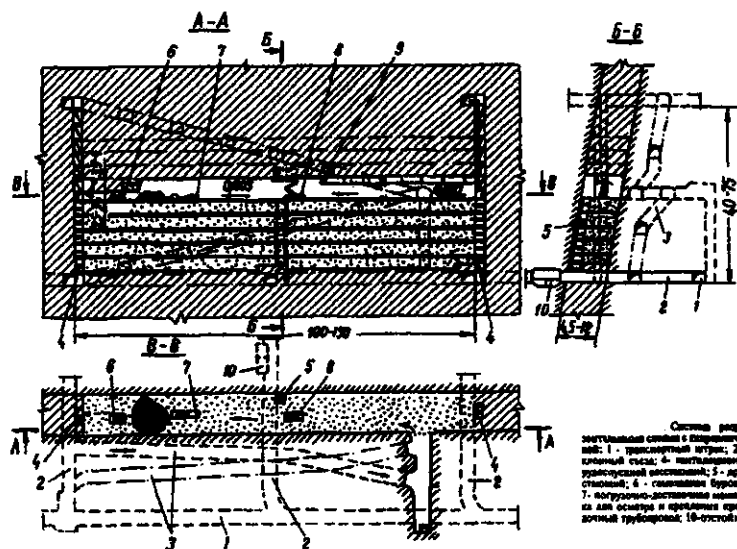
Достоинством системы являются: высокая степень извлечения и незначительное разубоживание; пожарная безопасность; возможность раздельной добычи руды по сортам и отсортровки пустой породы в забоях; благоприятные условия проветривания; поддержание боков и сохранение поверхности от обрушения.

Недостатками являются: невысокая производительность труда забойного рабочего; высокая стоимость добычи из-за расходов на закладку; необходимость содержания плотного настила.

Аналогичные условия и способы подготовки при применении системы разработки с гидравлической закладкой. Очистная выемка производится с использованием самоходного оборудования. Руду вынимают слоями высотой 3,5-4,5 м, начиная от сбойки с наклонным съездом. Отбитую руду до блокового рудоспуска доставляют погрузочно-доставочными машинами.

Потери руды составляют 3-5%, разубоживание – 2-3%, а удельный расход ВВ на отбойку 0,5-0,6 кг/т.

К достоинствам относятся незначительные потери и разубоживание руды, а также возможность выдачи руды по сортам. Основным недостатком является значительные расходы на производство закладочных работ.



Система разработки с раздельной выемкой и закладкой подрываемыми вмещающими породами

Сущность системы состоит в том, что тонкую залежь, подготовленную этажным способом, разбивают на отдельные выемочные блоки, запасы руды в которых отрабатывают потолкоуступным забоем, а выработанное пространство заполняют подрываемыми боковыми вмещающими породами.

Система применяется при отработке крутонадающих тонких и весьма тонких жил (0,2-0,4 м) с устойчивыми боковыми породами и очень ценной рудой. Ширина подрываемой породной части определяется из выражения

$$m_p = \frac{m_p k_y k_{зап}}{k_p - 1}, \text{ м}$$

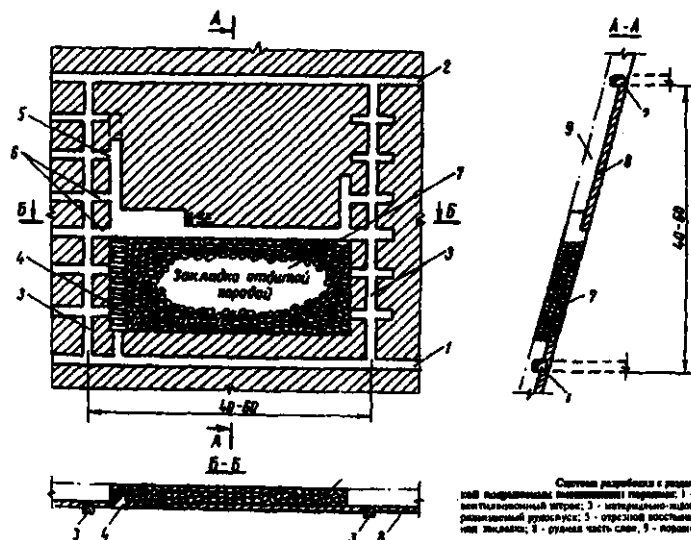
где m_p - мощность рудной жилы, м;

k_y - коэффициент, учитывающий усадку закладочного материала;

$k_{зап}$ - коэффициент заполнения выработанного пространства;

k_p - коэффициент разрыхления породы.

Высота этажа и длина блока равны 50-60 м. Подготовка блока включает проведение откаточного и вентиляционного штреков, а также материально-ходового восстающего. Нарезка заключается в проведении подсечного штрека и отрезного восстающего.



Очистная выемка начинается с первоначальной отбойки рудного слоя вертикальными шпурами, а далее горизонтальными шпурами. Отбойку руды рассредоточенными зарядами производят на деревянный или металлический настил, а убирают скреперными лебедками. После уборки рудной массы обуривают уступ породы, который разравнивается, а избытки выпускают из блока с помощью скреперной лебедки.

Потери при данной системе разработки составляют не более 3-4%, а разубоживание 2-3%, удельный расход ВВ при отбойке породы 0,4-0,45 кг/т, при отбойке рудного слоя – 0,2-0,25 кг/т.

Достоинством являются: высокое качество выдаваемой руды; меньшее разубоживание; высокая степень извлечения руды.

К недостаткам можно отнести сложную организацию работ, невысокую производительность труда забойного рабочего и повышенный расход ВВ при отбойке вмещающих пород (прихвата).

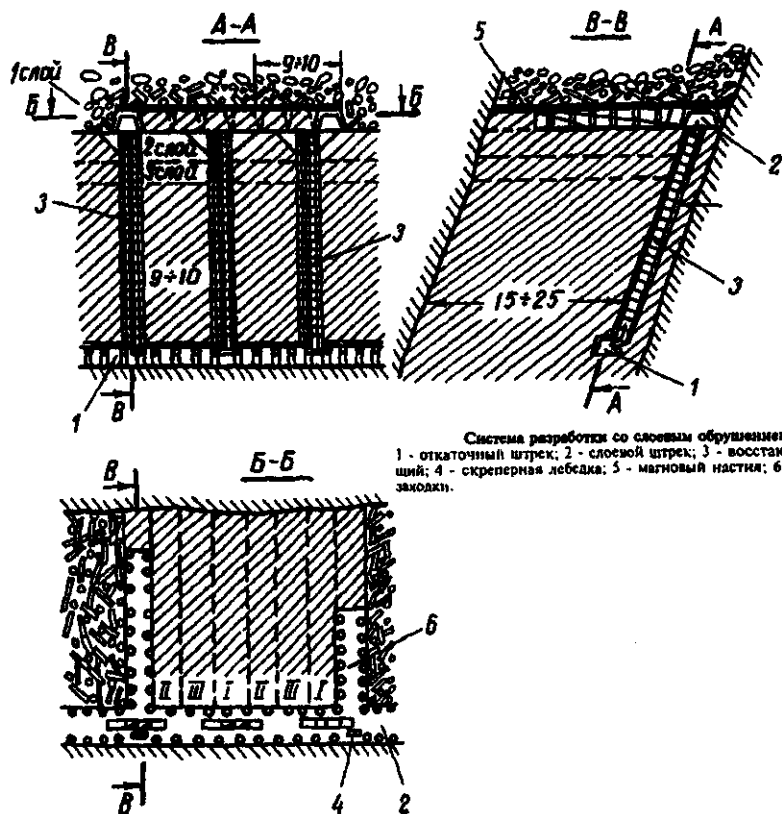
Системы разработки с обрушением

Отличительной особенностью систем этого класса является обрушение вмещающих пород вслед за очистной выемкой. Системы разработки этого класса условно можно разделить на две группы:

- системы разработки с обрушением вмещающих пород;
- системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

В системах разработки с обрушением вмещающих пород при отработке наклонных и крутопадающих месторождений между отрабатываемым слоем руды и обрушаемыми породами устраивают настил из дерева, металла и других материалов, препятствующих проникновению пустых пород в

очистное пространство. Обработку горизонтальных и пологих маломощных залежей ведут одним слоем без защитной толщи. В системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород, подсеченный снизу или сбоку рудный массив обрушают на высоту подэтажа или этажа. Затем по мере выпуска руды покрывающие ее пустые породы самообрушаются или обрушаются принудительно. При этом обрушенные породы находятся на на отбитой руде и по мере понижения ее поверхности заполняют выработанное пространство.



На рисунке показана сущность системы слоевого обрушения, когда рудная залежь подготавливается этажным способом, разделяется на отдельные выемочные блоки, запасы руды в которых отрабатывают горизонтальными слоями сверху вниз со шпуровой отбойкой из оргов-заходок, а управление кровли осуществляется обрушением вмещающих пород под прикрытием древесного мата.

Очистную выемку производят отдельными ортами-заходками от границ блока к восстающему. Заходки шириной 2,5-3,0 м и высотой 2,5-3,0 м проходят от слоевого штрека до границ блока со шпуровой отбойкой и укреплением ее рамами. Руду скреперуют дважды – сначала вдоль заходки до слоевого штрека, затем по слоевому штреку до рудоспускного отделения восстающего. К выемке нижележащего слоя приступают после полной отработки верхнего, укладки на почву заходки плотного древесного настила (мата) и обрушения на него покрывающих пород. Таким образом, перед началом отработки каждого слоя между поверхностью руды и обрушенными породами находится перекрытие, которое по мере опускания вниз увеличивается по толщине и является надежной защитой рабочих.

Потери при данном варианте не превышают 4-6%, а разубоживание 6-8%, удельный расход ВВ на отбойку составляет 0,45-0,55 кг/т, а расход лесоматериалов – 0,1-0,12 м³/т.

Достоинствами данного варианта системы разработки являются: возможность применения при сложных условиях разработки; малые потери и разубоживание руды; небольшой объем подготовительно-нарезных работ.

К недостаткам относятся: пожароопасность при использовании деревянной крепи и мата; обрушение поверхности и вмещающих пород; загруднительные условия проветривания; возможность полного развития работ только в одном слое.

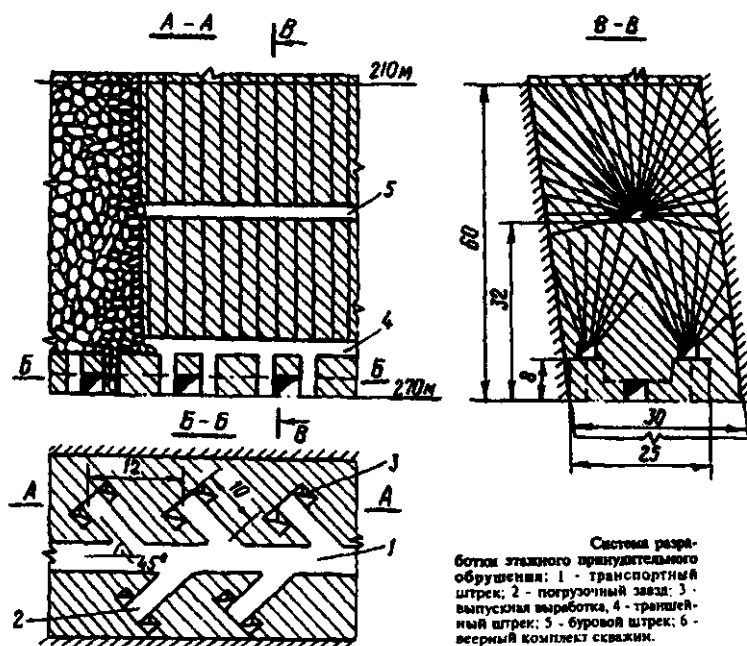
Система разработки этажного самообрушения применяется при отработке мощных и весьма мощных залежей при невысокой ценности руды и с неустойчивыми рудами и вмещающими породами. Руда не должна слеживаться, окисляться и самовозгораться.

Недостатком является ограниченные условия применения, высокие потери и разубоживание руды и большой объем подготовительно-нарезных работ.

Система разработки этажного принудительного обрушения

Сущность данной системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разбивают на отдельные выемочные блоки, запасы которых отработывают принудительным обрушением на всю высоту этажа, а управление кровлей производят обрушением вмещающих пород.

Эту систему разработки применяют при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных рудных залежей с неустойчивыми вмещающими породами. Руда не должна быть склонной к слеживанию, окислению и самовозгоранию.



Рудную залежь разбивают на блоки высотой 50-60м и длиной 100-120 м. Расстояние между погрузочными заездами принимают равным 10-12 м. Подготовка блока начинается с проведения транспортного штрека, восстающего, погрузочных заездов. Нарезка осуществляется проведением бурового штрека, выпускных выработок днища и траншейных штреков.

Руду отбивают веерным комплектом скважин. Отбитая руда под действием собственного веса поступает на почву погрузочного заезда, откуда она грузится и доставляется погрузочно-доставочными машинами.

Потери руды достигают 15-20%, а разубоживание – 20-25%. Достоинством является высокая производительность труда забойного рабочего, малый расход материалов, а недостатком – большой выход негабарита.

Комбинированные системы разработки

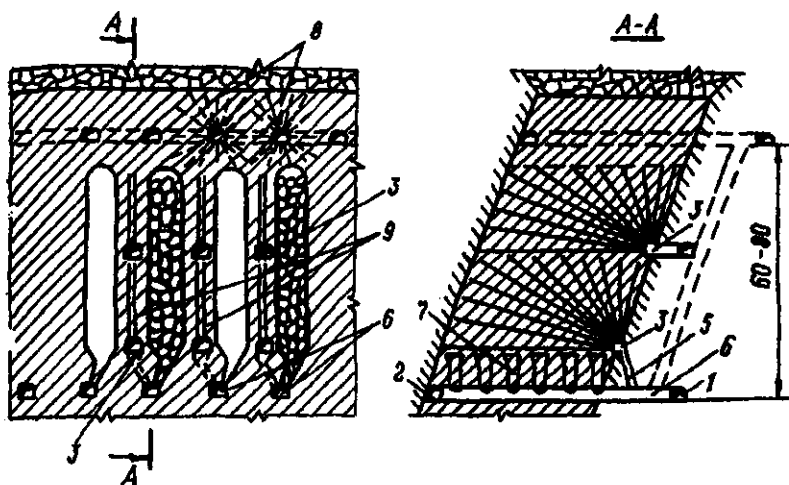
Особенностью комбинированных систем разработки является разделение этажа на регулярно чередующиеся и относительно близкие по размеру камеры и междукамерные целики, отрабатываемые последовательно в две стадии разными системами. Камеры отрабатывают в первую, а целики во вторую очередь по окончании выемки двух-трех (редко более) смежных камер.

Применение почти в равном объеме двух систем разработки, для выемки камер и целиков – отличает комбинированные системы от обычных систем, где целики также чередуются с камерами, но имеют относительно небольшой запас руды.

Камеры и целики располагают, как правило, длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Ширина камер от 8 до 30 м. Соотношение запасов руды в камерах и целиках колеблется в среднем от 1:1 до 2:1.

Комбинированная система разработки с магазинированием и обрушением

Сущность системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, в которых камеры первой очереди отрабатывают с магазинированием руды, а камеры второй (целики) – принудительным этажным обрушением.



Комбинированная система разработки с магазинированием и этажным обрушением: 1 - полевой откаточный штрек; 2 - буровая камера; 3 - вентиляционный восстающий; 4 - материально-ходовой восстающий; 5 - погрузочный орт; 6 - выпускные выработки донца (короткие рудоспуски); 8 - скважины для обрушения потолочины; 9 - междукамерные целики.

Данную систему разработки применяют при отработке крутопадающих мощных рудных залежей при бедной и средней ценности руд. Высота блока (этажа) составляет 50-60 м, полевой и рудный штрек через 10 м соединяют ортами. Рудную залежь разбивают на камеры и целики равной ширины – 5 м.

Подготовка блока включает проведение откаточных штреков, вентиляционного и материально-ходового восстающих, погрузочных ортов. Нарезные работы заключаются в проведении буровых камер, отрезного восстающего, выпускных выработок донца.

Очистная выемка начинается с обустройства камерных комплектов верных глубоких скважин. После выемки нескольких камер с магазинированием руды приступают к отработке камер второй очереди (выемка целиков). Для обрушения целиков и выпуска руды применяют две основные схемы.

По первой схеме перед обрушением целиков руду из нескольких камер (обычно через одну) выпускают и одновременно взрывают скважинные заряды в междукamerных целиках и потолочине. После этого производят выпуск руды под обрушенными породами.

По второй схеме отработку целиков ведут в две стадии. Сначала выпускают руду из камер и обрушают междукamerные целики, оставляя часть целиков для поддержания потолочины до полного выпуска из камеры обрушенной руды. Потолочину и оставшиеся междукamerные целики обрушают во вторую стадию. Отбитую руду выпускают через выпускные отверстия с использованием мощных люковых затворов.

Применение данной системы разработки показывают, что потери руды составляют 3-5%, разубоживание – 12-14%, а удельный расход ВВ на отбойку – 0,35-0,4 кг/т.

Достоинством данного варианта являются меньшие потери по сравнению с этажным обрушением, сравнительно небольшая стоимость лобовых работ, значительная производительность труда забойных рабочих.

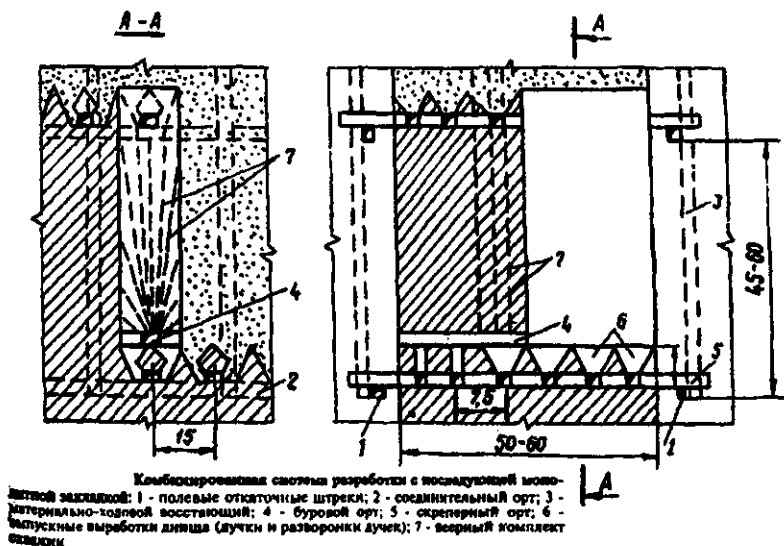
Недостатком является значительное разубоживание руды и необходимость тщательного контроля за выпуском руды из блока.

Комбинированная система разработки с последующей закладкой камер

Сущность данной системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, в которых камеры первой очереди отработывают с этажной или подэтажной выемкой с последующим заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой, а целики (камеры второй очереди) отработывают в ее окружении.

Данную систему разработки применяют при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных рудных залежей с очень богатой рудой.

Параметры системы. Высоту этажа принимают равной 45-60 м, длину блока – 50-60 м, ширину целика – 15 м, расстояние между скреперными ортами составляет 6-8 м. Подготовка блока включает проведение откаточного штрека, соединительных ортов, материально-ходового восстающего. Верхний откаточный штрек служит вентиляционным штреком для данного блока. Нарезка заключается в проведении скреперных и буровых ортов, выпускных выработок днища (дучек, разворонков дучек), отрезных восстающих.



Очистные работы в камерах первой очереди с расширения отрезного восстающего в отрезную щель и со скважинной отбойкой руды в камере. Выработанные камеры заполняют твердеющей закладкой. Последующие – вторичные камеры (целики) отрабатывают в окружении твердеющей закладки, выполняющей роль целика. Для уменьшения разрушающего действия взрыва на закладку скважины недобуривают до границы камеры на 1,5-2,0 м, оставшиеся рудные слои самообрушаются при последующих взрывах. Крепость монолитной закладки, как правило, ниже крепости рудного массива, поэтому при отработке вторичных камер принимают дополнительные меры, способствующие сохранению закладочного массива: магазинирование руды в камере, обойка руды небольшими объемами. Отбитую руду скреперными лебедками доставляют до откаточных штреков. Камеры отрабатывают без оставления рудной потолочины.

Потери при данном варианте системы разработки составляют 2,5-3,0%, а разубоживание – 5-6%, удельный расход ВВ на отбойку – 0,35-0,4 кг/т.

Достоинства системы: малые потери руды; безопасность работ в очистном забос; возможность одновременной отработки нескольких этажей или подэтажей.

Недостатком является высокая стоимость закладочного материала, что резко увеличивает себестоимость очистной выемки.

Выбор системы подземной разработки рудных месторождений

На выбор системы разработки применительно конкретным условиям могут оказывать многие горно-геологические и горнотехнические факторы:

А. Постоянные факторы:

- форма рудного тела;
- мощность рудного тела;
- угол залегания рудного тела;
- характер контакта рудного тела с вмещающими породами.

Б. Переменные факторы:

- нарушение залегания рудного тела;
- устойчивость руды;
- устойчивость вмещающих пород;
- ценность полезного ископаемого;
- минеральный состав вмещающих пород;
- контакт рудного тела с вмещающими породами;
- склонность руды к самовозгоранию, окислению и слеживанию;
- гидрогеологические условия разработки;
- глубина разработки рудного тела;
- возможность нарушения земной поверхности и вмещающих пород.

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда забойного рабочего, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, затраты и величина потерь при переработке, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия (концентрата, металла) и, наконец, размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивные элементы представляют одну из самых ответственных задач как при проектируемого, так и действующего рудника.

Выбор рациональной системы для разработки конкретного месторождения осуществляется в два этапа:

I этап. Предварительный отбор систем, по горно-геологическим и горнотехническим условиям месторождения.

II этап. Сравнительная оценка отобранных систем и выбор наиболее рациональной.

По методике К.М.Чарквиани окончательная экономическая оценка производится сравнением извлекаемой ценности и себестоимости 1 т руды по формуле:

$$P_p \alpha_m \left\{ \frac{P_2}{100} (1 - 0,01 R_2) - \frac{P_1}{100} (1 - 0,01 R_1) \right\} > \frac{P_2}{100} C''_2 - \frac{P_1}{100} C'_2, \text{ тг/т}$$

где P_p – оптово-отпускная цена за 1 тонно-процент;

α_m – содержание полезного компонента в месторождении, %;

P_1, P_2, R_1, R_2 – потери и разубоживание соответственно при первой и второй системах, %;

C''_1 и C''_2 – себестоимость добычи 1 т товарной руды соответственно при первой и второй системах, тг/т.

По методике П.И.Городецкого выбор системы разработки производится по показателю рентабельности промышленного использования руды по формуле:

$$n_p = \frac{Ц - Z_1 c_1}{Z_1 c_1} \cdot 100, \%$$

где $Ц$ – ценность 1 т руды, тг/т;

$Z_1 c_1$ – суммарные расходы по добыче, транспортировке и переработке 1 т добытой руды, тг/т.

Методика М.И.Агошкова для окончательного выбора системы разработки учитывает участковую себестоимость 1 т руды (C_p), экономический ущерб от потерь (Y_n) и разубоживания (Y_p).

Задача по выбору системы сводится к решению следующей модели:

$$C_p + Y_n + Y_p, \text{ минимум}$$

По методике С.Я.Рачковского экономическая эффективность системы разработки определяется по формуле:

$$\Xi = (C''_2 - C''_1) - ((Y_{n2} - Y_{n1}) + (Y_{p2} - Y_{p1})), \text{ тг/т}$$

где C''_1, C''_2 – себестоимость добычи 1 т руды по вариантам систем, тг/т;

Y_{n1}, Y_{n2} – ущерб от потерь руды по вариантам систем, тг/т;

Y_{p1}, Y_{p2} – ущерб от разубоживания руды по вариантам систем, тг/т.

Степень эффективности систем разработки по методике Р.П.Каплунова оценивается с использованием коэффициента эффективности

$$n_3 = Ц_d / Q \approx Ц_d / (Q_c + Q_p + Q_n),$$

где Q – обобщенный показатель эффективности (в тг на 1 т добычи);

Q_c – производственные и непроизводственные затраты по добыче, тг/т;

Q_n – экономический ущерб от потерь руды, тг/т;

Q_p – экономический ущерб от разубоживания, тг/т.

По методике О.А.Байконурова сравнительная оценка отобранных систем и выбор из них наиболее рациональной производится по многим критериям. При этом в качестве критериев могут использоваться: производительность забойного рабочего, себестоимость добычи, коэффициент извлечения, ценность добытой руды, экономический ущерб от потерь и разубоживания, суммарные технологические затраты на добычу, транспорт и переработку руды, рентабельность использования руды.

Для чего составляется матрица нескольких выбранных равноценных вариантов конкурентоспособных систем разработки и вычисляется норма вектор отклонения. Наименьший вектор отклонения соответствует лучшему варианту.

Управление горным давлением

Горные породы, слагающие земную кору, находятся в напряженном состоянии, параметры которого зависят от веса пород, тектонических сил и температуры. Нетронутый массив горных пород находится в состоянии равновесия, а возникающие в них напряжения будут определяться только собственным весом пород.

Проведение горных выработок (образование пустот) нарушает первоначальное силовое поле горных пород. Под горным давлением обычно понимают напряжения, возникающие в окружающих горную выработку породах.

Если в результате образования пустот в породах возникают напряжения, превышающие пределы прочности пород, или напряжения, способствующие развитию деформации ползучести, горные породы могут разрушаться и заполнять горные выработки. Деформации пород или крепи называются проявлениями горного давления. Возможны статические или динамические (внезапные выбросы, горные удары) проявления горного давления.

Основными методами управления состоянием массива горных пород при ведении очистных работ является оставление целиков, закладка выработанного пространства, крепление очистных забоев, обрушение вмещающих пород.

Наличие трещиноватости, влияние горных выработок, зависящие от их размеров, расположения и способа поддержания, а также длительность действия напряжений приводит к тому, что сплошные горные породы, сохраняя несущую способность, деформируются и приобретают пластические свойства.

Учитывая, что горные породы, окружающие выработки, в зависимости от напряжений могут обладать как упругими, так и пластическими свойствами, что наиболее полно объясняет происходящие в массиве пород явления гипотезы упругопластической среды. Это дает основание применять для расчета методы строительной механики.

В случае сильнотрещиноватых и слоистых горных пород рекомендуется для расчетов применять методы сыпучих сред с внутренним трением.

Применение систем разработки с открытым очистным пространством предусматривает сохранение равновесия горных пород в период отработки месторождения и после окончания ее, если их обрушение по каким-либо причинам недопустимо. Необходимыми условиями применения систем данного класса являются повышенные требования к устойчивости руд и пород.

Для поддержания налегающих пород оставляют межблоковые, междуэтажные и внутризбойные целики, а в особо сложных условиях – барьерные. Для безопасности работ важно выбрать размеры целиков, чтобы они обеспечивали устойчивое равновесие вышележащих пород.

Чрезмерное увеличение размеров приводит к потерям руды, а уменьшение – к разрушению целиков и обрушению вышележащих пород.

Искусственными способами поддержания выработанного пространства являются: магазинирование руды, закладка выработанного пространства, крепление очистных забоев и обрушение кровли.

Магазинирование применяют при отработке жил в устойчивых смещающих породах. В процессе очистной выемки выпускается лишь часть руды до 30-40%, а остальную - оставляют до полной отбойки блока, что обеспечивает безопасные условия труда в очистных забоях.

Закладкой поддерживают боковые породы и кровлю камер. После выемки полезного ископаемого в очистном пространстве размещают закладочный материал (пустые породы, хвосты обоганительных фабрик, твердеющие и бетонные смеси и т.д.). При устойчивой руде и неустойчивых вмещающих породах отработка и закладка ведется снизу вверх. Если неустойчивы не только породы, но и руда, то выемка ведется в нисходящем порядке под искусственной кровлей.

Крепление необходимо для повышения устойчивости обнажений пород в очистных забоях. Для этой цели обычно устанавливаются штанги, стойки (одиночные или кустами), крепежные рамы, станки, костры или возводят каменные опоры.

Самообрушение пород вслед за отбойкой руды – наиболее эффективный и дешевый способ управления горным давлением. Необходимым условием этого метода является соответствие параметров отрабатываемых блоков или секций – параметрам обрушения пород.

Принудительное обрушение пород необходимо при опасных зависаниях пород и значительных концентрациях опорного давления на рудный массив, прилегающий к выработанному пространству. Принудительное обрушение кровли требует дополнительных затрат и удорожает добычу.

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ

Закладка выработанного пространства – совокупность процессов, охватывающих приготовление, транспортирование и укладку закладочного материала в выработанном пространстве.

Закладка – вид управления горным давлением; материал, размещаемый в выработанном пространстве.

Закладочный комплекс – совокупность промышленных сооружений, механизмов и оборудования, предназначенных для приготовления, транспортирования и размещения в выработанном пространстве закладочной смеси.

Закладочный массив – массив закладочного материала, уложенный в выработанное пространство.

Прочность закладки – сопротивление закладочного массива воздействию сжимающих и растягивающих усилий.

Основное назначение закладки – поддержание выработанного пространства, предотвращение обрушения вмещающих пород и оседания земной поверхности.

Все способы закладки можно разделить на две группы: первая – компоненты закладочной смеси не взаимодействуют между собой, вторая – при взаимодействии компонентов происходит изменение их физического или химического состояния.

I-я группа. Сухая закладка характеризуется тем, что при заполнении выработанного пространства она представляет собой нескрепленный податливый массив. Основные недостатки искусственного массива из сухой закладки – неоднородная плотность и значительная усадка (от 1 до 5%).

Гидравлическая закладка позволяет получить более плотный массив при возможности интенсификации процесса закладки. Однако и при этом случае искусственный массив не допускает больших обнажений. При гидравлической закладке возникает проблема организации дренажа и отвода большого количества воды.

Твердеющая закладка в большинстве случаев как обязательный компонент включает вяжущий материал, который в результате гидратации с водой связывает в монолит все компоненты. Она допускает значительные обнажения искусственного массива, а также позволяет выдержать динамические нагрузки от воздействия взрывных работ. К недостаткам применения твердеющей закладки следует отнести значительный расход вяжущего, дополнительные капитальные затраты на строительство закладочных комплексов, более высокие трудозатраты, что ведет к повышению себестоимости добычи руды.

Основные характеристики закладки: прочность, пустотность, упругие, деформационные и компрессионные свойства.

Под нормативной прочностью закладки понимают установленную проектом минимально допустимую прочность на одноосное сжатие искусственного массива, которую он должен иметь к определенному сроку, увязанному с технологией ведения горных работ. Обычно для камерных систем разработки этот срок составляет 60-90 суток, а для слоевой – 10-14 суток.

Вяжущие материалы

Это материалы применяемые для скрепления всех компонентов закладки в единое прочное камневидное тело. Вяжущее вещество должно обладать необходимой активностью, под которой понимают предел прочности образцов стандартной смеси в возрасте 28 суток, стойкостью к агрессивным средам, что позволяет использовать его при разработке месторождений полезных ископаемых.

Для приготовления твердеющих закладочных смесей наибольшее распространение получили товарные вяжущие – цементы, доменные шлаки. Среди цементов в основном применяют портландцемент и шлакопортландцемент.

Доменные гранулированные шлаки являются одним из наиболее эффективных местных сырьевых материалов для производства низкомарочного вяжущего.

При выборе типа вяжущего необходимо, в первую очередь установить его марку, исходя из того, что активность вяжущего (марка) должна превышать нормативную прочность закладки в 2-2,5 раза. При использовании вяжущего более высоких марок к цементу желательно добавлять тонкомолотые добавки – молотые известняки, доломит, тренел, шлак, золу и т.п.

Заполнители

Заполнители необходимы для формирования жесткого каркаса закладочного массива. При выборе заполнителя необходимо провести качественные исследования его свойств, основываясь на требованиях к искусственному массиву и в соответствии с технологией закладочных работ.

Заполнители для закладочных работ специально добывают или в качестве их используют отходы горно-обогатительного производства. По своей крупности заполнитель делится на крупный и мелкий.

В качестве крупного заполнителя для сухой, гидравлической и твердеющей закладки применяют природные материалы – гравий и щебень, а также крупная фракция горно-обогатительных фабрик.

В качестве мелкого заполнителя для закладочных работ применяют природный или искусственный песок, флотационные хвосты и шламы. Объемная масса песка зависит от пустотности, степени уплотнения и влажности закладываемой смеси.

Качество воды для приготовления закладочных смесей существенно влияет на характеристики закладки. Наличие в воде вредных примесей может оказать отрицательное влияние на упругие и прочностные характеристики закладки, изменение сроков схватывания.

Составы закладочных смесей

Для сухой закладки применяются шихты, составленные из компонентов различного гранулометрического состава, с помощью которых стремятся снизить негативные свойства закладки.

При самотечной закладке, когда не ограничиваются характеристики материала по условиям транспортировки, целесообразно применять многокомпонентную шихту, обеспечивающую лучшую плотность и меньшую усадку возводимого искусственного массива.

При механической закладке материал сбрасывается или непосредственно укладывается в выработанное пространство машинами. Для этого необходима доставка закладочного материала транспортными средствами (машинами или трубопроводом), что накладывает определенные ограничения на фракционный состав шихты.

Гидравлическая закладка должна с одной стороны образовывать в смеси с водой пульпу, легко транспортируемую по трубам, а с другой – после укладки в выработанное пространство быстро и наиболее полно отдавать воду. При этом распределение отдельных фракций смеси в массиве закладки должно обеспечить максимальное заполнение с необходимой плотностью и минимальной усадкой.

Твердеющая закладочная смесь должна удовлетворять специфическим требованиям, чтобы обеспечить заданные свойства искусственного массива. Эти требования определяются горнотехническими условиями разработки месторождений, назначением закладки, способами приготовления, транспортировки и укладки смесей, условиями и сроками твердения, интенсивностью добычи и пр. В числе основных требований к смеси – обеспечение необходимой прочности искусственного массива в заданные сроки, транспортабельность, пластичность, время схватывания. При этом стремятся к оптимальному соотношению компонентов, которое при минимальной стоимости смеси обеспечивает заданные свойства искусственного массива.

Приготовление закладочных смесей

В технологической схеме гидравлической закладки особое место занимают смесительные устройства. Они предназначены для размыва закладочного материала и смешивания его с водой до образования пульпы с необходимым соотношением твердой (Т) и жидкой (Ж) фаз.

По месту расположения они могут быть поверхностными и подземными, по способу образования пульпы – с размывом закладочного материала непосредственно на складе (смесительные склады) и устройства для пульпообразования в специальных приспособлениях (желобах и воронках). Выбор места расположения смесительных устройств определяется главным образом глубиной разработки месторождения, количеством выработок, подлежащих закладке, расположением склада закладочных материалов.

На процесс смесеобразования твердеющей закладки большое влияние оказывают свойства материалов закладочной смеси и ее водосодержащие. Кроме того, очень важен способ перемешивания компонентов. Перемешивание твердеющих смесей сопровождается физико-химическим процессом структурообразования. От качества перемешивания в большей мере зависят свойства закладки.

Основным видом транспортирования закладочных смесей является трубопроводный транспорт, которые можно разделить на две группы, исходя из основного классификационного признака – вида энергии, обеспечивающей движение закладки: под действием силы тяжести и принудительно с помощью специальных устройств или энергии сжатого воздуха. Наиболее прост способ транспортировки под действием силы тяжести. Этот способ нашел широкое применение при транспортировании гидравлических и твердеющих закладочных смесей.

Для увеличения дальности транспортирования закладочной смеси и повышения устойчивости процесса транспортирования в трубопровод подают сжатый воздух, для этого в горизонтальной части через каждые 50 - 60 м врезают пневмоэжекторы под углом 30° к оси трубопровода.

Закладочная трубопроводная сеть является сложным инженерным сооружением, включающим в себя следующие основные элементы: собственно трубы, средства соединения их между собой, фасонные части, трубопроводную арматуру, элементы для подключения к ним контрольно-измерительных приборов, средств крепления труб и др. Для закладочных трубопроводов наибольшее распространение получили толстостенные (до 15 мм) трубы с условным проходом до 400 мм. Перспективным для транспортировки закладочных смесей является применение труб из полиэтилена, которые характеризуются высокой износостойкостью, стойкостью к химически агрессивным средам и устойчивы к коррозии. К недостаткам этих труб следует отнести их высокую чувствительность к нагреву и надрезам (глубоким царапинам). Выпускаются также стальные трубы футерованные полиэтиленом с повышенной прочностью.

Практика показывает, что пропускная способность стальных труб достигает при правильном режиме работы закладочного комплекса 500-700 тыс. М³.

Перед закладочными работами, объем и конфигурация выработанного пространства замеряется маркшейдерской службой рудника.

Выработанное пространство перед подачей в него закладочной смеси необходимо изолировать от подходящих выработок. Для этого возводятся водонепроницаемые или дренирующие перемишки. Материалами для перемишек может служить бетон, дерево, техническая ткань, металлическая сетка с набрызгбетоном и даже пневматические надувные конструкции.

Технология возведения искусственных закладочных массивов

Процесс формирования закладочного массива и его свойства в значительной мере определяются тем, в каком виде подается в выработанное пространство закладочная смесь – в готовом виде или с раздельным поступлением компонентов.

Возведение закладочного массива при сухой закладке возможно путем самотечного размещения, с помощью метательных машин и использования сжатого воздуха.

При гидравлической закладке крутопадающих камер небольшого поперечного сечения конец трубопровода располагают у висячего бока, а при наклонном падении необходимо регулировать выходное отверстие трубопровода, чтобы закладочный материал равномерно заполнял весь объем выработки.

Искусственный массив, возведенный гидравлическим способом, дает значительно меньшую, чем при сухой закладке, усадку (5-15%), что является главным преимуществом.

Возведение твердеющих закладочных массивов методом готовой смеси, заключается в следующем – полностью готовая закладочная смесь поступает в выработанное пространство, которая включает в себя все необходимые компоненты.

При закладке камер подача закладочной смеси осуществляется с вышележащего горизонта, для чего проходят закладочные окна, восстающие, бурят закладочные скважины. Трубопровод или желоб заводится в камеру и закладочная смесь сбрасывается в выработанное пространство.

Если закладка ведется непрерывно, то процесс осаждения заполнителей будет происходить непрерывно и, следовательно, закладочный массив также будет относительно равнопрочным.

Твердение закладочного массива начинается через 3-5 суток после укладки смеси в камеру. Скорость твердения зависит от состава закладочной смеси, качества вяжущего и прежде всего водовязущего отношения. Увеличение содержания вяжущего при сохранении оптимальной консистенции смеси способствует улучшению пластичности, снижению расслаиваемости и уменьшению углов растекания смеси до 6-10*.

Для ведения закладочных работ на рудниках имеются закладочные комплексы, позволяющие готовить а одном и том же оборудовании твердеющую и гидравлическую закладку. В зависимости от условий разработки месторождений применяются различные типы закладочных комплексов – стационарные, передвижные или временные для закладки небольших по объему участков выработанного пространства.

В зависимости от применяемых материалов можно различить следующие типы закладочных комплексов:

- закладочные комплексы, использующие компоненты в сухом виде;
- закладочные комплексы, использующие пульпообразный наполнитель.

Производительность закладочного комплекса должна обеспечивать своевременность закладки образующихся пустот.

ОБЩЕРУДНИЧНОЕ МЕХАНИЧЕСКОЕ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Подъемная установка – совокупность электромеханического оборудования и горнотехнических сооружений, предназначенных для подъема полезного ископаемого и породы, спуска и подъема людей, материалов и оборудования.

Подъемная машина – основная часть подъемной установки, с помощью которой осуществляется движение подъемных сосудов.

Подъемный сосуд – сосуд, предназначенный для размещения в нем транспортируемого груза или людей и прикрепляемый к подъемному канату.

К горнотехническим сооружениям относятся:

- околоствольные сооружения, расположенные в околоствольном дворе и являющиеся связующим звеном между подземным транспортом и подъемом (бункера, камера опрокидывателя, приемные площадки и т.п.);
- ствол шахты, оборудованный расстрелами и укрепленными на них проводниками;
- надшахтные сооружения.

К подъемному оборудованию относятся подъемные сосуды, подъемные канаты, подъемные машины, электропривод.

Различают подъемные установки:

- по принципу действия: одноканатные и многоканатные;
- по назначению: главные и вспомогательные;
- по типу подъемных сосудов: бадьевые, клетьевые, скиповые;
- по типу органа навивки: с постоянным радиусом навивки и с переменным;
- по типу привода: с приводом постоянного или переменного тока;
- по углу наклона ствола шахты: вертикальные и наклонные;
- по способу уравнивания: неуравновешенные, статически и динамически уравновешенные.

Подъемные сосуды

Бадьи – универсальные подъемные сосуды, применяемые при проходке и углубке стволов шахт и шурфов и различают неопрокидные (БП) и самопрокидывающиеся (БПС).

Таблица. Технические характеристики проходческих бадьей

Показатели	Единица измерения	Марка бадьи					
		БПН-1	БПС-1,5	БПС-2	БПС-3	БПС-4	БПС-5
Вместимость -	м ³	1	1,5	2	3	4	5
Грузоподъемность – т		1,96	2,94	3,92	5,88	7,84	9,81
Наружный диаметр – м		1,15	1,3	1,4	1,6	1,6	1,7
Масса бадьи -	кг	400	650	770	1050	1550	1700
Высота раструба -	м	-	-	-	-	-	4,75

Скипы – подъемные сосуды, предназначенные для выдачи полезного ископаемого и породы. В зависимости от способа разгрузки различают опрокидные (СО) и неопрокидные (СН) скипы. Опрокидные скипы применяются при подъеме крупнокусковой, большой влажностью и большим содержанием глины. Неопрокидные скипы применяются при многоканатном подъеме, мелкокусковой руды и большой грузоподъемности (свыше 15 т).

Таблица

Технические характеристики опрокидных скипов

Наименование параметра и размера	Марка скипа	
	УСО 3	УСО 4
Вместимость кузов (геометрическая), м ³	3	4
Коэффициент заполнения	0,85	0,88
Размеры в плане, мм:		
длина	1350	1350
ширина	1250	1250
Масса, т, не более	3,65	4,60
Высота разгрузки, мм (путь рамы скипа при движении роликов по разгрузочным крыльям)	5600	5950
Угол опрокидывания, град.	140	140
Наибольший кусок загружаемого материала, мм	350	350

Таблица

**Технические характеристики неопрокидных скипов
для одноканатного подъема (СН)**

Нормативные параметры и размеры	Марка скипа				
	СН5-164-2,5	СН7-164-2,5	СН9,5-174-2,5	СН11-174-2,5 СН11-174-1,8	СН11-188-2,5
Вместимость кузова, м ³	5,0	7,0	9,5	11,0	11,0
Размеры в плане, мм:	длина	1640	1640	1740	1880
	ширина	1440	1440	1680	1740
Масса, т, не более	8,5	11,0	14,0	15,0	17,0
Удельная материалоемкость, т/т, не более	0,76	0,7	0,65	0,6	0,67
Высота в положении разгрузки (условно), мм	7110	9460	9730	12760	12510
Путь разгрузки, мм	2170	2400	2400	2400	2400

Примечание: В маркировку скипа входят следующие цифровые обозначения: число справа от буквенного индекса - вместимость скипа в м³; число после дефиса - длина кузова в плане, см; число после второго дефиса - плотность насыпной массы выдаваемого материала в т/м³; дополнительные индексы: первая цифра - тип и расположение проводников (1 - коробчатые двусторонние; 2 - канатные); вторая - тип затвора (1 - секторный с решеткой; 2 - то же, без решетки; 3 - секторный с приводом; 4 - клапанный).

Методика выбора скипов осуществляется по годовой производительности подъема (А год) определяется часовая производительность скиповой подъемной установки (Q ч) в зависимости от режима работы подъема

$$Q_{\text{ч}} = \frac{с \cdot А \text{ год}}{В \cdot Т},$$

где с = 1,25...1,4 - коэффициент резерва, учитывающий неравномерность поступления грузов, ПЗО и внеплановые простои;

В - число рабочих дней в году;

Т - время работы подъема с сутки, ч.

Грузоподъемность одного скипа при двухскиповом подъеме для вертикальных шахт определяется по формулам:

- одноканатный подъем

$$m_{\text{гр}} = 5,7 \cdot Q / H_{\text{п}};$$

- многоканатный подъем

$$m_{\text{гр}} = 1,3 \cdot Q / H_{\text{п}},$$

где H_п - высота подъема, м;

$$H_{\text{п}} = H_{\text{ш}} + h_{\text{пб}} + h_{\text{з}},$$

H_ш - глубина шахты, м;

h_{пб} - высота приемного бункера, м;

h_з - опускание скипа ниже горизонта загрузки, м.

Выбор конкретной марки скипа производится в следующем порядке:

- определяется необходимая емкость скипа

$$V_{\text{ск}} = m_{\text{гр}} / \rho_{\text{р}} \cdot m^3$$

где $\rho_{\text{р}} = \rho_{\text{м}} / k_{\text{р}}$ - плотность руды в разрыхленном состоянии, кг/м³;

ρ_m – плотность руды (породы) в массиве, кг/м³;

$k_p = 1,4 \dots 1,6$ – коэффициент разрыхления руды (породы).

Определяется фактическая грузоподъемность скипа, необходимая для расчетов

$$m_{грф} = b V_{скф} \rho_p = V_{пф} \rho_p,$$

где $b = 0,9 \dots 0,95$ – коэффициент заполнения скипа;

$V_{скф}$ – геометрическая емкость выбранного скипа, м³;

$V_{пф}$ – полезная емкость выбранного скипа, м³.

Клеть – подъемные сосуды, используемые для спуска-подъема людей, материалов и оборудования, а иногда для выдачи руды и породы.

Типовая клеть принимается в зависимости от марки принятой вагонетки для транспортировки материалов и проверяется на обеспечения спуска-подъема общего количества рабочих смены за 30-40 мин.

Число людей в одном этаже клетки определяется из условия

$$L_k = S / 0,2,$$

где S – площадь пола клетки, м².

Время на один рейс клетки определяется по уравнению

$$T_c = 2 (H_n / v_{cp} + \square),$$

где $v_{cp} = 6-8$ м/с – средняя скорость подъема;

$\square$ – пауза на посадку (высадку) людей.

Требуемое количество циклов на спуск-подъем людей смены

$$n = L_{см} / L_k,$$

Требуемое время на спуск-подъем всей смены

$T = n T_c$, при $T > 30-40$ мин принимать двухэтажную клеть.

Технические характеристики неопрокидных клеток

Марка клетки	Основные размеры, мм		Кол-во этажей	Масса клетки, кг	Грузоподъемность, кН (не более)	Максимальный диаметр каната, мм	Марка вагонетки
	длина по раме	ширина					
Клети для одноканатного подъема							
1НОВ255-3,2	2550	1080	1	2370	32,0	36,5	ВГ-1,2
2НОВ255-6,5	2550	1100	2	4140	65,0	46,5	ВГ-1,2
1НОВ330-3,6	3300	1104	1	3180	36,0	46,5	ВГ-1,2
2НОВ330-7,2	3300	1125	2	4550	72,0	46,5	ВГ-1,2
1НОВ360-6,0	3600	1384	1	4150	60,0	46,5	ВГ-4м
2НОВ360-11,5	3600	1800	2	6710	115,0	58,5	ВГ-2,2
1НОВ400-9,0	4000	1644	1	4890	90,0	58,5	ВГ-2,2
2НОВ400-15,0	4000	1732	2	7900	150,0	58,5	ВГ-2,2
Клети для многоканатного подъема							
2КНМ3,6-11,5	3600	1544	2	8400	115,0	42,0	ВГ-4м
1КНМ4-9,0	4000	1664	1	7000	90,0	42,0	ВГ-2,2
2КНМ4-15,0	4000	1664	2	8700	150,0	42,0	ВГ-2,2
2КНМ5,2-15,0	5200	1500	2	12100	150,0	46,5	ВГ-4,5А

Шахтный водоотлив

Водоносные породы – горные породы, в которых поры, трещины и другие пустоты заполнены гравитационной водой.

Водоотлив – удаление шахтных и карьерных вод из горных выработок.

Водопонижение – способ снижения уровня грунтовых вод.

Водосборник – комплекс подземных горных выработок, предназначенный для сбора, аккумуляции и осветления шахтных вод перед откачкой их на поверхность.

Зумпф – часть шахтного ствола, расположенная ниже почвы выработок нижнего околоствольного двора и используемая для сбора воды, стекающей по стволу.

Водопроницаемость пород – способность пород пропускать воду.

Пористость – свойство, обусловленное наличием мелких пустот.

Влагоемкость – способность горной породы удерживать воду.

Проникновение шахтных вод в горные породы снижает их устойчивость, поэтому значительные притоки шахтных вод обуславливают необходимость проведения работ по предупреждению их поступления в горные выработки.

Основным источником питания шахтных вод являются атмосферные осадки. При большом их количестве повышается уровень грунтовых вод, т.е. происходит увеличение притока шахтных вод в горные выработки, что характерно для осенне-весенних паводков.

Шахтные воды характеризуются качеством, под которым понимают совокупность физических, химических, органолептических и бактериологических показателей, определяющих их свойства и пригодность для использования.

Рудничные водоотливные установки

Рудничные водоотливные установки представляют собой сложный комплекс горных выработок и оборудования, предназначенных для удаления воды из шахты.

Различают следующие способы водоотлива:

- водоотлив самотеком путем спуска воды по выработкам за пределы шахтного поля;
- водоотлив с подъемом воды на поверхность при помощи водоотливных устройств.

По технологическому назначению водоотливные установки делятся на главные, вспомогательные, проходческие и карьерные.

Требования. Насосная камера главного водоотлива должна быть сухой, хорошо проветриваемой свежей струей воздуха, удобной для обслуживания и ремонта оборудования, безопасной в пожарном отношении. В целях безопасности от затопления камеры оборудуют герметичными дверями со стороны электрической подстанции и околоствольных выработок. К насосной камере с одной или двух сторон примыкают две горные выработки: водосборники для сбора и осветления шахтной воды. Один из выходов насосной камеры выходит в ствол по трубо-кабельному ходу.

Водоотливные установки рудника при водопритоках до 50 м³/ч оборудуются двумя насосами (рабочим и резервным), а при водопритоке свыше 50 м³/ч – тремя (рабочим, резервным и ремонтным) насосами.

Суточный водоприток должен откачиваться из рудника за время не более 20 часов.

Технические и аналитические характеристики шахтных секционных насосов

Насос	Показат. м ³ /ч	Напор, м	Мощность, кВт	Частота вращения, об/мин	Формулы для расчета	
					Напор рабочего колеса $H = H_1 + A Q - B Q^2$	к.в.д. насоса $\eta = C_1 Q - C_2 Q^2 +$ $+ 0,000001 Q^3$
ШНС 38-44+220	38	44+220	11+45	3000	$H = 26,8 + 0,168 Q - 0,00778 Q^2$	$\eta = 0,000 Q - 0,00073 Q^2 +$ $+ 0,000001 Q^3$
ШНС 60-90+250	60	50+250	18+75	1500	$H = 27,8 + 0,877 Q - 0,00199 Q^2$	$\eta = 0,000 Q - 0,00022 Q^2 +$ $+ 0,000004 Q^3$
ШНС 60-66+330	60	66+330	55+110	2950	$H = 40,4 + 0,051 Q - 0,00287 Q^2$	$\eta = 0,000 Q - 0,00016 Q^2 +$ $+ 0,0000001 Q^3$
ШНС 105-98+490	105	98+490	53+230	3000	$H = 33,5 + 0,160 Q - 0,00200 Q^2$	$\eta = 0,015 Q - 0,000001 Q^2 +$ $+ 0,000001 Q^3$
ШНС 180-85+425	180	85+425	75+315	1500	$H = 48,5 + 0,060 Q - 0,00054 Q^2$	$\eta = 0,009 Q - 0,000003 Q^2 +$ $+ 0,000002 Q^3$
ШНС 180-76+880	180	76+880	75+800	2900	$H = 75 + 0,139 Q - 0,00098 Q^2$	$\eta = 0,668 \cdot 10^{-4} Q - 0,117 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,017 \cdot 10^{-4} Q^3$
ШНС 180-500+900	180	500+900	500+800	3000	$H = 105,5 + 0,996 Q - 0,00070 Q^2$	$\eta = 0,831 \cdot 10^{-4} Q - 0,278 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,014 \cdot 10^{-4} Q^3$
ШНС 300-120+600	300	120+600	160+800	1500	$H = 66,9 + 0,04 Q - 0,00022 Q^2$	$\eta = 0,597 \cdot 10^{-4} Q - 0,146 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,0096 \cdot 10^{-4} Q^3$
ШНС 300-700+1040	300	700+1040	800+1300	3000	$H = 122,4 + 0,056 Q - 0,00045 Q^2$	$\eta = 0,56 \cdot 10^{-4} Q - 0,127 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,0076 \cdot 10^{-4} Q^3$
ШНС 300-780+1300	300	780+1300	1010+1300	3000	$H = 142 + 0,067 Q - 0,00045 Q^2$	$\eta = 0,529 \cdot 10^{-4} Q - 0,113 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,0057 \cdot 10^{-4} Q^3$
ШНСК 500-160+800	500	160+800	300+1500	1500	$H = 81,2 + 0,024 Q - 0,000055 Q^2$	$\eta = 0,31 \cdot 10^{-4} Q - 0,036 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,00072 \cdot 10^{-4} Q^3$
ШНСГ 850-240+960	850	240+960	800+3200	1500	$H = 126,2 + 0,035 Q - 0,00049 Q^2$	$\eta = 0,237 \cdot 10^{-4} Q - 0,024 \cdot 10^{-4} Q^2 +$ $+ 0,00062 \cdot 10^{-4} Q^3$

Производительность водоотливной установки

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{сн}} / 20, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $Q_{\text{сн}}$ – нормальный суточный водоприток, м³.

Число рабочих насосов

$$n = Q_{\text{в}} / Q_{\text{нас}},$$

где $Q_{\text{нас}}$ – номинальная производительность насоса, м³/ч.

Воздухоснабжение

Компрессорная станция – комплекс агрегатов на руднике для получения сжатого воздуха, который используется как энергоноситель.

Компрессор – машина для сжатия газа до избыточного давления не ниже 0,2 МПа.

Энергия сжатого воздуха (пневматическая энергия) используется на рудниках для приведения в действие бурового и погрузочного оборудования, лебедок, вентиляторов местного проветривания, для пневматического транспорта, эрлифтных, эжекторных установок, а также для вспомогательных целей.

Достоинством пневматической энергии является ее безопасность, а также простота конструкции, компактность, надежность и большая эффективность работы пневматических машин.

В компрессорах, предназначенных для сжатия воздуха, увеличение давления происходит за счет уменьшения объема рабочего пространства. Различают поршневые, винтовые, ротационные и турбокомпрессоры.

Каждый компрессор должен иметь обособленный комплекс вспомогательного оборудования (фильтр, воздухосборник, систему охлаждения, смазки, коммуникации и т.д.).

Производительность компрессорной станции рассчитывается на удовлетворение в сжатом воздухе подземных и поверхностных потребителей, работающих в смену с наибольшим расходом воздуха, и на восполнение утечки сжатого воздуха в пневматической сети через неплотности.

Расчет расхода воздуха (Q_p) производится методом групповых коэффициентов использования пневматических механизмов во времени

$$Q_p = Z \cdot q_i \cdot n_i \cdot k_i \cdot \phi_i, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где Z – число групп однотипных потребителей;

q – расход воздуха каждым однотипным потребителем, $\text{м}^3/\text{мин}$;

n_i – число однотипных потребителей в группе;

k_i – расчетный коэффициент одновременности работы в группе;

$\phi_i = 1,1$ (пневмодвигатели); $1,15$ (перфораторы) – коэффициент зависящий от новизны механизма в сравнении с заводским.

Вентиляционные установки

Вентиляторная установка – вентилятор с присоединенным к нему входными и выходными элементами, подводящим каналом, диффузором, выходной частью и вспомогательными устройствами для переключения и реверсирования воздушной струи.

Вентилятор – агрегат, состоящий из корпуса, ротора, направляющих и направляющих аппаратов, с присоединенными к нему коллектором о входной коробкой.

Номинальная подача ($Q_{\text{ном}}$, $\text{м}^3/\text{с}$) – подача вентилятора в режиме максимального статического к.п.д.

Погребляемая мощность (N , кВт) – мощность на валу вентилятора.

Реверсирование вентиляционной струи – искусственное изменение направления движения воздуха в горных выработках на обратное.

Вентиляторные установки предназначены для непрерывного проветривания выработок шахт и рудников и создания в них нормальных атмосферных условий. Они делятся на:

- вентиляторные установки главного проветривания;
- вспомогательные;
- местного проветривания.

Вентиляторные установки главного проветривания служат для проветривания всех действующих выработок шахты, кроме тупиковых.

Вспомогательные вентиляторные установки предназначены для проветривания стволов и капитальных горных выработок при их проходке, камер и выработок околоствольного двора и отдельных их участков.

Вентиляторные установки местного проветривания служат для проветривания тупиковых (глухих) забоев при проходке горных выработок и камер.

По конструктивному исполнению вентиляторы делятся на центробежные и осевые.

Технические характеристики осевых вентиляторов главного проветривания

Параметры	Типоразмеры вентиляторов осевых						
	ВОД1П	ВОД6	ВОД18	ВОД21	ВОД36	ВОД46	ВОД56
Диаметр ротора, мм	1100	1600	1800	2100	3000	4000	5000
Частота вращения, об/мин.	1300	965	1000	730	500	375	300
Скорость вращения, м/с	86,2	62,2	62,2	82,3	78,5	78,5	78,5
Максимальный статический к.п.д.	0,80	0,79	0,83	0,80	0,80	0,80	0,81
Средневысший статический к.п.д. в нормальной области режимов	0,77	0,77	0,81	0,76	0,76	0,76	0,76
Оптимальная подача, м³/с	19	42	63	62	120	245	320
Оптимальное статическое давление, дПа	323	323	-	254	235	284	254
Подача в рабочей зоне при $\eta_{\text{ст}} \geq 0,6$ м³/с	7-33	12-67	20-100	25-115	50-224	84-415	100-565
Статическое давление в рабочей зоне при $\eta_{\text{ст}} \geq 0,6$ дПа	113-382	88-422	100-450	69-372	78-284	98-328	88-314
Масса вентилятора, кг	4200	9920	11000	11720	32300	47600	88040
Уровень звукового давления на расстоянии 1,50 м от установки, дБа	55	55	55	60	55	55	55
Динамический момент инерции ротора вентилятора, Н м²	-	4200	-	23000	128000	430000	1310000
Срок службы по списанию вентилятора, лет	14	14	14	14	14	20	20
Гарантийный срок службы, мес.	24	24	24	24	24	24	24

При проведении горных выработок (стволов шахт, горизонтальных, капитальных, подготовительных и нарезных, камер различного сечения), а также в процессе эксплуатации очистных камер они проветриваются струей воздуха с помощью вентиляторов местного проветривания.

Основной способ проветривания при проходке стволов — нагнетательный, так как при этом движение воздуха в стволе совпадает с направлением естественной тяги.

При проветривании горизонтальных тупиковых горных выработок вентиляторами местного проветривания применяются: нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания.

Вентиляторы типа ВМ обеспечивают производительность от 1 до 30 м³/с при давлении от 0,7 до 4,2 кПа. Вентиляторы типа ВМ имеют одинаковую конструктивную схему и отличаются лишь размерами и конструкцией отдельных узлов.

Таблица
Техническая характеристика электрических вентиляторов местного проветривания

Параметры	ВМ-3М	ВМ-5М	ВМ-10М	ВМ-16М	ВМ-20М	ВМ-24М	ВМ-7	ВМ-9
Максимальное сечение проветриваемых выработок, м²	3	5	10	16	20	24	14	20
Максимальная длина проветриваемых выработок при работе, м: - одного вентилятора - двух вентиляторов, соединенных последовательно	120 180	300 500	400 700	600 1000	1000 1600	1000 1800	2500	3300
Номинальный диаметр присоединительных патрубков, мм	300	400	500	600	800	1200, 1600	800, 600, 500	800, 1000
Производительность, м³/мин.: - в области проектного использования - в оптимальном режиме	42-100 60	50-150 120	100-280 180	140-480 340	240-780 600	600-1900 1200	90-640 420	300-1740 1200
Полное давление, кПа: - в области проектного использования - в оптимальном режиме	100-40 95	145-70 130	240-40 210	340-75 260	420-80 280	380-80 250	140-900 510	300-1000 830
Максимальный весовой коэффициент: - вентилятора - вентиляторного корпуса	0,7 0,60	0,72 0,61	0,75 0,67	0,76 0,68	0,80 0,72	0,76 0,70	0,78	0,77
Потребляемая мощность в области проектного использования, кВт	1,0-2,2	2,8-3,8	5-13	10-22,5	15-50	40-110	20-76	100-215
Пределы регулирования давления в оптимальном режиме	146 регулируется		120-240	120-295	100-370	170-370	140-730	-
Рабочее колесо: - диаметр, мм - частота вращения, об/мин. - линейная скорость по кончику лопатки, м/с	296 2820 43,6	306 2900 60,0	496 2940 76,0	595 2930 91,5	795 2960 108	1185 1470 92,0	750 2960 117	900 2980
Тип электродвигателя	ВРМ400L2	ВРМ1000L2	ВРМ132M2	ВАОМ402-2	ВРМ200L2	ВРМ280L4	ВРМ-250	-
Масса, кг	83	140	250	330	795	2300	1400	4600
Габариты, мм: - длина - ширина - высота	600 395 450	775 550 560	935 650 670	1050 730 750	1460 880 1100	1900 1350 1500	1480 1430 1200	1490 3230 1725
Уровень шума в рабочей зоне без глушителя на расстоянии 2 м по оси со стороны всасывания, дБ	78-82	83-86	92-100	100-110	106-112	108-105		

При проходке глубоких шахтных стволов или протяженных подготовительных выработок целесообразно применять центробежные вентиляторы, развивающие давление до 90 кПа и обеспечивающие производительность от 1,6 до 46,5 м³/с. Производительность этих вентиляторов регулируется поворотом закрылков рабочего колеса.

РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

Рудничный транспорт – совокупность операций по погрузке, разгрузке, складированию и перемещению грузов в пределах горнорудного предприятия как в шахте, так и на поверхности. Различают внутренний и внешний транспорт.

Внутренний – транспорт в границах горного предприятия, служит для доставки горной массы к околоствольным дворам и на поверхность. В зависимости от места работы внутренний транспорт разделяют на подземный и поверхностный.

Внешний транспорт – служит для вывоза добытого полезного ископаемого к потребителям и для доставки горнорудному предприятию от заводов поставщиков оборудования и материалов.

Забойный – транспорт, действующий в пределах очистного забоя и осуществляющий технологическую связь между погрузочными средствами транспорта горной массы.

Участковый – транспорт, представляющий собой совокупность транспортных средств и устройств для перемещения горной массы от очистных забоев до основного горизонта, оборудования и вспомогательных грузов к очистным и подготовительным забоям.

Магистральный – транспорт, предназначенный для транспортирования горной массы от участковых выработок до околоствольного двора и перевозки людей и вспомогательных грузов от ствола к участковым выработкам.

Горной массой называют полезное ископаемое и пустые породы, получаемые как раздельно, так и в смешанном виде при разработке месторождений.

Подземные транспортные установки: локомотивный транспорт по рельсовым путям; перегружатели и конвейеры; канатные установки; самоходные вагон; погрузочно-транспортные машины; автомобили; скреперные комплексы; погрузочные и закладочные машины и многое другое.

Производительность – основной параметр всех транспортных комплексов и характеризуется количеством груза (t , m^3), транспортируемого за единицу времени (ч, мин, смена).

Доставка – транспортирование горной массы от забоя до откаточных путей.

Откатка – транспортирование груза в сосудах на колесах по горизонтальным и слабонаклонным рельсовым путям.

Перевозка – транспортирование в сосудах на колесах, перемещаемых непосредственно по почве.

Скреперный комплекс включает в себя скреперную установку и перегрузочный полук.

Транспортным комплексом называют управляемую систему, объединяющую транспортные машины, установки и вспомогательное оборудование, а также средства диспетчеризации и автоматизации.

Скреперная доставка

Из механических способов при разработке рудных месторождений подземным способом скреперная доставка пользуется значительным распространением. Скреперная установка обеспечивает захват разрыхленной горной массы, ее транспортирование по почве выработки на короткое расстояние и перегрузку в вагонетки, конвейер или в рудоспуск.

Областью применения скреперных установок при добыче крепких руд является доставка руды: непосредственно в очистном пространстве от забоя до рудоспуска или погрузочного полка при камерно-столбовой или сплошной со слоевым обрушением системах разработки; на горизонте доставки от дучек до рудоспусков или погрузочных устройств при системах разработки с подэтажной отбойкой, магазинированием руды, подэтажным обрушением; закладочных материалов при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой; доставка и погрузка породы при проведении горных выработок.

В горнорудной промышленности в основном применяют стационарные скреперные установки, у которых лебедки монтируются на специальной закрепленной раме или бетонном фундаменте. Передвижные скреперные установки называют скреперными грузчиками или скреперно-погрузочными машинами.

Таблица

Технические характеристики скреперных лебедок

Типоразмер	Тяговое усилие, кН	Мощность двигателя, кВт	Скорость каната, м/с		Число барабанов	Максимальный диаметр каната, мм	Кантованность барабанов, м	Масса, кг	Габариты, мм
			рабочего	холостого					
10ЛС-2СМ	9,52	10	1,17	1,63	-	12	45	526	1500x800x585
17ЛС-2СМ	16	17	1,08	1,54	2	14	60	797	1700x700x710
30ЛС-2СМ	-	-	-	-	-	-	-	1394	2020x1016x935
30ЛС-2ПМ	28	30	1,17	1,61	-	16	90	1530	1227x1560x940
30ЛС-3СМ	-	-	-	-	3	-	-	1848	2500x1016x835
36ЛС-2СМ	-	-	-	-	-	-	-	2385	2480x1244x1030
36ЛС-2ПМ	45	55	1,23	1,83	2	20	100	2785	1380x1960x1180
36ЛС-3СМ	-	-	-	-	-	-	-	3154	3025x1244x1030
100ЛС-2СМ	-	-	-	-	2	-	-	4115	2760x1400x1265
100ЛС-2ПМ	80	100	1,37	1,9	-	25	125	4543	2240x2270x1480
100ЛС-3СМ	80	100	1,37	1,9	3	-	-	5460	3380x1550x1265
К100ЛС-2СМ	60	-	1,4	2,36	2	-	300	7465	3400x1925x1470

Стационарные скреперные установки имеют принципиально одинаковую конструкцию и состоят из скреперной лебедки, приводного двигателя, скрепера, блоков и канатов.

Скреперы бывают трех видов: гребковые, ящичные и совковые. Основным параметром рудничных скреперов является ее вместимость.

В зависимости от места установки различают концевые и поддерживающие блоки.

Канаты, применяемые в скреперных лебедках, должны иметь высокую прочность, гибкость и износоустойчивость.

Расчетная производительность скреперной установки определяется по формуле

$$Q = \frac{A_{\text{см}} K}{T_{\text{см}} K_{\text{н}}}, \text{ т/ч}$$

где $A_{\text{см}}$ – производительность блока в смену, т/см;

K – коэффициент неравномерности поступления груза;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{н}} = 0,4 \dots 0,7$ – коэффициент использования скреперной установки в течении смены.

Самоходный транспорт

На предприятиях горнорудной промышленности самоходные машины используют: для погрузки, доставки и транспортирования горной массы, а также в качестве машин вспомогательного назначения для доставки различных грузов и перевозки людей.

К самоходным машинам относятся все виды горнотранспортных машин, способных самостоятельно передвигаться по горным выработкам на колесно-рельсовом, пневмоколесном или гусеничном механизме перемещения с дизельным, электрическим, пневматическим или другим вводом привода.

Основными преимуществами самоходных машин являются: высокая производительность и маневренность; мобильность и универсальность; возможность транспортирования крупнокусковых и абразивных грузов; возможность совмещения одним транспортным средством откатки горной массы из забоя и доставки в забой материалов и оборудования; облегчение труда горнорабочих и повышение культуры производства.

Недостатки: сложность изготовления и высокая стоимость; увеличение сечения выработок и необходимость большого расхода воздуха на вентиляцию; большие эксплуатационные расходы; высокая трудоемкость работ.

В зависимости от применяемых систем разработки на погрузке руды в очистных и подготовительно-нарезных выработках могут использоваться различные типы самоходных машин. Применение самоходного оборудования на доставке руды наиболее целесообразно при разработке месторождений с мощностью залежей не менее 3...5 м, устойчивыми рудами, при отсутствии большого горного давления.

Наибольшее распространение самоходные машины получили при подземной добыче цветных и черных металлов и горно-химического сырья при различных вариантах камерно-столбовой системы разработки руд, системах этажного и подэтажного обрушения, горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства и др.

Эффективность работы шахтных самоходных машин во многом зависит от состояния проезжей части, которое в значительной степени предопределяет скорость движения машин и, следовательно, производительность: износ шин; расход топлива; затраты на ремонт и т.д.

На рудных шахтах погрузочные машины применяют в основном для погрузки горной массы при проведении подготовительных выработок, реже на очистных работах при камерно-столбовой системе разработки руд. По принципу действия разделяют на машины периодического и непрерывного действия.

Таблица

Технические характеристики погрузочных машин периодического действия с пневматическим приводом типа ППН

Показатель	ППН-1	ППН-1С	ППН-3	ППН-3	ППН-3П
Производительность, м ³ /ч	72	60	48	75	75
Емкость ковша, м ³	0,32	0,25	0,25	0,5	0,32
Основные размеры машины:					
длина с опущенным ковшом	2290	2270	2650	3150	7535
ширина	1320	1320	1565	1400	1700
высота при поднятом ковше	2250	2250	2350	2800	2250
Наибольший размер погрузаемых кусков, мм	300	300	400	600	400
Фронт погрузки, мм	2,2	2,2	2,5	3,2	4
Тип ходовой части	колесно-рельсовый				
Колеса втул. мм	600/750	600/750	600/750	750	600/750
Установленная мощность, кВт	30,81	30,81	26	37,6	23,8
Масса машины, т	3,8	3,8	5	7	9

Преимуществом машин периодического действия является: возможность погрузки грузов практически любой крепости, высокая надежность и долговечность.

Недостатки: ограниченный фронт погрузки у машин с колесно-рельсовым механизмом перемещения; периодический режим работы; невозможность разгрузки горной массы на конвейер.

Погрузочные машины непрерывного действия по конструкции рабочего органа подразделяются на несколько типов: машины с нагребными лапами, гребково-роторные машины, машины с загребными скребками и с барабанно-лопастным рабочим органом.

Таблица

**Технические характеристики погрузочных машин
с нагребными лапами**

Показатели	Типы машин				
	ПНБ-3К	ПНБ-3Л	ПНБ-3Л2	ПНБ-4	ПНБ-4Л
Производительность, м ³ /мин.	3	4	5	6,3	8
Максимальная скорость движения, км/ч	0,6	0,65	0,6	0,6	0,6
Порожный просвет, м	0,2	0,2	0,2	0,23	0,143
Мощность двигателя, кВт	91	136	134	171	264
Габариты, мм					
длина	8,5	9	9,5	10	10
ширина	2	2,7	2,7	2,7	2,78
высота	1,9	1,9	1,9	2,0	1,9
Высота от почвы до конвейера, мм	2400	2400	2400	3000	3000
Ширина носка (без рылдаителей), м	2	2,5	2,5	2,68	2,68
Масса, т	23,6	27,4	27,5	36	36
Преодолеваемый уклон, град	8	8	8	10	10

Машины данного типа применяются как на очистной добыче полезного ископаемого, так и при проходке горных выработок различной крепости.

Типоразмер погрузочных машин с нагребными лапами выбирается с учетом заданной производительности, кусковатости и крепости горной массы, параметров забоя и угла наклона почвы выработки.

Подземные экскаваторы применяют в основном при разработке мощных пологопадающих рудных месторождений камерами и проведении туннелей большого сечения. По сравнению с работой существующих погрузочных машин они могут работать при любой высоте навала горной массы, расстояние от экскаватора до транспортной машины строго не регламентируется, замена рабочего органа (ковша) не требует больших затрат.

В подземных условиях наибольшее применение получили электрические одноковшовые гусеничные экскаваторы.

Технические характеристики подземных экскаваторов

Параметры	Тип экскаватора		
	ЭО-5114	ЭО-5112А	К-260
Емкость ковша, м³	1,2	1	0,95
Наибольший радиус копания, м	7,1	7,8	7,07
Наибольшая высота копания, м	7,0	7,5	6,06
Наибольшая глубина копания, м	1,2		
Наибольшая высота выгрузки, м	4,6	5,1	4,1
Наибольший радиус выгрузки, м	5,8	6,5	5,81
Мощность привода, кВт	55	55	
Напряжение внешней сети, В	380	380	380
Частота вращения поворотной платформы, мин⁻¹	5,2	5,2	6,2
Длина гусеничного хода, м	3,98	3,98	3,98
Ширина гусеничного хода, м	0,5	0,5	
Просвет под ходовой тележкой, м	0,36	0,36	
Скорость движения, км/ч	1,48	1,48	1,65...3,0
Преодолеваемый подъем, град.	15	15	20
Время цикла, с	19,3	19,3	
Среднее удельное давление на грунт, МПа	0,1	0,104	
Габариты, мм:			
ширина	3150	3000	-
наименьшая высота	4000	-	-
длина при транспортном положении	9000	10270	-
Масса экскаватора, т	33,4	35	32,9

Эксплуатационная производительность ковшовой погрузочной машины периодического действия, обеспечивающей загрузку одиночных вагонов при проведении выработок

$$Q_{\text{э}} = \frac{3600 V K_{\text{ж}} \gamma}{(v t_{\text{ц}} / v_{\text{ср}} K_{\text{з}}) + (2l / V_{\text{ср}}) + t_{\text{сц}} + (t_{\text{п}} / n)}, \text{ т/ч}$$

где V – вместимость вагона, м³;

$K_{\text{ж}} = 0,85 \dots 0,9$ – коэффициент заполнения кузова;

l – расстояние от погрузочной машины до пункта обмена вагонеток, м;

$t_{\text{сц}}$ – время между подачами вагонеток под погрузку, с;

$V_{\text{ср}}$ – средняя скорость откатки груженой вагонетки, м/с;

n – число вагонеток в составе.

Эксплуатационная производительность погрузочной машины непрерывного действия при обслуживании одного автосамосвала

$$Q_{\text{э}} = \frac{3600 V_{\text{куз}} K_{\text{ж}} \gamma}{T_{\text{р}}}, \text{ т/ч}$$

где $V_{\text{куз}}$ – вместимость кузова автосамосвала, м³;

$T_{\text{р}}$ – время одного рейса (одного оборота) движения автосамосвала, с.

Эксплуатационная производительность средств погрузки, обслуживающих несколько автосамосвалов или самоходных вагонов и работающих без простоя из-за средств транспорта

$$Q_3 = \frac{3600 V_{\text{куз}} K_{\text{к}} \gamma}{t_{\text{пог}} + t_{\text{ман}}}, \text{ т/ч}$$

где $t_{\text{пог}}$ – время погрузки автосамосвала, с;

$t_{\text{ман}}$ – время, затрачиваемое на смену транспорта под погрузку, с.

Погрузочно-транспортные машины применяют: для погрузки горной массы в другое транспортное средство или доставки ее в ковше к месту разгрузки на расстояние до 200 м (типа ПД); погрузки горной массы в собственный грузонесущий опрокидной кузов и ее доставка к месту разгрузки до 100 м (типа ПТ); для выполнения различных вспомогательных работ.

Наибольшее распространение в горнорудной промышленности получили ковшовые погрузочно-транспортные машины типа ПД с дизельным и электрическим приводом.

Таблица
Характеристики погрузочно-транспортных машин с дизельным приводом

Разработчик (страна), Тип машины	Грузо- подъем- ность, т	Высота подъема, м	Основные размеры, мм			Мощность двигателя, кВт	Высота разгруз- ки, мм	Масса, т	Радиус поворота, м
			Длина	Ширина	Высота по ковше				
АО "Массет" ПД-2Б	2,6	1,2	6830	1600	1500		1250	9,94	5,7
ИИЛИГОМАШ, Россия									
ПД-3	3	1,5	6300	1600	1860	66,06	1400	12	4,7
ПД-5	5	2,5	6900	1900	2200	95,42	1800	13,8	5,8
ПД-8	8	4,0	9000	2500	2500	139,46	2200	22,4	7,5
ПД-12	12	6,0	10000	2800	2650	183,50	2400	28	8
"АРА", Финляндия									
ТОРО-150	3,0	1,75	6740	1420	1900	52	1190	7,2	4,65
ТОРО-250Д	4,5	2,25	7960	2000	2200	64	1500	12,2	5,24
ТОРО-350Д	7,3	3,80	9170	2440	2300	135	1550	22,5	6,35
ТОРО-500Д	12	7,5	10300	2700	2600	240		33	7,13
"Вегнер", США ЭНТ-5В		3,8		2140	2140	149		20,7	6,1
Энко-908, США	7	2,8	8280	2400	2200	132		20,6	6,6
"Вегнер", США									
СТ-2Б	3	1,53	6740	1680	1940	63,4	1800	11,4	4,76
СТ-5А	7,6	3,8	9910	2450	1717	124	1560	21,1	6,9
"ГХХ", Германия									
ЛФ-7,1	7,3	3,8	8625	2150	2300	128		21,1	6,25
ЛФ-12	12	5,6	9980	2500	2300	190		31,0	7,35
ЛФ-125	15	7,5	11900	3100	2300	270		43,6	8,27
"Бушер", ПНР ЛК-1	4	2	8750	2200	1800	84,5	1760	12	6,14

При проведении подготовительно-нарезных выработок, а также при очистных работах, применяются погрузочно-транспортные машины с погрузочным ковшом и грузонесущим кузовом (типа ПТ).

Техническая характеристика погрузочно-транспортных машин с погрузочным ковшем и грузонесущим кузовом

Тип машины	Страна	Вместимость		Грузоподъемность, т	Мощность двигателя, кВт	Размеры, м			Тип привода	Максимальная скорость, м/с	Масса, т
		кузова	ковша			длина	ширина	высота			
ПТ-2,5	СНГ	0,12	1	2,5	44	3,15	1,4	2,12	Дизельный	2,12	5
ПТ-4	-	0,2	1,5	4	66	3,85	1,8	2,12	Дизель-электрический	2,24	7,1
ПТ-6	-	0,5	2,5	6	96	8	2,36	2,24	Пневматический	2,8	14
ПТ-10	-	1	4	10	147	8,5	2,5	2,25	Электрический	3,25	16
ПТ-16	-	1,5	6	16	220	11,8	2,8	2,65	-	3,55	25
Т-3С	Испания	0,12	0,76	1,5	13,5	2,5	1,46	1,39	Пневматический	2,07	2,1
Т-4С	-	0,3	1,8	3,6	20	3,35	1,87	1,7	-	2,55	4,65
Камс-310	-	0,13	1	2,5	24	2,82	1,77	1,45	-	2,31	2,7
Камс-510	-	0,5	2,25	5,0	47	3,6	1,35	1,75	-	2,7	3,5
Т-7С	-	1,5	5,0	12	148	8,5	2,5	2,4	Дизельный	-	21
Т-2	Япония	0,12	0,72	1,5	15,5	2,82	1,7	1,54	Пневматический	2,07	2,27
Т-4	-	0,3	1,8	4,0	31	3,3	1,85	1,7	-	2,62	5,01
Экспо-903	Англия	0,25	1,28	3,0	35,5	3,35	1,52	2,1	Электрический	2,21	4,5
Т-50	США	-	3,9	6,4	82	-	-	-	Дизельный	1,6	11,1
Т-110	-	1,72	9,6	15,5	163	7,92	3,5	2,5	-	4,47	17,0

Техническая производительность погрузочно-транспортных машин определяется из следующей зависимости

$$Q_T = \frac{3600 V_K \gamma K}{t_{\text{пог}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{раз}}}, \text{ т/ч}$$

где V_K – вместимость грузонесущего органа, кузова (ковша), м^3 ;

$t_{\text{пог}}, t_{\text{дв}}, t_{\text{раз}}$ – время соответственно погрузки, движения, разгрузки, с.

Сменная эксплуатационная производительность погрузочно-транспортных машин

$$Q_s = Q_T K_{\text{см}} K_n, \text{ т/смену}$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$K_n = 0,7 \dots 0,8$ – коэффициент внутрисменного использования машины.

Техническая производительность самоходного вагона (автосамосвала)

$$Q_T = \frac{60 V_{\text{куз}} K_{\text{ж}} \gamma}{T_p}, \text{ т/ч}$$

$$T_p = t_{\text{пог}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{мз}} + t_{\text{мр}} + t_{\text{раз}}, \text{ мин}$$

При работе в комплексе с погрузочной машиной непрерывного действия

$$t_{\text{пог}} = (V_{\text{куз}} K_{\text{ж}} \gamma) / Q_T, \text{ мин}$$

где Q_T – техническая производительность погрузочной машины, т/мин;

V_K – объем кузова, м^3 ;

$t_{\text{раз}} = 0,7$ мин (самосвал), $2 \dots 3$ мин (самоходный вагон) – время разгрузки

$t_{\text{мз}}, t_{\text{мр}}$ – продолжительность маневров в забое и на месте разгрузки.

К самоходным транспортным машинам относятся автосамосвалы, самоходные вагоны и средства вспомогательного назначения.

Подземные автосамосвалы используют в основном при проведении выработок большого сечения и тоннелей. Конструктивно подземные автосамосвалы состоят из тягача и полуприцепа. На тягачах с дизельным приводом устанавливают двойную очистку газов. Эти недостатки требуют применения автосамосвалов с электрическим приводом. Применение электропривода позволяет снизить уровень шума, очистить рудничную атмосферу, повысить скорость движения, преодолевать большие уклоны.

Техническая характеристика подземных автомобилей-самосвалов

Параметры	СНГ		Франция			Япония	
	"МоАЗ"		"Блю-Понс"			"КИРУН-А"	
	7485-9386	6403-9385-1950С19	1950С17	3000С25	461НВ23	К-16-3	К-300
Грузоподъемность, т	22	20	26	40	25	21	42
Вместимость кузова, м³	12,5	11	15,6	21,5	14,4	16,0	21
Максимальная скорость, км/ч	40	40	40	50	29,4	36	36
Габариты, мм:							
длина	8610	8310	8560	9500	8500	8110	9380
ширина	2850	2850	3310	2400	2850	3050	3150
высота	2630	2250	3400	-	2230	2300	3780
Масса машины, т	19,5	17,8	19,0	25,0	17,2	15,5	25,5
Мощность двигателя, кВт	140	147	143	230	140	121	2х183
Преодолеваемый уклон, градус	10	8	15	15	15	15	14,5
Радиус поворота, м	7,59	7,5	7,65	9,5	7,35	6,95	8,15

Технические характеристики самоходных вагонов

Параметры	Тип вагона							
	4BC-10	1BC-10	3BC-10	5BC-15	1BC-15	BCD-20	GN-20	5BC-15M
Грузоподъемность, т	10	10	15	15	20	20	10	15
Вместимость кузова, м³	8,4	8	9	10	12,4	10	6,25	8,6
Габариты, мм:								
длина	7700	7200	7600	8200	8190	9210	7400	8200
ширина	2360	2400	2500	2500	2800	2510	1350	2500
высота	1400	1450	1650	1650	2000	3070	1400	1650
Длина вставки по кабелю, м	360	220	220	360	400	-	400	-
Тип привода	Переменного тока	Постоянного тока	Постоянного тока	Переменного тока	Постоянного тока	Дизельно-электрич.	Постоянного тока	Переменного тока
Напряжение, В	660	550	550	660	550	-	250	660
Общая мощность, кВт	90	84	84	105	115,5	177	33	127
Масса, т	14,5	14	16,0	17,5	21,6	22	15,2	15,2

Параметры	Тип вагона							
	2BC-4	14C-3	2BC-10	5BC-16	BC-20-1	14C-3	BC-20-3	BC-30-1
Грузоподъемность, т	20	15	10	10	20	15	20	5
Вместимость кузова, м³	10	8	7,8	7,8	12	8	12	1,6
Габариты, мм:								
длина	8660	7900	7190	7190	8250	7900	8500	3000
ширина	2830	2390	2360	2360	2900	2390	2900	1400
высота	1830	1440	1450	1450	2000	1440	2000	2130
Длина вставки по кабелю, м	-	400	400	360	400	400	400	-
Тип привода	Дизельный	Постоянного тока	Постоянного тока	Переменного тока	Дизельный	Дизельный	Электрический	Пневматический
Напряжение, В	-	250	550	660	-	-	-	-
Общая мощность, кВт	136	65	83,5	80	135	65	161	16,2
Масса, т	18,2	8,0	11	12,5	21	8,0	20	3

Самоходные вагоны предназначены для доставки горной массы практически любой кусковатости от забоя до мест разгрузки. Самоходные вагоны классифицируют по способу разгрузки кузова (с донным конвейером

опрокидным кузовом); исполнению ходовой части (пневмоколесные, гусеничные, колесно-рельсовые); виду энергии (электрические, дизельные, пневматические). Типоразмер определяется его грузоподъемностью.

Комплексы самоходных машин

С целью повышения уровня комплексной механизации технологических процессов очистных и подготовительных работ на горнорудных предприятиях формируют комплексы самоходных машин, в которые, кроме транспортных машин входят самоходные бурильные установки. Состав комплексов самоходных машин рекомендуется выбирать с учетом природных горно-технологических и экономических факторов.

Основным условием выбора типоразмера самоходных машин является соблюдение принципа пропорциональности производительности машин, работающих в цепи отдельных операций. Каждая самоходная машина комплекса должна обеспечить максимальную загрузку других машин, вступающих в работу после нее.

Эффективность использования комплекса значительно повышается, если входящие в комплекс самоходные машины оснащены одинаковыми приводами и механизмами перемещения.

Для конкретных условий эксплуатации выбор наиболее рационального набора оборудования самоходного комплекса производят на основании технико-экономических методов сравнения различных вариантов.

Наибольшее распространение в горнорудной промышленности получили самоходные комплексы, включающие автосамосвалы в сочетании с грузозачно-транспортными машинами и экскаваторами.

Шахтный рельсовый транспорт

Рельсы – одна из ответственных частей рельсового пути, которые воспринимают нагрузку от подвижного состава и передают ее шпалам.

Рельсовый путь – направляющий элемент для передвижения шахтных вагонеток.

Шпала – опора для рельсов, укладываемая на балласт.

Балласт – упругая подушка, которая компенсирует неровности почвы выработки, воспринимает удары колес и равномерно распределяет давление от шпал на нижнее строение рельсового пути.

Колея рельсового пути – это расстояние между внутренними гранями головок рельс.

Нижним строением пути в подземных условиях служит почва выработки, которой придают уклон – в продольном (к стволу) и поперечном (в сторону канавки) направлениях.

Рельсовые пути в шахте разделяют на постоянные и временные, которые относятся к переносным и укладываются без балластного слоя.

В зависимости от назначения путей применяют различные типы рельсов: Р18, Р24, Р33, Р43, Р50 (цифра обозначает массу 1 п.м. рельса в кг).

Рудничные вагонетки

Вагонетка – вагон малой вместимости ($0,5...6 \text{ м}^3$) для перевозки грузов в шахтных условиях. Различают грузовые, пассажирские и специальные вагонетки.

Технические характеристики грузовых вагонеток

Тип вагонетки	Вместимость, м³	Колеса, мм	Основные размеры, мм			Жесткая база, мм	Масса, кг
			длина	ширина	высота		
С глухими кузовом							
ВГ-0,7	0,7	600	1250	850	1220	500	515
ВГ-1,2	1,2	600;750	1850	1000	1300	600	800
ВГ-4М	2,0	750	3070	1250	1200	1000	1584
ВГ-2,2	2,2	600;750	2950	1200	1300	1000	1540
ВГ-4,5А	4,5	750;900	4100	1359	1550	1250	4200
ВГ-9А	9,0	750;900	8000	1350	1550	1250	8900
ВГ-10А	10	750;900	7300	1800	1600	4000	9500
С откидным бортом							
ВГ-1,6	1,66	600;750	2350	1300	1300	900	1765
ВБ-2,5	2,65	600;750	3150	1340	1400	1000	2357
ДБ-4,0Ф	4,60	750	4740	1350	1550	1250	4900
С глухим опрокидным кузовом							
ВО-0,4	0,4	600	1300	870	1250	400	490
ВО-0,8	0,8	600;750	1900	100	1250	600	650

Технические характеристики вагонеток специального назначения

Тип вагонетки	Колеса, мм	Основные размеры, мм			Жесткая база, мм	Масса, кг
		длина	ширина	высота		
Для доставки людей						
ВП-12	600	4500	1025	1330	1700	1500
ВП-18	900	4500	1325	1530	1500	1800
Для состава протерапевтического поезда						
ВДИ	600;750	2000	930	1380	550	650
ВДИ	900	2810	1290	1200	800	1200
ВДВ	600	2000	880	535	550	500
ВДВ	900	2810	1250	1240	800	800
ПОЗ	600	2000	880	535	550	500
ПОЗ	750	2900	1200	570	1000	600
ПОЗ	900	3450	1320	570	1100	840
Для доставки леса						
ВЛ-600	600	2000	880	1130	550	478
ВЛ-900	900	3450	1320	1300	1100	785
Для доставки взрывчатых веществ						
ВВ	600	2400	1045	925	650	770
ВВ	750;900	3050	1240	1000	1000	1000
					1100	1060

Техническая характеристика проходческих вагонов

Тип вагона	Вместимость, м^3	Грузоподъемность, т	Основные размеры, мм			Колеса, мм	Масса, т
			длина	ширина	высота		
ВПК-7	7	20	8600	1350	1650	600;750;900	9,7
ВПК-7А	7,5	23	8900	1350	1650	600;750;900	10,0
ВПК-10	10	28	10400	1500	1650	750;900	12,8
ВПК-10А	10,5	32	10550	1500	1650	750;900	-

Типы и параметры вагонеток для конкретных горнотехнических условий рудных шахт выбирают на основании технико-экономических расчетов с учетом на проведение и поддержание транспортных выработок, стоимости оборудования, расстояния транспортировки или рекомендуемым нормативам в зависимости от производственной мощности рудника.

Подземные локомотивы

Локомотив – тяговая машина для передвижения поездов по рельсам.

Поезд – локомотивы и вагонетки, соединенные в одно целое сцепным устройствами.

Состав – совокупность сформированных и сцепленных вагонов.

Сцепная масса – масса, приходящаяся на ведущие оси локомотива.

Воздуховозы – локомотивы, источником энергии является сжатый воздух

Техническая характеристика шахтных контактных электровозов

Параметры	Тип электровоза			
	4KP	7KPMI	K10	K14M
Сцепная масса, т	4	7	10	14
Тяговое усилие, кН	8,8	16,8	18,5	27
часового режима	3,8	4,4	9,5	14
длительного режима				
Электродвигатель:				
тип	ДТ11-12	ДТН-33	ДТН-33	ДТН-45
число	2	2	2	2
мощности, кВт	12х2	33х2	33х2	45х2
напряжение, В	250	250	250	250
ток, А:				
часового режима	58,5	152	152	204
длительного режима				
Скорость, км/ч				
часового режима	5,0	12,2	11,7	11,2
длительного режима	8,0	20	18,7	13,6
Основные размеры, мм:				
длина по буферам	3150	4600	4920	5210
ширина для колеи 600	1000	1050	1050	—
750	1150	1150	1350	1350
900	1300	1350	1350	1350
высота	1515	1500	1650	1650
Жесткая база, мм	900	1200	1200	1700

Таблица

Техническая характеристика аккумуляторных электровозов

Параметры	Тип электровоза						
	AK-25	4,5AP11	AP17	AM8.1	AP10-10	AP11-14	AP11-28
Сцепная масса, т	2,2	4,5	7	8	10	14	28
Тяговое усилие, кН							
часового режима	3,3	7	9,3	11,2	12,5	18	33,6
длительного режима	—	—	3,8	7,5	2,6	8,5	—
Электродвигатель:							
тип	ДТ12	ДТН-711	ДТН-10А	ДТН-13	ДТН-13	ДТН-23,5	ДТН-23,5
число	1	2	2	2	2	2	4
мощности, кВт	3,8	2х6	2х10	2х3	2х3	2х23,5	1х23,5
напряжение, В	40	120	120	120	120	185	185
ток, А:							
часового режима	120	—	11,6	122	122	152	152
длительного режима	—	—	55	61	61	61	61
Скорость, км/ч							
часового режима	3,8	4,3	8,5	7,9	7,2	9,0	9,0
длительного режима	—	—	12,7	13,8	13,8	12	12
Основные размеры, мм:							
длина по буферам	1900	3500	4200	4515	5500	5850	10850
ширина колеи, мм							
600	900	1085	1050	1045	1050	1150	1150
750	1050	1300	1350	1315	1300	1350	1350
900	1500	1410	1450	14,5	1500	1650	1650
высота							
Жесткая база, мм	650	900	1200	1300	1300	1650	1650

Применяемые в подземных условиях локомотивы классифицируют по основным признакам:

- по назначению: магистральные и вспомогательные;
- по роду потребляемой энергии: контактные и аккумуляторные, дизельные и гирозовы;
- по массе: легкие (3...5 т), средние (7...10 т), тяжелые (14 и более т);
- по исполнению: рудничные нормальные (РН), рудничные повышенной надежности (РП) и рудничные взрывобезопасные (РВ).

Гравитационный транспорт

Гравитационный (самотечный) транспорт является одним из наиболее простых и широко применяемых видов доставки грузов под действием силы тяжести. Принцип действия основан на скатывании или сползании груза по наклонной плоскости (по почве очистного забоя, желобам, настилу, трубам) или при свободном падении по вертикали (рудоспускам).

Преимущества гравитационного транспорта: простота и малая стоимость; большая производительность; отсутствие электромеханического оборудования; возможность использования транспортных выработок.

К недостаткам относятся: большое пылеобразование; значительный износ доставочных устройств и выработок; невозможность контроля за движением груза; измельчение груза и др.

Конвейеры ленточные и вибрационные

На горнорудных предприятиях ленточные конвейеры широко применяют при отработке калийных и марганцевых руд с размером горной массы до 500 мм.

При разработке месторождений крепких руд ленточные конвейеры используют для транспортирования дробленой руды на концентрационных горизонтах и по наклонным стволам до поверхности.

Подземные конвейеры делятся на грузовые, грузолюдские и людские. Грузовые и грузолюдские конвейеры предназначены для транспортирования рудной массы и породы.

К специальным конвейерам относятся ленточно-канатные, ленточно-цепные и ленточно-тележечные конвейеры, которые применяются при повышенных углах наклона (более 18°) с крупностью кусков горной массы до 1200 мм.

Все подземные ленточные конвейеры состоят из следующих основных частей: приводной, натяжной и хвостовой станций; става конвейерной ленты; загрузочного устройства; электрооборудования и аппаратуры автоматизации.

Транспортирование горной массы вибрационным способом в условиях горнорудных шахт находит все более широкое применение. Направленное виброперемещение горной массы возможно обеспечить как с подъемом, так и под уклон. Отличительным признаком вибрационного перемещения горной массы является колебательный характер грузонесущего органа.

Основными конструктивными узлами виброустановок являются: вибропривод, грузонесущий орган, упругая система и рама.

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Буровзрывные работы – совокупность технологических операций, выполняемых при буровых и взрывных работах.

Бурение – процесс последовательного разрушения породы буровым инструментом на забое шпура или скважины и удаление продуктов разрушения на поверхность.

Взрывание – процесс инициирования зарядов в заданной последовательности способами обеспечивающими безопасность и эффективность выполнения этих работ.

Паспорт буровзрывных работ (БВР) – инструктивный документ, регламентирующий порядок производства буровых и взрывных работ.

Взрывной способ отбойки при добыче руд является основным в связи с преобладанием пород средней и высокой крепости. При взрывной отбойке заряды ВВ размещают в шпурах (шпуровая отбойка), скважинах (скважинная отбойка), подготовительно-нарезных выработках (минная отбойка).

Для оценки экономической эффективности буровзрывного способа отбойки используют показатели:

- производительность труда бурильщика, т/см или м³/см;
- удельный расход ВВ, кг/м³ или кг/т отбитой руды;
- выход руды с 1 м шпура или скважины, м³/м или т/м;
- выход негабарита руды в процентах по весу.

Пневматические перфораторы

Пневматические перфораторы предназначены для бурения шпуров и скважин при производстве буровзрывных работ. Перфоратор представляет собой пневматическую ударную машину, автоматически наносящую удары по торцу буровой штанги при одновременном ее повороте. Правильный выбор типа перфоратора для конкретных горнотехнических условий (свойства породы, место работы, диаметр и глубина шпура) позволяет достичь высоких технико-экономических показателей.

По принципу работы перфораторы разделяют на ударно-поворотные и ударно-вращательные. К ударно-поворотным относятся те, у которых вращение штанги осуществляется за счет энергии поршня-ударника при обратном или прямом ходе. К ударно-вращательным перфораторам, относят машины с непрерывным вращением буровой штанги с помощью отдельного двигателя.

В зависимости от условий применения и конструкции пневматические перфораторы бывают трех типов: переносные, телескопные и колонковые.

Переносные перфораторы применяют для бурения шпуров диаметром 32-46 мм с пневматических поддошек или других подающих устройств при проведении горных выработок и при добыче полезных ископаемых с крепостью от 6 до 20.

В качестве главного параметра перфоратора принята энергия единичного удара поршня.

Технические характеристики перфораторов

Параметры	Перфораторы									
	Переносные				Телескопные		Калонные			
	ППЗ6	ПП39	ПП54	ПП63	ПТ38	ПТ48	ПК60	ПК75	ПК120	ПК150
Энергия удара, Дж	36	50	54	63	46	80	90	157	182	196
Частота ударов, с ⁻¹	38	34	38	30	40	38	41	33	41	33
Крутящий момент, Н.м	18	20	26	26	19,6	29,4	157	245	343	343
Расход воздуха, м ³ /мин	2,8	3,4	4,1	3,9	4,1	5,8	9,1	13	15	16
Масса, кг	24	30	31,5	33	38	48	60	75	120	150
Длина, мм	705	717	820	860	1490	1470	600	700	750	800
Глубина бурения, м	2	3	4	5	6	15	15	25	50	50
Диаметр отверстия, мм	72	80	85	75	80	100	110	125	130	140
Ход поршня, мм	46	15	45	35	35	35	40	55	40	57

Телескопные перфораторы предназначены для бурения восстающих шпуров и скважин в породах средней крепости и крепких. В качестве основного параметра, входящего в условное обозначение машины, принята масса перфоратора.

Колонковые перфораторы применяют на буровых станках, бурильных установках и другом оборудовании для бурения шпуров и скважин любого направления.

В последние годы начали внедрять гидравлические перфораторы, которые при равных размерах и массе имеют в 2-3 раза большую мощность и позволяют повысить производительность бурения в 1,5-2 раза.

Современные пневматические переносные перфораторы требуют дополнительного комплектующего оборудования: пневмоподдержки или установочно-подающих устройств.

Пневмоподдержки всех типоразмеров имеют одинаковую конструкцию и отличаются только длиной.

Технические характеристики пневмоподдержек

Параметр	Типоразмер		
	1	2	3
Ход поршня, мм	800±30	1100±40	1200±50
Длина в сжатом состоянии, мм	1200±20	1500±20	1700±20
Раздающее усилие, Н	1500±100	1500±100	1500±100
Начинательное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Масса, кг	15	17	18,5

Для облегчения работы бурильщиков при бурении горизонтальных и наклонных шпуров в выработках высотой 1,8-3,0 м применяют установочно-подающие устройства типа УПБ или ПБУ.

Технические характеристики переносных бурильных установок

Параметры	УПБ-1А	ПБУ-1А
Глубина бурения (без замены штанги), м	1,85	2,0
Диаметр буримых шпуров, мм	36-43	36-43
Усилие подачи, Н	0-1400	0-1400
Масса установки в сборе, кг	102	126
Масса наиболее тяжелого узла, кг	37	32
Максимальные сечение приходной выработки, м	2,4х3,0	2,5х2,5

Буровые штанги предназначены для передачи ударного импульса от поршня-ударника перфоратора на забой шпура и передаче крутящего момента коронке. Буровые штанги бывают цельные и составные. Наиболее широкое распространение получили составные буровые штанги со съемными коронками, применение которых упрощает заточку инструмента. Штанги изготавливают из легированных сталей с различными добавками, которые повышают прочность стали. Наибольшее распространение имеют буровые штанги из стали 55С2.

Буровые штанги для переносных и телескопных перфораторов изготовляют из шестигранной стали 19, 22 и 25 мм, а для колонковых – штанги готовят преимущественно из круглой стали диаметром 32 мм.

Буровые коронки для перфораторного бурения изготавливают диаметром 32-85 мм с конусным или резьбовым присоединительным отверстием. Коронки диаметром до 43 мм применяют с перфораторами с энергией удара до 63 Дж. Долотчатые коронки с прямоугольными твердосплавными вставками в виде пластинок применяют для бурения крепких и вязких пород, крестовые пластинчатые рекомендуются для крепких трещиноватых пород. Штыревые коронки, армированные штырями сферической формы – самозатачивающиеся. Они являются инструментом однократного использования, т.к. в процессе бурения у них истирается матрица и обнажается твердый сплав. Остальные коронки подлежат заточке после затупления. При правильной эксплуатации коронки выдерживают до 8-10 переточек.

Шахтные бурильные установки

Шахтные бурильные установки предназначены для бурения шпуров вдоль оси выработки, в кровлю, бока и почву.

Основными критериями выбора бурильных установок являются вид горных работ, площадь сечения выработок и крепость пород. В проходческих забоях шпуры бурят по оси выработок с сохранением параллельности податчика, а также возможность забуривания при минимальном расстоянии от бортов выработки. Бурение шпуров для анкерной крепи и в борга выработок производят установками радиально-фронтального типа.

Типоразмеры бурильных установок

Типоразмер установки	Зона бурения, м		Основные размеры установки в транспортном положении, м			
			С колесно-рельсовой ходовой частью		С гусеничной ходовой частью	
	Высота от опорной плоскости	Ширина	Ширина	Высота от опорной плоскости	Ширина	Высота от опорной плоскости
УБШ 1	2,0	2,2	1,1	1,25	1,25	1,6
УБШ 2	2,4	3,3	1,3	1,5	1,5	1,8
УБШ 3	3,6	4,5	1,4	1,6	2/2,2*	2,4
УБШ 4	5,0	6,0	1,4	2,0	2,5	2,5/3,3***
УБШ 5	7,0	8,4	-	-	2,6	2,8/3,4***
УБШ 6	10,0	9,4	-	-	3,3/3,8**	4,5

* - В числителе размеры с двумя бурильными машинами, в знаменателе - с тремя;

** - В числителе размеры с четырьмя бурильными машинами, в знаменателе - с шестью;

*** - В числителе размеры для пневмоколесной установки, в знаменателе - для гусеничной.

По способу бурения установки могут быть вращательного, вращательно-ударного и ударно-вращательного действия и универсальные. По ходовой части их классифицируют на колесно-рельсовые, гусеничные и пневмоколесные.

Бурильная машина является основным рабочим органом бурильной установки. Она представляет собой совокупность бурильной головки и податчика, объединенных конструктивно. Податчики перемещают бурильную головку и буровой инструмент вслед за перемещающимся забоем шпура и обеспечивают заданное осевое усилие инструмента на забой.

Конструктивно податчики разделяют на винтовые, цепные, канатно-поршневые и шагающие. Скорость подачи бурильной головки при бурении составляет 0...0,3 м/с. Длина подачи изменяется от 2 до 4,5 м. Осевое усилие создается равным 1,5-20 кН.

Технические характеристики бурильных установок

Параметры	Тип установки					
	УБШ 121 (УБШ 101)	БК-2П	УБШ-2 П (УБШ 200)	СБУ-2М (УБШ 304)	Г СБУ 2К (УБШ 401)	СБКН-2М (УБШ 297)
Высота зоны бурения, м	3	3	3,2	3,9	5	3,2
Ширина зоны бурения, м	4	4	4,4	5,5	7,7	4,4
Глубина захода, м	2	2	2,3	2,75	4	2,5
Площадь обрабатываемого забоя, м ²	6-11	6-11	6-14	24	34	6-12
Число бурильных машин	2	2	2	2	2	2
Тип ходовой части	Пневмоколесный			Гусеничный		Колесно-рельсовый
Скорость передвижения, км/ч	3	5	3,5	1,8	0,85	2
Противоударный удар, град	18	12	15	15	15	2
Мощность, подводимая, кВт	20	20	20	14	18	14
Тип бурильной головки	ПК-60А			БГА-1А		
Размеры в транспортном положении, м						
длина	4,5	5,7	6,8	7,1	9,2	6
ширина	1,45	1,4	1,5	2,6	1,9	1,3
высота	1,5	1,4	1,5	1,75	2,8	1,3
Масса, т	4	5,5	6,25	14	6	13,9

Манипуляторы являются составной частью шахтной бурильной установки и предназначены для перемещения бурильной машины в пространстве и ее фиксации в нужном месте забоя.

Ходовые части самоходных шахтных бурильных установок по типу привода делят на пневматические, электрические и дизельные. Основным достоинством дизельного привода является его автономность, которая придает машинам высокую подвижность, необходимую при многозабойной эксплуатации.

Бурение скважин

Цилиндрическую горную выработку диаметром более 75 мм при глубине до 5 м или любого диаметра при глубине более 5 м называют скважиной. Способы бурения скважин можно разделить на два вида: механические и теплофизические.

При механическом бурении разрушение породы на забое скважины осуществляют внедрением в нее твердых тел - инденторов под действием механических усилий.

К станкам вращательного бурения, применяемым при подземной добыче руд, относятся станки алмазного и шарошечного бурения. Станки алмазного бурения, ввиду своей дороговизны, не получили широкого применения.

При подземной добыче руд применяются станки шарошечного бурения с использованием долот диаметром 190, 145, 112 мм. В силу особенностей режимных параметров (осевое усилие 10-18 кН, скорость вращения 1,5-3 с-1) конструкция станка имеет высокую металлоемкость. Станки шарошечного бурения целесообразно использовать при проходке скважин в крепких породах (более 12) на глубину 20 и более метров в выработках, где объем бурения превышает 1200-1500 м.

Технические характеристики станков шарошечного бурения

Таблица

Параметры	Тип станка	
	БШ-145	БШ-200С
Диаметр скважин, мм	145-190	243
Глубина бурения, м	50	80
Направление бурения, град	0-180	-90
Частота вращения долота, с ⁻¹	3,5	3,3
Диаметр буровых штанг, мм	89	121
Длина штанги, мм	750	750
Усилие подачи, кН	150	450
Мощность двигателя, кВт	20	52
Минимальное сечение выработки, м	3,5х3,2	3,3х3
Масса, т	1,8	14,5

В практике разработки рудных месторождений используются буровые станки оснащенные колонковыми перфораторам с независимым вращением бура, мощность ударного узла больше чем вращательного.

На подземных рудниках довольно широко используются переносные буровые станки, оснащенные колонковыми перфораторами.

Таблица

Техническая характеристика переносных станков для бурения скважин малого диаметра

Показатели	СТАНКИ				
	КБУ-50	КБУ-80	БСМ-1У	ЛБС-1	"Алга"
Используемая энергия	Сжатый воздух				
Рабочее давление, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Тип буральной головки	ПК-60	ПК-75	БГА-1м	ПК-75	ПК-75
Диаметр скважин, мм	45-60	56-65	45-60	56-65	56-65
Диаметр штанги, мм	32	38	32	32	38
Длина штанги, мм	1200	1200	900	1000	1200
Тип подачи	Винтовой			Канально-поршневой	
Усилие подачи, кН	8	12	15	12	12
Скорость перемещения буральной головки, м/с	15	15	12	20	20
Глубина бурения, м	20	25	25	35	35
Сечение выработки для установки станка, м	2,5x2,5	2,5x2,5	2,5x2,5	2,2x2,2	2,2x2,2
Масса, кг	320	380	600	450	410

Установки КБУ-50 и КБУ-80 конструктивно выполнены одинаково.

На данных станках установлены бурильные головки ПК-60 и ПК-75.

Колонковая буровая установка КБУ-80 предназначена для бурения взрывных скважин в породах и рудах с коэффициентом крепости от 6 до 14 по шкале проф. М.М.Протодяконова.

Бурение взрывных скважин погружными пневмударниками получило широкое распространение на рудниках Казахстана. Данные станки просты в управлении, легко производится монтаж и демонтаж на рабочем месте.

Таблица

Технические характеристики станков для бурения скважин погружными пневмударниками

Параметры	Тип станка		
	НКР-100М	ЛПС-3у	Алга-2
Используемая энергия	Сжатый воздух		
Рабочее давление, МПа	0,5	0,5	0,5
Глубина бурения, м	50	35	50
Диаметр буримых скважин, мм	105-155		
Диаметр штанги, мм	63	50	63
Длина штанги, мм	1200	1000	1200
Частота вращения шара в минуту	76	0-36	0-42
Длина подачи, мм	365	1000	1200
Усилие подачи, кН	6	12	12
Размеры выработки для размещения станка, м	2,8x2,8	2,2x2,2	2,2x2,2
Масса	360	450	410

Бурение станками с погружными пневмударниками эффективно при глубине скважин 18-22 м, однако часто бурят и до глубины 50 м. Скорость бурения с глубиной скважины изменяется незначительно (отсутствие потери давления в буровом стае), а затраты на спуско-подъемные операции при замене коронок увеличиваются существенно.

Техническая производительность станка с погружными пневмударниками определяется по формуле

$$Q_T = \frac{3600 K_r}{1 / (v_n - K L / 2) + (L / B + 1)(t_n + t_p) / 2 + T_z / B + (T_{np} + T_{зб}) / 1}, \text{ м/ч}$$

где $K_r = 0,7-0,9$ – коэффициент готовности станка;

B – стойкость коронки до затупления;

t_n – время навинчивания штанги, с;

t_p – время развинчивания штанги, с;

L – длина штанги, м;

T_z – время замены коронки, с;

T_{np} – время наведения станка на скважину, с;

$T_{зб}$ – время забуривания, с;

L – глубина скважины, м.

Таблица

Технические характеристики пневмударников

Параметры	Тип пневмударника			
	М-29Т	П-105-2,6	П-125-4,1 (М-32К)	П-125-3,8
Диаметр коронки, мм	85	105	155	125
Диаметр пневмударника, мм	68	96	140	112
Длина пневмударника, мм	408	657	487	652
Диаметр бойка, мм	54	82	100	90
Ход ударника, кг	76	55	70	74
Масса ударника, кг	1,75	3	5,5	5,6
Частота ударов, с ⁻¹	25	27	30	21
Энергия удара, Дж	54	96	140	190
Ударная мощность, кВт	1,7	2,6	4,3	3,8
Расход воздуха, м ³ /мин	4,5	5,5	8,7	7,0
Масса, кг	10	22,6	40	30

Взрывчатые вещества и средства взрывания

Взрывчатые вещества (ВВ) – химические соединения или смеси веществ, способные под действием внешнего импульса быстро разлагаться с выделением тепла и образованием газов.

К промышленным ВВ относятся соединения и смеси, достаточно безопасные в изготовлении и обращении, эффективные в применении, технически и экономически в изготовлении, не меняющие своих физических и химических свойств при их длительном хранении и применении. По своему физическому состоянию промышленные ВВ могут быть твердыми соединениями или смесями, смесями жидких и твердых веществ.

По условиям применения все ВВ делятся на две группы и на шесть классов. К первой группе относятся ВВ для подземных работ в рудниках неопасных по газу и пыли

Характеристики ВВ, применяемых на подземных горных работах в шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли

Наименование ВВ	Рабочие характеристики				Эксплуатационные характеристики				
	Капсульный баллот, %	Температура хранения, °С	Максимальная рабочая температура, °С	Объем газа при взрыве, л/кг	Всплывающая способность, кг/л	Плотность в затроне, г/см³	Критическая длина, м	Скорость детонации, м/с	Чувствительность к удару, %
Гранулит Э	- 0,29	3740	3040	960	1,20-1,27	-	10-130	1,3-2,4	4-9
Гранулит А-4	- 1,3	4420	3330	880	0,8-1,19	-	180-130	4,0-4,2	8-13
Гранулит АС-4	+ 0,41	4322	3045	977	0,8-0,8	-	80-100	3,6-3,5	4-12
Гранулит АС-49	+ 0,35	4322	3045	977	0,8-0,85	-	70-100	3,0-3,5	0-12
Гранулит АС-8	+ 0,34	3191	3993	867	0,87-0,95	-	70-100	3,0-3,6	0-12
Гранулит АС-85	- 3,3	3242	3997	850	0,8-0,85	-	70-100	3,0-3,6	0-4
Аммонит АЭВ	0,51	4380	3560	885	-	1,0-1,2	10-13	3,6-4,8	16-22
Аммонит В-10	- 4,82	3640	3940	945	-	0,95-1,2	11-14	4,2-4,8	26-36
Аммонит окислитель М-3	- 6,78	3680	4440	810	-	1,0-1,3	8-10	4,7-4,8	40-44
Аммонит М	+ 0,18	3780	3310	832	-	0,92-1,2	8-10	2,5-3,5	40-40
Аммонит окислитель М-1	+ 0,79	3408	4020	836	-	1,0-1,58	5,7	6,8-4,5	40-40

* Цифры характеризуют минимальные значения по нормам

Импульс, необходимый для возбуждения детонации в заряде промышленного ВВ, получается в результате взрыва небольшого по величине инициирующего ВВ, размещенного в капсуле-детонаторе (КД), электродетонаторе (ЭД) или через более мощный промежуточный детонатор массой 200-400 г для инициирования низкочувствительных гранулированных и володосодержащих ВВ.

Детонацию инициирующих ВВ, имеющих значительно большую чувствительность к внешним тепловым и механическим воздействиям, возбуждают тепловым импульсом в капсуле-детонаторе горючей пороховой сердцевинной огнепроводного шнура (ОШ), в электродетонаторе и электрозажигательных устройствах – горющей капелейкой воспламенительного состава, расположенной на мостике накалывания или пламенем замедляющего состава в электродетонаторах короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного действия (ЭДЗД).

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ называют средствами инициирования.

Для огневого инициирования применяют капсюли-детонаторы, огнепроводный шнур, средства его крепления в КД и средства зажигания ОШ.

Характеристики капсюлей-детонаторов

Таблица

Тип	Наружный диаметр, мм	Высота, мм	Материал	Наружный заряд (группа) детона, г	Внутренний заряд, г		Материал запалочка	Длина запалочка, мм	Длина отверстия запалочка, мм	Гарантийный срок хранения, лет
					основ.	к-п				
Н-3М	7,65	51	Мелькорол М1, М2, М3	0,5	1	1	Котур, Х-46 или сталь М1, М2	11	2	2
Н-ВБ	7,65	51	Бронза порошковая	0,5	1	1	То же	8	2	2
Н-ВС	7,29	51	Сталь, дюр- алюминий	0,5	1	1	Бамбука шнур	9	2	2

Характеристики огнепроводных шнуров

Таблица

Марка	ОВ	Геометрические размеры		Время зажигания открытым концом, с	Диапазон рабочих температур, °С		Водопогло- щаемость, г	Материал порохового запала	Условия применения	Гарантийный срок, лет
		Диаметр, мм	Длина бухты, м		Нижний	Верхний				
ОМБ	Аммиачно-пер- манганатный	5,3	10	60-70	+45	-35	1	Возможен огонь от открытого конца	Возможен и открытый кончик	1
ОМБА	Аммиачно-пер- манганатный	5,5	10	60-70	+45	-35	4	То же	Возможен и открытый кончик	5
ОМБП	Плакуче- слезный	5,5	10	60-70	+30	-35	4	Пластичность высокая	То же	5

При взрывании нескольких зарядов разрешается зажигать их тлеющим фитилем, отрезком ОШ или специальными патрончиками. Для поджигания отрезком ОШ предварительно в нем делают косые надрезы, из которых при горении вылетают искры, хорошо поджигающие шнуры ОШ от зарядов. Число надрезов на шнуре должно быть равным числу поджигаемых зарядов (не более 10), а его длина должна быть на 60 см короче отрезка шнура (минимального), идущего к заряду.

Зажигательные патроны (ЗП-Б) отличаются от электрозажигательных (ЭЗП-Б) только способом воспламенения в гильзе пороховой лепешки, в первом случае воспламенение происходит от отрезка ОШ, а во втором – воспламенительным составом.

Недостатком огневого инициирования являются: повышенная опасность, невозможность получения точных интервалов между взрывами; невозможность контроля исправности средств инициирования; образование большого количества ядовитых газов при сгорании ОШ.

Технология выполнения работ при электроогневом инициировании аналогична технологии при огневом инициировании. Этот способ очень необходим в условиях, где имеются высокие потенциалы блуждающих токов.

Детонирующий шнур (ДШ) предназначен для возбуждения и передачи детонации ВВ. Сердцевина ДШ состоит из высокобризантного вещества со скоростью детонации не менее 6,5 км/с.

Характеристика детонирующих шнуров

Тип ДШ	Диаметр, мм	Масса ВВ на 1м, г	Водоизолирующее покрытие оболочки	Допустимая температура среды, °С	Водоустойчивость (при глубине погружения, м)
ДША	4,8-5,8	12,5±0,5	Водоизолирующая мастика	-28 +50	12(0,5)
ДШВ	5,5-6,1	14,0±0,5	Полиэтиленовый пластик	-35 +60	24(1,0)
ДШЗ-6	3,7-4,7	6,0±0,5	Кабельный полиэтилен	-50 +65	30(30)
ДШЗ-12	4,5-5,5	12,5±0,5	То же	-50 +65	30(30)

К средствам электрического инициирования относят ЭД, взрывные и контрольные приборы и магистральные провода.

Электродетонаторы выпускают мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия, предохранительные и не предохранительные, нормальной, повышенной и низкой чувствительности к электрическому току

Характеристика электродетонаторов мгновенного действия

Марка ЭД, ГОСТ, ТУ	Наружный диаметр, мм	Длина, мм	Время срабатывания при токе 1 А, мс	Толщина стенок гильзы, мм	Масса вторичного инициирующего вв, г
ЭД-КЗ ГОСТ 9089-75	7,2	50-60	2-6	0,2-0,3	1,0
ЭД-БК ГОСТ 9089-75	7,2	50-60	2-6	0,2-0,3	1,0
ЭД-1-3-Т ТУ 84-638-83	7,2	50-60	1-4	0,2-0,3	1,0
ЭД-КЗ-ОП ГОСТ 21806-76	7,7	72	2-6	На поверхность гильзы нанесен пламегаситель толщиной 0,1 мм	1,6

Характеристика электродетонаторов замедленного действия

ЭД, ГОСТ, ТУ	Замедление		Безопасный ток, А
	Число сек	Интервал, мс	
Непредохранительные			
ЭД-1-3-Т ТУ 84-638-83	1-10	20-200 (через 20 мс)	0,92±0,002
	11-14	225-300 (через 25 мс)	
	15-18	350-500 (через 50 мс)	
	19-23	600-1000 (через 100 мс)	
	24	1,5 с	
	25-29	2,0-10,0 (через 2 с)	
ЭД-КЗ ТУ 84-317-83	1-6	25; 50; 75; 100; 150; 250	0,18
ЭД-ЗД ТУ 84-317-83	1-9	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10 с	0,18
ЭД-3-Н ТУ 84-884-80	1-10	2-200 (через 20 мс)	0,18
	11-14	225-300 (через 25 мс)	
	15-18	350-500 (через 50 мс)	
	19-23	600-1000 (через 100 мс)	
Предохранительные			
ЭД-КЗ-П ГОСТ 21806-76	1-5	25; 50; 70; 100; 125	0,18
ЭД-КЗ-ПМ ГОСТ 21806-76	1-7	15; 30; 45; 60; 80; 100; 120	0,18

Источником тока для электрического взрывания служат взрывные приборы автономного и сетевого исполнения. Широко применяются автономные приборы, которые за короткий промежуток времени (до 4 мс) выдают в сеть необходимый для взрывания импульс тока, накопленный на конденсаторе-накопителе и контролируется взрывником по миганию неоновой лампочки.

Взрывные приборы

Наименование и тип взрывного прибора	Исполнение	Напряжение на конденсаторе, В	Объемное расстояние, м³	Масса, кг	Максимальная энергия импульса при взрывании, кДж	Число опережающих операций при использовании одного взрывного прибора	Область применения	Исполнитель	Историческое значение при взрыве в промышленности
Конденсаторный взрывной прибор КВВ-1/100М	РЗ	400В/10	152х122х100	2	120	10	Шахты и рудники, особенно по параллели 100 мм. Выбросы взрывных групп, незначительные и отдельные взрывчаточные приборы, чувствительности	ПО "Горняк" г. Харовск	301
Конденсаторный взрывной прибор КВВ-200 М	РЗ	600В/20	195х126х95	2,7	130	100	Шахты и рудники, особенно по параллели 100 мм. Выбросы взрывных групп, незначительные и отдельные взрывчаточные приборы, чувствительности	Окское ПО "Электроник"	314
Конденсаторный взрывной прибор КВВ-3	Нормальный	100В	172х86х120	2,3 (с футляром)	400	30	Открытые работы. Взрывные группы, незначительные и отдельные взрывчаточные приборы, чувствительности	ПО "Горняк" г. Харовск	
Конденсаторный взрывной прибор ВВВ-500	Нормальный	300В	280х166х165	21	2100	400	Открытые работы. Взрывные группы, незначительные и отдельные взрывчаточные приборы, чувствительности	Окское ПО "Электроник"	

Технология электрического инициирования ВВ включает выполнение следующих операций: изготовление патронов-боевиков, зарядание и забойку зарядов в шпурах или скважинах, выставление постов охраны или запрещающих знаков, подачу предупредительных звуковых сигналов, монтаж взрывной сети и проверку ее исправности, подсоединение источника тока к взрывной сети и производство взрыва, проветривание забоя и осмотр взорванной горной массы, ликвидация отказов при их образовании.

Различают последовательное, параллельное и смешанное соединение ЭД во взрывной сети.

Достоинством последовательного соединения ЭД является, что через все электродетонаторы проходит равный ток -- требуется источник тока минимальной мощности, меньшая длина проводов, простота и наглядность схемы соединения, простота расчета и проверки исправности цепи. Недостатком данного соединения является -- возможность получения группового отказа при попадании в сеть дефектного электродетонатора.

Достоинства параллельного соединения: при обрыве проводов ЭД отказ возможен только в одном заряде, а если в боевике имеются два ЭД, то отказа не будет; попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу всей цепи.

Смешанное (последовательно-параллельное и параллельно-последовательное) соединения применяются, когда надо взорвать большое количество зарядов источником тока с недостаточным напряжением.

При любом способе взрывания необходимо соблюдать Правила техники безопасности при взрывных работах, не применять КД и ЭД с выявленными дефектами, быть предельно внимательными при транспортировке их и в момент изготовления патрона-боевика.

Для удобства заряжания шпуров и скважин гранулированными взрывчатыми веществами предусмотрены зарядно-смесительные машины и большая серия пневматических зарядных устройств.

Технические характеристики зарядных устройств

Основные параметры	Типовые размеры				
	ЗМК-1	ЗМБ-1	ЗМБ-2	ЗМБС-1	ЗМБС-2
Глубина зарядяемых скважин, м	35	50	50	50	50
Угол наклона скважины, град при диаметре 32-85 мм 80-105 мм 105-160 мм	Круговой вверх Круговой вверх Кроме вертикальных с углом более 50 град				
Техническая производительность, кг/мин	20	50	100	100	100
Дальность пневмотранспорта, м	50	250	250	250	250
Плотность заряжения, г/см ³	1,15	1,20	1,20	1,20	1,15
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	5	5	10	10	10
Внутренний диаметр зарядного трубопровода, мм (в мм)	25	40	40	40	40
Размеры, мм: длина ширина высота	600 600 1100	900 700 900	1300 800 1100	2000 1100 1200	2000 100 1200
Масса, кг	30	100	300	1000	1000

Техническая характеристика пневматических зарядчиков

	ЗП-5	ЗП-12	ЗП-25
Производительность, кг/мин	50	90	100
Диаметр зарядяемых скважин, мм	до 76	до 105	до 150
Угол наклона скважины, град		0 - 360	
Рабочее давление воздуха, МПа		0,5	
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	4-5	6	8
Плотность заряжения, г/см ³		до 1,2	
Диаметр зарядного шланга, мм	32	36	42-50
Длина транспортировки, м	150	200	до 300
Масса порции, кг	4,5	11	22
Вместимость загрузочной воронки, кг	40	40	40
Размеры, мм:			
высота	900	1250	1250
диаметр загрузочной воронки	570	590	590
Масса, кг	21	30	35

Для механизации зарядания взрывных шпуров и скважин разработан целый ряд зарядных устройств; ЗП-2, РПЗ-06, «Ульба-100», «Катунь», ПЗЛ-100, ЗМБС-2, ЗДАУ «Ульба» и др., каждый из которых имеет свои плюсы и недостатки.

ПРОВЕДЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В результате ведения горных работ в недрах земли образуются полости (пустоты), называемые горными выработками и называются подземными.

По назначению выработки делятся на разведочные и эксплуатационные. К подземным горным выработкам относятся:

Ствол шахты – вертикальная или наклонная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность.

Слепой ствол шахты проводится из подземной выработки для вскрытия и обслуживания нижележащих горизонтов.

Штольня – горизонтальная или слабонаклонная горная выработка, проводимая в гористой местности для обслуживания подземных горных работ.

Квершлаг – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и проводимая вкрест простирания месторождения.

Штрек – горизонтальная (с наклоном 0-3°) выработка, проводимая по простиранию или в любом направлении по месторождению или вмещающих породах.

Восстающий – вертикальная или наклонная горная выработка, проводимая с нижнего горизонта на верхний.

Уклон – подземная наклонная выработка, проводимая сверху вниз для обслуживания работ и подъема полезного ископаемого.

Камерные выработки – подземные горные выработки, которые при сравнительно больших поперечных размерах имеют небольшую длину и предназначены для размещения оборудования, материалов и пр.

При проведении подземных горных выработок происходит перераспределение напряжений в окружающих их породах. Поведение пород вокруг выработок определяется величиной напряжений и их прочностью. Если напряжения выше предела упругости пород, то в них начинаются пластические деформации, вызывающие разрушение кровли и стенок выработок. В этом случае необходимо проводить работы по упрочнению пород или возведению крепи. Под термином «горное давление» понимается напряжение «давление» в массиве пород вокруг выработок или в системе «крепь-порода», вызванное природными и технологическими факторами в результате проведения горных выработок. С повышением глубины залегания горных выработок напряженное состояние массива возрастает и возникают новые качественные проявления – сползание, стреляние, горные удары, внезапные выбросы пород.

Для расчета крепи первоначально необходимо определить нагрузку на крепь. Для расчетов при крепости пород более 5 используется гипотеза проф. М.М. Протодяконова, по которой крепь вертикальной выработки рассматривается как подпорная стенка, препятствующая сползанию рыхлых пород внутрь выработки, а в горизонтальных выработках по гипотезе боковые породы устойчивы, а на крепь оказывает давление лишь порода, находящаяся внутри свода естественного равновесия параболической формы. Свод разгружает давление вышележащих пород и передает его на боковые породы.

Величина горного давления на крепь определяется по формуле

$$P = 2/3 B h_{co} L g p / B L = 2/3 g p h_{co} , \text{ Па}$$

где B – ширина выработки, м;

L – протяженность выработки, м;

$g = 9,81 \text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения;

p – плотность породы, кг/м^3 ;

$h_{co} = B/\phi$ – величина свода естественного равновесия,

$\phi = \arcs(\lg f)$ – угол внутреннего сопротивления.

Величина давления на крепь со стороны кровли по гипотезе Г.М. Цимбаревича определяется из выражения

$$P = g p h_{co} / 2 , \text{ Па}$$

В вертикальных выработках вертикальное давление не учитывается, а расчет крепи производится от горизонтального давления на крепь, которое равно

$$P_r = g p H \lg^2 (45 - \psi/2) , \text{ Па}$$

где H – глубина, для которой определяется давление, м;

$\lg^2 (45 - \psi/2)$ – коэффициент бокового распора.

Крепление горных выработок

Горные выработки на протяжении всего срока их эксплуатации должны сохранять первоначальную форму и размеры поперечного сечения. Для обеспечения этого требования применяется горная крепь.

Горная крепь – это искусственное сооружение, возводимое в горных выработках для предотвращения обрушения и вспучивания окружающих горных пород, сохранения необходимых размеров сечения выработок, а также для восприятия и управления горным давлением. Крепление горных выработок – это совокупность работ по возведению горной крепи.

Горная крепь должна обеспечивать безопасную работу людей в выработках; быть прочной, способной выдерживать оказываемое на нее давление; минимально заполнять поперечное сечение выработки; иметь небольшое аэродинамическое сопротивление; быть экономичной и соответствовать сроку службы выработки.

Горная крепь классифицируется по нескольким признакам: по виду материала – на деревянную, металлическую, бетонную, железобетонную, каменную и смешанную; по конструкции – на сплошную и рамную; по форме сечения выработки – на трапециевидную, арочную, круглую, эллиптическую; по характеру работы – на жесткую, податливую и шарнирную; по назначению – на временную и постоянную.

Выбор конструкции и материала крепи зависит от назначения, вида, интенсивности давления и срока службы выработки.

Строительные материалы, используемые для крепления горных выработок, называются крепежными.

В качестве крепежного материала используют древесину хвойных и лиственных пород – сосны, ели, лиственницы, пихты, дуба, граба, бука, ясени.

Срок службы древесины зависит от ее влажности, возраста дерева, состава рудничного воздуха и воды и не превышает 5 лет.

Применение древесины в качестве крепежного материала обусловлено небольшой ее плотностью – $0,6-0,8 \text{ т/м}^3$, значительной прочностью, легкостью обработки, простотой возведения ремонта крепи. К недостаткам древесины относится огнеопасность, недолговечность, склонность к загниванию, значительно уменьшает сечение выработки.

Современным материалом для горной крепи является прокат черных металлов – двутавровые балки, швеллеры, рельсы, балки специального профиля (СВП), уголки, полосы, арматурная сталь и металлическая сетка.

Для крепления выработок, проводимых в сложных гидрогеологических условиях, применяется тубинговая крепь, изготавливаемая в виде литья из серого чугуна.

Достоинствами металлической крепи является высокая прочность при растяжении и сжатии, долговечность (не менее 10-15 лет), возможность повторного использования. Основным недостатком является склонность к коррозии.

Бетон – искусственный каменный материал, полученный при твердении бетонной смеси, состоящей из цемента, песка, щебня или гравия и воды. Для горной крепи применяют тяжелые бетоны, с объемной массой ($1800-2500 \text{ кг/м}^3$). Прочность бетона крепи характеризуется его маркой, представляющей предел прочности на сжатие. Для горной крепи применяют бетон марок В15 и выше.

Таблица Прочностные данные бетонов

Вид сопротивления	Расчетное сопротивление (МПа) при классе бетона			
	B15	B20	B25	B30
Сжатие	8,5	11,5	14,5	17,0
Растяжение	0,75	0,9	1,05	1,2

Достоинством бетона в качестве крепежного материала следует считать: Значительную прочность при сжатии, монолитность, долговечность, огнестойкость, хорошее сцепление с окружающими породами.

Недостатки бетонной крепи: значительный вес, хрупкость при ударе, малая прочность при изгибающих и растягивающих усилиях.

Проходка вертикальных стволов шахт обычным способом

Объем проведения шахтных стволов в горной практике составляет около 5% от объема подземных горных выработок. Однако это наиболее ответственная и дорогостоящая часть горных работ при добыче полезных ископаемых.

Через стволы шахт осуществляют подъем на земную поверхность полезное ископаемое, водоотлив, спуск и подъем различных материалов и оборудования, подачу свежего воздуха для проветривания горных выработок, спуск и подъем людей.

Глубина капитальных стволов могут достигать от сотен метров до километра и глубже, а сечение стволов доходит до 60 м².

Значительное различие горно-геологических условий размещения подземных сооружений, их предназначение обуславливают разнообразие форм и размеров поперечных сечений. При этом форма поперечного сечения в основном устанавливается, исходя из характеристики пересекающих пород, их водоносности, величины горного давления, а также исходя из материала и конструкции крепи. Размеры поперечного сечения в основном определяются от назначения подземного сооружения.

В зависимости от свойств пересекаемых пород и притока воды выделяют обычную (приток до 8 м³/ч) и специальными способами (приток более 8 м³/ч) проходку стволов шахт.

По длине (глубине) ствол шахты состоит из устья (воротник), основной части, сопряжения с околоствольными дворами и зумифа.

Комплекс работ по проходке вертикальных стволов разделяется на два этапа:

- подготовительный,
- собственно проходку ствола.

К подготовительным работам на промышленной площадке относятся:

- планировка площадки,
- прокладка коммуникаций,
- устройство дорог различного назначения,

- оснащение стволов,
- сооружение технологической части,
- возведение зданий околоствольного комплекса,
- монтаж проходческого оборудования,
- здания и сооружения (компрессорная, подстанция) и другое.

Продолжительность подготовительного периода при строительстве шахт главным образом зависит от мощности шахты, числа стволов, назначения, принятой технологической схемы проходки.

Обычные способы проходки применяют по малообводненным и устойчивым породам, когда вода из забоя ствола удаляется на поверхность в бадьях или насосами, а стенки ствола до возведения постоянной крепи остаются устойчивыми.

При проходке ствола обычным способом организация строительства выполняется в следующем порядке:

- выбирают технологическую схему проходки и комплекс проходческого оборудования,
- проектируют технологию работ по процессам,
- рассчитывают комплексную норму выработки,
- определяют состав проходческой бригады и продолжительность цикла,
- строят график организации работ в забое.

Формы и определение размеров поперечного сечения стволов

В горнорудной промышленности основным стволы шахт имеют прямоугольную и круглую форму сечения.

Прямоугольную форму применяют на горных предприятиях добывающих россыльное золото для стволов небольшой глубины (до 150 м), закрепленных деревом, а также при геологоразведочных работах.

При прямоугольной форме наиболее полно используется сечение ствола для размещения оборудования: подъемных сосудов, лестничного оборудования, трубопроводов и пр. Единственным недостатком является применение леса, как недолговечного крепящего материала.

Стволы круглого сечения крепятся монолитным бетоном или тубингами. В отличие от прямоугольных стволов здесь можно применять более индустриальные методы проходки. Неизбежное увеличение сечения ствола необходимо для размещения оборудования, этим самым повышается воздухопропускная способность ствола шахты и улучшаются условия проветривания подземных горных выработок.

Площадь сечения стволов зависит от их назначения. Стволы для выдачи полезного ископаемого зависят от производственной мощности шахты, газового режима и глубины разработки.

Размеры сечения материальных и вспомогательных стволов выбирают по основным размерам кустей, в которых будут производить спуск и подъем рабочих, материала и оборудования в вагонетках.

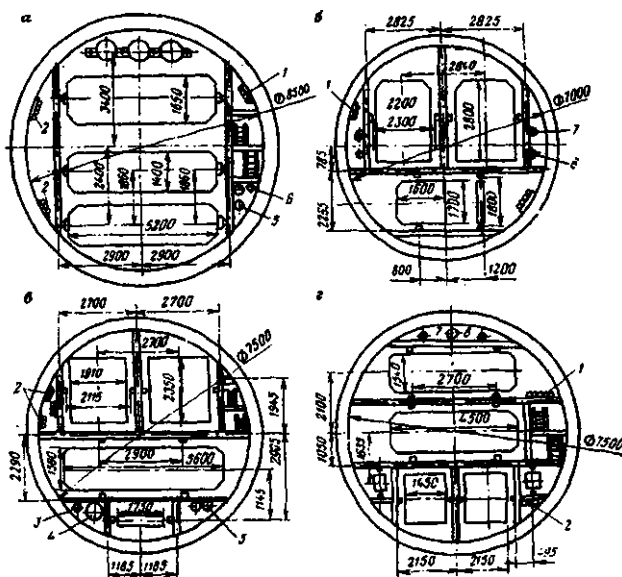
Размеры сечения вентиляционных стволов зависят от газового режима шахты, количества людей работающих в шахте и от общего количества воздуха, необходимого для проветривания подземных горных выработок.

Размеры сечения ствола определяют графическим способом исходя из размеров и расположения подъемных сосудов, расстрелов, проводников, зазоров между сосудами, между сосудами и крепью и других зазоров, регламентированных правилами безопасности (ЕПБ), а также с учетом размещения лестничного отделения, ставов трубопровода и кабелей.

Согласно требованиям ЕПБ минимальная величина зазоров между подъемными сосудами и крепью равна 200 мм, между двумя движущимися сосудами при отсутствии расстрелов – 200 мм.

При оборудовании лестничных отделений учитывается следующее. Лестничное отделение ствола шахты (шурфа) отделяется от подъемного отделения сплошной перегородкой толщиной 20 мм. Минимальная ширина лестниц – 400 мм, расстояние между ступеньками 300 мм. Лестницы должны устанавливаться под углом не более 80°. Расстояние между лестничными полками не превышать 6 м. Лестницы должны выступать над полком не менее чем на 1 м или на ту же высоту выработки крепят скобы. Основание лестницы должно отстоять от крепи не менее чем на 600 мм. Ширина лазов в полке не менее 600 мм, длина – не менее 700 мм, а сами лазы располагаются в шахматном порядке. Обычно в поперечном сечении размеры лестничного отделения составляют 1200х1300 мм (прямоугольное), а в круглом сечении ствола для этого выделяется сегмент в плане высотой – 1500 мм.

Как было сказано, размер сечения ствола шахты зависит от подъемных сосудов. Принимаемый типоразмер подъемных сосудов должен соответствовать массе груза, который необходимо поднять за один раз, и непосредственно зависит от производительности подъемной установки.



Характерные сечения стволов шахт

а — клетевой; б — скиповой (два скипа вместимостью по 25 м³ и один — 11 м³); в — «л»-по-клетевой (два скипа по 20 м³ и клеть); г — «к»-клетевой (два скипа по 10 м³ и две клетки); 1, 2 — кабели сигнальные и силовые; 3, 4, 5, 6, 7, 8 — трубы для водоснабжения, водоотлива и орошения

Производительность подъемной установки

$$K_p A$$

$$A_{\text{ч}} = \frac{N t}{\dots}, \text{ т/ч}$$

где $K_p = 1,25$ — коэффициент резерва подъема;

A — годовая проектная мощность шахты, т;

$N = 300$ — число рабочих дней в году по выдаче ПИ;

$t = 15$ ч — число часов работы подъемной установки по выдаче полезного ископаемого (ПИ) в сутки.

Масса одновременно поднимаемого полезного груза

$$Q = 0,0057 (H A_{\text{ч}})^{1/4}, \text{ т}$$

где H — высота подъема, м

$$H = h_{\text{ст}} + h_1 + h_n, \text{ м}$$

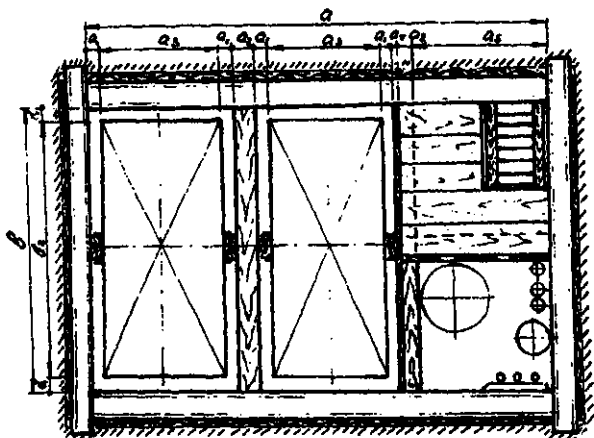
$h_{\text{ст}}$ — глубина ствола от устья до уровня почвы околоствольного двора, м;

$h_1 = 15 \dots 20$ м — высота загрузки скипа у подземного бункера (у клетки $h_1 = 0$)

$h_n = 20 \dots 32$ м — высота приемной площадки скипа (для клетки $h_n = 6 \dots 12$ м).

По полученным массам одновременно поднимаемого полезного груза, подбирают необходимый типоразмер скипа или клетки. Выбирают сетку расстрелов из числа типовых профилей проката, а также величину необходимых зазоров по ЕПБ. Для деревянных применяют брусья сечением 20х20 или 20х25 см, а для деревянных проводников применяют брусья сечением 12х15; 15х18; 18х20 см при длине 6 м. При металлической армировке в качестве проводников используются рельсы Р38; Р43, длиной 12,5 м или сварной квадратный профиль 200х200 мм.

Для определения площади поперечного сечения прямоугольного ствола, на чертеже изображается компоновка и размеры принятых подъемных сосудов и отделений согласно требованиям ЕПБ.



При прямоугольном сечении ствола основные размеры можно определить из следующих выражений.

Размеры длинной стороны ствола в свету:

$$a = 4 a_1 + 2 a_2 + 2 a_3 + a_4 + a_5, \text{ мм}$$

где a_1 – зазор между подъемными сосудами и крепью или расстрелами, мм;

a_2 – толщина расстрела, мм;

a_3 – ширина клетки (диаметр бабь), мм;

a_4 – толщина обшивки лестничного отделения, мм;

a_5 – ширина лестничного отделения, мм.

Размер короткой стороны ствола в свету:

$$b = 2 b_1 + b_2, \text{ мм}$$

где b_1 – зазор между подъемным сосудом и крепью, мм;

b_2 – длина клетки (диаметр бабь), мм.

Площадь поперечного сечения ствола в свету

$$C_{\text{св}} = a \times b, \text{ м}^2$$

При определении поперечного сечения прямоугольного ствола вчерне, необходимо учитывать толщину деревянного крепления, толщину затяжки — 50 мм и породной засыпки 50 мм между породными стенками и затяжкой.

Площадь поперечного сечения ствола в проходке равна

$$C_{\text{пр}} = 1,05 C_{\text{св}}, \text{ м}^2$$

При определении поперечного сечения ствола круглой формы на плане в масштабе наносят сетку расстрелов из профиля (двутавровых балок от №16 до №36 или швеллеров №№ 18 — 30), размещают необходимое оборудование с учетом их минимальных зазоров и с учетом сегмента под лестничное отделение, а также размещения различных труб и кабелей.

Таблица

Балки двутавровые и швеллеры стальные специальные по ГОСТ 19423—74 для подвески путей (М) и армровки шахтных стволов (С)

Номер профиля	Высота, мм	Ширина полки, мм	Толщина стенки, мм	Момент инерции, см ⁴	Момент сопротивления, см ³	Площадь поперечного сечения, см ²	Масса 1 м, кг
---------------	------------	------------------	--------------------	---------------------------------	---------------------------------------	--	---------------

Балки двутавровые

14С	140	80	5,5	712	102	21,50	16,9
20С	200	100	7,0	2 370	237	35,60	27,9
20Са	200	102	9,0	2 501	250	39,60	31,1
22С	220	110	7,5	3 400	310	42,10	33,1
27С	270	122	8,5	6 550	485	54,51	42,8
27Са	270	124	10,5	6 870	507	59,90	47,0
36С	360	140	14,0	17 350	964	90,90	71,3
18М	180	90	7,0	1 750	196	32,90	25,9
24М	240	110	8,2	4 640	367	48,70	38,3
30М	300	130	9,0	9 500	633	64,00	50,2
35М	360	130	9,5	15 340	852	73,80	57,90
45М	450	150	10,5	31 900	1420	98,80	77,6

Швеллеры

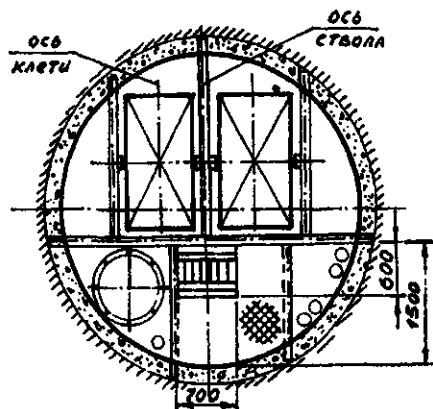
18С	180	68	7,0	1 270	141	25,70	20,2
18Са	180	70	9,0	1 370	152	29,30	23,0
20С	200	73	8,0	1 780	178	28,80	22,6
30С	300	87	9,0	4 500	433	49,60	39,1

Примечание. Указанные профили проката применяются также в конструкциях и других подземных сооружениях (подземные железные дороги, крепление сопряжений горизонтальных выработок).

Относительно размещенного в плане оборудования описывается окружность (центр пересечения медиан). Центр окружности ищется по трем точкам, отстоящим от выступающих частей оборудования на расстоянии не менее 200 мм. Согласно принятому масштабу определяется диаметр ствола в

свету. Далее с учетом горного давления определяют толщину монолитной бетонной крепи и диаметр шахтного ствола в черне и проходке.

Полученное значение сечение ствола в свету увеличивают до ближайшего большего кратной 0,5м и окончательно вычисляются площади ствола в черне и проходке.



Сечение круглого ствола

Сооружение устья ствола шахты

Проходка устья ствола шахты начинается с фиксирования центра ствола и инструментальной разбивки осей ствола. Устье сооружается обычно в более сложных горно-геологических условиях, чем остальная часть ствола. При выборе конструкции материалов и размеров крепи необходимо учитывать то, что крепь испытывает значительные боковые нагрузки от симметричного давления грунтов, внешних вертикальных сил, передаваемых стойками копра, влияния фундамента колон надшахтного здания или башенного копра, а также фундаментов подъемных машин или других внешних нагрузок. С учетом этого, обычно крепь устья ствола рекомендуется выполнять из монолитного бетона или железобетона.

Обычно устье ствола проходится по наносам. Для рыхления используются отбойные молотки. Разрыхленная порода грузится в бады. Для механизации погрузки применяется грейферный грузчик с ручным вождением типа КС. Чтобы обеспечить посильное перемещение грузчика по забою вручную, он подвешен на канате длиной не менее 15 м на стреле крана, грузоподъемностью не менее 2 т.

После углубления забоя ствола на 12-15 м от поверхности, ствол перекрывается нулевой рамой. На раму устанавливается лебедка для подвески грейферного грузчика.

Шахтостроительными организациями созданы специальные агрегаты, например ПАШ-100 позволяющий проходить вертикальные стволы по временной схеме глубиной до 100 м и более. Подъемная установка представляет собой раму-площадку, на которой смонтированы:

- однобарабанная лебедка БЛ-1200\ 1030 для подъема бадьи;
- две лебедки для направляющих канатов;
- стрела с подшивной площадкой;
- нулевая рама и прочее оборудование и приспособления;
- производительность подъема составляет – $7,5 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- масса агрегата – 27,5 т.

Устье ствола, как правило, проходят с временным креплением. По мере проходки непосредственно из забоя навешиваются металлические кольца временной крепи. Между смежными кольцами и породными стенками ствола устанавливают и расклинивают доски. Этот процесс называется затяжкой стенок ствола.

После проходки устья на полную мощность наносов снизу вверх возводят монолитную бетонную или железобетонную крепь с опорой на коренные породы. Деревянная опалубка по мере бетонирования наращивается кольцами высотой 1,5-1,8 м. В слабых породах временная крепь не снимается, остается в бетоне.

Если устье ствола проходится по коренным породам, устойчивость которых позволяет обнажить их на высоту 3-4 м без длительного поддержания, возможна проходка сразу с постоянным креплением монолитным бетоном, но для этого необходима передвижная металлическая опалубка.

После проходки устья ствола или технического отхода на ствол надвигается смонтированный рядом проходческий копер, укосины (ноги) которого закрепляются на бетонных тумбах. Затем на копер навешивается стволное оборудование:

- бадьи с направляющими рамками;
- подвесной проходческий полок;
- стволовая погрузочная машина;
- подвесной проходческий насос;
- спасательная лестница;
- передвижная опалубка;
- электрические кабели освещения и сигнализации;
- кабель для электрического взрывания и пр.

С целью экономии канатов и лебедок трубопроводы крепят к стенкам ствола. На этом подготовительный период заканчивается и начинается основной период строительства (проходка) ствола шахты.

Технологические схемы проходки стволов

В зависимости от последовательности выполнения основных процессов в стволе (видов работ) увязанных во времени и в пространстве различают следующие схемы проходки:

Последовательная схема, когда ствол проходится участками глубиной 20-30 м, иногда с временной крепью. После чего снизу вверх на всю высоту звена возводится постоянная монолитная крепь, а временная крепь снимается или оставляется в бетоне при очень слабых породах.

Последовательная схема отличается большими непроизводительными затратами (временная крепь, устройство и разборка деревянной опалубки). Скорость проходки готового (закрепленного) ствола не превышает 30 м/мес. Эта схема имеет ограниченное применение.

Параллельно-щитовая схема, когда работы осуществляются одновременно в одном звене. Постоянная бетонная крепь наращивается вслед за проходкой с подвешного проходческого полка, находящегося на высоте 25-30 м над забоем. Для предохранения людей от возможных обрушений пород, между полком и забоем устанавливают круглый металлический щит.

Порядок выполнения работ:

- углубляется забой на высоту передвижной опалубки;
- опускается на канатах металлический щит;
- опускается подвешной проходческий полок;
- опускается передвижная металлическая опалубка;
- заопалубочное пространство заполняется быстротвердеющей бетонной смесью до верхнего стыка.

К параллельно-щитовой схеме прибегают для ускорения проходки ствола шахты. При такой схеме достигается скорость проходки до 400 м/мес. готового ствола.

Совмещенная схема, когда ствол проходится короткими заходками по 3-4 м, сразу с постоянным креплением. Работы выполняются в следующей последовательности. Как только уровень отбитой породы в процессе уборки понизится от конца забетонированной части ствола на рабочую высоту передвижной металлической опалубки, прекращается уборка породы. На оставшийся слой породы опускается и устанавливается опалубка. Пространство за опалубкой заполняется бетонной смесью до верхнего стыка. После этого убирается оставшаяся порода и приступают к бурению шпуров. Совмещенная схема исключает необходимость временной крепи.

Производительность труда забойной группы выше, чем в других вышеприведенных схемах и является основной в настоящее время при проходке стволов. Выбор той или иной схемы проходки ствола

осуществляется сравнительной оценкой относительных затрат времени на выполнение отдельных видов работ.

Операции проходческого цикла при проходке ствола шахты

Технология проведения стволов при обычных способах состоит из следующих процессов:

- бурение шпуров;
- зарядание и взрывание шпуров;
- проветривание забоя;
- водоотлив;
- уборка породы (операции погрузки и подъема);
- установка временной или постоянной крепи;
- армировка ствола (если производится одновременно).

Бурение шпуров

После взрывания в основании шпуров получается слой породы сильно разбитый трещинами, но не оторванный от целика, который затрудняет забуривание шпуров и их дальнейшее бурение, особенно ручными перфораторами. Поэтому сильно разрушенный слой породы снимают при помощи отбойных молотков, т.е. производится «разборка» забоя.

Объем породы, подлежащей разборке, также как и коэффициент использования шпура (КИШ), зависит от физико-механических свойств пород, характера их напластования и от качества буровзрывных работ (БВР).

Продолжительность разборки можно выразить

$$t_{\text{раз}} = \frac{V_{\text{раз}} K_{\text{раз}}}{n q_{\text{раз}}}, \text{ ч}$$

где $V_{\text{раз}}$ – не оторванная часть обуренной породы, м^3 ;

$$V_{\text{раз}} = L (1 - n) S_{\text{пр}}, \text{ м}^3$$

$L = (4 \dots 4,5) \text{ м}$ – глубокие шпуры; $L = (1,5 \dots 2) \text{ м}$ – мелкие шпуры;

n – коэффициент использования шпура;

$S_{\text{пр}}$ – сечение ствола в проходке, м^2 ;

n – количество людей на разборке забоя;

$q_{\text{раз}} = (0,2-0,3) \text{ м}^3/\text{ч}$ – производительность труда на разборке;

$K_{\text{раз}} = (0,15-0,25)$ – коэффициент, учитывающий степень разборки.

Тогда

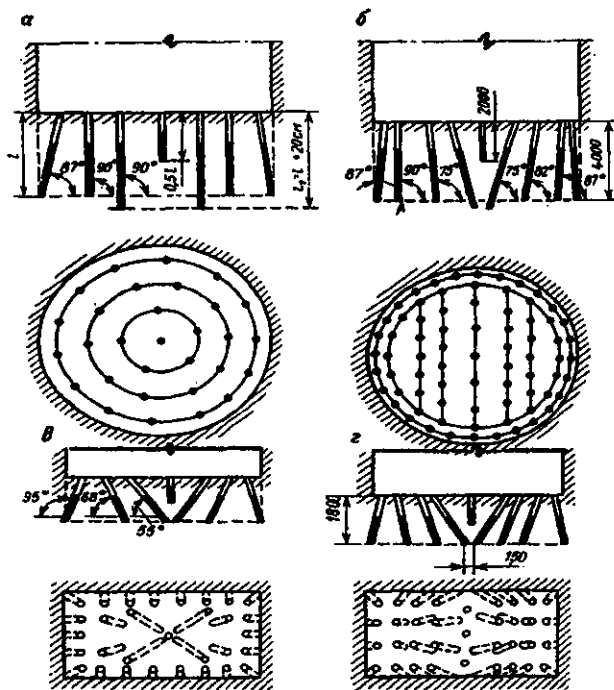
$$t_{\text{раз}} = \frac{L (1 - n) S_{\text{пр}}}{n q_{\text{раз}}} K_{\text{раз}}, \text{ ч}$$

После зачистки забоя от породы (разборки) с поверхности (или полка) остаются перфораторы, шланги и другой буровой инструмент. В центре забоя бурится короткий шпур, в него забивается по отвесу колышек, который является центром (осью) ствола и далее специальным шаблоном-рейкой размечаются шпуры.

Шпуры в забое располагаются по концентрическим окружностям пропорционально их длинам.

Диаметр врубовой окружности принимается равным

$$D_{вр} = (0,3-0,4) D_{вч}, \text{ м}$$



Схемы расположения шпуров в вертикальном стволе при круглой и прямоугольной формах сечения:
а, б — соответственно прямой и клиновой врубы, в, г — соответственно пирамидальной и клиновой врубы, l — глубина шпуров, h — глубина врубовых шпуров

Вруб в забое ствола может быть цилиндрическим (бочкообразным), коническим и клиновым, а глубина врубовых шпуров больше на 10-20% от основных (отбойных).

Оконтуривающие шпуров забуриваются с внешним уклоном на расстоянии 15-20 см от проектного контура ствола (породной стенки). Общее число окружностей принимают такое, чтобы расстояние между ними было в пределах 0,6-0,8 м.

Диаметр окружности вспомогательных шпуров можно определить:

- при размещении комплекта шпуров по трем окружностям

$$D_{всп} = D_{вр} + (D_{вч} - D_{вр}) / 2, \text{ м}$$

- при размещении комплекта шпуров по четырем окружностям

$$D_{всп} = D_{вр} + (D_{вч} - D_{вр}) / 3, \text{ м}$$

$$D_{всп} = D_{вр} + (D_{вч} - D_{вр}) / 2, \text{ м}$$

- при размещении комплекта шпуров по пяти окружностям

$$D'_{всп} = D_{вр} + (D_{вч} - D_{вр}) / 4, \text{ м}$$

$$D''_{всп} = D_{вр} + (D_{вч} - D_{вр}) / 2, \text{ м}$$

$$D'''_{всп} = D_{вр} + 3(D_{вч} - D_{вр}) / 4, \text{ м}$$

В зависимости от принятой схемы угол наклона врубовых и оконтуривающих шпуров может быть равной 60-80*.

Расчетное количество шпуров размещается на схеме выработки. При этом может оказаться, что для равномерного расположения или оконтуривания выработки необходимо увеличить или уменьшить число шпуров. Допускается изменение общего количества в пределах 5 шпуров или изменение коэффициента заполнения шпура взрывчатым веществом (ВВ). Число шпуров должно быть достаточным с точки зрения эффективности разрушения обуренного объема породы, размещения расчетного заряда ВВ и правильного оконтуривания выработки.

Шпуры при сооружении стволов бурят ручными пневматическими бурильными машинами – перфораторами типа ПП (ПР) или буровыми установками типа БУКС.

Технические характеристики перфораторов

Параметры	Перфораторы										
	Неревольные				Телескопические			Каземные			
	ППЗ6	ПП150	ПП54	ПП63	ПТ38	ПТ46	ПК60	ПК75	ПК120	ПК150	ПК175
Энергия удара, Дж	36	50	54	63	46	80	90	157	182	196	245
Частота ударов, с ⁻¹	38	34	38	30	40	38	41	33	41	31	33
Крутящий момент, Н.м	18	20	26	26	19,6	29,4	157	245	343	343	343
Расход воздуха, л/мин	2,8	3,4	4,1	3,9	4,1	5,8	9,1	13	15	16	20
Масса, кг	24	30	31,5	33	38	48	60	75	120	150	175
Длина, мм	705	717	820	860	1450	1470	600	700	750	800	800
Глубина бурения, м	2	3	4	5	6	15	15	25	50	50	50
Диаметр шпуров, мм	72	80	85	75	80	100	110	125	130	140	150
Ход, мм	40	42	44	35	35	35	40	55	60	55	55

Техническая характеристика установок БУКС

Показатели бурильной установки	Тип установки		
	БУКС-1м	БУКС-1му	БУКС-2м
Диаметр ствола с свету, м	5,5-9	5,5-9	4,5-8
Число бурильных машин	4	4	2
Глубина бурения шпуров, м	4,2	4,2	2,4
Величина хода автоподатчика, м	4,5	4,5	2,7
Угол наклона машины, град.	10	10	20
Расстояние между шпурами, мм	800	800	600-800
Тип бурильной машины (пневм.)	БГА-1м	ПК-60 (75)	БГА-1м
Удельный расход воздуха, м ³ /мин	12,5	13	12,5
Способ бурения	вращ.	Удар.	Вращ.
Энергия единичного удара, Дж	85	92(150)	85
Частота удара, с ⁻¹	43,3	46,6(37)	43,3
Крутящий момент, Н.м	216	176(255)	216
Частота вращения шпинделя, с ⁻¹	1,67	1,25	1,67

Число перфораторов одновременно работающих в забое

$$n = S_{\text{вч}} / S_{\text{зд}}$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь ствола в черне, м^2 ;

$S_{\text{зд}} = (4-5) \text{ м}^2$ – площадь забоя на один перфоратор;

Число шпуров в забое ствола

$$N = 1,25 \frac{q_0 S_{\text{пр}}}{\alpha \gamma d_{\text{ш}}^2 K},$$

где $S_{\text{пр}}$ – сечение ствола в проходке, м^2 ;

α – коэффициент заполнения шпура ВВ;

$\alpha = (0,65-0,75)$ – при диаметре патрона 32 мм;

$\alpha = (0,4-0,5)$ – при диаметре патрона 45 мм;

$\alpha = (0,35-0,45)$ – при диаметре патрона 55 мм;

γ – плотность ВВ в патронах или плотность заряжения, кг/м^3 ;

$d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура, м;

K – коэффициент уплотнения ВВ;

$K = 1$ – аммиачно-селитровые ВВ

$K = 1,2$ – нитроглицериновые ВВ

q_0 – удельный расход ВВ, кг/м^3 .

$$q_0 = 1,6 e \sqrt{(f / S_{\text{пр}})}, \text{ кг/м}^3$$

e – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

f – коэффициент крепости пород;

$$I_{\text{ш}} = \frac{T_{\text{ц}} - ((N t_1 / \phi, n_1) + T_{\text{в}} + t_{\text{вс}} + t_{\text{о}})}{\frac{N S_{\text{вч}} m n_1 K_p V_{\text{с}} n_1 \phi}{Q_{\text{с}} P_{\text{н}} P_{\text{с}}}}, \text{ м}$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, ч;

N – число шпуров на забой;

t_1 – время заряжения одного шпура (5 мин), ч

$t_1 = (0,7-0,1)$ ч – для патронов ВВ диаметром 36 мм;

$t_1 = (4 + 1,1) / 60$ – для патронов 45 мм и гранулированных ВВ;

$\phi = (0,7-0,8)$ – коэффициент одновременности работы проходчиков на заряжении;

n_1 – число проходчиков занятых заряжением;

$$n_1 = S_{\text{вч}} / S$$

$S = (6-8) \text{ м}^2$ – площадь забоя на одного заряжающего;

$T_{\text{в}} = 0,5$ ч – время проветривания забоя ствола;

$\sum t_{\text{вс}}$ – суммарное время вспомогательных работ:

$t_{\text{вс}} = (15-25)$ – подъем бурового оборудования и полка;

$t_{\text{вс}} = (10-20)$ – осмотр и приведение его в безопасное состояние;

$t_{\text{вс}} = (20-30)$ – спуск полка и погрузочных машин;

$t_{\text{вс}} = (15-25)$ – спуск шта и прочие работы.

При ручных перфораторах и КС-3 $t_{\text{вс}} = 0,5-1$ час.

При бурении БУКС-1м и КС-2у/40 $t_{\text{вс}} = 1-1,5$ час

$t_o = (2-3)$ ч - время зачистки забоя, установка опалубки;

Q_o - скорость бурения, м/ч;

$m = (1,03-1,1)$ - коэффициент излишки сечения выработки;

$n = (0,8-0,95)$ - коэффициент использования шпура;

K_p - коэффициент разрыхления породы;

P_n - производительность погрузки разрыхленной породы, м³/ч;

$$V_o = S_{\text{ш}} \cdot m - S_{\text{св}}$$

$\phi_k = (0,8-1,0)$ - коэффициент совмещения крепления и погрузки;

$P_o = (6-8)$ м³/ч - производительность укладки бетона.

Производительность ручного перфоратора в смену

$$Q'_{\text{бп}} = \frac{60 (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}})}{(t_o + t_v) (1 + K_{\text{от}})}, \text{ м/см}$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч;

$T_{\text{пз}} = 0,355$ - подготовительно-заключительные операции, ч;

$T_{\text{об}} = 0,045$ - время на обслуживание рабочего места, ч;

t_o - чистое время бурения 1 п.м. шпура, мин;

$t_v = 1-2$ мин - вспомогательное время при бурении 1 м шпура;

$K_{\text{от}} = 0,1$ - коэффициент, нормированного времени отдыха.

Производительность бурильной установки в смену

$$Q'_{\text{бу}} = \frac{60 K_o K_n n_o (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{об}})}{(t_o + t_v) (1 + K_{\text{от}})}, \text{ м/см}$$

где K_o - коэффициент одновременности работы бурильных машин;

(0,85-0,95) - при 2-х или 3-х манипуляторах;

(0,8 - 0,9) - при 4-х манипуляторах;

$K_n = (0,7-1,0)$ - коэффициент перестановки бурильной установки;

n_o - число бурильных машин на установке;

$T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, ч;

$T_{\text{пз}} = 0,777$ ч - подготовительно-заключительные операции;

$T_{\text{об}} = 0,23$ ч - время на обслуживание рабочего места;

t_o - чистое время бурения 1 п.м. шпура, мин;

$t_v = 2$ мин - вспомогательное время на бурение 1 п.м. шпура;

$K_{\text{от}} = 0,1$ - коэффициент нормированного времени отдыха.

Расход ВВ на цикл определяется

$$Q = q_{\text{ш}} \cdot l_{\text{ш}} \cdot S_{\text{пр}}, \text{ кг}$$

где $q_{\text{ш}}$ - удельный расход ВВ, кг/м³;

$l_{\text{ш}}$ - глубина шпура, м;

$S_{\text{пр}}$ - сечение ствола в проходке, м².

Величина заряда в оконтуривающих шпурах составляет (0,7-0,75) вспомогательных (отбойных) шпуров, а величина врубовых увеличивается на 10-20 %. Количество патронированного ВВ на один шпур (масса шпурового заряда) обычно определяют:

$$q_{ш} = \frac{l_{ш} \alpha}{l_n} q_n, \text{ кг}$$

- при гранулированном ВВ

$$q_{ш} = \frac{n d_{ш}^2}{4} l_{ш} \alpha b, \text{ кг}$$

где $l_{ш}$ – длина (глубина) шпура, м;

l_n – длина патрона ВВ, м;

q_n – диаметр шпура, м;

$d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

b – плотность заряжаемого ВВ, кг/м³;

α – коэффициент заполнения шпура ВВ.

Диаметр патрона ВВ, мм	$f = 3 - 9$	$f = 10 - 20$
32, 36, 40	$\alpha = 0,4-0,5$	$\alpha = 0,5-0,75$
45	$\alpha = 0,35-0,45$	$\alpha = 0,45-0,5$

Типы ВВ	Водоустойчи- вость	Работоспо- собность, см ²	Плотность, г/см ³	Диаметр Патрона, мм	Длина Патрона, мм	Масса патрона, г
Аммонит сальнитный Н 1	Высокая	450	1,43-1,38	36,45	172,177	250,400
Аммонит сальнитный Н 3	Высокая	450	1,0-1,1	32,36	232,250	200,230
Аммонит Н 6 ЖВ	Средняя	360	1,0-1,2	32,36	232,250	200,230
Аммонит ПОВ-30	Средняя	263	1,05-1,2	32,36	190,238	200,250
Аммонит АП-5 ЖВ	Средняя	320	1,0-1,15	36	230	230
Детонит М	Высокая	460	1,0-1,3	28,32,36	248,352,230	150,200,250
Нефтяной аммонит Н 3 ЖВ	Средняя	230	1,1-1,3	32	200	200
Серый аммонит Н 1 ЖВ	Средняя	200	0,95-0,05	32	250	200
Углит 3-6	Средняя	130	1,1-1,25	36	200	300
Аммонит АР-4	Средняя	300	1,45-1,5		Россыльно	
Гранулит 70/21	Неводоуст.	360	0,85-0,9		Россыльно	
Гранулит АС-45	Неводоуст.	410	0,97		Россыльно	
Гранулит М	Неводоуст.	320	0,8		Россыльно	
Иглалит	Неводоуст.	320	1,0		Россыльно	

Тогда уточненный расход ВВ можно выразить

$$Q_{\phi} = q_{вр} n_{вр} + q_{ас} n_{ас} + q_{ок} n_{ок}, \text{ кг}$$

где $q_{вр}, q_{ас}, q_{ок}$ – масса заряда соответственно врубового, отбойного, оконтуривающего шпуров, кг;

$n_{вр}, n_{ас}, n_{ок}$ – количество шпуров соответственно врубовых, отбойных и оконтуривающих.

Заряжание шпуров и монтаж электровзрывной сети

Перед заряжением забой освобождается от бурового оборудования и инструмента. Сжатым воздухом очищаются шпуры. Затем опускают в бадье последовательно: взрывчатое вещество, патроны-боевики и забоечный материал – глины или гранулированный шлак. Для взрывания шпуров при проходке стволов в основном применяют скальный аммонит. Он обладает высокой мощностью, устойчив в воде, имеет большую объемную массу. Патроны прессованного скального аммонита хорошо проваливаются в шпур, вытесняя воду. Это облегчает заряжание и повышает качество заряда. При необходимости патроны досылают в шпур легким нажатием деревянной штанги (трамбовником).

При сборке электровзрывной сети, к двум концам одного провода трудно подсоединять большое количество электродетонаторов. На месте соединения образуется большой клубок оголенных проводов с ненадежными контактами. Поэтому над забоем натягиваются на колышках два оголенных провода-антенны, к которым вначале присоединяют электродетонаторы, а затем подводящий провод взрывного кабеля. Колышки вставляются в свободную часть устьев заряженных шпуров. Антенна должна находиться на такой высоте, чтобы при выключенном насосе она не оказалась в воде в момент взрывания.

Электродетонаторы в забое подсоединяются по одной из схем:

Последовательная схема (а) позволяет заранее «прозвонить» сеть, вовремя выявить и устранить возможные неисправности, допущенные при ее монтаже

Параллельная схема (б,в) более технологична. Не мешая друг другу монтаж сети могут вести несколько человек, что существенно сокращает продолжительность заряжения. Однако сила тока, раздробленная на все параллельно подсоединенные электродетонаторы может оказаться недостаточной.

Смешанная схема (г,д,е) сложна в монтаже, но за счет оптимального деления электродетонаторов на группы можно существенно увеличить силу тока в каждом детонаторе по отношению других схем, при одном и том же источнике тока.

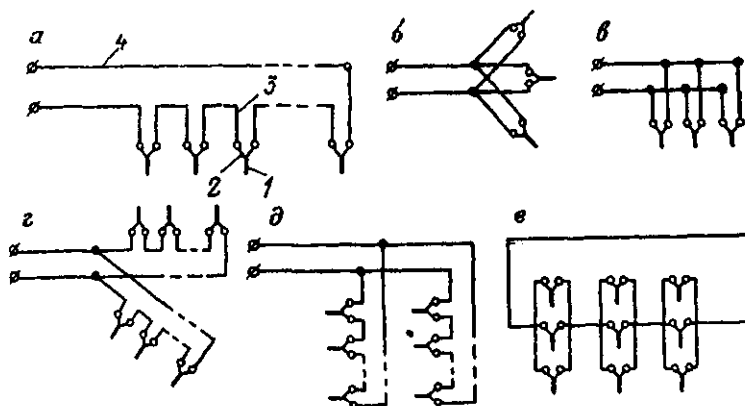
Тип средств взрывания	Срок хранения лет	Область целесообразного применения
КАПСЮЛИ-ДЕТОНАТОРЫ		
Гремучесульфотетриловые ВС	2	Для открытых и подземных работ, кроме шахт опасных по газу или пыли
Азидотетриловые В А	10	То же
Гремучесульфотетриловые ВБ	2	Для сухих забоев
ЭЛЕКТРОДЕТОНАТОРЫ МГНОВЕННОГО ДЕЙСТВИЯ		
ЭД-4-3, ЭД-4-Ж	2	Для открытых и подземных работ, кроме шахт опасных по газу или пыли в сухих и увлажненных забоях
ЭД-ОП (ЭД-8-ПМ)	1,5	Для шахт, опасных по газу или пыли
ЭДС (сейсмические)	2	Для подводных взрывов при давлении воды до 0,5 МПа
ЭЛЕКТРОДЕТОНАТОРЫ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ДЕЙСТВИЯ		
ЭДКС (короткозамедленного действия с интервалами замедления 25; 50; 75; 100; 150; 250 мс)	1,5	Для открытых и подземных работ в сухих и обводненных местах, кроме шахт, опасных по газу или пыли
ЭДЗД (замедленного действия с интервалами замедления 0,5; 0,75; 1,0; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10,0с)	1,5	Для открытых и подземных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли
ЭДСЗ-ПМ (короткозамедленного действия с интервалом замедления 15 и 20 мс)	1,5	В сухих и обводненных забоях шахт, опасных по газу или пыли

В соответствии с ЕПБ монтаж электровзрывной сети должен вестись от забоя в сторону источника тока. Вначале подсоединяются электродетонаторы к антенне, после чего к ней подсоединяют провода к жилам кабеля.

На поверхности взрывник последовательно выполняет следующие операции:

- персональным ключом открывает минную станцию;
- проверяет омметром правильность монтажа сети;
- проверяет напряжение в источнике тока;
- отключив рубильник, вставляет плавкие предохранители;
- последовательно включая рубильники, производит взрыв.

После взрыва выключает все рубильники, вынимает плавкие предохранители и закрывает на замок минную станцию до очередного взрыва.



Схемы соединения электродетонаторов:

1 – электродетонатор; 2 – детонаторный провод; 3 – соединительный провод;
4 – магистральный провод

Расчет электровзрывной сети преследует цель наиболее целесообразную схему подсоединения ЭД при данном источнике тока, определить силу тока, которая пройдет через каждый ЭД и сравнить ее с гарантийной силой тока.

Для наиболее распространенных типов ЭД гарантийная сила тока равна 1 А, а переменного тока – 2,5 А.

Исходя из понятия, «гарантийной силы тока» электровзрывная сеть должна отвечать следующим требованиям:

- все электродетонаторы во взрывной сети должны быть одинакового сопротивления;
- при их соединении через каждый электродетонатор проходил равный по величине ток.

Общая сила тока, идущая от источника в сторону ЭД, определяется по закону Ома.

$$I_{\text{об}} = \frac{U}{R_{\text{об}}}, \text{ А}$$

где U – напряжение источника тока, В;

$R_{\text{об}}$ – общее сопротивление взрывной сети, Ом;

При последовательном соединении ЭД

$$R_{\text{об}} = R + r_n + n r, \text{ Ом}$$

где R – сопротивление кабеля взрывания, Ом;
 r_n – сопротивление подводящих проводов, Ом;
 r_3 – сопротивление ЭД, Ом;

n – количество ЭД подсоединенных последовательно.

Тогда сила тока проходящая через каждый ЭД равна общей силе тока и должна быть равна или более гарантийной силе тока.

При параллельной схеме соединения ЭД

$$R_{\text{сб}} = R + r_n + r_3 / m, \text{ Ом}$$

где m – количество ЭД соединенных параллельно.

В этом случае

$$i_3 = I_{\text{сб}} / m, \text{ А}$$

При последовательно-параллельной (смешанной) схеме ЭД делятся на равные группы, которые соединяются между собой последовательно. а группы – параллельно, тогда

$$R_{\text{сб}} = R + r_n + (n r_3 / m), \text{ Ом}$$

где n – количество ЭД в группе;

m – количество групп.

В этом случае

$$i_3 = I_{\text{сб}} / m, \text{ А}$$

Подводящие провода могут быть медные и алюминиевые сечением не менее $0,5 \text{ мм}^2$, а магистральные – не менее $0,75 \text{ мм}^2$.

Сопротивление проводов можно определить

$$R = (\rho \cdot l) / S, \text{ Ом}$$

где ρ – удельное сопротивление материала провода (медь – $0,018 \text{ Ом мм}^2/\text{м}$; алюминий – $0,03 \text{ Ом мм}^2/\text{м}$)

l – длина единичного провода, м;

S – сечение провода, мм^2

Проветривание забоя ствола

Проветривание стволов шахт глубиной до 200 м осуществляют одним вентилятором типа ВМ. При большей глубине дополнительно устанавливают второй более мощный - типа ВЦ, который работает только после взрывных работ. Проветривание забоя в основном производят по нагнетательной схеме. т.к. при всасывающей схеме в зимний период возможно обмерзание стенок ствола.

Целью расчета является выбор вентиляционной установки (вентилятора и вентиляционных труб), обеспечивающей проветривание ствола после взрыва за заданное время (в соответствии с ЕПБ не более чем за 30 мин). Вентилятор должен обладать необходимой производительностью и способностью создавать необходимый напор для преодоления сопротивления воздуха при его движении по трубам и устанавливаться на поверхности не ближе 20 м от устья ствола.

Производительность вентилятора

$$Q_{\text{вент}} = Q_{\text{вот}} K_{\text{ут}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где $Q_{\text{вот}}$ – количество необходимого для проветривания воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$$Q_{\text{вот}} = \frac{2,25 S_{\text{св}}}{t} \sqrt{\frac{\phi B v L^2}{S_{\text{св}} K_{\text{ут}}^2}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где $S_{\text{св}}$ – сечение ствола в свету, м^2 ;

t – заданное время проветривания забоя, мин;

ϕ – коэффициент, учитывающий растворение газов водой ($\phi = 0,8$ – в сухих стволах; $\phi = 0,3$ – при водопритоке $6-15 \text{ м}^3/\text{ч}$; $\phi = 0,15$ – при притоке более $15 \text{ м}^3/\text{ч}$)

B – масса взрываемого ВВ, кг;

$v = 40 \text{ л/кг}$ – газообильность ВВ;

L – полная длина трубопровода (глубина шахты), м;

$K_{\text{ут}}$ – коэффициент утечек для металлических труб;

$$K_{\text{ут}} = (1/3 d_r K_y (L/l \sqrt{R} - 1))^2$$

$K_y = (0,001-0,003)$ – коэффициент удельной воздухопроницаемости;

$d_r = (0,5-0,9) \text{ м}$ – диаметр трубопроводов;

$l = 3-4 \text{ м}$ – длина звена трубопровода;

R – коэффициент аэродинамического сопротивления;

$$R = 6,5 \cdot L / d_r^5, \text{ км}$$

Диаметр трубы, м	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Θ	0,0035	0,0032	0,003	0,0025	0,0024

Отставание от забоя трубопровода составляет 5-15 метров.

Отставание от забоя трубопровода составляет 5-15 метров.

Технические характеристики осевых вентиляторов частичного проветривания с электроприводом

Параметры	Тип вентилятора							
	ВМ-4М	СВМ-4М	СВМ-5М	ВМ-5	«Прокор», тип 660-5М	СВМ-4М	ВМ-4М	ВМ-5М
Сечение проветриваемых выработок, м ²	6	7,2	8	10	10	10	15	16
Длина проветривания (м) при работе:								
одного вентилятора	400	400	400	400	3500	500	600	1000
двух вентиляторов последовательно	700	700	700	500	600	1000	900	1600
Частота вращения колеса, мин ⁻¹	2900	2880	2950	2950	2950	2960	2940	2960
Подача в рабочую зону, м ³ /мин	50—155	65—130	110—230	90—270	145—225	190—420	140—480	270—780
Полное давление установки, ГПа	14—4	14,5—7	8,5—4	16,5—7	24—5	24,5—12	34—7,5	42—8
Максимальный полный к. п. д.	0,72	0,7	0,7	0,69	0,7	0,7	0,72	0,72
Мощность в рабочей зоне, кВт	4,0	2,2	5,5	11	9,5	14	24	55
Габаритные размеры, мм:								
длина	740	538	610	940	873	640	1050	1450
ширина	550	530	625	660	640	700	730	880
высота	560	585	690	670	690	770	750	1000
Масса, кг	107	108	175	250	265	265	350	650

Уборка породы в забое ствола

После проветривания ствола подключается освещение, осматривается ствол, приводится в рабочее состояние подвесной проходческий полук и грузчик, удаляется порода, заброшенная взрывом на оборудование. опускается подвесной проходческий насос. На подготовку к погрузке породы затрачивается 1-1,5 часа.

Уборка породы при проходке стволов является трудоемким процессом и занимает до 50% времени всего проходческого цикла. Эффективность уборки зависит от применяемой техники, средств подъема и качества дробления породы.

Для погрузки породы применяются грейферные пневматические грузчики. По способу управления они делятся на грузчики с ручным вождением грейфера (КС-3) и грузчики с механизированным вождением грейфера (КС-2у/40). При подвеске погрузочной машины на канатах или анкерах они крепятся к стенкам ствола или подвешиваются к полку в центре ствола.

Показатели	Тип погрузочной машины					
	ОСК	"Погрузчик"	КС-2у/40	2КС-2у/40	2КС-1МА	КСМ-2у
Вместимость грейфера, м³	0,65	0,4	0,65	2×0,65	1,25	0,4
Техническая производительность, м³/ч	54	58	144	280	280	60
Эксплуатационная производительность, м³/ч	50	-	100-130	100-120	180-200	22
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5-0,7	0,4-0,5	0,6	0,6	0,8	0,5-0,6
Грузоподъемность тельфера, (пневмоподъемника), т	5	1,9	5	5×2	5×2	5
Средняя продолжительность цикла погрузки, с	40	25	25-30	25-30	30	25-0
Высота грейфера, м	7	—	7	7	10	-
Суммарная мощность пневмодвигателей, кВт	38	51	57,1	114,2	209,2	57,1
Масса машины, т	9,3	9,0	10	19,2	43,9	10

Грузчик с ручным вождением подвешивается к канату, опущенному с барабана специальной лебедки, установленной на подвесном полке. Он состоит из грейфера, пневматического подъемника и системы управления.

Грейфер через шток шарнирно соединен с рычагами лопастей. При движении поршня вниз шток, действуя на рычаги, раскрывает лопасти, при обратном движении — закрывает их, происходит захват породы. Загруженный грейфер поднимается пневмоподъемником на высоту бады и разгружается. Грейферный грузчик с ручным вождением применяется обычно в стволах диаметром до 5 метров.

Для проходки стволов большого диаметра используется грузчик с механическим вождением, который состоит из грейфера, кругового и радиального монорельса, тельфера, кабины для машиниста.

Подъем грейфера осуществляется пневматическим тельфером, перемещаемым по радиальной раме — балке. Рама в свою очередь вращается вокруг оси ствола при помощи тележки поворота, ролик которой катается по круговому монорельсу. Таким образом, грейфер может обеспечить захват и разгрузку породы в любой точке забоя.

На производительность грейферных грузчиков существенно влияет объем горной массы (глубина шпуров). Процесс уборки породы по условию работы и по производительности грейфера можно разделить на две стадии.

В первой стадии уборка ведется с наибольшей производительностью, когда лопатки грейфера внедряются в разрыхленную горную массу.

Во второй стадии, когда лопасти начинают скользить по целику забоя, производительность снижается пропорционально уменьшению слоя оставшейся части породы. Оставшуюся часть породы толщиной слоя менее 0,1-0,15 м убирается вручную.

Производительность погрузки грейферным грузчиком разрыхленной породы определяется

$$P_n = \frac{1}{\Phi_o} \left(\frac{1}{n P_r K_o K_n} + \frac{t_n}{V_6 K_1} + \frac{(1-o)\phi}{n_p P_p} \right), \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $\phi = (1,15-2)$ – коэффициент неравномерности работы (отдых, простои);

$o = (0,9-0,95)$ – доля породы в первой стадии;

n – число погрузочных машин;

P_r – техническая производительность погрузочной машины, $\text{м}^3/\text{ч}$;

K_o – коэффициент одновременности работы машин (при $n=2$, $K_o=0,75-0,8$);

K_n – коэффициент, учитывающий просыпание породы;

$$K_n = D_6 / 0,8 d_r$$

D_6 – диаметр бадьи, м;

d_r – диаметр раскрытых челюстей грейфера, м;

$t_n = (30-40)$ с – время простоя грейфера (отсутствие бадьи);

$V_6 = 0,9 V$ – вместимость бадьи с учетом загрузки, м^3 ;

n_p – число рабочих занятых на второй стадии (норма 5-8 $\text{м}^2/\text{чел}$);

$P_p = (0,5-1,0)$ $\text{м}^3/\text{ч}$ – производительность одного рабочего.

Таблица
Техническая характеристика пневмопогрузчиков с ручным управлением

Показатели	ГП-2	КС-4	КС-4
Емкость грейфера, м^3	0,15	0,22	0,26
Производительность (средняя), $\text{м}^3/\text{ч}$	14,0	15	18
Рабочее давление сжатого воздуха, ат	3-7	5-6	5-7
Ход цилиндра пневмоподъемника, мм	2450	2500	2500
Высота с пневмоподъемником, мм:			
максимальная	6690	7060	7700
минимальная	4240	4400	5050
Диаметр грейфера, мм:			
закрытого	960	1120	1120
раскрытого	1230	1670	1670
Вес (с пневмоподъемником), кг	650	900	1040

Техническая характеристика шахтопроходческих бадей

Тип бадей	БПС-1	БПС-1,5	БПС-2	БПС-2,5	БПС-3	БПС-4
Вместимость, м³	1	1,5	2	2,5	3	4
Грузоподъемность, кг	2200	2700	3600	4700	5600	6800
Диаметр корпуса, мм	1150	1290	1436	1600	1600	1600
Высота корпуса, мм	1100	1250	1350	1400	1600	2100
Масса бадей, кг	356	605	730	878	935	1465
Диаметр раструбы, мм	1190	1450	1600	1780	1780	1780
Масса раструбы, кг	1904	1945	2075	3000	3000	4750
Высота направляющей рамки, мм	4020	5100	5200	4675	4675	5530
Ширина направляющей рамки, мм	1420	1574	1724	1904	1904	1830
Масса направляющей рамки, кг	394	590	590	600	600	835

Тип бадей	БПС-5	БПС-6,5	БПН-0,5	БПН-0,75	БПН-1
Вместимость, м³	5	6,5	0,5	0,75	1
Грузоподъемность, кг	9000	11 000	—	—	—
Диаметр корпуса, мм	2050	2 060	800	950	1150
Высота корпуса, мм	1880	2 200	—	—	—
Масса бадей, кг	1696	1	190	320	400
Диаметр раструбы, мм	2230	2 230	—	—	—
Масса раструбы, кг	4753	4 750	—	—	—
Высота направляющей рамки, мм	5530	6 180	—	1370	1370
Ширина направляющей рамки, мм	2148	2 148	—	1446	1446
Масса направляющей рамки, кг	1000	1 000	—	152	152

Расчет основных показателей паспорта БВР

При составлении паспорта буровзрывных работ кроме общих сведений необходимо подсчитать основные технологические показатели:

- продвижение (уходка) забоя за цикл

$$l_y = l_{ш} \cdot n, \text{ м}$$

где $l_{ш}$ – глубина шпуров, м;

$n = (0,8-0,95)$ – коэффициент использования шпура (КИШ);

- общая длина обуриваемых шпуров в комплекте, м;

$$L_{ш} = (1,1-1,2) n_{вр} l_{ш} + (N - n_{вр}) l_{ш}, \text{ м}$$

где $n_{вр}$ – количество врубовых шпуров (10-20% - увеличение врубовых);

N – общее количество шпуров в забое;

- объем разрушенной породы за взрыв, м³

$$V = S_{пр} l_y, \text{ м}^3$$

где $S_{пр}$ – сечение ствола в проходке, м²;

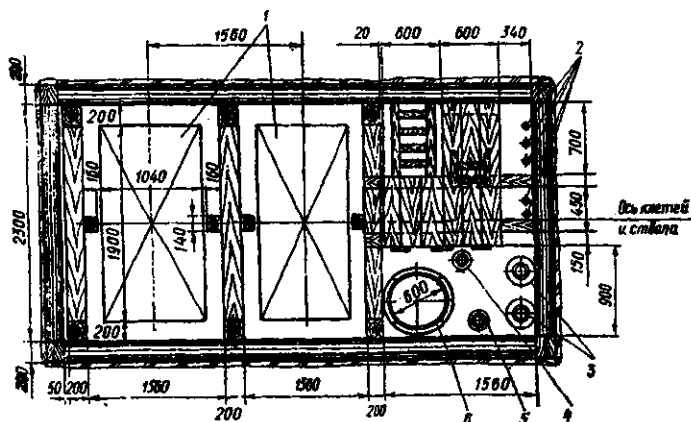
- удельный расход ВВ на 1 м³ взорванной породы

$$q = Q_{ф} / V, \text{ кг/м}^3$$

где $Q_{ф}$ – фактический расход ВВ, кг;

- удельный расход бурения на 1 м³ взорванной породы

$$\Gamma = L_{ш} / V, \text{ м/м}^3$$



Расчет деревянной крепи производится по короткой стороне ствола шахты, т.к. длинная дополнительно поддерживается расстрелами, расстояние между которыми меньше пролета венца по короткой стороне.

При расчете короткая сторона венца рассматривается как балка, свободно лежащая на двух опорах и подверженная изгибу за счет давления боковых пород.

Нагрузка приходящаяся на один венец равна

$$P = p \cdot l \cdot H, \text{ Н}$$

где p – расчетное давление на крепь, Па;

$$p = A \cdot \gamma \cdot H, \text{ Па}$$

H – глубина ствола шахты, м;

γ – плотность (объемная масса) боковых пород, Н/м³

A – коэффициент горизонтального распора;

$$A = \operatorname{tg} \left(\frac{2 \cdot 90 - \varphi}{2} \right)$$

l – длина короткой стороны ствола, м;

φ – угол внутреннего трения пород, град:

$$\varphi = \arctg f, \text{ град.}$$

f – коэффициент крепости пород по М.М.Протоцьякову;

L – расстояние между венцами, м;

Максимальный изгибающий момент в середине короткой стороны

$$M = (p \cdot l^2 \cdot L) / 8, \text{ Нм}$$

Необходимый момент сопротивления сечения

$$W = (p \cdot l^2 \cdot L) / (8 \cdot m \cdot R_{\text{н}}), \text{ м}^3$$

$m = 0.85$ – коэффициент условий работы;

$R_{\text{н}}$ – расчетное сопротивление древесины на изгиб, МПа;

(для круглого леса – $R_{\text{н}} = 16$ МПа, брусья – $R_{\text{н}} = 13$ МПа)

Момент сопротивления сечения круглого леса

$$W \geq 0,1 d^3$$

Подставив в формулу значение для сплошного крепления, получим

$$d \geq 1,12 \sqrt[3]{\frac{3/P}{m R_{\text{н}}}}, \text{ м}$$

Если крепь изготовлена из брусьев, то

$$W = (a v^2) / 6,$$

a и v – соответственно ширина и толщина брусьев, м;

При равнобоком бруссе, задача упрощается ($a = v$)

$$a = 0,91 \sqrt[3]{\frac{3/P}{m R_{\text{н}}}}, \text{ м}$$

В горнорудной промышленности в основном применяют круглую форму поперечного сечения стволов. Диаметры сечений в свету типизированы в пределах от 4 до 8 м с интервалом через 0,5 метра.

Расчет толщины бетонной или набрызг-бетонной крепей следует производить по формулам (СНиП II-94-80) с учетом коэффициентов условий работы бетона (СНиП II-21-75)

Толщину замкнутой бетонной крепи можно рассчитать по формуле

$$\Delta = m_y r_o \left(\sqrt[3]{\frac{m_1 m_3 m_7 R_{\text{сж}}}{m_1 m_3 m_7 - 2 K_p P}} - 1 \right) - \delta, \text{ м}$$

где r_o – радиус вертикальной выработки в свету, м;

$m_y = 1,25$ – коэффициент условий работы крепи;

m_1 – коэффициент условий работы бетона ($m_1 = 1$ – для монолитного бетона;

$m_3 = 0,7-0,95$ – коэффициент температурных колебаний (зима-лето);

$m_7 = 0,85$ – коэффициент при бетонировании слоя более 1,5 м;

P – горизонтальное давление на крепь, МПа;

δ – толщина поролобетонной оболочки (монолитной-0; набрызгбетона-0,05);

$R_{\text{сж}}$ – расчетное сопротивление бетона на сжатие, МПа.

Марка бетона	$R_{\text{сж}}$, МПа
150	6
200	7
300	11,5
500	21,5

Максимальное давление на крепь, кПа

$$P = A g H, \text{ кПа}$$

где g – объемная масса 1 м³ боковых пород, кН;

H – глубина ствола (мощность пересекаемых пород), м;

A – коэффициент горизонтального распора

$$A = \operatorname{tg} \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right)$$

φ – угол внутреннего трения пород, град;

$$\varphi = \arctg f K_c$$

f – коэффициент крепости пород;

K_c – коэффициент структурного ослабления породного массива:

- существенно ослабленные, сильно трещиноватые $K_c = 0,3$,
- умерено ослабленные, малотрещиноватые $K_c = 0,7$,
- неослабленные, монолитные $K_c = 1,0$.

Однако при определении толщины бетонной крепи следует учитывать ряд обстоятельств:

- При буровзрывном способе проходки точно оконтурить выработку не удается. При использовании металлической опалубки отдельные выступы на породных стенках не позволяют возводить крепь.
- При тонком слое бетонной крепи повышен отвод тепла, выделяющийся в процессе отвердения смеси, что снижает его качество.
- Из-за повышенной водопроницаемости тонкого слоя бетона значительное количество «цементного молока» вымывается водой, что также отрицательно сказывается на прочности бетона.

В соответствии с техническими нормами крепь круглых стволов шахт должна быть не менее минимально-допустимой величины.

Глубина ствола, м	Минимальная толщина, мм
до 400	200
400-800	250
более 800	300

Готовая бетонная смесь подается в приемный бункер на поверхности, оттуда через воронку направляется в бетонопровод и укладывается в запалубочное пространство.

Для бетонопроводов используют стандартные трубы с внутренним диаметром 150 мм. Подвеска труб осуществляется на двух канатах или жестко крепятся к крепи ствола.

При нормальной организации взрывных работ: производят через 10-12 часов после укладки бетонной смеси, а отрыв опалубки – через 20-25 часов.

Организация работ. Циклограмма проходки ствола

Организация работ при проведении горных выработок является одним из главных факторов повышения технико-экономических показателей. Проходка ствола шахты – сложный технологический процесс, успешное осуществление которого зависит от обеспечения работ оборудованием и инструментами, соответствующим конкретным горнотехническим условиям, от подбора проходчиков высоких квалификаций, технического персонала, а также разработки необходимой технологии и организации труда.

Принятая технология должна обеспечить наилучший способ производства работ в горной выработке при наиболее рациональном использовании проходческого оборудования, наименьших трудовых затрат, расходах материалов и энергии.

Наиболее прогрессивной организацией труда является проведение работ по графику цикличности. Цикличная организация работ предусматривает выполнение технологических процессов в определенной последовательности в установленное графиком время. График цикличности указывает в пространстве и времени выполнение процессов с учетом объема работ, производительности оборудования, числа и расстановки проходчиков.

Продолжительность проходческого цикла определяется от начала проведения одного процесса (например - бурение шпуров в забое) до ее возобновления после выполнения всех процессов, входящих в цикл.

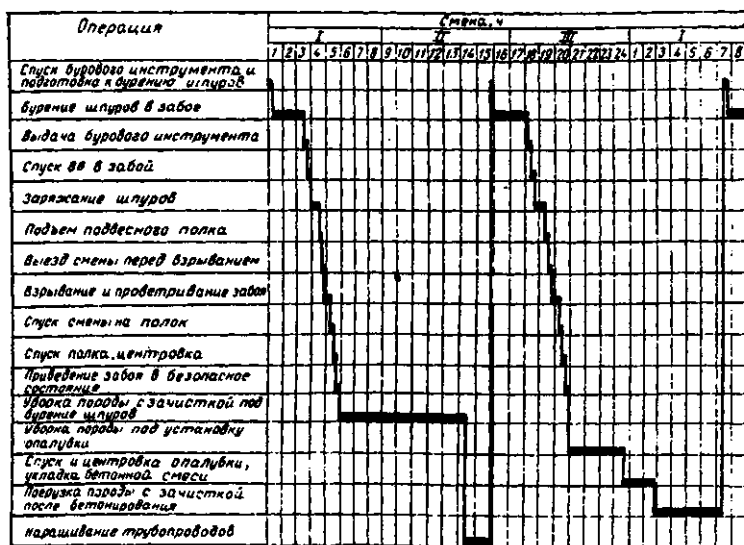


График организации работ при проходке ствола

При проходке стволов шахты принимается непрерывная работа в течение суток с 6-ти часовой сменой.

В зависимости от горнотехнических условий продолжительность цикла складывается по времени из следующих основных операций:

$$T_{\Sigma} = t_{\text{пу}} + t_{\text{у}} + t_{\text{раз}} + t_{\text{пб}} + t_{\text{б}} + t_{\text{м}} + t_{\text{з}} + t_{\text{па}} + t_{\text{п}} + t_{\text{пк}} + t_{\text{к}}, \text{ ч}$$

где $t_{\text{пу}} = (0,9 \dots 1,6)$ - время на подготовку к уборке породы, ч;

$t_{\text{у}}$ - время уборки породы, ч;

$$t_{\text{у}} = V / P_{\Sigma}, \text{ ч}$$

V - объем разрушенной породы за взрыв,

$$V = S_{\text{пр}} l_{\text{у}} K_{\text{р}}, \text{ м}^3$$

P_{Σ} - производительность грейферного грузчика, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$S_{\text{пр}}$ - сечение ствола в проходке, м^2 ;

$l_{\text{у}}$ - продвижение (ухodka) забоя, м;

$K_{\text{р}} = (1,2 \dots 1,85)$ - коэффициент разрыхления пород;

$t_{\text{раз}}$ - время на разборку (зачистку) забоя;

$t_{\text{пб}} = (0,8 \dots 1,0)$ - подготовка к бурению шпуров, ч;

$t_{\text{б}}$ - продолжительность бурения шпуров, ч;

$$t_{\text{б}} = L_{\text{ш}} / Q_{\text{б}}, \text{ ч}$$

$L_{\text{ш}}$ - общая длина шпуров в комплекте, м;

$Q_{\text{б}}$ - производительность перфоратора (установки), $\text{м}/\text{ч}$;

$t_{\text{пз}} = (0,4 \dots 0,5)$ - подготовка к заряджанию шпуров, ч;

$t_{\text{з}}$ - время заряджания шпуров (привлекаются проходчики), ч;

$$t_{\text{з}} = N \cdot 5 / 60 \cdot n_{\text{пр}}, \text{ ч}$$

N - количество шпуров в забое;

5 мин - время заряджания одного шнура;

$n_{\text{пр}}$ - количество проходчиков в звене;

$t_{\text{пв}} = (0,6 \dots 0,8)$ - подготовка к взрыванию, ч;

$t_{\text{п}} = 0,5 \text{ ч}$ - взрывание и проветривание забоя;

$t_{\text{пк}}$ - подготовка к креплению (установка опалубки), ч;

$t_{\text{к}}$ - укладка бетонной смеси, ч.

Операция по креплению ствола входит в общий набор работ при последовательной и совмещенной схемах проходки шахтных стволов.

Водоотлив при проходке ствола

Стволы шахт часто пересекают несколько водоносных горизонтов и приток в них воды может быть значительным. Техническими нормами предусмотрено, в случае притока воды более $20 \text{ м}^3/\text{ч}$ осуществлять предварительное тампонирующее горных пород.

Существует несколько способов водоотлива. Наиболее простым является бадейный - при притоке менее $8 \text{ м}^3/\text{ч}$. Накапливающаяся в забое вода перскачивается в бадью забойным насосом и выдается на поверхность.

В качестве забойного насоса применяются пневматические машины «Малютка» и Н-1м, с производительностью соответственно 15 и 25 м³/ч, которые за незначительное время заполняют породные бадьи.

В процессе погрузки породы одновременно с ней выдается на поверхность вода. Производительность бадейного водоотлива составляет

$$Q = 0,5 B_6 n, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где 0,5 – коэффициент, учитывающий пустоты между кусками породы;

B_6 – смкость бадьи, м³;

n – количество подъемов бадьей в час.

При значительных притоках воды в стволе основным средством водоотлива является подвесной проходческий насос ППН 50/12 с производительностью 50 м³/ч и напором 250 м. Водоотлив в стволе шахты может быть организован по одноступенчатой или многоступенчатой схемам. В этом случае подвесной проходческий насос качает воду из забоя на поверхность или в емкость перекачной насосной установки.

Недостатком одноступенчатой схемы является то, что подвесной насос располагается непосредственно у забоя и мешает работе проходчиков, особенно при погрузке породы грузчиками с механическим вождением. Тратится много времени на подъем и спуск во время взрывания забоя.

Выбор подъемной установки и определение вместимости бадьи

Проходческая подъемная машина служит для подъема породы, подъема и спуска людей и материалов при проходке ствола. Основным элементом подъемной машины является барабан, который при вращении наматывает на себя или сматывает канат и, таким образом осуществляется подъем или спуск бадьи с грузом.

Основной функцией проходческой подъемной установки является подъем породы. При выборе проходческих подъемных установок надо иметь в виду, что их суммарная производительность должна на 10-20% превышать производительность погрузочных машин в забое.

При проходке глубоких стволов (свыше 700 м) необходимо применять постоянные подъемные установки и бадьи большой вместимости.

Производительность подъемной установки можно рассчитать исходя из расчетной технической скорости проходки ствола

$$P_{\text{пу}} = v_{\text{т}} S_{\text{пр}} K_1 K_p / t \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $v_{\text{т}}$ – (от 15-60 до 75-200 м/мес) – расчетная скорость проходки ствола;

$S_{\text{пр}}$ – площадь сечения ствола в проходке, м²;

$K_1 = 1,15$ – коэффициент неравномерности работы подъема;

K_p – коэффициент разрыхления пород;

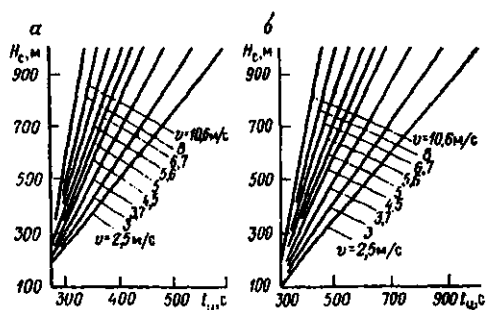
$t = (13-14 \text{ ч})$ – продолжительность выдачи породы в сутки;

m – число рабочих дней в месяце по проходке ствола.

Проходческие бадьи различаются на самопрокидные (БПС) и песамопрокидные (БПН).

Техническая характеристика проходческих бадей

Тип бадей	БПС-5	БПС-6,5	БПН-0,5	БПН-0,75	БПН-1
Вместимость, м³	5	6,5	0,5	0,75	1
Грузоподъемность, кг	9000	11 000	—	—	—
Диаметр корпуса, мм	2050	2 050	800	950	1150
Высота корпуса, мм	1880	2 200	—	—	—
Масса бадей, кг	1896	1	190	320	400
Диаметр раструбы, мм	2230	2 230	—	—	—
Масса раструбы, кг	4753	4 750	—	—	—
Высота направляющей рамки, мм	5530	6 180	—	1370	1370
Ширина направляющей рамки, мм	2148	2 148	—	1446	1446
Масса направляющей рамки, кг	1000	1 000	—	152	152



К определению продолжительности полного цикла подъема по стволу $t_{\text{ц}}$ при максимальной скорости движения бадей v_{max} для подъемной установки:
 а — двухконсольной; б — одноконсольной

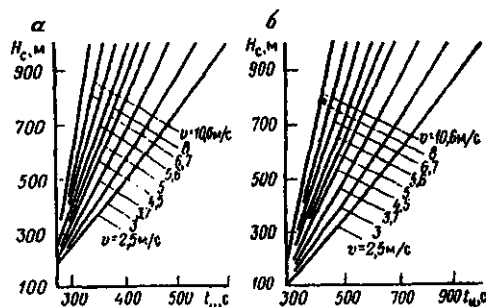
Выбор вместимости бадей можно произвести по продолжительности полного цикла подъема бадей по стволу и производительности подъемной установки

$$V_6 = \frac{P_{\text{н}} t_{\text{ц}}}{3600 K_6}, \text{ м}^3$$

где $P_{\text{н}}$ — необходимая производительность подъемной установки (разрыхленной породы), м³/ч;

$K_6 = 0,9$ — коэффициент заполнения бадей;

$t_{\text{ц}}$ — продолжительность полного цикла подъема;



К определению продолжительности полного цикла подъема по столу $t_{ц}$ при максимальной скорости движения бабь v_{max} для подъемной установки:

а — двухбарабанной; б — однобарабанной

Максимальная скорость движения подъемного сосуда определяется ориентировочно от глубины ствола

$$V_{max} = 0,4 \sqrt{H_{ст}} \leq 12 \text{ м/с}$$

Производительность одной подъемной установки можно определить

$$P_{пу} = 0,6 P_n / n_m, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где P_n — производительность погрузочного грейфера, $\text{м}^3/\text{ч}$;

n_m — количество одновременно работающих подъемных машин.

Возможное число подъемов за 1 час при полной глубине ствола

$$n_n = 3600 / t_{ц}$$

Машины подъемные шахтные барабанные с диаметром барабана до 3,5 м

Основные параметры и размеры		Нормы для типовых размеров						
		Ц-1,2х1	Ц-1,6х1,2	Ц-2х1,5	Ц-2,5х2	Ц-3х2,2	Ц-3,5х2,4	ЦР-3,5х3,2х4
Размеры барабана, м	Диаметр	1,2	1,6	2,0	2,5	3,0	3,5	
	Ширина не более	1,0	1,2	1,5	2,0	2,2	2,4	2,4 / 0,8
Статическое натяжение не более, кН		25	40	63	90	140	200	
Разность статических натяжений канатов не более, кН		25	40	63	90	140	200	125
Передаточное число редуктора		20:30		11,5	20	10,5	20	10,5 20
Частота вращения вала редуктора не более, об/мин		1000			11,5	11,5	30	11,5 30
Скорость подъема не более, м/с		3,0	4,0	5,0	7,0	8,0	10,0	
Момент машины без редуктора и электродвигателя не более, Н м $\cdot 10^4$		3,5	8,0	22,0	55,0	150,0	320,0	340,0
Момент редуктора не более, Н м $\cdot 10^4$		3,5	8,0	22,0	45,0	100,0	185,0	
Масса машины с редуктором без электрооборудования не более, т		12	17	30	50	75	105	110

Армирование стволов шахт

При разработке технологических схем по армированию вертикальных стволов шахт в состав работ входят ряд операций:

- установка расстрелов;
- навеска проводников;
- оборудование лестничного отделения;
- монтаж постоянных трубопроводов;
- монтаж конструкций (под опорные стулья, кронштейны для кабелей, посадочные балки и рамы под подъемные сосуды и прочее).

Различают следующие схемы по армированию:

- последовательная (расстрелы – проводники);
- параллельная (расстрелы и проводники);
- совмещенная (расстрелы и проводники);
- одновременно с проходкой – вначале выполняют работы по выемке породы и возведению крепи, а затем работы по установке расстрелов и навеске проводников с подвижного проходческого полка.

Расстрелы установленные в одной горизонтальной плоскости, называются ярусом армировки.

При использовании деревянных проводников расстояние между ярусами составляет – 2 м, а при металлических принимается – 3,127 или 4,168 м (кратное длине рельса – 12,5 м).

При проходке стволов шахт используются ряд вспомогательного оборудования.

Подвесной проходческий полок служит для предохранения людей, находящихся в забое ствола от случайно упавших предметов. для крепления ствола, для крепления направляющих канатов.

Нулевая рама предназначена для перекрытия ствола шахты на поверхности. в которых предусмотрены проемы с лядами для бадей, подвесного проходческого оборудования, лестниц и пр.

Спасательная лестница предназначена для подъема людей из ствола шахты в аварийной ситуации. Лестница подвешивается к канату лебедки с механическим и ручным приводом.

Хорошее освещение в горных выработках повышает безопасность работ, облегчает труд рабочих по обслуживанию механизмов и способствует повышению производительности труда.

Оперативная связь между проходчиками и персоналом на поверхности осуществляется по телефону. Работа подъемных машин и лебедок при перемещении бадей и другого подвесного оборудования управляется путем подачи серии коротких звуковых сигналов.

Центральный отвес служит для контроля вертикальности ствола в процессе его проходки. Отвес подвешивается на тросе лебедки, установленной на нижней (нулевой) приемной площадке.

Определение сметной стоимости строительства ствола шахты

Стоимость проходки и крепления 1 п.м. (1 м³) ствола и других примыкающих выработок можно определить по элементам затрат или по данным СНиП 1У-5-82.

Стоимость соответственно 1 п.м. или 1 м³ по элементам затрат определяют следующим образом.

Расчет затрат на заработанную плату

Про- фес- сия	Раз- ряд	Та- риф- ная ставка, тг/см	Пре- мия (20%) тг/см	Про- чие доп- латы (10%) тг/см	Основ- ная з/плата (3+4+5) тг/см	Допла- та за район. коэфф. (1,3-1,5)	Услов- ный дневн. зарабо- ток тг/чел.см.	Трудо- вые затра- ты чел/см	С/стои- мость С зар тг
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

Всего :

Соответственно затраты на 1 п.м. и 1 м³ по зарплате

$$C_{\text{зп}} = \frac{C_{\text{зар}}}{I_{\text{ш}} \eta}, \text{ тг/м} \quad C'_{\text{зп}} = \frac{C_{\text{зар}}}{S_{\text{пр}} I_{\text{ш}} \eta}, \text{ тг/м}^3$$

Расчет затрат на амортизационные отчисления

Тип обору- дова- ния	Опто- вая цена, тг	Цена транс- порт- но- склад- ского х-ва (12%) тг	Коли- чест- во, шт	Итого, тг	Годо- вые амор- тиза- цион- ные отчис- ления %	Число рабо- чих смен в одну году	Итого отчис- лений на одну смену С ам тг	Продолжи- тельность работы до ремонта см (лет)
-------------------------------	-----------------------------	--	-----------------------------	--------------	--	--	---	---

Всего:

Соответственно амортизационные отчисления на 1 п.м. и 1 м³ проходки

$$C_{\text{ам}} = \frac{C_{\text{а}}}{I_{\text{ш}} \eta}, \text{ тг/м} \quad C'_{\text{ам}} = \frac{C_{\text{а}}}{S_{\text{пр}} I_{\text{ш}} \eta}, \text{ тг/м}^3$$

Расчет затрат на материалы

Материалы	Единица измерения	Общее количество (шт.кг.г.м³)	Цена единицы материала тг	Общая стоимость С _{мат} тг
-----------	-------------------	-------------------------------	---------------------------	-------------------------------------

Итого:

Неучтенные материалы (5-10%)

Всего:

Соответственно стоимость материалов на 1 п.м. и 1 м³ проходки

$$C_m = \frac{C_{\text{мат}}}{l_{\text{ш}} \eta}, \text{ тг/м} \quad C'_m = \frac{C_{\text{мат}}}{S_{\text{пр}} l_{\text{ш}} \eta}, \text{ тг/м}^3$$

Расход буровой стали в (кг) на 1000 м шпура

Крепость пород, f	5	7-9	10-11	12-13	15-17	18-19	20
Ручное бурение	45	78	114	153	231	316	420
Колонковое бурение	36	62	91	122	185	252	336

Расход буровых коронок зависит от стойкости

$$n_{\text{кор}} = L_{\text{ш}} / q_k, \text{ м/шт}$$

Крепость пород, f	6	6-7	8-9	10-11	12-13	14-15	16-17	18-19	20
Стойкость коронки	130	90	55	30	19,5	12,5	8	5	2

Стоимость коронки зависит от диаметра (по ценам 2000 г)

Диаметр, мм	32	36	40	43	46	52
Стоимость, тг	360	380	500	720	880	980

Расчет затрат на энергию (сжатый воздух)

Тип оборудования	Кол-во механизмов шт	Удельный расход м³ /мин	Чистое время работы мин (60-70%)	Кэф- фици- ент потерь (10%)	Общий расход сжатого воздуха м³	Стои- мость сжат. воздуха тг/м³	Затраты на энергию С св тг
------------------	----------------------	-------------------------	----------------------------------	-----------------------------	---------------------------------	---------------------------------	----------------------------

Всего:

Расход электроэнергии за смену механизма

$$C_{\Sigma} = \sum W_{\Sigma} = \frac{N_{\text{дв}} \cdot t_{\text{см}} \cdot K_{\text{исп}}}{\eta_{\text{дв}}}, \text{ кВт-ч}$$

где $N_{\text{дв}}$ – мощность двигателя, кВт;

$t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{исп}}$ – коэффициент использования машины в смену;

$\eta_{\text{дв}}$ – КПД двигателя;

Затраты энергии при проходке ствола на 1 п.м. и на 1 м³

$$C_z = \frac{C_{\text{св}} + C_{\Sigma}}{l_{\text{ст}} \cdot \eta}, \text{ тг/м} \quad C'_z = \frac{C_{\text{св}} + C_{\Sigma}}{S_{\text{пр}} \cdot l_{\text{ст}} \cdot \eta}, \text{ тг/м}^3$$

Сумма всех затрат по статьям дает себестоимость проходки ствола шахты на 1 п.м. или 1 м³.

$$C_{\text{ств}} = C_z + C_{\text{ам}} + C_{\text{м}} + C_z, \text{ тг/м}$$

$$C'_{\text{ств}} = C_z + C_{\text{ам}} + C_{\text{м}} + C'_z, \text{ тг/м}^3$$

Полная сметная стоимость 1 п.м. или 1 м³ ствола

$$C_{\text{ств}} = C_{\text{ср}} \cdot K_{\text{об}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{пл}}, \text{ тг/м}$$

$$C'_{\text{ств}} = C_{\text{ср}} \cdot K_{\text{об}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{пл}} / S_{\text{св}}, \text{ тг/м}^3$$

где $C_{\text{ср}}$ – средняя стоимость стволов, зависящая от крепости пород;

$K_{\text{об}}$ – коэффициент общешахтных расходов

$$K_{\text{об}} = (1 + q/100)$$

$q = (90-120\%)$ – процент общешахтных расходов к прямым нормируемым

$K_{\text{н}} = 1,268$ – коэффициент накладных расходов;

$K_{\text{пл}} = 1,08$ – коэффициент плановых накоплений;

$S_{\text{св}}$ – сечение ствола шахты в свету, м².

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение подземных горизонтальных горных выработок получило широкое развитие при добычных работах на твердые полезные ископаемые. Месторождения вскрывают выработками на более глубоких горизонтах, в сложных горнотехнических условиях, увеличивается протяженность сети подземных выработок в пределах рудного поля. В связи с этим предъявляются все более высокие требования к решению таких вопросов, как обоснование размеров и форм выработок, вида крепи, механизации транспортирования горной массы, схем проветривания, мер по безопасному ведению горных работ и многое другое.

Развитие подземных горных работ определяет возрастающие требования к качеству проектирования. Нормативной базой для разработки проектов являются действующие нормативные документы и Государственные стандарты, утвержденные Госстроем, органами Госгортехнадзора, включающие все СНиПы, СН, инструкции и другие нормативные документы.

Проекты производства работ (ППР) разрабатываются в целях наиболее эффективных методов выполнения горнопроходческих работ, способствующих снижению их себестоимости и трудоемкости, обеспечение безопасности труда.

Под параметрами горной выработки понимаются форма, линейные размеры, площадь поперечного сечения, число откаточных путей и их вентиляционные характеристики.

Выбор формы и определение размеров поперечного сечения горизонтальных выработок

Форму поперечного сечения горной выработки выбирают главным образом в зависимости от физико-механических свойств пересекаемых пород, проявления и величины горного давления, назначения с срока службы выработки, материала и типа крепи, а также ее экономичности.

Размеры поперечного сечения горных выработок определяются исходя из рационального размещения в них необходимого транспортного или другого оборудования с соблюдением зазоров и расстояний в соответствии с правилами безопасности (ПБ) ведения горнопроходческих работ.

Одним из основных параметров горной выработки является площадь поперечного сечения, которая тесно взаимосвязана с формой.

Различают сечения выработок в свету, вчерне, м в проходке.

Площадь поперечного сечения в свету (S_{cs}) – это площадь, ограниченная внутренним контуром крепи и дорожным покрытием (поверхностью балластного слоя).

Площадь поперечного сечения вчерне (S_{cv}) – это площадь, ограниченная проектным контуром выработки.

Площадь поперечного сечения в проходке (S_{np}) учитывает превышение проектной площади из-за неровностей контура при проходке. Допускается превышение площади на 5 %.

$$S_{np} = 1,05 S_{cv}$$

Продольный уклон выработки (3 – 5 %) – это уклон в сторону транспортирования горной массы (стека воды в водосборник, расположенный в районе рудничного двора) и поперечный уклон – это уклон почвы в сторону водоотводной канавки.

Размеры поперечных сечений в свету определяются исходя из габаритов, используемого транспортного и технологического оборудования и величин зазоров предусмотренных ЕПБ. Размеры выработок вчерне определяют с учетом площади занимаемой крепью

Правилами безопасности предусматриваются следующие минимальные зазоры :

$h = 1800$ мм -- высота прохода для людей от трапа;

$n = 700$ мм -- ширина прохода для людей (1000 мм – при самоходном)

m -- расстояние между крепью и подвижным оборудованием

($m = 250$ мм – при рельсовом, $m = 500$ мм – самоходном,

$m = 400$ мм – скреперной доставке)

$c = 200$ мм – расстояние между двумя подвижными составами;

$d = 1800$ мм -- высота подвески контактного провода от головки рельса

($d = 2200$ мм -- высота подвески с околоствольным двором);

$h_k = 200$ мм -- расстояние от контактного провода до верхняка.

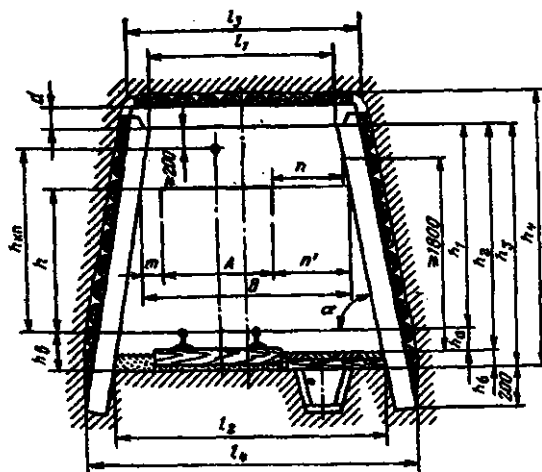
Высота рельсового пути от почвы выработки до головки рельса

h_{ii}	320 мм	350 мм	390 мм
Тип рельса	P-18	P-24	P-33
Толщина балласта (h_b)	140 мм	160 мм	200 мм
Высота рельса (h_p)	90 мм	107 мм	128 мм

B – максимальная ширина подвижного состава, мм;

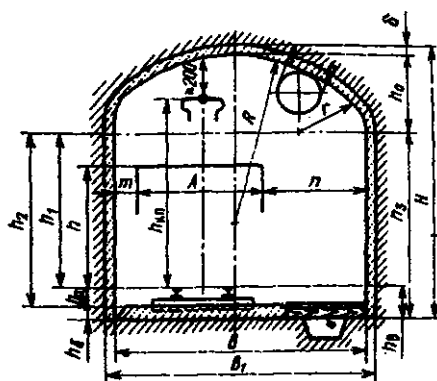
H – максимальная высота подвижного оборудования, мм;

$\alpha = 80^\circ$ -- угол установки стойки трапециевидной выработки.



После графического определения сечения выработки, исходя из наибольших габаритов транспортных средств и допустимых зазоров между ними и крепью в соответствии с ЕПБ по ГОСТ – 22940-85 принимается ближайшее большее стандартное сечение выработки.

Чтобы построить сечение выработки вчерне, необходимо к линейным размерам выработки в свету добавить толщину крепи. Диаметр стоек и верхняка из круглого леса в среднем составляет 200 мм, толщина обпол, из которых готовят затяжку составляет 50 мм, технологический зазор между породными стенками и затяжкой, заполняемый породной мелочью (забутовкой) – 50 мм.



Основные размеры сечений выработок трапециевидной формы

Обозначение сечения	В, мм	В _с , мм	В _н , мм	Площадь сечения выработки S, м ²	Обозначение сечения	В, мм	В _с , мм	В _н , мм	Площадь сечения выработки S, м ²
T-2,0	900	1320	1850	2,0	T-7,5	2240	2900	2900	7,5
T-3,0	1360	1800	1850	3,0	T-8,4	3280	3870	2360	8,4
T-4,8	1750	2300	2360	4,8	T-9,8	3450	4120	2280	9,8
T-5,1	1750	2360	2580	5,3	T-11,0	3750	4370	2720	11,0
T-6,1	1900	2580	2720	6,1	T-12,6	4150	4870	2800	12,6
T-7,0	2180	2800	2800	7,0	T-13,6	4370	5000	2900	13,6

Основные размеры сечений выработок прямоугольно-сводчатой формы

Обозначение сечения	В, мм	В _с , мм	В _н , мм	В _с , мм	В _н , мм	Площадь сечения выработки S, м ²
ПС-2,0	1120	1480	1850	770	290	2,0
ПС-2,7	1550	1320	1850	1070	410	2,7
ПС-4,2	1850	1800	2420	1280	490	4,2
ПС-4,5	1950	1800	2520	1350	510	4,5
ПС-5,4	2180	1900	2700	1510	570	5,4
ПС-6,4	2360	2000	2800	1630	620	6,4
ПС-6,8	2500	2070	2900	1730	650	6,8
ПС-8,3	3450	1800	2650	3120	590	8,3
ПС-8,7	3600	1800	2690	3250	620	8,7
ПС-10,0	4000	1800	2800	3620	690	10,0
ПС-11,6	4500	1800	2930	4070	780	11,6
ПС-12,1	4620	1800	2960	4180	800	12,1

Буровзрывные работы Бурение шпуров

Основной проектной документацией на производство буровзрывных работ является паспорт БВР.

Паспорт БВР — это технологический документ, содержащий основные сведения, необходимые для ведения буровых и взрывных работ. Он представляет собой инструктивную карту с указанием:

- основных характеристик выработки и пород,
- исходных технологических данных,
- параметров и показателей БВР,
- схемы расположения шпуров и зарядов,
- схемы монтажа взрывной сети,
- меры техники безопасности.

Паспорт БВР составляют на основании опытных данных и утверждается техническим руководителем (главным инженером).

В центральной части паспорта БВР располагается схема расположения шпуров в 3-х проекциях в масштабе 1:50, с указанием номера шпура и его глубины (длины). Конструкцию зарядов показывают схематически (ниже схемы расположения шпуров). Схема монтажа взрывной сети дается ниже или сбоку от общей схемы.

При проведении горизонтальных горных выработок имеют место несколько взаимосвязанных рабочих процессов, подразделяющихся на основные и вспомогательные.

К основным проходческим процессам относятся :

- бурение шпуров,
- зарядание и их взрывание,
- проветривание забоя после взрыва,
- осмотр и приведение забоя в безопасное состояние,
- погрузка и уборка взорванной породы,
- возведение постоянной крепи.

К вспомогательным процессам относятся :

- транспортирование отбитой породы,
- возведение временной крепи (если необходимо),
- настилка путей (при рельсовом транспорте),
- наращивание труб для сжатого воздуха и воды,
- прокладка силовых и осветительных кабелей,
- водоотлив (сооружение канавок) и т. д.

Основные проходческие процессы и операции в строгой последовательности повторяются через определенные промежутки времени. Этот круг процессов и операций называется **проходческим циклом**, а время его осуществления – продолжительностью проходческого цикла.

Машины для бурения шпуров

Процесс бурения шпуров основан на следующих способах воздействия бурового инструмента на породу :

Ударно-поворотный способ характеризуется следующим – по торцу буровой штанги с высокой частотой наносятся удары. Перед каждым новым ударом лезвие коронки поворачивается на 15-30°. Породы в секторах между канавками от очередного и предыдущего удара разрушается в основном за счет скалывания, что обеспечивает эффективность бурения по крепким породам. Разрушенная порода удаляется из забоя промывочной водой, сжатым воздухом (смесью) или отсасывается.

Ударно-поворотный способ бурения реализован в перфораторах. Различают пневматические, гидравлические и бензиновые перфораторы. В практике проведения горных выработок наибольшее распространение получили пневматические перфораторы, которые подразделяются на переносные или ручные (ПП), колонковые (ПК) и телескопные (ПТ), (см. табл.).

Ручные и колонковые перфораторы используются для бурения шпуров в любом направлении, поэтому они широко распространены при проведении горизонтальных подземных горных выработок.

Параметры	Перфораторы									
	Переносные (ручные)						Телескопические		Колонковые	
	ППЗ6В	ПП54В	ПП54ВБ	ПП63В	ПП63ВБ	ПП63С	ПТ29	ПТ36М	ПК60	ПК75
Энергия удара, Дж	36,2	54	54	63,7	63,7	63,7	44	18	88	147
Крутящий момент, Н·м	20	29,4	29,4	29,4	30	30	20	29	175	245
Номинальное рабочее давление, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Масса, кг	24	31,5	31,5	33	33	33	40	52	60	75
Длина, мм	705	875	850	880	900	750	1470	1430	575	600

Изготовителя: Ленинградский завод "Пневматика", хворозожский завод "Коммунист", Кыштынский машиностроительный завод им. М. И. Калинина

Примечание. Условные обозначения в шифре перфораторов: П — переносной; Т — телескопический; К — колонковый; В — выделодаление воды; Б — боковая промывка

Бурение шпуров ручными перфораторами производится с пневмоподдержек, которые характеризуются следующими данными:

Типоразмер	П 8	П 11	П 13
Ход поршня, мм	800	1100	1300
Длина сдвинутая, мм	1200	1500	1700
Длина раздвинутая, мм	2000	2600	3000
Раздвижное усилие, Н	1750	1750	1750
Масса, кг	17	20	22

Колонковые бурильные машины более мощные, чем ручные, их применяют для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и бурильных кареток при проведении горизонтальных и наклонных выработок в породах от средней крепости до самых твердых.

Бурильные установки БУ-1, БУ-1м, БЭУ-1 и БЭУ-1м оборудованы одной бурильной машиной на манипуляторе.

Установки БКГ-2, БУР-2, 1СБУ-2 имеют по две бурильные машины и оснащаются бурильными головками П100-1-1м для бурения в породах крепостью $f = 8 - 12$ и бурильными головками моделей М-1, М-2, М-3 при крепости пород $f = 6 - 20$.

Шахтные бурильные установки СБКН-2М, 2УБН-2П, СБКС-2 и УБШ предназначены для бурения шпуров любой крепости пород в выработках сечением от 5 м^2 до 14 м^2

[illegible]

При использовании самоходных шасси стало возможным применять тяжелое оборудование обеспечивающее вращательно-ударный способ бурения, когда совмещаются -- большое осевое статическое усилие, значительный крутящий момент и удары по торцу бурового инструмента.

Диапазон применения буровых установок очень большой. Есть буровые каретки, предназначенные для выработок минимального сечения — 4 м² и такие способные обурить с одной позиции 100 м² и более.

Рабочим органом бурового инструмента для ударно-поворотного бурения шпуров является бур, состоящий из коронки, буровой штанги, хвостовика с буртиком. Буровые штанги для ручных и телескопных перфораторов изготавливаются из стали шестигранной формы диаметром — 19, 22 и 25 мм, длиной 0,7-2,5 м, а для колонковых машин — из круглой стали диаметром — 28, 32 и 40 мм, длиной от 1 м до 5 м.

Коронки выпускаются в основном пяти типов: долотчатые пластинчатые; долотчатые штыревые; крестовые пластинчатые; трехребьевые; штыревые; штыревые со сферическими вставками, которые армируются пластинками или штырями из твердого сплава ВК (вольфрам-кобальт) – 8-15. чем больше кобальта (цифра), тем крепче породы обуривает.

Выбор бурильной установки для бурения шпуров в горизонтальной выработке должен производиться с учетом следующих основных положений:

- тип бурильной машины и инструмента должен соответствовать крепости пород в обуриваемом забое;
- размеры зоны бурения должны быть больше или равны высоте и ширине обуриваемого забоя;
- наибольшая длина буримых шпуров должна соответствовать технической характеристике бурильной машине (установки) и быть согласована с максимальной длиной шпуров (по паспорту ББР):

-- ширина бурильной установки не должна быть больше применяемых транспортных средств (вагонеток, электровозов, погрузочно-транспортных и доставочных машин).

Буровзрывные работы по проведению горных выработок занимают от 30 до 50 % продолжительности цикла. Продолжительность и трудоемкость их зависят от крепости, водообильности, структуры пород, площади поперечного сечения выработки и много другого.

Основные параметры БВР – удельный расход ВВ, число, глубина и диаметр шпуров.

Удельный расход - это количество ВВ необходимое для разрушения 1 м³ породы, зависит от физико-механических свойств горных пород, размера поперечного сечения выработки и типа применяемого ВВ, конструкции вруба и пр.

Коэффициент крепости пород	Сечение выработки, м ²					
	Горизонтальной			Вертикальной		
	4-6	10-12	16-20	до 25	36-40	65-70
f = 15-20	q = 2,2	2,0	1,9	2,8	2,5	2,1
10-14	1,9	1,8	1,6	2,5	2,2	1,8
7-9	1,5	1,4	1,3	2,1	1,8	1,4 кг/м ³

Теоретический удельный расход ВВ

f =	4	6	8	10	12	14	16	20
q o =	0,4	0,49	0,61	0,74	0,9	1,06	1,31	1,61

Число шпуров в забое зависит от свойств пород, диаметра шпуров, типа ВВ, сечения выработки и многое др.

$$N = \frac{1,25 q S_{вч}}{\alpha p d^2 K}, \text{ шт}$$

где S_{вч} – площадь выработки вчерне, м²;

α -- коэффициент заполнения шпура;

Крепость пород, f	3-4	5-6	7-10	11-15	15-20
Коэффициент заполнения. α	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9

Диаметр патрона ВВ, мм d _п	Ø 32	Ø 36	Ø 40
Коэффициент заполнения при f = 2-9	0,5-0,6	0,4-0,5	0,3-0,4
f = 10-20	0,7-0,85	0,6-0,75	0,5-0,65

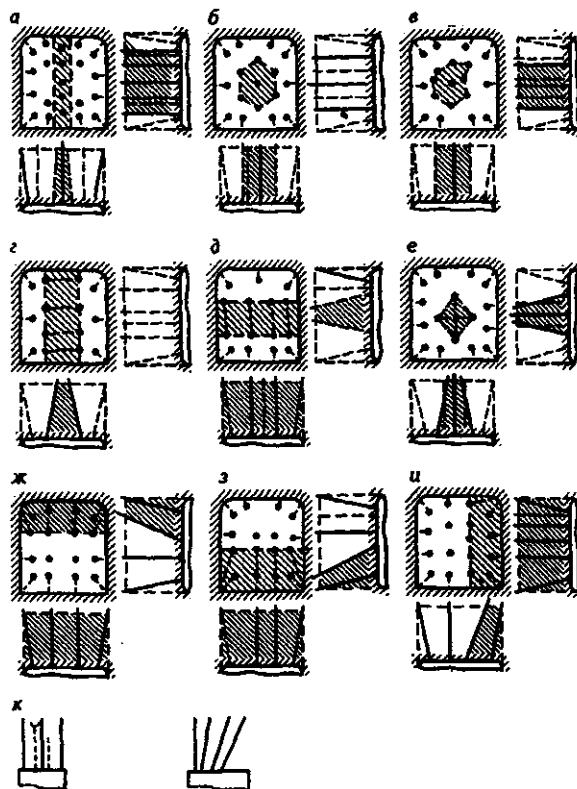
ρ – плотность ВВ в патронах, кг/м³;

d – диаметр шпура, м;

K – коэффициент уплотнения ВВ в шпуре, ($K=1,2$ – пластичные
 $K = 1,1$ – сыпучие, $K = 1,0$ – ВВ в патронах).

Для пород с коэффициентом крепости $f = 4-10$ оптимальная глубина шпуров равна $l_{ш} = 2,0 - 2,5$ м, причем с увеличением крепости пород оптимальная глубина уменьшается до $1,5 - 2,0$ м, а с увеличением сечения выработки глубина шпуров возрастает до $3,5$ м. При устойчивых породах эффективная отбойка производится даже при глубине шпуров $4 - 4,5$ м.

Конструкция вруба и диаметр шпуров принимается в зависимости от сечения выработки и бурового оборудования.



Схемы комплектов шпуров с различными врубами:
 а – шестигранным; б – призматическим; в – спиральным; г – клиновым
 вертикальным; д – клиновым горизонтальным; е – пирамидальным;
 ж – верхним; з – нижним; и – боковым; к – вершинным

Производительность бурения шпуров ручными перфораторами в горизонтальных и наклонных выработках с учетом подготовительно-заключительных операций определяется

$$Q_n = \frac{n K_n K_o K_d K_n}{0,15 + a f}, \text{ м/ч}$$

где n – число бурильных машин, при норме 0,8-1,0 м ширины забоя на одну машину;

$K_n = (0,8-0,9)$ – коэффициент надежности машины;

$K_o = (0,8-0,9)$ – коэффициент одновременности работы;

$K_d = 36 / \phi$ – коэффициент, учитывающий диаметр шпура;

$K_n = (1,0-1,1)$ – коэффициент, учитывающий тип машин;

a – коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах (при $f = 5 - 10$ $a = 0,02$
при $f > 10$ $a = 0,03$)

Производительность бурения шпуров установками

$$Q_{\text{бу}} = 60 \frac{n K_o K_n v_n}{1 + v_n \sum t}, \text{ м/ч}$$

где n – число бурильных машин на установке;

K_o – коэффициент одновременности работы машин;

$K_n = (0,8-0,9)$ – коэффициент надежности установки;

v_n – механическая скорость бурения, м/мин;

Крепость пород, f	4-6	7-9	10-14	15-20
Скорость бурения, м/мин	1,0-2,5	0,6-1,0	0,3-0,6	0,15-0,3

$\sum t = (1,0-1,4)$ мин/м – продолжительность вспомогательных работ.

Заряжание и взрывание

Врубовые шпуры предназначены для создания в забое второй обнаженной полости – вруба. Условия их работы более тяжелые, поэтому их располагают на небольшом расстоянии и бурят на 10-20% длиннее, а заряды в них увеличивают на 15-20 %.

Оконтурирующие шпуры служат для оформления контура выработки. Заряды в них могут быть значительно уменьшены (до 0,8 $d_{ш}$) по сравнению с зарядами вспомогательных шпуров.

Отбойные (вспомогательные) шпуры располагаются по площади забоя равномерно между врубовыми и оконтуривающими шпурами. Основное их назначение – увеличение врубовой полости. Величина заряда ($q_{\text{от}} = q_{\text{ш}}$).

Заряды шпуров взрываются в строгой последовательности : первыми взрывают врубовые, вторыми – отбойные, последними – оконтуривающие.

Число шпуров в каждой группе зависит от размера поперечного сечения выработки, крепости и вязкости пересекаемых пород. Качество БВР оценивается прежде всего коэффициентом использования шпура (КИШ) и определяется из выражения

$$n = l_y / l_{ш},$$

где l_y – уходка (продвижение) забоя за цикл, м;

$l_{ш}$ – средняя длина шпуров, м.

Схема расположения шпуров в забое зависит от площади поперечного сечения выработки, физико-механических свойств и характера залегания пород. Название вруба определяется геометрической фигурой образуемой врубовыми шпурами.

Все схемы врубов можно подразделить на две основные группы :

-- схемы с наклонными шпурами к продольной оси выработки (под углом 60-85°);

-- схемы с параллельными шпурами к оси.

Заряжание шпуров и взрывание зарядов производят рабочие, имеющие «Единую книжку взрывника» (Мастер-взрывник).

Заряжание шпуров может производиться вручную и механизированным способом. При ручном заряжании шпуров каждый патрон ВВ вставляется в шпур и досылается забойником до его забоя или до предыдущего патрона ВВ. Патроны могут также укладываться на продольную половину дюральной трубки, которая помещается в шпур, а колонка патронов ВВ сдвигается в шпур – трубка вынимается. В качестве патронированных ВВ чаще применяют аммонит № 6 ЖВ, гранулированных – гранулит АС.

Для заполнения шпура гранулированными ВВ используются зарядчики (см. табл.).

Таблица

Параметр	Испытательные зарядчики					Эксплуатационные зарядчики			
	ВАХШ-5 (ПЗЛ)	ПЗЖ	ЗМК-1 (ЗП-1)	ЗП-2	ЗП-3	"Зар- ла"	ПЗЗ-2	"Кура- ма-7М" (ЗЭП-Г)	"Кура- ма-8М" (ЗЭП-В)
Применимость, м/мин	43	45	20	15	50	10	6-7	15	12
Плотность заряжения, г/м	—	1,1	1,2	1,2	1,2	1,15-1,25	1-1,1	1,1	1,1
Емкость, кг	25	25-28	—	40	40	—	—	8	8
Буксы позатора	—	—	8,7-9,0 9,0-9,0	2	5	—	—	—	—
Дальность транспорти- рования, м	150	10	50	—	300	10	—	—	—
Рабочее давление сжа- того воздуха, МПа	0,4-0,5	0,1-0,2	0,4	0,5-0,6	0,5-0,6	0,5	0,5-0,6	0,5-0,7	0,5-0,7
Расход сжатого возду- ха, м³/мин	6-8	0,5-0,1	2	6-0	<4	<3	2-3	2,5-2	1,5-2
Параметры заряжания шпура									
максимальный диа- метр, мм	56	65	85	50	76	46	50	66	66
длина, м	15	18	<70	<5	<40	<5	<5	<3	<3
угол наклона, градус	0-260	0-260	0-160	0-360	0-360	0-360	0-360	0-60	90-60
Диаметр транспорти- рующей планки, мм	25-36	25	32	25	32	18-20	22-25	25	25
Оптимальные размеры, мм									
высота	1000	850	900	850	980	3000 (длина)	400	485	1274
ширина	560	260	550	570	570	—	200	300	700
Масса, кг	20	13	35	24	31	7	1,3	2,2	2,5
Остаточный напряжение, вольт	2	2	1	2	2	1	2	1	1

По условиям ТБ при механизированном зарядании патрон-боевик вводится в шпур вручную после заполнения его гранулированными ВВ (прямое инициирование). Оставшееся часть шпура заполняется глинисто-песчаной смесью (забойкой).

Для электрического или электрогневового взрывания в горизонтальных выработках обычно применяют взрывные машинки или приборы (см. табл.). Ввиду их ограниченной мощности электродетонаторы соединяют по последовательной схеме. Общее сопротивление электровзрывной сети при последовательном соединении должно быть не более указанного в технической характеристике взрывной машинки.

ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КОНДЕНСАТОРНЫХ
ВЗРЫВНЫХ МАШИНОК

Тип машинки	Исполнение	Напряжение на конденсатор-электропитателя, В	Емкость конденсатора-максимума, мкФ	Максимальное сопротивление последовательной взрывной сети при использовании ЭД типа ЭД-8-Ж, Ом
1	2	3	4	5
Индукторные взрывные машинки				
КПМ-3	Нормальное	1400	2	600
ВМК-500	То же	3000	3,3	2100
Батарейные взрывные машинки				
КПВ-1/100М	РВ*	600	10	320
ПВВ-100М	РВ	600	10	320

Тип машинки	Число последовательно соединенных ЭД-8-Ж, ЭД-8-Ж и др.	Длительность воспламенения конденсатора к сети, мс	Перевы-ный ток, А	Основные размеры машинки, мм	Масса, кг
1	2	3	4	5	6
ИНДУКТОРНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ МАШИНОК					
КПМ-3	200	Не ограничивается	Индуктор	172 70 120	2,3
ВМК-500	800	То же	То же	280 165 165	11,0
БАТАРЕЙНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ МАШИНОК					
КПВ-1/100М	100	2-4	Три сухих элемента	152 122 100	2,0
ПВВ-100М	100	2-4	То же	195 126 95	2,7

$$R_{\text{общ}} = R_m + R_c + n r_2, \text{ Ом}$$

где R_m , R_c – сопротивление магистральных и соединительных проводов, Ом;

n – количество взрываваемых электродетонаторов (ЭД, КД);

$r_2 = (2-4,2) \text{ Ом}$ – сопротивление электродетонатора.

Расчет величины тока, поступающего в каждый электродетонатор (см. раздел).

Проветривание горизонтальных выработок

Атмосферный воздух состоит из кислорода – (20,95 %), азота – (79%), аргона и др. – (0,05 %). Поступая в горные выработки и перемещаясь по ним, воздух изменяет свой состав за счет уменьшения кислорода, увеличения углекислоты, присоединения вредных газов, пыли и паров.

Состав рудничного воздуха регламентируется Правилами безопасности (ПБ). Кислорода должно быть не менее 20 %, углекислого газа на рабочих

местах не более 0,5 %, а количество ядовитых газов не должно превышать предельно допустимые концентрации (ПДК) :

-- окиси углерода	-- 0,0016 %,	-- окислов азота	-- 0,00025 %,
-- сернистого газа	-- 0,00035 %,	-- сероводорода	-- 0,00066 %.

Температура воздуха не должна превышать 26* С.

Задача проветривания — это поддержание в подземных выработках атмосферы надлежащей чистоты, что обеспечивается заменой загрязненного воздуха в забоях на чистый. Движение воздуха по выработкам и его обмен в забое осуществляется под действием искусственного, общешахтного или местного проветривания.

При проведении горных выработок проветривание тупиковых забоев осуществляется за счет совместного действия общешахтного и местного проветривания. Различают три схемы проветривания :

При **нагнетательной** схеме проветривания чистый воздух попадает в призабойную зону по трубопроводу, а загрязненный удаляется непосредственно по выработке. Вентилятор должен располагаться не ближе 10 м от устья выработки. Отставание конца вентиляционной трубы от забоя не должно превышать 10 м. Нагнетательная схема проветривания применяется при проходке выработок протяженностью до 300- 400 м.

При **всасывающей** схеме проветривания загрязненный воздух из забоя выработки всасывается в вентиляционные трубы, а свежий воздух поступает по самой выработке. Зона активного всасывания воздуха не превышает 1-1,5 м от конца трубопровода, поэтому его приближают к забою не ближе 6-8 м, из-за опасности повреждения его взрывом. Всасывающая схема характеризуется незначительной активностью призабойного проветривания.

Комбинированная схема проветривания применяется в основном в протяженных выработках (более 300-400 м) и представляет собой, когда свежий воздух нагнетается в забой по одному трубопроводу, а по другому — отсасывается из него (забоя).

В этих случаях желательно на некотором расстоянии от забоя устанавливать перемышку. Таким образом, загазованный воздух в забое разжижается струей нагнетающего вентилятора, а всасывающий — удаляет его из выработки.

Вентиляторы местного проветривания по роду применяемой энергии могут быть электрическими и пневматическими, а по принципу работы — осевыми и центробежными. Для проветривания тупиковых горных выработок в основном применяют осевые вентиляторы.

Технические характеристики осевых вентиляторов частичного проветривания с электродвигателем

Параметры	Тип вентилятора								
	ВМ-4М	СВМ-4М	СВМ-6М	ВМ-3	«Прозод-ка» 100-2М	СВМ-4М	ВМ-6М	ВМ-8М	ВМ-12М
Сечение проветриваемых выработок, м ²	6	7,2	8	10	10	10	16	16	24
Длина проветривания (м) при работе:									
одного вентилятора	400	400	400	400	3500	500	600	1000	1000
двух вентиляторов последовательно	700	700	700	500	800	1000	900	1600	1600
Частота вращения колеса, мин ⁻¹	2960	2880	2950	2950	2950	2950	2940	2960	1470
Подача в рабочую зону, м ³ /мин	50—135	65—130	110—230	90—270	145—225	190—420	140—480	270—780	600—1920
Полное давление установки, ГПа	14—4	14,5—7	8,5—4	16,6—7	24—5	24,5—12	34—7,5	42—8	38—8
Максимальный полный к. п. д	0,72	0,7	0,7	0,69	0,7	0,7	0,72	0,72	0,82
Мощность в рабочей зоне, кВт	4,0	2,2	5,5	11	9,5	14	24	58	110
Габаритные размеры, мм:									
длина	740	538	610	940	873	640	1050	1450	1900
ширина	350	530	625	660	640	700	730	880	1450
высота	580	565	690	670	890	770	750	1000	1500
Масса, кг	107	108	175	250	268	268	350	650	2000

Вентиляционный трубопровод собирают из отдельных звеньев длиной от 2 до 20 м. Наиболее широкое распространение получили трубы из листовой стали и гибкие трубы типа «М» из прорезиненной ткани.

Металлические трубы изготавливают из листовой стали толщиной 0,7-2 мм. Длина звена трубы — 2-4 м. Диаметр труб — 200, 250, 300, 400, 500, 600 мм. Соединение труб осуществляется при помощи фланцев с резиновой прокладкой.

Матерчатые трубы изготавливают из двухсторонне прорезиненной ткани диаметром — 400, 500, 600, 800 мм длиной звена — 5, 10, 20 м. рассчитанные на рабочее давление 9800 Па и, которые легко укрепляются, подвешивая к тросу с помощью крючков.

Целью расчета вентиляционной установки является :

- выбор способа проветривания,
- определение необходимой подачи и напора,
- выбор трубопровода,
- выбор вентилятора.

Способ проветривания выработки выбирается исходя из горнотехнических условий проведения выработок. При этом необходимо учитывать удаленность тупиковых забоев, источники загрязнения рудничного воздуха, организацию работ и многое другое.

Подача вентилятора определяется из выражения

$$Q_v = p \cdot Q_p, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где Q_p – расчетное количество воздуха, необходимое для подачи в забой по различным факторам, м³/мин;
 p – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе,

$$p = \left(\frac{1}{3} d K_y \frac{L}{l} \sqrt{R - 1} \right)^2$$

где K_y – коэффициент удельной воздухопроницаемости стыков,
 (0,005-0,004) – хорошее качество соединения стыков,
 (0,003-0,001) – плохое качество соединения стыков;
 d – диаметр вентиляционных труб, м;
 l – длина звена труб, м;
 L – длина трубопровода, м;
 R – аэродинамическое сопротивление трубопровода

$$R = \frac{6,5 \alpha L}{d^5}$$

α – коэффициент аэродинамического сопротивления труб,

Значения $\alpha \cdot 10^3$ для труб	Ø 300	Ø 400	Ø 500	Ø 600
Металлические трубы, х 10 ³	5	4,23	3,96	3,74
Прорезиненные трубы, х 10 ³	--	6,99	6,4	5,66

Количество воздуха для выноса пыли

$$Q_p > 60 v S_{св}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где $v = 0,25$ м/с – минимальная скорость воздуха для выноса пыли.

Расход воздуха по числу работающих людей

$$Q_p = 6 n, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где n – число людей одновременно работающих в забое;
 6 м³/мин – норма расхода чистого воздуха на 1 человека.

Количество воздуха при работе дизельного оборудования

$$Q_p = 5 \sum N, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где 5 м³/мин.кВт – норма расхода воздуха на 1 дизельную машину;
 $\sum N$ – суммарная мощность одновременно работающих дизельных машин, кВт.

Количество воздуха при различных схемах проветривания :

Нагнетательный

$$Q_{np} = 2,3 / t \sqrt{A S^2 L^2 v_{\phi}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где t -- время проветривания, мин ($\text{min } 30$ мин);
 A -- масса одновременно взрываемого ВВ, кг;
 S -- площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;
 L -- длина проветриваемой выработки, м;
 $\varphi = 40$ л -- газовость 1 кг ВВ (ядовитые газы).

Всасывающий

$$Q_{\text{вс}} = 2,83/t \sqrt[3]{A S L_{\text{зо}} \varphi}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где $L_{\text{зо}} = (2,4 A + 10)$, м -- длина зоны отброса газов после взрыва.

Комбинированный --

$$Q_{\text{кр}} = 2,3/t \sqrt[3]{A S L_n \varphi}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

Где L_n -- расстояние от забоя до перемычки или конца всасывающего трубопровода, м.

Для проветривания забоя выбирается вентилятор, который при сопротивлении принятого трубопровода может обеспечить расчетную производительность (Q).

$Q_{\text{рас}}$ -- принимается, максимальное значение рассчитанное по различным факторам (людям, выносу пыли, количеству взрываемого ВВ, дизельным машинам, схемам проветривания).

Разработка паспорта БВР на проведение выработки

В целях рационального и безопасного ведения взрывных работ для каждого забоя составляется паспорт буровзрывных работ. В паспорте указываются все необходимые данные для бурения и заряжания шпуров, взрывания зарядов и обеспечения условий безопасности на период взрывания. Паспорт БВР считается официальным документом и содержит основные параметры по бурению и взрыванию:

- тип буровой машины,
- тип взрывчатого вещества,
- способ заряжания ВВ,
- количество шпуров на цикл,
- схема расположения шпуров в забое,
- удельный расход ВВ,
- количество ВВ на цикл,
- средства и способ взрывания,
- конструкция заряда,
- основные меры безопасности.

По найденным значениям показателей определяются характеристики выработки – объем буровых работ, объем разрушенной породы, расход средств взрывания и т.д.

По установленному образцу заполняется бланк паспорта БВР на конкретную выработку и утверждается главным инженером предприятия.

Выбор бурильных машин или буровых установок следует производить с учетом крепости пород, площади поперечного сечения выработки, энергетических ресурсов и др. Количество бурильных машин на забой принимают по расчетной площади сечения выработки на один перфоратор. При ручном бурении с пневмоподдержки принимается 1,5-2,0 м², а с буровой установки 4 м² и более.

Глубина шпуров при проведении горных выработок зависит также от физико-механических свойств взрываемых пород, технических возможностей бурового оборудования, от факторов организационного и экономического характера. В практике проведения горизонтальных горных выработок глубина шпуров составляет 2,0-2,5 м (при ручных перфораторах) и до 2,5-3,5 м при бурении буровыми установками.

Выбор типа ВВ осуществляется, как правило, на основе результатов технико-экономического сравнения. Следует отметить, что на выбор типа ВВ большое влияние оказывают физические свойства разрушаемых пород.

В настоящее время в проходческих работах широкое распространение получил патронированный Аммонит № 6 ЖВ. Он отличается высокой эффективностью, особенно при проходке выработок в крепких и средней крепости породах. Хорошо зарекомендовал себя более дешевый – Гранулит АС-8, благодаря высокой плотности заряжания с помощью пневмозарядчиков.

Целесообразное количество шпуров в забое, также можно определить по формуле

$$N = 2,7 K_{np} \sqrt{f S_{np}}, \text{ шт}$$

где K_{np} – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород,
(от 0,65 – для сильнотрещиноватых до 1,0 – монолитных)
 f – коэффициент крепости пород;
 S_{np} – сечение горной выработки в проходке, м²;

$$S_{np} = 1,05 S_{вч}, \text{ м}^2$$

$S_{вч}$ – сечение горной выработки вчерне, м².

При проведении горной выработки забои имеют преимущественно одну обнаженную поверхность. Для размещения зарядов в забое выработки бурят шпуры, каждая группа которых имеет свое назначение:

-- Врубовые шпуры предназначены для создания дополнительной открытой поверхности, поэтому в них заряд ВВ усиливается на 10-20%.

-- Отбойные шпуровые предназначены для увеличения объема полости и создания благоприятных условий для работы оконтуривающих шпуров. Располагаются они равномерно по сечению выработки. При малых сечениях выработок отбойных шпуров может и не быть.

-- Оконтуривающие шпуровые взрываются в последнюю очередь и предназначены для придания выработке проектного контура.

Правильный выбор типа вруба, а следовательно, всего комплекта шпуров оказывает большое влияние на результаты буровзрывных работ и в конечном счете определяет скорость проходки горной выработки.

Большое число факторов и сложная их взаимосвязь исключает возможность решения задачи определения БВР теоретическим путем. Поэтому на горных предприятиях основные параметры определяют по эмпирическим формулам.

Потребное количество ВВ на 1 м^3 взрывающей породы (удельный расход) можно определить

$$q = q_1 \cdot F \cdot V \cdot e, \text{ кг/м}^3$$

где q_1 -- нормальный удельный расход ВВ, зависящий от свойств породы,

$$q_1 = 0,1 \cdot f$$

f -- коэффициент крепости пород;

F -- коэффициент структуры породы (от 0,8 -- для мелкослоистых и плотных, до 2,0 -- вязких и пористых пород);

e -- коэффициент работоспособности принятого ВВ относительно эталона (Аммонит № 6 ЖВ),

$$e = 360 / p$$

p -- работоспособность принятого ВВ;

V -- коэффициент зажима взрывающей породы, при одной плоскости обнажения

$$V = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{пр}}}},$$

Масса шпурового заряда (количество ВВ на один шпур):

-- при патронированном ВВ $l_{\text{ш}} \cdot K,$

$$q_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{ш}} \cdot K}{l_{\text{п}}} \cdot q_{\text{п}}, \text{ кг}$$

где $l_{\text{ш}}$ -- длина (глубина) шпура, м;

$l_{\text{п}}$ -- длина патрона ВВ, м;

$q_{\text{п}}$ -- масса патрона ВВ, кг;

K -- коэффициент заполнения шпура, т.е. отношение длины заряда к общей длине шпура.

Коэффициент крепости, f	3	3-6	6-10	10-20
Коэффициент заполнения, K_z	0,3-0,45	0,5-0,6	0,6-0,7	0,7-0,75

– при гранулированном ВВ

$$q_{ш} = \frac{\pi d_{ш}^2}{4} l_{ш} K, \Delta, \text{ кг}$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

Δ – плотность заряжения ВВ, кг/м³.

Масса заряда врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров соответственно равна

$$q_{вр} = 1,2 q_{ш}; \quad q_{от} = q_{ш}; \quad q_{ок} = 0,8 q_{ш};$$

Тогда по уточненной схеме комплекта шпуров в забое определяется фактический расход ВВ на цикл

$$Q_{ф} = q_{вр} n_{вр} + q_{от} n_{от} + q_{ок} n_{ок}, \text{ кг}$$

где $n_{вр}$, $n_{от}$, $n_{ок}$ – количество соответственно врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров в данном забое.

Для проверки патронированных зарядов ВВ на возможность их размещения в шпурах пользуются следующей схемой расчета:

1) определяется длина заряда ВВ из условия целого числа патронов в шпуре

$$l_{зар} = \frac{q_{ш}}{q_n} l_n, \text{ м} < l_{ш}$$

2) определяется длина забойки в шпуре

$$l_{заб} = l_{ш} - l_{зар}, \text{ м}$$

Для забойки шпуров в основном используются пластические (глина, песок с глиной), сыпучие (песок, мелкий щебень) материалы и воду.

При проведении горизонтальных выработок, не опасных по газу и пыли, применяют огневой, электроогневой и электрический способы взрывания, а при проведении наклонных выработок – электроогневой или электрический способы.

В современной практике наиболее эффективным способом взрывания является электрическое короткозамедленное взрывание шпуровых зарядов ВВ.

Конструктивно заряд ВВ в шпуре инициируется патроном-боевиком, который можно располагать:

– в устье (прямое инициирование), чаще при гранулированном ВВ;

– в середине заряда;

– в забое шпура (обратное инициирование), чаще при патронированном ВВ.

Наилучшие результаты продвижения выработки получаются при обратном инициировании.

Расчет и схемы электровзрывной сети, а также источники взрывания подробно приведены (см. раздел).

При расчете параметров БВР осуществляется подсчет показателей взрыва :

-- Объем буровых работ на цикл

$$L = l_{вр} n_{вр} + l_{от} n_{от} + l_{ок} n_{ок} , м$$

где $l_{вр}$, $l_{от}$, $l_{ок}$ – длина (глубина) соответственно врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров.

-- Объем разрушенной породы за взрыв (цикл)

$$V = S_{пр} l_{ш} \eta , м^3$$

где $S_{пр}$ – сечение горной выработки в проходке, $м^2$;
 η – коэффициент использования шпура (КИШ);
 $l_{ш}$ – средняя длина шпура, м.

-- Удельный расход бурения на $1 м^3$ горной массы

$$l' = L / V , м/м^3$$

-- Удельный расход бурения на 1 п.м. выработки

$$l'' = L / l_{ш} \eta , м/м$$

-- Удельный расход ВВ на $1 м^3$ горной массы

$$q' = Q_{\phi} / V , кг/м^3$$

-- Удельный расход ВВ на 1 п.м. выработки

$$q'' = Q_{\phi} / l_{ш} \eta , кг/м$$

-- Удельный расход СИ (средств инициирования) на $1 м^3$ породы

$$\text{Расход СИ} / V , шт / м^3$$

-- Удельный расход СИ на 1 п.м. выработки

$$\text{Расход СИ} / l_{ш} \eta , шт / м$$

Разработка паспорта БВР производится в следующей последовательности :

1. Обосновывается и принимается тип буровой машины или буровой установки.
2. Обосновываются и выбираются типы ВВ и СВ, способ взрывания, определяется количество шпуров на забой, выбирается тип вруба и схема расположения шпуров в забое, рассчитывается удельный расход ВВ, определяется фактический расход ВВ, масса заряда в каждом шпуре, принимается источник тока и рассчитывается гарантийная схема соединения ЭД в забое.
3. Рассчитываются технико-экономические показатели БВР и составляется паспорт буро-взрывных работ.

Паспорт БВР – это технологический документ содержащий основные сведения, необходимые для ведения буро-взрывных работ. Он представляет инструктивную карту с указанием основных характеристик выработок и пород, исходных технологических данных параметров и показателей БВР, схемы расположения шпуров и заряда ВВ и мер безопасности.

Крепление горизонтальных горных выработок

Горная крепь – это искусственное сооружение, возводимое в подземных выработках для предохранения обрушения окружающих пород и сохранения необходимых размеров поперечных сечений выработок.

Горная крепь должна удовлетворять техническим требованиям : прочности, устойчивости, ограниченной деформации в течении заданного срока службы, морозостойкости.

Крепь не должна мешать выполнению производственных процессов, она должна занимать как можно меньше места, не оказывать большого сопротивления движению воздушной струи, быть безопасной в пожарном отношении и др.

Горные крепи различают по ряду признаков :

- по положению выработок в пространстве,
- по виду выработок – крепь капитальных, подготовительных, нарезных и очистных выработок;
- по сроку службы – временная и постоянная,
- по материалу – деревянная, металлическая, бетонная, каменная, железобетонная, смешанная;
- по форме – прямоугольная, трапециевидная, полигональная, сводчатая, кольцевая и др.;
- по способу возведения – обычная и специальная (забивная, погружная, опускная) и многое другое.

В качестве материала крепи применяют :

Древесина (сосна, ель, лиственница, пихта, кедр) – кругляк. диаметром 12-34см, длиной 2-9 м. Пиломатериал : пластины, брусья, доски, обалолы.

Металл обычно применяется в виде стальных прокатных профилей – двутавр, швеллер, уголок, спецпрофиль СВП, арматурная сталь, тубинг (ж/б тубинг).

Для получения искусственных каменных материалов используют вяжущие материалы (цемент), которые при смешивании их с водой образуют пластическую массу. В горном деле наибольшее распространение получил портландцемент (силикатный цемент) марки 300, 400, 500, 600.

Раствор – это смесь вяжущего с мелким заполнителем, растворенная водой и перемешанная.

Бетон – это искусственный каменный материал, содержащий вяжущее, мелкий и крупный заполнитель и воду. Для горной крепи применяют плотные бетоны ($2.2-2.3 \text{ т/м}^3$) с расходом цемента на 1 м^3 бетона (200- 250 кг).

Торкрет-бетон наносят слоями по 2-5 см с помощью цемент-пушки. Расход цемента до 750 кг на 1 м^3 смеси. Смесь состоит из цемента, песка, гравийного заполнителя крупностью до 5 мм и воды.

Набрызг-бетон отличается от торкрет-бетона тем, что содержит более крупный заполнитель (до 25 мм), а расход цемента не превышает (450 кг). Общая толщина набрызг-бетона может составлять до 30 см.

Пласт-бетон содержит в качестве вяжущего синтетические смолы, характеризуются высокой прочностью ($G_{сж} = 40-70$ МПа, $G = 10-12$ МПа).

Анкерная крепь представляет собой систему закрепленных в шпурах штанг, расположенных в определенном порядке. Анкера из стержня, на одном конце которого (контурная часть) имеется резьба и гайка, на другом -- замок, с помощью которого анкер закрепляется в шпуре.

Расчет деревянной крепи.

Из всех элементов рамной крепи наибольшему воздействию горного давления подвергается верхняя рама. На него действует изгибающий момент, создаваемый весом обрушенных пород и различают :

$M_{н1} = Q \cdot a$ -- нагрузка сосредоточена в центре верхняка при плохой забутовке;

$M_{н1} = 1/4 Q \cdot a$ -- при устойчивых боковых породах выработки;

$M_{н1} = 5/16 Q \cdot a$ -- при неустойчивых боковых породах;

где a -- полупролет верхняка ($1/2$ расстояния между стойками);

Q -- нагрузка на крепь со стороны свода.

При сосредоточенной нагрузке, когда свод естественного равновесия имеет форму параболы, нагрузка на крепь равна

$$P = \frac{4}{3} \frac{a^2 L}{f} \gamma, \text{ Н/м}^2$$

где $a^2 L$ -- объем обрушенной породы на участке (L) выработки, м;

f -- коэффициент крепости пород;

γ -- плотность горных пород, Н/м³.

При устойчивых боках выработки учитывается только нагрузка от веса обрушенной породы, в форме прямоугольника находящейся над крепью и высотой (B').

$$P = 2 a \left[a + h \operatorname{ctg} \left(\frac{90 + \varphi}{2} \right) \right] L \gamma, \text{ Н/м}^2$$

где h -- высота выработки в черне, м;

$$h = h_{св} + 0,2, \text{ м}$$

φ -- угол внутреннего трения пород, град ($\varphi = 27-37^\circ$);

$$\varphi = \arctg f$$

а боковая нагрузка на участке (L) определяется как сила действующая на подпорную стенку

$$P_6 = \frac{y}{2} (2v + h) h l \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right), \text{ Н/м}^2$$

где v – высота свода естественного равновесия, м;

$$v = a / f, \text{ м}$$

Давление со стороны кровли с учетом призм сползания

$$P = \frac{2 a y [a + h \operatorname{ctg} \left(\frac{90 + \varphi}{2} \right)]}{\operatorname{tg} \varphi}, \text{ Н/м}^2$$

Максимальный изгибающий момент силы в середине верхняка

$$M_{из} = 0,125 P B^2 L, \text{ Нм}$$

где B – ширина выработки черне, м;

L – расстояние между стойками (принимается 1 м).

Сечение верхняка по условиям прочности на изгиб

$$W_p = \frac{0,125 P B^2 L}{m G_{из}}, \text{ м}^3$$

где $m = (0,6-0,8)$ – коэффициент прочности деревянной крепи;

$G_{из} = 16 \cdot 10^6 \text{ Па}$ – допустимое напряжение на изгиб (сосна);

отсюда $W_p = 0,1 d^3, \text{ м}^3$ – расчетный момент сопротивления круглого леса.

$$d = \sqrt[3]{W_p / 0,1}, \text{ м}$$

$$W_p = \frac{m n^2}{6}, \text{ м}^3$$

– расчетный момент сопротивления для бруса (размер n – по вертикали, m – по горизонтали)

Количество рам на участке длиной (L)

$$N = M_{из} / G_{из}, \text{ шт}$$

Расстояние между осями рам

$$l = L / N, \text{ м}$$

При установке крепежных рам « в разбежку », кровля и боковая поверхность должна иметь затяжку (ограждение) из досок (обапол).

Металлическая крепь применяется в основном для крепления выработок при значительном горном давлении. Металлическая крепь прочнее, безопасна в пожарном отношении и легко извлекается для повторного использования. Металлическая крепь применяется в виде крепежных рам, арок и колец, устанавливаемых вразбежку через 0,5-1,2 м. Материалом крепи являются балки двутаврового, швеллерного и специального профиля, а также рельсы.

Расчет трапециевидных металлических крепежных рам выполняется в той же последовательности, что и деревянных. Отличие заключается в том, что определяются не поперечные размеры верхняка, а необходимый момент сопротивления его сечения (W).

Затем по таблице (см.выше) принимается номер профиля проката. Расчетное сопротивление металла на изгиб $R_{из} = (210-230) 10^6$, Па.

Каменная и бетонная крепь

Каменная крепь возводится из бетонитов на цементно-песчаном растворе. Пространство за крепью забучивают породой и заливают раствором.

Основными элементами выработки сводчатой формы являются : свод, стены, фундамент, замок свода и пята свода. Возведение каменной крепи начинается с устройства фундамента, затем выкладывают стены и свод. Свод возводится с помощью кружал, которые являются временной опорой и одновременно шаблоном.

Для бетонной и каменной крепи с вертикальными стенками и сводчатым перекрытием, высоту свода обычно принимают равной 1/3 ширины выработки в свету. Толщина свода в замке должна быть не менее 200 мм, а стен - не менее 250 мм.

Толщина крепи свода в замке может быть определена

$$\Delta_0 = 0,06 \sqrt{\frac{B}{h_c}} \left(1 + \sqrt{\frac{B}{f}} \right), \text{ м}$$

где B – ширина выработки в свету, м;

h_c – высота свода в свету, м;

$$h_c = a / f$$

f -- коэффициент крепости пород.

Для выработки прямоугольно-сводчатой формы при $B < 6$ м, толщина бетонной крепи равна

$$\Delta = \frac{P \cdot n_p}{R_p \cdot n_1}, \text{ м}$$

где P – давление пород со стороны кровли, Па

$$P = 2 a v y, \text{ Па}$$

a – полупролет горной выработки, м;

v – высота свода естественного равновесия, м;

$n_p = 1,2$ – коэффициент перегрузки;

$n_1 = 1,1$ – коэффициент запаса прочности массива;

$R_p = (0,63-0,75) \times 10^6 \text{ МПа}$ – расчетное сопротивление бетона на растяжение, Па.

Анкерная (штанговая) крепь представляет собой систему закрепленных в шпурах металлических, деревянных, железобетонных или полимерных стержней, скрепляющих между собой трещиноватые или слоистые породы, склонные к вывалам или отслаиванию.

Наибольшее распространение получили железобетонные штанги устанавливаемые путем нагнетания в шпур цементно-песчаного раствора состава (1 : 3) и введение в него стального стержня периодического профиля диаметром 16-22 мм.

Расчет параметров анкерной крепи ведется из предположения, что она только подвешивает отслаивающиеся породы к породному массиву. Расчет сводится к определению количества анкеров (штанг), которое необходимо установить на участке выработки длиной (L)

$$N = 1,5 \frac{Q}{q}, \text{ шт}$$

где Q -- масса отслаивающихся пород в пределах свода естественного равновесия на участке L , Н;

q – масса породы, который выдерживает один анкер, Н

1,5 – коэффициент, учитывающий неравномерную нагрузку на анкера по сечению кровли выработки.

Высота свода естественного равновесия определяется по эмпирической формуле

$$H_{\text{св}} = \frac{B_{\text{вч}}}{\sqrt{f}} + K, \text{ м}$$

где $B_{\text{вч}}$ – ширина выработки в черне (пролет), м;

$K = (0,4-0,5)$ – при ширине выработки $B_{\text{вч}} < 3,5 \text{ м}$

$K = (0,15-0,2)$ – при ширине выработки $B_{\text{вч}} > 3,5 \text{ м}$.

Глубина шпура под анкер

$$l_{\text{шп}} = H_{\text{св}} + l_1, \text{ м}$$

где $l_1 = (0,4-0,5) \text{ м}$ – величина заглубления анкера за пределы свода.

Длина анкера (штанги)

$$l_a = l_{\text{шп}} + \delta + 0,05, \text{ м}$$

где δ – толщина подхвата и опорной шайбы, м;

0,05 – высота гайки и выступающего конца анкера, м.

Расстояние между анкерами при квадратной сетке их расположения

$$L = \sqrt{\frac{Q \cdot K_n}{P}}, \text{ м}$$

где $K_n = 0,5$ – коэффициент, учитывающий снижение прочности пород во времени;

P – величина горного давления, Па;

Q – несущая способность анкера, кН.

Вид и тип анкеров	Крепость горных пород		
	$f = 6 - 8$	$f = 9 - 12$	$f > 12$
Металлические распорные	40-50	50-60	50-60 кН
Железобетонные	60	60	60 кН
Деревянные натуральные	15-20	20-30	20-30 кН
Деревцементные и деревополимерные	20-30	30-40	30-40 кН

Обычно площадь кровли, приходящаяся на одну штангу колеблется от 0,5 до 2 м², шаг сетки штанг по длине выработки -- 0,7 – 1,5 м.

Погрузка породы и ее транспортирование

При проведении горизонтальных горных выработок буровзрывным способом процесс погрузки породы является одним из трудоемких. Погрузка горной массы производится погрузочными машинами, которые различаются по принципу работы погрузочного органа и способу захвата разрушенной породы. Наибольшее распространение получили погрузочные машины периодического действия нижнего захвата -- ППН и погрузочные машины непрерывного действия бокового захвата - ПНБ. В зависимости от рода потребляемой энергии машины бывают пневматические и электрические.

На выбор погрузочной машины влияют крепость и крупность погружаемой породы, а также размеры проходимой выработки.

При выборе машины **ковшового типа** необходимо руководствоваться следующим :

- Ширина фронта погрузки должна соответствовать ширине выработки вчерне по почве (для колесно-рельсовых).
- Высота машины в рабочем положении меньше высоты выработки (от головки рельса до кровли).
- Ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного пути.
- Крепость пород не влияет на выбор машины.

При выборе погрузочных машин **непрерывного действия** с нагребающими лапами в значительной мере влияют крепость и крупность погружаемой породы. Высота выработки (1,8 м) достаточна для всех машин. Благодаря гусеничному (пневмошинному) ходу фронт погрузки их неограничен.

Скреперная лебедка . В выработках малого сечения (3-4 м²) порода убирается скреперными установками. Рациональная длина скреперования составляет до 50-70 м. При проходке скреперных ортов (штреков) их почва располагается на уровне кровли откаточных выработок, что позволяет скреперовать горную массу прямо в вагон.

Таблица
Технические характеристики скреперных лебедок, применяемых в подземных горных выработках с уклоном отвалов до 30° (по данным предприятия Гостехбы)

Удлин. выданы до 90° (по данным прорисовки в 100% масштабе)											
Типоразмер	Число барабанов	Тяговая сила, кН	Скорость скрепера, м/с	Длина скрепера, м	Ширина скрепера, м	Длина, м	Масса, кг	Габариты, мм	Коэффициент сцепления	Рабочая ширина, мм	
10ЛС-3СМ	2	10	1,12 1,56	12	45	10	528	1500×800×585	0,1—0,15	300	
17ЛС-3СМ		16		14	60	17	945	1700×700×710	0,1—0,24	500	
30ЛС-3СМ		20		16	90	30	1384	3020×1016×835	0,25—0,4	700	
30ЛС-2ПМ	1530						1227×1580×948				
30ЛС-3СМ	1848						2500×1016×835				
56ЛС-3СМ	2	45	1,4 1,56	20	100	55	2385	3430×1244×1020	0,6—1	900	
56ЛС-2ПМ							2785	3380×1580×1180			
13ЛС-СМ	3						3154	3025×1244×1030			
100ЛС-3СМ	7	80		25	125	180	4355	2730×1400×1285	1—1,6	1100	
100ЛС-2ПМ							4785	3830×1940×1485			
100ЛС-3СМ							5700	3330×1550×1285			

Примечания: 1. Ресурс до капитального ремонта — не менее 10 000 ч. 2. Ресурс до износа — не менее 17 000 ч. 3. Гарантийный срок службы — 12 лет. 4. Предусмотрены варианты типа 3С с приводом мощностью 6,3 и 10 кВт.

При проходке длинных (протяженных) выработок используются скреперные установки с передвижным металлическим полком. Проходческие скреперные лебедки выпускаются мощностью от 10 до 55 кВт. Скреперы могут быть ящичного, гребкового типа или аккумуляторные. Погрузка породы комплексами может производиться в вагонетки или на конвейер.

Производительность скреперной погрузки

$$P_{ск} = \frac{3600 \cdot q_{ск} \cdot w}{L / v_{px} + L / v_{xx} + t}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $q_{ск}$ – вместимость скрепера, м^3 ;

$w = 0,85$ – коэффициент заполнения скрепера;

L – длина скреперования

v_{px} – скорость рабочего хода скрепера, $\text{м}/\text{с}$;

v_{xx} – скорость холостого хода скрепера, $\text{м}/\text{с}$;

$t = (20-40) \text{ с}$ – продолжительность загрузки и разгрузки с учетом пауз переключения.

Погрузочная машина типа ППН состоит из ходовой части, погрузочного органа и механизма подъема ковша. Подъемный механизм выполнен в виде лебедки. Для очередного зачерпывания ковш опускается под собственным весом. Внедряется он в навал породы за счет усилия ходовой части. В опущенном состоянии ковш может разворачиваться в ту или иную сторону на 30° , что увеличивает ширину фронта погрузки. В момент разгрузки ковш автоматически фиксируется по оси загружаемого вагона.

Ковшовые погрузочные машины отличаются простотой управления, компактностью, могут применяться для погрузки породы любой крепости и абразивности и в выработках небольших размеров.

Таблица
Техническая характеристика погрузочных машин

Показатели	Периодического действия				Непрерывного действия			
	ППН-2	ППН-3	ППН-5	ППН-10	ПНВ-1	ПНВ-2	ПНВ-3	ПНВ-4
Производительность, $\text{м}^3/\text{мин}$	1,0	1,25	1,4	1,0	1,25	2,0	2,0	2,5
Вместимость ковша, м^3	0,3	0,5	0,25	0,25	—	—	—	—
Фронт погрузки, м	2,5	3,2	4,0	2,2	—	—	—	4,0
Вид энергии	Пневматический				Электрический			
Ходовая часть	Колесно-рельсовая				Гусеничная			Колесно-рельсовая
Масса, т	5,0	8,0	10,0	4,5	5,0	6,0	10,0	4,0

Для проходки выработок ограниченной длины – 50-100 успешно применяются погрузочно-доставочные машины типа ПДН. Конструкция их аналогична ППН, только ковш разгружается не в вагон, а в собственный кузов установленный на ходовой части по принципу самосвала. Машина перемещается на пневматических колесах. Источник энергии – сжатый воздух из пневмосети.

Т а б л и ц а
Техническая характеристика погрузочно-доставочных машин

Показатели	Тип машины			
	ПДВ-2	ПДН-2	МЛДН-1	ПТ-4
Производительность (м³/ч) при погрузке и откатке на расстояние, м:				
25	11,0	—	30,0	30,0
50	9,0	22,0	24,0	24,0
100	—	9,0	—	16,0
Вместимость, м³:				
ковша	—	0,25	0,15	0,20
кузова	1,0	1,8	1,5	1,5
Мощность, кВт	26	40	45	43
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	—
Скорость передвижения, км/ч	—	—	—	0—5
Основные размеры, мм:				
ширина	1800	1900	1850	1800
длина	3100	4070	3000	3020
высота	1350	1870	1900	1790
Масса, т	4,2	4,8	4,0	4,6

Производительность погрузочной машины при погрузке горной массы в вагонетки определяется

$$P_{\text{пл}} = \frac{V}{T_1 + \frac{\alpha Q t K_p}{w_k q_k} + \frac{\alpha Q t K_p}{w_n q_n} + \frac{b Q t_2 K_p}{n} + T_3}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где V — объем горной массы за цикл, м³;

T_1 = (10-15) мин — время подготовки машины к работе;

α = (0,9-0,95) — коэффициент, учитывающий объем горной массы без раскayловки и подброски;

t = (15-20) с — продолжительность одного цикла черпания;

K_p = (1,25-1,75) — коэффициент разрыхления горных пород;

w_k = (0,5-0,7) — коэффициент наполнения ковша;

q_k — вместимость ковша, м³;

w_n = 0,9 — коэффициент наполнения вагонеток (кузова);

q_n — вместимость вагонетки (кузова);

b = (0,05-0,1) — коэффициент объема горной массы без раскayловки и подброски;

t_2 = (70-100) мин-чел — время, затраченное на разборку 1 м³ породы одним рабочим;

n — число рабочих на раскayловке и подброске;

T_3 = (5-7) мин — время на отгон машины в безопасное место.

В последнее время широкое распространение получили электрические погрузочные машины непрерывного действия типа ПНБ с боковым захватом, парными нагребальными лапами, с одним скребковым конвейером. Стрела ленточного конвейера позволяет поворачиваться (влево-вправо) по 45° и может грузить горную массу как в вагонетки, так и самоходные вагоны или самосвалы.

На выбор погрузочных машин типа ПНБ в значительной мере влияет крепость и крупность погружаемой породы. Высота выработки (1,8 м) является достаточной для всех машин этого типа, а наличие рельсовых путей не препятствует их применению. Благодаря гусеничному ходу фронт погрузки не ограничен. Эти машины применяют в широких (двух путных) выработках.

Сменная производительность погрузочной машины в плотной массе при уборке породы в одиночные вагоны и составы определяются

$$P_6 = \frac{T_{см} - t_{пз} - t_{л}}{K_0 K_p [K_{кр} / Q + t_a + 2L / (60 V_a K_s v_{пс})]}, \text{ м}^3/\text{см}$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, мин;

$t_{пз}$ = (20-30) мин – время на подготовительно-заключительные операции.

($t_{пз}$ = 40-50 мин – наклонные выработки);

$t_{л}$ = 10 мин – личное время рабочего;

K_0 = 1,05 – коэффициент отдыха;

K_p = (1,25-1,75) – коэффициент разрыхления пород;

$K_{кр}$ = 1,3 – коэффициент учитывающий крупность кусков;

Q – техническая производительность машины, м³/мин;

t_a = (3,3-6,9) мин – затраты времени на вспомогательные операции (кайловка, перекидка, очистка путей, и т.п.);

L – расстояние от забоя до обменного пункта вагонеток, м;

V_a – вместимость вагонетки, м³;

K_s = 0,9 – коэффициент заполнения вагонетки;

v – средняя скорость откатки вагонетки или состава,

(0,6 м/с – обмен вагонеток, 0,9 м/с – обмен составов);

n – число вагонеток в составе.

Сменная производительность погрузочной машины в разрыхленном состоянии в комплексе с автосамосвалом МоАЗ

$$P_k = \frac{(T_{см} - t_{пз} - t_{л}) V_a K_s}{(V_a K_s / Q + t_a) K_0 + 2L / v_c + t_p}, \text{ м}^3/\text{см}$$

где V_a = 8 м³ – вместимость автосамосвала;

K_s = 0,9 – коэффициент заполнения кузова;

t_a = (10-15) мин – время на вспомогательные операции;

v_c – средняя скорость движения автосамосвала, м/мин;

(80 м/мин – по подготовительным выработкам,

160 м/мин – по магистральным выработкам);

K_0 = 1,05 – коэффициент отдыха;

L – расстояние транспортировки, м;

t_p = 1 мин – время разгрузки.

Шахтные вагонетки. В зависимости от назначения шахтные вагонетки подразделяются на грузовые, пассажирские и специальные. По конструкции кузова и способу разгрузки различают грузовые вагонетки :

- типа ВГ разной грузоподъемности с глухим кузовом, жестко закрепленном на раме, разгружаемые в опрокидывателях;
- типа ВД с откидным днищем;
- типа ВБ с шарнирно закрепленным кузовом и откидным бортом;
- типа ВО с глухим опрокидным кузовом.

Таблица

Технические характеристики грузовых вагонеток

Тип вагонетки	Вместимость, м³	Колеса, мм	Основные размеры, мм			Жесткая база, мм	Масса, кг
			длина	ширина	высота		
С глухим кузовом							
ВГ-0,1	0,1	600	1250	850	1220	500	515
ВГ-1,2	1,2	600/750	1850	1000	1300	400	800
ВГ-4М	2,0	750	3070	1250	1200	1000	1584
ВГ-2,2	2,2	600/750	2950	1200	1300	1000	1540
ВГ-4,5А	4,5	750/900	4100	1359	1550	1250	4200
ВГ-9А	9,0	750/900	8000	1350	1550	1250	8900
ВГ-10А	10	750/900	7300	1800	1600	4000	9500
С откидным бортом							
ВГ-1,6	1,66	600/750	2550	1300	1300	900	1765
ВБ-2,5	2,65	600/750	3150	1340	1400	1000	2357
ВБ-4 (Ф)	4,60	750	4740	1350	1550	1250	4900
С глухим опрокидным кузовом							
ВО-0,4	0,4	600	1300	870	1250	400	490
ВО-0,6	0,6	600/750	1900	100	1250	600	650

Рудничные электровозы. Электровозная откатка применяется в подземных горных выработках с уклоном до 0,005 % при проходке горных выработок, а также при добычных работах. На рудничных шахтах используют преимущественно контактные и аккумуляторные электровозы в нормальном исполнении (РН).

Техническая характеристика шкотовых контактных электровозов

Таблица

Параметры	Тип электровоза			
	4KP	7KPM1	K10	K14M
Сыпная масса, т	4	7	10	14
Тяговое усилие, кН	8,8	16,8	18,5	27
часового режима	3,8	4,4	9,5	14
длительного режима				
Электродвигатель:				
тип	ДТН-12	ДТН-33	ДТН-33	ДТН-45
число	2	2	2	2
мощность, кВт	12х2	33х2	33х2	45х2
напряжение, В	250	250	250	250
ток, А:				
часового режима	58,5	152	152	204
длительного режима				
Скорость, км/ч:				
часового режима	5,0	12,2	11,7	11,2
длительного режима	8,0	20	18,7	13,6
Основные размеры, мм:				
длина по буферам	3120	4600	4920	5210
ширина для колес:				
600	1000	1050	1050	-
750	1150	1350	1350	1350
850	1300	1350	1350	1350
высота	1515	1500	1650	1650
Жесткая база, мм	900	1200	1200	1700

Самоходные вагоны. Основными достоинствами самоходного оборудования является высокая производительность, маневренность, автономность.

Техническая характеристика инвелькопесных самоходных вагонов с электрическим кабельным приводом

Показатели	Тип вагона			
	5BC-15M	1BC-20A	«Джон-Джиз»	«Джон-Д-60»
Грузоподъемность, т	15	20	5	16
Емкость кузова, м³	8,6	12,6	2,7	10
Наибольшая скорость передвижения на горизонтальном участке пути, км/ч	8	8	5,5	6,2
Емкость кабельного барабана, м	212	—	—	—
Высота разгрузки, мм	430—1400	0,535	—	—
Радиус поворота по наружному габариту, мм	7500	8000	—	—
Габариты, мм:				
длина	7500	8100	5970	7400
ширина	2500	2800	2160	2390
высота	1550	2000	810	1700
Масса, т	16,7	22	5	15,5
Общая установленная мощность электродвигателя, кВт	84,2	116,2	18,4	82,2
Завод-изготовитель	Воронежский завод горнообогатительного оборудования		—	—

В наибольшей степени это относится к машинам с дизельным приводом. Однако в отличие от электрических и пневматических, они усложняют и удорожают схему вентиляции и требуют дорогостоящей очистки воздуха от вредных выхлопных газов.

Самходные вагоны, представляют собой бункер на колесах, разгружающийся через торец без опрокидывания с применением донного скребкового конвейера.

Автомобильный транспорт. Самосвальный автопоезд состоит из одноосного тягача и самосвального прицепа, кузов которого опрокидывается назад. Загрузка его может производиться как машиной непрерывного действия типа ПНБ, так и экскаватором. При эксплуатации автосамосвалов типа МоАЗ в подземных горных выработках необходимо соблюдать технические требования, предъявляемые к машинам. По рекомендации завода изготовителя – среднегодовая норма работы не должна превышать 3500 часов.

†**THESE DATA ARE NOT AVAILABLE FOR THIS STUDY**

[illegible]

В последнее время широко начали применять **ковшовые погрузочно-доставочные машины** типа ПД и **погрузочно-транспортные машины** типа ПТ на пневмошинном ходу различных типоразмеров.

Машины типа ПД используются на погрузочно-доставочных работах в проходческих и очистных забоях при разработке месторождений подземным способом. Машина ПД осуществляет черпание отбитой горной массы ковшем, погрузку ее в кузов транспортной машины или доставку ее в ковше к месту разгрузки на расстояние до 300 м.

Погрузочно-транспортные машины типа ПТ периодического действия с нижним захватом горной массы предназначены для погрузки или доставки горной массы крепостью до $f < 16$ и плотностью до 3 т/м^3 . Конструкция машины и ее исполнительных органов позволяет выполнять погрузку в кузов машины, транспортирование и разгрузку горной массы в рудоспуск или на почву. Расстояние транспортировки до 600 м.

Таблица 1. Характеристики некоторых погрузочно-доставочных машин

Модель	Изготовитель, фирма, страна	Грузоподъемность, т	Ширина ковша, м	Длина ковша, м	Масса ковша, кг	Привод	Мощность двигателя, кВт	Средняя скорость, км/ч	Радиус поворота, м	Длина, м	Ширина, м	Высота, м	Максимальная скорость, км/ч	Максимальная нагрузка, т	Максимальная грузоподъемность, т	Максимальная грузоподъемность, т
Ковшовые																
ПД-26	НИИГормаш, СССР	1,2	—	9,5	Двухтактный	—	16	—	3100	4 800	1600	1300	18	—	—	—
ПД-3**	Та же	1,5	—	11	—	96	20	2560	4750	1 100	1600	1850	18	—	—	—
ПД-8**	Донецкий машиностроительный завод	4,0	—	22,1	—	140	20	4900	7500	4 000	2300	2500	18	—	800	—
ПД-12**	НИИГормаш, СССР	6,0	—	26	—	184	25	4800	7400	10 000	2300	2550	15	—	—	—
СТ-35	«Вагнер», США	1,32	—	10,4	—	51	19	2850	4700	6 740	1564	1320	23	—	900	—
СТ-35	Г.Х.Х. ФРГ	1,8	—	10,4	—	120	29	3000	6000	8 015	2130	1830	20	—	—	—
СТ-84	«Вагнер», США	5,6	—	25,7	—	184	13	2900	6300	9 701	2640	1830	15	—	—	—
СТ-19	«Вагнер», США	9,9	—	43,1	—	265	25	—	—	11 380	4808	2548	24	—	—	—
Экспо-910	«Эйкер», США	4,5	—	18,0	—	244	24	2620	6170	9 660	2640	2005	20	—	—	—
ТК-1	«Федерал», ПНР	2,0	—	10,9	—	84,6	38	3100	4550	7 750	2700	1630	12	—	—	—
ТК-2	Та же	4,2	—	20,0	—	142	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Бункерные																
ПТ-6	СССР	0,2	1,6	4,6	Пневматический	86	4,8	—	4000	1020	1800	1600	12	—	—	—
ПТ-10	СССР	1,0	4,0	16	Двухтактный	147	—	—	8000	8 500	3500	3500	—	—	—	—
ТЧЖ	«Атлас-Копко», Швеция	0,3	1,8	4,65	Пневматический	90	4,2	—	5000	1 130	1875	2555	5	—	300*	—
«Каво-10»	Та же	0,125	1,0	3,05	Та же	26,4	5	—	3130	2 970	1000	1500	7	—	200*	—
«Каво-10»	—	1	5	14	Двухтактный	101	20	4150	6900	8 750	2800	2500	15	—	—	—
С совмещенным ковшом-бункером																
Т.Т-110	«Дэвил», США	1,73	3,6	21,6	Двухтактный	220	30	7540	10 840	15 000	3500	4470	16	—	—	—

* При максимальной скорости

** Цифра обозначает грузоподъемность ковша в тоннах

Производительность ковшовых погрузочно-доставочных и погрузочно-транспортных машин (ПД и ПТ) в смену составляет

$$P_k = \frac{60 T_{см} q K_n K_p}{0,12 L_d + 25 + 0,02 q K_p} + \frac{v_{ср}}{(B/d_{ср})^{3/2}} + t_{раз}, \text{ т/см}$$

где $T_{см} = 7 \text{ ч}$ — продолжительность смены;

q — грузоподъемность машины, т

$K_n = 0,7$ — коэффициент использования машины в смене;

$K_p = 0,9$ — коэффициент, учитывающий подгребание породы и зачистку почвы;

$K_p = (1,25-1,75)$ — коэффициент разрыхления породы;

L_d — длина доставки (от 200 до 600 м);

$v_{ср} = (10-15) \text{ км/ч}$ — средняя скорость движения по трассе;

B — ширина ковша машины, м;

$d_{ср} = 0,2 \text{ м}$ — средний диаметр куска породы;

$t_{раз} = 0,15 \text{ мин}$ — время разгрузки ковша.

Организация работ. Циклограмма проходки выработок

Организация работ является одним из главных факторов повышения технико-экономических показателей. Проходка горных выработок – это сложный технологический процесс, успешное осуществление которого зависит от обеспечения работ оборудованием и инструментом, соответствующим конкретным геологическим условиям, от подбора проходчиков высоких квалификаций, технического персонала, также разработки необходимой технологии и организации труда.

Для успешного выполнения работ необходимо прежде всего определить состав работ, обеспечивающий проведение выработки в установленные сроки, решить вопрос о последовательности выполнения основных процессов, возможности совмещения их во времени, разработать паспорт буровзрывных работ, установить рациональное число одновременно работающих в забое перфораторов, обосновать выбор погрузочно-транспортных средств и обеспечение выполнения всех вспомогательных работ по созданию условий бесперебойной работы проходческой бригады.

Разработанная технология должна обеспечить наилучший способ производства работ в горной выработке при наиболее рациональном использовании проходческого оборудования, наименьших трудовых затрат, расходах материалов и энергии.

Наиболее прогрессивной организацией труда является проведение работ по графику цикличности. Цикличная организация работ предусматривает выполнение технологических процессов в определенной последовательности в установленное графиком время.

График цикличности увязывает в пространстве и времени выполнение технологических процессов с учетом объема работ, производительности оборудования, числа и расстановки рабочих. Продолжительность проходческого цикла определяется от начала проведения одного процесса (например, бурение шпуров) до ее возобновления после выполнения всех процессов, входящих в цикл.

Для проведения горизонтальных горных выработок организуется комплексная проходческая бригада, в состав которой включаются рабочие занятые на проходке в течение одних суток. Количество проходчиков в смене принимается с учетом возможности их размещения в забое выработки и условий обслуживания машин. Их число в звене принимается, ориентируясь на наиболее трудоемкую операцию. Свободные проходчики звена во время других операций используются на других работах, которые возможно проводить параллельно (например, крепление, устройство канавки, наращивание трубопроводов, рельсовых путей) и прочих вспомогательных работ.

Организация и обслуживание рабочего места при проведении горных выработок имеют исключительно важное значение. Рабочее место обычно готовят сами проходческие бригады. В обязанность каждого звена входит подготовка фронта работы к началу следующей смены.

Типовой график циклической организации работ при проведении
горизонтальной горной выработки

Описание работ	Объем работ	К-во рабочих	Время (мин)	Смена													
				Исходя										Перерыв	Исходя		
				7	8	9	10	11	12	13	14	15	16		17	18	19
Подготовка к креплению	-		10														
Крепление (раб. м, м)			50														
Подготовка к уборке	-		10														
Уборка породы, м			95														
Геохимическое обслуживание	-		15														
Устройство канавки, м			20														
Наращивание труб, м			20														
Настилка рельсового пути, м			20														
Подготовка к бурению	-		15														
Бурение шпуров, м			140														
Подготовка к заряданию	-		5														
Зарядник: взрывание			20														
Проветривание	-		60														

При проведении горных выработок рабочее место считается подготовленным при соблюдении следующих условий :

- 1) в забое выработки давление сжатого воздуха быть не ниже 0,5 МПа, бурильные молотки в исправном состоянии и смазаны, буры заточены и число их достаточно для обустройства забоя;
- 2) перед уборкой породы породопогрузочная машина подготовлена к работе, на разминовке имеется порожняк и созданы условия для бесперебойной подачи к забою в течение уборки породы, а при уборке породы самоходным оборудованием – согласован график обслуживания параллельных забоев;
- 3) перед креплением выработки должен быть создан суточный запас крепящего материала (леса, металлических конструкций) или организовано бесперебойное снабжение готовым бетоном;
- 4) инструменты подготовлены в достаточном количестве и хорошего качества;
- 5) организовано нормальное проветривание, обеспечивающее удаление газа не более чем за 30 мин после взрыва.

Проходческий цикл при буровзрывном способе проходки складывается из следующих процессов : осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние в начале каждой смены или основного процесса, бурение шпуров, зарядание и взрывание, возведение временной крепи (если необходимо), погрузка (уборка) породы, устройство постоянной крепи (возможно совмещение работ), устройство водоотводной канавки, настилка рельсовых путей, наращивание трубопровода (вентиляции, сжатого воздуха, промышленной воды) и другие вспомогательные работы. Указанные и

другие виды работ могут выполняться последовательно или с частичным совмещением.

Необходимо также учитывать, что при проведении горных выработок осуществляется геологическое и маркшейдерское обслуживание, на которое необходимо выделять время в проходческом цикле.

Взаимосвязь производственных операций осуществляется только во времени в последовательной смене одних операций (процессов) другими. Структура рабочего процесса без совмещения операций (однозальная проходка) запишется следующим образом :

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{пб}} + T_{\text{б}} + T_{\text{зб}} + T_{\text{пз}} + T_{\text{зв}} + T_{\text{пр}} + T_{\text{пу}} + T_{\text{у}} + T_{\text{зг}} + \\ + T_{\text{гм}} + T_{\text{пк}} + T_{\text{кр}} + T_{\text{уп}} + T_{\text{ок}} + T_{\text{ит}} + \sum T_{\text{шт}} , \text{ ч} ;$$

где $T_{\text{пб}}$ – время на подготовку к бурению, ч ; принимается
(при ручных перфораторах – 10 мин, при обслуживании
буровой установки – 10-20 мин)

$T_{\text{б}}$ – время бурения шпуров, ч;

При бурении ручными перфораторами

$$T_{\text{б}} = L_{\text{ш}} / Q_{\text{п}} , \text{ ч}$$

где $L_{\text{ш}}$ – общая длина шпуров, м; (см. раздел)

$Q_{\text{п}}$ – производительность перфоратора, м/ч ; (см. раздел)

$T_{\text{зб}} = 10$ мин – продолжительность заключительных работ по бурению, ч;

$T_{\text{пз}} = 5$ мин – время на подготовку к заряданию, ч;

$T_{\text{зв}}$ – продолжительность зарядания и взрывания, ч;

$$T_{\text{зв}} = N t_{\text{з}} / 60 \text{ мин} , \text{ ч}$$

где N – количество зарядаемых шпуров;

$t_{\text{з}} = 3$ мин – время зарядания одного шпура;

$n_{\text{з}}$ – количество рабочих на зарядании шпуров;

$T_{\text{пр}} = 30$ мин – продолжительность проветривания, ч;

(минимальное время согласно правил ЕПБ);

$T_{\text{пу}} = (10-15)$ мин – время на подготовку к уборке породы, ч;

$T_{\text{у}}$ – продолжительность уборки породы, ч;

При условии уборки скреперными лебедками время, необходимое на уборку отбитой породы из забоя

$$T_{\text{у}} = V K_{\text{р}} / P_{\text{ск}} , \text{ ч}$$

где V – объем отбитой породы за взрыв, м³;

$K_{\text{р}} = (1,25-1,75)$ – коэффициент разрыхления породы;

$P_{ск}$ – производительность скреперования с погрузкой породы в вагонетки, м³/ч;

$$P_{ск} = \frac{3600 q_{ск} K_{ис}}{t_n}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где $q_{ск}$ – емкость скрепера, м³;

$K_{ис} = (0,5-0,8)$ – коэффициент наполнения скрепера;

t_n – время затрачиваемое на погрузку одной вагонетки, с;

$$t_n = \frac{Q_{в} K_{в} t_c}{q_{ск} K_{ис}} + \frac{2 L_p}{v_{ср}}, \text{ с}$$

где $Q_{в}$ – емкость вагонетки, м³;

$K_{в} = 0,9$ – коэффициент наполнения вагонетки;

t_c – продолжительность одного цикла скреперования:

$$t_c = \frac{l_c}{v_{гр}} + \frac{l_c}{v_n} + t_n, \text{ с}$$

где $l_c = (10-15)$ м – длина скреперования;

$v_{гр}, v_n$ – соответственно, скорость движения груженого и порожнего скрепера, м/с;

$t_n = (20-30)$ с – суммарная пауза при двухкратном переключении хода скрепера;

L_p – длина откатки до разминовки (в среднем 30 м), м;

$v_{ср}$ – средняя скорость откатки вагонеток при их обмене
(при откатке вручную – (0,6-1,0) м/с ,
при электровозной – (1,5-2,0) м/с).

При погрузке горной массы в вагонетки погрузочной машиной типа ПНН

$$T_y = V K_p / 60 P_{пм}, \text{ ч}$$

где $P_{пм}$ – производительность погрузочной машины, м³/мин;
(см. раздел).

При погрузке горной массы в вагонетки (состав) погрузочной машиной типа ПНБ

$$T_y = V / P_6 t_{см}, \text{ ч}$$

где P_6 – часовая производительность погрузочной машины, м³/ч;
(см. раздел)

$t_{см} = 7$ ч – продолжительность рабочей смены;

При погрузке горной массы погрузочной машиной типа ПНБ в автосамосвалы МоАЗ

$$T_y = V K_p / P_{\text{БК}} t_{\text{см}} , \text{ ч}$$

где $P_{\text{БК}}$ -- сменная производительность погрузочной машины в комплексе с автосамосвалом, $\text{м}^3/\text{с}$;

При уборке породы ковшовыми погрузочно-доставочными и погрузочно-транспортными машинами типа ПД и ПТ

$$T_y = V y / P_k t_{\text{см}} , \text{ ч}$$

где y -- плотность горных пород, $\text{т}/\text{м}^3$;

P_k -- производительность ковшовых машин, $\text{т}/\text{см}$;

$T_{\text{зв}} = (5-7)$ мин -- время заключительных работ по погрузке, ч;

$T_{\text{гм}} = (10-15)$ мин -- время геологического и маркшейдерского обслуживания, ч;

$T_{\text{пк}} = 10$ мин -- время на подготовку к креплению, ч;

$T_{\text{кр}}$ -- продолжительность крепления, ч;

$$T_{\text{кр}} = N \text{ НВ} / n , \text{ ч}$$

где N -- объем крепления, количество : дверных накладок (шт), металлических арочных рам (шт), анкеров (шт), набрызг-бетона (м^2), монолитный бетон (м^2);

n -- количество рабочих на крепление (в расч. принимать 1 чел)

НВ -- норма времени на выполнение единицы крепления, чел-ч (принимается из СНиП);

$T_{\text{ип}}$ -- продолжительность настилки постоянных путей, ч;

$$T_{\text{ип}} = L_n \text{ НВ} / n , \text{ ч}$$

где L_n -- длина одноколейных рельсовых путей, м;

НВ -- норма времени на устройство одноколейных рельсовых путей, чел-ч (принимается из СНиП);

n -- количество рабочих (в расчетах принимать 1 человека).

$T_{\text{ок}}$ -- продолжительность оформления водоотливной канавки, ч;

$$T_{\text{ок}} = L_k \text{ НВ} / n , \text{ ч}; \quad T_{\text{ок}} = V_k \text{ НВ} / n , \text{ ч}$$

где L_k -- длина канавки, м;

V_k -- объем канавки, м^3 ;

НВ -- норма времени на оформление канавки, чел-ч (см. СНиП);

n -- количество рабочих (в расчетах принимать 1 чел);

$T_{\text{нт}}$ -- продолжительность навески трубопроводов, ч;

$$T_{\text{нт}} = L_t \text{ НВ} / n , \text{ ч}$$

где L_t -- длина труб сжатого воздуха, промышленной воды и вентиляции, м;

НВ -- норма времени на навеску трубопроводов, чел-ч (см СНиП)

n -- количество рабочих (принимается в расчетах 1 чел)

$T_{\text{нн}}$ -- суммарная продолжительность ненормируемых операций за цикл складывается из : -- доставка материалов и вспомогательного оборудования; - ремонтно-технологические работы и пр. и определяется из выражения коэффициента, учитывающего продолжительность ненормируемых операций

$$T_{\infty} = \alpha T_{\infty} \quad (4)$$

Определение сметной стоимости проходки горизонтальной горной выработки

Стоимость проходки и крепления 1 п.м. (1 м³) горизонтальной горной выработки можно определить по элементам затрат или по данным СНиП.

Стоимость соответственно на 1 п.м. и 1 м³ горной выработки по элементам затрат определяют следующим образом :

Расчет затрат на заработную плату с учетом тарифных ставок рабочих

Профес- сия	Тариф- Разряд	Премия (20%) ставка тг/см	Прочие доплаты (10%) тг/см	Основ- ная (3+4+5) тг/см	Доп- лата райо- ный коэф- фици- ент (1,3-1,5)	Услов- ный дней зара- чел/см	Тру- довые дней затра- чен тг/чел- см	С/сто- имость Сэл тг		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	

.....

Всего :

Затраты по заработной плате

$$\text{На 1 м} \quad C' = \frac{C_{\text{зар}}}{l_{yx}}, \text{ тг/м} \quad \text{на 1 м}^3 \quad C'' = \frac{C_{\text{зар}}}{S_{\text{пр}} l_{yx}}, \text{ тг/м}^3$$

где l_{yx} – средняя уходка выработки за смену, м;

$S_{\text{пр}}$ – сечение выработки в проходке, м².

Расчет затрат на амортизацию оборудования

Тип обо- рудова- ния	Опто- вая цена тг	Коли- чест- во шт	Итого Годо- вые аморти- зацион- ные отчис- ления тг/год	Число Итого рабо- чих дней в смену году	Итого отчис- лений на оборудования до ремонта (смен, лет)	Продолжитель- ность работы оборудования (смен, лет)
1	2	3	4	5	6	7

.....

Всего :

Амортизационные затраты :

На 1 п.м.

на 1 м³

$$C'_{\text{э}} = \frac{C_{\text{эм}}}{I_{\text{yx}}}, \text{ тг/м}$$

$$C''_{\text{э}} = \frac{C_{\text{эм}}}{S_{\text{пр}} I_{\text{yx}}}, \text{ тг/м}^3$$

Расчет затрат на энергию (сжатый воздух)

Тип обору- дова- ния	Коли- чест- во меха- низ- мов	Удель- ный рас- ход сжа- того воз- духа м ³ /мин	Чистое время работы (60-70%) мин	Кэф- фици- ент по- терь сжа- того воз- духа (10%)	Общий расход сжатого воздуха м ³	Стоимость сжатого воздуха тг/м ³	Затраты на сжатый воздух С _{эп} тг
.....							
Всего :							

Расход электроэнергии за смену механизма

$$W_{\text{эл}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{см}} K_{\text{исп}}}{\eta_{\text{дв}}}, \text{ кВт}$$

где $N_{\text{дв}}$ – мощность двигателя, кВт;

$t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{исп}} = (0,3-0,4)$ – коэффициент использования машины в смену;

$\eta_{\text{дв}} = 0,9$ – КПД двигателя;

$$C_{\text{эл}} = W_{\text{эл}} x, x, \text{ тн} \quad (x, x \text{ тг -- стоимость 1 кВт-ч})$$

Затраты на энергию при проходке

На 1 п.м.

на 1 м³

$$C'_{\text{э}} = \frac{C_{\text{эл}}}{I_{\text{yx}}}, \text{ тн/м}$$

$$C''_{\text{э}} = \frac{C_{\text{эл}}}{S_{\text{пр}} I_{\text{yx}}}, \text{ т/м}^3$$

Расчет расходов на материалы

Материалы	Единица измерения	Общее количество	Цена единицы материала тг	Общая стоимость С мат тг
-----------	-------------------	------------------	------------------------------	--------------------------------

Итого:

Неучтенные материалы (3,5%)

Всего :

Расход буровой стали, кг / 1000 м

Крепость пород, f	5	7-9	10-11	12-14	15-17	18-19	20
Ручное бурение	45	78	114	153	231	316	420
Колонковое бурение	36	62	91	122	185	252	336

Расход буровых коронок зависит от стойкости (q к), м

$$n \text{ кор} = L \text{ ш} / q \text{ к} , \text{ шт}$$

Крепость пород < 6	6-7	8-9	10-11	12-13	14-15	16-17	18-19	20
Стойкость, 130	90	55	30	19,5	12,5	8	5	2

Цена коронок зависит от диаметра (XX wek)

Диаметр, mm	32	36	40	43	46	52
Цена, тг	360	380	500	720	880	980

Расход бурового инструмента при бурении станками на 1000 м

Крепость пород (руды), f	10-12	12-14	14-16
Коронки, шт Ø 56 мм	10	17	22
Ø 62 мм	14	21	28
Штанги (1 м), шт Ø 32 мм	9	23	26
Ø 38 мм	7	26	38
Муфты ,шт	18	36	46
Хвостовики. шт	1	2	4

Затраты на материалы при проведении горных выработок :

На 1 п.м.

на 1 м³

$$C'_m = \frac{C_{\text{мат}}}{l_{\text{уз}}}, \text{ тт/м} \quad C''_m = \frac{C_{\text{мат}}}{S_{\text{пр}} l_{\text{уз}}}, \text{ тт/м}^3$$

Сумма всех затрат по статьям дает себестоимость проходки горизонтальных (наклонных) горных выработок :

На 1 п.м.

$$C_{\text{пр}} = C_z + C_d + C_s + C_m, \text{ тт/м}$$

На 1 м³

$$C_{\text{пр}} = C_z + C_d + C_s + C_m, \text{ тт/м}^3$$

Сметная стоимость проведения 1 п.м. выработки

$$C = K_o K_n K_p K_{\text{инд}}, \text{ тт}$$

где $K_o = 1,96$ – коэффициент учитывающий общестроительные расходы;

$K_n = 1,27$ – коэффициент накладных расходов;

$K_p = 1,26$ – коэффициент плановых накоплений;

$K_{\text{инд}} = 1,2$ – коэффициент индексации налогов.

ПРОВЕДЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

При разведке и добыче полезного ископаемого проходят много вертикальных и крутонаклонных горных выработок небольшого сечения (4-6 м²), не выходящих на поверхность. Чаще всего такие выработки проходятся между смежными рабочими горизонтами и высота их ограничивается 50-60 м.

Восстающие выработки проходят снизу вверх и служат для выполнения одной или нескольких функций :

- разведка верхнего контура рудного тела (залежи),
- обеспечения прохода людей (ходовой),
- вентиляции (вентиляционный),
- спуска, перепуска руды (рудоспуск) или породы (породоспуск),
- подача закладочного материала (закладочный),
- доставка в забой крепежных и других материалов (материальный),
- подведения в забой сжатого воздуха, воды, энергии,
- создания дополнительной обнаженной поверхности в центральной части (разрезной), на фланге (отрезной).
- создание отрезной щели (разрезной и отрезной),
- разграничения блоков (межблоковый).

Подготовительные и нарезные восстающие выработки в зависимости от назначения и конкретных условий проходят по руле (рудный) или боковым породам (полевой).

По углу наклона восстающие делятся на :

- вертикальные ($\alpha = 90^\circ$)
- наклонные ($65^\circ < \alpha < 90^\circ$)
- слабонаклонные ($45^\circ < \alpha < 65^\circ$).

Форма поперечного сечения восстающих обычно прямоугольная.

При проходке восстающих буросблочными машинами форма круглая. Площадь поперечного сечения редко достигает $10-15 \text{ м}^2$. Число отделений может быть два (породное и материальное). Восстающие крепят деревянной крепью, сплошной венцовой – в неустойчивых породах, венцовой на стойках с затяжкой стенок – в породах средней устойчивости, распорной крепью – в устойчивых, крепких породах.

Наибольшее распространение имеет способ проходки восстающих со шпуровой отбойкой породы (руды). Кроме этого существуют безлюдные способы проходки – бурением и путем секционного взрывания глубоких скважин, в основном для рудоспусков (породы).

Проходка восстающих обычным способом состоит из двух стадий – подготовительной и основной (проходки).

В подготовительную стадию входят следующие работы :

- выбивка (разборка) старой крепи и расширение горизонтальной выработки на сопряжении ее с восстающим или проходка камеры;
- засечка и крепление камеры (сопряжения);
- укладка основного венца и устройство люка для выпуска отбитой породы (руды);
- врезка, проходка нескольких метров восстающего выше кровли горизонтальной выработки.

Для рационального и безопасного ведения взрывных работ для каждого забоя составляется паспорт БВР, где указываются все необходимые данные для бурения и заряжания шпуров, взрывания зарядов и обеспечения условий безопасности.

Паспорт БВР аналогичен по форме другим и содержит: -- схему расположения шпуров с указанием их нумерации и расстояния между ними; - таблицу к схеме, в которой указаны длина и угол наклона шпуров, величина заряда в шпурах, очередность их взрывания; -- таблицу показателей – сечение выработки, крепость породы (руды), тип и число буровых машин. тип и расход ВВ, средств взрывания, КИШ, продвижение забоя за цикл, выход породы (руды) и др.

Бурение шпуров производится телескопными перфораторами с временного рабочего полка. Рабочий полк устраивают на расстоянии $1,8-2,0 \text{ м}$ от забоя, а ниже него на $1,2-1,5 \text{ м}$ -- предохранительный полк (перфораторы ПТ см выше). Материалы и инструмент доставляют в забой при помощи лебедки, устанавливаемой на почве горизонтальной выработки. Головной блок прикрепляют к расстрелу ниже предохранительного полка.

Перед взрывом рабочий полук убирается. При наличии подъемного и лестничного отделений они на время взрыва перекрываются. Взрывание зарядов электрическое или электроогневое. Порода по мере накопления из породного отделения выпускается через люк, с оставлением породной «подушки».

Следует отметить, что первые 5-7 м восстающего проходят с временных полков без разделения его на отделения и только затем в нем оборудуют отделения.

Проветривание восстающих осуществляется вентиляторами местного проветривания типа СВМ в основном по нагнетательной схеме. Допускается проветривание посредством эжектора с использованием сжатого воздуха.

Использование разрезной скважины ($\Theta = 200$ мм) по оси восстающего значительно улучшает показатели проходки:

-- являясь дополнительной обнаженной плоскостью, повышает КИШ до 0,95;

-- являясь воздухопроводом, обеспечивает забой свежим воздухом и сокращает время проветривания (до 20 мин).

Обычный способ проходки восстающих очень трудоемок, т.к. после каждого взрывания необходимо переносить рабочий и отбойный полук. Трудно передвигаться по ходовому отделению, затруднена вентиляция. Большая опасность при подъеме в забой после взрыва.

В целях повышения скорости проходки, безопасности, удобства работ, снижения трудоемкости применяются способы проходки восстающих с частичной или комплексной механизацией.

Широкое применение для проходки восстающих получил специальный комплекс оборудования -- КПВ. В него входят самоходный полук с кабиной, монорельс, автоматическая лебедка для размещения шланга, воздухораспределителя.

Техническая характеристика комплексов КПВ

Показатели	КПВ-2	КПВ-4А	КПН-А
Угол наклона выработка, град	60-90	60-90	15-60
Площадь сечения выработки, м ²	2-4	3-8	4-6
Высота (длина) подъема, м	80	120	120
Скорость передвижения, м/мин			
вверх/вниз	12/15	12/18	12/15
Грузоподъемность, кг	500	600	500
Удельный расход воздуха, м ³ /мин	1900	2700	1900
Длина секции монорельса, мм	1500-750	2000-1000	1500-750
Масса полка, кг	900	2800	1789

Конструкция самоходного полка представляет раму, на которой установлен пневмодвигатель, благодаря чему вся конструкция перемещается по монорельсу. Доставка людей, оборудования и материалов осуществляется в люлке, которая шарнирно подвешена к укосинам полка. Пневмодвигатель самоходного полка питается сжатым воздухом через гибкий шланг, который автоматически сматывается с барабана по мере подъема полка. Звенья монорельса закрепляются анкерными болтами к висячему боку восстающего. Перед взрыванием шпуров полок заводится в нишу специальной лебедкой.

Проходка восстающего с помощью КПВ заключается в выполнении определенного периодически повторяемого комплекса операций. После уборки породы (внизу), в люльку грузятся буровые машины, буровой инструмент, очередное звено монорельса и анкера для его крепления. Вместе с погруженным оборудованием поднимаются проходчики. Подсоединяют звено монорельса и закрепляют его анкерами. Из под предохранительного зонта снимают заколы и приступают к бурению шпуров. После обурирования забоя вторым рейсом поднимают взрывчатый материал, заряжают шпуры, подсоединяют провода и опускаются вниз, в безопасную от взрыва зону. Порядок выполнения буровзрывных работ аналогичен, только добавляется работа с КПВ.

Аналогичная проходка восстающих осуществляется при проходке с подвесной клетки-люлки, которая подвешивается на тросу опущенного с вышележащего горизонта по предварительно пробуренной скважине. Все виды проходческих работ выполняются как и в предыдущем случае.

Проходка восстающих бурением осуществляется специально созданными комбайнами. В комплект комбайна входит буровой станок, долота для бурения передовой скважины, расширитель скважины, приемный бункер для бурового шлама.

Бурение восстающих производится по двум схемам :

-- По первой схеме буровой станок устанавливается на нижнем горизонте. Бурение скважины и последующее ее расширение осуществляется снизу вверх.

-- По второй схеме буровой станок устанавливается на верхнем горизонте. Между горизонтами бурится скважина сверху вниз, а расширяется она снизу вверх.

Проходка восстающих методом секционного взрывания глубоких скважин применяется в крепких и средней крепости породах

Между горизонтами на полную длину восстающего и в пределах его сечения бурится комплект скважин диаметром 120-150 мм. Количество скважин зависит от сечения восстающего, его формы, крепости и структуры пород.

Взрывание скважин осуществляется в пределах намеченной секции (4-10 м) снизу вверх. Взрывание зарядов ВВ типа аммонит (порошкообразный) или гранулированный гранулит, или патронами диаметром 90 мм и длиной 400 мм производится при помощи детонирующих шнуров. Отбитая порода падает на почву горизонтальной выработки и удаляется с помощью скрепера в рудоспуск или грузится в вагонетки.

При проходке способом секционного или безсекционного взрывания глубоких скважин восстающий получается с неровными стенками и невыдержанным сечением по высоте. Поэтому этот способ применяется для проходки отрезных восстающих внутри блока руды, подготавливаемой на всю ширину блока (камеры), образуя отрезную шель, на которую затем отбивается руда.

Целесообразное количество шпуров в забое восстающего при его проведении буровзрывным способом определяется по формуле (возможны и другие)

$$N = \frac{1,27 q S_{вч}}{d_n^2 \Delta K_3}, \text{ шт}$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³;

$$q = q_1 F V e, \text{ кг/м}^3$$

где q_1 — нормальный удельный расход ВВ, зависящий от свойств пород, кг/м³

$$q_1 = 0,1 f$$

f -- коэффициент крепости пород;

F -- коэффициент структуры породы,

(от 0,8 — мелкослоистых и плотных,
до 2,0 — вязких и пористых пород)

V -- коэффициент зажима при одной плоскости обнажения,

$$V = 6,5 / \sqrt{S_{вч}};$$

$S_{вч}$ — сечение выработки в проходке, м²;

$$S_{вч} = 1,05 S_{вч}$$

$S_{вч}$ — сечение выработки в черне, м²;

e — коэффициент работоспособности ВВ,

$$e = 360 / P$$

P — работоспособность принятого ВВ;

d_n — диаметр патрона, м;

Δ — плотность ВВ, кг/м³;

K_3 — коэффициент заполнения шпура,

Крепость пород, f	Коэффициент заполнения, K,
< 3	0,3-0,45
3-6	0,5-0,6
6-10	0,6-0,7
10-20	0,7-0,75

Схема расположения шпуров в забоях восстающих принимается аналогично горизонтальным выработкам и зависит от крепости, структуры пород, а также размеров восстающих. Возможно применение как наклонных, так и прямых врубов (см выше).

Наиболее часто глубина шпуров колеблется в пределах 1,5-2,5 м и иногда достигает 3 м. При механизированной проходке применением комплекса КПВ, уходка выработки должна быть равной длине монорельса (750, 1500 или 1000. 2000 мм)

$$\text{тогда} \quad l_{ш} = l_{yx} / \eta$$

где l_{yx} – длина секции монорельса, м;

η – коэффициент использования шпура (КИШ);

Величина КИШ составляет :

-- при наклонных врубах $\eta = 0,6-0,85$

-- при прямых врубах $\eta = 0,9-1,0$

Масса шпурового заряда (количество ВВ в 1 шпуре)

$$q_{ш} = \frac{l_{ш} K,}{l_n} q_n, \text{ кг}$$

где l_n – длина патрона ВВ, м;

q_n – масса патрона ВВ, кг.

Масса заряда врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров соответственно равна

$$q_{вр} = 1,2 q_{ш}; \quad q_{от} = q_{ш}; \quad q_{ок} = 0,8 q_{ш}$$

Тогда по уточненной схеме комплекта шпуров определяется фактический расход ВВ на цикл

$$Q_{\phi} = q_{вр} n_{вр} + q_{от} n_{от} + q_{ок} n_{ок}, \text{ кг}$$

где $n_{вр}$, $n_{от}$, $n_{ок}$ – соответственно количество врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров.

Для проверки размещения патронированных зарядов ВВ в шпурах пользуются следующей схемой расчета.

1. Определяется длина заряда ВВ из условия размещения целого числа патронов в шпуре

$$l_{\text{зар}} = \frac{q_{\text{ш}}}{q_{\text{п}}} l_{\text{п}}, \text{ м} < l_{\text{ш}}$$

2. Определяется длина забойки в шпуре

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{ш}} - l_{\text{зар}}, \text{ м}$$

Для забойки шпуров в основном используются пластические материалы (глина, глина с песком).

При проведении восстающих выработок применяют электрическое или электроогневое взрывание. В современной практике наиболее эффективным способом взрывания является короткозамедленное взрывание.

Конструктивно заряд в шпуре инициируется патроном-боевиком, который может располагаться в забое шпура – обратное инициирование, возле устья шпура – прямое инициирование.

Наилучшие результаты продвижения забоя получается при обратном инициировании.

Подробный расчет и схемы электровзрывной сети, а также источники тока приведены (см выше).

При расчете параметров БВР осуществляется подсчет показателей взрыва:

Объем буровых работ на цикл

$$L = l_{\text{вр}} n_{\text{вр}} + l_{\text{от}} n_{\text{от}} + l_{\text{ок}} n_{\text{ок}}, \text{ м}$$

где $l_{\text{вр}}$, $l_{\text{от}}$, $l_{\text{ок}}$ – соответственно длина (глубина) врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров.

Объем разрушенной породы за взрыв (цикл)

$$V = S_{\text{вр}} l_{\text{ш}} \eta, \text{ м}^3$$

где $S_{\text{вр}}$ – сечение выработки в проходке, м^2 ;

$l_{\text{ш}}$ – средняя глубина шпуров, м;

η – коэффициент использования шпура.

Удельный расход бурения на 1 м^3 горной массы

$$l' = L / V, \text{ м/м}^3$$

Удельный расход бурения на 1 п.м. выработки

$$l'' = L / l_{\text{ш}} \eta, \text{ м/м}$$

Удельный расход ВВ на 1 м³ горной массы

$$Q' = Q_{\phi} / V, \text{ кг/м}^3$$

Удельный расход ВВ на 1 п.м. выработки

$$Q'' = Q_{\phi} / l_{\text{п}} \eta, \text{ кг/м}$$

Удельный расход средств инициирования (СИ) на 1 м³ породы

$$\text{Расход СИ} / V, \text{ шт/м}^3$$

Удельный расход СИ на 1 п.м. выработки

$$\text{Расход СИ} / l_{\text{п}} \eta, \text{ шт/м}$$

Разработка паспорта БВР производится в следующей последовательности :

1. Принимается бурильная машина типа ПГ.
2. Обосновывается и принимается тип ВВ и СВ, способ взрывания, определяется количество шпуров на забой, выбирается тип вруба и схема расположения шпуров в забое, принимается источник тока и рассчитывается гарантийная схема соединения ЭД.
3. Рассчитываются ТЭП и составляется паспорт БВР.

Паспорт БВР – это технологический документ утверждаемый главным инженером предприятия.

При проведении восстающих буровзрывным способом также наблюдается повторяемость проходческих процессов, что определяет их цикличность. По форме график должен быть простым, понятным каждому рабочему и увязан во времени с режимом работы участка (блока, камеры и т.п.). При разработке графика цикличности необходимо стремиться к кратности рабочих смен и числа циклов, а проветривание осуществлять в пересменок.

Время проветривания восстающего определяется в зависимости от принятой организации работ участка. Обычно проветривание осуществляется в перерывах между сменами, совмещая взрывные работы с другими взрывами.

Количество воздуха, необходимого для проветривания восстающего при нагнетательной схеме определяется

$$Q_{\text{нв}} = \frac{250}{t_{\text{пр}}} \sqrt{\frac{B S_{\text{вч}} L}{75 + A}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где $t_{\text{пр}} = 60$ мин -- время проветривания;

B -- расход ВВ за один взрыв, кг;

$S_{\text{вч}}$ -- поперечное сечение восстающего в черне, м^2 ;

L -- длина глухой выработки, м.

Проверка на минимальную скорость струи воздуха проверяется по формуле

$$v_{\text{воз}} = \frac{Q_{\text{нв}}}{S} \ll 0,35 \text{ м/с}$$

Окончательно величину подачи вентилятора можно определить

$$Q_{\text{вен}} = P Q_{\text{нв}}, \text{ м}^3/\text{с}$$

где P -- коэффициент потерь в трубопроводе

$$P = \left(\frac{1}{3} d_{\tau} K \frac{L}{m} \sqrt{R + 1} \right)^2$$

где $d_{\tau} = 300$ мм -- диаметр вентиляционной трубы;

$K = (0,001-0,005)$ -- удельный стыковой коэффициент воздухопроницаемости металлических труб;

m -- длина отдельной трубы, м;

R -- аэродинамическое сопротивление трубопровода,

$$R = \frac{\alpha L}{d_{\tau}^5}$$

где α -- коэффициент аэродинамического сопротивления

($\alpha = (0,003-0,0005)$ -- металлические трубы,

$\alpha = (0,00025-0,00035)$ -- прорезиненные трубы)

Общую разность давлений в выработке или в трубопроводе приближенно можно определить

$$h = Q_{\text{нв}}^2$$

По полученным величинам ($Q_{\text{нв}}$ и h) подбирают вентилятор (см раздел)

Максимальное удаление конца вентиляционной трубы от забоя определяется

$$l_{\text{тр}} = 6 \sqrt{S_{\text{вч}}}, \text{ м}$$

где $S_{\text{вч}}$ – сечение выработки в черне, м^2 .

При проветривании восстающего через скважину подача вентилятора составляет

$$Q_{\text{в}} = \frac{V S K_{\text{т}}}{1 - 0,01 P}, \text{ м}^3/\text{с}$$

где P – (до 25%) – утечка воздуха через не плотности в устье скважины;

$V = 0,35 \text{ м/с}$ – скорость воздушного потока;

$K_{\text{т}}$ – коэффициент воздухопроницаемости трубопровода проложенного от вентилятора до скважины.

При проходке восстающих отбитая руда (порода) размещается в нижней части породного отделения. если оборудованы люки то в дальнейшем грузятся в вагонетки или отбитая горная масса падает непосредственно на почву горизонтальной выработки, а оттуда убирается погрузочной машиной.

Объем взорванной массы в разрыхленном состоянии равен

$$V_{\text{гм}} = S_{\text{вч}} l_{\text{ш}} \eta K_{\text{р}}, \text{ м}^3$$

где $S_{\text{вч}}$ – сечение восстающего в черне, м^2 ;

$l_{\text{ш}}$ – средняя длина (глубина) шпуров, м;

η – коэффициент использования шпура;

$K_{\text{р}} = (1,25-1,75)$ – коэффициент разрыхления.

Организация работ при проходке восстающих обычным мелкошпуровым способом определяется последовательностью и затратами времени на выполнение проходческих процессов одного цикла, количеством циклов в сутки и числом забоев, обслуживаемых одной проходческой бригадой.

Цикл при проходке восстающих включает :

- бурение,
- зарядание и взрывание,
- проветривание,
- приведение забоя в безопасное состояние,
- уборка горной массы,
- возведение крепи и оборудование восстающего.

Уборка горной массы может совмещаться с бурением или креплением восстающего. Все остальные операции выполняются последовательно.

При составлении циклограммы проходческих работ учитывают размеры сечения восстающего, горно-геологические условия, способ бурения и требуемую скорость проходки.

Время необходимое на выполнение одного проходческого цикла

$$T_u = T_{\text{раз}} + T_6 + T_{\text{ш}} + T_{\text{пр}} + T_{\text{кр}} + T_{\text{уб}}, \text{ мин (ч)}$$

где $T_{\text{раз}} = (20-50)$ мин – время на оборку забоя и подготовку рабочего места;

T_6 – время бурения шпуров, мин;

$$T_6 = L / Q_n, \text{ ч}$$

L – общая длина шпуров, м;

Q_n – производительность перфоратора, м/ч;

$$Q_n = K_n K_o K_d K_n$$

$$Q_n = \frac{0,15 + a f}{0,15 + a f}, \text{ м/ч}$$

где n – число бурильных машин (при норме 1,5-2 м² на одну);

$K_n = (0,8-0,9)$ – коэффициент надежности машин;

$K_o = (0,8-0,9)$ – коэффициент одновременности работы машин;

$K_d = 36 / d$ ш – коэффициент, учитывающий диаметр шпура;

$K_n = (1,0-1,1)$ – коэффициент, учитывающий тип машины;

a – коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах (при $f = 5-10$ $a = 0,02$;
при $f > 10$ $a = 0,03$)

$T_{\text{ш}}$ – затраты времени на зарядание и взрывание;

$$T_{\text{ш}} = \frac{l}{60} \left(\frac{N}{n} t_z + t_{\text{вс}} \right), \text{ ч}$$

где N – количество шпуров в забое;

$t_z = (4-6)$ мин – время зарядания одного шпура;

n_z – число рабочих заряжающих забой;

$t_{\text{вс}} = 5$ мин – вспомогательное время.

$T_{\text{пр}} = (20-30)$ мин – время проветривания забоя;

$T_{\text{кр}}$ – время на переноску полка и крепление восстающего (определяется по СНиП для конкретных условий);

$$T_{\text{кр}} = N n / НВ, \text{ ч}$$

где N – объем креплення и оборудования восстающего за цикл, м;

$НВ = 0,58$ м/ч – норма выработки на одного человека;

n – количество рабочих на креплении (не менее 2-х человек);

T_y – продолжительность уборки горной массы, ч;

$$T_y = 7 \frac{V_{\text{гм}}}{P_{\text{пч}}}, \text{ ч}$$

где $V_{\text{гм}}$ – объем горной массы после взрыва, м³;

7 ч – продолжительность смены

$P_{\text{пч}}$ – сменная производительность ППН, м³/см (см. выше);

$V_{\text{пл}}$ -- объем плотной массы, м^3 ;

$$V_{\text{пл}} = S_{\text{ак}} l_{\text{ш}} \eta, \text{ м}^3$$

При использовании бункерных машин (ПДМ) эксплуатационная производительность рассчитывается

$$P_{\text{плм}} = V_{\text{к}} \gamma_{\text{р}} K_{\text{зап}} K_{\text{исп}} \frac{T_{\text{см}}}{t_{\text{п}} + t_{\text{д}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м}}}, \text{ т/см}$$

где $V_{\text{к}}$ -- емкость кузова ПДМ, м^3 ;

$\gamma_{\text{р}}$ -- плотность разрыхленной породы (руды), т/м^3 ;

$K_{\text{зап}} = (0,8-1,0)$ -- коэффициент заполнения кузова;

$K_{\text{исп}} = (0,4-0,6)$ -- коэффициент использования машины в смену;

$t_{\text{п}} = (2-5)$ мин -- продолжительность погрузки кузова;

$t_{\text{д}}$ -- продолжительность движения ПДМ, мин;

$$t_{\text{д}} = 0,06 (L / v_{\text{гр}} + L / v_{\text{хх}})$$

где L -- длина транспортирования горной массы, м,

$v_{\text{гр}} = v_{\text{хх}} = 5$ км/ч -- скорость движения ПДМ;

$t_{\text{р}} = (0,1-0,3)$ мин -- продолжительность разгрузки;

$t_{\text{м}} = 1$ мин -- продолжительность маневров;

$T_{\text{см}}$ -- продолжительность смены, мин.

Тогда

$$T_{\text{у}} = \frac{V \gamma_{\text{р}}}{P_{\text{плм}}}, \text{ ч}$$

На основе полученных данных строится график организации проходческих работ в восстающем, с 6-ти или 7-ми часовой сменой и одним (двумя) часами перерыва между сменами, во время которого производится проветривание забоя.

Определение сметной стоимости проходки восстающего

Стоимость проходки и крепления 1 п.м. (1 м^3) восстающего можно определить по элементам затрат или по данным СНиП.

Стоимость соответственно на 1 п.м. и 1 м^3 восстающего по элементам затрат определяют следующим образом :

Расчет затрат по заработной плате с учетом тарифных ставок рабочих

Про- фес- сия	Раз- ряд	Тариф- ная ставка тг/см	Пре- мия (20%) тг/см	Про- чие доп- латы (10%) тг/см	Основ- ная зарп- лата (3+4+5) тг/см	Допла- та за район- ный коэф- фици- ент (1,3-1,5)	Услов- ный днев- ной зарабо- ток тг/чел-см	Трудо- вые затра- ты чел/см	С/стои- мость С зп тг
.....									
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Всего :									

Затраты по зарплате
На 1 п.м.

на 1 м³

$$C' = \frac{C_{\text{зар}}}{l_{\text{yx}}}, \text{ т/м};$$

$$C'' = \frac{C_{\text{зар}}}{S_{\text{пр}} l_{\text{yx}}}, \text{ тн/м}^3$$

Расчет затрат на амортизацию оборудования

Тип обору- дова- ния	Оптовая цена тг	Цена транс- портно складс- кого хозяй- ства (12%) тг	Коли- чест- во	Итого тг	Годо- вые аморти- зацион- ные отчисле- ния тг/год	Число рабо- чих смен в году (765)	Итого отчис- лений на С ам тг	Продолжи- тельность работы оборудова- ния до ремонта см (лет)
.....								
ВСЕГО :								

Амортизационные затраты
На 1 п.м. на 1 м³

$$C'_a = \frac{C_{ам}}{l_{yx}}, \text{ тн/м} \quad C''_a = \frac{C_{ам}}{S_{пр} l_{yx}}, \text{ тн/м}^3$$

Затраты на энергию (сжатый воздух)

Тип обору- дова- ния	Коли- чест- во шт	Удель- ный расход сжатого воздуха м ³ /мин	Чистое время работы в смену мин	Кэффи- циент потерь сжатого воздуха (10%)	Общий расход сжатого воздуха м ³	Стоимо- сть 1 м ³ сжато- го воздуха тн/м ³	Суммарные затраты С эн тг
-------------------------------	----------------------------	--	--	--	---	--	------------------------------------

Итого :

Затраты на электроэнергию за смену каждого механизма

$$W_{эл} = \frac{N_{дв} t_{см} K_{исп}}{n_{дв}}, \text{ кВт}$$

где $N_{дв}$ – мощность двигателя механизма, кВт;

$t_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$K_{исп}$ – коэффициент использования машины в течении смены;

$n_{дв}$ – КПД двигателя;

Стоимость электроэнергии – х,х тг/кВт-ч

Техническое обслуживание и ремонт -- 30-35% расходов на эксплуатацию.

Затраты на энергию :

На 1 п.м.

$$C'_э = \frac{C_{сж} + C_{эл}}{l_{yx}}, \text{ тн/м}$$

На 1 м³

$$C''_э = \frac{C_{сж} + C_{эл}}{S_{пр} l_{yx}}, \text{ тн/м}^3$$

Затраты на материалы

Материалы	Единица измерения	Общее количество	Цена единицы материала	Общая стоимость
			тг	тг
.....				
Итого :				
Неучтенные материалы (3,5%)				
Всего :				

По СНиП расход лесных материалов -- 1,58 м³ / п.м.
Расход буровой стали и твердого сплава (коронки) (см. выше)

Затраты на материалы при проведении восстающего
На 1 п.м. на 1 м³

$$C'_M = \frac{C_{MRT}}{l_{yx}}, \text{ TH/M} \qquad C''_M = \frac{C_{MRT}}{S_{DO} l_{yx}}, \text{ TH/M}^3$$

Сумма всех затрат по статьям дает себестоимость проходки
восстающего

На 1 п.м. $C'_{\text{вс}} = C'_1 + C'_2 + C'_3 + C'_4$, тг/м

$$\text{Ha } 1 \text{ M}^3 \quad C''_{\text{BOC}} = C''_1 + C''_2 + C''_3 + C''_M, \text{ TH/M}^3.$$

ПРОХОДКА ДУЧЕК И ПРИЕМНЫХ ВОРОНОК

При подземной разработке рудных месторождений отбитая или обрушенная руда в блоке (камере) в большинстве случаев попадает в приемные воронки, которые соединяются рудоспусками (дучками) с выработками горизонта выпуска.

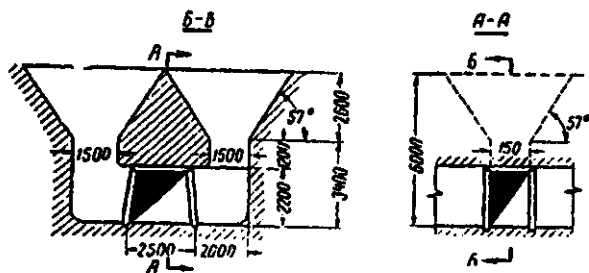
Размеры воронок зависят в основном от высоты целика над выработками приемного горизонта, угла образующей воронки и расстоянии между осями выпускных дучек.

Высота целика над выработками приемного горизонта обычно составляет 5-8 м. При угле наклона образующей воронки $50-60^\circ$, площадь одной воронки колеблется в пределах $30-40 \text{ м}^2$. Длину дучки принимают минимально необходимой для придания надлежащей прочной формы предохранительным целикам над выработками приемного горизонта, она составляет 1-1,5 м, считая от уровня кровли выработки выпуска (скреперной или погрузочной). Таким образом высота воронок примерно равна 4-5 м.

Размеры поперечного сечения выпускных дучек определяют в зависимости от физико-механических свойств руды, принятых размеров кондиционного куска и погрузочно-доставочного оборудования. Располагать дучки относительно друг друга можно попарно и в шахматном порядке или односторонне.

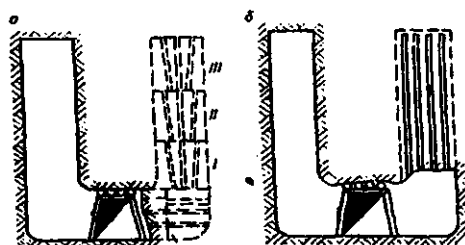
Дучки проходят круглой формы или квадратные с длинной стороной или диаметром не превышающим 1,5-1,8 м. Проходку дучек начинают с засечки ниши глубиной до 2 м, которую отбивают в 2-3 стадии, чтобы не нарушить крепь горизонтальной выработки. Затем проходят дучки (рудоспуск), которая ни чем не отличается от проходки восстающих. Поэтому методика расчета проходки дучек по всем проходческим процессам и операциям, аналогична применяемой при расчетах проходки восстающих.

Образование воронок начинают после окончания проходки дучек. При разработке крепких и средней крепости руд разворот дучек в приемные воронки производят мелкими шпурами (сверху-вниз) или штанговыми штанговыми шпурами (снизу-вверх).

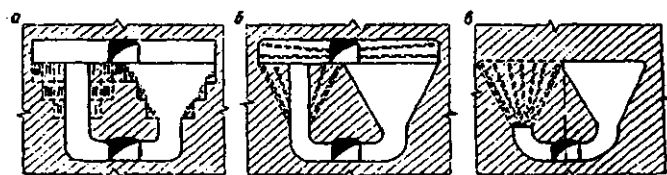


Конструкция воронки и ее сопряжение с дучкой

Особенностью проходки дучек является наличие большого числа забоев и более благоприятные условия труда по сравнению с проходкой восстающих. Многозабойная схема организации работ при ее правильной организации обеспечивает высокую производительность труда.



Схемы проходки дучек:
а — с мелкошпуровой отбойкой; б — с отбойкой штанговыми шпурами



Схемы образования воронок:
а — малыми шпурами; б, в — штанговыми шпурами

Количество руды, получаемой при образовании воронок определяется -- при развороте дучек в приемные воронки

$$T = 1/3 n h_s (R^2 + Rr + r^2) \gamma_p - h_s S \gamma_p, \tau$$

где h_s -- высота воронки, м;
 R -- радиус верхнего основания воронки, м;
 r -- радиус нижнего основания воронки, м;
 γ_p -- объемная масса (плотность) руды, т/м³;
 S -- площадь поперечного сечения дучки, м².

-- при образовании воронок штанговыми шпурами (без дучек)

$$T = 1/3 n h_s (R^2 + Rr + r^2) \gamma_p, \tau$$

Число штанговых шпуров подсчитывается

$$N = \frac{V_{\text{вор}} q}{l_{\text{ср}} \gamma K},$$

где $V_{\text{вор}}$ – объем воронки, м^3 ;

q – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$$q = q_1 \cdot v \cdot e \cdot f_c, \text{ кг}/\text{м}^3$$

где $q_1 = (0,2-1,5) \text{ кг}/\text{м}^3$ – нормальный расход ВВ в зависимости от свойств пород (руд);

v – коэффициент зажима,

$$v = \frac{12,5}{\sqrt{S}},$$

e – коэффициент работоспособности ВВ;

$f_c = (1,3-2)$ – коэффициент структуры породы (руды);

$l_{\text{ср}}$ – средняя глубина штанговых шпуров, м ;

γ – количество ВВ на 1 п.м. штангового шпура, $\text{кг}/\text{м}$;

K – коэффициент заполнения шпура.

Расход ВВ на 1 п.м. шпура определяется через коэффициент заполнения

Крепость руд (пород), f	3-4	5-6	7-10	11-15	16-20
Коэффиц. заполнения, K	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9

Общая длина штанговых шпуров в 1 воронке

$$L_{\text{вор}} = l_{\text{ср}} \cdot N, \text{ м}$$

Производительность перфоратора ($\text{м}/\text{ч}$) находится по формуле (см. выше).

Расход КД (при электроогневом взрывании) или ЭД (при электрическом взрывании) находится из расчета, что в каждый шпур вводится один (чаще два) детонатора или взрываются с помощью ЭД и ДШ. Тогда расход ДШ равен общей длине шпуров + 20 % на коммутацию сети.

Расход буровой стали, твердого сплава (коронки), сжатого воздуха, электроэнергии определяется по тем же формулам (см. выше).

Сметная стоимость проходки лучки и приемной воронки на 1 м^3 определяется аналогично проходки восстающих.

ПОДСЕЧКА БЛОКОВ

Подсечка блоков является важной операцией очистной выемки, которая во многом определяет эффективность системы разработки.

Назначение подсечки при различных системах разработки различно, но в общем сводится к образованию обнаженной площади в нижней части массива руды, подлежащей выемке для компенсации увеличения объема руды при ее обрушении (отбойке).

Для создания только обнаженной плоскости достаточна «низкая» подсечка высотой 2-3,5 м. Для создания компенсационного пространства высота подсечки определяется исходя из размещения обрушенной руды с учетом коэффициента разрыхления, который колеблется от 1,25 до 1,75.

Необходимую высоту «высокой» подсечки можно определить :

-- при производстве подсечки на всей площади блока (камеры) без оставления временных целиков

$$h_n = \frac{H (K_p - 1)}{K_p}, \text{ м}$$

-- при оставлении одного поперечного временного целика

$$h_n = \frac{H L_6 (K_p - 1)}{K_p (L_6 - a_1)}, \text{ м}$$

-- при оставлении продольного и поперечного временных целиков

$$h_n = \frac{H B_6 L_6 (K_p - 1)}{K_p (L_6 - a_1)(B_6 - a_2)}, \text{ м}$$

где H -- высота массива руды выше горизонта воронок, м;

B_6 -- ширина блока (камеры), м;

L_6 -- длина блока (камеры), м;

a_1, a_2 -- ширина соответственно поперечного и продольного целиков, м;

K_p -- коэффициент разрыхления руды.

На практике при различных системах разработки применяют следующие подсечки :

- мелкошпуровой,
- вариант « закрытый веер »,
- « камера над дучками »,
- траншейный способ.

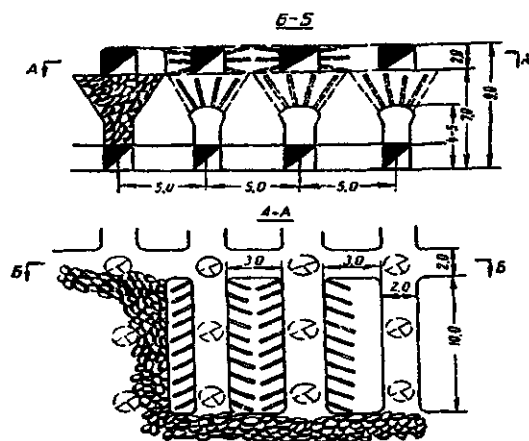
Подсечка мелкошпуровым способом

В зависимости от применяемых систем разработки подсечка мелкими шпурами может осуществляться сплошную или с оставлением временных решетчатых целиков.

Сплошную подсечку обычно применяют в системах разработки с открытым выработанным пространством и с магазинированием руды.

Подсечку с оставлением временных решетчатых целиков, получающихся в результате проведения на горизонте подсечки взаимно-перпендикулярных выработок, применяют при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

Основные технико-экономические показатели при сплошной подсечке рассчитываются по методике (см раздел «Шпуровая отбойка руды»).



Подсечка блоков мелкошпуровым способом

При применении подсечки с оставлением временных целиков расчеты производят отдельно для проходки выработок (см. выше) и разрушения целиков.

Оставшийся между ортами и штреками решетчатый целик разрушают мелкими шпурами. Расположение шпуров и их число определяют графически. Расстояние между шпурами принимают в зависимости от крепости руды (0,7-1,2 м).

Производительность труда бурильщика по разрушению целиков определяется по формуле

$$П_6 = \frac{h_n a_n l_n H_6 \gamma_p}{6 N l_w}, \text{ т/ч}$$

где Числитель – запасы руды в целике, т;

Знаменатель – время разбуривания целика, ч;

h_n – высота подсечки, м;

a_u – ширина целика, м;

l_u – длина целика, м;

N_6 – норма выработки по бурению, м/см

N – общее число шпуров;

$l_{ш}$ – средняя длина шпуров, м;

γ_r – объемная масса (плотность) руды, т/м³.

Доставку руды при подсечке осуществляют скреперными установками или под действием собственного веса. Методика расчета скреперной доставки (см раздел «Скреперная доставка руды»).

Расход ВВ целесообразнее определять по степени заполнения шпуров

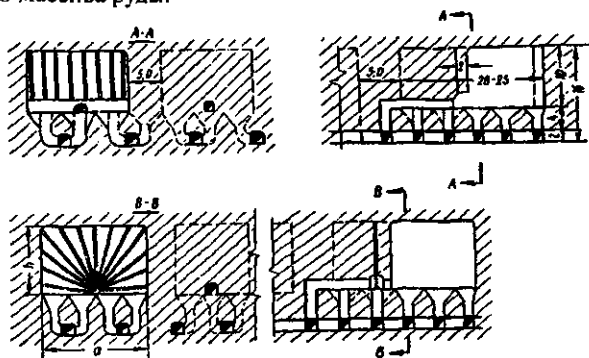
$$q_{вв} = \frac{(0,67-0,7) N l_{ш} \gamma_{вв}}{T_{цел}}, \text{ кг/т}$$

где $\gamma_{вв} = (1,0-1,25) \text{ кг/м}^3$ – плотность заряжения шпура ВВ;

$T_{цел}$ – запасы руды в целике, т.

Подсечка блоков «камера над дучками»

Способ подсечки «камера над дучками» имеет широкое распространение при разработке мощных рудных залежей системами принудительного этажного и подэтажного обрушения, камерно-этажной и других и позволяет в одну стадию образовать подсечку на высоту до 12-18 м. Подсечку блока производят отдельными камерами с оставлением между ними временных целиков, разрушаемых совместно с обрушением вышележащего массива руды.



Подсечка блоков вариантом системы подэтажного обрушения «камера над дучками»

Сущность подсечки блоков вариантом « камера над дучками» заключается в следующем. По ряду дучек на горизонте подсечки проходят подсечные выработки, расположенные по середине камеры. В торце камеры на всю ее высоту образуют отрезную щель расширением пройденного восстающего или секционным взрыванием пробуренных из подсечной выработки веерных скважин. После образования отрезной щели последовательными взрывами рядов скважин, пробуренных из подсечной выработки, образуют подсечную камеру высотой до 10-12 м. По мере образования камеры производят расширение дучек в приемные воронки.

После образования подсечных камер временные целики между ними, шириной 4-6 м, разрушают массовым взрыванием скважин, пробуренных из дучек перед обрушением вышележащего массива блока.

Размер камер в плане определяется исходя из физико-механических свойств руды и конструктивных особенностей системы, соотносясь с расстоянием между выработками выпуска руды и дучками. Ширину камер принимают равной 1, 1,5, 2 расстояния между выработками выпуска, а длину камер обычно принимают не более 25 метров.

Линию наименьшего сопротивления (w) скважин при рудах средней и ниже средней крепости принимают в пределах 2,5-3,5 м. Расстояние между концами скважин при веерном их расположении, можно принять равным

$$a < (1,5-2,0)$$

Увеличение числа скважин в веере приводит к резкому повышению объема буровых работ и не дает пропорционального улучшения качества отбойки.

При выбранных величинах (w и a) число скважин, их глубину и расположение определяют графически.

Количество руды отбиваемой за одно взрывание (ряд, веер, слой)

$$T_c = B_k h_n w u_p, \text{ т}$$

где B_k – ширина камеры, м;

h_n – высота подсечки (камеры), м;

w – ЛНС, м;

u_p – объемная масса (плотность) руды, т/м³;

Выход руды с 1 п.м. скважины определяется

$$l = T_c / \sum l_{скв}, \text{ т/м}$$

где $\sum l_{скв}$ – суммарная длина скважин в веере, м.

Сменная производительность труда бурильщика

-- При бурении скважин станками ударно-вращательного действия с погружными пневмударниками

$$Q_{\text{бш}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{мз}} - T_{\text{об}}}{t_o + \left(\frac{l_{\text{ср}}}{B} + 1 \right) \frac{t_{\text{ш}}}{2 l_{\text{ш}}} + \frac{t_{\text{к}}}{B} + \frac{t_{\text{в}} + t_{\text{с}} (m - 1)}{m l_{\text{ср}}}}, \text{ м/см}$$

где $T_{\text{с}}$ – продолжительность смены, мин;
 $T_{\text{мз}} = 21$ мин – время подготовительно-заключительных операций;
 $T_{\text{об}} = 25,5$ мин – время обслуживания рабочего места;
 t_o – чистое время бурения 1 м скважины, мин;
 $l_{\text{ср}}$ – средняя глубина скважин, м;
 B – стойкость коронки на одну заточку

Крепость руды, f	4-8	8-10	10-12	12-14	14-18
Стойкость, м В	15-30	10-20	8-10	5-8	1,5-5

$t_{\text{ш}} = 2$ мин – время на свинчивание – навинчивания штанг;
 $l_{\text{ш}} = 1$ м – длина штанги;
 $t_{\text{к}} = 16$ мин – время на замену долота;
 $t_{\text{в}} = 110$ мин – время на передвижку станка с веера на веер;
 $t_{\text{с}} = 33$ мин – время перехода со скважины на скважину;
 m – число скважин в веере.

Время обустройства подсечки «камера над дучками» одним станком ударно-вращательного действия с пневмударником

$$T_{\text{об}} = L / 6 Q_{\text{б}}, \text{ ч}$$

где L – общая длина всех скважин подсечки, м;
 $6(7)$ – продолжительность смены, ч.

-- При бурении скважин станками шарошечного бурения

$$Q_{\text{бш}} = T_{\text{см}} K_{\text{в}} V_o, \text{ м/см}$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;
 $K_{\text{в}} = (0,55-0,6)$ – коэффициент использования машины;
 V_o – скорость бурения, м/ч;

$$V_0 = 0,26 F_0 n^{0,8} / (f^{1,6} d) , \text{ м/ч}$$

где $F_0 = 167 \text{ кН}$ – осевая нагрузка на долото (для БШ-145);

$n = 2,76 \sqrt{f}$ – частота вращения долота;

f – коэффициент крепости руды;

$d = 0,145 \text{ м}$ – диаметр долота.

Время обурирования подсечки «камера над дучками» одним станком БШ-145

$$T_{06} = L / 6 Q_6 , \text{ ч}$$

где L – общая длина всех скважин подсечки, м;

$6 (7) \text{ ч}$ – продолжительность смены.

Общая масса заряда ВВ на один веер (ряд) скважин

$$Q_{\text{вв}} = \sum l \dot{g} K_3 , \text{ кг}$$

где $\sum l$ – суммарная длина скважин в веере (ряде), м;

$\dot{g} = (3,0-4,5) \text{ кг}$ – масса заряда в 1 м скважины (при $\Theta=65-85 \text{ мм}$)

$K_3 = (0,8-0,9)$ – коэффициент заполнения скважины.

Удельный расход ВВ на 1 т руды составит

$$q_{\text{вв}} = Q_{\text{вв}} / T_{\text{сч}} , \text{ кг/т}$$

Количество ЭД определяется из расчета один (чаще два) ЭД в скважинс, а детонирующий шнур определяется из выражения

$$ДШ = 1,1 N l_{\text{ср}} / T_{\text{сч}} , \text{ м/т}$$

где 1,1 – коэффициент запаса

N – количество скважин в веере (ряде);

$l_{\text{ср}}$ – средняя длина скважин, м;

$T_{\text{сч}}$ – количество руды с слое, т.

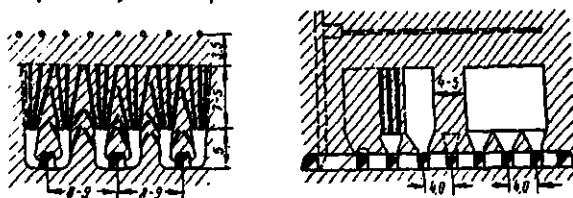
Производительность заряжания скважин (м/см) на 2 человека

Зарядчик	до 10 м	до 20 м	свыше 20 м
ВАХШ	120-165	500-600	-
ПЗЛ, ЗП	120-165	500-600	-
ЗДУ, УЗДМ	-	-	1000
УЗС-1500	-	-	1000

Расход энергии при бурении скважин (см ранее). Производительность доставки руды и расход энергии зависит от мощности скреперной лебедки.

Подсечка блоков вариантом «закрытый веер»

Сущность данного способа (см. рисунок). Из выпускных дучек, несколько расширенных в верхней части, массив руды обуривают веерами восстающих штанговых шпуров длиной до 7-10 м, шпуры пробуривают также и для расширения дучек в воронки.



Подсечка блоков вариантом системы подэтажного обрушения
«закрытый веер»

Последовательными взрывами штанговых шпуров в нескольких дучках вначале образуют отрезную шель, на которую затем взрывают шпуры соседних дучек.

Таким образом, последовательным взрыванием штанговых шпуров и выпуском руды образуется подсечка на высоту до 10 м. Число штанговых шпуров, пробуренных из каждой дучки устанавливают в зависимости от крепости руды и диаметра шпуров. При рудах средней и ниже средней крепости и диаметре шпуров 65-85 мм в дучке пробуривают 4-8 шпуров. Число шпуров, их глубину и расстояние между ними определяют графическим способом. Затем определяют объем и количество руды отбиваемой шпурами из одной дучки или одного ряда дучек.

Определение производительности труда, расхода материалов, энергии и т.п. производят по методике, аналогичной варианту подсечки «камера над дучкой» (см. ранее).

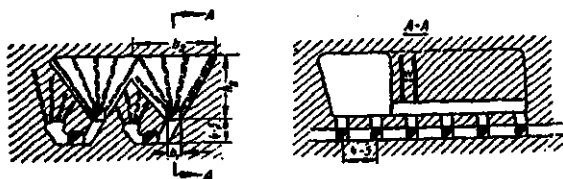
Траншейная подсечка

Траншейный способ подсечки получил широкое распространение при разработке рудных месторождений, особенно при системах разработки с открытым выработанным пространством с магазинированием руды, подэтажного и этажного принудительного обрушения.

Для рассматриваемого способа подсечки характерны :

- безопасность ведения работ.
- независимость ведения буровых и взрывных работ.
- возможность применения многозабойного и многоперфораторного бурения,
- высокая производительность труда,
- большая устойчивость выработок днища блока.

Сущность траншейного способа подсечки заключается в образовании в днище камеры (блока, панели) траншей, имеющих в поперечном сечении форму трапеции (см. рисунок).



Траншейный способ подсечки блоков

Траншеи высотой 5-10 м образуются последовательными взрывами рядов веерных скважин (штанговых шпуров) выбуриваемых из подсечных выработок, расположенных на 3-4 м выше горизонта выпуска руды.

Предварительно в начале каждой траншеи образуется отрезная шель путем расширения специально пробуренного восстающего из дучки или же последовательным взрыванием веерных скважин, пробуренных в плоскости поперечного сечения траншей.

Смежные траншеи при устойчивых рудах соединяются между собой, образуя сплошную обнаженную площадь. При неустойчивых рудах между траншеями в верхней части иногда оставляют целики шириной 2-4 м, которые разрушаются при обрушении вышележащего массива руды.

Руду, после массового обрушения, в первоначальный период выпускают только через односторонние дучки в траншеях, что обеспечивает большую устойчивость и сохранность выработок горизонта выпуска.

Второй ряд дучек в каждой выработке образуется после выпуска 60-65 % занасов обрушенной руды при системах с обрушением или перед выпуском обрушенной из потолочины руды при камерных системах разработки. Выпускные воронки второго ряда образуют взрыванием круговых веерных шпуров, пробуренных из заранее пройденных коротких дучек.

Траншейная подсечка образуется штанговыми шпурами или скважинами диаметром 50-100 мм, выбуриваемыми тяжелыми колонковыми или телескопными перфораторами или буровыми станками.

Аналогичная траншейная подсечка осуществляется при камерной системе разработки крутонадающих рудных залежей с отбойкой руды из подэтажных штреков, доставкой руды самоходным оборудованием из заездов и наклонным междуэтажным целиком.

Площадь траншеи составляет

$$S_{тр} = \frac{b_1 + b_2}{2} h_n, \text{ м}^2$$

где b_1 — определяется шириной подсечной выработки и составляет обычно 2-2,5 м;

b_2 – ширина траншеи в верхней части, м.

При отсутствии целиков между траншеями их ширина равна расстоянию между выработками выпуска или горизонтальной мощности залежи. Обычно ширину траншеи (b_2) определяют графическим путем.

Количество руды за одно взрывание составит

$$T_c = S_{тр} w y_p = \left(\frac{b_1 + b_2}{2} h_n \right) w y_p, \tau$$

где $w = (2-3) \text{ м} - \text{ЛНС, м}$.

y_p – объемная масса (плотность) руды, т/м^3 ;

Расстояние между скважинами определяется из выражения

$$a < (1,5-2,0) w, \text{ м}$$

Число скважин и их глубина определяются графическим способом. В остальном расчет траншейной подсечки аналогичен расчету образования подсечки вариантом «камера над дучками».

ОБРАЗОВАНИЕ ОТРЕЗНОЙ ЩЕЛИ

Под отрезкой понимают горные работы, целью которых является создание вертикальной плоскости обнажения, необходимой для последующей отбойки руды в пределах заданного контура.

Отрезку применяют при системах разработки :

- камерно-столбовая,
- подэтажных штреков (ортов),
- этажно-камерной,
- подэтажного и этажного принудительного обрушения,
- комбинированные.

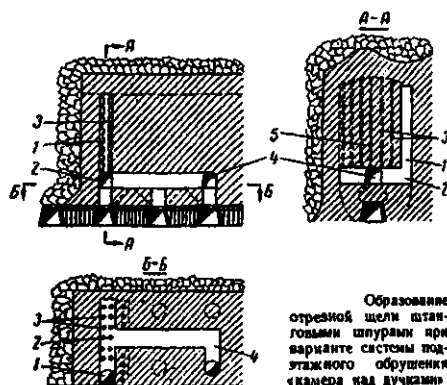
Эта стадия очистной выемки требует большого расхода рабочей силы (на бурении) и взрывчатых материалов на 1 т руды. Удельный вес добычи руды при отрезных работах (включая нарезные) составляет от 10 до 20%. Трудоемкость работ по образованию отрезной щели штанговыми шпуррами в 1,5-2 раза выше, чем в среднем на очистных работах.

Способ образования отрезной щели определяется принятым методом отбойки руды. При шпуровом способе отбойки руды отрезную щель образуют шпуррами длиной до 2-2,5 м в зависимости от крепости руды.

Отрезные щели обычно образуют штанговыми шпуррами или глубокими скважинами, которые применяют как при камерных системах разработки, так и при системах подэтажного и этажного обрушения.

Образование отрезной щели штанговыми шпурами

Этот способ образования отрезной щели применяется при камерных и системах с обрушением руды.



Сущность образования отрезной щели состоит в следующем. В отрабатываемой панели проходят отрезной восстающий (1) сечением 1,5x1,5 или 1,8x1,8 м, располагаемый обычно на границе панели с рудным массивом. На горизонте подсечки от отрезного восстающего проходят заходку (2), соединяя ее с подсечной выработкой (4). В кровле заходки в зависимости от крепости руды на расстоянии 1,5-2 м от восстающего пробуривают штанговые шпуры (3). Последовательными взрывами зарядов штанговых шпуров образуют отрезную щель (5) необходимых размеров.

Общую длину штанговых шпуров для образования отрезной щели определяют графически в зависимости от размеров отрезной щели, ЛНС и расстояния между штанговыми шпурами в ряду.

Выход руды с 1 п.м. штангового шпура определяется из выражения

$$I = T_c / \sum l, \text{ т/м}$$

где T_c -- количество руды в слое, т;

$\sum l$ -- суммарная длина шпуров (скважин), м.

Производительность труда бурильщика при образовании отрезной щели

$$P_6 = \frac{h_o \cdot a_o \cdot l_o \cdot Q_n \cdot \gamma_p}{N \cdot l_{ш}}, \text{ т/ч}$$

где h_o -- высота отрезной щели, м;

a_o -- ширина отрезной щели, м;

l_o -- длина отрезной щели, м;

γ_p -- объемная масса (плотность) руды, т/м³;

N -- общее число штанговых шпуров, шт;

$l_{ш}$ -- средняя длина шпуров, м;

Q_n – производительность перфоратора, м/ч;

$$Q_n = \frac{n K_n K_o K_d K_n}{0,15 + a f}, \text{ м/ч}$$

где n – число бурильных машин (при норме 1,5-2 м на 1 машину);

$K_n = (0,8-0,9)$ – коэффициент надежности машин;

$K_o = (0,8-0,9)$ – коэффициент одновременности работы;

$K_d = 36 / d_{ш}$ – коэффициент учитывающий диаметр шпура;

$K_n = (1,0-1,1)$ – коэффициент учитывающий тип машины;

f – крепость руды по шкале проф. М.М.Протодяконова;

a – коэффициент учитывающий изменение скорости бурения в различных рудах, (при $f = 5-10$ $a = 0,02$
при $f > 10$ $a = 0,03$)

Производительность труда взрывника зависит от расположения штанговых шнуров, средств заряжания, типа ВВ (см. выше).

Производительность труда скрепериста можно определить из выражения

$$P_c = P_{ск} K_{вс} y_p, \text{ т/ч}$$

где $K_{вс} = (0,6-0,8)$ – коэффициент, учитывающий время работы;

$y_p = (1,25-1,75)$ – коэффициент разрыхления руды;

$P_{ск}$ – производительность скреперной уборки, т/ч;

$$P_{ск} = \frac{3600 q_{ск} w p_p}{L / v_{рх} + L / v_{хх} + t}, \text{ т/ч}$$

где p_p – плотность (объемная масса) руды, т/м³;

$q_{ск}$ – емкость скрепера, м³;

$w = (0,7-0,85)$ – коэффициент наполнения скрепера;

L – длина скреперования, м;

$v_{рх}, v_{хх}$ – соответственно скорость рабочего и холостого хода;

$t = (20-40)$ с – продолжительность загрузки и разгрузки с паузой на переключение.

Удельный расход электродетонаторов

$$q_{да} = 2 N / T_c, \text{ шт/т}$$

где N – количество штанговых шнуров (ЭД принимаются по 2 шт);

T_c – количество руды в слое, т.

Удельный расход дстонирующего шнура

$$q_{лш} = 1,2 \sum l / T_c, \text{ м/т}$$

где $\sum l$ -- суммарная длина шпуров, м;
 $l, 2$ -- коэффициент запаса длины ДШ;

Удельный расход твердого сплава

$$q_{тс} = 30 \sum l / 1000 T_c, \text{ кг/т}$$

где 30/1000 -- расход твердого сплава на 1000 м шпура, норма расхода зависит от крепости руды.

Удельный расход буровой стали

$$q_{ст} = H_{бс} \sum l / 1000 T_c, \text{ кг/т}$$

где $H_{бс}$ -- расход буровой стали на 1000 м, кг.

Удельный расход сжатого воздуха

$$q_{св} = \frac{T_б 60 q п}{T_c}, \text{ м}^3/\text{т}$$

где $T_б$ -- время обурирования отрезной щели, ч;
 q -- расход сжатого воздуха перфоратором, м³/мин;
 $п$ -- количество работающих машин.

Удельный расход электроэнергии

$$q_{э} = \frac{N_{дв} t_{ск} K_{исп}}{T_c п_{дв}}, \text{ кВт-ч/т}$$

где $N_{дв}$ -- мощность двигателя скрепера, кВт;
 $t_{ск}$ -- время уборки рудной массы скрепером, ч;
 $K_{исп}$ = (0,7-0,8) -- коэффициент использования скрепера;
 $п$ = 0,9 -- КПД двигателя.

Общий расход ВВ

$$Q_{вв} = \sum l g K_z, \text{ кг}$$

где g = (3,0-4,5) кг -- масса заряда ВВ на 1 п.м. штангового шпура;
 K_z = (0,8-0,9) -- коэффициент заполнения шпура.

Удельный расход ВВ

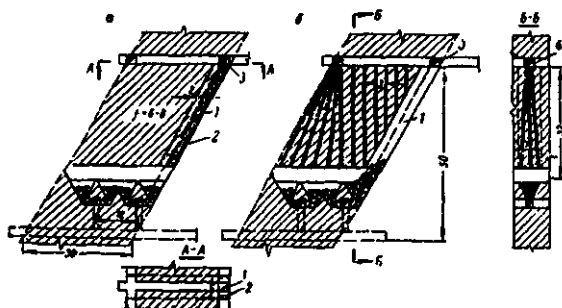
$$q_{вв} = Q_{вв} / T_c, \text{ кг/т}$$

Образование отрезной щели глубокими скважинами

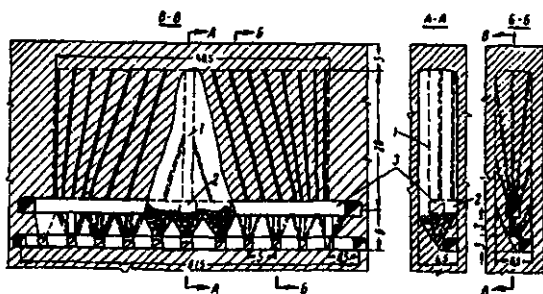
Этот способ в основном применяется при системах с открытым выработанным пространством и этажном (подэтажном) принудительном обрушении вертикальными слоями на компенсационную щель.

Образование отрезной щели глубокими скважинами при системе подэтажных штреков показано на рисунке. После проходки отрезного восстающего (1) у лежащего бока из подэтажных штреков (3) и взрывания зарядов скважин (2), расположенных параллельно оси отрезного

восстающего, щель образуют последовательным взрыванием всеров нисходящих глубоких скважин, пробуренных из бурового орта (4).



Образование отрезной щели глубокими скважинами при системе подэтажных штретов на руднике им. Орджоникидзе в Криворожском бассейне:
а и б — стадия образования отрезной щели



Образование отрезной щели глубокими скважинами при системе подэтажного обрушения с отбойной руды вертикальными слоями:
1 — отрезной восстающий; 2 — буровой орт; 3 — буровой штрет

Руду отбивают нисходящими глубокими скважинами в направлении от лежащего бока рудной залежи к висячему. При образовании отрезной щели глубокими скважинами расчет БВР и определение основных технико-экономических показателей производят для всего объема рудного массива в пределах контура отрезной щели.

Суммарную длину глубоких скважин определяют графическим путем с учетом принятых ЛНС и расстояния между скважинами в ряду. Количество отбиваемой руды при образовании отрезной щели подсчитывают без учета руды, полученной при проходке отрезного восстающего.

Выход руды с 1 н.м. скважины определяется

$$l = \sum l / T_{от} , \text{ т/м}$$

где $\sum l$ -- суммарная длина скважин отрезной щели, м;

$T_{от}$ -- количество руды в отрезной щели (без восстающего);

Производительность труда бурильщика станка при образовании отрезной щели

$$П_{6с} = Q_6 \cdot l , \text{ т/см}; \quad П_6 = П_{6с} / T_{см} , \text{ т/см}$$

где Q_6 -- сменная производительность станка, м/см (см раздел);

l -- выход руды с 1 л.м. скважины, т/м;

$T_{см}$ -- продолжительность смены, ч.

При бурении скважин станками с погружными пневмоударниками

$$Q_6 = \frac{T_{см} - T_{пз} - T_{об}}{l_{ср} \cdot \left(t_0 + \frac{t_{ш}}{2 \cdot l_{ш} \cdot B} + \frac{t_k}{2 \cdot l_{ш} \cdot B} + \frac{t_e + t_c \cdot (m-1)}{m \cdot l_{ср}} \right)} , \text{ м/см}$$

где $T_{см}$ -- продолжительность смены, мин;

$T_{пз} = 21$ мин -- время подготовительно-заключительных операций

$T_{об} = 25,5$ -- время обслуживания рабочего места;

t_0 -- чистое время бурения 1 м скважины, мин (см табл.)

$l_{ср}$ -- средняя глубина скважин, м;

B -- стойкость коронки на одну заточку, м;

Крепость руды, f	4-8	8-10	10-12	12-14	14-18
Стойкость коронки B	15-30	10-20	8-10	5-8	1,5-5

$t_{ш} = 2$ мин -- время на свинчивание-навинчивание штанги;

$l_{ш} = 1$ м -- длина штанги;

$t_k = 16$ мин -- время на замену долота;

$t_e = 110$ мин -- время на передвижку станка;

$t_c = 33$ мин -- время на переход от скважины к скважине;

m -- число скважин в отрезной щели.

При бурении скважин станками шарошечного бурения

$$Q_6 = T_{см} \cdot K_6 \cdot V_0 , \text{ м/см}$$

где $K_6 = (0.55-0.6)$ -- коэффициент использования станка в течении смены;

V_0 -- скорость бурения станка, м/ч;

$$V_0 = \frac{0,26 \cdot F_0 \cdot n^{0,8}}{f^{1,6} \cdot d} , \text{ м/ч}$$

где F_0 – осевая нагрузка на долото, кН;
 n – частота вращения долота, с^{-1} ;
 f – коэффициент крепости руды;
 d – диаметр долота, м.

Производительность заряжания скважин, м/см (на 2 человека)

Зарядчик	до 10 м	до 20 м	свыше 20 м
ВАХШ, ПЗЛ, ЗП	120-165	500-600	-
ЗДУ, УЗДМ, УЗС-1500	-	-	1000 м/см

Общий расход ВВ на образование отрезной щели глубокими скважинами

$$Q_{\text{вв}} = g \sum l K, \text{ кг}$$

где $g = (3-4,5)$ кг – масса заряд 1 п.м. скважины;
 $\sum l$ – суммарная длина скважин отрезной щели, м;
 $K_1 = (0,8-0,9)$ – коэффициент заполнения скважины;
 $K_{\text{вб}} = (1,1-1,25)$ – коэффициент, учитывающий вторичное дробление
 Удельный расход ВВ на 1 т отбиваемой руды из отрезной щели

$$q_{\text{вв}} = Q_{\text{вв}} / T_{\text{от}}, \text{ кг/т}$$

где $T_{\text{от}}$ – количество руды в отрезной щели (без восстающего), т.

Расход детонирующего шнура (ДШ) на отрезную щель

$$DШ = \sum n_{\text{ш}} K / T_{\text{от}}, \text{ м/т}$$

где $n_{\text{ш}} = (1-2)$ – число ниток ДШ;
 $K = (1,2-1,3)$ – коэффициент дополнительного расхода ДШ.

Расход электродетонаторов (ЭД) на отрезную щель

$$ЭД = 1,1 n_{\text{д}} N / T_{\text{от}}, \text{ шт/т}$$

где 1,1 – коэффициент запаса ЭД (10%);
 $n_{\text{д}} = (1,0-2,0)$ – число ЭД вводимых в 1 скважину;
 N – число скважин в отрезной щели

Удельный расход твердого сплава при бурении скважин по данным практики :

-- подготовительно-нарезные работы (и днище) $q_{\text{тс}} = 1,85 \text{ г/т}$

-- отрезные щели и очистная выемка $q_{\text{тс}} = 0,5 \text{ г/т}$.

Удельный расход буровой стали при любом скважинном бурении

$$q_{\text{бс}} = 0,02 \text{ кг/т}$$

Удельный расход скреперной стали

$$q_{\text{ск}} = 0,041 \text{ кг/т}$$

Удельный расход троса при скреперной доставке

$$q_{\text{тр}} = 0,027 \text{ кг/т}$$

Удельный расход сжатого воздуха

$$q_{\text{св}} = \frac{q_{\text{бс}} t_{\text{б}} K_{\text{исп}} K_1 K_2}{T_{\text{от}}}, \text{ м}^3/\text{т}$$

где $q_{\text{бс}}$ – расход сжатого воздуха буровым станком, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$t_{\text{б}}$ – общее время бурения глубоких скважин, мин;

$$t_{\text{б}} = 360 \sum l / Q_{\text{б}}, \text{ мин}$$

$K_{\text{исп}} = (0,6-0,8)$ – коэффициент использования станка;

$K_1 = (1,1-1,2)$ – коэффициент увеличения расхода за счет износа;

$K_2 \sim 1,2$ – коэффициент утечек воздуха.

Расход электроэнергии на 1 т руды при образовании отрезной щели

-- при бурении глубоких скважин

$$W_{\text{з}} = \frac{N_{\text{дв}} t_{\text{б}} K_{\text{исп}}}{n_{\text{дв}} T_{\text{от}}}, \text{ кВт-ч / т}$$

где $N_{\text{дв}}$ – мощность электродвигателя бурового станка, кВт;

$t_{\text{б}}$ – общее время бурения скважин, ч;

$$t_{\text{б}} = 6 \sum l / Q_{\text{б}}, \text{ ч}$$

$\sum l$ -- суммарная длина скважин отрезной щели, м;

$Q_{\text{б}}$ – сменная производительность бурового станка, м/см;

$n_{\text{дв}}$ -- КПД электродвигателя;

-- при доставке руды скреперной лебедкой

$$W_{\text{з}} = \frac{N_{\text{дв}} K_{\text{исп}}}{n_{\text{дв}} P_{\text{ск}}}, \text{ кВт-ч / т}$$

где $N_{\text{дв}}$ – мощность электродвигателя

$K_{\text{исп}} = (0,6-0,8)$ – коэффициент использования скреперной лебедки;

$n_{\text{дв}}$ -- КПД электродвигателя скреперной лебедки;

$P_{\text{ск}}$ – производительность скреперной установки, т/ч;

$$P_{\text{ск}} = \frac{3600 q_{\text{ск}} w \rho_{\text{р}}}{L / v_{\text{рх}} + L / v_{\text{хх}} + t}, \text{ т/ч}$$

где $q_{\text{ск}}$ – емкость скрепера, м^3 ;

$w = (0,7-0,85)$ – наполнение скрепера;

$\rho_{\text{р}}$ – плотность (объемная масса) руды, т/м^3 ;

L -- длина скреперования, м;

$v_{\text{рх}}, v_{\text{хх}}$ -- соответственно скорость рабочего и холостого хода;

$t = (20-40)$ с -- продолжительность загрузки и разгрузки с паузой на переключение.

ОРГАНИЗАЦИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНО-НАРЕЗНЫХ РАБОТ И ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Основным направлением повышения эффективности подземной добычи руд является развитие комплексной механизации основных и вспомогательных производственных процессов на базе высокопроизводительного самоходного оборудования. Поэтому одной из важнейших практических задач является обеспечение максимального использования во времени этой техники, при котором обеспечиваются наилучшие технико-экономические показатели работы комплексов.

Применительно к условиям подземных рудников с точки зрения организации очистных работ все системы разработки можно разделить на два класса :

- системы (стадии систем) разработки с цикличным производством,
- системы (стадии систем) разработки с непрерывным производством.

Проходческо-нарезные работы относятся к цикличному производству. Под циклом понимают совокупность всех рабочих процессов и операций, выполняемых в определенной последовательности, объеме и взаимосвязи друг с другом и необходимых для выемки полезного ископаемого.

При планировании цикличной организации работ для достижения минимальных затрат необходима максимальная производительность труда забойных рабочих.

Основой успешной работы в период эксплуатации месторождения является календарное планирование.

Для составления календарного плана необходимы следующие данные :

- планы и разрезы месторождения с разбивкой на этажи и блоки,
- схема подготовки этажа,
- объемы работ по подготовке этажа (горизонта),
- порядок отработки запасов этажа,
- срок ввода в эксплуатацию горизонта,
- скорости проведения горных выработок,
- возможности подъема по выдаче лустой породы.

Зная годовую производительность шахты, определяют сменную производительность в зависимости от принятой организации труда.

Сменная производительность каждой системы разработки по руднику может быть определена

$$A_c = A \cdot y_c, \text{ т/см}$$

где A_c – сменная производительность рудника, т;

y_c – удельный вес каждой системы в добыче руды.

После определения сменной производительности каждой системы разработки по руднику в целом, подсчитывают число одновременно действующих забоев (блоков, камер), находящихся в подготовке, нарезке и очистной выемке.

Число одновременно действующих забоев по каждой системе разработки составляет :

-- в подготовке

$$N_{\text{п}} = \frac{B_{\text{п}} A_{\text{с}}}{100 \Pi_{\text{зн}}}$$

-- в нарезке

$$N_{\text{н}} = \frac{B_{\text{н}} A_{\text{с}}}{100 \Pi_{\text{зн}}}$$

-- в очистной выемке

$$N_{\text{оч}} = \frac{B_{\text{оч}} A_{\text{с}}}{100 \Pi_{\text{зоч}}}$$

где $B_{\text{п}}, B_{\text{н}}, B_{\text{оч}}$ – соответственно удельный вес подготовительных, нарезных и очистных работ в сменной добыче по системам, %;

$A_{\text{с}}$ – сменная производительность системы по руднику, т;

$\Pi_{\text{зн}}, \Pi_{\text{зн}}, \Pi_{\text{зоч}}$ – соответственно производительность подготовительного, нарезного и очистного забоя, т/см.

После определения числа одновременно действующих забоев (блоков) по каждому виду работ и системе приступают к составлению плана отработки.

План обычно составляют в форме таблицы-графика, удобный для практического пользования, где отражаются: время подготовки, нарезки и очистной выемки.

При календарном планировании подготовки, нарезки и отработки (очистной выемки) исходными данными являются: объем работ по подготовке, нарезке и очистной выемке; срок начала и окончания отработки (панели, блока, камеры); скорость проведения горных выработок и бурения шпуров (скважин) для отбойки рудного массива.

Объем работ по подготовке к очистной выемке зависит от применяемой системы разработки и основных параметров.

Для сокращения времени подготовки к очистной выемке нарезные работы следует организовать так, чтобы имелась возможность параллельного проведения нескольких выработок.

Календарный план подготовки, нарезки и отработки (панели, камеры, блока) составляется по специальной форме, где указываются перечень всех подготовительных и нарезных выработок, их длина и скорость проведения. объемы работ по отдельным стадиям очистной выемки и продолжительности их выполнения.

Требования к отбойке руды:

Безопасность работ, особенно при взрывных работах.

1. Минимальные материально-трудовые затраты.
2. Хорошее качество отбойки: - полнота выемки,
- минимум разубоживания,
- хорошее равномерное дробление.
3. Высокая интенсивность отбойки с концентрацией работ.

Особенности взрывной отбойки

Взрывной отбойкой называется отбойка руд (крепких и средней крепости) взрыванием зарядов ВВ помещенных в полости массива (шпуры, скважины, камеры). Эффективность ее зависит от свойств пород, способа бурения и типов применяемых ВВ.

Основным способом бурения шпуров и скважин остается механический, струйно-гидравлический, термический, электровзрывной в основном на открытых работах и имеет ограниченное применение.

Взрывчатые вещества (промышленные) в основном имеют теплоту взрыва от 800 до 1000 ккал/кг. Так как при взрывной отбойке расходы на ВВ составляют до 60% затрат, то целесообразней переходить на более дешевые (гранулированные АС содержащие – игданит, инфазит, эмульсионные ВВ).

Показатели отбойки

Для технико-экономической оценки отбойки используют следующие показатели:

- производительность труда бурильщика на отбитую руду – т/см или м³/см;
- удельный расход ВВ – кг/м³ или кг/т отбитой руды;
- выход руды с 1 п.м. шпура или скважины – м³/м в массиве или удельный расход бурения – м/м³ или м/т;
- выход негабарита в % по массе.

От крепости руды в прямой зависимости находится удельный расход ВВ и удельный расход бурения.

Трещиноватость рудного массива ограничивает распространение энергии взрыва, что создает некондиционные куски (негабариты), сгущение сетки увеличивает затраты на бурение и перерасход ВВ.

Мощность залежи оказывает существенное влияние на удельный расход ВВ. Чтобы учесть в расчетах влияние мощности (М) залежи прием за базисные условия неограниченно большую ширину забоя, тогда

$$q_{\text{баз}} = q_i \frac{n_i - 1}{n_i}$$

где i – индекс практического примера (с удовл. результатами)
 n – число скважин по ширине забоя.

В расчетном случае

$$q = q_{\text{баз}} = \frac{n}{n - 1}$$

в свою очередь

$$n = \frac{M}{a} + 1 \qquad q = q_{\text{ср}} \left(1 + \frac{a}{M} \right)$$

Таким образом, если

$M = 3-5$ м при шпуровой отбойке ($a = 0,4-0,8$ м)

$M = 10-20$ м при скважинной отбойке ($a = 1,5-3,0$ м)

$M = 30-50$ м при минной отбойке ($a = 5-7$ м)

Число обнаженных плоскостей существенно влияет на объем отбиваемой руды, но чем шире забой, тем меньше эффективность, так при

$b/a = 3$ $3n/2n = 0,67$ $4n/2n = 0,5$

$b/a = 4$ $3n/2n = 0,8$ $4n/2n = 0,57$

где a – расстояние между шпурами или скважинами,

b – ширина забоя,

n – число обнаженных плоскостей.

Вышесказанное показывает дороговизну проходки нарезных выработок, поэтому для повышения производительности отбойки следует обустраивать массив блока из минимального числа выработок или из очистного пространства с соблюдением Правил безопасности (ТБ).

Требования к габаритам руды

При взрывной отбойке часть кусков имеют размеры в 1-2 и более метров. Поэтому негабариты необходимо измельчать для удобства их загрузки и транспортирования.

Размер кусков руды должен проходить: через перепускные выработки (устье воронок, рудоспуски), размещаться в рабочем органе погрузочной машины (ковш, загребаящая лапа), питателе конвейера, погрузочный люк, вагонетка, бункер, дозирующее устройство (питатели, затворы), скипы и пр.

Скиповой подъем возможен при крупности кусков до 400-500 мм. Поэтому перед загрузочным бункером устанавливают дробилку (- 200 мм), что позволяет увеличить грузоподъемность скипа и продлить срок работы.

При вскрытии штольной или перепуске руды с нескольких этажей увеличение количества негабарита сильно не отражается, т.к. при большой высоте падения они разбиваются.

При разработке маломощных жил негабариты часто застревают, образуя завесания.

Кроме того крупные куски (негабариты) затрудняют зачерпывание, увеличивают износ рабочих органов, шин, полотен питателей, конвейсеров.

Отношение массы негабарита к массе всей отбитой руды называют выходом негабарита (в %).

Вторичное дробление крепких и средней крепости руд осуществляется взрывным способом, что снижает производительность забоев и концентрацию работ.

Кроме этого, вторичное дробление увеличивает удельный расход ВВ. В этом случае нужно выбирать оптимальные значения

$$q_1 + q_2 = \text{const}$$

где q_1 – удельный расход на отбойку горной массы;

q_2 – удельный расход на вторичное дробление.

Буровые работы. Способы бурения

Для разрушения взрывом скального массива в них бурят шпуры или скважины, в которых размещают заряды ВВ, взрывающиеся в определенном порядке для достижения требуемых результатов.

Процесс бурения состоит разрушении руды (породы) на забое буровым инструментом и ее удалении из шпура или скважины.

Для бурения шпуров и скважин применяют разнообразные сверла, молотки (перфораторы), буровые каретки, буровые станки и установки.

В настоящее время применяют вращательное, ударное, ударно-вращательное и вращательно-ударное бурение. Возможно огневое и комбинированное бурение.

При вращательном бурении инструмент вращается вокруг оси с определенной подачей на забой. Величину усилия подачи задают из расчета превышения предела прочности на вдавливание. При этом происходит последовательное скалывание частиц породы (руды) с забоя и удаление с помощью витых штанг, шнеком, промывкой водой или продувкой воздухом.

Вращательное бурение в основном применяется в слабых породах крепостью не более 6 (добыча угля, солей и др.)

При ударно-поворотном бурении обычными и погружными бурильными молотками, инструмент поворачивается только в промежутках между ударами. Удаление разрушенных частиц производится промывкой водой или продувкой воздухом.

Бурильные молотки делятся на ручные, телескопные и колонкрвые и в свою очередь на легкие (18-20 кг), средние (20-30 кг) и тяжелые (более 30 кг). Тяжелые бурильные молотки устанавливаются на колонках или манипуляторах буровых кареток широко используемые при поземной отбойке руд. Для бурения восходящих шпуров применяют телескопные перфораторы.

В последние годы, при подземной добыче руд широкое распространение получили скважины и шпуры диаметром 50-70 мм и глубиной 5-20 м. Бурение осуществляется самоходными буровыми каретками на пневмошинном или гусеничном ходу. Эти каретки используют в комплексе с зарядными и погрузочно-транспортным самоходным оборудованием.

Ударно-вращательное бурение погружными пневмоударниками и бурильными молотками с независимым вращением, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся инструменту. Разрушение породы происходит только за счет его внедрения при ударах.

Бурение скважин погружными пневмударниками диаметром 85-110 мм широко применяется при подземной добыче руд. Легкие станки на гусеничном или пневмошинном ходу, тяжелые (диаметром более 200 мм) — на гусеничном ходу.

Станки НКР-100М, БМК-4 и ЛПС-3 позволяют бурить круговой всер скважин, что очень удобно, т.е. снижает объем подготовительно-нарезных работ. Станки БМК и ЛПС работают только на сжатом воздухе, тогда как на НКР вращение бурового става осуществляется электродвигателем. В качестве ударного инструмента применяют погружные пневмударники диаметром: 105, 125, 160, 200 мм.

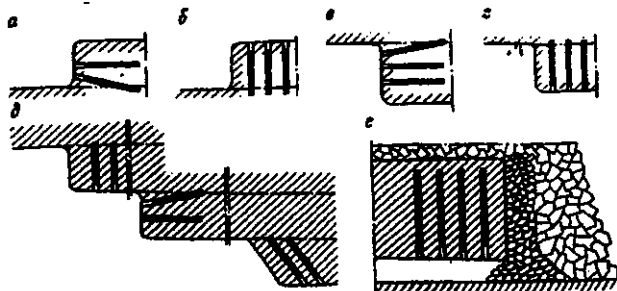
Вращательно-ударное бурение, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся под большим осевым усилием инструменту. Разрушение происходит как за счет внедрения инструмента при ударе, так и за счет поворота (скалывания-среза) при вращении инструмента.

Бурение шарошечными долотами относится к ударному и вращательно-ударному, когда зубцы наряду с перекачиванием по забой срезают ее скользящим движением вдоль поверхности забоя. При подземной разработке руд применяются крайне редко, в основном диаметром 145-190 мм.

Огневое, взрывное и электроимпульсное бурение в основном применяется только на поверхности.

Шпуровой способ отбойки руды

Шпуровой отбойкой называется отбойка взрыванием зарядов ВВ, помещенных в шпурах (до 5 м). Удельный объем шпуровой отбойки руды составляет около 35%. Главная ее особенность при очистной выемке состоит в том, что забой имеет как минимум две обнаженные поверхности — одна шпуровая поверхность, другая — на которую производят отбойку (шпуры бурят параллельно плоскости). Как правило выемку производят горизонтальными или слабонаклонными слоями.



Схемы отбойки руды шпурами:

а — выемка с отбойкой горизонтальными шпурами; б — то же, вертикальными шпурами; в — выемка с отбойкой горизонтальными шпурами; г — то же, вертикальными; д — выемка с отбойкой шпурами, буренными под углом к плоскости забоя; е — выемка с отбойкой шпурами, буренными под углом к плоскости забоя.

Порядок погашения слоев – восходящий или нисходящий. Послойная выемка в восходящем порядке принимается в устойчивой руде, а нисходящий – в неустойчивой руде под защитой твердеющей закладки или устойчивой кровле.

Применение вертикальных шпуров обеспечивает широкий фронт работ для бурения – в устойчивых рудах.

Для качественного дробления руды шпуров необходимо (целесообразно) располагать по нормали к трещинам. С целью увеличения выхода горной массы с 1 м.м. шпура глубину шпуров необходимо принимать (3 м и более). При системах разработки с креплением принимается – шаг крепи (1-2 м). В маломощных залежах целесообразно уменьшать диаметр шпуров, во избежании подрыва вмещающих пород.

Бурение шпуров осуществляется средними и тяжелыми перфораторами, размещенные на самоходных буровых установках или телескопными перфораторами: ПР-24Н, ПР-25, КС-50, ПК-60, П-75, ПТ-29, ПТ-36М и др.

Расход сжатого воздуха определяется с учетом одновременности работы буровых машин, износа оборудования, утечки воздуха ($K = 1,1$).

Расход буровой стали в среднем равен – 0,58 кг/м ,

Расход твердого сплава - 0,028 кг/м.

Расчет шпуровой отбойки

Величина линии наименьшего сопротивления (ЛНС) определяется по формуле (Барон Л.И.)

$$W = d_{ш} \sqrt{\frac{0,785 \Delta K_1}{m q}}, \text{ м}$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

$\Delta = 750-1200 \text{ кг/м}^3$ – плотность заряжания;

$m = (0,8-1,5)$ – коэффициент сближения зарядов;

$K_1 = (0,9-0,95)$ – пневмозаряжание, $K_2 = (0,8-0,85)$ – патронированные

- коэффициент зависящий от способа заряжания;

q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

$$q = q_0 \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5, \text{ кг/м}^3$$

q_0 – эталонный расход ВВ, зависящий от ширины забоя (при 5 м и более)

Крепость, f	2	4-6	8-10	12-14	16-18	18-20	более
$q_0, \text{кг/м}^3$	0,15	0,4-0,6	0,9-1,0	1,1-1,2	1,4-1,7	1,8	2

$K_1 = (0,8-1,2)$ – коэффициент работоспособности ВВ;

$K_2 = 1,0$ (одна плоскость обнажения), $K_2 = 1,4-1,6$ (две плоскости);

K_3 – коэффициент зависящий от способа заряжания;

K_4 – коэффициент зависящий от диаметра шпура

$$K_4 = \left(\frac{d_{\text{м}}}{0,042} \right)^n$$

$n = (0,33-0,5)$ – показатель степени

$K_5 = 1,3$ (при $l \leq 1$ м), $K_5 = 1,0$ (при $1 \leq 3$ м), $K_5 = 0,8$ (при $l \leq 5$ м)

Определение производительности перфоратора

$$Q_n = 60 (T_{\text{см}} - T_{\text{м}} - T_{\text{об}}) / (t_o + t_a) (1 + K_{\text{от}}), \text{ м/см}$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$T_{\text{м}}$ – подготовительно-заключительные операции, ч; (0,355-ручное, 0,411-телескопное, 0,433-колонковое бурение, 0,777- бурильные установки);

$T_{\text{об}}$ – время на обслуживание рабочего места, ч; (0,045-ручное, 0,045-телескопное, 0,047-колонковое бурение, 0,23- бурильные установки);

t_o – основное (чистое) время бурения 1 п.м. шпура, мин;

t_a – вспомогательное время бурения 1 п.м. шпура, мин;

$K_{\text{от}}$ – коэффициент нормированного времени отдыха; (0,1-ручным, 0,08-телескопным, 0,06-колонковым, 0,07- бурильная установка).

Сменная производительность бурильной установки

$$Q_{\text{с}} = 60 K_o K_b K_n n_b (1 - K_1 - K_2) v_o T_{\text{см}}, \text{ м/см}$$

где K_o – коэффициент одновременности работы бурильных машин, (0,85-0,95) – при 2-3-х манипуляторах, 0,8-0,9 – при 4-х манипуляторах;

K_b – коэффициент использования БУ в течении смены (от 0,5-0,7 до 0,65-0,75);

K_n – (от 0,7-0,8 до 1,0) – коэффициент перегона установки из забоя в забой;

n_b – число бурильных машин на буровой установке;

K_1 – (0,12-0,26) – коэффициент на замену бурового инструмента;

K_2 – (0,05-0,08) – коэффициент на вспомогательные операции;

v_o – чистая скорость бурения, м/мин.

Производительность бурильной установки

$$Q_{\text{б}} = 60 K_o n_b (T_{\text{см}} - T_{\text{м}} - T_{\text{об}}) / (t_o + t_a) (1 + K_{\text{от}}), \text{ м/см}$$

Средние показатели бурения буровой установки

Коэффициент крепости руды, f	8-10	10-12	12-14	14-16
Средняя скорость бурения, $v_{\text{ср}}$	1.16	0.86	0.543	0.348 м/мин
Стойкость коронки	12-14	8-10	3-5	3-4 м

Объем отбиваемой руды

$$V_p = h, B, l_{ш}, м^3$$

где h – высота забоя, м;
 B – ширина забоя, м;
 $l_{ш}$ – глубина шпура, м.

Заряжание и взрывание шпуров

В настоящее время подземная разработка рудных месторождений производится отбойкой руды крепостью более 8 только взрывным способом. Трудоемкость буровзрывного разрушения достигает 50% общей трудоемкости выемки руды.

Отличительными особенностями БВР в подземных условиях являются:

- разнообразие горногеологических условий залегания,
- разнообразие методов ведения взрывных работ,
- различие в проектировании взрывных работ с учетом поддержания налегающих пород при минимально возможных потерях и разубоживания.

По условиям залегания, технологии разработки рудных тел, месторождения делятся на:

- мощные пологие месторождения разрабатываемые шпуровыми зарядами (с применением самоходного оборудования);
- маломощные жильные и пластовые залежи отрабатываемые только шпуровыми зарядами.

Отбойка руды шпурами применяется при почвоуступной и потолкоуступной системах разработки.

Заряды рассчитывают исходя из удельного расхода ВВ (0,4-2,5) кг/м³.

Общий расход ВВ на одно взрывание (цикл)

$$Q_{об} = V_p \cdot q, кг$$

Количество ВВ в одном шпуре

$$Q_{ш} = \frac{\pi d_{ш}^2}{4} l_{ш} \rho_z \Delta K, кг$$

где $\pi d_{ш}^2 / 4$ – сечение шпура или сечение патрона;

$\rho_z = (0,95-1,5)$ – плотность ВВ, кг/дм³;

$\Delta = (750-800)$ кг/м³ – плотность заряжания (патронированное ВВ);

$\Delta = 1200$ кг/м³ – при пневмозаряжании гранулированным ВВ.

Количество шпуров в забое

$$N = Q_{об} / Q_{ш}, шт$$

При построении схемы расположения шпуров, число может корректироваться с учетом целесообразного размещения по площади забоя.

Выход руды с 1 п. м. шпура составляет

$$\Delta V_p = V_p \eta / N l_{ш}, \text{ м}^3/\text{м}$$

где $\eta = 0,8-0,9$ – коэффициент использования шпура.

В качестве ВВ можно применять патронированные, но целесообразней гранулированные ВВ с полной механизацией заряжания (гранулит АС-8, гранулит АС-4, игданит, зерногранулит 79/21 и др.), которые характеризуются хорошей сыпучестью и безопасностью в обращении, уменьшают переизмельчение руды в ближней зоне и более равномерно дробят массив.

Заряжание гранулированными ВВ производят простыми и удобными пневмозарядчиками эжекторного типа «Курама» или камерно-порционными типа ЗП.

Для взрывания шпурового заряда применяют патрон-боевик с размещенным в нем КД или ЭД, а также КД с волноводами. Инициирование заряда – обратное.

Взрывание комплекта шпуров забоя может осуществляться одним из нижеперечисленных способов:

- электроогневое,
- электрическое,
- с помощью ДШ.

Трудовые затраты на бурение шпуров

$$T_{бур} = L_{ш} / P_б n_о$$

где $L_{ш}$ – общая длина шпуров, м;

$P_б$ – производительность бурового оборудования, м/см;

$n_о = 1...2$ – количество obsługi (при бурении перфораторами),

$n_о = 1$ – при самоходном обуривании.

Трудовые затраты на заряжание и взрывание

$$T_{зар} = Q_{вв} n_{зар} / P_{зар}$$

где $P_{зар} = (0,75-1,5)$ т/см – производительность зарядчика;

$n_{зар} = (2-3)$ – количество рабочих обслуживающих зарядчик.

При патронированном ВВ и ручном заряжании (3 мин – 1 шпур).

Расчет трудоемкости отбойки 1 т руды

$$T_{от} = \frac{T_{бур} + T_{зар}}{V_p \gamma}$$

где γ – объемная масса (плотность) руды, т/м³.

Расчет электровзрывной сети

При электрическом способе взрывания существуют следующие схемы соединения ЭД:

- параллельное,
- последовательное,
- последовательно-параллельное,
- параллельно-последовательное.

При этом в каждый ЭД должен поступать гарантийный ток силой не менее 1 А при одновременном взрывании (до 100 ЭД) и не менее 1,3 А при (100-300 ЭД) постоянного тока. При взрывании переменным током гарантийная величина тока должна быть не менее 2,5 А.

Необходимая сила тока для взрывной сети при разных схемах соединения ЭД определяется из выражений:

При последовательном соединении

$$i = I = \frac{U}{r \cdot n + R}, \text{ A}$$

При последовательно-параллельном

$$I = \frac{U}{(r \cdot n) / m + R}, \quad i = \frac{I}{m}, \text{ A}$$

При параллельном соединении

$$I = \frac{U}{r / n + R}, \quad i = \frac{I}{n}, \text{ A}$$

При параллельно-последовательном

$$I = \frac{U}{(r \cdot m) / n + R}, \quad i = \frac{I}{m}, \text{ A}$$

где I – величина тока, А;

U – напряжение источника тока, В;

r – сопротивление ЭД, Ом;

n – число ЭД соединенных последовательно в группу;

m – число групп последовательно соединенных в сеть;

i – сила тока проходящая через каждый ЭД;

R – сопротивление кабеля, Ом

$$R = \rho \frac{2 \cdot l_k}{S_k}, \text{ Ом}$$

ρ – удельное сопротивление кабеля, Ом $\text{мм}^2 / \text{м}$;

для меди $\rho = 0,0184$

для алюминия $\rho = 0,028$

S_k – сечение кабеля, мм^2 ;

Θ – диаметр провода (медь – 0,8 мм, алюминий – 1,25)

Организация работ

Обычно бурение шпуров выполняют комплексные бригады, в состав которых входят бурильщики, взрывники, рабочие занятые на погрузке и доставке руды. Это заинтересовывает в качественных показателях работы – качество дробления, погрузки, доставки.

При малой площади забоя и некрепкой руде бурильщики, после взрывания и проветривания парашютят к погрузке руды и другим операциям.

Показатели шпуровой отбойки

При использовании самоходных буровых установок производительность труда бурильщика достигает 400-700 м³/смену.

При переносных перфораторах - 5-50 м³/смену.

Выход отбитой руды - 0,3-1,5 м³/м.

Удельный расход ВВ - 0,6-3,0 кг/м³ (при крупности 400-600 мм).

Сравнительная оценка шпуровой отбойки по сравнению со скважинной показывает следующие преимущества:

- возможность применения при любой мощности,
- возможность работы людей в очистном пространстве,
- наиболее полная выемка и меньшее засорение руды,
- достаточно мелкое дробление руды.

Недостатки:

- более высокие материально-трудовые затраты,
- работа бурильщика в близкой зоне от забоя, что менее безопасно, чем при бурении из специальных выработок;
- сложность или практически невозможность массового обрушения руды;
- повышенная запыленность рудничной атмосферы.

Паспорт буровзрывных работ при очистной выемке составляется на основании расчетных данных, опытных взрывов и данных практики. Параметры паспорта считаются отработанными, если обеспечивают высокие технико-экономические показатели (ТЭП):

- способ взрывания,
- безопасное местонахождение и маршрут отхода,
- посты охраны и знаки,
- горногеологические условия:
 - * крепость руд и пород,
 - * трещиноватость
 - * устойчивость

К паспорту БВР прилагается эскиз забоя в 3-х проекциях со схемой расположения шпуров и ее нумерацией (порядок взрывания).

Схема (место) расположения патрона-боевика.

Технико-экономические показатели шпуровой отбойки руд оформляются в виде таблицы (на 1 т или 1 м³ руды).

Скважинная отбойка руды

Скважинной отбойкой называется отбойка руды взрыванием зарядов ВВ, помещенных в скважины. Взрывная скважина – цилиндрическое углубление диаметром от 30-40 мм до 150-250 мм и глубиной до 5-60 м. Объем скважинной отбойки достигает 60%.

Схема отбойки. Скважинами обычно отбивают руду послойно на свободную поверхность (отрезную щель или подсежку). Скважины располагают параллельными рядами или веерами.

Свободное пространство (компенсационное пространство) должно превышать объем взорванной массы в 1,3-1,5 раза (с учетом коэффициента разрыхления).

Обычно применяют многорядное взрывание по 2-5 рядов с короткозамедленным взрыванием (15-50 мс). Часто замедляют скважины в шахматном порядке, тогда куски руды соударяясь дополнительно измельчаются.

Расположение скважин в блоке

По углу наклона можно выделить следующую схему отбойки слоями:

- вертикальными (крутонаклонными),
- горизонтальными (слабонаклонными).

При вертикальных слоях, блок разбуривают с 1-2-3 ярусов (подэтажей). Различают этажную и подэтажную скважинную отбойку руды в блоке (камере).

При горизонтальных слоях требуется большее число ярусов.

Соблюдать с достаточной точностью проектное расположение скважин проще при вертикальных слоях. В зависимости от слоистости руд возможен наклон слоев до 45-80°. При мелкослоистой руде целесообразно бурить скважины параллельно преобладающим трещинам. При обычных типах ВВ наибольшее число отказов получается при нисходящих скважинах, за счет стека воды, поэтому в обводненных залежах рекомендуется применять – восходящие скважины пробуренные до межэтажного целика.

Скважины в отбиваемом слое могут располагаться в виде веера или параллельно. При параллельном расположении полнее используется взрываемая длина всех скважин; заряды ВВ равномерно располагаются в массиве; меньший объем бурения.

При веерном расположении скважин резко уменьшается объем буровых выработок. Обычно, предпочтительнее применение верхнего веера скважин.

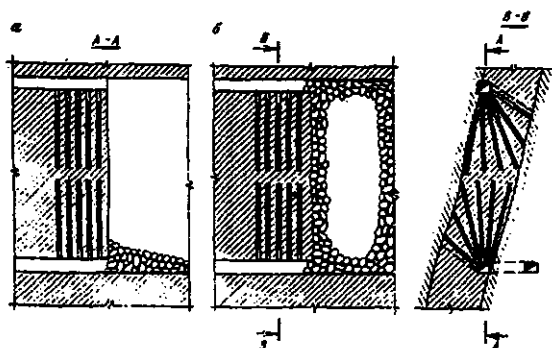
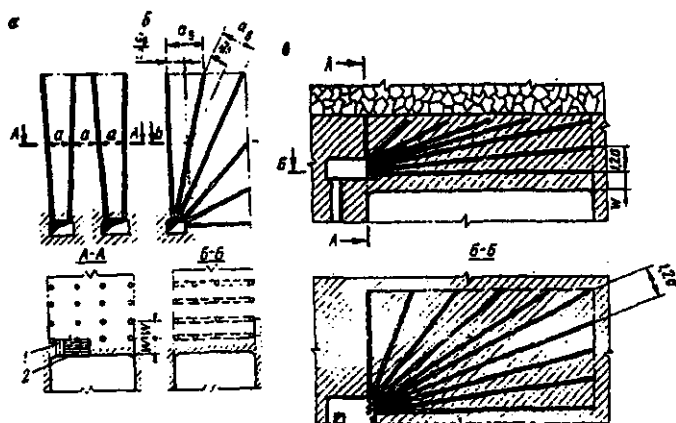
Параллельное расположение скважин рекомендуется при бурении из очитного пространства диаметром скважин 200-250 мм.

Расстояние между скважинами в ряду или веере принимается в определенном соотношении с ЛНС. Коэффициент сближения равен:

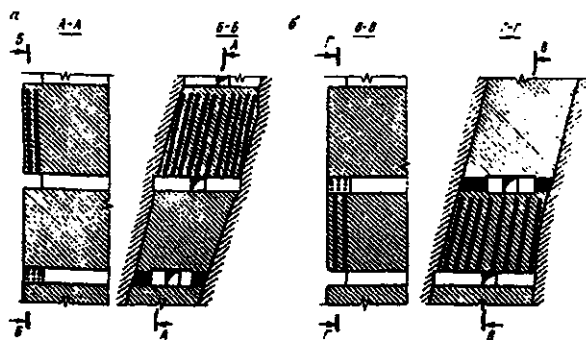
$$m = a / B$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м;

B – ЛНС.



Схемы отбойки связанными:
а — на открытом пространстве; б — в замкнутом



Подэтажная отбойка из открытых заходов:
а — обработка захода в нижнем подэтаже и подготовка и отбойка слои руды в верхнем; б — следующий этап буровзрывных работ

Расстояние между концами веерных скважин регламентируется величиной ($a_{\max}$), $a_{\max} = 1,25 a$.

При мгновенном взрывании веера - $a_{\max} = (1,6-2,0) a$

При поочередном (шахматном) взрывании - $a_{\max} = (1,0-1,2) a$

Пучковое расположение скважин это, когда с одной установки станка пробуривают несколько вееров в разных плоскостях. Пучковое расположение скважин применяют при посадке потолочин и разрушения целиков. Их взрывают одновременно или короткозамедленно.

Наиболее ровная стенка при оконтуривании скважинами получается при параллельном на $(0,1 \text{ В})$ расстоянии от проектного контура расположении ряда (веера), а если контур ограничивается торцами скважин, то необходим перебур на $(0,2-0,4) \text{ В}$. При четких ослабленных контактах контура, недобур до всякого бока $(0,1 \text{ В})$ во избежание подрыва пород.

Диаметр применяемых скважин изменяется в широких пределах от 30-40 мм до 150-250 мм. Преимущественно применяют:

- при средней крепости руд ---- диаметром 60-100 мм,

- при крепкой руде ---- диаметром 100-150 мм

С увеличением диаметра с 70 мм до 150-200 мм производительность бурения (м/см) возрастает в 2-3 раза, вместе с тем увеличивается удельный расход ВВ на 2-3 раза.

С уменьшением диаметра уменьшаются нарушения во вмещающих породах. Применение уменьшенного диаметра скважин в крупноблочной руде улучшает дробление и снижает выход негабарита.

Уменьшение диаметра скважин усложняет взрывные коммуникации, снижает надежность взрыва- увеличивает количество отказов.

Применение малого диаметра скважин присмелемо и выгодно в случаях:

- при отбойке руды у контакта с закладкой,
- при редкой сетке трещин,
- при малоустойчивой руде или вмещающих породах,
- при небольшой мощности рудных тел.

Различают следующие способы бурения взрывных скважин:

- Штанговое (перфораторами с составными штангами),
- погружными пневмударниками (вращатель штанг),
- шарошечное вращательное (твердосплавные коронки).

Штанговое бурение – основной способ бурения скважин уменьшенного диаметра (50-70 мм) и глубиной до 30 м по породам рудам крепким и средней крепости. Преимущественно применяют машины вращательно-ударного действия БУ-70У, СБУ-3к, КБУ-50м.

Производительность перфоратора (в относительных единицах) в зависимости от увеличения диаметра и глубины бурения – снижается.

Диаметр, мм	50	60	75	85
Производительность	1,3	1,0	0,75	0,6

Глубина бурения, м	10	15	20	50
Производительность	1,2	1,0	0,8	0,7

Бурение погружными пневмударниками, при котором в скважину вводится ударный механизм, а вращение става производится около устья.

На подземной добыче руд нашли широкое применение станки:

БМК-4	диаметром	105 мм	пневмударник	М-1900 УК
НКР-100м	«	105 мм	«	П-1-75
ЛПС -3	«	155 мм	«	П- 150,

которые позволяют обуривать полный веер скважин.

Шарошечное бурение скважин (БШ-145) в основном применяют в крепких породах (рудах) и глубиной до 50-6- м, искривление скважин на больших глубинах доходит до 2-2.5 м.

Преимуществом шарошечного бурения являются:

- меньшая запыленность и меньший шум,
- высокая производительность в крепких рудах (2-3 раза),
- меньший износ долот,
- меньшая стоимость бурения на 1 м³ отбитой руды,
- легкая транспортабельность,
- широкая область применения.

Выбор способа бурения скважин производится на основе экономического сравнения приемлемых вариантов на:

- проведение буровых выработок,
- бурение скважин.
- зарядание и взрывание,
- доставку и вторичное дробление руды,
- экономический ущерб от потерь и разубоживания.

Величина удельного расход ВВ обычно определяется опытным путем и составляет (0,2-2,0 кг/м³).

Расчетная величина ЛНС при скважинной отбойке:

$$W = d_c \sqrt{\frac{0,785 \Delta K_3}{m q}}, \text{ м}$$

где d_c - диаметр скважин, м;

Δ - плотность заряжения ВВ, кг/м³;

$K_3 = (0,7-0,85)$ - коэффициент заряжения скважин;

m - коэффициент сближения зарядов;

q – удельный расход ВВ

$$q = q_0 \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6, \text{ кг/м}^3$$

$q_0 = 0,065$ – эталонный расход ВВ;

K_1 – работоспособность ВВ;

K_2 – коэффициент условий работы ($K_2 = 1$ – одна плоскость,
 $K_2 = 0,7-0,9$ – две плоскости обнажений);

K_4 – коэффициент учитывающий диаметр скважины:

$$K_4 = \left(\frac{d_c}{0,105} \right)^n \quad n = (0,33 \dots 0,5)$$

$K_5 = (0,8-1,2)$ – коэффициент трещиноватости руды;

n – эмпирический коэффициент;

K_6 – коэффициент учитывающий расположение скважин,
($K_6 = 1$ – параллельное, $K_6 = 1,2 \dots 1,3$ – веерное)

Расстояние между концами скважин в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}$$

Суммарная длина скважин определяется графическим путем в зависимости от принятых ЛНС и расстояния между скважинами (a).

Количество ВВ на одну скважину

$$Q_c = \frac{\pi \cdot d_c^2}{4} \cdot \Delta q \cdot K_3 \cdot l_{\text{ска}}, \text{ кг}$$

где $q = (0,95-1,5) \text{ т/м}^3$ – плотность ВВ;

$l_{\text{ска}}$ – длина скважин, м

K_3 – коэффициент заряжения скважин (1-я – 0,7; 2-я – 0,85;
3-я – 0,7; 4-я – 0,85 и т.д.)

Общее количество ВВ

$$Q_{\text{об}} = \sum_{i=1}^n Q_i$$

Q_i – количество ВВ в слое (ряду);

Объем отбиваемой руды в слое

$$V_p = (B \cdot h - S_{\text{бур}}) \cdot W, \text{ м}^3$$

B – ширина камеры, м;

h – высота камеры, м.

Удельный расход ВВ

$$q_{\text{об}} = Q_{\text{об}} / V_p, \text{ кг/м}^3$$

Выход руды с 1 п. м. скважины

$$\Delta V = V_p / \sum_{i=1}^n l_{\text{ска}}, \text{ м}^3/\text{м}$$

Для заряжания скважин в основном используют гранулированные ВВ, а при малом диаметре скважин водонаполненные ВВ. При зарядании гранулированными ВВ пользуются пневмозарядчиками (см. выше):

- непрерывного действия (УЗС-1500, УЗС-6000, типа ПРИ),
- циклического действия (ПЗЛ-100, «Ульба», «Вахш», ЗП).

Взрывные работы являются трудоемкой операцией (доставка, зарядание), поэтому применение зарядно-доставочных машин существенно повышает производительность труда взрывников в несколько раз по сравнению с ручным заряданием.

Механизированное зарядание повышает плотность зарядания, улучшает качество дробления и сокращает объем буровых работ.

Для подземных условий применяются ВВ с кислородным балансом близким к « 0 ».

Сменная производительность труда при пневмозарядании составляет – 1000-2500 кг/чел.см.

Добавление в ВВ воды (2-3%) позволяет повысить плотность заряда, уменьшает электрический потенциал в шланге, снижает запыленность атмосферы и устраняет просыпь вертикальных скважин.

Сравнительная оценка и область применения скважинной отбойки.

По сравнению со шпуровой – скважинная отбойка увеличивает производительность труда в 2-3 раза;

- обеспечивается взаимнезависимость во время бурения, взрывания и доставки руды;
- повышается безопасность работ по бурению и взрыванию;
- можно отрабатывать руды с невысокой устойчивостью;
- уменьшается запыленность воздуха.

Недостатки скважинной отбойки:

- худшее дробление руды;
- меньшая точность оконтуривания;
- дополнительные потери и разубоживание руды;
- невозможность применения при выклинках;
- увеличивается законтурное разрушение массива.

Трудовые затраты на бурение и взрывание определяются аналогично шпуровой (см. выше)

Расчет себестоимости отбойки руды
(шпуровая и скважинная)

Расчет заработной платы

Профес- сия	Раз- ряд	Тариф- ная ставка тг/см тг/см	Пре- мия тг/см (20%)	Прочие доп- латы тг/см (10%)	Основ. з/плат. (3+4+ +5) тг/см	Район. коэф. (1,3 - - 1,5)	Услов. дневн. затра- б. зараб. ты тг/чел.чел/см см.	Труд. затра- ты	С/стоим. тг С _{зар}
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

Всего:

Затраты на 1 т руды по зарплате

$$C_z = C_{зар} / V_p \cdot y_p, \text{ тг/т}$$

Расчет затрат на амортизацию оборудования

Тип Оборудования	Опто- вая цена тг	Цена транс. склад. х-ва тг	К-во шт. тг	Итого тг	Годов. амор. отчис. %	Число рабоч. отчис. смен в году	Итого отчис. на 1 см С _{ам} тг	Продолж. работы оборуд. до рем. см(лет)
---------------------	----------------------------	--	-------------------	-------------	--------------------------------	---	---	---

Всего:

Амортизационные затраты на 1 т руды

$$C_a = C_{ам} / V_p \cdot y_p, \text{ тг/т}$$

Расчет затрат на энергию

Тип оборуд.	К-во механиз- мов шт.(ед.)	Удельн. расход сжат. воздуха м ³ /мин	Чистое время работы мин 60-70%	Козф. потерь сжат. возд. (10%)	Общий расход сжат. воздуха м ³	Стоим. сжат. воздуха тг/м ³	Стоимость энергии (воздуха) С _{эн} тг
----------------	-------------------------------------	--	--	--	---	---	--

Всего:

Расход электроэнергии за смену (механизма)

$$B_{эл} = \frac{N_{дв} \cdot t_{см} \cdot K_{исп}}{n_{дв}}, \text{ кВт}$$

где $N_{дв}$ – мощность двигателя, кВт;

$t_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$K_{исп} = (0,3-0,4)$ – коэффициент использования машины в смену;

$n_{дв} = 0,9$ – КПД двигателя.

Затраты на энергию при отбойке 1 т руды

$$C_э = (C_{эл} + C_{эл}) / V_p \cdot y_p, \text{ т/т}$$

Расчет расходов на материалы

Материалы	Единица измерения	Общее количество (шт.кг. г.)	Цена единицы материала тг	Общая стоимость $C_{мат}$ тг
.....				
Итого:				
Неучтенные материалы (5-10 %)				
Всего:				

Расход буровой стали, кг/1000 м

Коэффициент крепости, f	5	7-9	10-11	12-13	15-17	18-19	20
Ручное рурение (шпур)	45	78	114	153	231	316	420
Колонковон бурение	36	62	91	122	185	252	336
Скважины	167	230	432	447	605	660	660

При бурении станками НКР расход стали в 3 раза меньше.

Расход буровых коронок зависит от стойкости (p_k , м)

$$n_k = L_{ш} / q_k, \text{ шт}$$

Крепость руды, f	/ 6	6-7	8-9	10-11	12-13	14-15	16-17	18-19	20
q_k (м)	130	90	55	30	19,5	12,5	8	5	2

Затраты на материалы на 1 т руды

$$C_m = C_{мат} / V_p \cdot y_p, \text{ т/т}$$

При скважинной отбойке определяются затраты на погашение буровой горной выработки на 1 т руды

$$C_n = \frac{C_{\text{бв}} \cdot S_{\text{б}} \cdot W}{V_{\text{б}} \cdot \gamma_{\text{р}}}, \text{ тг/т}$$

где $C_{\text{бв}}$ – затраты на проходку 1 м³ буровой выработки, тг/м³;

$S_{\text{б}}$ – сечение буровой выработки, м²;

W – ЛНС, м.

Сумма всех затрат по статьям дает себестоимость отбойки 1 т руды:

$$C_{\text{отб}} = C_{\text{в}} + C_{\text{д}} + C_{\text{с}} + C_{\text{м}}, \text{ тг/т}$$

Особенность скважинной отбойки в «зажиме»

Отбойкой в зажиме называется отбойка на контактирующую вплотную с забоем отбитую руду или обрушенные вмещающие породы.

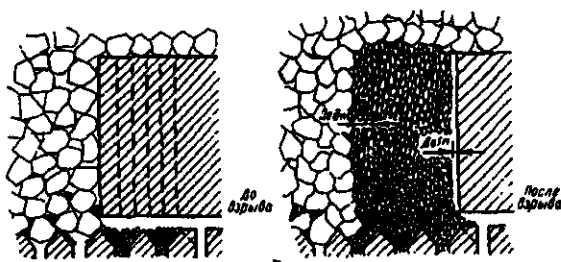
Свободное пространство достигает до 10-20%. Взорванная руда увеличивается в объеме за счет уплотнения зажимающего материала.

Выяснено, что основная энергия прямой волны (75-90%) идет на дробление массива, тогда как при уплотненном материале энергия отраженной волны составляет лишь 10-50% энергии прямой волны.

Следовательно, надо за счет частичного выпуска создавать нормальное разрыхление зажимающего материала перед отбойкой и взрывать лишь такое число рядов при котором этот материал не будет слишком уплотнен.

Смещение зажимающего материала у забоя после взрыва 1 ряда скважин составляет 2-2,5 м и достигает 3 м при взрывании 4-5 ряда.

При взрывании 2 ряда скважин с замедлением массив разрушается ударной волной. Слой руды отрывается от массива и с огромной скоростью ударяется через просвет об уплатнившуюся руду отбитую первым рядом (дополнительное дробление). Этот положительный эффект используется до тех пор, пока образуется просвет и пока противодействие взрывных газов не слишком велико.



Отбойка руды в зажиме

При многорядном взрывании с миллисекундным замедлением происходит соударение летящих кусков, тем самым при отбойке в зажиме улучшается дробление руды по сравнению с открытым очистным пространством.

При отбойке руды в зажиме свойственны следующие недостатки:

- расширяющиеся газы под большим давлением выбрасывают отбитую руду в буровые выработки;
- при взрывании последних рядов (из 5), ударная волна может разрушить массив руды.

Увеличение количества отбиваемых слоев переуплотняет руду (снижает коэффициент разрыхления);

- затрудняет выпуск руды из блока;
- усиливает разрушение нетронутого массива;
- увеличивает выброс руды в выработки;
- не происходит дробления в должной мере.

Расчет толщины отбиваемого слоя исходят из эффекта наилучшего коэффициента разрыхления ($K_p = 1,3-1,5$), тогда очевидно

$$\frac{L + \Delta L}{L} = K_p$$

где L – рациональная толщина отбиваемого слоя;

ΔL – максимально возможное смещение зажимающего материала;

K_p – заданный коэффициент разрыхления.

Отсюда находим:

$$L = \frac{\Delta L}{K_p - 1}$$

При отработке залежи с отбойкой руды в зажиме, не рекомендуются многомесячные перерывы между взрыванием и выпуском руды. В этом случае отбитая масса уплотняется за счет обрушения налегающих пород.

Отбойка в зажиме применяется в мощных и средних залежах с любым углом падения при средней крепости и крепких рудах.

- Преимущества:
- снижение выхода крупных кусков в 1,5-2 раза,
 - нет необходимости в компенсационном пространстве,
 - возможность магазинировать руду,
 - торцовый выпуск руды,
 - исключает проведение выпускных выработок.

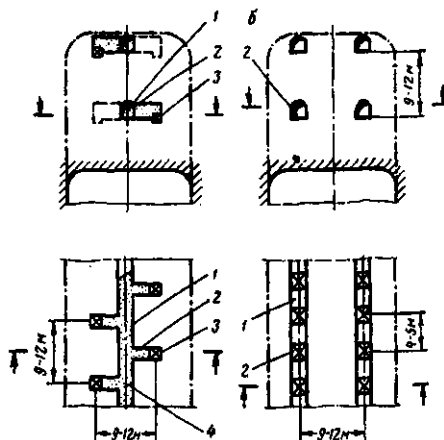
- Недостатки:
- затруднение при выпуске первых доз руды (зависание),
 - выброс руды на буровую выработку.

Отбойка руды камерными зарядами

Минная отбойка руды – это отбойка сосредоточенными зарядами большой массы, размещенных в подготовительно-нарезных выработках.

Отбойка руды производится как на свободное пространство, так и в зажиме. В крепких рудах, мощных залежах и устойчивых руд. Отбивают руду вертикальными или горизонтальными слоями.

- Основные схемы:
- с минными камерами и забуткой,
 - без минных камер и без забутки.



Схемы минной отбойки:

а — с минными камерами; б — без минных камер; 1 — минный орт сечением 1,5х1,8 м; 2 — минные камеры сечением 1,2х1,8 м; 3 — минные колодцы глубиной около 0,5 м; 4 — забутка рудной массой

- Размеры выработок:
- минные орты (штреки) – 1,5 х 1,8 м;
 - минные камеры – 1,2 х 1,8 м;
 - минные колодцы глубиной – 0,5 х 1,0 м.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС) при минной отбойке составляет 8-10 м. В случае принудительной посадки налегающих пород последний ЛНС увеличивают до 14 м и более.

Величина минного заряда равна

$$Q = q W S, \text{ кг}$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³

S – площадь забоя на один ряд, м²;

W – ЛНС

$$S = W^2; \quad S = W a \quad (\text{для одного ряда})$$

$$S = a v \quad (\text{многорядные камеры})$$

a – расстояние между рядами, м;

v – расстояние между камерами.

$$q = q_0 K_c K_y \frac{K_{\text{вв}}}{K_{\text{зар}}} K_{\text{заб}} f(n), \text{ кг}$$

где $q_0 = (0,65-0,75)$ – эталонный расход ВВ, зависит от крепости;

K_c – коэффициент структуры руды;

K_y – коэффициент условий отбойки: (1,0...1,2-одна плоскость, 0,75...0,9-две плоскости обнажения);

$K_{\text{вв}}$ – коэффициент работоспособности ВВ;

$K_{\text{зар}}$ – коэффициент учитывающий способ заряжания:

($K_{\text{зар}} = 1,0$ – уплотненный заряд ВВ,

$K_{\text{зар}} = 0,7-0,9$ – заряд ВВ россыпью,

$K_{\text{зар}} = 0,6-0,85$ – заряд ВВ в мешках);

$K_{\text{заб}} = (1,0-2,0)$ – коэффициент забойки камер;

$f(n) = (0,4-0,8)$ – показатель действия взрыва.

Минная отбойка дешевле шпуровой, иногда и скважинной за счет уменьшения объемов подготовительно-нарезных работ. Применяется в бедных и сильнотрещиноватых рудах.

Недостатки: - неровные контуры выемки,
- увеличение потерь и разубоживания руды,
- нарушение окружающего массива и выработок.

Механические и другие способы отбойки руды

Механическая отбойка руды – это отбойка полезного ископаемого от массива при помощи различных инструментов:

- отбойными молотками,
- горными комбайнами и комплексами,
- врубовыми машинами,
- пиление,
- разрушение бурением (без взрывания).

Отбойка комбайнами и комплексами применяется на калийных и марганцевых рудниках. Отбитая руда грузится на конвейеры, самоходные вагоны и др. средства. Применяются комбайны при естественном поддеожании очистного пространства.

Комплексы включают: комбайн, конвейер и крепь. Руда вынимается под защитой крепи и вслед обрушают кровлю.

- Условия применения: - сравнительно мягкие руды ($\phi = 3-5$),
- угол падения залежи (до $\alpha = 10-15^\circ$),
- малая мощность пласта (не выше комбайна).

Возможны следующие виды рабочего органа комбайнов:

- | | |
|--------------------|-----------------------|
| - роторный | - планетарно-дисковый |
| - барово-цепной | - барабанно-лопастной |
| - шнековый | - фрезерный |
| - корончатый орган | - с гидроударником |
| - комбинированные | |

Вторичное дробление и ликвидация заторов

При наличии в рудной массе негабаритных кусков их разбивают в процессе ее доставки по выработкам выемочного блока (без общешахтного дробления). Вторичное дробление применяют главным образом при взрывной отбойке. Выход негабарита в общем случае составляет до 10-25% в общей массе отбитой руды и зависит от мощности залежи.

Разрушают негабариты преимущественно взрывным способом в:

- очистном пространстве (при возможном доступе).
- выработках для доставки руды (скреперования)
- специальных выработках для вторичного дробления.

Высокий выход негабарита ухудшает:

- технико-экономические показатели работы
- усложняет технологический процесс
- снижает производительность погрузки и транспорта
- повышает себестоимость добычи.

Вторичное дробление негабарита можно классифицировать на следующие способы разрушения:

- Взрывные: - накладными зарядами - гидровзрыванием
- микрочарядами - шпуровыми зарядами
- кумулятивными зарядами - гидрокранированием зарядов

Механический:

- гидроклин (в шпур помещают клин)
- динамические (пневно- или гидробутобоями)
- падающим грузом на стреле.

Термический:

- термитом (смесь алюминия с окисью железа)
- огнеструйными горелками.

Электрофизический

- электрогидравлические разрушители
- токами высокой частоты
- токами промышленной частоты
- нагревом токами промышленной частоты.

Комбинированные :

- ударное и электротермическое воздействие
- механическое воздействие в электромагнитном поле
- сочитание высокотемпературных газовых струй с механическим воздействием.

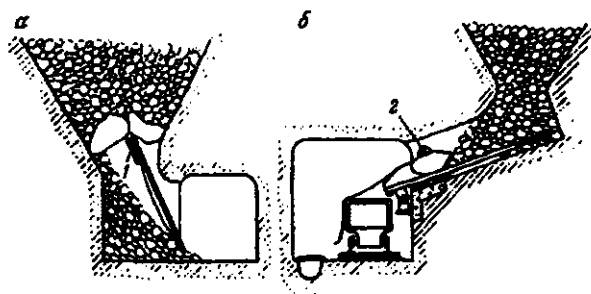
В подземных условиях негабариты преимущественно разрушают взрывным способом. Удельный расход на дробление негабарита составляет:

- накладными зарядами (1,5-2 кг/м³)
- шпуровыми зарядами (0,4-0,8 кг/м³)
- кумулятивными зарядами (0,3-0,4 кг/м³).

Удельный расход ВВ на вторичное дробление от %% выхода негабарита:

%% негабарита	3-4	4-6	7-10	10-15	более 15
Удельный расход, г/т	50	80	100-160	160-200	200-250

Все эти взрывы ВВ вызывают длительную загазованность и значительный разлет кусков.



Взрывание в выпускных выработках:

а — ликвидация затора фугасным зарядом 1; б — дробление негабарита на антропогенном зарядом 2

Ликвидация завесаний осуществляют фугасными зарядами массой 2-10 кг, установленными на шестах. Удельный расход ВВ составляет 20-30 кг/м³, что требует длительного проветривания и разрушает выработки (дучки).

Взрывное дробление негабарита и ликвидация завесаний требует перерыва в технологическом процессе, что ухудшает ТЭП доставки в целом.

Однако вторичное дробление возможно исключить только за счет более тщательного первичного дробления.

В шахтных условиях каждый механизм, погрузочно-доставочный, транспортный или подъемный сосуд требует определенного размера максимального куска руды (породы), поэтому в каком-то месте технологической цепочки требуется дополнительное дробление горной массы.

ТЕХНОЛОГИЯ, МЕХАНИЗАЦИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ ВЫПУСКА, ПОГРУЗКИ И ДОСТАВКИ РУДЫ

Под доставкой руды понимается перемещение рудной массы от забоя до транспортного горизонта. Удельный объем трудовых и материальных затрат на доставку достигает 30-50% от всех очистных.

Производительность доставки обычно определяется интенсивностью очистной выемки и концентрации горных работ, поэтому на доставке требуется минимум затрат и высокая производительность.

Классифицировать способы доставки возможно на:

Самотечные:

- непосредственно по очистному пространству (падает или скатывается)
- по рудоспускам.

Механизированные:

- самоходное оборудование (ПДМ, ПНБ, самоходные вагоны и пр.)
- конвейеры и питатели
- скреперные установки.

Взрывная доставка (отбрасывается взрывом к выпуску)

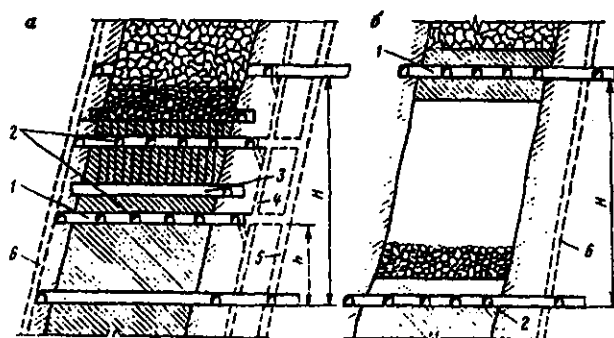
Гидравлическая доставка (смывается водой-пульпа).

В основном применяют самотечную и механизированную доставку. Способ доставки руд тесно связан с системой разработки и выбирается вместе с ней.

Доставку руды чаще всего производят до рудоспусков, далее по собственным весом (тяжести) грузится в вагоны или магистральный конвейер. Рудоспуски могут иметь большие объемы (до нескольких этажей по высоте).

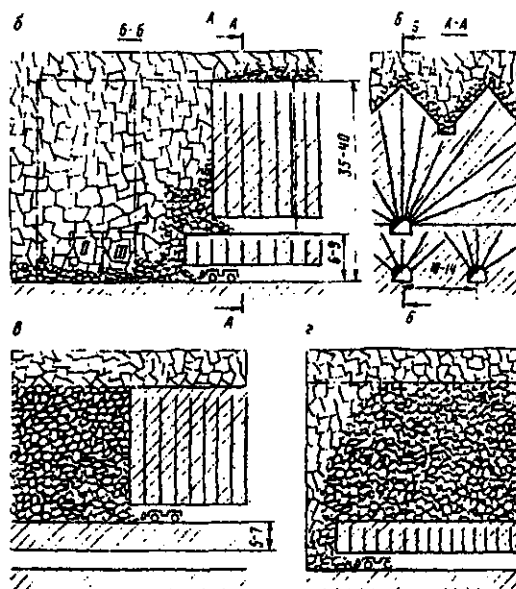
Самотечная доставка руды по очистному пространству осуществляется под действием силы тяжести и перемещается к выпускным выработкам, из которых руду выпускают в вагоны, рудоспуски или выработки доставки.

При донном выпуске руды выпускные выработки сохраняются на весь период отработки блока. Применяют этажный и подэтажный донный выпуск.



Донный выпуск руды:

а- подэтажный, под налегающими породами; б- этажный, при естественном поддержании очистного пространства.



Подэтажный торцевой выпуск руды при малой (а) и увеличенной (б, в, г) высоте подэтажа:

б — послышный выпуск (I, II, III — рядок отбойки); е — массовый (стадия отбойки и частичного выпуска); е — то же. стадия погашения кадистрекового щелка и общего выпуска

Торцовый выпуск руды непосредственно в выработку, по которой доставляют руду механическим способом – самоходным оборудованием или питателями и конвейером. Применяется при отбойке руды в зажиме вертикальными или наклонными слоями.

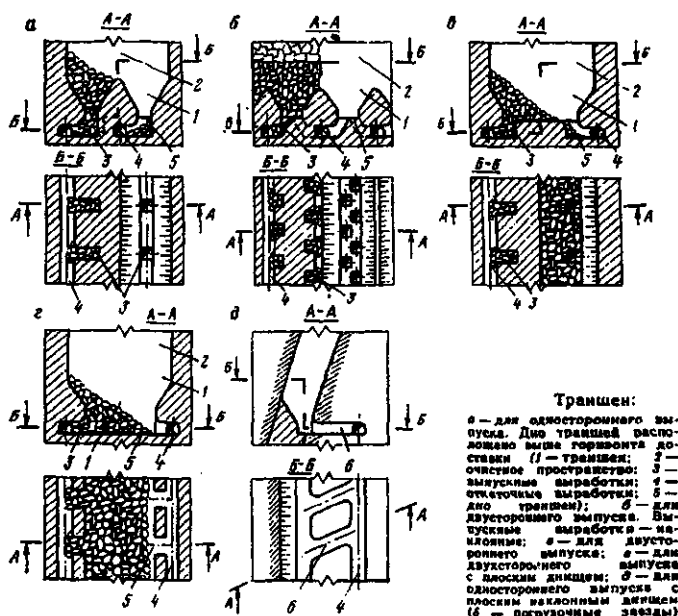
Распространен торцовый выпуск при подъетажной отбойке, хотя и снижаются подготовительно-нарезные работы, но при этом также снижаются показатели извлечения.

Рудодоставочная выработка погашается по мере отбойки горной массы. Толщина взрываемого слоя (6-16 м) с временным козырьком (4-12 м). Угол наклона стенок для удобства скатывания руды должен составлять не менее (45-55°) и (65-80°) при влажной тонкоизмельченной руде. Мощность залежи может быть любой, по падению от вертикальной до крутопадающей. При пологой и наклонной залежи мощность должна быть более 10-15 м.

Самотечная доставка руды по рудоспускам – вспомогательный способ. Их располагают в крепких породах. Диаметр рудоспусков 1,5-3 м (под максимальный диаметр руды). В глубоких рудоспусках диаметр от 3 до 7-8 м. Целесообразно рудоспуски держать в заполненном состоянии, ради сохранения люков и затворов.

Выработки для выпуска руды

При донном выпуске отбитая руда по очистному пространству самотеком поступает в рудоприемные траншеи или воронки, образованные в основании блока, из них в выпускные выработки и далее в люки для погрузки в транспортные сосуды.



Траншея представляет собой опрокинутую трапецию. К основанию траншеи пройдены выпускные выработки. Траншеями вынимают нижнюю часть камер или блока, подсечку осуществляют одновременно с погашением вышележащего запаса или с опережением.

В крутых залежах при наклонном основании блока почва траншеи располагается на уровне механизированной доставки или транспорта руды, выпускают руду из траншей через сбойки — ниши.

Образование траншей. Вначале проводят орт или штрек, из которого пробуривают вертикальный веер скважин и последовательно взрывают на отрезную шель. Иногда из одной выработки образуют две траншеи (штаны).

- Достоинства:
- образование траншей веерами скважин,
 - высокая производительность проведения траншей
 - исключаются трудоемкие работы в узких выработках
 - исключается подсечка камер (блока)
 - снижаются запасы невозможных потерь в целиках.

Рудоприемные воронки применяют главным образом при малой мощности или неустойчивых рудах под целиками. Форма воронок «конус» с углом 50-60*.

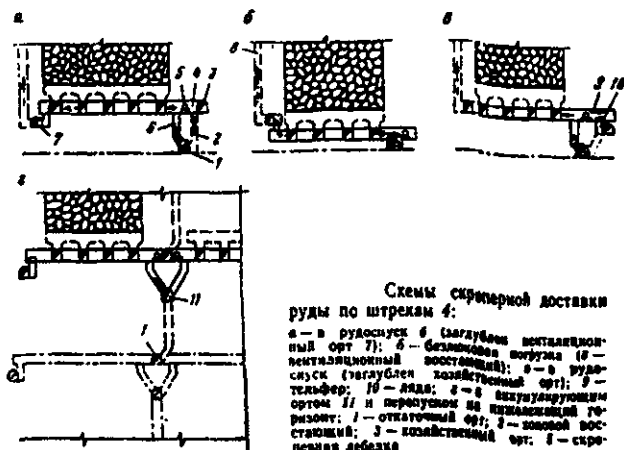
Скреперная доставка руды

Простота устройства, расположение лебедки на значительном удалении от мест взрывных работ, небольшие затраты на монтаж и демонтаж способствовали применению скреперной доставки на очистных работах.

Скреперная доставка руды применяется как в очистном пространстве, так и по скреперным ортам (штрекам), в которые руда поступает под действием силы тяжести.

Руду скреперуют непосредственно в рудоспуски или через полук
загружают в вагоны .

В маломощных залежах, узких скреперных выработках применяют лебедки мощностью 15-30 кВт. На горизонтах выпуска и больших камерах – лебедки на 50-100 кВт.



Схемы скрутирной доставки
руды по штрекам 4:

а - в рудоспуск 6 (заглублен вертикальным орт 7); б - безлинейная погрешка (в спуск заглублен хозяйственный орт); в - рудотельфер; 10 - Аляда; 3-8 вакуумирующий ортом 11 и переключен на нижележащий горизонт; 1 - откачиваемый орт; 3 - концевой составный; 3 - хозяйственный орт. 8 - скрепленная лопатка

При скреперовании по прямой используют двухбарабанные установки, в широких камерах и при угловом скреперовании применяют трехбарабанные установки.

При прямом скрепировании облегчается визуальный контроль за наполнением и его разгрузкой (можно работать и от себя).

В широких камерах – один головной и два хвостовых каната. В очистном пространстве хвостовой канат закрепляют с помощью пневматической пушки и линия, а далее протягивают канат.

Оптимальное расстояние скреперной доставки (20-30 м) в редких случаях (50-80м). Производительность установки зависит от:

- мощности лебедки
- емкости скрепера
- длины скреперования
- выхода негабарита.

$$P = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пр}}}{t_{\text{зав}} + t_{\text{ад}} + t_{\text{д}}}, \text{ т/см}$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин;

$T_{\text{пр}} = (60-80 \text{ мин})$ – среднесменное время простоев;

$t_{\text{зав}}$ – удельные затраты времени на ликвидацию зависаний

$$t_{\text{зав}} = t_{\text{зав}}^* / Q_{\text{з}}, \text{ мин/т}$$

$t_{\text{зав}}^* = 15 \text{ мин}$ – средняя продолжительность ликвидации 1 зависания

$Q_{\text{з}} = (20-200 \text{ т})$ – среднее количество руды выпускаемое между зависаниями;

$t_{\text{ад}}$ – удельные затраты времени дробления негабарита

$$t_{\text{ад}} = \frac{T_{\text{ад}} \cdot n}{100 \cdot p \cdot m}, \text{ мин/т}$$

$T_{\text{ад}} = 10...15 \text{ мин}$ – средняя продолжительность времени при взрывании негабарита

n – выход негабарита, %;

$p = 0,6-0,8$ (400 мм), $p = 0,8-1,2$ (800 мм) – средняя масса негабарита;

$m = 2...4$ – количество взрываваемых негабаритов;

$t_{\text{д}}$ – удельные затраты времени на скреперование

$$t_{\text{д}} = (L / v_{\text{хол}} + L / v_{\text{гр}} + t_{\text{зр}}) / 60 \text{ q}, \text{ мин/т}$$

L – длина скреперования, м;

$v_{\text{хол}} = 1,38 \text{ v}_{\text{гр}}$, м/с – скорость холостого хода;

$v_{\text{гр}} = (0,004 \text{ N} + 1,02)$, м/с – скорость груженного хода;

N – мощность двигателя лебедки, кВт;

$t_{\text{зр}} \sim 20 \text{ с}$ – время загрузки и разгрузки ковша

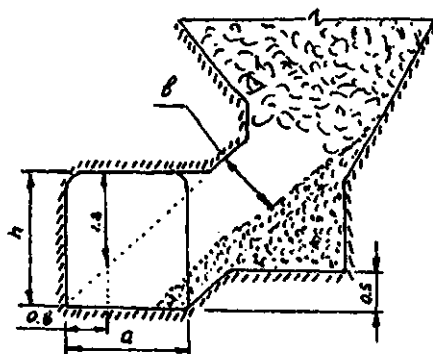
q – грузоподъемность скрепера, т;

$$q = K \cdot V_{\text{с}} \cdot \gamma, \text{ т} \quad \text{или} \quad (q = 0,01 K \cdot N)$$

$K = (0,7...0,8)$ – крупнотемпловой, $K = (0,9...1,1)$ – мелкотемпловой

$V_{\text{с}}$ – вместимость скрепера, м³ ($V_{\text{с}} \sim 0,015 \text{ N}$)

γ – плотность руды, т/м³.



В выпускной выработке (воронке) величина свободного прохода для руды

$$v = c \sin 45^\circ, \text{ м}$$

где $c = (a + h - 2,6)$, м – ширина навала руды;

тогда $v = (h + a) - (0,7 \dots 1,8)$, м

h – высота скреперной выработки, м;

a – ширина полосы движения скрепера, м.

При увеличении ширины скреперной выработки до 3 м проход возрастает до 2-2,5 м.

При безлюковой разгрузке кровля откаточной выработки находится на уровне почвы скреперной выработки.

Достоинства:

- малые затраты на доставку оборудования и его монтаж
- возможность применения при любой крепости, мощности и запасах
- сгущение выпускных отверстий (лучек)

Недостатки:

- малая производительность
- частое расположение рудоспусков
- тяжелый труд скрепериста
- монтажные работы.

Доставка руды самоходными средствами

При погрузке и доставке руды используются самоходное оборудование как рельсовые, так и безрельсовые. В основном применяют следующие машины и комплексы:

1. Погрузочно-доставочные машины
2. Погрузочные в комплексе с автосамосвалами
3. Экскаваторы с автосамосвалами
4. Бульдозеры
5. Самоходные скреперные грузчики
6. Самоходные вагоны в комплексе с погрузочными машинами.

Самоходное оборудование нашло применение:

- при отработке пологих и наклонных залежей с естественным поддержанием очистного пространства;
- на этажном (подэтажном) горизонте при самотечном выпуске руды из камер (блока), при донном или торцовом выпуске;
- при отработке блока горизонтальными слоями.

Самоходные машины выпускают на пневмошинном, гусеничном ходу с дизельным, электрическим или пневматическим приводом.

Особенность современных машин их универсальность.

При дизельном приводе требуется очистка выхлопных газов – увеличение расхода шахтного воздуха.

Электрический привод получает энергию по кабелю, емкость барабана до 200 м, возможно аккумуляторное питание.

Пневмопривод осуществляется по шлангам, малая скорость, невысокий КПД, небольшой радиус действия.

Рабочий орган самоходных погрузочных машин:

- ковшовый или
- загребующими лапами.

Наиболее широкое распространение получили погрузочные машины с загребующими лапами с электрическим приводом сервом ПНБ с парными боковыми лапами и со скребковым конвейером.

Производительность погрузочно-доставочных машин в комплексе определяется

$$P_{\text{пак}} = V_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot K_{\text{зап}} \cdot K_{\text{исп}} \cdot n_{\text{тр}} \cdot \frac{T_{\text{см}}}{t_{\text{п}} + t_{\text{д}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м}}}, \text{ т/см}$$

где $V_{\text{к}}$ – емкость кузова транспортного средства, м^3

$\gamma_{\text{р}}$ – плотность разрыхленной руды, т/м^3

$K_{\text{зап}} = (0,8-1,0)$ – коэффициент заполнения кузова

$K_{\text{исп}} = (0,4-0,6)$ – коэффициент использования машин в течение смен

$$n_{\text{тр}} = \frac{t_{\text{п}} + t_{\text{д}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м}}}{t_{\text{п}}}$$

$t_{\text{п}}$ – продолжительность погрузки транспортного сосуда, мин

$$t_{\text{д}} = \frac{v_{\text{х}} \cdot K_{\text{зап}}}{P_{\text{п}}}$$

$v_{\text{х}} = v_{\text{с}} = 10 \text{ км/ч}$ – скорость движения транспортного сосуда

$P_{\text{п}}$ – производительность грузчика, $\text{м}^3/\text{мин}$

$t_{\text{д}}$ – продолжительность движения транспортного сосуда, мин

$$t_{\text{р}} = 0,06 \left(L / v_{\text{гр}} + L / v_{\text{х}} \right), \text{ мин}$$

L – длина транспортирования, м

$t_{\text{м}}$ – продолжительность разгрузки, мин

$t_m = 1$ мин – продолжительность маневров

$T_{см}$ – продолжительность смены, мин.

Эксплуатационная производительность бункерных ПДМ рассчитывается аналогично предыдущему (см. выше), только приняв:

$T_p = 2-5$ мин, $t_p = 0,1-0,3$ мин, $v_{гр} = v_x = 5$ км/ч, $n_{тр} = 1$

Эксплуатационная производительность ковшовых ПД определяется

$$P_{по} = \frac{60 T_{см} k K_{исп} K_1}{T_{ц}}, \text{ т/см}$$

где k – грузоподъемность машины, т

$K_1 = (0,9-0,95)$ – коэффициент снижения производительности за счет выхода негабарита

$K_{исп} = (0,4-0,6)$ – коэффициент использования машины в смену

$T_{ц}$ – продолжительность цикла, мин

Погрузочные машины на рельсовом ходу в основном используются для проходческих работ – подготовительно-нарезных выработок. Эти машины могут также работать как в очистном, так и на выпускных выработках. Емкость ковша (0,32 и 0,5 м³), мощность пневмодвигателей (26 и 38 кВт), размеры выработки соответственно (2400х 2500 и 3000х 2900 мм).

Выпуск и доставка руды питателями и конвейерами

Питатели, это конвейеры длиной 8-10 м, применяются при взрывной отбойке руды для следующих целей:

1. для донного выпуска руды в вагон, автосамосвал, рудоспуск, конвейер или скреперную выработку;
2. для торцового выпуска руды на конвейер;
3. вместо люка для погрузки руды из рудоспусков в вагон.

Используются в основном вибрационные питатели. В последние годы такие вибропитатели значительно увеличили удельный объем доставки руды. Техническая производительность (150-1500 т/ч), при мощности двигателя (13-30 кВт), массой (0,5-10,3 т).

Применение питателей основано на том, что под действием вибрации, насыпной материал получает свойство текучести, т.к. уменьшается внутреннее трение. Колебания лотка могут быть направленными или подбрасывающими, поэтому зависит от угла наклона лотка (от 14-17* до 22-24*), чем больше угол наклона, тем больше производительность.

Питатели в выработках удерживаются канатами. Привод вибратора – электрический или пневматический. Возможно перемещение массы на подъем (до 5*) при направленных колебаниях.

Рабочий орган питателя прикреплен к резиновым амортизаторам (с необходимым направлением деформации) или к упругим подвескам. Управление вибропитателя – дистанционное.

При лонном выпуске руды вибропитатели непосредственно работают под выпускной выработкой, а негабариты дробят на лотке (питатель под завалом).

Возможна установка одного питателя на две выработки, тогда руда поступает с боков (2-х дучек).

Современные вибропитатели, до полного износа лотка могут пропустить до 150-200 тыс.т. руды.

Положительным является применение виброплощадок устанавливаемых в нишах под выпускными выработками (дучками). Они увеличивают активное сечение, устраняют заторы при расклинке кусков.

Виброкомплексы для выпуска и доставки руды применяются в основном при торцовом выпуске руды. Вибропитатель погружает руду на вибрационный конвейер и далее доставляет до рудоспуска.

Например: Виброкомплекс состоит из питателя ВП-2 и секционного конвейера до 50 м длиной. Такой комплекс имеет производительность до 600т/см, при кусковатости 400-500 мм и выходе негабарита до 5%.

Помимо вибрационных питателей разрабатываются плунжерного действия (периодические). При крепости $f=8-10$, скважинной отбойке ($\Theta=105\text{мм}$), кусках до 1000 мм, производительность достигает – 500 т/см.

Недостатком является большой объем монтажно-демонтажных работ, увеличение прочности конструкций при ликвидации завесаний.

Сравнительная оценка питателей дает преимущество вибрационным, которым свойственна высокая производительность при любых рудах, надежность работы, простота конструкции.

Конвейеры широко применяются при механической отбойке руд, реже при взрывной отбойке. При механической отбойке используют в основном ленточные и скребковые конвейеры. Так на калийных и марганцевых рудах применяют ленты шириной (500-1000мм). При взрывной отбойке применяют главным образом вибрационные конвейеры (реже скребковые и ленточные).

Вибрационные конвейеры загружаются вибропитателями, все они имеют направленные колебания и собираются из секций по 1,5-2 м с индивидуальным приводом или одним приводом на весь конвейер.

В комплексе может быть и виброгрохот над рудоспуском.

Скребковые конвейеры могут работать под завалом в рудах малой и средней крепости. Конвейеры бывают 2-х и 3-х цепные с верхней рабочей ветвью.

Ленточные конвейеры загружаются вибропитателями и работают в основном при крупности до 200 мм неабразивных (мягких) рудах или при крепких рудах предварительно пропущенных через дробилку. Скорость движения ленты – (1-1,5м/с). Использование колесных опор (тележек) позволяет транспортировать руду размером до 1500 мм и достиг производительности до 2500 т/см.

Однако они сложны по конструкции, металлоемки, требуют больших затрат на монтаж, демонтаж и большого сечения выработки. За рубежом применяют ленты с поперечинами из стальных рештак и связанных цепью.

- Достоинства: - высокая производительность,
 - независимость производительности от расстояния,
 - непрерывность работы и удобство автоматизации.

- Недостатки: - дополнительные устройства для загрузки,
 - руды малой и средней крепости,
 - повышенные монтажные работы,
 - загромождает выработку, увеличивается сечение.

Возможность широкого применения повысит перспективу.

Производительность конвейерной доставки

$$P_{\text{кон}} = 3600 \cdot v \cdot p \cdot c \left(B \cdot h + \frac{B^2 \cdot \operatorname{tg} \gamma}{4} \right), \text{ т/ч}$$

где v – скорость движения полотна, м/с;

P – насыпная плотность материала (руды), т/м³;

c – коэффициент наклона (до 10° $c=1$; 10-20° $c=0,9$; »20° $c=0,85$)

B – ширина лотка, м;

H – высота бортов, м;

$\gamma = 30^\circ$ – угол естественного откоса руды (для угля $\gamma=15^\circ$)

Продолжительность доставки руды (смен или час)

$$T_d = Q_p / P_{\text{уст}}$$

где Q_p – количество доставляемой руды, т;

$P_{\text{уст}}$ – производительность установки (конвейера)

Трудовые затраты на доставку

$$T_d = n_{\text{раб}} \cdot t_d, \text{ чел/см}$$

где $n_{\text{раб}}$ – количество рабочих занятых на доставке

Производительность труда рабочих на доставке

$$P_d = P_{\text{уст}} / n_{\text{раб}} = Q_p / T_d, \text{ т/чел-см.}$$

Взрывная доставка руды

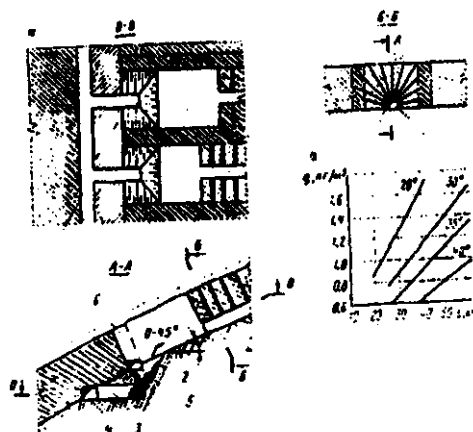
Под взрывной доставкой принято понимать перемещение взорванной руды по пологой или наклонной почве очистного пространства за счет кинетической энергии, полученной в результате взрывания скважин. При этом руда отбрасывается и скатывается к траншеям или воронкам.

Взрывные скважины обычно располагают в слое веером. Бурятся скважины из наклонного восстающего, пройденного в лежачем боку залежи. Отбойка руды послойная, удельный расход ВВ увеличивается на (15-25%).

Взрывную доставку главным образом применяют в залежах (25-40*), когда доступ в очистное пространство – запрещен. Мощность рудного тела колеблется от 3 до 30 м. Дальность доставки при угле (15-20*) – до 40 м, а при угле (30-40*) – 60-80 м.

При соблюдении следующих условий на почве камеры остается минимальное количество руды:

- а/ взрывают по одному вееру, два веера можно взрывать при замедлении 50-100 мс, чтобы руда успела долететь.
- б/ нижние скважины вееров (горизонтальные) должны быть усилены, чтобы создать эффект отброса;
- в/ емкость траншеи (воронок) достаточная, чтобы разместить объем отбитой массы руды;
- г/ оставшаяся на почве камеры руда должна быть убрана перед взрывом.



Взрывная доставка руды:
а — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
б — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
в — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
г — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
д — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
е — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ж — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
з — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
и — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
к — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
л — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
м — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
н — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
о — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
п — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
р — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
с — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
т — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
у — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ф — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
х — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ц — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ч — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ш — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
щ — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ъ — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ы — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
э — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
ю — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды
я — вариант с очисткой лежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды

Очистка почвы камеры осуществляется бульдозерами с дистанционным управлением или скрепером, хвостовой канат которого крепят с помощью пневмопушки.

При крутом падении (более 40°) доставка руды совмещается с самотечной, поэтому технологию БВР можно направить на качественное дробление.

Гидравлическая доставка руды чаще всего используется для зачистки лежачего бока от оставшейся на нем рудной мелочи после самотечной или механизированной, или взрывной доставки.

Руда перемещается за счет энергии напорной струи, выходящей под давлением из насадки гидроманитора. Расход воды — 15-30 м³/ч. Давление воды — 80 Н/см². Пульса стекает в люки, прощивается, а рудная мелочь погружается в вагоны. Производительность гидроустановки до 20-30 т/ч.

$$P = \frac{Q \gamma \sin \alpha}{0.05 L}, \text{ т/ч}$$

где Q – расход воды, м³/ч;
 γ – плотность рудной массы, т/м³;
 α – угол наклона почвы забоя, градус;
 L – расстояние доставки, м.

РАСЧЕТ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ РУДЫ

При расчете себестоимости добычи 1 т (м³) руды необходимо произвести подсчеты затрат на заработную плату, амортизационные отчисления используемого оборудования, затраты на материалы и энергию (сжатый воздух, электроэнергию) по всем видам подготовительных, нарезных и очистных работ, которые определяются по следующим формам (возможный вариант):

1. Заработная плата

Профес- сия рабо- чих	Коли- чест- во	Раз- ряд	Тариф- ная ставка тг	Подготовитель- ные работы		Нарезные работы		Очистные работы			
				Трудо- вые затра- ты чел/см	Затра- ты на 1т(м³) тг	Трудо- вые затра- ты чел/см	Затра- ты на 1т(м³) тг	Трудо- вые затра- ты чел/см	Затра- ты на 1т(м³) тг		
				-----						-----	
				Итого:						-----	

2. Амортизационные отчисления

Наименование оборудования	Количество	Оптовая цена	Амортизационные отчисления %	Подготовительные		Нарезные работы		Очистные работы	
				Годовые отчисления	Затраты на 1 т (м³)	Годовые отчисления	Затраты на 1 т (м³)	Годовые отчисления	Затраты на 1 т (м³)
				тг	тг	тг	тг	тг	тг
				тг	тг	тг	тг		
Итого:									

3. Материалы

Наименование материалов	Количество в единицах (един. изм)	Стоимость в единицах (тг)	Подготовительные работы		Нарезные работы		Очистные работы	
			Сумма расхода	Затраты на	Сумма расхода	Затраты на	Сумма расхода	Затраты на
			тг	1т(м ³) тг	тг	1т(м ³) тг	тг	1т(м ³) тг
Итого:			_____		_____		_____	
Неучтенные материалы (3,5%)			_____		_____		_____	
ВСЕГО:				_____		_____		_____

4. Энергия

Наименование выработ- ки-забоя (механиз- ма)	Стоимость энергии сжатый воздух м ³ /тг электро энергия кВт-ч/тг	Подготовитель- ные работы		Нарезные работы		Очистные работы	
		Расход	Затраты	Расход	Затраты	Расход	Затраты
		м ³ кВт-ч	на 1т(м ³)	м ³ кВт-ч	на 1т(м ³)	м ³ кВт-ч	на 1т(м ³)
Итого:							
ВСЕГО:							

Приблизительный перечень выработок (работ):

Подготовительные работы:

- Откаточный штрек (орт)
- Панельный штрек
- Орт-заезд
- Блоковый восстающий
- Вентиляционный восстающий
- Закладочный восстающий

.....

Нарезные работы:

- Проходка заездов (ниш)
- Скрепеный штрек (орт)
- Подэтажный штрек (орт)
- Восстающий в камере (целике)
- Отрезной восстающий
- Выпускные дучки (траншея)
- Буровая камера
- Буровой восстающий
- Рудоспуск

.....

Очистные работы

- Отрезка панели
- Отработка панели
- Отрезная щель
- Подсечка камеры (целика)
- Отработка камеры
- Выемка целика (потолочины)
- Подсечной слой
- Заходка

.....

Затраты по видам работ

Виды работ (выработки)	Затраты на 1 т (м ³), тг				Итого затрат тг
	Заработная	Амортиза-	Материалы	Энергия	
	плата тг	ционные отчислен. тг	тг	тг	
Подготовительные					
.....					
Итого:					_____
Нарезные					
.....					
Итого:					_____
Очистные					
.....					
Итого:					_____
ВСЕГО:					_____

Итоговая себестоимость 1 т (м³) горной массы (руды)

Виды работ (выра- ботки)	Параметры				Производи- тельность труда т/см(м ³ /см) т/ч (м ³ /ч)	Себестоимость	
	Длина м	Сече- ние м ²	Объем м ³	Извлече- ние руды т/м ³		1т (м ³) горной массы	1т (м ³) руды
Подготовительные							
.....							
Итого:							
Нарезные							
.....							
Итого:							
Очистные							
.....							
Итого:							
ВСЕГО:							

Буду признателен всем, кому оказал посильную помощь!
(от автора)

Литература

1. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985
2. Бейсебаев А.М. и др. Проведение горных выработок. Алматы: ИИА «Айкос», 1999
3. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. М.: 1989
4. Горногеологический справочник по разработке рудных месторождений. Том 1, Алматы, 1997
5. Донченко А.С. и др. Справочник механика рудной шахты. Т. 1 и 2. М.: Недра, 1991
6. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М.: Недра, 1984
7. Каретников В.Н. и др. Справочник. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. М.: Недра, 1989
8. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. М.: МГИ, 1992
9. Малахов Г.М. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений. М.: Недра, 1968
10. Насонов И.Д. и др. Технология строительства подземных сооружений. М.: Недра, 1992
11. Справочник инженера-шахтостроителя. Т. 1 и 2. М.: Недра, 1972

Муртазин М.М.

**ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТЫ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Пособие для бакалавров специальности «Горное дело»

Сдано в печать 10.11.08. Формат 60х84/16. Печать офсетная. Заказ 554.

Отпечатано в ТОО «Издательская компания «Раритет»
050022, г. Алматы, ул. Масанчи, 98.
Тел. 8(727) 2606 708, 292 88 36.