

Министерство образования Российской Федерации
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В.Плеханова
(технический университет)

И.Е. ДОЛГИЙ, А.А. СИЛАНТЬЕВ

ОСНОВЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

*Допущено Учебно-методическим объединением
вузов Российской Федерации по образованию
в области горного дела в качестве учебного пособия
для студентов вузов, обучающихся по специальности
«Экономика и управление на предприятии
горной промышленности» и «Менеджмент организации»
направления подготовки дипломированных специалистов
«Экономика и управление»*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2003

УДК 622.016.222.01 (075.80)

ББК 33

Д 64

Определены основные термины и понятия горного дела и механики горных пород. Комплексно рассмотрена технология проведения горных выработок различного назначения в породах различной крепости. Приведены основные характеристики материалов для крепи горных выработок и другой справочный материал.

Учебное пособие предназначено для студентов специальностей 060800 «Экономика и управление на предприятиях» и 061100 «Менеджмент организаций».

Научный редактор проф. А.Г.Протосеня

Рецензент проф. Н.Д.Цхадая (УГТУ).

Долгий И.Е.

Д 64. Основы горного производства: Учеб. пособие / И.Е.Долгий, А.А.Силантьев. Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). СПб, 2003. 96 с.

ISBN 5-94211-186-3.

УДК 622.016.222.01 (075.80)

ББК 33

ISBN 5-94211-186-3

© Санкт-Петербургский горный
институт им. Г.В.Плеханова, 2003 г.

ВВЕДЕНИЕ

Обновление материально-технической базы народного хозяйства России невозможно без ускоренного развития топливно-энергетического потенциала страны и, в частности, горной промышленности, зависящей, в первую очередь, от эффективности горного производства. Горное производство – это комплекс инженерно-технических и экономических решений по строительству и эксплуатации горных предприятий, обеспечивающих народное хозяйство страны необходимыми природными ресурсами. Нормальная эволюция горного производства по добыче полезных ископаемых, рациональное использование горных машин и безопасное ведение горных работ на действующих горных предприятиях немыслимы без проведения подготовительных выработок в объемах, соответствующих производительности горного предприятия. Решающее значение в настоящее время приобретает надежная комплексная оценка технологического потенциала горных предприятий. Выявленные при этом скрытые возможности могут обеспечить конкурентоспособность горного предприятия, выполнение жестких требований к его реструктуризации и социально-экономическому развитию.

Учебное пособие соответствует действующей программе курса «Основы горного производства» для студентов очного и заочного обучения по специальностям экономического профиля.

В пособии обобщен передовой отечественный и зарубежный опыт проведения и крепления горных выработок.

1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНОЛОГИЯ

1.1. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Полезное ископаемое – природное минеральное образование земной коры, которое представлено в виде пластов или других геометрических форм и может быть использовано в сфере материального производства.

Месторождение – естественное скопление полезного ископаемого в земной коре, которое по качественным и количественным показателям и условиям залегания пригодно для промышленного освоения.

Пласт – геологическое тело, сложенное однородной осадочной породой, ограниченное двумя приблизительно параллельными поверхностями и занимающее значительную площадь. Пласт (или залежь полезного ископаемого иной формы) имеет три измерения: длину, ширину и толщину, которые соответственно называются простиранием, падением и мощностью.

Линия простирания пласта – линия, образующаяся при пересечении плоскости пласта с горизонтальной плоскостью (рис.1, а, плоскость АБ).

Линия падения – линия, образующаяся при пересечении плоскости пласта с вертикальной плоскостью (рис.1, а, плоскость ВГ).

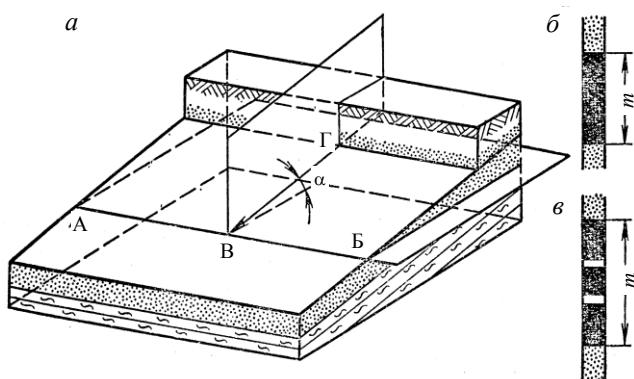


Рис.1. Элементы залегания пласта

Падение

пласта

характеризуется углом падения α , который образуют линия падения и ее проекция на горизонтальную плоскость (рис.1, а).

Положение пласта (залежи) в толще пород определяется двумя параметрами: азимутом, т.е. углом между линией простирания АБ и магнитным меридианом С – Ю (рис.2), углом ω и углом падения α .

Кровля пласта – толща пород, залегающих над пластом полезного ископаемого. **Почва пласта** – толща пород под пластом.

Мощность пласта m (см. рис.1, б) – расстояние между почвой и кровлей пласта по нормали.

Различают пласти простого и сложного строения. Пласт простого строения состоит только из полезного ископаемого (см. рис.1, б), пласт сложного строения разделяется на отдельные слои (пачки) с прослойками породы (рис.1, в).

Свита пластов – несколько пластов, залегающих в определенной толще вмещающих пород.

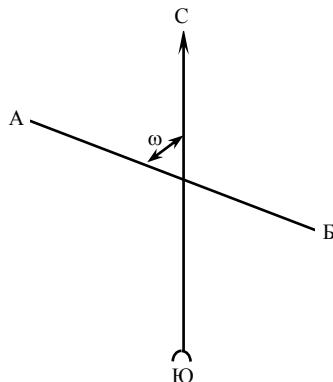


Рис.2. К определению положения пласта в толще земной коры

1.2. ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ

Горные работы – работы по выемке полезного ископаемого или породы.

Горные выработки – полости, которые образуются в толще земной коры в результате ведения горных работ. Горные выработки весьма разнообразны по своей форме, размерам, назначению и расположению в пространстве (рис.3). Горные выработки, предназначенные для подготовки и разработки полезных ископаемых подземным способом, по расположению в пространстве разделяются на вертикальные, горизонтальные и наклонные (рис.4).



Рис.3. Классификация горных выработок

Перечислим виды **вертикальных горных выработок**:

- шахтные стволы (рис.4, поз.1 и 2) – вертикальные выработки, имеющие непосредственный выход на дневную поверхность и предназначенные для обслуживания подземных работ. Различают главные, вспомогательные и вентиляционные;
- гезенк (рис.4, поз.3) – выработка, не имеющая непосредственного выхода на дневную поверхность и предназначенная для спуска полезного ископаемого с верхнего горизонта на нижний, для передвижения людей, канализации воздуха и пр.;
- шурф (рис.4, поз.4) – выработка небольшого сечения глубиной до 50-60 м, имеющая выход на дневную поверхность и

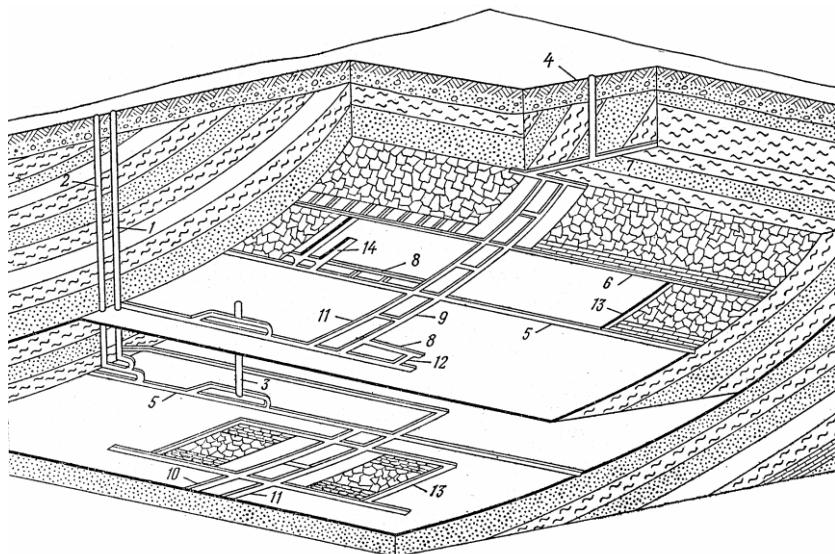


Рис.4. Расположение горных выработок

предназначенная для разведки полезного ископаемого или обслуживания подземных работ;

- скважина – выработка, пройденная выбуриванием горных пород, имеет круглое сечение диаметром от 0,04 до 2 м.

Среди **горизонтальных горных выработок** выделим следующие:

• штрек (рис.4, поз. 5) – выработка, не имеющая выхода на дневную поверхность и проводимая по простирианию пласта или залежи полезного ископаемого. В зависимости от назначения штреки подразделяются на откаточные (5) и вентиляционные (6), которые, в свою очередь, могут быть пластовыми и полевыми;

• квершлаг (рис.4, поз.7) – выработка, не имеющая выхода на дневную поверхность и проводимая по породам вкrest простириания или под углом к простирианию месторождения. Откаточные и вентиляционные квершлаги выполняют те же функции, что и штреки;

- просек (рис.4, поз.8) – выработка, проводимая параллельно штреку по пласту полезного ископаемого и используемая для проветривания штреков при их проведении и для транспортировки полезного ископаемого;

- штольня – горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на дневную поверхность и предназначенная для вскрытия месторождения, целей вентиляции, водоотлива и разведки;

- орт – выработка, не имеющая выхода на дневную поверхность, проводимая в толще полезного ископаемого и служащая для соединения штреков, проведенных у кровли и почвы пластов.

В группу **наклонных горных выработок** входят следующие:

- наклонный ствол – наклонная выработка, имеющая выход на дневную поверхность и предназначенная для вскрытия месторождения и обслуживания подземных работ;

- бремсберг (рис.4, поз.9) – выработка, не имеющая выхода на дневную поверхность, расположенная по падению пласта или пород и предназначенная для спуска различных грузов при помощи механических устройств;

- уклон (рис.4, поз.10) – выработка, не имеющая выхода на дневную поверхность, пройденная по падению пласта или пород и предназначенная для подъема различных грузов с нижних горизонтов на верхний;

- ходок (рис.4, поз.11) – выработка, проводимая параллельно уклону или бремсбергу на расстоянии 20-30 м и предназначенная для проветривания, перевозки людей и грузов;

- печь (рис.4, поз.12) – выработка, проводимая по восстанию пласта и предназначенная для проветривания, передвижения людей, транспорта грузов и подготовки очистного забоя (разрезная печь);

- лава (рис.4, поз.13) – выработка, имеющая забой значительной протяженности, перемещающийся в результате ведения работ (вымески полезного ископаемого).

- околоствольный двор (руддвор) – комплекс выработок (служебные камеры, участки квершлагов или штреков и др.),

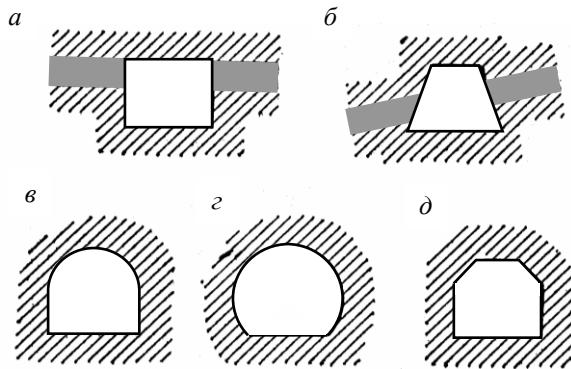


Рис.5. Поперечные сечения горных выработок

расположенных около шахтных стволов и предназначенных для обслуживания подземных горных работ.

Формы поперечного сечения выработок зависят от физико-механических свойств пород, срока службы, назначения, а также свойств материала крепи.

Наиболее распространенной формой поперечного сечения вертикальных стволов является круглая, реже прямоугольная или квадратная. В качестве крепи применяют монолитный бетон, железобетонные стальные или чугунные тюбинги (для стволов круглой формы поперечного сечения) и дерево для стволов прямоугольной и квадратной форм поперечного сечения.

Горизонтальным и наклонным выработкам при деревянной крепи придают форму прямоугольника или трапеции (рис.5, а, б), при бетонной – сводчатую форму (рис.5, в); при металлической – арочную (рис.5, г), при сборной железобетонной – полигональную (рис.5, д).

Выработки должны иметь такую площадь поперечного сечения, которая обеспечила бы перемещение по ним воздуха со скоростями, не превышающими допустимые по правилам безопасности:

Выработка	Скорость, м/с
Стволы для спуска-подъема: грузов	12

людей	8
Квершлаги, вентиляционные штреки, капитальные бремсберги, уклоны	8
Прочие горные выработки, проводимые по углю и породе	6
Лавы (рабочее пространство очистных забоев)	4

Для облегчения выбора размеров поперечного сечения выработок проектными организациями разработаны типовые сечения горизонтальных и наклонных горных выработок практически для любых горно-геологических условий, видов крепи и транспортного оборудования.

Шахта (рудник) – горное предприятие, осуществляющее добычу угля, руд инерудных полезных ископаемых подземным способом. Понятием шахта объединяют наземные сооружения и совокупность подземных горных выработок.

Шахта «Распадская» (Кузбасс) – самая крупная среди угольных шахт России – имеет проектную мощность 7,5 млн т в год; годовая проектная мощность железнорудной шахты «Гигант» (Кривой Рог) 12 млн т. Наибольшая глубина ведения горных работ по добыче угля достигнута в Индии (1600 м), добыча железных руд в Кривом Роге в ближайшие годы будет производиться на глубинах более 1500 м.

Самые глубокие шахты в мире по добыче золота, серебра и алмазов находятся в Индии («Чемпион-Риф») и ЮАР («Витватерсланд» и др.); их глубина достигает 4,5-5 км.

Шахтное поле – часть месторождения, отведенная для разработки одной шахте. Границами шахтного поля являются условные поверхности, ограничивающие его по простирианию и падению ([рис.6](#)). В случае негоризонтального залегания обычно различают границы по восстанию (верхняя граница), падению (нижняя граница) и простирианию (боковые границы).

Шахтное поле имеет два размера: длину по простирианию и ширину по падению. Длина шахтного поля по простирианию достигает 20 км, по падению 4-5 км.

При подземных горных работах из угля и вмещающих пород в горные выработки выделяется газ метан. Различают обычное,

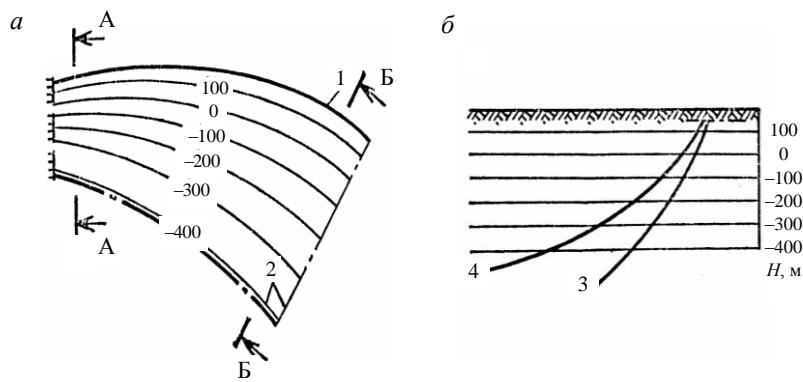


Рис.6. Шахтное поле: *а* – план; *б* – вертикальный разрез вкрест простирания

1 – выход пласта под наносы; 2 – границы шахтного поля; 3 – по линии А–А';
4 – по линии Б–Б'

суфлярное и внезапное выделения метана. Шахты в зависимости от метанообильности разделяются на пять категорий. Критерием для та

кого деления является относительная метанообильность, т.е. количество метана, выделяющегося в сутки на 1 т среднесуточной добычи. Согласно § 182 «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах» [22], шахты классифицируются следующим образом:

Категория шахты по метану	Относительная метанообильность, м ³ /т
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
Сверхкатегорные Опасные по внезапным выбросам	15 и более; опасные по суфлярным выделениям Шахты, разрабатывающие пласты, опасные или угрожаемые по внезапным выбросам угля и газа; шахты с выбросами породы.

2. ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Механика горных пород – научная дисциплина, занимающаяся изучением физико-механических свойств горных пород и явлений, происходящих в массиве горных пород при производстве горных работ.

2.1. ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Горные породы в природе не являются абсолютно монолитными, так как часть их объема составляют поры, каверны и трещины различных форм и размеров.

Пористость горных пород η – объем всех пустот в породе

$$\eta = V_{\text{п}} / V,$$

где $V_{\text{п}}$ – объем пор; V – объем всей породы.

Пористость может быть определена коэффициентом пористости

$$\varepsilon = \frac{V_{\text{п}}}{V_m} \cdot 100,$$

где V_m – объем скелета породы.

Обе эти зависимости взаимно связаны:

$$\eta = \frac{\varepsilon}{1 + \varepsilon}; \quad \varepsilon = \frac{\eta}{1 - \eta}$$

Пористость присуща всем горным породам. Пористость магматических пород 1-3 %; известняков и песчаников 5-20 %; песков 25-35 %; глин и лесса 40-45 %.

Объемный вес породы γ – вес единицы объема абсолютно сухой породы при данной ее пористости. *Удельный вес* породы δ – вес единицы объема скелета породы в воздухе при отсутствии пор.

Взаимозависимость пористости объемного и удельного веса можно представить в виде

$$\eta = \frac{V_{\text{п}}}{V} \cdot 100 = \frac{\delta - \gamma}{\delta} \cdot 100 = (1 - \frac{\gamma}{\delta}) \cdot 100 .$$

Разрыхляемость горных пород – увеличение объема горной породы после отделения от массива по сравнению с ее объемом в массиве. Она характеризуется коэффициентом разрыхления

$$K_p = V_p / V ,$$

где V_p – объем горной породы в разрыхленном состоянии.

Влажность горных пород – количество воды, содержащейся в их порах, трещинах и других полостях. Различают весовую (W_v) и объемную (W_V) влажность

$$W_v = \frac{P_v}{Q_{\text{ск}}} \cdot 100 ; \quad W_V = \frac{V_v}{V_{\text{ск}}} \cdot 100 ;$$

где P_v – вес воды в порах; V_v – объем воды в порах; $Q_{\text{ск}}$ – вес скелета горной породы; $V_{\text{ск}}$ – объем скелета горной породы.

С точки зрения задач проведения и крепления горных выработок особенно важными свойствами горных пород являются прочность и стойкость.

Прочность горных пород – их свойство в определенных условиях и пределах, не разрушаясь, воспринимать те или иные воздействия (нагрузки). Прочность горных пород определяет в известной мере характер проявления горного давления при их обнажении. В качестве критерия прочности (крепости) горной породы принимают коэффициент крепости Протодьяконова

$$f = \sigma_{\text{пч.сж}} / 100 ,$$

где $\sigma_{\text{пч.сж}}$ – предел прочности рассматриваемой породы на одноосное сжатие, МПа, $\sigma_{\text{пч.сж}} = P / F$; P – разрушающая нагрузка, Н; F –

площадь среднего сечения образца, см^2 , $F = (\sqrt[3]{V})^2$, V – объем образца, см^3 .

Стойкость горных пород – изменение их прочности с течением времени. Относительная стойкость горных пород может быть выражена через обобщенный коэффициент стойкости, который показывает снижение их временного сопротивления на сжатие за единицу времени (месяц, год) после обнажения горной выработкой

$$K_{\text{об}} = \frac{\sigma_{\text{сж}} - \sigma'_{\text{сж}}}{\sigma_{\text{сж}}},$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ и $\sigma'_{\text{сж}}$ – сопротивление сжатию извлеченной породы сразу после обнажения и через определенный промежуток времени соответственно, МПа.

2.2. ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

Горным давлением называют силы в породах, окружающих горную выработку. Основной причиной горного давления являются силы тяжести, вследствие которых породный массив находится в напряженном состоянии.

В нетронутом массиве, до проведения горных выработок, горные породы находятся в равновесном объемном напряженном состоянии (рис.7), т.е. деформации по граням рассматриваемого кубика отсутствуют, что может быть выражено уравнением полной относительной деформации по

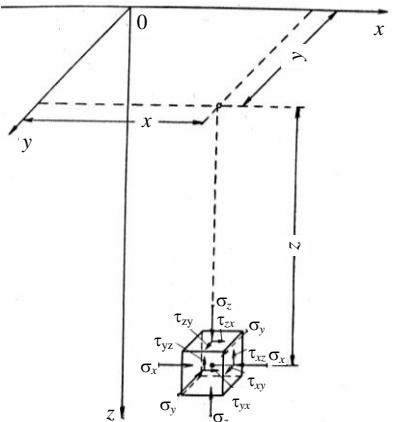


Рис.7. Схема к определению напряженного состояния массива горных пород

какому-либо боковому направлению:

$$\frac{\sigma_z}{E} - \mu \frac{\sigma_x}{E} - \eta \frac{\sigma_y}{E} = 0, \quad (1)$$

где σ_z , σ_x , σ_y – нормальные напряжения по соответствующим осям координат, МПа; μ – коэффициент Пуассона; E – модуль упругости, МПа.

Проведение подземных выработок вызывает изменение силового поля, характеризующего напряженное состояние пород. В процессе перераспределения напряжений возникающие силы стремятся перейти в новое состояние равновесия, вызывая при этом те или иные деформации пород. Из уравнения (1) получим

$$\sigma_x = \frac{\mu}{1-\mu} \sigma_z,$$

где $\mu/(1-\mu) = \lambda$ – коэффициент бокового распора.

Размеры и очертание зоны разрушения или пластического течения породы зависят от соотношения вертикального и бокового давлений. Эту зону называют зоной пониженных напряжений. Характер распределения напряжений вокруг выработки может быть установлен аналитически или экспериментально.

Задача о распределении напряжений вокруг горизонтальной выработки круглого, эллиптического и прямоугольного поперечных сечений была решена А.Н.Динником, А.Б.Моргаевским и Г.Н.Савиным на основе теории упругости. Было установлено, что распределение напряжений вокруг выработки зависит от формы и размеров ее поперечного сечения. В кровле и почве выработок возникают растягивающие напряжения –

$$\sigma_{\min} = K_1 \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H,$$

где K_1 – коэффициент концентрации растягивающих напряжений.

В боках выработки наблюдается увеличение сжимающих напряжений:

$$\sigma_{\max} = K_2 \gamma H ,$$

где K_2 – коэффициент концентрации снижающих напряжений.

Максимальная концентрация напряжений приурочена к углам выработки, где при угле 90° они могут достигать бесконечно больших значений. Концентрация напряжений вокруг выработки ограничивается некоторой зоной, размеры которой не превышают $(3\div 5)a$, где a – наибольший линейный размер сечения.

Коэффициент концентрации напряжений – отношение напряжения, возникающего после проведения выработки, к первоначальному. Обычный диапазон его значений 1,3-3.

2.3. УСТОЙЧИВОСТЬ ОБНАЖЕНИЙ ПОРОД В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Обнажениями пород в горизонтальных и наклонных выработках являются их кровля, почва и бока, а в вертикальных – стенки.

Зоны, в которых происходит перераспределение напряжений после проведения выработок, могут иметь различное очертание, которое зависит от физико-механических свойств пород, характера их залегания, глубины и геометрии выработки. Напряжения в этих зонах могут превзойти предел прочности пород, вследствие чего происходит их разрушение. Для этих зон характерно постепенное уменьшение степени их разрушения и увеличение напряжений в направлении от контура выработки в глубь массива. Эти зоны называют областями пониженных напряжений (по П.М.Цимбаревичу), или областями неупругих деформаций (по К.В.Руппенейту). Вследствие образования области неупругих деформаций на ее границе происходит новое перераспределение напряжений. За ее пределами возникает область повышенных напряжений, которая дальше вверх переходит в область, в которой напряжения соответствуют первоначальным (рис.8). Таким образом, напряжения на контуре выработки практически равны нулю, а на границе области

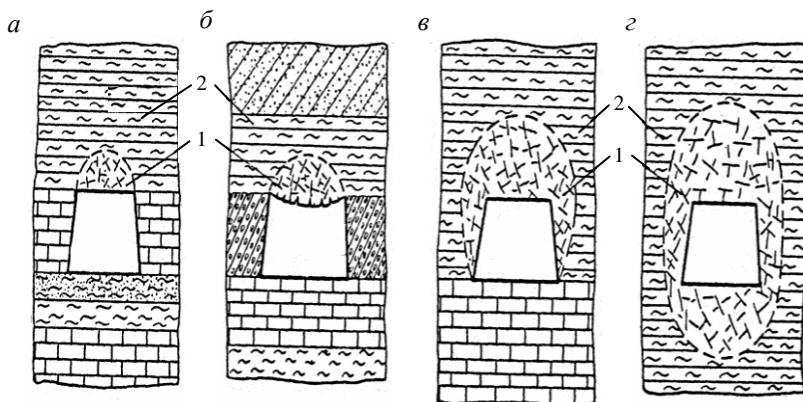


Рис.8. Области пониженных (1) и повышенных (2) напряжений вокруг горизонтальной выработки в зависимости от места залегания неустойчивых пород:
а и б – в кровле; в – в кровле и боках; г – в кровле, боках и подошве

неупругих деформаций превышают первоначальные, свойственные нетронутому массиву.

Возможны следующие условия образования областей пониженных и повышенных деформаций:

1. Породы кровли выработки неустойчивы, а породы боков и подошвы устойчивы. В этом случае

$$K_1 \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H > \sigma_{\text{пч.р}}; \quad K_2 \gamma H < \sigma_{\text{пч.сж}},$$

где K_1 и K_2 – коэффициенты концентрации соответственно растягивающих и сжимающих напряжений; $\sigma_{\text{пч.р}}$ и $\sigma_{\text{пч.сж}}$ – пределы прочности пород соответственно при растяжении и сжатии.

2. Породы в кровле и боках выработки неустойчивые. Тогда

$$K_1 \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H > \sigma_{\text{пч.р}}; \quad K_2 \gamma H < \sigma_{\text{пч.сж}},$$

и область неупругих деформаций распространяется как на кровлю, так и на бока выработки (рис.8, в).

3. Породы в кровле, боках и подошве выработки неустойчивые, и область неупругих деформаций распространяется во все стороны от выработки (рис.8, 2).

2.4. РАСЧЕТ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

Гипотезами горного давления называют научно обоснованные предположения о его проявлении в массиве пород, главным образом, в зонах тех или иных горных выработок. Проблемами расчета горного давления для тех или иных горно-геологических и горно-технических условий занимались М.М.Протодьяконов, П.М.Цимбаревич, В.Д.Слесарев, А.Н.Динник, А.Б.Моргоевский, С.Г.Лехницкий, Г.Н.Савин, А.Г.Протосеня, А.Н.Ставрогин, К.А.Ардашев, И.В.Баклашов, Б.А.Картозия, Н.С.Булычев, И.Л.Черняк, Г.Л.Фисенко, А.Лабасс, Р.Квапил и др.

Некоторые из предложенных гипотез обеспечили создание простых инженерных методов расчета, дающих приемлемые для практики решения отдельных задач горного давления.

В настоящее время широкое развитие получили теории горного давления, в основе которых лежат строгие методы механики сплошной среды, позволяющие решать задачи, связанные с проявлениями горного давления на более высоком уровне.

Гипотеза Протодьяконова предполагает, что над выработкой образуется свод естественного равновесия AOB (рис.9), и на крепь выработки давление оказывает лишь порода, находящаяся внутри

этого свода. Свод должен находиться в равновесии, т.е. сумма моментов относительно любой точки (например, точки M) должна быть равна нулю.

$$P \frac{x}{2} - Ty = 0$$

Решая уравнение относительно y , получим уравнение параболы $y = Px^2 / 2T$. Это уравнение в точке A приобретает вид:

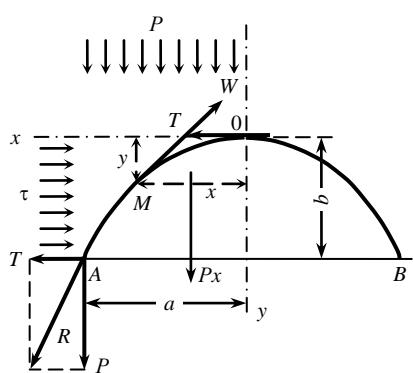


Рис.9. Расчетная схема определения горного давления на кровлю горизонтальной выработки по гипотезе Протодьяконова

$$b = \frac{pa^2}{2T}.$$

При несвязных рыхлых породах устойчивость свода будет наибольшей при $b = a/f$, где a – полупролет свода, м; f – коэффициент внутреннего трения.

Давление на крепь

$$P = \frac{4}{3} ab\gamma = \frac{4}{3} \frac{a^2}{f} \gamma.$$

Для крепких, скальных пород коэффициент внутреннего трения соответствует коэффициенту крепости пород.

В настоящее время для определения величины горного давления для конкретных горно-геологических условий пользуются рекомендациями СНиП 3.02.03-84 «Подземные горные выработки» [27], в которых учтены последние достижения в области механики горных пород.

3. ГОРНАЯ КРЕПЬ

3.1. ТРЕБОВАНИЯ К ГОРНОЙ КРЕПИ И ЕЕ ВИДЫ

Горная крепь, ее несущая способность, тип и размеры выбираются в зависимости от направления и величины горного давления, назначения выработки, срока ее службы, экономических соображений и других факторов. В соответствии с этим горная крепь должна удовлетворять определенным требованиям. Назовем основные:

- прочность и устойчивость;
- минимальное заполнение сечения выработки;
- обеспечение необходимого срока службы;
- небольшое аэродинамическое сопротивление;
- возможность механизации возведения крепи и изготовления ее элементов;

- минимальные расходы на изготовление, транспортирование, установку и ремонт;
- безопасность в пожарном отношении;
- при необходимости водонепроницаемость, возможность повторного использования и другие специальные требования.

Горную крепь классифицируют по следующим признакам:

- виду выработок – крепь капитальных, подготовительных и очистных выработок;

• положению выработок в пространстве – крепь горизонтальных, вертикальных и наклонных выработок;

• конструктивным признакам – крепь сплошная, рамная, анкерная;

• материалу – крепь деревянная, металлическая, бетонная, железобетонная, смешанная;

• характеру работы – крепь жесткая и податливая;

• условиям работы – крепь обычная и специальная.

Крепь, узлы и элементы которой обеспечивают определенную податливость при сохранении заданной несущей способности, называют податливой.

Правильно выбранная крепь должна обеспечивать устойчивость выработки, причем сумма первоначальной стоимости крепи и последующих затрат на поддержание выработки в эксплуатационном состоянии за все время ее существования должна быть наименьшей.

Для примера определим, какой крепью (бетонной или металлической) целесообразно крепить квершлаг длиной L при сроке службы t . Пусть стоимость 1 м проведения квершлага и крепления его бетонной крепью C_b , металлической C_m , а стоимость поддержания 1 м в год C_b^1 и C_m^1 соответственно.

Закрепить квершлаг бетонной крепью выгоднее, если суммарные затраты окажутся ниже, чем при металлической крепи, т.е. $C_b L + C_b^1 L t < C_m L + C_m^1 L t$, откуда

$$t > \frac{C_b - C_m}{C_m' - C_b}.$$

Из неравенства следует, что бетонная крепь экономичнее, если срок службы квершлага в годах будет больше указанного отношения стоимостей.

3.2. МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ГОРНОЙ КРЕПИ

Для изготовления горной крепи применяют обычно те же материалы, что и для строительства сооружений на земной поверхности. Вместе с тем специфические условия горных выработок (различный характер проявления горного давления, воздействие подземных вод, влияние шахтной атмосферы и др.) предъявляют к материалам повышенные требования.

Для изготовления несущих конструкций крепи, как правило, используют дерево, металл, естественные и искусственные камни, бетон и железобетон, а в качестве вспомогательных материалов – различные изделия из сортовой стали (скобы, крюки, болты и пр.), изоляционные материалы, некоторые химические реагенты (хлористый кальций, жидкое стекло) и др.

Лесоматериалы. Горная промышленность является одним из главных потребителей древесины хвойных (сосна, лиственница, ель и др.) и лиственных (дуб, бук, граб и др.) пород.

Срок службы деревянной крепи в шахте зависит от породы древесины, влажности и условий проветривания. Срок службы сосновой крепи 1-2 года, в хороших условиях до 5 лет, дубовая крепь сохраняет эксплуатационные качества в 2 раза дольше.

Срок службы деревянной крепи увеличивается, если крепь изготовлена из качественного и сухого леса, а выработки интенсивно проветриваются. Кроме того, хороший эффект дает антисептирование древесины.

Для снижения огнеопасности древесину пропитывают огнезащитными составами (антиприренами) или покрывают торкретбетонами. В качестве антиприренов применяют фосфорнокислый и сернокислый аммоний.

Металл. Для изготовления горной крепи преимущественно применяют черные металлы: сталь и чугун. Из стали изготавливают основные, несущие нагрузку элементы крепи – арматуру железобетонных конструкций и анкеры (прокатные профили),

отдельные элементы крепи (листы и полосы), различные конструктивные элементы (хомуты, скобы, болты, гайки, подвески и пр.). В отдельных видах горной крепи используется металлическая сетка. На [рис.10](#) представлены основные виды проката для изготовления крепи.

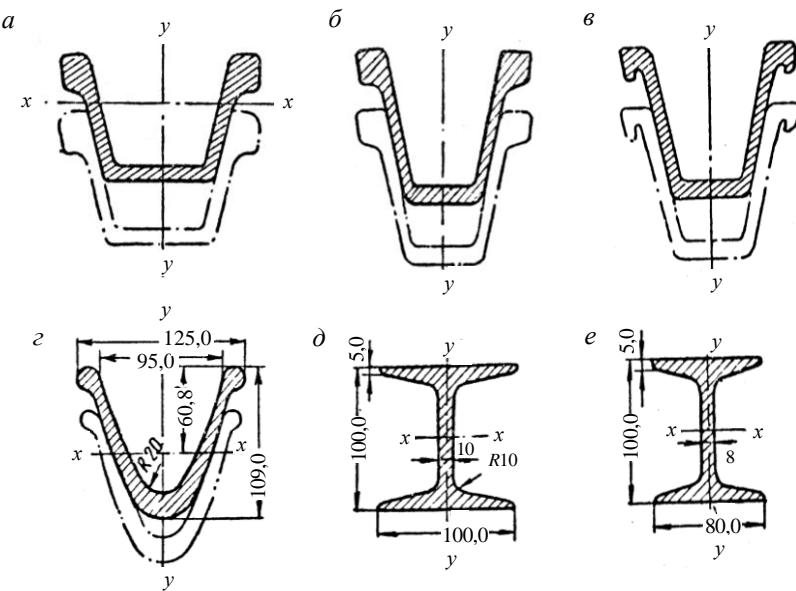


Рис.10. Специальный стальной прокат для горной крепи: а – спецпрофиль СП (подтипы А и Б); б и в – спецпрофиль взаимозаменяемый с желобчатыми фланцами (СВПЖ); г – взаимозаменяемый V-образный спецпрофиль; д и е – широкополочный двутавр 100 × 100 и 100 × 80 мм соответственно

Чугун по сравнению со сталью обладает большей стойкостью против коррозии. В основном, он идет на изготовление тюбингов, служащих для крепления выработок, строящихся в сложных горно-геологических условиях.

Вяжущие вещества. Для возведения крепи необходимы порошкообразные материалы, образующие при затворении водой пластичные массы, которые в результате происходящих при этом физико-химических процессов способны затвердевать, превращаясь в искусственный камень.

При подземных горных работах применяют гидравлические (способные твердеть как на воздухе, так и под водой) вяжущие – различные цементы (портланд-цемент, глиноземистый, шлаковый портланд-цемент, пущалановый, расширяющийся цемент и безусадочный).

Растворы. При возведении горной крепи и других подземных работах обычно применяют цементно-песчаные растворы – смеси в определенных пропорциях одного или нескольких вяжущих веществ с мелким заполнителем (песком), хорошо перемешанные и затворенные водой.

Бетоны. Эти каменные материалы получают в результате затвердения смеси из вяжущего (цемента), крупного и мелкого заполнителя и воды. Состав бетона в общем виде выражается соотношением 1 : А : Б, которое обозначает, что на одну часть массы или объема цемента приходится А соответствующих частей песка и Б частей щебня или гравия. Обязательной характеристикой бетона является водоцементный фактор (В/Ц), выражающий отношение массы воды к массе цемента. Наилучшим водоцементным отношением следует считать 0,2-0,3.

В зависимости от условий работы крепи, ее возведения или изготовления отдельных элементов в некоторых случаях применяют специальные бетоны, к которым относятся быстротвердеющий бетон, торкретбетон, набрызгбетон, пластбетон, сталебетон и др. К составляющим, используемым для приготовления бетона, предъявляются определенные требования, предусматриваемые соответствующими ГОСТами.

Железобетон – материал, состоящий из бетона и введенной в него стальной арматуры, работающих в конструкции совместно. Такие конструкции способны вынести значительные сжимающие, изгибающие, а в некоторых случаях и растягивающие нагрузки.

Естественные и искусственные камни. Для изготовления крепи искусственные камни (кирпич, бетониты, цементные блоки, шлакоблоки, силикатные камни и др.) применяют значительно реже, чем дерево, металл или бетон.

В настоящее время появляются новые материалы для изготовления крепи: стекловолокнистый анизотропный материал (СВАМ), а также материал на основе пластбетона, самонапряженного железобетона, прессованной древесины, углепласти и др.

3.3. ВИДЫ КРЕПИ

Металлическая крепь. В горизонтальных выработках металлическая крепь применяется в виде трапециевидных и бочкообразных рам (рис.11), арок и колец, которые могут быть жесткими, шарнирными и податливыми. Кровлю и бока

выработки затягивают тонким круглым лесом, распилами, досками, железобетонными затяжками или металлической сеткой. Арочная податливая крепь из спецпрофиля (СВП), как правило, предназначена для крепления подготовительных выработок в условиях преимущественно вертикального неустановившегося горного давления (рис.12).

Кольцевая жесткая крепь (рис.13, а) из

дутавровых балок № 14-20 или железнодорожных рельсов состоит чаще всего из трех или четырех элементов. Кольцевая податливая, шарнирная крепь (рис.13, б и в) и шарнирно-податливая (рис.13, г) изготавливается из стали специального профиля. Такая крепь хорошо работает в условиях значительных всесторонних нагрузок, в том числе при пучащих породах почвы.

Каменная и бетонная крепь. Эти виды крепи применяют для крепления горных выработок с большим сроком службы и при значительном горном давлении вне зоны влияния очистных работ (выработки и камеры околоствольных дворов, капитальные квершлаги и др.). При большом вертикальном горном давлении основной формой крепи является сводчатая с вертикальными стенами

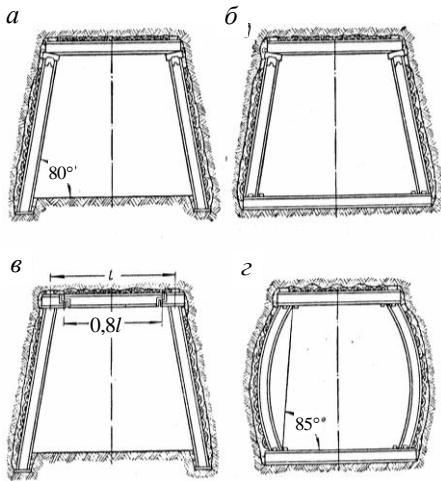


Рис.11. Металлические рамы

(рис.14). Основными частями такой крепи являются свод 1, стены 2 и фунда

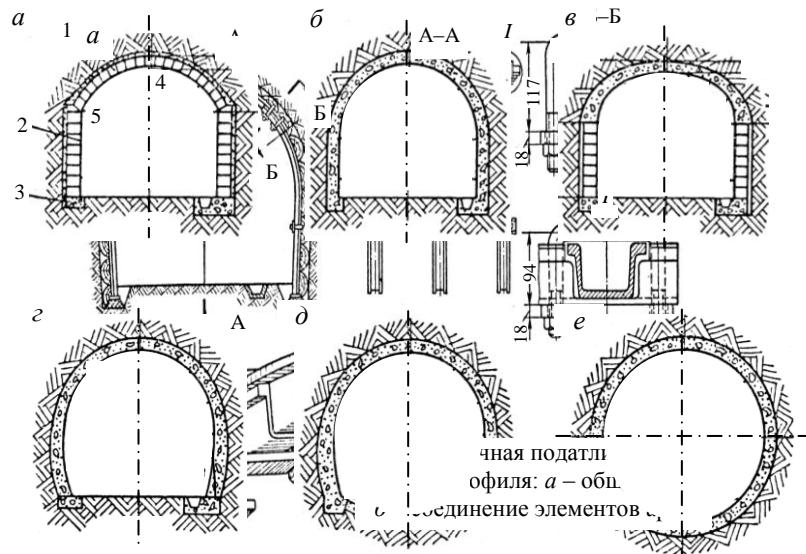


Рис.14. Формы поперечного сечения выработок при бетонной и каменной *б*

a

б

б

г

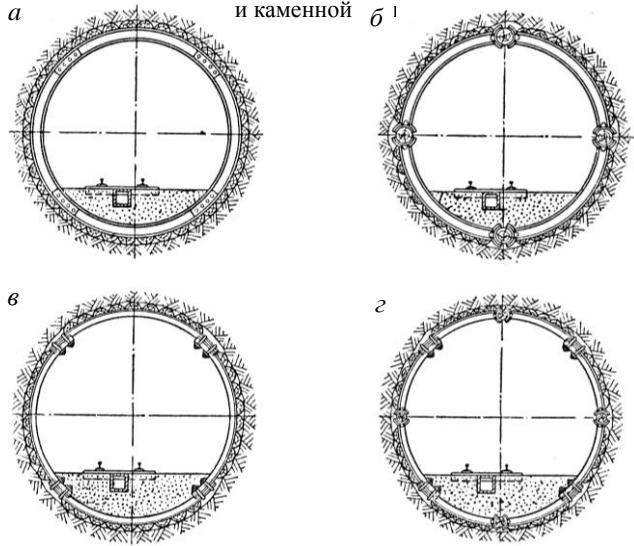


Рис.13. Кольцевая крепь

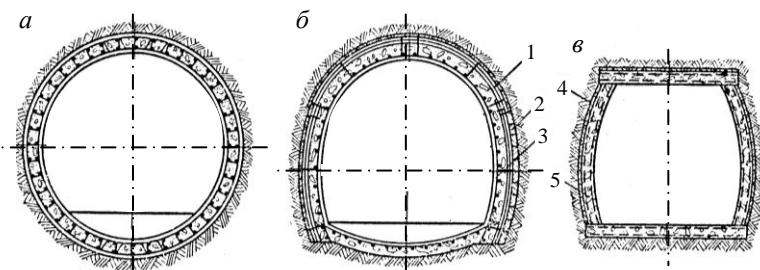


Рис.15. Монолитная железобетонная крепь: а – кольцевая с гибкой арматурой, б – подковообразной формы со смешанной арматурой, в – бочкообразная с жесткой арматурой, 1 – арка из спецпрофиля, 2 – железобетонные затяжки, 3 – гибкая арматура, 4 – двутавровые элементы рамы, 5 – железобетонные затяжки

Толщину стены принимают равной толщине свода или на 20-30 % больше. Пространство между крепью и породой (закрепное пространство) забечивают кусками породы и заливают цементно-песчаным раствором с соотношением 1 : 5 или 1 : 7.

Монолитная железобетонная крепь. Этот вид крепи применяется в наиболее ответственных капитальных горных выработках или на участках при больших нагрузках (рис.15). Железобетонная крепь обычно имеет сводчатую или кольцевую форму поперечного сечения. При возведении крепи может применяться гибкая жесткая и смешанная арматура.

Достоинствами монолитной железобетонной крепи являются большая несущая способность, монолитность, хорошее сцепление с окружающими породами и возможность придания выработкам любой формы поперечного сечения. Вместе с тем, возведение такой крепи весьма трудоемко, оно требует значительного расхода металла и отличается высокой стоимостью.

Сборная железобетонная крепь. Эта крепь способна воспринимать горное давление почти сразу после ее установки, поэтому во многих случаях временной крепи не требуется. Этой крепью можно крепить выработки различной формы поперечного сечения. Она может быть жесткой и податливой. Ее элементы изготавливают индустриальным способом на заводах

железобетонных конструкций из обычного и предварительно напряженного железобетона.

К настоящему времени разработано и испытано множество конструкций железобетонной крепи для различных горно-геологических условий (рис.16-18). Установка крепи может осуществляться вручную (при массе ее элементов до 80 кг) или с применением крепеустановщиков.

Анкерная (штанговая) крепь. Этот вид крепи принципиально отличается от других тем, что устойчивость обнажений обеспечивается не за счет возведения поддерживающих конструкций, а за счет увеличения несущей способности прилегающих к выработке пород путем скрепления их отдельных слоев штангами, помещаемыми тем или иным способом в специально пробуренных шпурах (скважинах). По роду материала различают штанги металлические, деревянные, железобетонные, с химическим закреплением и др.

Условия работы штанговой крепи весьма разнообразны, но можно выделить три наиболее характерных случая:

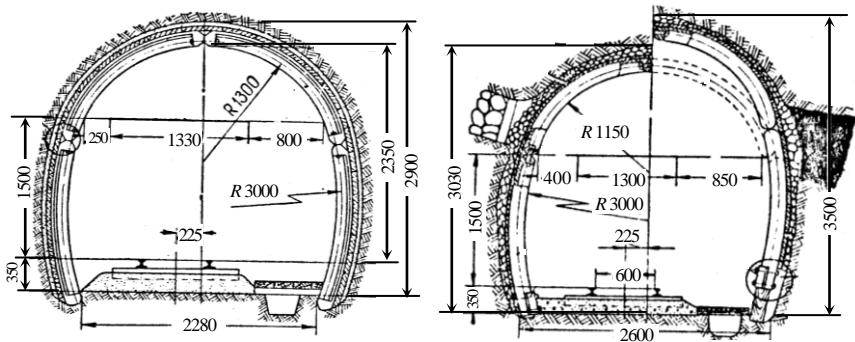


Рис.16. Железобетонная арочная шарнирная крепь

Рис.17. Железобетонная арочная податливая шарнирная крепь

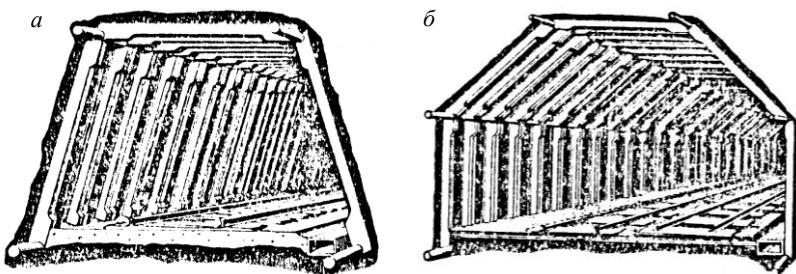


Рис.18. Сборная железобетонная крепь УРП: *а* – трапециевидная, *б* – полигональная

- слой малоустойчивой породы незначительной мощности «подшивается» штангами к устойчивой кровле ([рис.19, а](#));
- несколько слоев породы небольшой мощности «сшиваются» штангами в одну пачку ([рис.19, б и в](#));
- однородная трещиноватая порода «прошивается» штангами, вследствие чего повышается ее устойчивость ([рис.19, г](#)).

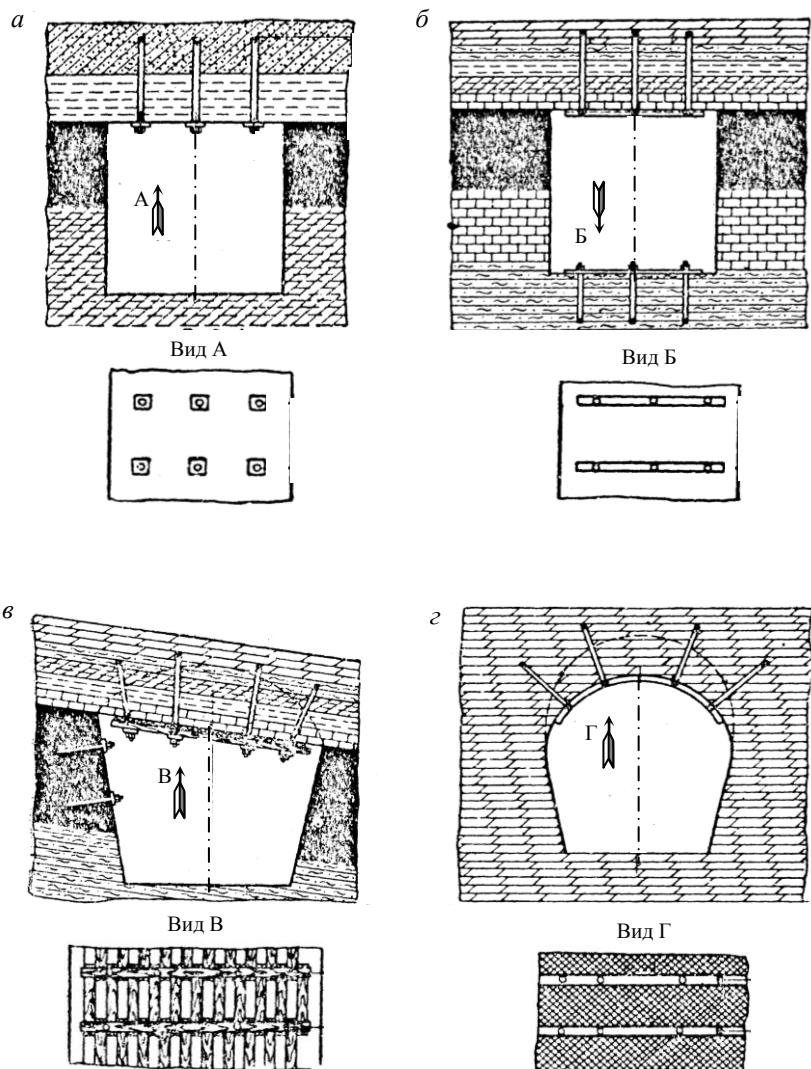
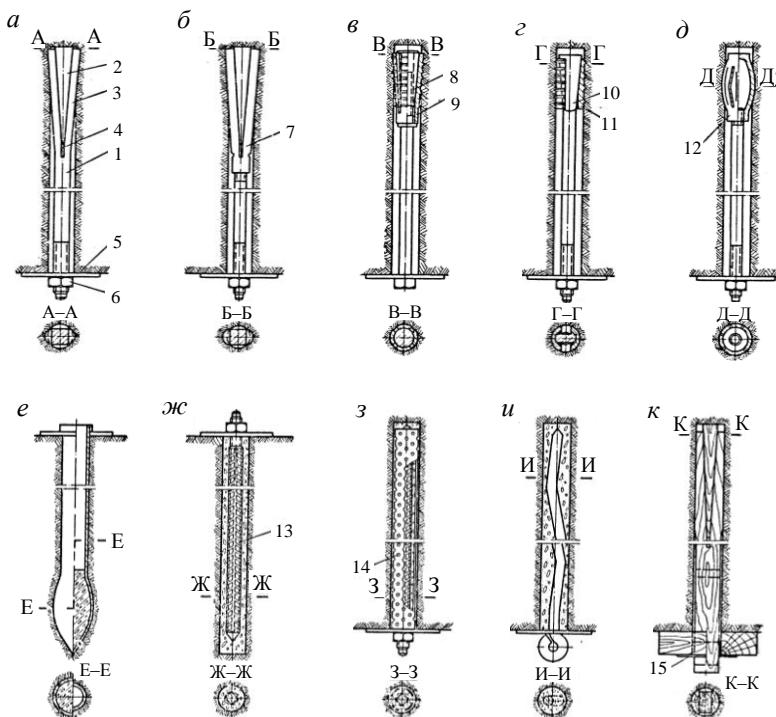


Рис.19. Штанговая крепь: а – штанги с опорными плитками в кровле, б – штанги с металлическими подхватами в кровле и лежнями в подошве, в – штанги с деревянными подхватами и затяжкой в кровле и штанги в боках, г – штанги с металлическим арочным подхватом и с затяжкой из сетки

Надежная работа штанг обеспечивается их прочным закреплением в скважине. Наиболее часто встречающиеся конструкции штанг представлены на [рис.20](#).



[Рис.20.](#) Конструкции штанг: *а* – металлическая клинощелевая; *б* – металлическая клинощелевая со съемной головкой; *в* и *г* – металлическая распорная со съемной и с клиновой головкой соответственно; *д* – металлическая стержневая штанга, закрепляемая с помощью взрыва; *е* – металлическая трубчатая штанга с заполнением камуфлетом бетоном; *ж* и *з* – железобетонные с арматурой; *и* – железобетонная с гладкой арматурой волнистого очертания; *к* – деревянная клинощелевая

1 – стержень штанги; 2 – клин; 3 – усы замковой части; 4 – щель; 5 – опорная плитка; 6 – гайка; 7 – съемная головка увеличенного диаметра; 8 – съемная конусная головка; 9 – четырехлепестковая не полностью разрезанная гильза с ребристой наружной поверхностью; 10 – клиновая головка; 11 – двухлепестковая разъемная гильза; 12 – съемная головка с каналом для заряда ВВ; 13 – арматура периодического профиля; 14 – металлическая перфорированная обойма; 15 – металлическая фасонная шайба

Штанговая крепь может применяться практически в любых горно-геологических условиях как самостоятельно, так и в сочетании с обычными видами крепи или с торкретированием кровли и боков выработки по металлической сетке или без нее.

3.4. ОБЩИЕ ТРЕБОВАНИЯ К РАСЧЕТУ КРЕПИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Для расчета крепи необходимо определить размеры поперечного сечения выработки в свету (S_{cb}) и вчерне (S_{bc}) и установить величину и характер давления горных пород. Для каждого вида крепи составляется расчетная схема, отражающая конструкцию крепи и действующие на нее нагрузки.

Металлические арки в зависимости от их конструкции обычно рассчитывают по схемам двух-, трех- или пятишарнирных арок или по соответствующим соотношениям вертикальной и боковой нагрузок. Методами строительной механики вычисляют изгибающие моменты и нормальные силы в различных сечениях по периметру арки. Поперечное сечение элементов крепи определяют по формуле сжатия с изгибом для точек с наименее выгодным сочетанием изгибающего момента и нормальной силы.

При расчете монолитной железобетонной крепи, установив величину и характер горного давления и задавшись предварительно толщиной свода и стен, находят изгибающие моменты и нормальные силы в характерных точках периметра крепи. По известным усилиям находят необходимое количество рабочей арматуры. Если оно превышает 2 %, то для уменьшения напряжения в сечении крепи изменяют ее очертание или толщину.

Сборная железобетонная крепь обычно рассчитывается как шарнирная конструкция. В этом случае после определения усилий в элементах крепи от принятых расчетных нагрузок и установления размеров ее поперечного сечения и количества рабочей арматуры производится поверочный расчет стыков в узлах сопряжения.

Расчет анкерной (штанговой) крепи включает уточнение схемы работы штанг в конкретных условиях, выбор типа штанг,

длины и диаметра стержня штанги, расчет несущей способности стержня штанги по прочности при растяжении, расчет параметров замка штанги и проверку его несущей способности, определение сетки расположения штанг, проверку устойчивости нижней пачки пород в промежутке между штангами.

4. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. ВЫБОР ФОРМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Форма поперечного сечения выработок должна соответствовать величине и направлению горного давления, сроку службы, конструкции крепи и габаритам подвижного оборудования с учетом безопасных зазоров согласно требованиям Правил безопасности.

При малом сроке службы (до 5 лет) и небольшом горном давлении применяется деревянная трапециевидная, прямоугольная, косоугольная и полигональная крепь. При длительном сроке службы выработок в качестве материала крепи используют металл, бетон, камень, железобетон. Наиболее распространенные формы поперечного сечения металлической крепи – трапециевидная, арочная и круглая.

Бетонная и каменная крепь обычно имеет сводчатую или подковообразную форму поперечного сечения.

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок в свету крепи зависят, главным образом, от назначения выработки, размеров вагонеток и электровозов, числа рельсовых путей, ширины конвейера, расстояния между крепью выработки и наиболее выступающей частью подвижного состава или конвейера, способа передвижения людей, количества проходящего по выработке воздуха для проветривания.

Расстояния от наиболее выступающих частей вагонетки или электровоза до крепи выработки установлены Правилами безопасности: не менее 0,25 м при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи и не

менее 0,2 м при сплошной бетонной, железобетонной и каменной крепи; зазор между вагонетками (или электровозами) в двухпутевых выработках 0,2 м.

В выработках, по которым производится откатка грузов в вагонетках, для передвижения людей оставляется с одной стороны свободный проход шириной не менее 700 мм на высоте выработки не менее 1,8 м.

В выработках, оборудованных конвейерами, проход с одной стороны должен быть не менее 0,7 м, а с другой – 0,4 м; зазор от верхней выступающей части конвейера до верхняка должен быть не менее 0,5 м. Ширина проходов у натяжных и приводных головок не менее 0,6 м.

В местах посадки людей в пассажирские поезда по всей длине поезда должен оставаться свободный проход между крепью и наиболее выступающими частями поезда шириной не менее 1 м.

Устройство проходов для людей между путями запрещается.

В местах, где производятся маневровые работы, погрузка и перегрузка угля, а также сцепка и расцепка вагонеток, расстояние от крепи до наиболее выступающей кромки подвижного состава должно быть по 0,7 м с обеих сторон.

Если контактный провод для электровоза подвешен ближе к одной из сторон выработки, то свободный проход для людей должен устраиваться на противоположной стороне этой выработки.

Ширина междупутья (расстояние между осями двух параллельных путей) при двухпутевой выработке должна быть такой, чтобы зазор между встречными электровозами (вагонетками) по наиболее выступающим частям был не менее 0,2 м.

На закруглениях и в местах укладки стрелок величина зазоров между подвижным составом и крепью, а также ширина междупутья должны быть увеличены в зависимости от радиуса закругления и жесткой базы подвижного состава следующим образом:

Грузоподъемность вагонетки, т	1	2	3	5
Радиус закругления, м	12/15	12/15	15/20	15/20
Уширение, мм	300/300	300/300	420/300	300/150

Примечание. В числителе и знаменателе – для однопутевых и двухпутевых выработок соответственно.

Высота выработок в свету считается от уровня балласта. Высота откаточных этажных штреков в свету должна быть не менее 1,9 м, а промежуточных – не менее 1,8 м.

При откатке контактными электровозами расстояние от головки рельсов до контактного провода при механической доставке людей принимается в основных выработках не менее 1,8 м. На площадках и в выработках для хождения людей 2 м; в выработках околосвольного двора до места, где начинается посадка людей в вагонетки, 2,2 м. Расстояние от контактного провода до крепи кровли выработки должно быть не менее 0,2 м. Для сохранения указанных зазоров на весь срок службы выработок размеры их поперечных сечений при проведении должны быть увеличены в соответствии с последующим их уменьшением под влиянием горного давления.

Для перехода от размеров сечения выработки в свету крепи к размерам в проходке при деревянной крепи необходимо к ширине выработки в свету прибавить толщину крепи и 100 мм (по 50 мм с каждой стороны) на затяжку, а к высоте в свету – толщину крепи в кровле и 50 мм на затяжку и 300 мм на выемку балласта.

Полученные размеры поперечного сечения выработок в свету должны быть проверены по скорости движения воздуха, необходимого для проветривания. Согласно § 34 Правил безопасности, сечения главных вентиляционных выработок (квершлагов, штреков, бремсбергов, уклонов и др.) должны быть в свету не менее $4,5 \text{ м}^2$ при деревянной и металлической крепи и не менее 4 м^2 при каменной и бетонной. Сечение участковых вентиляционных штреков и людских ходков, служащих для вентиляции, должно быть не менее $3,7 \text{ м}^2$.

Скорость движения струи воздуха в квершлагах, главных откаточных и вентиляционных штреках, капитальных бремсбергах и уклонах не должна превышать 6 м/с, а в остальных выработках 8 м/с.

Проверку сечения выработки по скорости воздушной струи можно произвести по формуле

$$v = \frac{Q}{S} \leq v_1,$$

где v – скорость воздушной струи при данных размерах поперечного сечения выработки, м/с; Q – количество воздуха, проходящего по выработке, м³/с; S – сечение выработки в свету, м²; v_1 – допустимая скорость воздушной струи по Правилам безопасности для данной выработки, м/с.

4.2. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

Проведение выработок слагается из выемки полезного ископаемого или породы, погрузки их и возведения крепи. Эти проходческие процессы называют основными. Для их осуществления необходимо выполнение ряда вспомогательных процессов (проветривание, транспорт, водоотлив, освещение, прокладка труб, кабелей и др.). При комплексной механизации работ необходимо, кроме основных, механизировать и вспомогательные процессы.

В зависимости от принятого способа организации работ основные проходческие процессы выполняют последовательно или параллельно, т.е. совмещая во времени.

Совокупность основных проходческих процессов, необходимых для подвигания выработки на заданную величину за определенный промежуток времени, называется проходческим циклом, а время, в течение которого производятся операции цикла, – продолжительностью цикла. Например, при проведении квершлага цикл слагается из бурения и взрывания шпуров, проветривания призабойного пространства, погрузки породы, крепления и настилки пути.

Продолжительность цикла выбирают с расчетом выполнения его в целое число смен или выполнения в смену целого числа циклов. Вспомогательные процессы выполняются параллельно с основными и на продолжительность цикла влиять не должны.

Продолжительность цикла или число циклов в сутки и подвигание забоя за цикл определяют скорость проведения выработки:

$$L = l_{\text{ц}} n_{\text{ц}} N,$$

где L – скорость проведения выработки, м/месяц; $l_{\text{ц}}$ – подвигание забоя за цикл, м; $n_{\text{ц}}$ – число циклов в сутки; N – число рабочих дней в месяце.

Работа по графику цикличности обеспечивает повышение производительности труда, лучшее использование механизмов и оборудования, внедрение передовых методов работ.

Работы по проведению выработок ведутся комплексными бригадами, состоящими из проходчиков различной квалификации.

При шестичасовом рабочем дне число рабочих смен в сутки равно четырем.

Результаты работы оцениваются для всей бригады, а заработка распределяется между членами бригады пропорционально тарифным ставкам и отработанному времени.

При проведении подготовительных выработок иногда применяют многозабойный метод, когда одна проходческая бригада выполняет работы в течение смены в двух или более забоях. При этом повышается эффективность проходческого оборудования и производительность труда.

5. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ОДНОРОДНОЙ КРЕПКОЙ ПОРОДЕ

5.1. БУРОВЗРЫВНОЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ

Основным способом проведения выработок по крепким породам до сего времени является буровзрывной.

При буровзрывном способе квершлаги и штольни проводят сплошным или уступным забоем в зависимости от размеров поперечного сечения. При поперечном сечении до 15-17 м² выработку целесообразно проводить сплошным забоем. В этом

случае основные процессы проходческого цикла выполняют последовательно или частично совмещают.

Квершлаги с поперечным сечением более 17 м^2 можно проводить с разделением забоя на уступы, обычно на два. Площадь забоя опережающего уступа, как правило, составляет около 40 % всей площади поперечного сечения квершлага. В каждом уступе выполняется свой проходческий цикл, организационно увязанный с работами, выполняемыми в другом уступе. При проведении выработки уступным забоем возможно совмещение основных процессов проходческих циклов в том и другом уступах (забоях). Например, в одном уступе производится бурение шпуров, в другом – погрузка породы.

При проведении квершлагов по крепким породам буровзрывным способом в состав проходческого цикла входят следующие основные процессы:

- буровзрывной комплекс (бурение шпуров, заряжание и взрывание);
- приведение забоя в безопасное состояние;
- проветривание после взрывных работ;
- погрузка породы;
- настилка постоянного пути;
- возведение крепи.

Одновременно с основными выполняются вспомогательные процессы: прокладка труб и кабелей, возведение временной крепи и др.

При проведении горных выработок буровзрывным способом взрывные работы должны обеспечить:

- заданные форму и размеры поперечного сечения выработки;
- равномерное дробление породы, обеспечивающее производительную ее уборку погрузочными машинами;
- сосредоточенный отброс породы от забоя на дорогу погрузочной машины;
- высокий коэффициент использования шпуров, обеспечивающий заданное по паспорту подвигание забоя.

Эти требования в достаточной мере обеспечиваются правильным выбором типа ВВ, величины и конструкции заряда ВВ в

шпуре, глубины шпуров, числа и расположения их в забое, а также бурильных машин и установочных механизмов.

Напомним, что в шахтах, опасных по газу и пыли, допускаются только предохранительные ВВ, причем они делятся на допущенные для взрываия по углю и породе и только по породе. Кроме того, область применения отдельных ВВ ограничивается категорией шахты по газу.

Взрывание в шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только электрическое и только при помощи гремучертутно-тетриловых детонаторов мгновенного действия. Короткозамедленные электродетонаторы (ЭДКЗ) разрешается применять на шахтах всех категорий по газу, в том числе на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа. ЭДКЗ приобретают широкое распространение во всех странах мира.

Расчет зарядов ВВ в шпурах. Для наиболее эффективного использования ВВ необходимо правильно определить величину удельного расхода ВВ, т.е. количество ВВ, потребное для взрываия 1 м³ породы в массиве.

Удельный расход ВВ на 1 м³ породы изменяется в широких пределах и зависит, в основном, от качества ВВ, физико-механических свойств пород, площади поперечного сечения выработки, качества забойки и заряжания шпуров, наличия дополнительных плоскостей обнажения в забое и пр.

Подсчет расхода ВВ на 1 м³ породы в массиве по известным эмпирическим формулам дает весьма приближенные результаты, поэтому на практике его обычно устанавливают опытным путем или берут по таблицам, составленным на основании опытных взрывов, произведенных в конкретных горно-геологических условиях ([табл.1](#)).

Таблица 1

**Расход ВВ (62-процентного труднозамерзающего динамита)
на 1 м³ породы в массиве при одной обнаженной поверхности**

Категория устойчивости	f	Площадь сечения в проходке, м ²	
		для горизонтальной и наклонной выработки	вертикальных стволов

		4-6	7-9	10-12	13-15	21-30	31-40	41-50
I	18-20	2,12	2,06	1,99	1,92	2,80	2,60	2,40
II	13-15	1,79	1,71	1,65	1,59	2,35	2,15	1,95
III-IIIa	8-10	1,45	1,37	1,30	1,23	1,90	1,70	1,50
IV-IVa	5-6	1,10	1,03	0,99	0,95	1,45	1,33	1,23
V-Va	3-4	0,86	0,82	0,79	0,76	1,15	1,03	0,98
VI-VIa	2-1,5	0,66	0,62	0,58	0,55	0,55	0,68	0,58

Примечание. При двух обнаженных поверхностях расход ВВ принимается с учетом поправочного коэффициента: 0,6 для удлиненного заряда и 0,5 для сосредоточенного.

Для определения удельных расходов иных ВВ к данным табл.1 применяют следующие коэффициенты:

Аммонал водоустойчивый	1,12
Аммонит скальный № 1 прессованный	0,80
Аммонит № 6 прессованный, зерненый, порошкообразный, аммонит ПВ-3, № 6 ЖВ	1,0
Аммонит ПЖВ-20	1,73
Аммонит АП-4ЖВ	1,61
Аммонит АП-5ЖВ, победит ВП-2	1,20
Тротил	1,35

При патронах диаметром 45 мм нормы расхода ВВ меньше; поправочный коэффициент 0,75-0,85.

Расход ВВ на расчетную величину подвигания забоя за цикл

$$Q = qV,$$

где q – расход ВВ, кг/м³ породы; V – объем обуренной породы в массиве на одну заходку, м³, $V = S l_k$; S – площадь поперечного сечения выработки, м²; l_k – средняя глубина комплекта шпурков, м.

Средняя масса заряда в шпуре

$$q_{cp} = Q / N,$$

где N – число шпуров в комплекте.

Масса отдельных зарядов выбирается с учетом длины шпуров и их назначения. В каждый шпур помещается целое число патронов ВВ. Масса зарядов врубовых шпуров принимается на 15-20 % большей q_{cp} , отбойных на 10-15 % меньше или равной q_{cp} .

Длина заряда

$$l_{зар} \leq al_{шп},$$

где $l_{зар}$ – длина заряда ВВ, м; a – максимальный коэффициент заполнения шпуров по длине, или коэффициент заряжания; $l_{шп}$ – длина шпура, м.

Коэффициент заполнения (заряжания) шпуров при проведении выработок в шахтах, не опасных по газу или пыли, зависит от крепости породы следующим образом:

f	< 3	3-6	> 6
a	0,55-0,65	0,65-0,75	0,75-0,85

При взрывании по породе в шахтах, опасных по газу или пыли, в шпурах глубиной более 1,5 м заряд должен занимать не более $\frac{2}{3}l_{шп}$, внутренняя забойка должна заполнять всю оставшуюся часть шпура, не менее 0,75 м.

Если полученные расчетом параметры зарядов не подходят по заполнению шпуров, необходимо увеличить число шпуров.

Уточненный общий расход ВВ на заходку

$$Q_{общ} = q_{вр}n_{вр} + q_{отб}n_{отб},$$

где $q_{вр}$ и $q_{отб}$ – масса врубовых и отбойных шпуров, кг; $n_{вр}$ и $n_{отб}$ – число соответствующих зарядов.

В зависимости от расположения ВВ в шпуре различают колонковые, котловые, рассредоточенные заряды. Наиболее распространенным при проведении горных выработок является колонковый заряд, в котором расположен патрон-боевик первым

или вторым от устья шпура, а дно капсюля-детонатора направлено в сторону забоя шпура. В шахтах, опасных по газу или пыли, патрон-боевик необходимо располагать первым от устья шпура.

При котловом заряде ВВ располагается сосредоточенно в специальном уширении («котле») шпура. Это уширение образуется при предварительном взрывании нескольких небольших зарядов ВВ (прострел шпура) или путем разбуривания механическим расширителем ([рис.21](#)). Образование котла механическим способом не требует многократного проветривания забоя, что необходимо при образовании «котла» взрывом, но оно возможно лишь при породах средней крепости. Образование котла прострелом шпура в газовых шахтах запрещено. Котловые заряды обычно применяются в одном из врубовых шпурков в крепких и вязких породах.

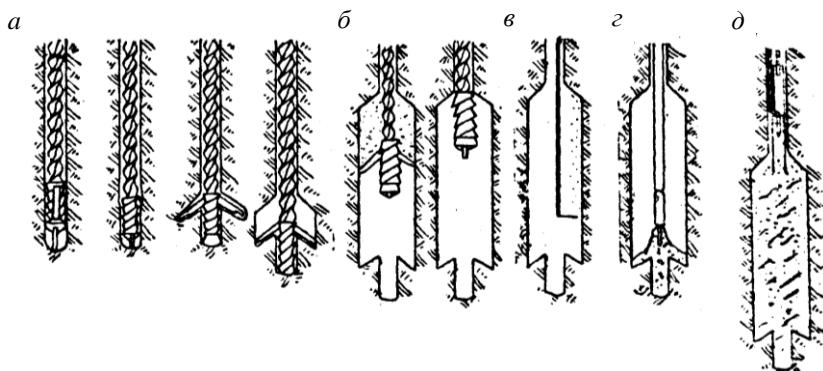


Рис.21. Образование котла механическим расширителем: *а* – расширение шпура; *б* – извлечение расширителя из шпура; *в* – очистка котла; *г* – заряжание котла; *д* – заряд котла

Рассредоточенные заряды рационально применять только в глубоких шпурах (более 3 м). В этом случае трудно обеспечить правильность чередования взрывов в отдельном шпуре и в забое выработки в целом.

Расчет числа и глубины шпурков. Число шпуров в забое зависит от ряда факторов, главными из которых являются твердость, плотность и вязкость пород, форма и размеры сечения выработки,

свойства ВВ и диаметр патронов, конструкция заряда и величина заполнения шпура ВВ.

Число шпурров в забое определяется предварительно по формулам или таблицам, составленным на основе обобщения практики горно-проходческих работ, а затем уточняется путем опытных взрывов и указывается в паспорте буровзрывных работ для каждого забоя.

При колонковом заряде число шпурров

$$N = \frac{1,27qS}{\alpha \Delta d^2}, \quad (2)$$

где Δ – плотность ВВ в патронах, кг/м³; d – диаметр патронов ВВ, м.

Глубина шпурров зависит от физико-механических свойств пород, площади и ширины забоя, типа бурового оборудования и общей организации работ в забое. Чаще всего выбор глубины шпурров исходит из требования выполнения работ проходческого цикла в заданное время, увязанное с конкретными горно-геологическими и техническими условиями. При проведении горизонтальных и наклонных выработок в однородной породе среднюю длину l_1 шпурров можно определить по методу Н.М.Покровского и по данным практики ([табл.2](#)).

Время, отводимое на бурение шпуров,

$$t_{бур} = l_1 N / (mV), \quad (3)$$

на уборку породы

$$t_{поп} = l_1 \mu S \varphi \sin \alpha / P, \quad (4)$$

где m – число одновременно работающих бурильных машин в забое; V – скорость бурения одной машиной, м/ч; φ – коэффициент, учитывающий совмещение во времени процессов бурения и погрузки породы, $\varphi \leq 1$; α – угол наклона шпурров к плоскости забоя, градусы; P – производительность погрузки породы в массиве, м³/ч.

Таблица 2

Средняя глубина шпуров при проведении горизонтальных выработок

по данным некоторых скоростных проходок

Рудник	Выработка	L , м/месяц	S , м ²	f	l_1 , м	$n_{\text{п}}$	S^{n} , м ²	$T_{\text{п}}$, ч
Ачисайский Им. Карла Либкнехта (Кривбасс)	Штрек	452	9	10-12	1,5-1,9	5-6	1,8-1,5	3
	Квершлаг	403,4	9,6	10-12	1,85	7	1,37	3
Рудник в Болгарии	Штрек	315	11,2	11-15	2,0	6	1,86	4
	Квершлаг	406,5	6,5	9	1,85	4-5	1,62-1,3	3
Рудник в Чехословакии	Штольня	501,3	6,62	6	1,5-1,7	5	1,32	2
	Квершлаг	870	10,5	8-9	3,1	9-12	1,2-0,87	2
	Квершлаг	1021,3	9	8-9	2,8	9-10	1,0-0,9	1,8

Примечание. L – скорость проходки, м/месяц; $n_{\text{п}}$ – число одновременно работающих перфораторов; S^{n} – площадь забоя на один перфоратор, м².

Время на выполнение этих процессов равно продолжительности цикла за вычетом времени на заряжение шпурков, проветривание и приведение забоя в безопасное состояние, т.е.

$$T'_{\text{п}} = T_{\text{п}} - (Nt_{\text{зар}} + t_{\text{пп}}), \quad (5)$$

но, с другой стороны,

$$T'_{\text{п}} = t_{\text{буп}} + t_{\text{пор}}. \quad (6)$$

Подставляя в формулы (3)-(5) значения $T'_{\text{п}}$, $t_{\text{буп}}$ и $t_{\text{пор}}$, вычисляют среднюю длину шпурков

$$l_1 = \frac{T_{\text{п}} - (Nt_{\text{зар}} + t_{\text{пп}})}{\frac{N}{mV} + \frac{\eta S \varphi \sin \alpha}{P}}, \quad (7)$$

где $t_{зар}$ – продолжительность заряжания одного шпуря, $t_{зар} = 0,04 \div 0,05$ ч; $t_{вр}$ – продолжительность взрывания шпуров и проветривания забоя, $t_{вр} = 0,25 \div 0,5$ ч; η – коэффициент использования шпуров.

В формуле (7) продолжительность цикла принимается кратной длительности смены; при совмещении бурения шпуров с погрузкой породы ориентировочно $\varphi = 0,6 \div 0,8$, а при последовательном выполнении основных проходческих процессов $\varphi = 1$. Производительность работ по бурению v и погрузке породы P определяется по нормам выработки.

Коэффициентом использования шпуров η называют отношение глубины шпуря, на которую оторвана порода после взрыва, к полной его глубине. Практикой установлено, что η зависит от физико-механических свойств пород, схемы расположения шпуров, расхода ВВ и коэффициента заполнения (заряжания) шпуров. Влияние отдельных факторов изучено недостаточно, но правильный выбор параметров буровзрывного комплекса при проведении горизонтальных выработок может обеспечить $\eta = 0,9 \div 1,0$. Для повышения η глубину врубовых шпуров обычно принимают на 100-200 мм большей глубины остальных шпуров.

При проведении выработок уступным забоем глубину шпуров определяют с учетом организации работ в опережающем и отстающем забоях. Если работы в них ведутся независимо, то используют методику Покровского [9].

На практике глубина шпуров в отстающем забое берется равной или в 2 раза большей глубины шпуров в опережающем забое; при расчетах для отстающего забоя принимают $\eta = 1$.

Расположение шпуров. Шпуры в комплекте делят на врубовые, вспомогательные и отбойные, или оконтуривающие.

Врубовые шпуры предназначены для образования второй обнаженной поверхности за счет разрушения и частичного выброса некоторого объема породы. Вспомогательными шпурами разрушают основную массу породы, облегчая работу отбойных шпуров. Отбойные или оконтуривающие шпуры служат для отбойки породы по контуру выработки и придания ее поперечному сечению проектных размеров и формы.

Расположение шпуротов в забое зависит от физико-механических свойств и структуры пород, размеров выработки, конструкции зарядов ВВ в шпурах и типа бурового оборудования.

Во избежание излишней выемки (перебора) породы оконтуривающие шпуры необходимо правильно размещать по отношению к проектному контуру сечения выработки, не допуская выхода концов шпуротов за его пределы. Эти шпуры забуривают в 10-30 см от подошвы кровли и боков выработки.

Забои нижних шпуров в породах любой крепости и забои боковых и верхних оконтуривающих шпуротов в крепких породах могут выходить за пределы проектного контура выработки на 10-15 см. В породах средней крепости и сильно трещиноватых забои оконтуривающих шпуротов должны отстоять от контура выработки на 10 см.

Весьма важно правильно расположить шпуры по отношению к обнаженным поверхностям. Чрезмерное удаление зарядов шпуротов друг от друга ведет к образованию порогов, а чрезмерное сближение – к излишнему дроблению породы и разлету ее кусков на значительное расстояние. Кроме того, один заряд может подрывать другой.

Прямые врубы дают возможность применять более глубокие шпуры (2,5-3 м) даже в крепких породах, что обеспечивает более полное использование бурильных машин и снижение расхода шпурометров на 1 м³ взорванной породы.

Из врубов, образованных наклонными шпурами, при проведении горизонтальных выработок наиболее целесообразны клиновые врубы, которые могут быть вертикальными и горизонтальными, нижними и верхними, центральными и боковыми.

При проходке однопутевой выработки шириной 2,8-3,2 м вертикальный клиновой вруб следует применять только при глубине шпуротов не более 1,6-1,8 м.

Для высокой эффективности взрыва зарядов, обеспечивающего $\eta = 0,8 \div 0,9$, при глубоких шпурах рационально применять прямые врубы, из которых наиболее универсальным признан призматический вруб, расположенный в центре забоя.

Разновидностью призматического вруба является вруб с пробуренной в центре передовой скважиной увеличенного

диаметра, которая не заряжается и создает для врубовых шпуров дополнительную обнаженную поверхность. В последние годы широко применяется вруб с центральной незаряженной скважиной диаметром 150 мм.

Бурение шпуров. Бурение шпуров является одним из главных технологических процессов и занимает от 25 до 40 % общей продолжительности и трудоемкости проходческого цикла.

Бурение шпуров производят электросверлами, перфораторами (ручными и колонковыми) и бурильными установками.

Бурение шпуров ручными электросверлами и перфораторами. Ручные электросверла применяют при бурении шпуров диаметром 41-44 мм и глубиной до 3 м по углю и мягкой породе. В горно-добывающей промышленности применяют электросверла. При бурении шпуров по антрацитам и породам средней крепости используют электросверла с принудительной подачей с помощью стального каната. Конец каната крепят крюком к легкой распорной стойке, установленной в забое. Электрические сверла изготавливают во взрывобезопасном исполнении и применяют в шахтах, опасных по газу и пыли.

Пневматическими сверлами бурят шпуры диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по слабым породам ($f \leq 4$), а ручными перфораторами – шпуры диаметром 40-46 мм, глубиной до 4 м в крепких и средней крепости породах ($f > 5$).

В качестве бурового инструмента применяют коронки трех типов: долотчатые коронки для бурения любых пород, крестовые для трещиноватых и штыревые для крепких пород. Для коронок установлен следующий ряд наружных диаметров: 28, 32, 36, 40, 43, 52, 60, 75 и 85 мм.

Производительность бурения шпуров электросверлами и перфораторами зависит от числа машин, прочности пород и диаметра шпера. При бурении ручными электросверлами шпуров диаметром 36-42 мм в породах с $f = 2 \div 5$ производительность

$$Q_{6.9} = 10n_{6.M}K_n\varphi_6 / f ,$$

при бурении перфораторами в породах с $f = 2 \div 5$

$$Q_{6,\text{п}} = n_{6,\text{м}} K_{\text{п}} \varphi_6 K_{\text{шп}} K_{\text{пф}} / (0,15 + \alpha_v f),$$

где $Q_{6,\text{з}}$ и $Q_{6,\text{п}}$ – производительность бурения, т.е. длина шпуров, пробуренных соответственно электросверлами и перфораторами, м/ч; $n_{6,\text{м}}$ – число бурильных машин; $K_{\text{п}}$ – коэффициент надежности буровой установки, $K_{\text{п}} = 0,8 \div 0,9$; φ_6 – коэффициент, учитывающий одновременность работы бурильных машин, $\varphi_6 = 0,8 \div 0,9$; $K_{\text{шп}}$ – коэффициент, учитывающий диаметр шпура, для шпуров диаметром 32-36 мм $K_{\text{шп}} = 1$, для шпуров диаметром 45 мм $K_{\text{шп}} = 0,7 \div 0,72$; $K_{\text{пф}}$ – коэффициент, учитывающий тип перфоратора, для ПР-ЗОВ и ПР-24 $K_{\text{пф}} = 1,1$, для остальных перфораторов $K_{\text{пф}} = 1$; α_v – коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах, в породах с $f = 5 \div 10$ $\alpha_v = 0,02$, при $f > 10$ $\alpha_v = 0,03$.

Главными недостатками бурения электросверлами и перфораторами являются тяжесть труда бурильщиков и низкая производительность труда.

Для повышения качества бурения шпуров целесообразно за каждым бурильщиком закреплять определенные шпуры и устанавливать очередность бурения шпуров, исключая помехи в работе. После взрыва производят анализ качества работы каждого бурильщика.

Бурение шпуров колонковыми машинами. Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяют колонковые электросверла и перфораторы.

Колонковыми электросверлами бурят шпуры диаметром 36-50 мм в породах с $f = 5 \div 10$. Колонковые электросверла устанавливают на распорных колонках типа КЭБ-1, КЭБ-2, КЭБ-3, КЭБ-5, КЭР-2 и др. Более совершенным является бурение колонковыми электросверлами на манипуляторах, установленных на ковшовых погрузочных машинах.

Колонковые перфораторы, более мощные, чем ручные, применяют для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении горных выработок в крепких и

очень крепких породах. Конструктивно колонковые перфораторы аналогичны ручным, но отличаются большими размерами и имеют приливы для крепления и передвижения их в салазках автоподатчика.

Существенным недостатком колонковых машин является значительная затрата времени на монтаж, демонтаж и перестановку колонок. Поэтому чистое время бурения колонковых машин не превышает 20-35 % общего времени бурения шпуров.

Бурение колонковыми машинами можно производить при отсутствии бурильных установок или при невозможности по разным причинам воспользоваться буровыми установками.

Буровые установки. Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах. Промышленность выпускает бурильные установки (каретки) вращательного бурения с электросверлами, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С их помощью проводят около 50 % выработок. Установки вращательного бурения предназначены для бурения в породах с $f < 8$, ударно-поворотного действия – в породах с $f = 10 \div 20$, вращательно-ударного действия с машинами БГА-1м – в породах с $f = 10 \div 14$.

Производительность бурения установками зависит от крепости пород и типа оборудования. Ее можно вычислить по формуле (в метрах в час)

$$Q_{б.y} = 60n_{б.m}\Phi_b K_n V_{m.b} / (1 + V_{m.b} \sum t),$$

где $n_{б.m}$ – число бурильных машин на установке (одна или две); $K_n = 0,8 \div 0,9$; Φ_b – коэффициент одновременности в работе машин, $\Phi_b = 0,9 \div 1$; $\sum t$ – продолжительность вспомогательных работ (забуривания, обратного хода, перехода к бурению следующего шпуря и т.п.), отнесенная к 1 м шпуря, $\sum t = 1 \div 14$ мин/м; $V_{m.b}$ –

механическая (машинная) скорость бурения, в каждом конкретном случае определяемая опытным бурением серии шпуров, м/мин.

Продолжительность механизированного бурения шпуров

$$t_6 = n_{ш} l_{ш} / Q_6 + t_{п.з},$$

где $t_{п.з}$ – время подготовительно-заключительных работ, включая разметку шпуров, $t_{п.з} = 0,5 \div 0,7$ ч.

Бурильные установки позволяют полностью механизировать и частично автоматизировать работы по бурению шпуров с высокой скоростью. Тяжелый труд бурильщика заменяется управлением механизмами. Механизированное бурение позволяет увеличить скорость проходки на 20-25 %, производительность труда на 20-23 % и снизить трудоемкость работ в 2-3 раза. Среднемесячная производительность бурильных установок составляет 580-700 м³ обуренной породы в массиве.

Мероприятия по уменьшению вибрации, шума и пылеобразования. Бурение шпуров перфораторами сопровождается вибрацией, шумом и пылеобразованием. Длительное воздействие вибрации вызывает у проходчиков вибрационную болезнь.

Для уменьшения вибрации до нормативных значений перфораторы оснащают виброгасящими устройствами – сварной рамой с трубками, в которых помещены пружины. Для гашения вибрации применяют также рукавицы с полихлорвиниловыми вкладышами.

Шум при работе перфоратора возникает в результате выхлопа отработанного воздуха, вибрации буровых штанг и соударения деталей. При работе с перфораторами используют индивидуальные средства защиты слуха: заглушки из ткани ФП, заглушки Беруши, противошумовые каски ВЦНИОТ-2м, антифоны и др., снижающие громкость шума в 7-25 раз.

Наиболее распространенным способом борьбы с пылью является сухое пылеулавливание.

Сухое пылеулавливание применяют в следующих случаях:

- в удаленных горных выработках, где отсутствует водопроводная сеть, а также когда краткое время бурения не оправдывает затрат на сооружение водопровода;

- в горных выработках, где бурение с промывкой воды не может быть применено (ограниченные водные ресурсы, постоянные отрицательные температуры, вспучивание пород при их насыщении водой) на горных предприятиях, где недопустимо повышение влажности воздуха.

Заряжение шпуроров. После окончания бурения всех шпуроров мастер-взрывник или горный мастер проверяют соответствие глубины расположения шпуроров паспорту буровзрывных работ. Шпуроры, которые не соответствуют паспорту, перебуривают, а шпуроры, имеющие глубину меньше паспортной, добуривают. После проверки качества бурения шпуроров и очистки их от буровой мелочи из забоя убирают буровое оборудование, инструмент и шланги. Запрещается заряжание шпуроров, если ближе 20 м от забоя находится оборудование и неубранная порода, загромождающая выработку больше чем на 1/3 ее высоты.

До начала заряжания шпуроров в забой доставляют в необходимом количестве ВВ и средства взрывания, материал забойки, инертную пыль и смачиватели. При необходимости наращивания става труб вентиляции обесточивают электрический кабель и проверяют надежность расклинивания рам крепи. В заряжании шпуроров взрывнику помогают проходчики, имеющие Единую книжку взрывника.

После помещения заряда в шпур производят забойку шпуроров, т.е. свободную часть шпуроров заполняют инертным материалом (песчано-глинистыми смесями в соотношении 3 : 1, пыжами, водяными ампулами и мокрым песком).

После забойки шпуроров и удаления в безопасное место рабочих, участвовавших в заряжании, взрывник приступает к монтажу взрывной сети (соединяет детонаторные, соединительные и магистральные провода) и производит взрывание зарядов шпуроров.

5.2. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК

Ядовитые газы, образовавшиеся при взрыве заряда ВВ в шпурах, должны разжижаться свежим воздухом и выноситься из выработки в течение короткого отрезка времени, не более 30 мин.

Проветривание выработок осуществляют с помощью вентиляторов местного проветривания и за счет общешахтной депрессии. Последнее применяют редко, главным образом, при проведении двух параллельных выработок, которые сбивают между собой через промежутки не более 30 м (рис.22, а). Наибольшее распространение имеет проветривание выработок вентиляторами местного проветривания (ВМП) в сочетании с вентиляционными трубами.

Различают три схемы проветривания выработок с помощью вентиляторов местного проветривания: нагнетательную (рис.22, б), всасывающую (рис.22, в) и комбинированную (рис.22, г). В первом случае свежий воздух нагнетается вентилятором по трубам в забой выработки. Свежий воздух интенсивно перемешивается с воздухом, находящимся в призабойной части выработки, и эта смесь по выработке перемещается в исходящую струю. Дальность действия струи воздуха зависит от поперечного сечения выработки и скорости исходящей из труб струи воздуха. Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя в газовых шахтах не должно превышать 8 м, а в негазовых 12 м. Достоинствами схемы являются энергичное вымывание газов из забойного пространства и возможность применения гибких труб, а недостаток заключается в том, что загазованный воздух из забойного пространства перемещается по всей длине выработки.

а

2

1 2

2

б

54

10 м 1 8-12 м
1 3

в

10 м 1 $3\sqrt{s_{np}}$
1 3

г

3 $Q_h = 0,8Q_{bc}$ 1

Q_{bc} 1 2
3

2

3

1

1

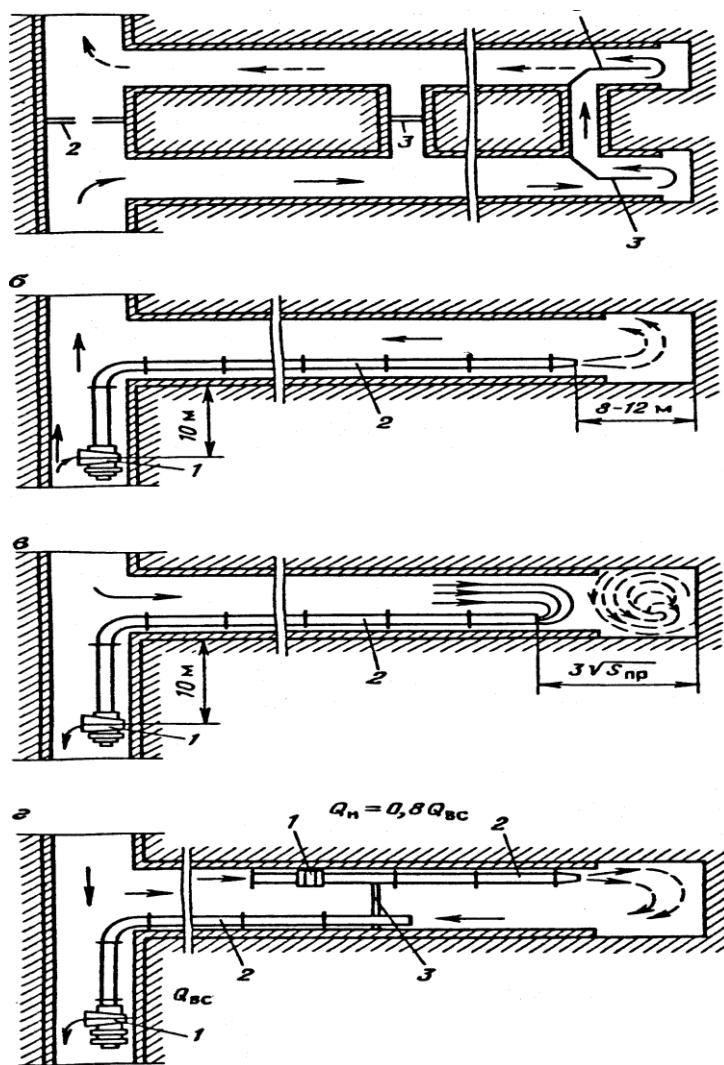


Рис.22. Схемы проветривания тупиковых выработок

1 – трубопровод; 2 – перемычка; 3 – вентилятор; Q_n и Q_{sc} – производительность соответственно нагнетательного и всасывающего вентиляторов

При всасывающей схеме проветривания загазованный воздух из забойного пространства засасывается вентилятором в став труб и перемещается в выработке со свежей струей. Недостаток схемы – малая эффективность проветривания, так как воздушная среда, находящаяся от конца трубопровода на расстоянии более 1,5 м, практически не засасывается в трубопровод. Кроме того, для этой схемы годятся только металлические трубы.

При комбинированной схеме проветривания устанавливают два вентилятора: вентилятор всасывающего действия имеет трубопровод на всю длину выработки, вентилятор нагнетательного действия – короткий (25-30 м) трубопровод. Эта схема сочетает достоинства нагнетательной и всасывающей схем: призабойное пространство быстро проветривается, а продукты взрыва не загазовывают выработку. Однако необходимость установки двух вентиляторов и дополнительных работ по периодическому переносу нагнетательного вентилятора и вентиляционной двери делают схему менее экономичной.

Для проветривания выработок применяют осевые (ВМ-4, ВМ-8) и центробежные (ВЦПД-8, ВЦО-0,6 и ВЦ-7) вентиляторы.

В настоящее время для проветривания тупиковых горизонтальных и наклонных выработок, как правило, используют гибкие вентиляционные трубы длиной 5, 10 и 20 м диаметром 400-1600 мм. Их соединяют между собой стыковыми кольцами и подвешивают к тросу, протянутому по выработке. Металлические трубы соединяют на фланцах болтами с резиновой прокладкой и подвешивают к верхняку крепи скобами. Металлические трубы трудоемки при транспортировании и монтаже, но имеют большой (до 3 лет) срок службы.

Вентиляционные трубы прокладывают прямолинейно,стыки должны исключить утечки воздуха. Необходимо следить, чтобы гибкие трубы были натянуты, не имели складок и скручивания. В конце гибкого става следует вставлять металлическую трубу равного диаметра длиной 1-1,5 м.

Выбор оборудования для проветривания горной выработки производят в соответствии с результатом расчета вентиляции тупиковых выработок, учитывающие следующие факторы:

- метановыделение;
- необходимый уровень разбавления ядовитых газов после взрыва ВВ;
- максимальное число работающих в забое людей;
- минимальную скорость движения воздуха по выработке;
- тепловой и пылевой режимы;
- мощность машин и оборудования.

5.3. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

При проведении горизонтальных выработок буровзрывным способом достигнут высокий уровень механизации погрузки породы (95-98 %). Внедрение высокопроизводительных породопогрузочных машин позволяет уменьшить трудовые затраты и время погрузки породы до 30-35 % общих трудозатрат и времени общего цикла работ.

Погрузку взорванной породы производят погрузочными машинами и скреперными установками. В отечественной практике получили распространение два типа машин:

- ковшовые периодического действия с прямой и ступенчатой погрузкой (ППН – погрузочная периодического действия с нижним захватом);
- машины непрерывного действия с рабочим органом «загребающие лапы» и ступенчатой погрузкой (ПНБ – погрузочная непрерывного действия с боковым захватом).

Основным преимуществом ковшовых машин являются простота конструкции и высокая маневренность. Эти машины обеспечивают хорошую зачистку почвы и позволяют производить погрузку породы любой крепости. Особенно эффективно применение ковшовых машин при погрузке прочных пород. Однако периодичность действия этих машин, большая разгрузочная высота и ограниченный фронт погрузки существенно снижают их производительность.

Ковшовые машины со ступенчатой погрузкой по конструкции аналогичны машинам с прямой погрузкой, но отличаются размерами, мощностью и исполнением отдельных

узлов. Их достоинством является наличие перегрузочного конвейера, который позволяет использовать вагонетки разной вместимости и обеспечивает равномерную загрузку вагонеток без ручного разравнивателя.

В последние годы за рубежом получили распространение погрузочные машины на гусеничном и пневмоколесном ходу с боковой разгрузкой ковша. Такие машины имеют вместимость ковша до $0,5 \text{ м}^3$ и производительность $40\text{-}60 \text{ м}^3/\text{ч}$. Машины с боковой разгрузкой ковша хорошо совмещаются с различными транспортными средствами: конвейером, вагонетками, перегружателями. Они наиболее приемлемы при частичной механизации возведения крепи и более производительны за счет сокращения времени цикла черпания.

Погрузочные машины непрерывного действия имеют ступенчатую погрузку породы и гусеничный ход. Рабочим органом служат загребающие лапы. В угольной промышленности наибольшее распространение получили машины 2ПНБ-2, они работают в 40 % выработок, где применяют механизированную погрузку породы.

Погрузочные машины непрерывного действия более производительны и гораздо маневреннее, чем ковшовые машины, но довольно дороги и имеют более сложную конструкцию, ограниченную по крепости пород обладать применения. Все погрузочные машины с загребающими лапами аналогичны по принципу действия и отличаются одна от другой только размерами и конструкцией отдельных узлов.

Буропогрузочные машины 1ПНБ-2Б и 2ПНБ-2Б предназначены для бурения шпуров и погрузки породы. Машина типа 1ПНБ-2Б состоит из погрузочной машины 1ПНБ-2 и навесного оборудования НБ-1Э вращательного действия. Машину 2ПНБ-2Б выпускают с навесным оборудованием двух типов: НБ-1Э (электросверло БУЭ) для пород $f < 8$ и машиной вращательно-ударного действия (БГА-1м) для пород с $f = 8\text{-}12$.

За рубежом выпускают погрузочные машины непрерывного действия легкого, среднего и тяжелого типа. По конструкции эти машины аналогичны отечественным. Машины легкого типа имеют производительность $40\text{-}100 \text{ м}^3/\text{ч}$, тяжелого типа $220\text{-}500 \text{ м}^3/\text{ч}$. За

рубежом изготавливают также погрузочные машины с верхним захватом породы, с вибрационным погрузочным органом и погрузочным органом в виде двух рифленых дисков.

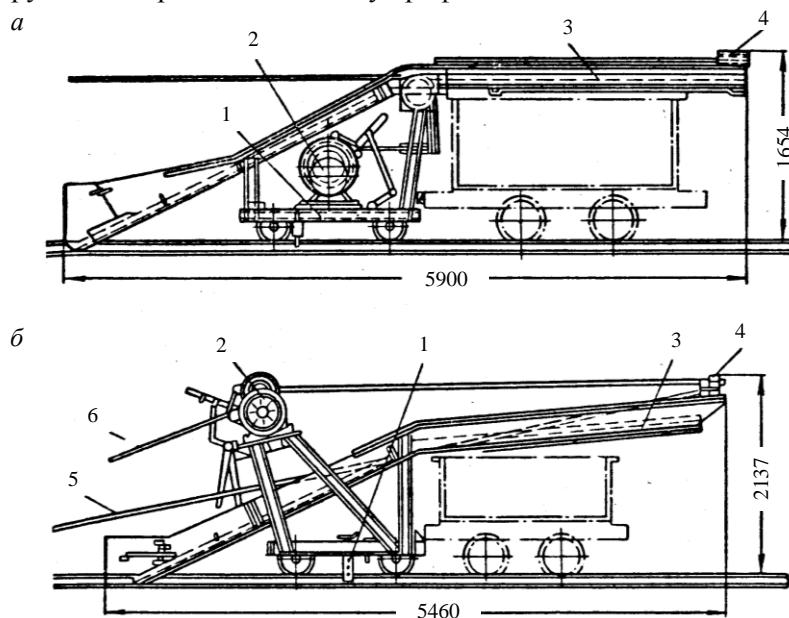


Рис.23. Скреперная установка с нижним (а) и верхним (б) приводом

1 – тележка; 2 – лебедка; 3 – скреперный полок; 4 – направляющий ролик на полке;
5 и 6 – головной и хвостовой канаты

Скреперная установка (рис.23) работает следующим образом. На один из барабанов лебедки во время погрузки наматывается хвостовой канат, который, огибая ролик, установленный в забое, затачивает скрепер на взорванную породу. После этого барабанам лебедки сообщается вращение в обратную сторону, в результате чего на другой ее барабан наматывается головной канат, а хвостовой – сматывается. Скрепер при этом захватывает часть породы и перемещает ее по подошве выработки к скреперному полку; вблизи роликов порода ссыпается в вагонетку через отверстие в желобе. После этого снова изменяют направление

вращения барабанов лебедки, скрепер затачивается на взорванную породу, и цикл погрузки возобновляется.

По форме различают скреперы ящичные (коробчатые) емкостью 0,25-1 м³ и гребковые емкостью 0,16-1,6 м³.

Для погрузки породы при проведении выработок применяются скреперы небольшой емкости (до 0,6 м³), причем ящичные применяют при равномерной и мелкой раздробленности породы, а гребковые при крупной ее кусковатости.

Установка скреперного блока может быть осуществлена при помощи штырей, горизонтальной колонки, стрелы и клиньев.

Для уборки породы при проведении выработок обычно применяются скреперные лебедки 10ЛС-2С с мощностью электродвигателя 10 кВт и тяговым усилием рабочего хода 1200 Н. Средняя скорость движения каната при рабочем ходе 1,08 м/с, холостом 1,48 м/с.

Скреперные лебедки располагают ниже или выше желоба погрузочного полка (рис.23). При нижнем расположении лебедки машинист не видит забоя и движущегося скрепера и, кроме того, при этом наблюдается более интенсивное истирание канатов. Поэтому целесообразнее располагать лебедки над желобом полка.

Производительность скреперной погрузки при благоприятных условиях достигает 10 м³/ч разрыхленной породы и может быть определена по формуле

$$Q = \frac{3600V\varphi}{\frac{L_c}{V_{tp}} + \frac{L_c}{V_n} + t},$$

где V – емкость скрепера, м³; φ – коэффициент заполнения скрепера, $\varphi = 0,85$; L_c – длина пути скрепера (при переменной длине принимается среднее расстояние), м; V_{tp} и V_n – скорость рабочего и холостого хода скрепера соответственно, м/с; t – время загрузки и разгрузки скрепера с учетом пауз на переключение хода и потери времени при замедлении и ускорении, $t = 20 \div 40$ с в зависимости от характера маневров в конечных пунктах.

Если задана производительность Q скреперной установки, емкость

$$V = \frac{Q}{3600\varphi} \left(\frac{L}{V_{tp}} + \frac{L}{V_n} + t \right).$$

5.4. ПРИЗАБОЙНЫЙ ТРАНСПОРТ

Призабойный транспорт является одним из основных факторов, влияющих на производительность погрузки породы. Он обеспечивает организацию перегрузки породы в транспортные средства и маневры транспортных средств в призабойном пространстве.

Основным требованием к выбору средств призабойного транспорта является бесперебойная или с минимальными простоями работа погружочной машины.

Технологические схемы призабойного транспорта могут включать в следующие группы оборудования:

- конвейерные перегружатели с погрузкой породы в нерасцепляемые составы вагонеток или на ленточные конвейеры;
- механизмы по замене одиночных груженых вагонеток на порожние.

Особую группу составляет транспортирование породы в бункер-поездах и саморазгружающихся большегрузных вагонетках.

Конвейерные перегружатели. Наибольшую эффективность имеют скребковые перегружатели в сочетании с конвейерным транспортированием породы по выработкам, что способствует полному использованию погружочной машины и гарантирует минимальное время уборки породы.

Ленточными перегружателями производят погрузку породы в нерасцепляемые составы вагонеток. Многочисленные типы ленточных перегружателей отличаются друг от друга только размерами, типом привода, способом поддержания конвейера и исполнением отдельных узлов. По способу поддержания конвейера различают ленточные перегружатели с колесными (лыжными) опорами, подвесные и консольные.

При всех типах ленточных перегружателей маневровые операции в призабойном пространстве производят по следующей схеме (рис.24). Перед погрузкой породы перегружатель перемещают к забою. Под перегружатель устанавливают состав вагонеток. Вначале породу грузят в последний от забоя вагон. По мере загрузки вагона состав передвигают с помощью электровоза, маневровой лебедки или маневровой тележки.

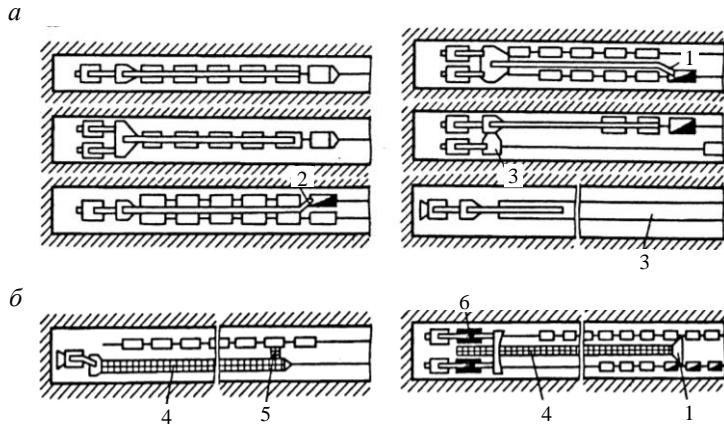


Рис.24. Схемы транспортирования горной массы в призабойной зоне с применением перегружателя (а) и конвейера (б):

1 и 2 – соответственно разгрузочное и загрузочное устройства; 3 – доставочный конвейер; 4 – конвейер-перегружатель; 5 – поперечный перегружатель; 6 – бункер-конвейер

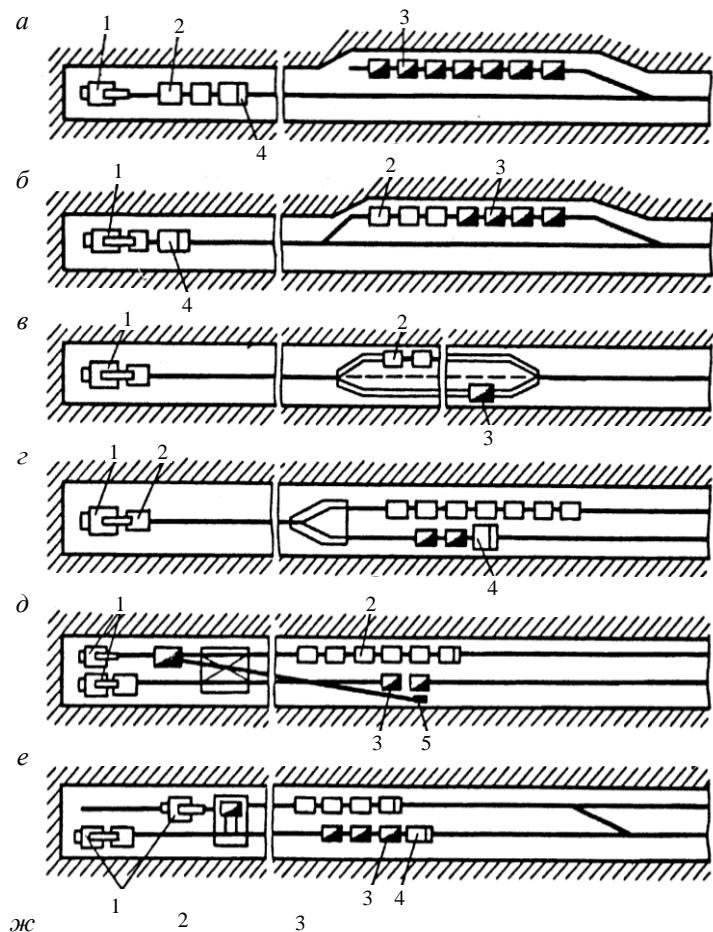
Обмен вагонеток в однопутевых выработках. При проведении однопутевых выработок обмен груженых вагонеток на порожние производят с использованием замкнутой накладной стрелочной разминовки, тупиковых и замкнутых разминовок, горизонтальных и вертикальных перестановщиков и роликовых платформ (рис.25).

Тупиковые (рис.25, а) и замкнутые (рис.25, б) разминовки предназначены для одной вагонетки или партии вагонеток. Для организации разминовки в расширении выработки укладывают рельсовое ответвление от основного пути.

Расстояние между разминовками L_p принимают 100-150 м, или

$$L_p = A_b - 11,2S_{cb},$$

где A_b – коэффициент, учитывающий объем вагонеток, для вагонеток объемом 2,5 и 3,3 м³ A_b равен 225 или 240 соответственно. Как правило, $L_p = 100 \div 150$ м.



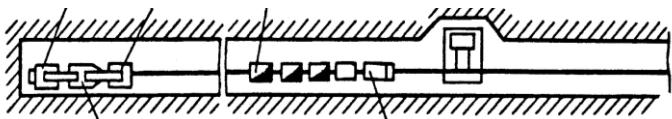


Рис.25. Схемы обмена одиночных вагонеток в призабойной зоне с использованием тупиковой (а), замкнутой (б) и накладной замкнутой (в) разминовок, накладной (г) и накладной двусторонней (д) плит-разминовок, роликовой платформы или вагоноперестановщика (е), промежуточной емкости и роликовой платформы (ж)

1 – погрузочная машина; 2 – порожняя вагонетка; 3 – груженая вагонетка; 4 – электровоз (маневровая тележка); 5 – маневровая лебедка; 6 – промежуточная емкость

Накладную замкнутую разминовку (рис.25, в), смонтированную на плате, укладывают на рельсовый путь. По мере подвигания забоя разминовку передвигают электровозом или погрузочной машиной. Порожние вагонетки размещают на одном пути, груженые – на втором. Обмен груженых вагонеток на порожние производят электровозом или маневровой лебедкой.

В некоторых случаях для замены груженых вагонеток на порожние в однопутных выработках применяют одну или две роликовые платформы, а также горизонтальные перестановщики (рис.25, е). Время замены одной вагонетки при помощи роликовых платформ и горизонтального перестановщика 2-5 мин.

Следует отметить, что при проведении однопутных выработок наиболее эффективна схема обмена груженых вагонеток на порожние с помощью ленточных перегружателей и накладных замкнутых разминовок. Тупиковые и замкнутые разминовки, роликовые платформы и перестановщики требуют значительных затрат времени (от 2 до 10 мин) на обмен одной вагонетки. Эти схемы можно рекомендовать как вынужденное решение при отсутствии перегружателей и замкнутых накладных разминовок.

Обмен вагонеток в двухпутевых выработках. Наличие двух путей облегчает маневровые операции по замене груженых вагонеток на порожние и исключает необходимость сооружения разминовок. В двухпутных выработках обмен вагонеток производят при помощи накладных съездов (рис.26, а), плит-разминовок (рис.26, б) и роликовых платформ. Накладные съезды и роликовые платформы укладывают на основные пути; они позволяют перемещать груженые и порожние вагонетки с одного пути на другой.

Организацию маневров в двухпутных выработках производят по следующей схеме: состав порожних вагонов оставляют на одном из путей; электровозом или маневровой лебедкой порожнюю вагонетку подают в забой и после загрузки через накладной съезд или плиту-разминовку отвозят на второй путь.

5.5. ВОЗВЕДЕНИЕ ПОСТОЯННОЙ КРЕПИ

Постоянная крепь горных выработок возводится в соответствии с паспортом крепления, определяющим конструкцию крепи и размеры выработки. В зависимости от материала и способа

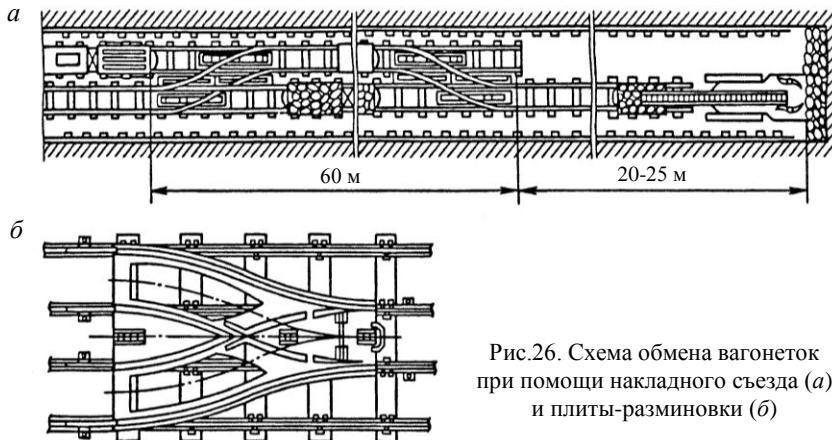


Рис.26. Схема обмена вагонеток при помощи накладного съезда (а) и плиты-разминовки (б)

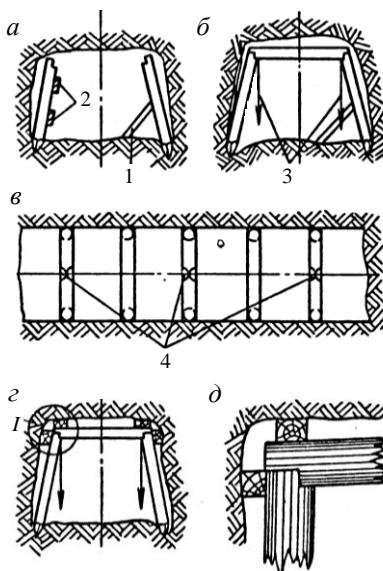


Рис.27. Последовательность установки деревянной крепежной рамы

1 – поддерживающая вилка; 2 – обаполы; 3 – отвесы для проверки нормального (перпендикулярного) положения рамы; 4 – отвесы для контроля положения рамы относительно оси выработки

и боках выработки. Отслаивание породы устанавливается путем остукивания кровли и боков выработки каким-нибудь инструментом: если звук звонкий, то порода не нарушена и устойчива; если звук глухой, то это означает, что порода начинает отслаиваться и ее необходимо осторожно обрушить. Одновременно с оборкой породы производится выравнивание кровли и боков выработки до проектных размеров ее поперечного сечения.

Крепежные рамы должны устанавливаться отвесно, перпендикулярно продольной оси выработки (на закруглении – по направлению ее радиуса) и на расстоянии одна от другой, соответствующем утвержденному паспорту крепления. При установке рамы сначала ставят стойки, которые до укладки

проходки выработки крепь возводится непосредственно вслед за подвиганием забоя (деревянная и металлическая) или с отставанием от забоя на некоторое расстояние (бетонная, бетонитовая и др.).

Деревянная крепь.

Заделку крепежного леса следует производить на лесном складе на специальных крепезаделочных станках. Так как трудно обеспечить габариты выработки точно по размерам заранее приготовленного леса, на поверхности задельваются только стойки и один из концов верхняка; заделку другого конца верхняка производят у забоя по фактической ширине выработки.

Приступая к замене временной крепи постоянной, сначала обирают отслоившиеся и нависшие куски породы в кровле

верхняка удерживают при помощи обаполов, прибиваемых к ним и к стойкам двух-трех соседних ранее установленных рам, или при помощи специальных вилок (рис.27, а). После установки стоек накладывают сверху или заводят сбоку верхняк так, чтобы прилегание элементов в замке оказалось плотным. Для укрепления рамы верхняк сначала слегка расклинивают.

Вертикальность крепежной рамы проверяется двумя отвесами (рис.27, б-г), подвешиваемыми к середине замков; при этом отвесы и стойки должны находиться в одной плоскости. Наклон стоек проверяется по их разносу, т.е. по расстоянию от стойки у подошвы выработки до отвеса, которое при наклоне стоек 80° равно 35-50 см. Правильность установки крепежной рамы относительно оси выработки проверяется по трем отвесам, один из которых подвешивается к середине верхняка проверяемой рамы, а два других – к середине двух верхняков ранее установленных рам, отстоящих от проверяемой рамы на некотором расстоянии. Если рама поставлена правильно, все отвесы должны находиться в одной вертикальной плоскости.

После проверки производится окончательная расклинка рамы, для чего все клинья (по два у каждого замка) забивают до отказа (рис.27, д), а затем затяжка кровли и боков и забутовка закрепленного пространства.

Если предполагается усиленная крепь, сначала устанавливают стойки усиливающей крепи против стоек основных рам, затем на них укладывают прогоны, которые временно прикрепляют скобами; после этого между прогонами ударами кувалды загоняют подкосы.

Металлическая крепь. Металлическую трапециевидную крепь возводят в том же порядке, что и деревянную из крепежных рам. Первым наращивается верхний прогон 1, а затем боковые прогоны 2, один конец которых опирается на вырубку ранее установленных прогонов, а другой поддерживается временными деревянными стойками 3 (рис.28, а). Во избежание выхода конца прогона из врубки (замка) концы двух смежных прогонов соединяют скобой. Затем между прогонами устанавливают верхние металлические сегменты 4 (рис.28, а, б) с распором строго один против другого, после чего под боковые прогоны подводят взамен временных деревянных постоянные металлические или железобетонные стойки 5 (рис.28, в). Для установки нижнего элемента в крепи нижний конец его ставят на лежень, а верхний подводят под боковой прогон и ударами кувалды доводят до

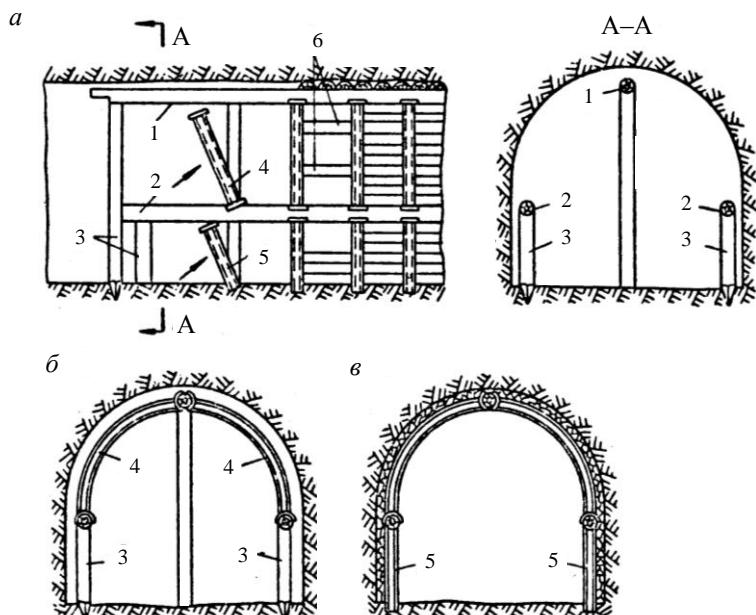


Рис.28. Последовательность операций при возведении металлической арочной шарнирной крепи

требуемого положения. Железобетонные стойки заводят под прогоны специальным приспособлением, без ударов. После установки постоянных стоек временные стойки, поддерживающие прогоны, выбивают. После проверки правильности установки крепи деревянные прогоны со стороны боков выработки тщательно расклинивают, а между сегментами соседних арок забивают по две-три распорки 6 (рис.28, *a*) диаметром 6-7 см или соединяют сегменты металлическими стяжками. Затяжка крепи и забутовка пустот за крепью производится так же, как и при установке деревянной крепи. Затяжки могут быть деревянными (желательно антисептированными) или железобетонными. В качестве затяжки может применяться также металлическая сетка.

Арочную податливую крепь из спецпрофиля КМП-А3 устанавливают следующим образом (рис.29): сначала на подошву выработки или на деревянные лежни 1 устанавливают боковые

элементы крепи 2, которые скрепляют с ранее установленной аркой металлической стяжкой 3; затем на боковые элементы арки накладывается верхний сегмент 4, соединяемый с боковыми элементами крепи хомутами. Хомуты располагают на расстоянии 200 мм друг от друга и 100 мм от концов сегментов и стягивают гайками. Категорически запрещается ставить на соединения только один хомут, так как это приводит к перекосу соединяемых элементов крепи и разрыву хомутов.

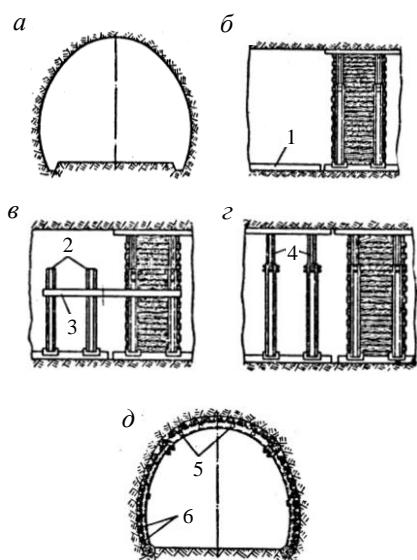


Рис.29. Последовательность операций при возведении арочной податливой крепи из спецпрофиля

Свободное пространство между затяжками 6 и породными стенками равномерно заполняется мелкой породой. При плохой забутовке металлическая крепь может смещаться и изгибаться. Устойчивость арок в продольном направлении обеспечивается с помощью распорок 5.

Для облегчения сборки и установки арочной крепи в шахте необходимо предварительно собирать арки на поверхности и нумеровать их элементы.

6. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОДАХ

6.1. ОСОБЕННОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Способы проведения выработок. В качестве примера горизонтальной горной выработки в неоднородных породах рассмотрим штрек, проведенный по тонкому пласту угля (или тонкой жиле). При этом в забое оказывается два типа пород, с отличающимися свойствами. В таких условиях штрек можно проводить сплошным (без разделения выемки полезного ископаемого и породы) и сложным (с раздельной выемкой полезного ископаемого и пустой породы) забоем.

Первый способ применяют при мощности пласта менее 0,5 м и низком качестве угля. Преимуществом его является более простая организация работ, а недостатком – потеря угля. При ведении работ вторым способом организация работ усложняется из-за наличия двух самостоятельных забоев: по полезному ископаемому и по породе, но зато потери полезного ископаемого гораздо ниже.

При раздельной выемке угля и породы выработки проводят узким или широким забоем. В первом случае полезное ископаемое вынимается только на ширину выработки (**рис.30, а**), а подорванная порода выдается на земную поверхность, во втором – ширину забоя по полезному ископаемому принимают большей пролета выработки (**рис.30, б**) на величину, необходимую для размещения в

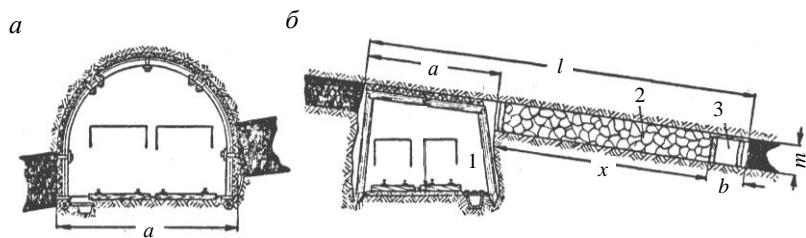


Рис.30. Проведение горизонтальных выработок по неоднородным породам:
а – узким забоем; б – широким забоем

1 – штрек; 2 – раскоска; 3 – косовичник; а, l, x и b – ширина выработки, забоя, раскоски и косовичника соответственно; m – мощность пласта

образующемся около штреек пространстве (раскоске) породы от подрывки с учетом увеличения ее объема вследствие разрыхления.

Проведение выработок узким забоем с помощью комбайнов или с применением погрузочных машин обеспечивает высокую скорость, большую устойчивость выработки и при больших сроках службы меньшие затраты на поддержание выработки. Основным недостатком способа следует считать выдачу породы на земную поверхность. На шахтах Донбасса, например, выдача породы в среднем достигает 30-35 % от выдаваемого угля, а на некоторых шахтах и выше. Выдача породы загружает внутришахтный транспорт и подъем, требует значительных трудозатрат под землей и на поверхности, соответственно сдерживает дальнейший рост добычи угля и производительности труда.

Преимущество проведения штреек широким забоем состоит, прежде всего, в возможности оставления породы от подрывки в шахте и существенной попутной добычи угля. Недостатком широкого забоя при существующей механизации является меньшая скорость подвигания забоя; более сложная организация проходческих работ; большая трудоемкость работ по закладке породы в раскоску; ухудшение условий поддержания выработок.

Проведение выработок широким забоем, с точки зрения их поддержания, дает положительные результаты при пучащих породах подошвы.

По тонким жилам штреки обычно проводят с раздельной выемкой полезного ископаемого и пустой породы.

Форма и размеры поперечного сечения выработок.

Форму поперечного сечения выработки, проводимой по неоднородным породам, выбирают исходя из тех же соображений, что и выработок, проводимых по однородным породам. Вблизи очистных работ крепь воспринимает большое по величине и неравномерное по контуру и во времени горное давление, особенно при сплошной системе разработки. В лучших условиях работает крепь при столбовых системах разработки, а также крепь выработок, пройденных узким забоем.

Крепь штреков должна быть прочной, обладать податливостью, легко извлекаться для повторного использования, так как штреки имеют сравнительно небольшой срок службы (3-8 лет). Для откаточных штреков наиболее целесообразной следует считать металлическую податливую арочную крепь, а для вентиляционных с установленным давлением – комбинированную крепь (железобетонные податливые стойки и металлические верхняки). Выработки с небольшим сроком службы и вспомогательного назначения крепят деревом.

Наиболее типичной формой поперечного сечения для штреков, проводимых сложным забоем, является трапециевидная и арочная.

Размеры поперечного сечения выработок определяют в соответствии с габаритами транспортного оборудования и требованиями Правил безопасности. Учитывая значительную осадку кровли после выемки пласта угля, высоту штреков при их проведении следует увеличить по сравнению с необходимой на 30-40 % в зависимости от мощности пласта.

Выбор места подрывки породы. Выбор этот, главным образом, зависит от удобства погрузки полезного ископаемого из очистного пространства в вагонетки или на конвейер, находящиеся в штреке, угла падения и характера боковых пород. Кроме того, желательно, чтобы пласт полезного ископаемого, пересекаемый выработкой, занимал в ее сечении наибольшую площадь. С точки зрения удобства погрузки угля наиболее благоприятной является нижняя подрывка (подрывка почвы пласта).

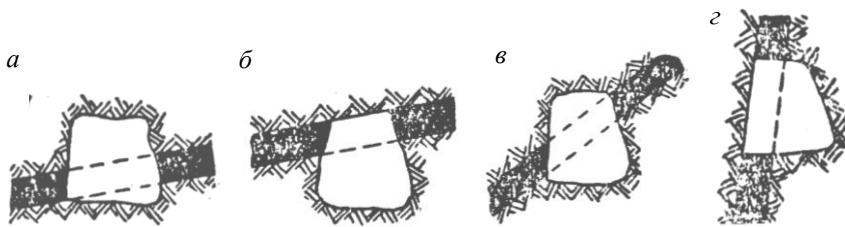


Рис.31. Различные способы подрывки породы при проведении штреков: *а* – подрывка кровли; *б* – подрывка почвы; *в* – подрывка кровли и почвы; *г* – подрывка почвы при крутом падении

При углах падения пласта до $10\text{--}12^\circ$ кровля обычно не подрывается, и верхняк крепежной рамы (при деревянной крепи) располагается параллельно ей. При угле залегания пластов $12\text{--}25^\circ$ угол падения не является решающим фактором для выбора места подрывки породы. В этом случае может подрываться кровля или почва пласта (рис.31, *а* и *б*) или то и другое вместе. При углах падения пласта $25\text{--}50^\circ$ наиболее распространенной является подрывка кровли и почвы (рис.31, *в*), так как в этом случае пласт угля занимает в сечении штрека наибольшую площадь, и объем подрываемой породы сокращается. При углах падения свыше 55° наиболее целесообразна подрывка почвы пласта (рис.31, *г*), что гарантирует большую устойчивость выработки вследствие устранения сползания пород кровли (висячего бока).

6.2. ПРОВЕДЕНИЕ ШТРЕКОВ УЗКИМ ЗАБОЕМ

Проведение штреков при пологом и наклонном падении пластов. Цикл работ при проведении узким забоем слагается из выемки угля, подрывки боковых пород, крепления выработки и настилки путей.

Выемка угля ведется, в основном, буровзрывным способом, при слабых породах кровли или большой газообильности угольного пласта – отбойными молотками. В последнее время применяют комбайны. Бурение шпуров по углю производится ручными или колонковыми (при крепких углях) электросверлами. В шахтах,

опасных по газу или пыли, с развитым пневматическим хозяйством применяют пневматические сверла. Одновременно в работе может находиться от одного до трех сверл. С целью использования однотипного бурowego оборудования в угольном и породном забоях шпуры по углю иногда бурят пневматическими бурильными молотками, применяемыми для бурения шпурков по породе. Число шпурков по углю зависит от площади угольного забоя и крепости угля, определяется расчетом или принимается по данным практики:

Площадь угольного забоя, м ²	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
---	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Среднее число шпуров на 1 м ² угольного забоя	4,0	2,2	2,1	2,0	1,8	1,6
---	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Глубина шпурков по углю 1,5-2,5 м в зависимости от принятой организации работ.

В пластах мощностью до 0,75 м шпуры располагают в один ряд с веерным (рис.32, а) или клиновым (рис.32, б) врубом. При мощности пласта более 0,75 м их располагают в два ряда и более и используют клиновой центральный (рис.32, в) или боковой (рис.32, г) вруб.

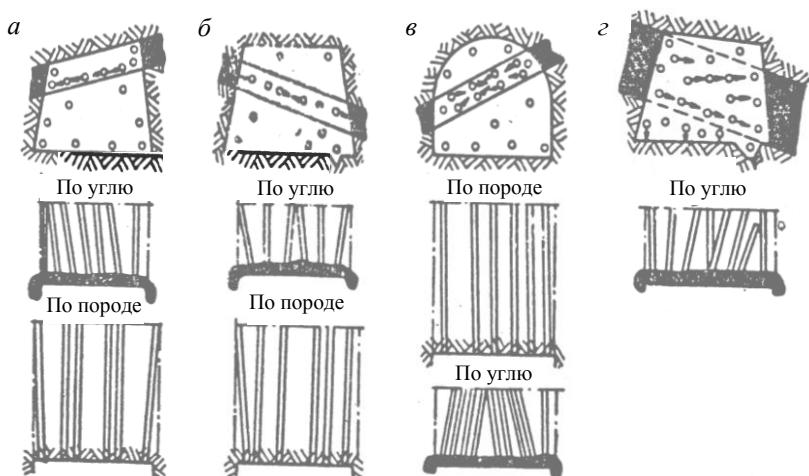


Рис.32. Схемы расположения шпурков при тонком пласте

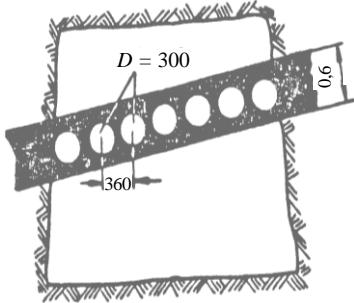


Рис.33. Схема выемки угля в забое штрека путем бурения скважин

Выбор типа взрывчатых веществ производится в соответствии с перечнем ВВ, допущенных к применению в шахтах различных категорий по углю или породе. Взрывные работы должны производиться в строгом соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

При проведении штреков по пластам, особо опасным по газу (в частности, опасным по внезапным выбросам угля и газа), когда

взрывные работы применять опасно, выемку угля можно производить бурением рядом расположенных скважин (рис.33) большого диаметра на длину одной заходки. Для этого могут быть использованы колонковые электросверла с режущим органом от буросбоечной машины ЛБС-4, которые обеспечивают бурение скважин диаметром 300 мм и длиной до 3-3,5 м. Уголь, остающийся между скважинами, а также у почвы и кровли пласта, отбивается вручную или с помощью отбойных молотков.

Подрывка породы производится буровзрывным способом, а в породах с коэффициентом крепости $f \leq 3$ и отбойными молотками. Для бурения шпуров по породе в зависимости от ее крепости используют ручные или колонковые электросверла, а также пневматические бурильные молотки.

В качестве установочных приспособлений для бурения шпуров применяют манипуляторы, а при пневматических молотках также пневмоподдержки.

Число шпуров на 1 м³ породного забоя при подрывке определяется расчетом с учетом наличия двух обнаженных поверхностей или принимается по данным практики:

Порода	Глинистый сланец	Песчанистый сланец	Песчаник
Число шпуров	0,6-0,8/1,1-1,3	0,8-1,0/1,3-1,5	1,0-1,5/1,5-3,0

Примечание. В числите и знаменателе – для подрывки соответственно кровли и почвы.

Глубина шпурков по породе должна быть кратной величине заходки по углю за полный цикл и обычно лежит в диапазоне от 2 до 4 м. Шпуры по породе располагают параллельно оси выработки (см. рис.32).

Расход ВВ на 1 м³ породы в массиве рассчитывают с учетом наличия двух обнаженных поверхностей забоя. Взрывные работы по породе ведутся в соответствии с Правилами безопасности.

Погрузка угля и породы производится породопогрузочными машинами, которые должны быть пригодны для погрузки и угля, и породы.

После погрузки породы окончательно выравнивают бока и кровлю выработки, возводят постоянную крепь и настилают пути. Постоянная крепь штреков не должна отставать от забоя по породе более чем на 3 м. При слабой кровле это расстояние уменьшается. Пространство между породным забоем и постоянной крепью должно быть закреплено временной крепью.

С точки зрения механизации проходческих работ, наиболее удобной оказалась временная выдвижная крепь, а при арочной форме поперечного сечения – штанговая крепь в чистом виде или в комбинации с верхним стальным элементом арки.

Иногда временную крепь не возводят, а выработку непосредственно у забоя крепят постоянной крепью, устанавливая рамы через одну. Установку промежуточных рам и полную затяжку выработки производят на расстоянии 10-20 м от забоя, где эти работы не мешают выполнению других проходческих операций.

Проветривание штреков при большой протяженности производят с помощью параллельной выработки: просека или штрека. В этом случае частичное проветривание необходимо только на участке между забоем выработки и ближайшей печью, сбивающей штрек с просеком. Для сокращения времени на проветривание выработки после взрыва зарядов применяют распыление воды перед забоем. При всасывающем проветривании целесообразно применять водяные завесы, образуемые

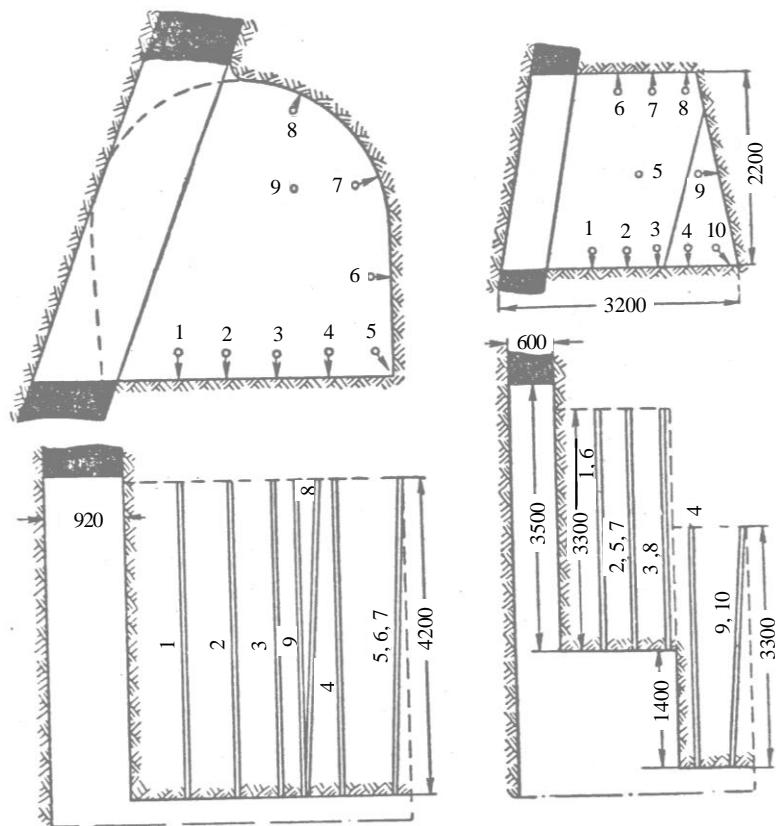


Рис.34. Схемы расположения шпуров в породном забое
при проведении штрука по кругому пласту

1-10 – номера шпуров

разбрьзгиванием воды через перфорированную трубу, прикрепляемую к верхняку на расстоянии 20-25 м от забоя.

Проведение выработки при кругом падении пласта. В этом случае проведение штрука узким забоем применяется значительно чаще, чем широким. Работы по углю и породе ведутся раздельно. При крепких породах забой по породе можно разделить на два уступа ([рис.34](#)).

Бурение шпурров по углю и породе ведется электрическими и пневматическими сверлами, а также пневматическими бурильными молотками.

Погрузка угля и породы осуществляется погрузочными машинами. Штреки крепятся податливыми видами крепи.

При проведении выработок по неоднородным породам четкая организация проходческого цикла имеет исключительно важное значение. Применяются две основные схемы организации работ: выполнение двух заходок по углю за сутки или за две смены и выполнение по одной заходке по углю и по породе с окончанием полного цикла за смену. В первом случае средняя глубина шпурров по углю принимается 1,0-1,6 м или 2,0-2,5 м и соответственно по породе 1,8-3,0 и 3,6-4,0 м. При второй схеме средняя глубина шпурров по углю принимается 1,8-2,5 м, а по породе соответственно 1,6-2,0 м. Скорость проведения штреков при сплошной системе разработки должна быть не меньше скорости подвигания лавы.

Организация работ в забое полевого штреека аналогична описанной применительно к проведению квершлагов, причем она должна быть увязана с работами в штреке по углю, с которым полевой штрек периодически сбивается наклонными печами по породе.

6.3. ПРОВЕДЕНИЕ ШТРЕКОВ ШИРОКИМ ЗАБОЕМ

Этот способ применяется при пологом и наклонном падении пластов. При проведении штреков широким забоем порода, заполняющая раскоску, под давлением оседающей кровли сжимается и уплотняется, вследствие чего крепь должна обладать известной податливостью. С другой стороны, устойчивость штреека при наличии раскоски обеспечивается лишь при достаточной ее ширине, зависящей от количества подрываемой породы. Поэтому штреки широким ходом проводят лишь при мощности пластов менее 1,3 м.

Раскоска может быть нижней и верхней (рис.35, а и б), когда располагается соответственно ниже и выше штреека по падению, по восстанию, а также двусторонней (рис.35, в), когда располагается с

обеих сторон штрека. В нижней части раскоски в первом случае (или верхней во втором) пространство шириной 1,5-2 м оставляют не заложенным породой. Образованная таким образом выработка носит название косовичника и используется для проветривания, доставки угля (в некоторых случаях), стока воды и т.п. Для сообщения косовичника со штреком в раскоске периодически оставляют не заложенные породой пространства шириной 1,5-2 м, – наклонные, или косовочные, ходки.

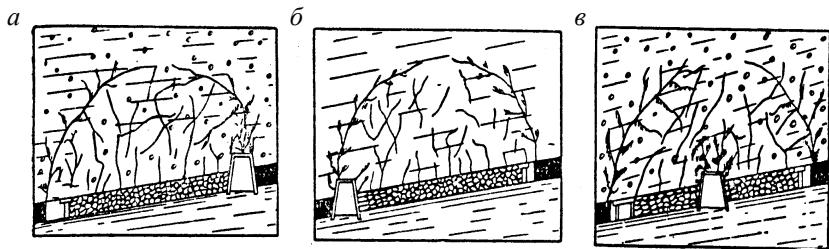


Рис.35. Схемы расположения раскоски

Наиболее благоприятные условия для размещения породы создаются при нижней раскоске. При односторонней раскоске (верхней или нижней), однако, и наличии недостаточно устойчивых пород в почве пласта породы, особенно пучащие, выдавливаются в выработку под действием опорного давления, воспринимаемого целиком. В таких условиях наибольшую устойчивость выработки обеспечивает двусторонняя раскоска, при которой выдавливание пород в пределах штрека может прекратиться полностью.

При проведении штреков с раскоской ширина забоя по углю (см. рис.30)

$$l = a + x + b,$$

где a – ширина штрека в проходке.

Ширину раскоски рассчитывают, исходя из условия размещения в ней всей породы от подрывки.

При проведении штреков с раскоской забой по углю всегда опережает забой по породе, как правило, на 5 м. Ширина забоя раскоски в зависимости от мощности пласта от 6-10 до 15-20 м.

Подорванная порода доставляется в раскоску при помощи скрепера, конвейера, закладочной машины или гидротранспортом. Укладка породы в раскоске должна производиться тщательно: вдоль штрека и косовичника выкладывают стенки шириной 1 м из более крупных кусков породы, а пространство между ними плотно заполняют оставшейся породой.

Для обеспечения на длительный срок проектного сечения выработок, проводимых широким забоем, в качестве постоянной крепи применяют металлическую арочную податливую крепь.

6.4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ

Организация работ является одним из главных факторов повышения технико-экономических показателей.

При строительстве горных выработок буровзрывным способом совершенствование организации работ возможно в следующих направлениях:

- выполнение работ по графику цикличности;
- обеспечение исправной работы механизмов за счет планово-предупредительного ремонта;
- укомплектование бригады квалифицированными рабочими;
- бесперебойное материально-техническое и энергетическое снабжение.

Проходческий цикл при буровзрывном способе складывается из следующих процессов:

- бурение шпуров (t_b);
- заряжание и взрывание (t_z);
- проветривание (t_s);
- осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние, возведение временной крепи (t_0);
- погрузка породы (t_n);
- возведение постоянной крепи (t_k);
- устройство водоотводной канавки, настилка рельсовых путей, наращивание ставов труб вентиляции, сжатого воздуха и другие вспомогательные работы (t_{bc}).

С учетом указанных в скобках обозначений продолжительности процессов продолжительность цикла

$$T_{\text{ц}} = t_6 + t_3 + t_B + t_0 + t_{\text{п}} + t_K + t_{\text{вс.}}$$

Указанные виды работ можно выполнять последовательно или с частичным совмещением. Степень совмещения работ зависит от принятой технологии и организации работ: бурение шпуров и погрузку породы можно совмещать во времени с возведением крепи (установкой затяжек), устройством водоотводной канавки, настилкой временного пути и другими вспомогательными работами.

Основополагающим принципом расчета продолжительности цикла является достижение оптимально высокой скорости проведения выработки при минимальных затратах труда и средств. В случаях, когда необходимо провести выработку в сжатые сроки и с заданной скоростью, продолжительность цикла

$$t_{\text{ц}} = n_q n_c l_{\text{ш}} \eta / v,$$

где n_q – количество рабочих часов в сутках; n_c – число рабочих суток в месяце; $l_{\text{ш}}$ – глубина шпура, м; η – коэффициент использования шпура; v – скорость проведения выработки, м/месяц.

Важным фактором циклической организации работ является ежесменный и ежесуточный учет и анализ продолжительности выполнения отдельных процессов и цикла в целом, установление причин, вызывающих увеличение времени цикла, и их устранение. Расчетную продолжительность выполнения отдельных процессов необходимо корректировать по усредненным фактическим данным.

С целью оптимизации проходческого цикла предложены различные методики экономико-математического моделирования горно-строительных работ. Выделим из них следующие:

- продолжительность основных процессов определяют с учетом глубины шпуров, а параметры проходческого цикла рассчитывают, исходя из продолжительности рабочей смены или ее части;
- месячную скорость подвигания забоя выработки принимают в качестве исходной информации, в соответствии с которой устанавливают параметры проходческого цикла;

- трудоемкость проходческого цикла моделируется по каждой операции отдельно;

- математически моделируется эксплуатационная производительность проходческого оборудования, по которой рассчитывается продолжительность проходческого цикла.

Расчет проходческого цикла (графика цикличности) производится поэтапно. Сначала составляют перечень процессов (работ), входящих в проходческий цикл, затем для каждого процесса определяют объем работ, время их выполнения и затраты труда.

Время выполнения механизированных процессов, включающих бурение шпуров и погрузку породы,

$$t_i^M = \frac{V_i^M}{Q_{s,i} n K_c} + t_{n,3},$$

где V_i^M – объем работы i -го процесса; $Q_{s,i}$ – эксплуатационная производительность машины, осуществляющей i -й процесс; n_i – число проходческих машин в забое; K_c – коэффициент, учитывающий снижение эксплуатационной производительности машин при совместной их работе, для бурильных установок $K_c = 0,95$, для погрузочных машин $K_c = 0,85$; $t_{n,3}$ – время выполнения подготовительно-заключительных работ i -го процесса, ч.

Время выполнения немеханизированных процессов, выполняемых вручную: возведение арочной крепи, устройство канавки и т.п. – определяют по трудоемкости работ:

$$t_i^P = \frac{V_i^P N_i K_i}{n_p},$$

где V_i^P – объем работ i -го процесса; N_i – норма времени на выполнение единицы работ i -го процесса, ч; K_i – коэффициент, учитывающий отклонение от норм времени по различным причинам (приток воды, угол наклона выработок и т.п.); n_p – число рабочих,

занятых на выполнении i -го процесса. Параметры N_i и K_i принимают в соответствии с нормативами [7].

Для учета организационных факторов при расчете продолжительности проходческого цикла используется следующая система коэффициентов:

- $k_{\text{опр}}$ – коэффициент, учитывающий уровень организации труда в забое, для выработок с нормативной скоростью проведения $k_{\text{опр}} = 0,73$, для выработок, лежащих на критическом пути $k_{\text{опр}} = 0,81$, для скоростного проведения выработок $k_{\text{опр}} = 1$;

- $k_{\text{бр}}$ – коэффициент, учитывающий профессиональную подготовку членов бригады, при скоростном проведении выработок $k_{\text{бр}} = 0,97$, при проведении протяженных выработок $k_{\text{бр}} = 0,83$, для новых бригад $k_{\text{бр}} = 0,68$;

- k_{k} – коэффициент, учитывающий изменение численности бригады, при увеличении численности бригады на одного человека $k_{\text{k}} = 1,06$, при уменьшении $k_{\text{k}} = 0,94$;

- $k_{\text{ппр}}$ – коэффициент, учитывающий регламентированные перерывы, $k_{\text{ппр}} = 1,11 \div 1,17$.

Тогда продолжительность цикла без совмещения работ составит:

$$T_{\text{ц}} = \sum_{i=1}^n t_i^{\text{p}} + \frac{k_{\text{ппр}}}{k_{\text{опр}} k_{\text{бр}} k_{\text{k}}} \sum_{i=1}^n t_i^{\text{M}}.$$

При совмещении горно-строительных работ продолжительность цикла

$$T_{\text{ц}} = \left(\sum_{i=1}^n t_i^{\text{p}} + \frac{k_{\text{ппр}}}{k_{\text{опр}} k_{\text{бр}} k_{\text{k}}} \sum_{i=1}^n t_i^{\text{M}} \right) k_{\text{сi}},$$

где k_{ci} – коэффициент, учитывающий совмещение процессов, $k_{ci} = 1 - t_{ci}/t_i$; t_{ci} – длительность совмещения процесса, ч; t_i – продолжительность процесса, ч.

При низких (50-75 м/месяц) скоростях проведения выработки средняя продолжительность цикла составляет 20-30 ч. В этом случае имеют место значительные внутрисменные и целосменные простоя. При высоких (200-300 м/месяц) скоростях проведения выработки средняя продолжительность цикла снижается до 4-7 ч. На рекордных проходках применяют широкое совмещение работ, а продолжительность цикла снижается до 1,5-2,5 ч.

При составлении графика цикличности необходимо указывать наименование процессов, объем работ и число рабочих, занятых в каждом процессе, продолжительность выполнения процесса. Принцип расстановки рабочих по процессам следующий: в любое время цикла все рабочие должны быть заняты.

Важным элементом совершенствования организации работ является бесперебойная работа машин и механизмов. Главным мероприятием по обеспечению нормальной работы бурильных установок, погрузочных машин является своевременный и качественный планово-предупредительный ремонт, проводимый в отведенное графиком время специализированной бригадой. Заслуживает внимания опыт отдельных проходок, где для ремонта машин, наращивания ставов труб и рельсовых путей отводят специальную смену в сутки. Число членов бригады зависит от выработки, техники и технологической схемы проведения и должно быть оптимальным.

При недостаточном числе проходчиков увеличивается время выполнения работ и снижается скорость проведения выработок, при избыточном – снижается производительность труда.

Своевременное и в необходимом количестве снабжение материалами и энергетическими ресурсами необходимо для бесперебойной работы, ликвидации и сокращения простоев, способствует повышению скорости проходки и производительности труда.

Производительность труда зависит от трудоемкости работ и характеризует технику, технологию и организацию производства горно-проходческих работ.

Производительность труда измеряется в кубических метрах готовой выработки на одну человеко-смену:

$$P = \frac{vS_{cb}}{n_d n_{vых} \lambda},$$

где v – подвигание забоя выработки, м/месяц; S_{cb} – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ; n_d – число рабочих дней по проходке в месяц; λ – коэффициент, учитывающий продолжительность смены, $\lambda = 6/t_{cm}$; t_{cm} – продолжительность смены, ч; $n_{vых}$ – число фактически отработанных человеко-смен в сутки (число выходов).

Иногда производительность труда определяют в линейных единицах (в метрах на одну человеко-смену):

$$P^l = \frac{v}{n_d n_{vых} \lambda}.$$

Производительность труда в линейных единицах не полностью отражает трудовые затраты на строительство горных выработок и может использоваться только при сравнении результатов по выработкам с одинаковой площадью поперечного сечения.

Производительность труда зависит от геологических, технологических и организационных факторов.

В последние годы наблюдается снижение производительности труда, что объясняется усложнением проведения выработок в связи с растущей глубиной разработки.

В общем случае трудоемкость работ увеличивается, а производительность труда падает при проведении выработок в крепких породах, где приходится применять более сложные конструкции крепи.

7. ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМБАЙНОВ

7.1. ПРЕИМУЩЕСТВА И НЕДОСТАТКИ КОМБАЙНОВОГО СПОСОБА ПРОХОДКИ

Научно-технический прогресс в области проведения горных выработок – важнейшего элемента современной технологии добычи полезных ископаемых, – в основном, реализуется путем развития комбайнового способа проходки. Последний обеспечивает по сравнению с буровзрывным способом более высокие темпы проходки и производительность труда.

Удельный вес комбайновой проходки в угольной промышленности России в настоящее время составляет около 50 % объемов проходки, из них около 40 % проходится по углю. На 2003 г. намечено увеличение удельного веса комбайновой проходки до 80 %. Значительно вырастут объемы проходки выработок по углю, что связано с реструктуризацией отрасли, предусматривающей прекращение добычи угля из маломощных пластов, сокращение добычи на крутопадающих пластиах.

В угольной промышленности РФ по состоянию на 1.01.99 парк проходческих комбайнов состоял из 789 комбайнов, из них в работе находилось 487. Около 90 % этого парка представлены комбайнами 1ГПКС, 1ПК-Зр и 4ПУ, оснащенными продольно-осевыми коронками.

Основные достоинства комбайнового способа проведения горных выработок заключаются в следующем:

- полная механизация и совмещение по времени основных процессов выемки и погрузки горной массы: при применении временной передвижной крепи с этими работами совмещают также возведение постоянной крепи;
- выемка породы в пределах проектного контура выработки без нарушения сплошности и окружающего массива;
- увеличение темпов проходки и производительности труда рабочих в 2-2,5 раза по сравнению с буровзрывным способом проходки;

- снижение стоимости строительства;
- повышение безопасности и улучшение санитарных условий работ.

Применяемые в настоящее время в промышленных условиях проходческие комбайны делят на две группы: бурового типа (роторные) и стреловые.

Комбайны бурового типа (табл.3) могут разрушать породы с пределом прочности 150 МПа и более. Они работают по принципу распорно-шагающих механизмов и обеспечивают проходку выработок круглой формы. Проходческие комбайны бурового типа имеют роторный исполнительный орган, выполняющий функции разрушения породы, погрузки и транспортировки. Комбайн снабжен шарошками лобового резания, погрузочными ковшами и ленточным конвейером.

Комбайны бурового действия не свободны от недостатков:

- ограниченная мобильность из-за сложного распорно-шагающего устройства;
- большие масса и длина комбайна (масса 90-250 т, длина 15-16 м);
- возможность проходки выработок только круглого сечения с большим радиусом искривления (100-140 м);
- необходимость замены роторного исполнительного органа при изменении размеров выработки;

Таблица 3

Техническая характеристика комбайнов бурового типа

Показатель	КРТ	Союз-19у	Урал-10КСА	Урал-20КСА	ПК-8м
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	16,5	20,6	8,3; 9,4; 10,5	15,3; 17,9; 20,2	8-9
Максимальный коэффициент крепости разрушаемых пород по шкале Протодьяконова	8	8	4	4	4
Абразивность пород, мг	35	35	—	—	—

Угол наклона выработки, градусы	± 10	± 10	± 12	± 12	± 15
Мощность двигателей комбайна, кВт:					
установленная	417	960	444,6	536	356
суммарная исполнительного органа	230	640	—	—	—
Усилие подачи, кН	1600	6400	—	—	—
Масса комбайна, т	116	280	63	78-82	65
Длина комбайна, м	15	15,2	12,3	11,5	9,3

- громоздкость, затрудняющая осмотр, ремонт и выполнение работ по креплению выработок;
- высокая трудоемкость монтажных работ (на доставку и монтаж затрачивается 1000-2500 человеко-смен без учета устройства специальной камеры объемом до 1200-1500 м³).

В связи с высокой стоимостью и большими затратами времени на монтажные работы комбайны бурowego действия целесообразно применять только при проведении длинных мало искривленных выработок. Поэтому их используют при строительстве длинных тоннелей, реже выработок в шахтах.

Стреловые проходческие комбайны (табл.4), или, как их еще называют, *комбайны избирательного действия*, позволяют полностью механизировать процесс отбойки и погрузки горной массы, что чрезвычайно важно для горно-добывающих предприятий.

Таблица 4

Техническая характеристика стрелковых проходческих комбайнов (избирательного действия)

Показатель	КП-25	КП-20Б	1ГПКС	1ПК-3р	4ПУ	K56МГ	КН-78	4ПП-5	4ПП-2м	П-160
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	7-25	7-20	6-17	5,3-12	4-8,2	4-8,5	—	14-35	9-25	9-33
Предел прочности пересекаемых пород при одноосном сжатии, МПа	90	80	70	60	50	50	—	90	80	100
Аbrasивность, мг	15	15	15	12	10	5	—	15	15	—
Угол наклона выработки, градусы	±12	±20	±20	±10	±10	±15	±18	±10	±10	±10
Техническая производительность комбайна, ч/мин:										
по углю	2,4	1,83	1,42	1,65	1,2	2,25	1,1	—	—	2
по породе	0,2-0,3	0,24	0,23	0,22	0,18	—	—	0,29	0,26	0,27
Установленная мощность комбайна, кВт	155	18	110	108,5	74	88	89	340	225	280
Мощность привода исполнительного органа комбайна, кВт	110	90	55	45	22	55	55	200	120	160
Масса комбайна, т	37	25	20	13	10,5	12,7	15,3	75	45	48
Длина комбайна, м	10,5	9,5	10,5	6,57	5,9	5,4	—	14	9,1	12

* В тоннах в минуту.

Эти мощные самоходные агрегаты снабжены режущей головкой и погрузочным органом. Как правило, комбайны имеют гусеничный ход, но имеются модификации на пневмоколесном и рельсовом ходу. Погрузочный орган представляет собой комбинацию нагребающих лап или нагребающего ковшового органа со скребковым или цепным конвейером.

Комбайны избирательного действия имеют по сравнению с комбайнами бурого типа следующие преимущества:

- большую маневренность;
- возможность монтажа в выработках небольшой площади сечения ($8-10\text{ m}^2$) без применения специального оборудования;
- возможность обработки забоя выработки любой формы, кроме круглой, с площадью поперечного сечения от 4 до 30 m^2 и более;
- обеспечение раздельной выемки горной массы в смешанных забоях в выработках любой формы;
- возможность после окончания проведения выработки перенести комбайн в другой забой без перемонтажа;
- меньшие масса и стоимость.

Однако стреловые комбайны значительно (в 2-4 раза) уступают комбайнам бурого типа по производительности.

Комбайны избирательного действия выпускаются двух типов: тяжелого (масса более 40 т) и легкого (масса до 20 т). В настоящее время, в основном, применяют комбайны легкого типа (более 85 %) с резцовыми исполнительными органами. За рубежом на породах с прочностью на сжатие более 60 МПа работают комбайны тяжелого типа. В породах меньшей прочности при проходке выработок и добыче полезных ископаемых используют комбайны легкого типа.

Большинство проходческих комбайнов избирательного действия работают с поворотными круглыми резцами. Эту конструкцию в настоящее время предпочитают все изготовители проходческих комбайнов.

Комбайны избирательного действия не лишены недостатков:

- невысокая эксплуатационная производительность по породе;
- неуравновешенность в продольном и поперечном направлении и конструктивная сложность исполнительного органа, способствующая возникновению динамических нагрузок;

- более сложная конструкция погрузочных устройств;
- невозможность проведения выработок по крепким, абразивным породам;
- высокий уровень пылеобразования и низкая эффективность средств борьбы с пылью.

В настоящее время большое внимание уделяется созданию на базе комбайнов избирательного действия проходческих комплексов, которые позволяют механизировать основные процессы и совместить выемку горной массы с креплением выработки и другими работами. Комбайновый комплекс (табл.5) включает набор оборудования для механизации основных процессов. Остальное оборудование подбирают в зависимости от типа комбайна. Оно должно обеспечить высокую скорость проходки и производительность труда по

Таблица 5

Состав и техническая характеристика проходческого комплекса

Показатель	КГК-1	КГК-2	КСО-1м	К4ПП-2	КПП-5
Расчетная скорость проведения выработки, м/смену	3-6	2,8-5	4-6	2,5-4	2,5-4
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	13-18	13-20	4,7-15	15-20	16-36
Форма поперечного сечения	Арочная		Трапециевидная или прямоугольная		
Базовый комбайн	4ПП-2м 4ПП-2м		1ГПКС	4ПП-2м 4ПП-5	
Призабойный транспорт		Перегружатель	У-84		Ленточный перегружатель ППЛ-1К
Транспорт по выработке	1ЛТ-80	1ЛТ-80	Бункер-вагон Б-1		Ленточный телескопический конвейер 1ЛТП-80
Постоянная крепь	Анкерная	Арочная металлическая или анкерная		Металлическая Податливая	
Оборудование для возведения крепи	КПУ-1	КПУ-1	ПА-1	КПУ-2	КПМ-8
Длина комплекса, м	50	60	20	50	55

Масса комплекса, т	-	-	25	70	100
--------------------	---	---	----	----	-----

всей технологической цепочки. Расчетная скорость проведения выработки проходческим комплексом достигает 400 м/месяц, а производительность труда рабочего $10 \text{ м}^3/\text{человеко-смену}$ и более.

При разработке технологических схем разрушения забоя необходимо стремиться, чтобы удельный путь резания (производительное перемещение и холостой ход исполнительного органа) был минимальным. Оптимальные технологические схемы разрушения массива способствуют значительному снижению износа режущего инструмента и удельной энергоемкости разрушения, повышению производительности комбайна, что в конечном итоге определяет технико-экономические показатели комбайновой технологии.

Анализ особенностей строения массивов, влияющих на разработку различных месторождений, позволил разработать рекомендации по выбору рациональных схем разрушения, которые охватывают широкий диапазон прочностных свойств пород. В однородных породах режущую коронку перемещают к направлению трещиноватости (рис.36, а и б); при слабых породах кровли выработки разрушения забоя производят сверху вниз (рис.36, в) или сначала вынимают центральную зону, а затем боковые части

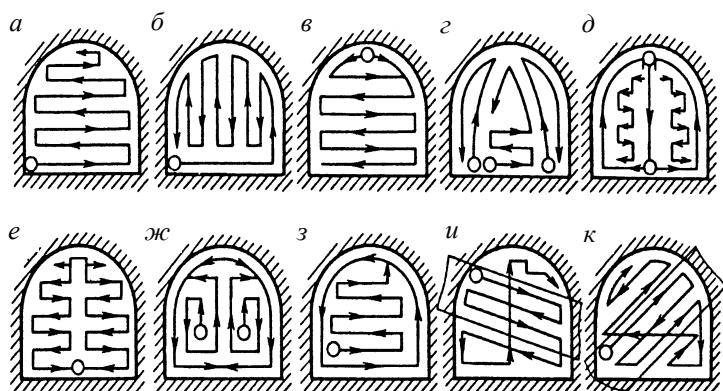


Рис.36. Технологические схемы разрушения забоя выработки исполнительным органом комбайна при различных структурах массива

(рис.36, *г*); при больших сечениях выработки в слабых и слоистых породах сначала оконтуривают выработку, затем делают вертикальный врез и в последнюю очередь разрабатывают ядро забоя (рис.36, *д*). Если площадь сечения выработки больше зоны действия с одной стоянки комбайна, то сначала отрабатывают одну часть забоя, а затем оставшуюся (рис.36, *е*). По породам с $f \leq 6$ применяют схему с двумя врезами в центральной части забоя (рис.36, *ж*). Для точного оконтуривания сечения выработки при обработке забоя вертикальными и горизонтальными резцами по периметру ее оставляют целик толщиной около двух третей диаметра коронки, который разрушают последним (рис.36, *з*). При проведении выработок по смешанному забою направление перемещения режущей коронки совпадает с направлением слоистости пород. При этом сначала выбирают слабый слой, а затем разрушают оставшуюся часть забоя (рис.36, *и, к*).

7.2. ВОЗВЕДЕНИЕ КРЕПИ

При работе комбайнов избирательного действия по мере подвигания забоя возводят временную или постоянную крепь в зависимости от устойчивости пород кровли. В качестве постоянной крепи в выработках применяют несколько видов крепи: металлическую, арочную из спецпрофиля, рамную смешанную из железобетонных трубчатых стоек и металлических верхняков, анкерную, деревянную рамную и бетонную.

При неустойчивой кровле по мере подвигания забоя возводят постоянную крепь. В этот период комбайн не работает. При устойчивой кровле по мере подвигания забоя рекомендуется возводить крепь у забоя с большим расстоянием между рамами, чем предусматривает паспорт постоянного крепления. Такая крепь в призабойном пространстве работает как временная крепь. В дальнейшем над или за комбайном на расстоянии 15-20 м возводят промежуточные рамы и затягивают бока выработки. Исследования показывают, что использование в качестве временной крепи элементов постоянного крепления и дальнейшее возведение

промежуточных рам не в зоне работы комбайна сокращают время технологических перерывов, связанных с процессом крепления, на 22-30 %. Подготовку к возведению крепи, настилке путей, удлинению скребкового конвейера или монорельсовой дорожки преимущественно совмещают с работой комбайна. При достаточном числе проходчиков в звене настилку путей, удлинение конвейера или монорельсовой дорожки совмещают во времени с процессом крепления или выполнения вспомогательных работ.

Производство работ по креплению значительно усложняется, если в качестве постоянной крепи принята арочная крепь из спецпрофиля с бетонными затяжками. Механизировать установку арок сложно, еще сложнее механизировать закладку бетонных затяжек. Поэтому возведение такого вида крепи, как правило, сопровождается полной остановкой комбайна и приводит к существенным потерям времени.

Как показывает опыт, возведение крепи с рамными металлическими конструкциями при применении комбайнов избирательного действия занимает до 40 % времени проходческого цикла.

Указанные недостатки могут быть устранены заменой деревянных и бетонных затяжек тканевыми или металлическими сетчатыми затяжками, а также применением временной гидрофицированной металлической передвижной крепи или установкой на комбайнне специального навесного оборудования для механизации монтажа элементов крепи. Как свидетельствует зарубежный опыт, механизация возведения крепи позволяет увеличить скорость проходки в 1,5-2 раза и сократить численность проходчиков в 1,3-1,5 раза.

Частичное или полное совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи может быть обеспечено путем применения в забойной части выработки временной механизированной передвижкой крепи типа КМК-3м конструкции ЦНИИподземмаша ([рис.37](#)). Крепь КМК-3м состоит из двух секций, в каждую из которых входят четыре арки двух типов. Арки связаны попарно между собой четырьмя домкратами передвижения 8. Обе половины верхняка 2 соединяются быстроразъемными клиновыми

замками. В стойках 1 закреплены вертикальные домкраты распора 6. На каждой арке сверху установлены на шарнирных опорах лыжи 4. На концах лыж арки 5 подвешены кружала 3, которые служат, как и сама арка, опорами для соединения арок при их передвижении.

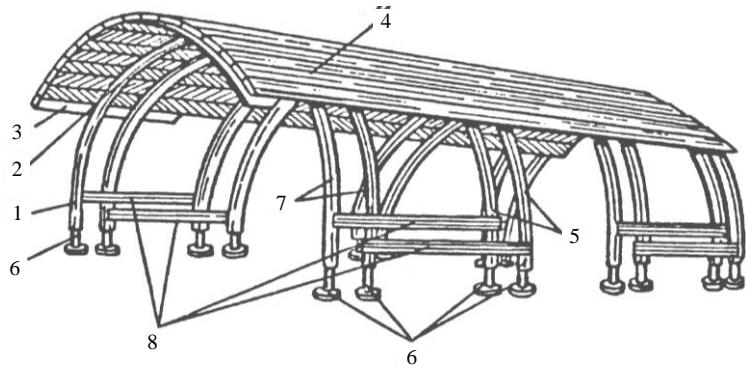


Рис.37. Временная механизированная передвижная крепь КМК-3м

Передвижение арок производят поочередно: сначала арку 7 поднимают домкратом 6 и опирают арку 7 лыжами 4 на арку 5 и кружало 3. Между лыжами и породой образуется зазор в 60 мм. После этого включают домкрат 8 и арку передвигают. В аналогичной последовательности передвигают вторую арку 7 и обе арки 5.

При проведении подготовительных выработок комбайновым способом все более широкое применение как у нас в стране, так и за рубежом находят средства механизации установки постоянной крепи, навешиваемые на проходческие комбайны. Средства механизации монтируют как на стреле, так и на корпусе комбайна.

Существующие средства механизации возведения металлической арочной крепи подразделяют на предназначенные для установки крепи непосредственно у забоя и ее возведения вне зоны работы проходческого комбайна.

7.3. ПРОВЕТРИВАНИЕ И ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЕ

Проведение выработок комбайновым способом сопровождается повышенной запыленностью воздуха в призабойном пространстве, возможностью газовыделения из породных обнажений. Основные источники пылевыделения при проходе выработок комбайнами следующие:

- процесс резания породы и угля рабочим органом;
- погрузка, перегрузка и транспортирование горной массы;
- вторичное завихрение осевшей пыли.

Распространение комбайнового способа проведения выработок во многом зависит от эффективности борьбы с пылью. Запыленность воздуха в проходческом забое при отсутствии специальных средств пылеподавления достигает 2000-3000 мг/м³ и более, что не соответствует нормальным условиям работы обслуживающего персонала и оборудования. Кроме того, интенсивное пылеобразование при работе по углю значительно повышает опасность ведения работ в шахтах, опасных по пыли. Интенсивность пылеобразования и запыленность воздуха зависят от следующих факторов:

- физико-механических свойств угля и пород;
- способа разрушения забоя;
- скорости проведения выработки;
- способа погрузки и применяемых средств доставки разрушенной горной массы;
- эффективности применяемой системы проветривания забоя и средств пылеподавления.

Одним из основных средств борьбы с пылью является проветривание. Правильно организованное проветривание забоя значительно снижает запыленность воздуха на рабочих местах.

Проветривание тупиковых выработок при комбайновом их проведении осложняется тем, что подведение свежего воздуха к забою и отвод исходящего осуществляется чаще всего по одной и той же выработке и требует применения различных вентиляционных устройств. В зависимости от условий проходки применяют следующие способы вентиляции тупиковых выработок:

нагнетательный (наиболее распространенный), всасывающий, комбинированный.

При комбайновой проходке в качестве борьбы с пылью в призабойной зоне используют пылеотсасывающие установки, поставляемые с комплектом оборудования. Поэтому вентиляцию механизированных забоев осуществляют комбинированными способами. Свежий воздух подают в забой по нагнетательному трубопроводу, а в качестве всасывающего используют трубопровод пылеотсасывающей установки.

7.4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ

Организация работ при комбайновом способе проведения горных выработок должна обеспечивать максимально возможное использование рабочего времени комбайна, оптимальное совмещение во времени основных процессов проходческого цикла, который не имеет ярко выраженных границ, как при буровзрывном способе, сокращение времени подготовительно-заключительных операций, ликвидацию простоеев.

Рабочую смену начинают с осмотра комбайна и горно-проходческого оборудования и замены резцов. Затем приступают к выполнению основных процессов: обработке забоя, погрузке и транспортированию горной массы. Другие рабочие подготавливают

Процесс	Число проходчиков	Продолжительность операции, мин	Часы смены					
			1	2	3	4	5	6
Подготовка к работе	7	25						
Работа комбайна	1	245						
Обслуживание комбайна	2-3	275						
Возведение крепи	3-7	297						
Нарашивание монорельса	5	18						
Нарашивание труб	2	18						
Регламентированный перерыв	7	20						

Рис.38. График организации работ при проведении штрека комбайном

элементы крепи к их возведению в забое, устанавливают промежуточные рамы и затягивают бока выработки вне зоны работы комбайна, грузят вручную оставшуюся породу у боков выработки. Время непрерывной работы комбайна зависит от его производительности, прочности породы, допустимой величины обнажения кровли, технического состояния комбайна, квалификации машиниста и других факторов. При современном уровне механизации основных процессов, надежности горно-проходческого оборудования коэффициент использования проходческого комбайна колеблется от 0,16 до 0,28 и достигает более высоких значений при скоростных проходках. В качестве примера приведем график организации работ при проведении штрека (площадь поперечного сечения выработки в проходке $S_{\text{пр}} = 7,8 \text{ м}^2$) смешанным забоем с коэффициентом присечки 0,6 и крепью АП-3 с плотностью установки 1,25 рамы на 1 м (рис.38). Скорость проходки 5 м/смену.

В ремонтно-подготовительную смену производят профилактический осмотр и текущий ремонт горно-проходческого оборудования, наращивание коммуникаций, устройство водоотводной канавки, доставку к забою элементов крепи, оборудования и материалов.

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Баклашов И.В.* Механика подземных сооружений и конструкции крепей / И.В.Баклашов, Б.А.Картозия. М.: Недра, 1995.
2. Буровзрывная технология проведения горизонтальных и наклонных выработок: Методическое руководство / Сост.: В.И.Очкуров, И.Е.Долгий; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 2000.
3. *Вяльцев М.М.* Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. М.: Недра, 1989.
4. *Дмитрак Ю.А.* Механизация проведения выработок буровзрывным способом. М.: Недра, 1974.
5. Единые нормы выработки и времени на горно-проходческие работы при строительстве шахт и рудников цветной металлургии. М.: Недра, 1976.
6. Единые нормы выработки и времени на горно-проходческие работы при строительстве шахт и рудников цветной металлургии. М.: Недра, 1980.
7. Единые нормы выработки и времени на подземные, очистные, горно-проходческие и нарезные работы для шахт и рудников горно-добычающей промышленности. М.: Недра, 1980.
8. Единые нормы и расценки на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сборник Е-36. Горно-проходческие работы. М.: Стройиздат, 1988. Вып.1.
9. Единые правила безопасности при взрывных работах. М.: Недра, 1972.
10. *Ищук И.Г.* Средства комплексного обессыливания горных предприятий / И.Г.Ищук, Г.А.Поздняков. М.: Недра, 1991.
11. *Каменский Л.Е.* Экономика шахтного и подземного строительства / Л.Е.Каменский, Е.В.Шибаев. М.: Недра, 1987.
12. *Картозия Б.А.* Строительная геотехнология / Московский горный ин-т. М., 1998.
13. Каталог проходческого оборудования зарубежных фирм. М.: ТехноЭкс, 1994.
14. *Кирин Б.Ф.* Рудничная и промышленная аэрология / Б.Ф.Кирин, К.З.Ушаков. М.: Недра, 1983.
15. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник / Под ред. В.Н.Хорина. М.: Недра, 1987.
16. Механизация проведения подготовительных выработок / А.И.Петров, Г.Г.Штумпф, П.В.Егоров, Г.Н.Архипов. М.: Недра, 1988.
17. *Насонов И.Д.* Технология строительства горных предприятий / И.Д.Насонов, М.Н.Шуплик, В.И.Ресин. М.: Недра, 1990.
18. Основы горного производства, технология проведения горных выработок: Методические указания / Сост. И.Е.Долгий; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 1998.
19. Основы горного производства: Программа, методические указания и контрольное задание / Сост.: И.Е.Долгий, В.И.Очкуров, В.Н.Очнев; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, 2000.

20. Очистное и проходческое оборудование для угольных шахт: Отраслевой каталог. Часть II. Машины и оборудование для проходческих работ / ЦНИИЭИуголь. М., 1994.
21. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля. М.: Недра, 1987.
22. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М.: Недра, 1985.
23. Прейскурант №19-02. Оптовые цены на оборудование горно-шахтное. М.: Прейскурантиздат, 1981.
24. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. М.: Недра, 1975.
25. Сборник задач по экономике, планированию и управлению строительством горных предприятий: Учеб. пособие / Ю.Н.Огородников, А.И.Морозов, Н.С.Попова и др. М.: Недра, 1986.
26. Смирняков В.В. Технология строительства горных предприятий: Учебник для вузов / В.В.Смирняков, В.И.Вихарев, В.И.Очкуров. М.: Недра, 1989.
27. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки / Госстрой СССР. М., 1985.
28. Справочник инженера-шахтостроителя / Под ред. В.В.Белого. Т.1, 2. М.: Недра, 1983.
29. Техника и технология горно-подготовительных работ в угольной промышленности / Под ред. Э.Э.Нильва. М.: Недра, 1991.
30. Техника и технология горно-подготовительных работ в угольной промышленности / Под ред. Э.Э.Нильвы. М.: Недра, 1991.
31. Федунец Б.И. Технология проведения горных выработок в крепких породах комбайнами / Московский горный ин-т. М., 1988.
32. Шахтное и подземное строительство: Учебник для вузов / Б.А.Картозия, М.Н.Шуплик, Б.И.Федунец и др. / Академия горных наук. М., 1999.
33. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок: Учеб. пособие. М.: Недра, 1985.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНОЛОГИЯ.....	4
1.1. Месторождений полезных ископаемых	4
1.2. Горные выработки и их классификация	5
2. ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД.....	12
2.1. Физико-механические свойства горных пород.....	12
2.2. Горное давление	14
2.3. Устойчивость обнажений пород в горных выработках.....	16
2.4. Расчет горного давления.....	18
3. ГОРНАЯ КРЕПЬ.....	19
3.1. Требования к горной крепи и ее виды	19
3.2. Материалы для горной крепи	21
3.3. Виды крепи	24
3.4. Общие требования к расчету крепи горизонтальных горных выработок..	31
4. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК	32
4.1. Выбор формы и определение размеров поперечного сечения выработок .	32
4.2. Организация работ при проведении выработок.....	35
5. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ОДНОРОДНОЙ КРЕПКОЙ ПОРОДЕ	36
5.1. Буровзрывной способ проходки.....	36
5.2. Проветривание выработок.....	50
5.3. Погрузка породы	53
5.4. Призабойный транспорт	57
5.5. Возведение постоянной крепи	61

6. ПРОВЕДЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОДАХ.....	70
6.1. Особенности проведения выработок	70
6.2. Проведение штреков узким забоем	73
6.3. Проведение штреков широким забоем	73
6.4. Организация работ	80
7. ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМБАЙНОВ ...	86
7.1. Преимущества и недостатки комбайнового способа проходки	86
7.2. Возведение крепи	93
7.3. Проветривание и пылеподавление.....	95
7.4. Организация работ	97
РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	93