

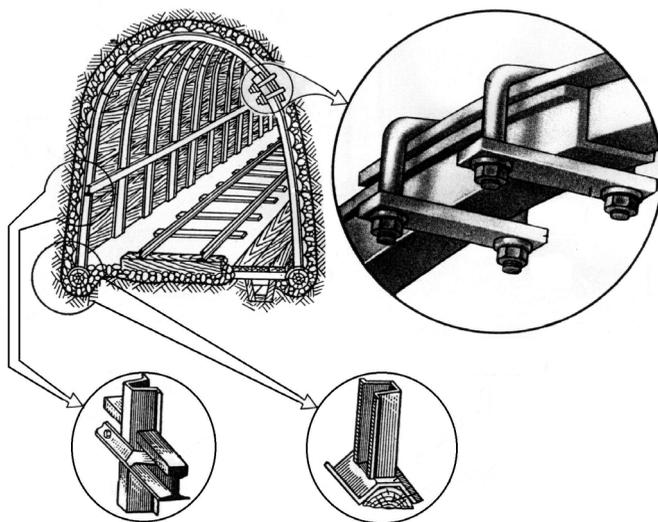
Министерство образования и науки Украины
Донецкий национальный технический университет

О.И. Калиниченко

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНО-РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

(ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 7.090306 «БУРЕНИЕ»)

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ



Донецк – 2004

Калиниченко О.И. Проведение горно-разведочных выработок: Учебное пособие. – Донецк: ДонНТУ, 2004. - 161 с.

Учебное пособие написано в виде конспекта лекций, читаемых автором в ДонНТУ для студентов специальности 7.090306 «Бурение», и является логическим продолжением курса «Основы горно-разведочного производства».

В пособии рассмотрены основные способы и технологические схемы проведения, а также особенности проектирования технологии проведения горизонтальных и вертикальных выработок в специфических условиях горно-разведочного производства.

При раскрытии тем, предложенных в пособии использованы данные, изложенные в учебных изданиях, а также апробированные в статьях и монографиях, результаты научных исследований известных ученых в области горного и горно-разведочного производства: Багдасарова Ш.В., Брылова С.А., Борисова С.С., Верчебы А.О., Горелика М.Л., Горнового Б.А., Грабчака Л.Г., Гудзя А.Г., Клокова М.П., Комащенко В.М., Лукьянова В.Г., Левита В.В., Миндели Э.О., Мухтарова Г.Г., Несмотряева В.И., Некрасова Я.Э., Пальмова И.И., Рогинского В.М., Рогова В.Ф., Стоева И.С., Таранова П.Я., Тюркяна Р.А., Хорева В.А., Шевцова Н.Р., Федоренко П.И. Шехурдина В.К., Ярмака М.Ф. и др.

Пособие подготовлено на кафедре технологии и техники геологоразведочных работ Донецкого национального технического университета

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	2
1. Общие сведения о проектировании и технологии проведения разведочных шахт и штолен	3
2. Некоторые физико-механические свойства пород и их влияние на эффективность проходческих работ	5
3. Проведение горизонтальных выработок в крепких однородных породах	15
3.1. Формы и размеры поперечного сечения выработок.....	18
3.2. Производство буровзрывных работ.....	24
3.3. Схемы и параметры проветривания выработок....	35
3.4. Уборка породы. Особенности выбора комплектов оборудования.....	45
3.5. Крепление выработок. Параметры элементов крепи. Паспорт крепления.....	62
3.6. Разработка графика организации работ.....	82
4. Особенности проведения выработок в мягких однородных породах	94
5. Особенности проведение выработок в неоднородных породах	95
Вопросы и темы 1 модульного контроля. Список литературы	97
6. Проведение разведочных шурфов	100
6.1. Параметры и способы проходки разведочных шурфов.....	100
6.2. Проходка шурфов с ручной отбойкой породы.....	104
6.3. Буровзрывной способ проходки шурфов.....	116
6.4. Машинный способ проходки шурфов.....	118
6.5. Геологические наблюдения при проходке шурфов	123
7. Проходка стволов разведочных шахт	124
7.1. Типоразмеры и армировка стволов шахт.....	125
7.2. Сооружение устья ствола.....	130
7.3. Технологические схемы проведения стволов.....	133
7.4. Способы и технологические процессы проведения стволов.....	136
7.5. Организация работ по проходке стволов	156
Вопросы и темы 2 модульного контроля. Список литературы	158

Введение

Проведение горно-разведочных выработок является одним из основных видов геологоразведочных работ, особенно, при изучении месторождений с крайне неравномерным содержанием полезных компонентов и невыдержанностью рудных тел по мощности. Такие выработки находят применение в процессе поисково-оценочных работ, а также на стадиях разведки и доразведки месторождений (детальная и эксплуатационная разведка), обеспечивая при этом основной прирост запасов промышленных категорий целого ряда видов минерального сырья.

При детальной разведке месторождений основными разведочными выработками являются штольни и стволы шахт с комплексом других подземных выработок. Доминирующее значение таких выработок сказывается при разведке месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов, причем масштабы их возрастают с увеличением размеров, сложности и глубины залегания месторождения.

При эксплуатационной разведке на горных предприятиях проводятся разнообразные горные выработки, выбор которых в значительной степени определяется способом разработки месторождений. Штольни, стволы, квершлагги, штреки, рассечки и восстающие проходят с учетом возможности использования их при эксплуатации – впоследствии эти выработки часто становятся эксплуатационными.

В общем случае, целью проведения горно-разведочных выработок является изучение структурных особенностей и качества полезных ископаемых по результатам опробования и технологических исследований сырья, разведки сложных коренных и россыпных месторождений, доразведки месторождений на флангах и глубоких горизонтах, вскрытия и подготовки месторождений к разработке в процессе детальной разведки. Кроме того часть разведочных выработок используется в технических целях (вентиляционные выработки, запасные выходы, камеры различного целевого назначения и др).

В геологической отрасли среднее соотношение объема проходки подземных горных выработок на коренных месторождениях и на россыпях составляет 9:1. Преобладающие объемы работ (более 90%) приходятся на горизонтальные выработки

(вместе с камерными). Подземные горно-разведочные объекты на россыпных месторождениях представлены, как правило, мелкими шахтами с наклонными стволами протяженностью до 30 м.

Протяженность горизонтальных выработок на коренных месторождениях колеблется в значительном диапазоне: штолен - от 100 м до 2000 м и более; штреков – от 50 до 1000 м; рассечек от 5 до 100 м (в среднем 15-20 м). На россыпях средняя протяженность рассечек около 40 м.

На каждом подземном горно-разведочном объекте в одно-временной проходке находятся большей частью несколько горизонтальных выработок (обычно, это стволы штолен или штреки и рассечки из них). В таких условиях характерна многозабойная организация проходческих работ.

Особенностью разведочных выработок является то, что они, как правило, имеют небольшую площадь поперечного сечения. Большое разнообразие и сложность ведения горно-разведочных работ, высокая подвижность, рассредоточенность на больших площадях, стесненные условия в подземных выработках, определяют повышение требований к вопросам надежности и организации работ. При проектировании технологии проведения разведочных выработок не всегда можно использовать отлаженные для горнодобывающих предприятий технологические и организационные решения. С учетом отмеченной специфики, весьма важным элементом процесса производства подземных горно-разведочных работ является их проектирование, определяющее организационно-технический уровень и показатель работ.

1. Общие сведения о проектировании и технологии проведения разведочных шахт и штолен

Сооружение разведочных шахт и штолен производят согласно рабочим проектам, которые являются частью проектов на производство геологоразведочных работ. В состав рабочего проекта входят шесть частей (разделов) и приложения (рис. 1.1).

К рабочему проекту прилагают необходимые документы по его рассмотрению и утверждению и графику (в том числе, схему вскрытия и погоризонтные планы выработок с разрезами; схемы

вентиляции, водоснабжения, энергоснабжения; сечения горных выработок и схемы размещения оборудования).

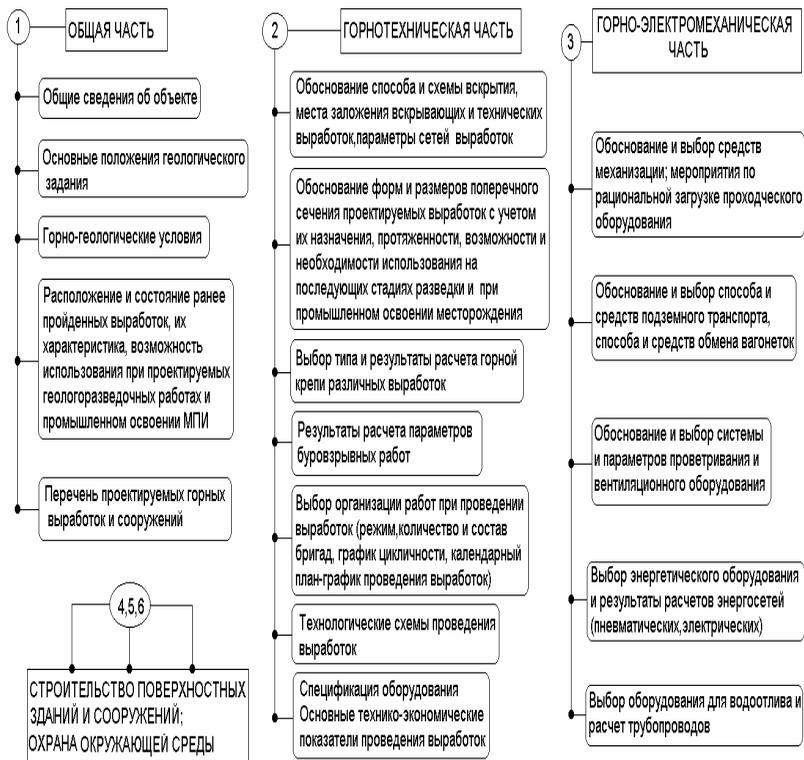


Рис.1.1. Структура рабочего проекта

Разработка проекта производится в соответствии с действующими нормами, правилами, инструкциями, стандартами и типовыми проектами.

Обоснование общей технологической схемы производства, как правило, начинается с анализа горно-геологических условий на различных участках выработок. В зависимости от ожидаемых горно-геологических условий и детального анализа физико-механических свойств горных пород, прежде всего, решаются вопросы выбора способа проведения выработок и способа отбойки горной породы; выбора видов крепи; формы и размеров поперечного сечения выработок.

Технико-экономические показатели проведения горно-разведочных выработок в значительной степени зависят от физико-механических свойств пересекаемых горных пород.

В этом отношении, для дальнейшего изучения этапов проектирования технологии проведения выработок, целесообразным представляется рассмотрение некоторых физико-механических свойств полезных ископаемых и вмещающих пород, влияющих на эффективность и механизацию горнопроходческих работ.

2. Некоторые физико-механические свойства пород и их влияние на эффективность проходческих работ

Как физическое тело каждая горная порода может быть охарактеризована группой базисных свойств и параметров, условно разделенных на три большие группы:

- – *плотностные свойства*; • – *физико-механические свойства*;
- – *горно-технологические параметры*.

Каждая из этих групп по своему оказывает влияние на выбор технических средств и технологию проведения выработок, но практически всегда имеет место комплексное воздействие свойств горных пород на горнопроходческие процессы.

Плотностные свойства горных пород:

- плотность (ρ) - отношение массы агрегатных фаз породы (m) к объему, занимаемому этими фазами (V), ($кг/м^3$)

$$\rho = \frac{m}{V};$$

- объемный вес (γ) – вес единицы объема породы ($H/м^3$)

$$\gamma = \rho g;$$

- пористость (Π) – суммарный относительный объем содержащихся в горной породе пустот. Отношение объема пор (V_n) к полному объему породы

$$\Pi = \frac{V_n}{V} 100\%;$$

- коэффициент пористости (K_n) - отношение объема пор к

объему твердой фазы (V_0)

$$K_n = \frac{V_n}{V_0};$$

• общая пористость (Π_o) рассчитывается по значениям плотности минерального вещества (ρ_m) и плотности породы

$$\Pi_o = \frac{\rho_m - \rho}{\rho_m} 100\%;$$

• коэффициент общей пористости

$$K_{no} = \frac{\rho_m - \rho}{\rho_m};$$

• насыпная плотность (ρ_n) зависит от величины плотности породы в массиве (ρ) и коэффициента разрыхления (K_p)

$$\rho_n = \frac{\rho}{K_p}.$$

• Коэффициент разрыхления, определяется отношением объема разрыхленной породы (V_p) к объему ее в массиве (V)

$$K_p = \frac{V_p}{V}.$$

При известном коэффициенте крепости пород (f) величина K_p достаточно точно устанавливается по формуле

$$K_p = 0.16\sqrt{f + 1.34}.$$

Наименьшую разрыхляемость имеют песчанистые и глинистые породы ($K_p = 1.35 - 1.2$); наибольшую – хрупкие породы ($K_p = 1.3 - 1.8$).

Механические свойства горных пород:

• предел прочности пород на сжатие ($\sigma_{сж}$) - предельное напряжение, при котором образец горной породы разрушается

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{F}.$$

При известном коэффициенте крепости пород – $\sigma_{сж} = 10^7 f$;

- предел прочности пород на растяжение (σ_p). В горном деле, для практических расчетов σ_p используется зависимость

$$\sigma_p \approx 0,1\sigma_{сжс}.$$

- модуль продольной упругости (E) представляет собой отношение действующего нормально к плоскости напряжения (σ_n) к относительной линейной деформации образца (ε_L) в направлении действия приложенной нагрузки

$$E = \frac{\sigma_n}{\varepsilon_L},$$

где $\varepsilon_L = \frac{\Delta L}{L}$ - относительная линейная деформация; ΔL - абсолютная деформация; L - база, на которой измерена деформация ΔL .

- коэффициент относительной поперечной деформации (μ) (коэффициент Пуассона) устанавливает отношение между поперечной (ε_d) и продольной (ε_L) относительными деформациями

$$\mu = \frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_L}.$$

Для большинства горных пород $\mu = 0.15 - 0.35$.

В связи с наличием трещин, прочность массива горных пород обычно меньше, чем отдельного слагающего этот массив куска (структурного блока).

- *Массив горных пород* - связный участок земной коры любых горных пород (изверженных, осадочных, метаморфических), рассматриваемых как многокомпонентная среда (твёрдый скелет, жидкость, газ) и сложенных из отдельных блоков различной формы и размеров, в которых проводятся горные выработки.

Для получения прочностных характеристик массива через прочность образцов в расчеты вводится коэффициент структурного ослабления $K_c \approx 0.2 - 0.9$ (отношение прочности пород в массиве к прочности в куске).

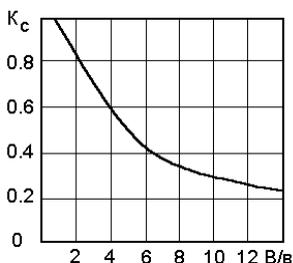


Рис.2.1. К определению K_c

Если принять отношение линейного размера рассматриваемой области массива (B) (например, ширина или высота выработки) к среднему размеру структурного блока (b) как интенсивность трещиноватости, то зависимость K_c от B/b можно оценивать по графику (рис.2.1).

Уменьшение прочности пород в результате увеличения длительности воздействия нагрузки учитывается коэффициентом длительной прочности (ξ). Значение коэффициента ξ рекомендуется принимать: для пород с хрупким характером разрушения (граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом и т.п.) $\xi = 1 \div 0,7$, а для пород, испытавших пластические деформации перед разрушением (песчанистые, углистые сланцы известняки средней крепости и т.п.), $\xi = 0,5 \div 0,7$.

С учетом отмеченного:

- предел прочности массива горных пород на длительное сжатие (Π_a)

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi;$$

- предел прочности массива горных пород на длительное растяжение (Π_a)

$$R_p = \sigma_p K_c \xi.$$

Горно-технологические параметры характеризуют поведение пород при воздействии на них инструментом, рабочим органом горных машин или технологией ведения горных работ и устанавливаются эмпирическим путем:

- *твердость* – способность горной породы оказывать сопротивление проникновению в нее другого, более твердого тела (местное приложение нагрузки).

- *абразивность* – способность горной породы изнашивать контактирующие с ней поверхности горных машин или оборудования;

- *трещиноватость* – нарушение монолитности породного массива. Твердость тесно связана с прочностью массива породы. Эта связь устанавливается коэффициентом структурного ослабления (отношение прочности пород в массиве к прочности пород в куске)

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c .$$

- *угол естественного откоса* (φ') – угол между образующей конуса, форму которого приобретает сыпучая порода в естественном состоянии и горизонтальной плоскостью. Среднее значение φ' для сыпучих пород составляет $28 - 30^{\circ}$.

- *крепость* – способность горной породы сопротивляться разрушению от действия внешних сил. Крепость характеризуется коэффициентом крепости (f), (выделен проф. М.М. Протодяконовым) и представляет собой показатель, приближенно характеризующий относительную сопротивляемость пород разрушению

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{10^7} .$$

В табл.2.1 приведены основные соотношения типов породы и коэффициента крепости.

- *коэффициент и угол внутреннего трения*. В отличие от внешнего трения, под которым понимают сопротивление взаимному перемещению контактирующих тел, *внутреннее трение* - сопротивление, возникающее при относительном перемещении отдельных частей тела при его деформировании.

По аналогии с внешним трением, под коэффициентом внутреннего трения понимают отношение силы трения (F_T) к величине нормальной нагрузки (P_n):

$$f_T = \frac{F_T}{P_n} = \operatorname{tg} \varphi ; \quad \varphi = \operatorname{arctg} f_T .$$

При расчете горного давления необходимо знать минимальное значение коэффициента внутреннего трения ($f_{T \min}$).

При $f_T = f_{T \min}$ величина горного давления, как правило, максимальная.

Таблица 2.1

Классификация горных пород по крепости

<i>Категория</i>	<i>Степень крепости</i>	<i>Породы</i>	<i>f</i>
I	Весьма крепкие	<i>Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты, базальты и др. породы</i>	20
II	Очень крепкие	<i>Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкие: гранит, кремнистый сланец, песчаник, известняк.</i>	15
III	Крепкие	<i>Гранит (плотный) и гранитовые породы; очень крепкие: песчаник, известняк. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат, Очень крепкие –железные руды.</i>	10
IIIa	То же	<i>Известняки крепкие. Некрепкий гранит. Крепкие: песчаник, мрамор, доломит. Колчеданы.</i>	8
IV	Довольно крепкие	<i>Обыкновенный песчаник. Железные руды.</i>	6
IVa	То же	<i>Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники.</i>	5
V	Средние	<i>Крепкий глинистый сланец. Некрепкие: песчаник и известняк. Мягкий конгломерат.</i>	4
Va	То же	<i>Некрепкие сланцы. Плотный мергель.</i>	3
VI	Довольно мягкие	<i>Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт. Антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька, каменистый грунт.</i>	2
VIa	То же	<i>Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина</i>	1,5
VII	Мягкие	<i>Глина (плотная). Мягкий каменный уголь, крепкий нанос, глинистый грунт</i>	1
VIIa	То же	<i>Мягкая песчанистая глина, лёсс, гравий</i>	0,8
VIII	Землистые	<i>Растительная земля, торф, мягкий суглинок, сырой песок</i>	0,6
IX	Сыпучие	<i>Песок, осыпи, мягкий гравий, насыпная земля, добытый уголь</i>	0,5
X	Плывучие	<i>Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты</i>	0,3

Для упрощенного расчета коэффициента трения по значениям прочности образцов на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) и растяжение (σ_p) используются зависимости:

$$\text{при } f \geq 9. - tg\varphi = \frac{\sigma_{сж} - \sigma_p}{\sigma_p + \sigma_{сж}}; \text{ при } f \geq 2 - tg\varphi = \frac{f - 1}{f + 1}.$$

Результаты расчетов $tg\varphi$ и φ для некоторых горных пород приведены в табл.2.2.

Таблица 2.2

Величина $tg\varphi$ и φ для некоторых горных пород

Порода	Результаты расчетов и испытаний образцов			
	$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа	$tg\varphi$	φ
Песчано-глинистый сланец	42.0	7.0	0.718	35.7
Порфирит	171.0	19.0	0.80	39.0
Бетон (М 300)	36.5	2.5	0.88	41.5
Аргиллит	18.0	1.5	0.875	41.2
Алевролит	49.3	2.9	0.90	42.0
Песчаник	148.5	7.8	0.91	42.5

Существенное значение на выбор технологии проведения выработок в процессе разведки или разработки имеют такие взаимосвязанные характеристики породных массивов, как *трещиноватость*, *водообильность* и *устойчивость*.

- *Трещиноватость* породных массивов характеризуется количеством трещин и их размерами. По этому показателю породы разделены на три группы (табл.2.3).

- *Водопроницаемость* - способность породы пропускать сквозь себя воду.

В рыхлых породах вода фильтруется в горную выработку, в более плотных – попадает в нее через открытые соединенные между собой поры и трещины. Количество воды, поступающее в выработку, характеризуется также водообильностью пород. Иногда этот показатель формулируется как *обводненность* пород, определяющий степень влияния воды на условия ведения работ.

По признаку водообильности породы разделяются на шесть групп (табл.2.4)

Таблица 2.3

Характеристика пород по трещиноватости

Группа	Характер трещиноватости
1.- <i>Сильно трещиноватые</i>	<i>С глубокими хорошо видимыми трещинами, располагающимися на расстоянии 10-30 см одна от другой</i>
2. - <i>Трещиноватые</i>	<i>С видимыми неглубоким трещинами, располагающимися в массиве в различных направлениях на сравнительно большом расстоянии (до 50 см)</i>
3. - <i>Не трещиноватые</i>	<i>Без видимых вооруженным глазом трещин</i>

Таблица 2.4

Группы пород по водообильности

Группа пород	Дебит скважин, м ³ /ч
1 - <i>сильноводообильные</i>	Более 35
2 - <i>водообильные</i>	3,5 - 35
3 - <i>слабоводообильные</i>	0,35 – 3,5
4 – <i>водоносные</i>	0,04 – 0,35
5 - <i>водоупорные</i>	Практически сухие
6 - <i>водонепроницаемые</i>	Безводные

- *Устойчивость пород* характеризует способность их не обрушаться (сохранять равновесие без образования вывалов) при обнажении снизу или с боков, и зависит от прочностных показателей, трещиноватости и в некоторых случаях – водообильности породного массива.

При этом для горизонтальных и наклонных выработок устойчивость обнаженной кровли определяется величиной пролета (шириной выработки по кровле), а устойчивость обнажения боков – высотой вертикальной стенки. Обобщенные количественные характеристики устойчивости пород показаны в табл.2.5.

В общем случае, в зависимости от устойчивости пород и их обводненности различают обычные и специальные способы проведения выработок (рис.2.2).

Таблица 2.5

Классификации пород по устойчивости

Группа	Характеристика устойчивости
1 – весьма неустойчивые	Плывуны, сыпучие и рыхлые породы, не допускающие даже незначительных обнажений и требующие незамедлительного или опережающего возведения крепи
2 – неустойчивые	Допускающие на короткое время небольшое обнажение кровли (до 10 м ²) и требующие прочного крепления вслед за выемкой
3 – средней устойчивости	Допускающие на непродолжительное время обнажение кровли на значительной площади (до 200 м ²) и требующие прочного крепления при длительном обнажении
4 – устойчивые	Допускающие на сравнительно продолжительное время обнажение кровли на значительной площади (до 500 м ²) и требующие лишь частичного крепления (в местах разломов, трещин)
5 – весьма устойчивые	Допускающие обнажение кровли на значительной площади (до 1000 м ²) и длительное время могут стоять без поддержки

Обычные способы, т.е. самые распространенные способы проведения горной выработки (рис.2.3) применяют в породах, допускающих даже незначительное обнажение забоя и боков выработки, что достаточно для установки крепежной рамы (группы 2-5, табл.2.5), а также при небольших притоках воды;

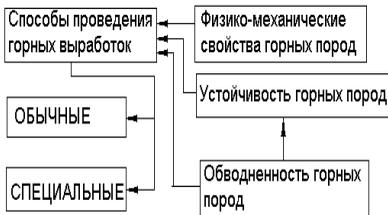


Рис.2.2. Факторы, влияющие на выбор способа проведения горно-разведочной выработки



Рис.2.3. Обычные способы проведения выработок

К специальным способам прибегают в неустойчивых, рыхлых или сыпучих породах, не допускающих обнажения пород без



Рис.2.4. Специальные способы проведения выработок

предварительного применения специальных средств по их упрочнению, или в устойчивых породах, но дающих при их пересечении большой приток воды, когда борьба с ним при помощи обычного водоотлива нецелесообразна. Наиболее распространенные специальные способы проведения горных выработок показаны на рис. 2.4.

Обобщенно условия и факторы обоснования технологической схемы проведения выработок показаны на рис.2.5.

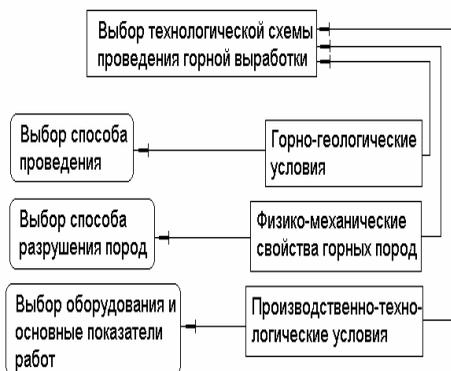


Рис.2.5. Условия и факторы обоснования технологии ПГВ

Если горно-геологические условия влияют на выбор способа проведения выработки, то производственно – технологические - на выбор оборудования и основные показатели работ.

В зависимости физико-механических свойств пород, прежде всего, от крепости пересекаемых пород, выбирают способ их отбойки: в породах средней крепости и крепких применяют в основном буровзрывной

способ; в некрепких, кроме того, можно использовать комбайны или гидромеханизмы (рис.2.6).

При геологоразведочных работах, до настоящего времени, основным способом при проведении выработок является буровзрывной способ разрушения пород, характеризующийся разнообразием технологических схем и оборудования.

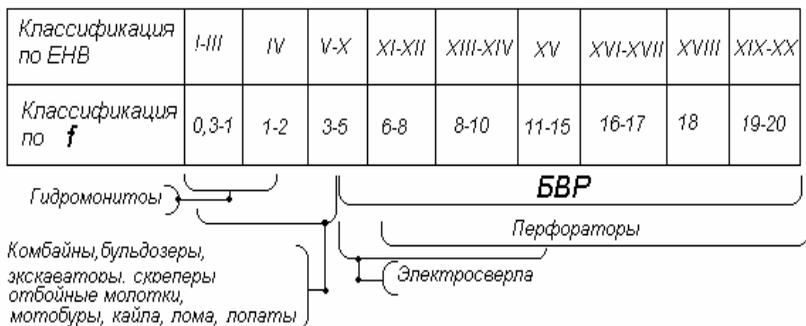


Рис.2.6. Способы отбойки горного массива в зависимости от крепости пород

3. Проведение горизонтальных выработок в крепких однородных породах

Однородными с технологической точки зрения считают породы, разрушение которых по всему сечению выработки производится одним каким-либо способом. Если эффективное разрушение достигается лишь за счет буровзрывных работ, то такие породы условно считаются крепкими. В целом, в породах средней и выше средней крепости проходится значительная часть выработок. Это предопределяет повышенный удельный вес буровзрывного комплекса работ в общем времени проходческого цикла (50-70%).

Особенностью проведения горно-разведочных выработок в крепких однородных породах с помощью буровзрывных работ является использование циклической технологической схемы организации производства.

- При циклической схеме ведения работ процесс разрушения породы осуществляется с перерывами, вызванными необходимостью выполнения других работ в определенной последовательности. При этом работа организуется по заранее разработанному графику, в котором установлены порядок проведения производственных процессов и их продолжительность. В цикл работ по

проведению выработок входят *основные и вспомогательные* процессы.

К *основным процессам* относят такие, в результате выполнения которых обеспечивается подвигание забоя выработки. При проведении выработок буровзрывным способом *основными операциями* являются: бурение шпуров, зарядание их и взрывание, проветривание забоя после взрыва, уборка породы и возведение постоянной крепи.

К *вспомогательным* – такие, выполнение которых обеспечивает условия для осуществления основных процессов: установка временной крепи, настилка рельсовых путей, устройство водотводной канавки, обмен вагонеток (при рельсовом транспорте) и переноска маневровых приспособлений, наращивание трубопроводов сжатого воздуха и вентиляции, навеска кабеля и др.)

Основные проходческие операции выполняются в строго определенном порядке или параллельно (одновременно), совмещая полностью или частично выполнение операций во времени (например, бурение шпуров и погрузку породы, крепление и бурение шпуров и др.). Вспомогательные операции обычно совмещают с основными и, на их выполнение не требуются затраты времени в проходческом цикле.

• *Проходческим циклом* называют совокупность основных и вспомогательных проходческих операций, выполняемых в определенной последовательности в заданный промежуток времени для обеспечения подвигания забоя выработки на величину, установленную технологическим паспортом проходки. Число циклов в сутки принимают в зависимости от скорости проведения, принятого подвигания забоя, свойств пород и т.д. В сутки или в смену, как правило, выполняется целое количество циклов, что обеспечивает более простую организацию работ и повышает ответственность за выполненный объем работ. В свою очередь, объем работ на цикл по каждому из процессов зависит от горно-геологических условий, размеров сечения выработки, паспорта буровзрывных работ и крепления.

Обобщенно алгоритм проектирования технологии проведения выработок в однородных крепких породах при любом виде транспорта рассматривается в последовательности, показанной ранее на рис.3.1.

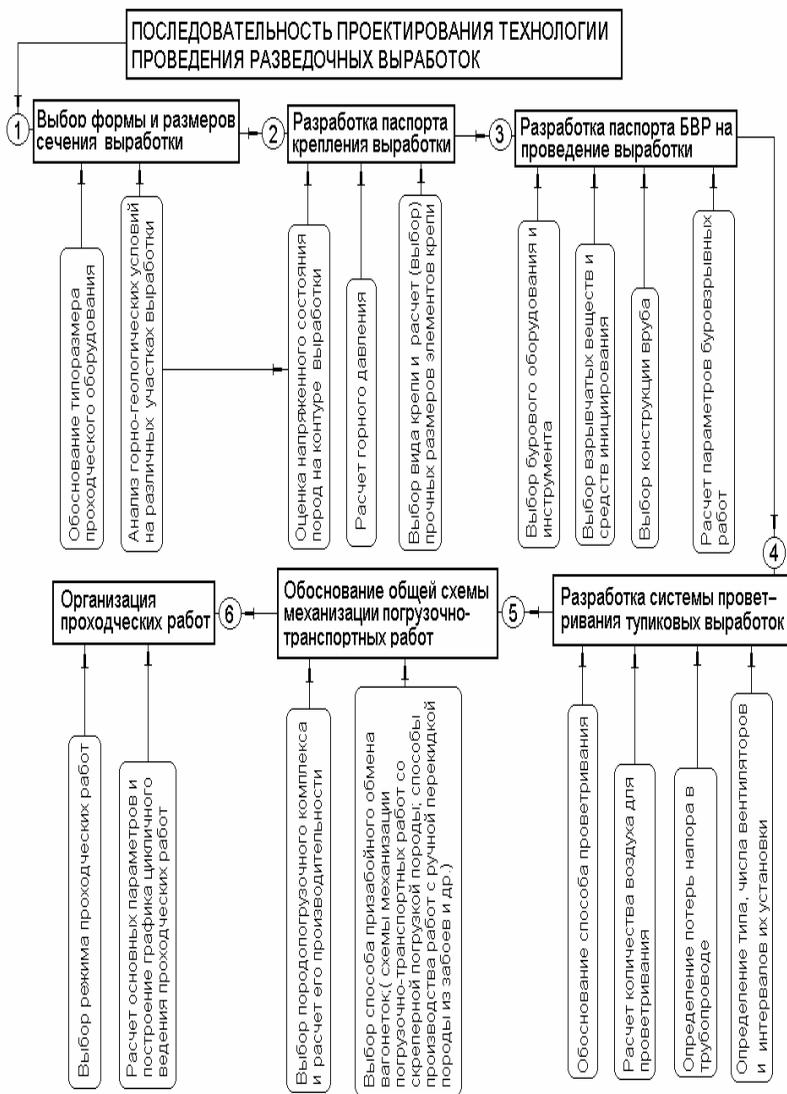


Рис.3.1. Обобщенный алгоритм проектирования технологии проходки горизонтальной выработки

3.1. Формы и размеры поперечного сечения выработок

Для горизонтальных горно-разведочных выработок установлены две формы поперечных сечений: трапециевидная (Т) и прямоугольно-сводчатая с коробовым сводом (ПС). При этом выбор формы поперечного сечения выработки зависит от свойств окружающих пород (главным образом от устойчивости пересекемых пород), материала и конструкции крепи. Наибольшее распространение на горно-разведочных работах имеют деревянные крепи, позволяющие надежно поддерживать выработки практически при любых условиях. Это в конечном итоге обуславливает широкое использование в практике разведочных проходческих работ выработок трапециевидной формы. В отдельных случаях при крепких и весьма крепких монолитных породах крепь не устанавливают и кровле выработки придают сводчатую форму; эта же форма характерна для выработок, закрепляемых анкерной или бетонной (набрызг-бетонной) крепью.

Формы и размеры типовых сечений горизонтальных выработок в свету (табл.3.1) в расчете на ограниченный перечень распространенных в практике горно-разведочных работ видов и типоразмеров проходческого оборудования для нормальных горно-геологических условий выбирают с учетом ГОСТ 22940-85 «Выработки горно-разведочные подземные горизонтальные. Размеры сечений».

Минимальная площадь сечения (до 4 м^2) придается выработкам, уборка породы при проведении которых осуществляется скреперами с помощью лебедок, устанавливаемых у устья выработки. К таким выработкам относятся небольшие штольни или рассечки, проходимые из штолен, штреков, шурфов и восстающих. В том случае, когда аналогичные выработки небольшой протяженности проектируют без механизированной уборки породы, сечение их увеличивают, в выработках прокладывают рельсовый путь и породу, вручную погружаемую в вагонетки УВО-0,35, транспортируют до устья выработки.

Последующие типы выработок проектируются для машинной погрузки и электровозной откатки породы из забоя. Поперечные сечения с двумя рельсовыми путями предусматриваются главным образом для разминки и откаточных выработок околоствольного двора.

Таблица 3.1

Типовые сечения выработок в свету

Площадь м ²		Вид транспортирования	Базовое оборудование
Т	ПС		
2	2	<i>Скреперная доставка</i>	СГ-01
2,8	2,7	<i>Скреперная доставка</i>	СГ-0,25
3,7	3,5	<i>Ручная откатка.</i>	ВО-04 (УВО-0,35)
4,4	4,2	<i>Откатка вагонов: ручная Локомотивная (однопутная)</i>	ППН-1(УВО-0,35) АК-2у
5	5,4	<i>Локомотивная откатка (выработка однопутная)</i>	4,5АРП-2м
8,3	8,2	<i>Локомотивная откатка (выработка двухпутная)</i>	АК-2у
9,2	8,8	<i>Локомотивная откатка (выработка двухпутная)</i>	4,5АРП-2М

Поскольку целесообразность применения оборудования обосновывается, прежде всего, производственной необходимостью, типоразмер оборудования по своим параметрам не всегда вписывается в наибольшее типовое сечение. В этом случае, необходимое сечение выработки устанавливается расчетом. При этом линейные размеры выработок определяются с учетом зазоров между крепью и транспортным оборудованием, регламентируемыми правилами безопасности (табл.3.2).

В случаях, когда проектируемые горно-разведочные выработки подлежат использованию при последующей разработке месторождений, их сечения устанавливают по согласованию с горнодобывающими предприятиями.

Для принятых сечений выработок в свету в зависимости от ожидаемых горно-геологических условий выбирают или, рассчитывают сечения выработок в черне и в проходке (по параметрам крепи).

Полученные в окончательном виде проектные сечения горных выработок должны быть сверены с проектом вентиляции с точки зрения их соответствия условиям эффективного проветривания забоев и других рабочих мест на разведочном горизонте в течение всего периода производства работ.

Таблица 3.2

Значения зазоров между машинами и крепью

№	Минимальные зазоры между подвижными доставочными механизмами и крепью (не менее), мм	
1	Зазор (m) между подвижным составом и крепью при:	
	рельсовом транспорте (бетонная, анкерная и комбинированная крепь)	200
	рельсовом транспорте (металлическая и деревянная крепь)	250
	откатке вагонеток вручную при всех видах крепи	200
	Зазор между конвейером и крепью	400
	Зазор между машиной погрузочно-транспортных и крепью (с обеих сторон)	500
	Зазор между скрепером и крепью на высоте скрепера с двух сторон	700
2	Проход на высоте 1800 мм от балластного слоя (n)	
	при локомотивном транспорте	700
	при ручной откатке	500
	при откатке аккумуляторными электровозами	750
	Размер прохода между конвейером и крепью	200
	Ширина проходов у натяжных и приводных головок	600
3	Расстояние между осями рельсовых путей на прямолинейных участках (A - ширина электровоза или вагонетки)	A $+200$
4	Высота выработки в свету от головки рельса до крепи (h_1)	2000
5	Высота подвески контактного провода (h_{kn})	1800
6	Зазор между контактным проводом и крепью	200
7	Расстояние от верхней части конвейера до кровли	500
8	Минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки	500

Расчетные параметры для определения размеров сечения выработки трапецевидной и прямоугольно-сводчатой форм указаны на рис.3.2.

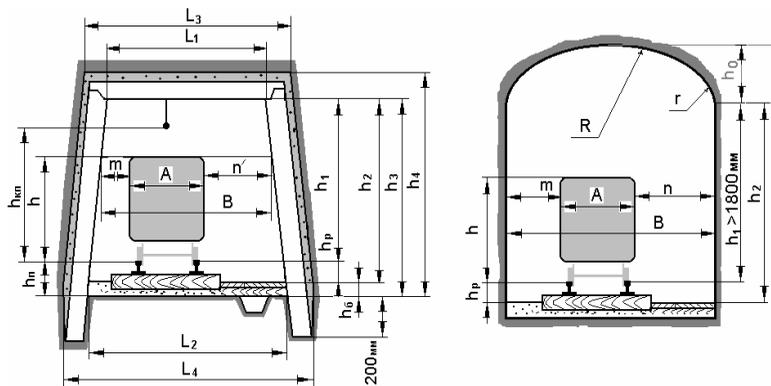


Рис.3.2. К определению параметров сечения горных выработок с рельсовым транспортом

Условные обозначения и наименования параметров сечений выработок, приведенных на рис.3.2, следующие:

h - высота электровоза (вагонетки) от головки рельсов;

h_p - высота от балластного слоя до головки рельсов;

h_o - высота балластного слоя;

h_n - высота от почвы выработки до головки рельсов;

h_1 - высота выработки от головки рельсов до верхняка в случае применения контактных электровозов. (При других видах транспорта высота h_1 определяется графическим построением с учетом зазора C между транспортным оборудованием и вентиляционным трубопроводом: при транспортировании аккумуляторными электровозами $C=250$ мм, при ручной откатке $C=200$ мм). Высота h_1 в общем случае не должна быть меньше высоты погрузочной машины при поднятом ковше за вычетом высоты балластного слоя;

h_2 - высота выработки от балласта до верхняка;

h_3 - высота выработки от почвы до верхняка;
 h_4 - проектная высота выработки в проходке,
 $h_{кп}$ - высота подвески контактного провода от головки рельсов;
 A - ширина электровоза (вагонетки);
 α - угол наклона стоек крепи;
 n' - размер прохода на уровне подвижного состава;
 n - размер прохода на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя. При размещении трубопроводов со стороны прохода (на высоте ниже 1800 мм от уровня балластного слоя или в местах посадки людей в пассажирские поезда) следует предусмотреть увеличение зазора со стороны прохода на 300 мм;
 m - размер зазора на уровне подвижного состава;
 B - ширина однопутной выработки в свету на уровне подвижного состава;
 L_1 - ширина выработки в свету по кровле;
 L_2 - ширина выработки в свету по балластному слою;
 L_3 - проектная ширина выработки по кровле в проходке;
 L_4 - проектная ширина выработки по почве в проходке;
 h_0 - высота коробового свода;
 R - радиус осевой дуги коробового свода;
 r - радиус боковой дуги коробового свода.

Площадь поперечного сечения выработки в свету должна удовлетворять требованиям параграфа III "Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом" по допустимым скоростям движения воздуха по выработкам.

Типовое сечение выработки устанавливают следующим образом. Зная назначение выработки, вид крепи и транспорта, ширину выработки в свету определяют по расчетным формулам, если принятый вид транспорта отличается от базового. Если он является базовым, то, приняв вид крепи, определяют шифр выработки и площадь в свету по табл.3.1. Затем принимают остальные размеры по "Типовым сечениям горизонтальных горно-разведочных выработок". Зная толщину крепи и необходимые размеры в свету, рассчитывают площадь сечения в черне.

Расчетные формулы для определений сечений выработок приведены в табл.3.3.

Таблица 3.3

Расчетные формулы для определений сечений выработок

Трапециевидной формы	Прямоугольно-сводчатой формы с набрызг-бетонной крепью
$h_3 = h_1 + h_{\delta} + h_p$	$h_1 \geq 1800$
$h_4 = h_3 + d + 50$	$h_2 = h_1 + h_p$
$n' = n + [1800 - (h + h_p)]ctg\alpha$	$h_3 = h_2 + h_{\delta}$
$B = m + A + n'$ - для одно-путевой выработки; $B = m + 2A + n' + 100$ - для двухпутевой выработки;	
$L_1 = B - 2(h_1 - h)ctg\alpha$	$h_0 = B/3$ - при $f \leq 12$ $h_0 = B/4$ - при $f > 12$
$L_2 = B - 2(h + h_p)ctg\alpha$	
$L_3 = L_1 + 2d + 100$ $L_3 = L_1 + 2d$ - при креплении рамами сплошную	$R = 0,692B$ - при $f \leq 12$ $R = 0,905B$ - при $f > 12$
$L_4 = B + \frac{2[\cos\alpha(h + h_n) + d + 50]}{\sin\alpha}$	$r = 0,262B$ - при $f \leq 12$ $r = 0,173B$ при $f > 12$
$L_4 = B + \frac{2[\cos\alpha(h + h_n) + d]}{\sin\alpha}$ - при креплении рамами сплошную	$S_{св} = B(h_2 + 0,26B), (f \leq 12)$ $S_{св} = B(h_2 + 0,175B), (f > 12)$
$S_4 = 0,5(L_3 + L_4)h_4$ $S_{св} = 0,5(L_1 + L_2)h_2$	$S_4 = S_{св} + Bh_{\delta},$ (без крепи) $S_4 = B_1(h_3 + 0,26B_1), (f \leq 12)$ $S_4 = B_1(h_3 + 0,175B_1), (f > 12)$ $B_1 = (B + 2\delta),$ δ - расчетная толщина бетонной или набрызг-бетонной крепи

3.2. Производство буровзрывных работ

Буровзрывные работы проводятся в соответствии с паспортами, разрабатываемыми для каждой горной выработки. Эффективность буровзрывных работ зависит в значительной степени от того, насколько правильно выбраны параметры буровзрывных работ – буровое оборудование, тип ВВ и способы взрывания зарядов, число и глубина шпуров в комплекте и схема их расположения в массиве породы, подлежащей отбойке в контурах сечения выработок. Правильно выбранная и выполненная схема расположения шпуров в забое обеспечивает отбойку породы от массива с равномерным дроблением ее без крупных кусков и с образованием компактного развала породы у забоя, что способствует успешной уборке ее.

Выбор бурового оборудования. При выборе бурового оборудования необходимо учитывать комплекс факторов, основные из которых показаны на рис.3.3.



Рис.3.3. Факторы, определяющие выбор бурового оборудования

Бурение шпуров производят главным образом перфораторами типа ПР-20, ПР-24 или более тяжелыми – ПР-30 с использованием пневмоподдержек или легких распорных колонок типа ЛКР-У, УПБ-1, реже бурильными установками типа СБКН.

Наиболее часто при проведении разведочных выработок в крепких породах используются перфораторы ПР-30. В условиях достаточной площади поперечного сечения

($S \geq 9-10 \text{ м}^2$) при бурении шпуров насыщенность забоя устанавливается из расчета $0,9-1,1 \text{ м}^2$ площади забоя на один перфоратор.

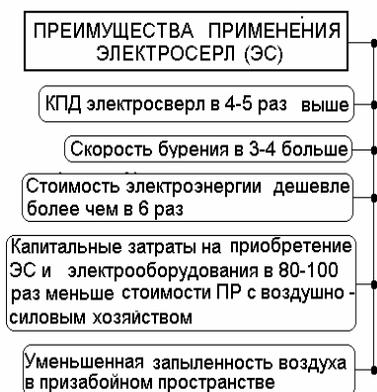
При $S \leq 6 \text{ м}^2$ и ограниченном годовом объеме работ, что является специфической особенностью горно-разведочного про-

изводства, площадь забоя на один перфоратор изменяется от 1,35 до 3,74 м². Средней можно считать площадь забоя равную 1,75 - 3,25 м². При использовании перфораторов на пневмоподдержках площадь забоя на одну бурильную машину составляет 1,8-2,8 м².

В проходческом забое площадью 5,8 – 6,4 м² бурение шпуров чаще всего проводят два проходчика (при бурении перфораторами с пневмоподдержками), а при бурении с ЛКР-У один проходчик работает на двух колонках. Из выпускаемой номенклатуры буровых установок преимущественное применение получили установки: СБКН-2ПМ на пневмошинном ходу и, СБКН-2М на рельсовом ходу. Обе установки позволяют бурить шпуры в породах с $f \leq 20$. При этом обе установки становятся экономически выгодными при годовых объемах более 2000 м по сравнению с ручными перфораторами.

Одним из важных факторов повышения эффективности процесса разрушения горных пород служит переход на электро-вращательное бурение. Если до недавнего времени этот способ применялся для бурения шпуров в породах с $f \leq 4-5$, то в настоящее время электровращательное бурение применяется в породах с $f = 10-14$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Глав-

ные преимущества электро-вращательного бурения показаны на рис.3.4.



При вращательном бурении крепких пород их разрушение происходит не только за счет напряжений сжатия, но и за счет напряжений скалывания, отрыва и растяжения. Учитывая, что для большинства горных пород прочность на скалывание, изгиб и растяжение в 5-20 раз меньше прочности на сжатие, электровращательное бурение существенно (в 1,5-2,5 раза) производительнее, чем бурение перфораторами.

Рис.3.4. Преимущества электро-вращательного способа по сравнению с перфораторным бурением

В качестве целесообразного ряда электросверл для проходки выработок сечением $5,1-6,4 \text{ м}^2$ рекомендуются: для бурения пород V-VI категорий (по ЕНВ) - ручные электросверла ЭР-16, СЭР-19; для пород VI-VII категорий – ручные электросверла с принудительной подачей типа ЭРП-20; по породам выше VII категории - колонковые электросверла ЭБК-2М, ЭБГ-1, ЭБК-5.

Для проходки выработок сечением $6,4 - 7,5 \text{ м}^2$ в породах до XVI категории – электросверла ЭБГ-1 с манипулятором МБМ на погрузочной машине ЭПМ-2, бурильные машины типа БУЭ-1.

Очевидно, что производительность вращательного бурения объективно зависит от типов резцов и бурильных машин для пород различной крепости (табл.3.4)

Таблица 3.4

Рациональные типы резцов и бурильных машин

Тип инстру- мента и обо- рудования	Коэффициент крепости пород, f			
	≤ 4	4 - 8	8 - 12	> 12
<i>Резцы</i>	РП-12;	БИ-741;	М-1;	РПМ, РКС;
	РЭСу	РКГ-1	РКС; РЭСу-1	РЭСу-1; <i>Долото ДДА-42</i>
<i>Бурильные машины</i>	ЭР-16;	ЭБГ-1;	ЭСГП-4;	БУЭ-1 БУЭ-2
	СЭР-19М	ЭРП-20	ЭБК2А ЭБГ-1; ЭРП-20; ЭБК-5	

Выбор взрывчатых веществ. Выбор взрывчатых веществ представляет довольно трудную задачу, учитывая обширность их ассортимента и отсутствие единой методической основы.

В практике проведения разведочных выработок в качестве ВВ применяются в основном аммонит №6ЖВ, реже детонит М и аммонит скальный №1. . В последнее время более широко начали использовать гранулированные ВВ типа АС-8, отличающиеся хорошей сыпучестью и позволяющие механизировать зарядание шпуров. Для механизации процесса зарядания шпуров успешно используются порционные пневмозарядчики типа ЗП, при применении которых плотность заряда достигает $1,15-1,2 \text{ г/см}^3$, что способствует повышению эффективности взрывной отбойки по-

Породы									
Крепкие			Средней крепости			Слабые			
Амонал-200	Аммонит №6ЖВ	Граммонит 79/21	Гранулит АС-8	Аммонит №6ЖВ	Гранулит АС-8	Аммонит №6ЖВ	Гранулит М	Граммонит 79/21	Игдагит
Взрывчатые вещества									

Рис.3.5. Взрывчатые вещества для пород различной крепости

горно-геологических условиях, в соответствии с рекомендациями Рогинского Г.Г. могут оцениваться по рис.3.5

Оптимальные параметры буровзрывных работ. Перечень параметров буровзрывных работ приведены на рис.3.6.



Рис.3.6. Параметры буровзрывных работ

роды. В настоящее время большинство геологоразведочных организаций вообще отказались от применения детонита, как наиболее опасного в обращении и имеющего повышенную токсичность.

В обобщенном виде области рационального использования ВВ в конкретных

Удельный расход ВВ определяет качество дробления породы: ее разброс в забое выработки, устойчивость пород, целостность крепи, производительность погрузочных машин, величину проходки за взрыв и зависит от физико-механических свойств породного массива, количества ВВ, сечения выработки, числа плоскостей обнажения, диаметра и длины шпуров, схемы их расположения и взрывания и т.д.

Для определения удельного расхода ВВ (q) ($кг/м^3$) в горизонтальных горно-разведочных выработках, проводимых в породах с коэффициентом крепости $f = 8 - 20$, В.М. Рогинским предложена зависимость

$$q = \left(\frac{a}{f^{-1} + b} \right) e k_1 k_s,$$

где $a = 0,3696$ и $b = 0,0418$ - эмпирические коэффициенты; e - коэффициент относительной работоспособности ВВ; k_1 - коэффициент, отражающий влияние глубины шпуров l :

k_1	0.61	0.88	0.94	1.0	1.06	1.13	1.19
$l, \text{м}$	1.0	1.2	1.4	1.6	1.8	2.0	2.2

k_s - коэффициент, учитывающий площадь сечения выработки S :

$S, \text{м}^2$	4.0	5.1	5.8	6.4	7.5
k_s	1.34	1.11	1.0	0.93	0.83

Глубина шпуров. На практике проведения горизонтальных разведочных выработок глубина шпуров изменяется от 1,2 до 2,5 м. При этом минимальная глубина шпура ограничивается правилами безопасности и равна 0,6 м, максимальная глубина редко превышает 3,5 м.

Г.Г. Мухтаровым предложена формула для определения глубины шпуров при проведении горизонтальных горных выработок

$$l = 1,21 - 0,07f + 0,31S.$$

Рациональную глубину шпуров для наиболее распространенных сечений выработки можно также выбирать по табл. 3.5 и рис. 3.7 и 3.8 (рекомендация Г.Г. Рогинского)

Таблица 3.5

Рациональная глубина шпуров

Крепость, f	Глубина шпура (м) при $S, \text{м}^2$		
	До 4	5,1 - 5,8	6,4 - 7,5
4 - 6	1,8 - 2,0	2,4 - 2,8	3,0 - 3,5
8 - 10	1,6 - 1,7	2,1 - 2,3	2,4 - 2,8
12 - 14	1,4 - 1,5	1,8 - 1,9	2,1 - 2,3
≥ 15	1,3 - 1,4	1,6 - 1,7	1,8 - 2,0

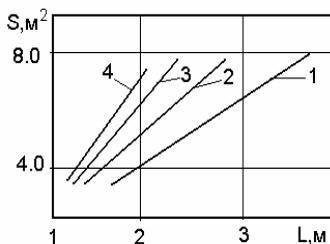


Рис.3.7. Зависимость глубины шпуров от площади сечения выработки при $f = 4 - 6$ (1); $f = 8 - 10$ (2); $f = 12 - 14$ (3); $f > 15$ (4)

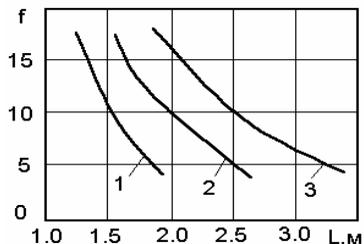


Рис.3.8. Зависимость глубины шпуров от f при площади сечения выработки соответственно до 4 м^2 (1); $5,1-5,8 \text{ м}^2$ (2); $6,4-7,5 \text{ м}^2$ (3) площади сечения выработки

Число шпуров зависит от крепости пород, площади поперечного сечения выработки, мощности ВВ и др.

Для определения числа шпуров в практике геологоразведочных работ используется формула М.М. Протодяконова с поправкой Г.Г. Мухтарова

$$N = 2,7 K_{mp} \sqrt{fS},$$

где K_{mp} - коэффициент, учитывающий трещиноватость породы и равен, для различных пород, следующему значению:

Группа трещиноватости	K_{mp}
Не трещиноватые	1.00
Слабо трещиноватые	0.90
Средне трещиноватые	0.75
Сильнотрещиноватые	0.65
Раздробленные	0.50

Достаточно точные результаты для определения числа шпуров могут быть получены по формуле В.М. Рогинского

$$N = S(2 + 0,14 f).$$

При построении схем расположения шпуров их расчетное количество может корректироваться с учетом условий целесообразного размещения по площади забоя. Схему расположения шпуров устанавливают в зависимости от типа и конструкции выбранного вруба, размеров выработки, крепости и трещиноватости пород.

- *Вруб* – искусственная полость в породном массиве, создаваемая для облегчения его последующего разрушения при выемке полезного ископаемого или проведении горных выработок. Взрывной вруб образуется в результате первоочередного взрывания зарядов группы шпуров или скважин, расположенных по принятой схеме. Стенки врубовой полости служат в качестве дополнительных свободных поверхностей при инициировании остальных (расположенных в шпурах по периферии забоя) зарядов.

Принципиально все врубы подразделяются на три группы:

1 – *наклонные врубы*, шпуры которых бурят с некоторым наклоном к поверхности забоя;

2 – *прямые* или *параллельные врубы*, шпуры которых закладываются нормально поверхности забоя (параллельно друг другу);

3 – *комбинированные врубы*, составленные из наклонных и параллельных шпуров.

Из *наклонных врубов* в разведочных выработках применяют, в основном, горизонтальный или вертикальный клиновой и реже – пирамидальный, из прямых – призматический, спиральный и щелевой. В отдельных случаях применяют комбинированные врубы.

Горизонтально-клиновой вруб (рис.3.9,б) характеризуется горизонтальным расположением клина (несколько пар сходящихся шпуров на расстоянии 0,2-0,8 м друг от друга); применяют при проведении выработок небольшого сечения.

Вертикально-клиновой вруб (рис.3.9,а) используют при вертикальной слоистости пород и в выработках большого сечения.

Пирамидальный вруб (рис.3.9,в) образуется 3-4 наклонными шпурами, сходящимися к центру; используют в крепких монолитных породах.

Прямой призматический вруб образуется центральным не заряжаемым и несколькими заряжаемыми шпурами, расположенными по углам треугольника (рис.3.9,г) или четырехугольника

(рис.3.9,д). Применяется в выработках сечением до 8 м^2 в породах различной крепости.

Прямой целевой вруб (рис.3.9,е) образуется несколькими шпурами, расположенными в одну линию; часть шпуров оставляют незаряженными, их стенки - дополнительно открытые поверхности, в сторону которых направлено действие взрыва зарядов остальных врубовых шпуров; образуемая взрывом врубовая полость имеет вид щели. Применяется в узких выработках с небольшой площадью поперечного сечения в породах любой крепости.

Спиральный прямой вруб (рис.3.9, ж) образуется несколькими заряжаемыми шпурами взрываемыми последовательно и расположенными по спирали от центра. Распространены спиральные врубы, образуемые центральным не заряжаемым и несколькими заряжаемыми шпурами, взрываемыми последовательно и расположенными по спирали от центра. Используются в породах с коэффициентом крепости $f > 6$.

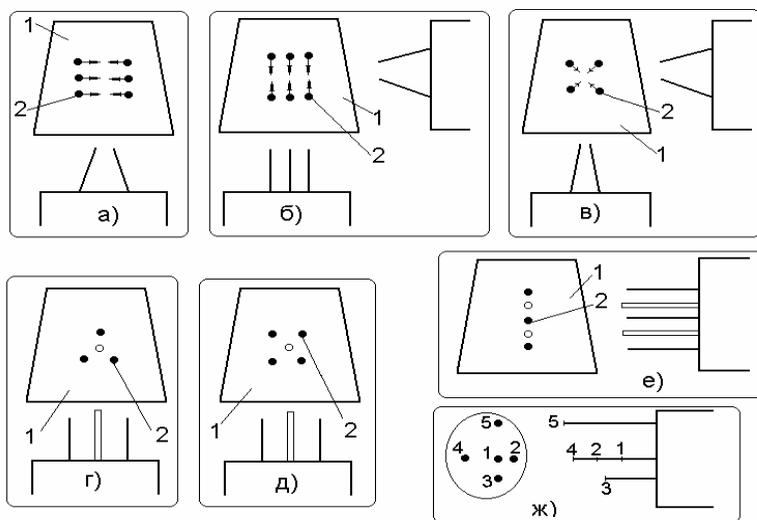


Рис 3.9. Схемы врубов:

а) – вертикально-клиновой; б) – горизонтально-клиновой; в) – пирамидальный; г) – прямой призматический треугольный; д) – прямой призматический четырехугольный; е) - прямой целевой; ж) - спиральный

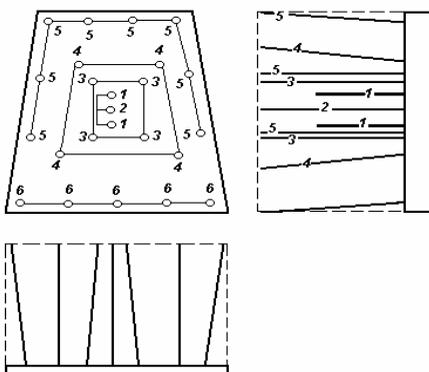


Рис. 3.10. Комбинированная схема расположения шпуров

Центральный шпур бурится на всю длину и заряжается на половину в донной части. Остальные два шпура бурятся параллельно центральному длиной в два раза меньше его. Эти шпуры заряжаются полностью.

По боковым щелевым шпурам располагаются по два – три клиновых шпура. При взрыве параллельных шпуров в центральной части врубовой выемки образуется предварительная щель. Часть взорванной породы выбрасывается взрывом щелевых шпуров, а остальная часть взрывами последующих шпуров клинового вруба.

Взрывание врубовых шпуров в забое осуществляется следующим образом. Центральный шпур щелевого вруба взрывается электродетонатором мгновенного действия. При взрыве этого шпура происходит запрессовка устьев двух остальных шпуров щелевого вруба, которые взрываются с замедлением 25 мс по отношению к центральному шпуру, а клиновые шпуры с замедлением 50 мс.

Взрывание зарядов остальных шпуров в забое производится с применением электродетонаторов короткозамедленного и замедленного действия. Отбойные шпуры взрываются с замедлением 75 мс, боковые и верхние оконтуривающие шпуры взрываются с замедлением 150 мс.

Число оконтуривающих шпуров можно рассчитать по формуле Ю.Т. Смирнова

Для улучшения эффективности выброса породы из пределов контура врубовой полости Г.Г. Мухтаровым разработан комбинированный вруб, включающий в себя положительные стороны как параллельных, так и клиновых врубов. В середине вруба по вертикальной полости на расчетном расстоянии друг от друга (рис.3.10) располагаются три щелевых вруба. Цент

$$N_{ок} = 4n_o\sqrt{S}$$

где n_o - число шпуров на 1м периметра выработки, равный (в зависимости от коэффициента крепости пород f):

f	4-5	6-7	8-11	12-15	16-17	18-19	20
n_o	0,75	0,9	0,98	1,07	1,16	1,18	1,22

В выработках малой площади (до $6,4 \text{ м}^2$) число оконтуривающих шпуров составляет 60-70% от общего числа их на забой: при этом 3 – 4 шпура располагают в кровле, по 2 шпура в боках и 4 – 5 шпуров в почве выработки.

Устья оконтуривающих шпуров располагают на расстоянии 0,1 – 0,2 м от стенок выработки, а шпурам придают некоторый наклон в направлении стенок, кровли и почвы выработки с целью выведение их концов на 0,5 – 0,1 м за контур выработки. Расстояние между оконтуривающими шпурами в зависимости от крепости пород принимается равным 0,6 – 1 м.

Рациональные соотношения диаметра шпура и патронов ВВ. Разница между диаметрами патронов ВВ и шпура должна быть минимальной с тем, чтобы обеспечивалась максимальная плотность заряжения, сокращался излишний объем бурения и износ бурового инструмента. Одновременно, зазор между патроном ВВ и стенками шпура должен допускать свободный проход патронов в шпуре по всей его длине (табл.3.6)

Таблица 3.6

Рациональное соотношение между диаметрами патронов ВВ (d) и стенками шпура

d , мм	Рекомендуемый диаметр коронок и резцов			
	Вращательное бурение	Ударно-поворотное бурение в породах с		
		$f=8$	$f=8-16$	$f=8-22$
32	37	39	38	39
36	42	42	45	44
40	46	46	51	50
45	54	52	56	54

Массу заряда устанавливают по соотношению:

$$q_{cp} = \frac{Q}{N},$$

где $Q = qSl_{ш}$ – расход ВВ на цикл; N - число шпуров; $l_{ш}$ - длина шпура, м.

Заряд врубовых шпуров обычно увеличивается на 10-20%, а вспомогательных и оконтуривающих шпуров принимают равным средней величине. Несколько увеличивают заряд нижнего оконтуривающего шпура, который бурят в сторону водоотводной канавки. В шпур следует помещать целое число патронов ВВ.

Длина зарядов в шпуре проверяется по условию

$$nl_n \leq l_{ш}K_3,$$

где l_n – длина патронов ВВ; n - число патронов ВВ; K_3 - коэффициент заполнения шпура.

Между диаметром (d) (в мм) и длиной патронов ВВ (в мм) существуют следующие соотношения

d	27-28	31-32	36-37	39-40	44-45
l_n	220-260	220-265	210-255	240-300	270-320

После определения величины зарядов врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров уточняют *общий расход ВВ на цикл*:

$$Q_{ц} = q_{вр}N_{вр} + q_{вс}N_{вс} + q_{ок}N_{ок},$$

где $q_{вр}, q_{вс}, q_{ок}$ – масса соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров, кг; $N_{вр}, N_{вс}, N_{ок}$ - число соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

В качестве *забойки* используется смесь глины с песком в соотношении 1:2 или 1:3, сыпучие материалы (песок, гранулированный шлак, буровая мелочь, получаемая при бурении шпуров), воду в полиэтиленовых ампулах, смеси быстротсхватывающихся и расширяющихся растворов и специальные вязкие пасты.

3.3. Схемы и параметры проветривания выработок.

Быстрое и качественное проветривание выработок является одним из важных факторов, обеспечивающих повышение производительности труда и создание нормальных санитарно-гигиенических условий в забое. Собственно проветривание должно обеспечить удаление газов взрыва за время *не более 30 мин*, а также – эффективное удаление пыли из забоя во время бурения шпуров и погрузки породы.

В оптимальном варианте вентиляции комплекс подземных горных выработок соединяется с земной поверхностью не менее чем двумя выработками (например, стволами или штольнями). При этом одна из них используется для подачи в подземный комплекс выработок атмосферного воздуха, другая – для отвода из комплекса выработок загрязненного (отработанного) воздуха. При составлении проектов проветривания используются инструктивные указания ЦНИГРИ:

- при глубине заложения выработок $H < 0,4L_p$ (где L_p - проектная длина выработки) – вентиляцию целесообразно осуществлять с помощью вентиляционных восстающих;

- при $H = (0,04 - 0,2)L_p$ - при помощи вентиляционных скважин;

- при $H > 0,2L_p$ - посредством вентиляционных трубопроводов.

В горно-разведочном производстве восстающие в качестве воздухопроводов используются весьма редко – при благоприятном рельефе местности.

Способ проветривания через скважины целесообразен при проведении выработок площадью сечения *не менее $5,4 \text{ м}^2$* (рис.Т-1, табл.3.7). Диаметр вентиляционных скважин принимают не менее $300 - 350 \text{ мм}$.

Вентиляционные трубы в качестве воздуховода применяют в разведочных шахтах, главным образом, для проветривания горизонтальных тупиковых горных выработок (*местное проветривание*).

Схемы проветривания тупиковых горно-разведочных выработок

<p>Рис. Т-1. Проветривание забоя выработки при помощи скважины, пробуренной: а – с верхнего горизонта; б – с поверхности; в – с поверхности и оборудованной вентилятором; 1 – тупиковая выработка; 2 – вентиляционная выработка; 3 – трубопровод; 4 – скважина; 5 – вентилятор</p>	<p>Рис. Т-2. Проветривание тупиковой выработки эжектором: 1 – рассечка; 2 – штольня; 3 – насадка; 4 – раструб; 5 – вентиляционная труба; 6 – труба подачи сжатого воздуха</p>
<p>Рис Т-3. проветривание одним вентилятором всасывающим способом: 1 – тупиковая выработка; 2 – вентиляционная выработка; 3 – вентилятор; 4 – трубопровод гибкий; 5 жесткий трубопровод</p>	<p>Рис. Т-4. Нагнетательный способ проветривания горизонтальной тупиковой выработки: 1 – тупиковая выработка; 2 – вентиляционная выработка; 3 – вентилятор; 4 – трубопровод</p>
<p>Рис. Т-5. Комбинированный способ проветривания одним вентилятором с установкой перемычки</p>	<p>Рис. Т-6. Комбинированный способ проветривания двумя вентиляторами</p>

Для повышения эффективности проветривания выработки сжатым воздухом, выпускаемым в призабойное пространство из трубопровода, энергия сжатого воздуха используется в сочетании с эжекторным устройством, позволяющим всасывать дополнительное количество воздуха в трубопровод, которым проветривается выработка.

Простой эжектор представляет собой изогнутую под прямым углом трубку, вставляемую в вентиляционную трубу и снабженную на конце насадкой 3, через которое выходит сжатый воздух (рис.Т-2, табл.3.7).

При *нагнетательном* способе проветривания (рис. Т-4, табл.3.7), вентилятор 3 устанавливается на свежей струе выработки 1 на расстоянии *не менее 10 м* от устья проветриваемой выработки 2. Свежий воздух поступает в призабойное пространство по вентиляционным трубам 4, а загрязненный удаляется от забоя по выработке.

Расстояние размещения труб до забоя устанавливается в пределах $l \leq 6\sqrt{S}$.

Правилами безопасности разрешается использовать такой способ для проветривания выработок длиной *до 300 м*.

При *всасывающем* способе проветривания (рис. Т-1а, табл.3.7), вентилятор 3 устанавливается со стороны исходящей струи воздуха на расстоянии *не менее 10 м* от устья проветриваемой выработки 2 и отсасывает воздух по трубам 4 из призабойного пространства.

Зона действия всасываемого воздуха не превышает *1-1.5 м* от конца трубопровода. Однако подвести трубопровод ближе к забою нельзя из-за опасности повреждения его взрывом. Для эффективного проветривания максимальное отставание конца труб от забоя должно быть $l \leq 3\sqrt{S}$.

Основной недостаток этого способа вентиляции – невозможность применения гибких трубопроводов. Частично этот недостаток устраняется при размещении вентилятора 3 (если имеется возможность) в выработке. В этом случае на участке 5, в призабойной части трубопровод делается жестким из металлических труб (рис.Т-3б, табл.3.7). А на участке 4 – гибким. По мере подвигания выработки вентилятор переносят на новое место ближе к забою, а часть жесткого трубопровода на участке нагне-

тания заменяют на гибкий и наращивают на участке всасывания.

По правилам безопасности проветривание подземных горно-разведочных выработок протяженностью *более 300 м* должно осуществляться комбинированным способом.

При комбинированном способе (рис. Т-6, табл.3.7) выработка может проветриваться одним или двумя вентиляторами.

Второй вариант сочетает достоинства нагнетательного и всасывающего способов. Вентилятор 1, отсасывающий воздух из забоя, является основным, а нагнетательный 2 – вспомогательным для более интенсивного перемешивания свежего воздуха с загрязненным и удаления газов и пыли из забоя. Отсасывающий вентилятор (конец трубопровода) устанавливается в *50 – 70 м* от забоя и переносится через *50 – 60 м*. Нагнетательный вентилятор устанавливается в *10 – 15 м* от всасывающего (далее от забоя). Производительность всасывающего вентилятора должна быть больше производительности нагнетательного на *30%*.

Отставание конца вентиляционных труб от забоя выработки не должна превышать *8 м*. Для устранения подсоса загрязненного воздуха нагнетающим вентилятором его производительность принимается на *10-20%* ниже производительности всасывающего вентилятора – при сооружении перемычки *5* на расстоянии *30 – 60 м* от забоя, и на *30%* ниже при отсутствии перемычки.

В случае использования одного вентилятора (рис. Т-5, табл.3.7) после взрывания зарядов он может работать на всасывание, а через некоторое время – на нагнетание. На расстоянии не более *50 м* от забоя устраивается перемычка. Достоинство такого способа проветривания состоит в том, что за время работы на всасывание основная масса ядовитых газов удаляется по трубопроводу, а за последующее время (режим нагнетания) газы, в небольшом количестве оставшиеся в призабойном пространстве, рассредоточиваются по части выработки, прилегающей к забою, не доходя до ее устья. Это исключает рециркуляцию воздуха. Основной недостаток – необходимость применения жесткого трубопровода и реверсии вентилятора.

При любом способе проветривания производительность вентилятора местного проветривания не должна превышать *70%* того количества воздуха, которое подается к его всасу за счет общешахтной депрессии, иначе эти вентиляторы будут нарушать

принятую схему вентиляции.

Местное проветривание производится не только после взрывания шпуров в забое, но и в момент погрузки породы, бурения и других работ.

Вентиляторы и вентиляционные трубы. Проветривание тупиковых забоев осуществляется осевыми вентиляторами местного проветривания: *ВМ-3М; ВМ-4М; ВМ-5М; ВМ-6М; ВМ-8М; ВМ-12М* и электрическими осевыми вентиляторами *СВМ-4М; СВМ-5М; СВМ-6М.*

Вентиляционные рукава могут монтироваться из жестких (стальных) и гибких труб.

При проведении горизонтальных выработок протяженностью до 1000 м используют чаще всего гибкие трубопроводы, диаметром 210 мм; 300 мм; 400 мм; 500 мм; 600 мм; 800 мм; 1000 мм и 1200 мм, и длиной звена 5; 10; 20 м.

При большей протяженности выработок – металлические трубы диаметром 500 мм; 600 мм; 700 мм; 800 мм, длиной звена 3 и 4 м.

Расчет параметров проветривания тупиковых выработок и выбор вентилятора.

Воздухопотребность разведочных выработок зависит от интенсивности загрязнения воздушной среды и нормативных требований. Расчет необходимого количества воздуха Q (в $м^3/с$) производится по разным факторам (табл.3.8):

1 – числу людей, одновременно занятых в подземных условиях в наиболее многолюдную смену;

2 –пылевому фактору;

3 –интенсивности выделения газов, образующихся при взрывных работах;

4- эффективной скорости движения воздуха;

5 – при разведке месторождений радиоактивных руд по «скрытой энергии» дочерних продуктов распада радона.

6 – по суммарной мощности ДВС, работающих в выработке.

Таблица 3.8

Необходимое количество воздуха для проветривания выработки

Фактор	Необходимое количество воздуха
1	$Q = 0,1n ;$ <p>(0,1- минимальное количество воздуха на одного человека, m^3/c ; n - общая численность людей в наиболее многолюдную смену)</p>
2	$Q = \sum_{i=1}^n q ;$ <p>(n - число действующих выработок, в которых выполняются работы, сопровождающиеся пылевыведением; q - количество воздуха, необходимое для одного забоя, m^3/c ; $q = V_{min}S$; V_{min} - минимальная скорость струи, обеспечивающая пылевыведение ($V_{min}=0.35$ м/с); S - площадь сечения выработки, m^2 -</p>
3	$Q = \sum_{i=1}^n q$ <p>(n - число тупиковых выработок, в которых в течение смены ведутся буровзрывные работы; q - количество воздуха, необходимое для каждой выработки, m^3/c^*)</p>
4	$Q_{min} = 60VS ;$ <p>V - минимальная скорость движения воздуха по выработке, равная $0,15$ м/с; с учетом пылевого фактора $V = 0,35$ м/с.</p>
5	$Q = 74\sqrt{DW} ;$ <p>D -общий дебит радона в систему проветриваемых выработок, атом/с; W - общий объем проветриваемых выработок, m^3.</p>
6	$Q = 0,113N$ <p>(0,113- минимально допустимое количество воздуха на kBm мощности ДВС, m^3/c ; N - суммарная мощность работающих ДВС, kBm)</p>

*- для нагнетательного способа проветривания (формула В.Н.Воронина)

$$q = \frac{2,25}{60t} \sqrt[3]{\frac{AW^2\varphi b}{K_y^2}};$$

*при всасывающем способе проветривания при максимальном удалении конца вентиляционных труб $0,5\sqrt{S}$ (формула А.И. Ксенофоновой)

$$q = \frac{2,13}{60t} \sqrt{AbS\left(15 + \frac{A}{S}\right)};$$

*при комбинированном способе проветривания (формула В.Н. Воронина)

$$q = \frac{2,3}{60t} \sqrt{AbS^2L^2};$$

где t – время проветривания, мин; A - количество одновременно взрываемого ВВ, кг; $W = SL$ - объем проветриваемой выработки, м³; b - газовость ВВ, 40 л/кг; K_y - коэффициент утечек воздуха в трубах; φ - коэффициент обводненности ($\varphi=0,3$ – для горных выработок, проводимых по водоносным породам; $\varphi=0,6$ – для горных выработок, проводимых по влажным породам; $\varphi=0,8$ – для горных выработок, проводимых по сухим породам); L – расстояние от забоя до перемычки или конца всасывающего трубопровода, м.

Графическая зависимость для определения коэффициентов утечек воздуха гибких трубопроводов (K_y) диаметром до 600 мм при длине звена 20 м в выработках различной длины приведена на рис.3.11. Для трубопроводов диаметром 700-1200 мм при длине звена 10 м K_y оценивается по рис.3.12.

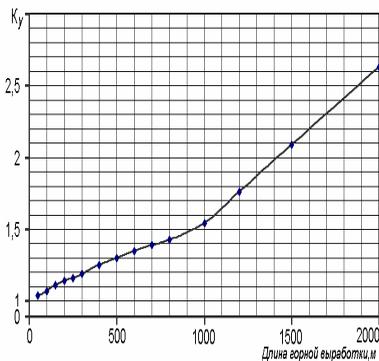


Рис.3.11. Зависимость для определения утечек воздуха гибких трубопроводов диаметром до 600 мм при длине звена 20 м

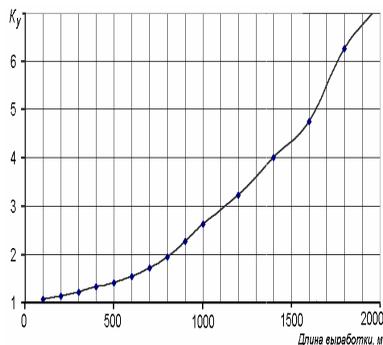


Рис.3.12. Зависимость для определения утечек воздуха гибких трубопроводов диаметром 700-1200 мм при длине звена 10 м

Для металлических трубопроводов коэффициент утечек воздуха подсчитывается по формуле

$$K_y = \left(\frac{1}{3} K_c d_T \frac{L_T}{L_{зв}} \sqrt{R} + 1 \right)^2,$$

где L_T - длина трубопровода, м; d_T - диаметр трубопровода, м; K_c - удельный стыковой коэффициент воздухопроницаемости; $L_{зв}$ - длина звена, м; R - аэродинамическое сопротивление.

$$R = \frac{6,5\alpha L_T}{d_T^5},$$

где α - коэффициент аэродинамических сопротивлений металлических труб (рис.3.13). При использовании старых труб коэффициент повышается на 25%, при использовании новых и гладких труб - снижается на 25%.

Коэффициент K_c зависит от качества сборки трубопровода: удовлетворительное с допустимыми утечками воздуха $K_c=0,002-0,005$; хорошее с незначительными утечками воздуха - $K_c=0,001-0,002$.

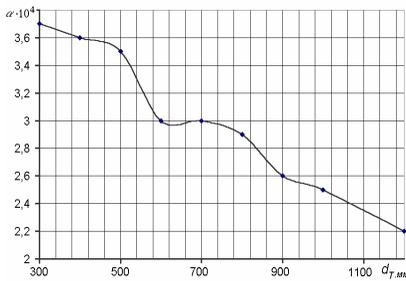


Рис.3.13. Зависимость величины α от диаметра труб

Удовлетворительное качество сборки допускается при длине трубопровода до 450 м.

$K_c = 0,003$ - при уплотнении стыков с помощью прокладок из пенькового каната и промасленного картона; $K_c = 0,0006$ - при уплотнении с помощью резиновых прокладок и качественной сборке.

Выбор вентиляционной установки местного проветривания. Из определенного расчетным путем необходимого количества воздуха (по факторам 1-6, табл.3.8) выбирается максимальное значение (Q_3).

В соответствии с правилами безопасности воздухопотребность действующих выработок должна быть увеличена в 1,43 раза - $Q_n = 1,43Q_3$.

Производительность вентилятора определяется из выражения

$$Q_в = K_y Q_n, м^3/с.$$

Депрессия вентилятора ($H_в, Па$) рассчитывается по формуле

$$H_в = H_c + H_m + H_d,$$

где $H_c = K_y R Q^2$ - статическая составляющая депрессии;

$H_m = 0,2H_c$ - местные потери давления;

$H_d = \frac{V_T^2 \gamma}{2g}$ - динамическая составляющая потерь давления;

$\gamma = 12 Н/м$ - удельный вес воздуха.

По расчетным параметрам $H_в$ и $Q_в$ подбирают ближайшие типоразмеры вентиляторов местного проветривания. Если $H_в$ и $Q_в$ ниже необходимых параметров, то принимается более мощный вентилятор или трубопровод большего диаметра, так как

с его уменьшением растет аэродинамическое сопротивление и, как следствие, возрастает расход электроэнергии.

В практике геологоразведочных работ применяют совместное подключение вентиляторов местного проветривания. Подключение может быть последовательным и параллельным.

Если вентилятор по H_e подобрать нельзя, то принимают к установке два или несколько вентиляторов, работающих последовательно в одном металлическом трубопроводе. При такой установке вентиляторы должны обеспечить расчетное Q_e и в сумме давать давление, равное H_e . Вентиляторы распределяют по длине трубопровода (рис.3.14).

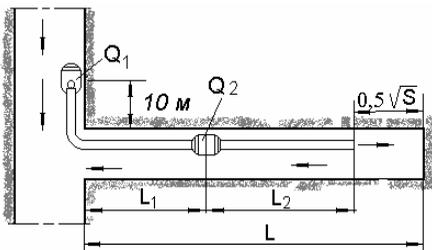


Рис.3.14. Последовательное подключение вентиляторов

Если для проветривания применяют гибкие резиновые трубы, то вентиляторы устанавливают один за другим без разрывов со стороны свежей струи воздуха - так называемое каскадное расположение вентиляторов (рис.3.15). В этом случае вентиляторы должны иметь одинаковую производительность (подачу) и будут обеспечивать суммарную депрессию (давление).

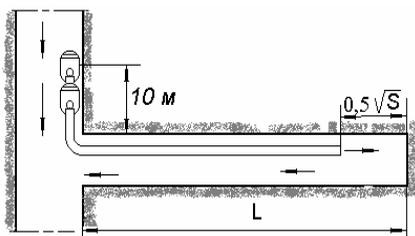


Рис.3.15. Каскадное расположение вентиляторов

При комбинированном способе проветривания двумя вентиляторами без переключки (таб.3.7., рис. Т-6) количество воздуха в конце всасывающего трубопровода определяется по формуле А.И. Ксенофонтовой.

После определения Q рассчитывается производительность всасывающего вентилятора $Q_{вс}$ в том же порядке, как и для нагнетательного способа проветривания. Подача нагнетательного вентилятора принимается $Q_n \geq 0,8Q_{вс}$.

3.4. Уборка породы. Особенности выбора комплектов оборудования

Уборка породы – наиболее трудоемкий процесс проходческого цикла, занимающий 40-60% его продолжительности. В общем случае в состав работ по уборке горной массы при буровзрывном способе проведения выработок входят следующие операции:

- осмотр призабойного пространства выработки и приведение его в безопасное состояние;
- орошение кровли и боков, орошение развала отбитой взрывом породы от массива;
- разборка породы, погрузка ее в вагоны;
- откатка вагонеток к стволу шахты или к месту разгрузки.

В условиях геологоразведочных партий *погрузку горной массы обеспечивают*:

- вручную (в выработках небольшого сечения, при малых объемах работ и их разобщенности);
- скреперными установками в выработках небольшой протяженности с площадью поперечного сечения *до 5 м²*;
- погрузочными машинами (ППМ) при площади сечения *более 5 м²*.

Транспортирование горной массы обеспечивают:

- вручную в вагонетках емкостью *0,35 – 0,5 м³* при протяженности выработки *до 200 м*; при большей длине – электровазонами в вагонетках емкостью *до 0,8 м³*.
- механизировано с помощью ППМ, скреперными установками (при проведении коротких выработок);
- погрузочно-доставочными машинами с совмещением операций погрузки и транспортирования горной массы (в выработках площадью сечения *более 6,5 м²*, при протяженности *до 100 м*).

Ручная погрузка (рис.3.16) допускается в тех случаях, когда объем проходческих работ невелик, или как вспомогательная операция при механизированной погрузке. Для облегчения погрузки на почву выработки у забоя перед взрывом шпуров укладывают стальные листы размером *0,5x1,2 м* или *0,5x1,5 м*. Почву устилают листами на расстоянии *4-5 м* от забоя.

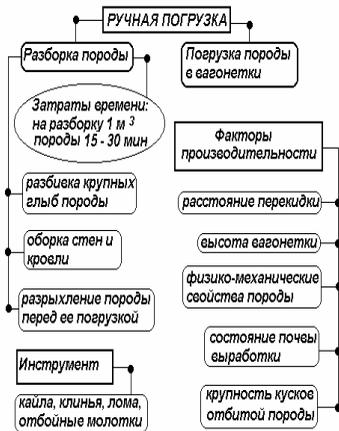


Рис.3.16. Операции, инструмент и факторы производительности ручной погрузки

Повышению производительности ручной погрузки (в 2–2,5 раза) способствует применение перегружателей, которые представляют собой ленточные конвейеры, смонтированные на рельсовом ходу.

Ширина выработки на одного рабочего в забое при погрузке породы должна быть не менее 0,75–1,0 м.

Уборка породы с применением породопогрузочных машин относится к наиболее распространенным способам погрузки при проведении горизонтальных

горно-разведочных выработок. Состав работ при уборке породы с применением ППМ приведен на рис.3.17.

Учитывая полученную ранее информацию о конструктивных особенностях ППМ и схемах реализации обменных операций в курсе «Основы горно-разведочного производства», при рассмотрении данной темы эти моменты не будут детализироваться.

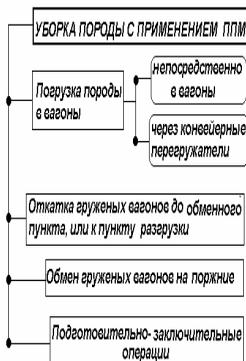


Рис.3.17. Состав основных операций при уборке породы с применением ППМ

При проведении горизонтальных выработок по крепким породам наибольшее распространение как в отечественной практике, так и за рубежом получили ППМ периодического действия с ковшовым рабочим органом.

Для специфических условий горно-разведочного производства наиболее универсальной является машина ППН-1С, которая предназначена для погрузки породы с крупностью кусков до 350 мм в вагонетки, на конвейер и различные загрузочные устройства. Ограничи-

вающими факторами применения ППН-1С являются размеры сечения выработки: *высота – 2,3 м; ширина 2,5 м.*

На базе ППН-1С, специально для проведения горно-разведочных выработок создана погрузочная машина ППН-1Э с электроприводом ($N=18$ кВт). Институтом Гипрорудмаш (г.Кривой рог) разработана малогабаритная машина ППН-1Н, с возможностью производить погрузку породы в выработках сечением $4,2 \text{ м}^2$. Однако в выработках сечением *более 5 м^2* ППН-1Н по показателям работы уступает другим машинам этого типа.

Ковшовые машины ППН-2 применяют при проведении геологоразведочных и подготовительных выработок площадью сечения *более $5,8 \text{ м}^2$* . Машины обеспечивают уборку породы с кусками *до 400 мм* в вагонетки высотой *не более 1350 мм*. Вариант машины на гусеничном ходу – ППН-2Г целесообразно применять в выработках с большим фронтом работ, при высоте выработки *не менее 2,6 м.*

Машины ППН-3 могут работать в выработках площадью сечения *более $7,3 \text{ м}^2$* и применяются для уборки породы с кусками *до 600 мм* в вагонетки высотой *не более 1630 мм.*

Погрузочные машины ППН-5 и ППН-7 – это представители конвейерно-ковшовых машин. Они предназначены для уборки породы с крупностью куска *до 400 мм* в выработках сечением *более $4,4 \text{ м}^2$* . Стрела с ковшом этих машин обеспечивает фронт погрузки породы *до 4 м*. За счет наличия перегрузочного конвейера обеспечивается равномерная загрузка вагонов. Однако они по длине больше, сложнее конструктивно и несколько дороже, чем машины прямой погрузки.

В породах с $f \leq 16$, находят применение машины непрерывного действия с парными загребающими лапами.

Машина ППНБ-2 предназначена для погрузки разрыхленной горной массы в вагонетки или на конвейер при проведении горизонтальных и наклонных горных выработках площадью сечения в свету *более $4,4 \text{ м}^2$* . Привод машины – электрический, привод гусеничного хода – гидравлический. Гусеничный ход и возможность поворота стрелы конвейера на 45° в обе стороны делают машину независимой от места установки транспортных средств, обеспечивая широкий фронт погрузочных работ.

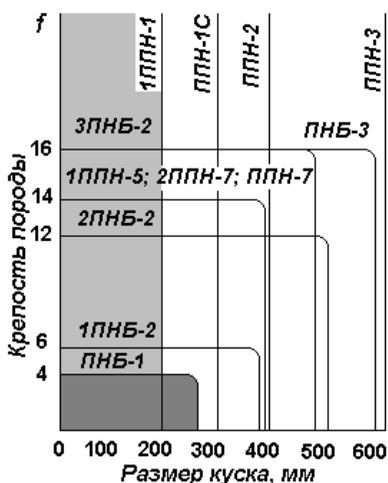


Рис.3.18. Область применения ППМ

Машина 2ПНБ-2 конструктивно аналогична машине 1ПНБ-2, но отличается большей мощностью и размерами. Машина может эксплуатироваться в выработках сечением *более 5,8 м²*.

На основе обобщения технических характеристик погрузочных машин составлена диаграмма рациональной области их применения в зависимости от крепости пород и размера погружаемого куска породы (рис.3.18).

Погрузочно-доставочная машина ПДВ-2 применяется для погрузки и транспортирования породы при проведении горизонтальных и слабонаклонных выработок длиной *не более 75 м*, площадью поперечного сечения *более 4,5 м²*. Погружаемая порода может содержать куски размером *до 400 мм* в поперечнике. Производительность ПДВ-2 при погрузке достигает *30 м³/ч*, а при погрузке и откатке на расстояние *25 м – 11 м³/ч*, и *50 м – 9 м³/ч*.

Погрузочно-доставочная машина 1ПДН-2 предназначена для погрузки и откатки породы с наличием кусков размером *до 800 мм* в выработках сечением *более 7,5 м²*, длиной *до 100 м*. Производительность машины при погрузке и откатке на расстояние *50 м – 22 м³/ч*, а при откатке на расстояние *100 м – 9 м³/ч*. По техническим данным 1ПДН-2 эффективна при проведении подземных камерных выработок небольшой длины со значительным поперечным сечением.

Погрузочно-доставочная машина МПДН-1 предназначена для работы в выработках площадью сечения *6,5 м² и более*, протяженностью *до 200 м*. Производительность машины при погрузке и откатке на расстояние *менее 30 м – 30 м³/ч*, а на расстояние *50 м – 24 м³/ч*.

Производительность породопогрузочных машин зависит от конструкций, размеров и кинематики рабочего органа, а также от крупности кусков отбитой от массива породы, ее физико-механических свойств и общей организации работы по уборке.

Различают *теоретическую, техническую и эксплуатационную* производительность.

Теоретическая производительность (P_{mp}) характеризуется объемом идеального сыпучего материала, который может быть погружен данным рабочим органом машины в единицу времени.

$$P_{mp} = \frac{W_k}{T} = nW_k, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где W_k – вместимость ковша, м^3 ; T - теоретическая продолжительность одного цикла погрузки породы, *мин*; n - число циклов черпания в *мин*.

Техническая производительность характеризуется фактическим объемом погружаемой породы в производственных условиях, т.е. фактическим объемом породы, погружаемой машиной за отрезок времени без учета влияния организационных факторов. Техническая производительность (P_m) определяется по формуле:

$$P_m = \frac{W_k \varphi_k}{T_c K_p}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где $\varphi_k = (0,3 - 1,2)$ - коэффициент заполнения ковша; T_c - продолжительность цикла погрузки, *мин*; K_p - коэффициент разрыхления породы.

Эксплуатационная (фактическая) производительность ППМ ($P_э$) при уборке породы в одиночные вагоны и состав (при наличии перегружателя), определяется выполненным объемом работы по погрузке породы исходя из конструктивных особенностей машины, объема погружаемой породы и ее физико-механических свойств, а также организационных факторов. К первым относятся сцепная масса машины, вместимость и форма ковша; ко вторым – объемная масса и абразивность породы, степень ее измельчения и наличие крупных (*более 160 мм*) кусков породы; к третьим – вместимость вагонов, продолжительность

маневровых операций при замене груженых вагонов порожними, квалификация машиниста, возможные простои и задержки, связанные с общей организацией уборки породы и др.

$$P_3 = \frac{T - t_{nz} - t_l}{K_o K_p \left(\frac{K_{kp}}{P_m} + t_g + \frac{2L}{60W_g K_3 V n} \right)}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где T - продолжительность смены, мин; t_{nz} - продолжительность подготовительно-заключительных операций: для горизонтальных выработок $t_{nz}=(20-30 \text{ мин})$, для наклонных $t_{nz}=(40-50 \text{ мин})$. В средних показателях t_{nz} составляет 10% продолжительности погрузки; $t_l=10 \text{ мин}$ - личное время рабочего; $K_o=1,05$ коэффициент отдыха; K_{kp} - коэффициент, учитывающий крупность кусков породы и ее свойства, $K_{kp}=1,3$ - если крупность кусков выше предусмотренной конструкцией машины; P_m - техническая производительность, $\text{м}^3/\text{мин}$; W_g - вместимость вагона, м^3 ; $K_3=0,9$ - коэффициент заполнения вагонетки; V - средняя скорость откатки вагонетки или составов с учетом маневров, перецепки вагонов, составов и др. При одиночном обмене $V=0,6 \text{ м/с}$, а при обмене составами - $V=0,9 \text{ м/с}$; L - расстояние от пункта погрузки до места обмена вагонов, м; n - число вагонов в составе, входящих под перегружатель (при одиночном обмене $n=1$); t_g - удельные затраты времени на вспомогательные операции, не связанные с обменом вагонеток (на кайловку и перекидку породы с периферии к центру выработки, на очистку путей и выдвижение рельсов), $\text{мин}/\text{м}^3$. Для выработок, ширина которых равна фронту захвата ППМ - $t_g=1,5 \text{ мин}/\text{м}^3$ (для ковшовых машин), и $t_g=1,0 \text{ мин}/\text{м}^3$ для машин типа ПНБ. Если фронт погрузки у ковшовых машин меньше в 1,5-2 раза ширины выработки, то $t_g=3,3-6,9 \text{ мин}/\text{м}^3$.

В общем случае, продолжительность уборки породы ($T_{y\bar{o}}$) определяется по формуле:

$$T_{y\bar{o}} = \frac{S_n l \eta}{P_3} K_p.$$

Необходимым условием эффективного применения ППМ как непрерывного, так и циклического действия является снижение их простоев в процессе выполнения операции уборки породы, т.е. сведение до минимума продолжительности маневровых операций, связанных с обменом вагонов (рис.3.19).

При этом необходимо стремиться к тому, чтобы продолжительность маневра по замене груженого вагона порожним была

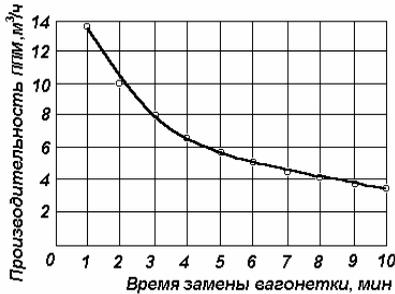


Рис. 3.19. График зависимости производительности машинной погрузки породы от времени замены вагонеток

меньше продолжительности погрузки вагона. В общем случае, фактическая длительность обмена одиночных вагонов в однопутных выработках, что специфично для условий горно-разведочного производства, изменяется от 1,5 до 6 мин. Это связано с видом разминовки и расстоянием, на которое она удалена от забоя.

При стремлении повысить производительность ППМ следует принимать во

внимание не только возможность максимального сокращения время обменных операций за счет выбора устройств обмена вагонеток, но и учитывать трудозатраты, связанных с устройством разминок, и степени механизации маневровых операций. Так, перекатная платформа позволяет до минимума сократить время обмена, но сам обмен вагонеток связан с ручным трудом и большими физическими нагрузками, тогда как при использовании, например, вагоноперестановщика обмен вагонеток можно осуществить с помощью маневрового электровоза.

В связи с необходимостью учета трудозатрат при выборе обменных устройств возникает вопрос о рациональном удалении их от забоя. Чем больше это расстояние, тем выше трудоемкость замены груженых вагонеток на порожние. Стремление уменьшить время маневровых операций за счет сокращения расстояния между местом погрузки породы и разминкой вагонов, из-за увеличения объемов работ по расширению выработок до ширины двухпутевой выработки, не всегда оправдан. Например, для раз-

мещения состава из 6 вагонов вместимостью 0,8-1,0 м³ длина разминовки должна быть равна 18-20 м. Работы по расширению выработки обусловят снижение скорости и повышение ее стоимости, что может оказаться экономически нецелесообразным.

Для определения оптимального расстояния между разминками с учетом затрат труда на расширение выработки и переноску разминовки используется формула:

$$L_{opt} = \sqrt{\frac{V_{cp} S_n l \eta K_p T_p}{2S_1 \left(\frac{S_n l \eta K_p}{N_1 W_6 K_3} - 1 \right)}}, \text{ м,}$$

где V_{cp} - средняя скорость движения вагонов при их обмене (0,9-1,5 м/с), м/мин; S_n - площадь сечения выработки в проходке, м²; l - средняя глубина шпуров в комплекте, м; η - коэффициент использования шпуров; T_p - суммарная продолжительность сооружения разминовки, связанная с отбойкой и откаткой породы, настилкой рельсового пути и укладкой стрелочных переводов или монтажом роликовой платформы либо вагоноперестановщика, мин; S_1 - площадь поперечного сечения разминовки, м²; N_1 - число вагонеток, подаваемых одновременно под погрузку непосредственно к машине (для машин прямой погрузки типа ППН-1С ($N_1 = 1$; в случае применения перегружателя величина N_1 определяется числом вагонеток, перемещаемых под консольную часть).

Таким образом, оптимальное расстояние между разминками должно быть тем большим, чем вместимее вагонетки, больше их число, подаваемое под одновременную погрузку, и скорость откатки, а также чем меньше площадь сечения разминок, и, следовательно, меньше время, затрачиваемое на их сооружение.

Существенное влияние на производительность погрузки оказывает вместимость вагонеток. Так, при увеличении вместимости вагонеток с 0,8 до 1,3 м³ приводит к росту производительности погрузки породы при прочих равных условиях на 40-45%.

Вагонетки с глухим кузовом предпочтительнее опрокидных, поскольку они проще конструктивно, надежнее в эксплуатации, обладают меньшей массой. При этом при вместимости в *1,75 раза* большей, масса глухой вагонетки практически одинакова с опрокидной, но цена глухой вагонетки значительно меньше.

Резервом сокращения длительности погрузки породы является ее откатка полновесными составами, т.е. при каждом электровозе максимально возможное число вагонеток. При средней плотности горных пород $2,7 \text{ т/м}^3$ электровоз АК-2У может перемещать состав из *пяти* вагонеток типа УВО-0,8; а электровоз 4,5 АРП-2м – *десять*. Доведением весовой нормы составов до предельно возможной эксплуатационную производительность ППМ можно увеличить *в 1,5-2 раза*.

Значительно влияет на производительность ППМ глубина шпуров. При увеличении глубины *с 1,5 до 2 м* производительность погрузки возрастает примерно на 20-25%; при увеличении глубины шпуров *до 2,5 м* шпуров производительность погрузки возрастает примерно на 30-35%. Рост производительности обусловлен уменьшением объема породы припочвенного слоя и остающейся у стенок выработки, при этом при увеличении глубины шпуров *с 1,5 до 2,5 м* относительная трудоемкость погрузки уменьшается на *20-30%*.

Применение перегружателей при прочих равных условиях позволяет довести скорость проведения выработок до *200-250 м/месяц* при снижении стоимости работ на 15-20%. Применение перегружателей позволяет сократить время обмена вагонеток до *0,4-1,3 мин* и довести удельные потери времени до *0,15-0,07 мин/м³*. Применение перегружателей является наиболее выгодным при транспортировании породы составами не менее 10 вагонов.

При выборе ППМ и оценке эффективности их работы следует принимать во внимание то обстоятельство, что затраты на энергетические ресурсы у электрических машин *в 5-7 раз* ниже, чем у пневматических. Поэтому и стоимость погрузки при прочих равных условиях в случае использования машины ЭПМ-2 (с электродвигателем) примерно в 2 раза меньше, чем при использовании машины ППН-1С (с пневмоприводом).

Скреперная уборка породы рекомендуется при проведении выработок небольшой длины (до 100 м) и малой площадью (2,7-4 м²), в которых применение ППМ невозможно.

В практике проведения горно-разведочных выработок используются два способа применения скреперных установок:

- скреперная уборка породы из выработки непосредственно в отвал;

- скреперная погрузка породы в вагонетки через полук.

Первый способ применяется главным образом при проходке коротких штолен. Затраты времени на уборку породы, отнесенные к 1 м горной выработки с увеличением длины скреперования до 45 м при использовании скрепера емкостью 0,10 м³ увеличиваются незначительно. То есть такой вид уборки может быть эффективно применен при длине выработки до 45 м. Вместе с тем, целесообразность одинарного скреперования при увеличении емкости скрепера может быть увеличена: при длине скреперования до 65 м, рационально использовать скреперы вместимостью 0,15 м³; при большей длине необходимо использовать скреперы емкостью 0,25 и 0,40 м³.

Сменная производительность скреперных установок при разгрузке горной массы в рудоспуск или отвал определяется формулой:

$$P_9 = \frac{(T - t_{n3} - t_l) W_{ск} K_3}{\left(\frac{L}{V_2} + \frac{L}{V_n} + t_{32} \right) K_o K_p}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где T - продолжительность смены, мин/смена; $t_{n3} = 40$ мин - продолжительность подготовительно-заключительных операций (смазка, опробование лебедки, закрепление блоков и др.); $t_l = 10$ мин - личное время рабочего; $W_{ск}$ - вместимость скрепера, м³; K_3 - коэффициент заполнения скрепера ($K_3 = (0,5-0,7)$ - для крупнокусовой массы; $K_3 = (0,7-0,8)$ - для среднекусовой массы; $K_3 = (0,8-1)$ - для мелкокусовой массы); $K_o = 1,05$ коэффициент отдыха; V_2, V_n - средняя скорость движения, соответственно, груженого и порожнего скрепера, м/мин; L - расстояние скреперования, м; t_{32} - время загрузки и разгрузки скрепера с

учетом пауз на переключение и неравномерность хода скрепера ($t_{32}=0,3-0,7$ мин).

Сменная производительность скреперных установок при разгрузке горной массы в одиночные вагоны или в скипы определяется формулой:

$$P_3 = \frac{(T - t_{нз} - t_n) W_6 K_{36}}{\frac{W_6 K_{36}}{W_{ск} K_3} \left(\frac{L}{V_2} + \frac{L}{V_n} + t_{32} \right) K_o + \frac{2L}{V_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

W_6 - вместимость вагонетки или скипа, м^3 ; K_{36} - коэффициент заполнения вагонетки или скипа ($K_3=0,9$); $V_c = (90-120)$ м/мин – средняя скорость транспортирования (подъема) вагонетки (скипа); t_p - время разгрузки ($t_p=1$ мин – разгрузки вагонетки; $t_p=0,5$ мин – разгрузки скипа).

В общем случае продолжительность уборки породы ($T_{yб}$) определяется по формуле:

$$T_{yб} = \frac{S_n l \eta}{P_3} K_p.$$

Мощность привода скреперной установки (N) -

$$N = \frac{Z V_k}{1000 \eta},$$

где Z - тяговое усилие на барабане лебедки, H ; V_k - средняя скорость навивки каната на барабан, м/с; η - КПД лебедки.

Тяговое усилие ориентировочно можно определить по формуле:

$$Z = 9,81 K (G_n + G_{ск}) (f_T \cos \beta \pm \sin \beta),$$

где $K=1,35-1,45$ – коэффициент дополнительных сопротивлений; G_n - масса породы, перемещаемой скрепером, кг; $G_{ск}$ - масса скрепера, кг; $f_T=0,6-0,8$ - суммарный коэффициент трения породы, скрепера и канатов о породу; β - угол наклона пути скреперования.

Комплекты оборудования. Вопросы проектирования технологии проведения выработок на сегодня имеют достаточно большой уровень изученности. Учитывая, что зачастую условия проведения выработок имеют типовой характер, целесообразно использовать рекомендации по *комплектам оборудования* для различных горно-геологических условий, предложенные Лукьяновым В.Г., Грабчаком Л.Г., Роговым В.Ф. и др., на основании обобщения опыта работ передовых проходческих бригад горно-разведочной отрасли.

Комплект №1. Предназначен для проведения прямолинейных выработок площадью сечения *более 5,2 м²* по породам любой крепости (рис.3.20).

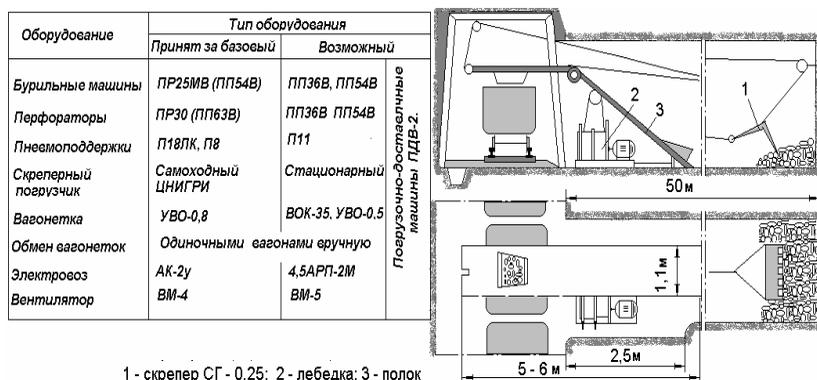


Рис.3.20. Схема расположения оборудования при проведении подэтажных выработок и расщек

Возможный вариант со стационарной скреперной установкой применяют при проведении подэтажных выработок и расщек.

Применение варианта с погрузочно-доставочной машиной целесообразно при проведении выработок околоствольного двора, камерных выработок, а также коротких горизонтальных выработок. Производительность порододоставочной машины ПТ-4 достигает *2 тыс. м³/мес.*

Погрузодоставочная машина ПДВ-2 предназначена для работы в горизонтальных и слабонаклонных выработках длиной *не более 75 м*, площадью сечения *не менее 4,5 м²*.

Комплект №2 (рис.3.21). Применяется при проведении прямо- и криволинейных выработок протяженностью *более 150 м*. Он является самым распространенным не только при проведении горно-разведочных выработок, но и в горнорудной промышленности при одно-забойной и многозабойной организации, хотя и характеризуется низким уровнем механизации труда

Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный
Бурильные машины	ПР25МБ (ПП50В)	ПП36В, ПП54В
Перфораторы	ПР30 (ПП63В)	
Пневмоподдержки	П18ЛА	П11
Погрузочная машина	ППН-1С	ППН-13; ППН-2; ППН-23
Вагонетка	УВО-0,8	УВГ-1,0; УВГ-1,6; УВБ-2,5; УВБ-1,6
Обмен вагонеток	Одиночными вагонками вручную, АК-2у	Вагонпереставщик пневматический нижнего действия
Электровоз	4,5АРП-2М	АК-2у; 5АРВ; АМ-8; 4КР-1; 7КР-1у; 10КР-2
Вентилятор	ВМЭ-5	ВМ-4; ВМ-6
Вспомогательное оборудование и инструмент		Опрокидыватель вагонеток

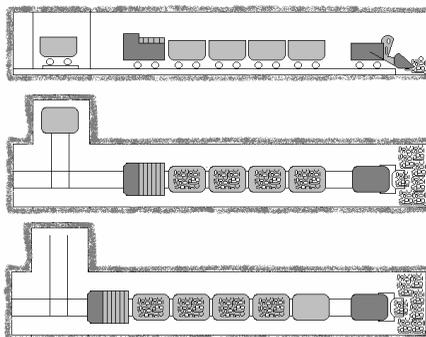


Рис.3.21. (комплект №2). Схема расположения оборудования при проведении штрека

Комплект №3 (рис.3.22). Предназначен для проведения прямолинейных, большой протяженности выработок площадью сечения 6 м^2 и более по породам любой крепости.

Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный
Бурильные машины	ПР25МВ (ПП50В)	ПП36В, ПП54В
Перфораторы	ПР30 (ПП63В)	
Пневмоподдержки	П18ЛК	П11
Погрузочная машина	ППН-1С	ППН-13; ППН-2; ППН-23
Вагонетка	УВБ-1,6	УВГ-1,0; УВГ-1,6; УВБ-2,5; УВО-0,8
Перегрузатель	ПСК-1	"Радиус-1" (2 секции)
Обмен вагонеток	Составом	
Электровоз	4,5АРП-2М	АК-2у; 5АРВ; АМ-8; 4КР-1; 7КР-1у; 10КР-2
Вентилятор	ВМЭ-5; ВМ-6	ВМ-5; ВМ-6
Вспомогательное оборудование и инструмент		Опрокидыватель вагонеток

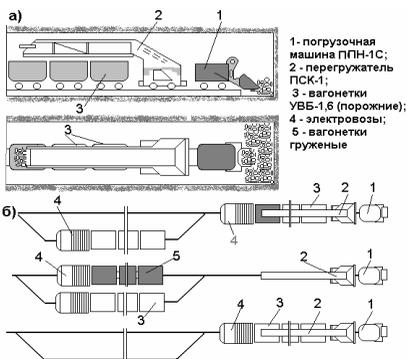


Рис.3.22. Схема расположения оборудования (а) и схема обмена вагонеток (б) по комплекту №3 в варианте с использованием перегружателя ПСК-1

Применение комплекта №3 обеспечивает рост скорости проходки выработки по сравнению с комплектом №2 при выполнении большого годового объема.

Исходя из наличия серийно выпускаемого проходческого оборудования этот комплект (с перегружателем ПСК-1) наиболее предпочтителен при проведении прямолинейных выработок, а также может применяться при проходке выработок с минимальной площадью сечения 8 м^2 .

Для проведения криволинейных и сильно пересеченных выработок перспективен вариант комплекта №3 с укороченным перегружателем «Радиус-1». При этом применяют три секции перегружателя общей длиной 18 м. Такой перегружатель можно использовать в выработках с радиусами закруглений 7 м и более.

Комплект №4 (рис.3.23) предназначен для проведения выработок площадью сечения 9 м^2 и более.

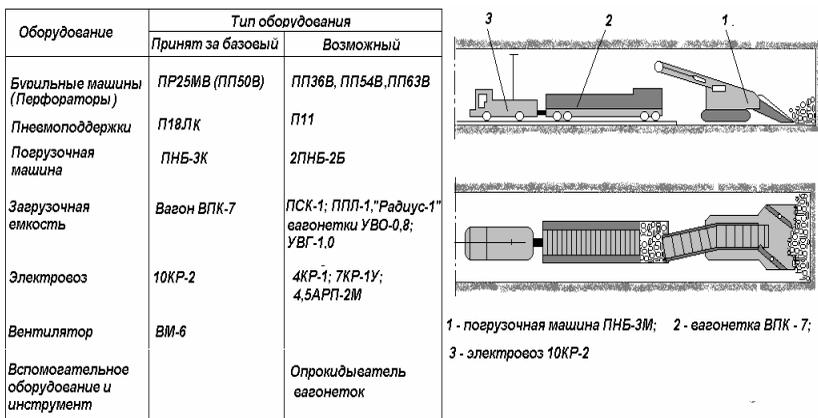


Рис. 3.23. Схема расположения оборудования при проведении выработок площадью сечения 9 м^2 и более (по комплекту №4)

Комплект №5 (рис.3.24) и комплект №6 (рис.3.25) включают высокопроизводительное оборудование доставки горной породы (бункер-поезд ЦНИГРИ, или ВПК-7 (ВПКНЭ-7) с длинным перегружателем), которое может обеспечить высокие скорости проходки горно-разведочной выработки.

При необходимости проходки в породах практически любой крепости в состав оборудования (*комплект №6*) включена погрузочная машина типа ППН.

Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный
Бурильные машины Перфораторы	ПР19, (ПП36В)	ПП54В, ПП63В)
Пневмоподдержки	ППК-15У	П11
Погрузочная машина	1ПНБ-1	2ПНБ-2; ПНБ-3М
Загрузочная емкость	Бункер-поезд ЦНИГРИ	ВПК-7, длинный перезружатель
Электровоз	4,5АРП-2М	7КР; 10КР
Вентилятор	ВМЭ-5 М	ВМ-5 ВМ-6

1 - погрузочная машина 1ПНБ-1; 2 - бункер-поезд

Рис.3.24. Схема расположения оборудования (по комплекту №5)

Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный
Бурильные машины Перфораторы	ПР-30ЛУ; (ПП-63В)	ПП54В, ПП36В
Пневмоподдержки	П-18ПК	П11
Погрузочная машина	ППН-1С	ППН-13; ПП-23
Загрузочная емкость	Бункер-поезд ЦНИГРИ	ВПК-7, ВПКНЭ-7 длинный перезружатель
Электровоз	4,5АРП-2М	7КР; 10КР
Вентилятор	ВМЭ-5 М	ВМ-5 ВМ-6

1 - погрузочная машина ППН-1С; 2 - бункер-поезд

Рис.3.25. Схема расположения оборудования (по комплекту №6)

Комплект №7 (рис.3.26,а) включает бурильную установку. Его применение повышает уровень механизации шпуров по сравнению с предыдущими комплектами, при проведении выработок площадью сечения 5, 1-6, 4 м² по средним и крепким породам.

Комплект №8 (рис.3.26,б), целесообразно использовать при проведении боковых выработок малой площади сечения преимущественно при скреперной уборке.

Оборудование	Тип оборудования		Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный		Принят за базовый	Возможный
Бурильные машины	УПБ-1	ПК-50; ПК-60;	Бурильные машины	УПБ-1	ПК-50; ПК-60
Погрузочные машины	ППН-1С	ППН-13; ППН-2; ППН-2Э	Скреперный погрузчик	Самоходный ЦНИГРИ	Стационарный
Вагонетка	УВО-0,8	УВГ-1,0; УВГ-1,6; УВБ-2,5	Вагонетка	УВО-0,8	УВГ-1,0; УВГ-1,6; УВБ-2,5
Обмен вагонеток	Одиночными вагонами, АК-2у	4,5АРП-2М	Обмен вагонеток	Одиночными вагонами, АК-2у	4,5АРП-2М
Электровоз	4,5АРП-2М		Электровоз	4,5АРП-2М	
Вентилятор	ВМЭ-5; ВМ-6	ВМ-5; ВМ-6	Вентилятор	ВМЭ-5; ВМ-6	ВМ-5; ВМ-6

а)

б)

Рис.3.26. Состав оборудования: «а» - по Комплекту №7; «б» – по Комплекту №8

Комплект №9 (рис.3.27), включающий буровую каретку СБКН-2М, обеспечивает механизацию работ при бурении шпуров в процессе проведения горизонтальной выработки. Обмен вагонеток и буровой каретки осуществляется с помощью вагоноперестановщика нижнего действия с пневмоприводом. Перспективными являются варианты комплектов с применением бурильных машин, установленных на буровых каретках или погрузочных машинах.

Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный
Буровая каретка	СБКН-2М	УБШ-121Г
Погрузочная машина	ППН-2	ППН-13; ППН-1С; ППН-2Э
Вагонетка	УВБ-2,5.	УВГ-1,0; УВГ-1,6; УВО-0,8 ; УВБ-1,6
Обмен вагонеток	Одиночными вагонами . 7КР Вагоноперестановщик	Короткий перегружатель "ПСК-1"; "Радиус-1"
Электровоз	7КР	4,5АРП-2М; 10КР
Вентилятор	ВМ-6М	ВМ-5; ВМ-6
Вспомогательное оборудование и инструмент		Отрокидыватель вагонеток

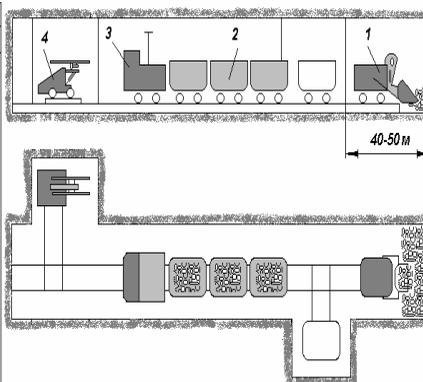
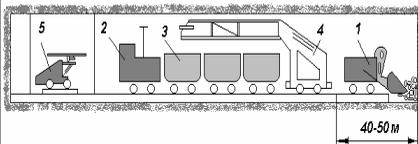


Рис. 3.27. Схема расположения оборудования при проведении выработок с применением буровой каретки (по комплекту №9)

Использование комплекта с перегружателем ПСК-1 возможно только в прямолинейных выработках. Вариант с укороченным перегружателем “Радиус-1” длиной 18 м позволяет применять комплект в криволинейных выработках.

Комплект №10 (рис.3.28) с буровой кареткой СБКН-2М, машиной ППН-1С, длинным перегружателем “Радиус-1” и электровозом 7КР, обеспечивает высокий уровень механизации труда, в т.ч. при проведении криволинейных выработок.

Оборудование	Тип оборудования	
	Принят за базовый	Возможный
Буровая каретка	СБКН-2М	УБШ-121Г
Погрузочная машина	ППН-1С	ППН-1З; ППН-2; ППН-2З
Вагонетка	УВБ-2,5	УВГ-1,0; УВГ-1,6; УВО-0,8 ; УВБ-1,6
Обмен вагонеток	Составом , 7КР	Длинный переу- жатель “Радиус-1”
Электровоз	7КР	4,5АРТ-2М; 10КР
Вентилятор	ВМ-6М	ВМ-5; ВМ-6
Вспомогательное оборудование и инструмент		Опрокидыватель вагонеток



- 1 - породопогрузочная машина ППН-1С;
- 2 - электровоз 7КР;
- 3 - Вагонетки УВБ-2,5 (УВО-0,8; УВГ-1,0; УВГ-1,6);
- 4 - перегружатель длинный “Радиус-1”;
- 5 - буровая каретка СБКН-2М

Рис.3.28. Схема расположения оборудования при проведении выработок с применением буровой каретки (по комплекту №10)

Существуют комплекты, где предусмотрены комбинированные буропогрузочные машины с эффективным средством для механизации работ по погрузке горной массы – бункер-поездом. Это дает возможность не только упростить организацию труда, но и улучшить условия работы. Сочетание буропогрузочных машин с бункер-поездами позволяет довести скорость проходки выработок до 500 м/мес и одновременно повысить в 2,5-3 раза производительность труда проходчиков.

В настоящее время имеется возможность применения пневмоколесного комплекта, включающего малогабаритную буровую установку УБШ-121Г и погрузотранспортные машины ПД-2, ПД-3 и ПД-4, при проведении выработок длиной 10-200 м, площадью сечения 4,5 м² и более. Выработки проходят без настилки рельсовых путей.

3.5. Крепление выработок. Параметры элементов крепи. Паспорт крепления

Процесс крепления выработок обусловлен необходимостью поддержания выработки в безопасном состоянии при сохранении ее формы и размеров поперечного сечения до окончания разведочных работ. При этом независимо от горно-технических и геологических условий проведения выработок крепь должна соответствовать общим требованиям, которые показаны на рис.3.29. Кроме того, в отдельных случаях крепь должна удовлетворять



Рис. 3.29. Общие требования к крепи

специальным требованиям - например, безопасность в пожарном отношении, водонепроницаемость, возможность прохождения выработок в особо трудных гидрогеологических условиях и др.

На геологоразведочных работах, спецификой которых является сравнительно малый срок существования выработок, относительно небольшая глубина их заложения, отсутствие влияния очистных работ, необходимость

применения крепей с большой несущей способностью чаще всего нерационально. Поэтому, в отличие от обширной номенклатуры применяемых в горнодобывающей промышленности крепей, при проведении разведочных выработок используется ограниченный ассортимент крепей. Здесь традиционным и преобладающим видом являются деревянные неполные крепежные рамы. В условиях умеренного давления горных пород нередко используется подвесная крепь в виде верхняков, закрепленных на специальных подвесках.

Такие прогрессивные крепи, как анкерная, набрызг-бетонная или комбинированная применяются ограничено. Их доля не превышает 10-20%. К сдерживающим факторам использо-

вания набрызг-бетонной, а особенно анкерной крепи, можно отнести: отсутствие надлежащей технической базы и опыта возведения; перебои с доставкой исходного материала; низкое качество элементов анкерной крепи, которая, чаще всего, изготавливается силами механических мастерских геологоразведочных партий; недооценка анкеров, как эффективных конструкций с высокой несущей способностью.

Надежная работа крепи зависит от правильного и обоснованного расчета ее параметров и тщательного выполнения работ по креплению.

Общие замечания к расчету крепи:

- расчет конструкций крепей выполняется по несущей способности, а на устойчивость проверяются только сборные рамные крепи;

- расчетные и нормативные характеристики материалов крепи принимаются с учетом их работы в подземных условиях по требованию СНИПов;

- расчеты крепи по несущей способности и устойчивости выполняются на основные и особые сочетания нагрузок с применением коэффициентов перегрузки и с учетом условий работы конструкции;

- прочные размеры крепи определяются по расчетным нагрузкам в зависимости от запасов прочности породного массива на контуре незакрепленной выработки: в кровле (n_k) и боках (n_b):

$$n_b = \frac{R_{сж}}{\sigma_{\max}}; \quad n_k = \frac{R_p}{\sigma_{\min}},$$

где σ_{\max} и σ_{\min} - величины максимальных сжимающих (для боков) и минимальных растягивающих напряжений в кровле, Па; $R_{сж}$ и R_p - пределы прочности массива горных пород на сжатие и растяжение, Па;

- горное давление на крепь, если оно определяется по теоретическим или эмпирическим формулам, принимается в качестве нормативного. В этом случае расчетная нагрузка (Q_p) опреде-

ляется путем умножения нормативной (Q) на коэффициент перегрузки (n_n):

$$Q_p = Qn_n.$$

Для камер и других выработок околоствольного двора $n_n = 1.5$, для остальных выработок - $n_n = 1.2$.

Крепление выработок деревянной крепью. Основной конструкцией деревянной крепи является неполная крепежная рама, состоящая из двух стоек и верхняка (рис.3.30). При слабой почве и, особенно пучащейся, устанавливается полная крепежная рама, состоящая из двух стоек, верхняка и лежня. Рамы устанавливаются в плоскостях перпендикулярных оси выработки. Расстояние между рамами зависит от устойчивости пород. При неустойчивых породах рамы устанавливаются *вплотную* друг к другу (*сплошная крепь*), при устойчивых – на расстоянии $0,5 - 1,5$ м (вразбежку).

Соединения элементов рамы обуславливаются величиной и направлением горного давления. Чаще всего применяют замок в лапу, как наиболее простой по выполнению и обеспечивающий высокую надежность соединения (рис.3.31).

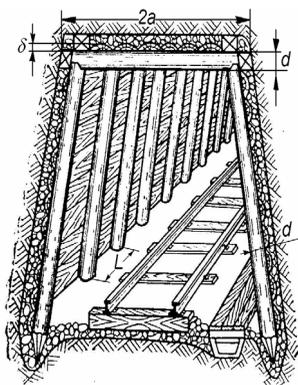


Рис.3.30. Крепление выработки деревянными крепежными рамами

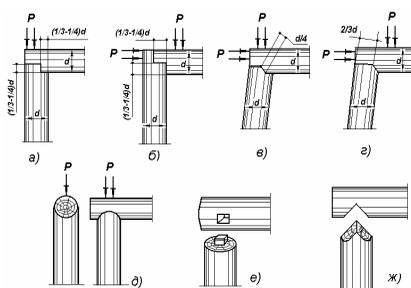


Рис.3.31. Способы соединения элементов рамы: а) - соединение в лапу при верхнем давлении; б) - соединение в лапу при боковом давлении; в) и г) - соединение в лапу при верхнем и боковом давлении; д) - соединение в паз при верхнем давлении; е) - соединение в шип (редко); ж) - соединение в зуб (при временной крепи)

Соединения в паз, в шип и в зуб(соответственно, рис.3.31, д, е, ж) применяются весьма редко и только при наличии верхнего давления.

Нижние концы стоек либо округляют, либо заостряют (рис.3.32). В первом случае крепь получается жесткая, во втором – податливая. Диаметр острия должен быть не меньше половины диаметра стойки, а высота заострения от 1,5 до 2,5 его диаметра.

Возведение крепежной рамы начинают с установки стоек в лунки и придания им устойчивости («расшитие» стоек обалопами с соседними установленными ранее рамами). После закрепления стоек на них укладывают верхняк таким образом, чтобы врубки замков прочно легли в гнезда стоек. После укладки верхняка производится расклинка рамы клиньями, которые загоняют в зазор между рамами и стенками выработки по углам.

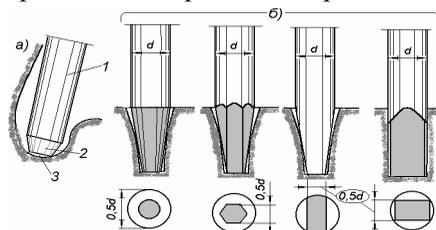


Рис.3.32. Заделка концов стоек: а) жесткая крепь; б) – податливая крепь; 1 – стойка; 2 – конец стойки; 3 – лунка

После раслинки приступают к затяжке и забутовке кровли и боков выработки. Затяжка бывает сплошной и вразбежку. Для затяжки используют обалопы, доски, пластины или круглый лес. Пространство между затяжкой и кровлей, затяжкой и боками выработки тщательно закладываются кусками породы – забутовкой. Это позволяет избежать отслоения пород со стенок и кровли выработки, а также дает возможность равномерно распределить горное давление на верхняк. Затяжка и забутовки увеличивают податливость крепи.

Расчет рамной деревянной крепи при наличии давления со стороны кровли ($n_k < 1$) и отсутствии давления со стороны боков ($n_6 \geq 4$).

В этом случае определяют только прочные размеры верхняка и затяжки, поскольку стойки являются малонагруженными элементами и, поэтому не рассчитываются. По стандарту на рудничные стойки принимается ближайший по размеру диаметр

верхняка, причем, диаметр стойки обычно принимается равным диаметру верхняка.

Диаметр верхняка ($d, м$) определяется по формуле:

$$d = 1.61a \sqrt[3]{\frac{\gamma L n_n}{m t g \varphi R_u}},$$

где a - полупролет горной выработки вчерне по кровле, $м$; L - расстояние между центрами крепежных рам (при сплошной крепи $L \approx d$), $м$; m - коэффициент условий работы для шахтной крепи ($m = 0.85$); n_n - коэффициент перегрузки ($n_n = 1, 2$); R_u - расчетное сопротивление древесины на изгиб, $Па$ (табл.3.9); γ - объемный вес горных пород, $Н/м^3$.

Таблица 3.9

Расчетное сопротивление древесины

Вид напряжения	Расчетное сопротивление древесины, МПа			
	<i>Сосна, ель</i>	<i>Дуб</i>	<i>Лиственница</i>	<i>Кедр</i>
Изгиб и сжатие	13-16	17-18	15-16	11-12
Растяжение	10	13-14	12-13	8-9

Диаметр верхняка *при относительно устойчивой кровле* ($1 < n_k < 4$) определяется по такой же формуле с поправкой на коэффициент запаса прочности кровли (n_k), который вводится под знак радикала в знаменатель.

Толщина затяжки (δ) из обалол (для $n_k < 1$) -

$$\delta = 1.3L \sqrt{\frac{\gamma a n_n}{m t g \varphi R'_u}}, м$$

где R'_u - расчетное сопротивление древесины из некруглых элементов на изгиб, $Па$. С незначительной погрешностью можно принять $R'_u = 0.8R_u$.

При использовании в качестве затяжки досок, их толщина (δ_o) выбирается из условия:

$$\delta_o = 0.67\delta.$$

Размеры обашпола, досок, брусков и брусьев по толщине и ширине должны соответствовать сортаменту пиломатериалов.

Расчет рамной деревянной крепи при наличии давления со стороны кровли ($n_k < 1$ или $1 < n_k < 4$) и боков ($n_o < 1$) рекомендуется вести в такой последовательности.

1. Определяется высота свода обрушения B_1 при отсутствии в кровле запаса прочности.

2. Рассчитывается диаметр верхняка (d) с учетом запаса прочности -

$$d = 1.7 \sqrt[3]{\frac{B_1 \gamma L a^2 n_n}{m R_u n_k}}, \text{ м}$$

где n_k - запас прочности пород кровли (при $n_k < 1$ в формулу следует подставить $n_k = 1$). Остальные обозначения прежние.

Рекомендуется принимать диаметр верхняка не менее 16 см и не более 22 см. Поэтому в случае, тогда диаметр окажется более 22 см, необходимо уменьшить величину L , вплоть до использования сплошной крепи.

Можно рассчитать расстояние между рамами при известном диаметре верхняка (m) -

$$L = \frac{m R_u n_k d^3}{1,7^3 B_1 \gamma a^2 n_n}.$$

3. Рассчитывается коэффициент продольного изгиба стойки (ϕ):

$$\phi = \frac{3100}{\lambda^2}, \text{ (при } \lambda > 75 \text{);}$$

$$\phi = 1 - 0.8 \left(\frac{\lambda}{100} \right)^2, \text{ (при } \lambda \leq 75 \text{),}$$

где $\lambda = \frac{l_0}{r}$ - гибкость стойки; $l_0 = \frac{k(h-d)}{\sin \alpha}$ - длина стойки в свету, м;

k - коэффициент, учитывающий способ закрепления стойки: ($k = 1$ - оба конца стойки шарнирно закреплены; $k = 2$ - при

одном закрепленном, а другом свободно нагруженном конце; $k = 0.8$ - при одном защемленном и другом шарнирно закрепленном конце; $k = 0.65$ - при обоих защемленных концах); h - высота выработки в черне, м; $\alpha = 80 - 85^{\circ}$ - угол наклона стойки; $r = \sqrt{\frac{0,1d^4}{F}}$ - момент инерции сечения стойки; F - площадь сечения стойки, m^2 .

4. Определяется расчетная нагрузка на верхняк ($Q_p = Qn_n$), и боковая сила (D), действующие на стойку со стороны боков выработки:

$$D = 0,5(q_k + q_n)hd,$$

где - q_k, q_n - интенсивность бокового давления у кровли и почвы выработки.

5. Проверяется прочность стойки на сложное сопротивление от продольного изгиба при сжатии и поперечном изгибе под действием бокового давления:

$$\frac{P}{\phi F} + \frac{Dl_0}{4.5 \cdot W} \leq R_u,$$

где P - осевое расчетное усилие на одну стойку ($P = 0.5Qn_n \sin \alpha$); W - момент сопротивления стойки ($W = 0.1d^3$).

Делается вывод о соответствии крепи условиям эксплуатации. Если условие не выполняется, принимается решения об изменении диаметра стойки или расстояния между крепежными рамами.

Подвесная крепь. Элементами *подвесной крепи* является деревянный верхняк и металлические подвески. Под кровлей выработки в боках пробуривают короткие шпурсы, в которые вставляют подвески, а в них укладывают деревянные верхняки (рис.3.33). При необходимости, поверх верхняков помещают затяжку из обаполов или досок. Эта крепь проста, достаточно прочна и применяется в условиях умеренного давления горных пород. Может использоваться многократно.

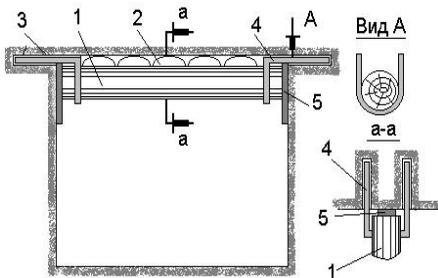


Рис.3.33. Подвесная крепь:
1-верхняк; 2 – затяжка; 3 – шпур;
4 -подвеска; 5 - клин

Диаметр верхняка рассчитывают как балку на двух опорах, нагруженную параболической или распределенной нагрузкой с интенсивностью q . Максимальный изгибающий момент (M_u) для случая параболической нагрузки определяется по формуле:

$$M_u = \frac{5}{16} q n_n a L, \text{ Нм.}$$

При равномерно распределенной нагрузке -

$$M_u = \frac{1}{4} q n_n a L .$$

Диаметр верхняка устанавливается по формуле:

$$d = 2.154 \sqrt[3]{\frac{M_u}{m R_u}}, \text{ м.}$$

Расчет металлической подвески можно выполнить, уподобив ее консольной балке, нагруженной на конце сосредоточенной силой (половина величины горного давления). При этом диаметр подвески равен:

$$d = \sqrt[3]{\frac{M_u}{0,1m R_u}}, \text{ м.}$$

Крепление выработок анкерной крепью. Анкерную крепь применяют для крепления горной выработки самого различного назначения, размеров поперечного сечения и срока службы. Как самостоятельный вид крепи анкерная крепь допускается к применению в горизонтальных и наклонных горных выработках, пройденных в связных породах с коэффициентом крепости $f \geq 3$.

Анкерная крепь состоит из штанг, укрепленных в специально пробуренных шпурах. Основное условие успешного применения анкерной крепи – незамедлительная ее постановка вслед за продвижением забоя выработки, когда еще возникающие напря-

жения в породах не успели оказать существенного влияния на устойчивость контура выработки.

Дешевой и достаточно надежной по прочностным характеристикам является *анкерная крепь из прессованной древесины* (рис.3.34,б). Такой анкер представляет собой деревянный стержень, имеющий с двух концов продольные щели, в которые при установке загоняют клинья. Клинораспорный анкер может устанавливаться также с опорной плиткой и набухающей прокладкой.

Набухающая плитка создает натяжение стержня в шпуре. При этом нижний конец штанги расклинивается в металлической втулке. Помимо высокой прочности прессованная древесина быстро набухает во влажной среде, развивая давление на стенки до 8 МПа . Вследствие этого свойства стержни прочно раскрепляются в шпуре, закрепляя породы кровли.

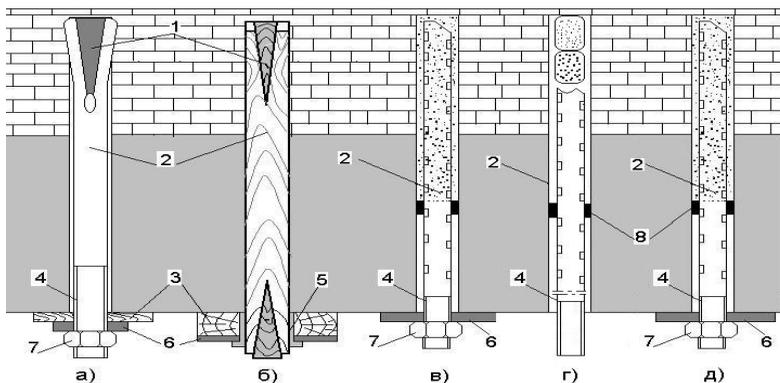


Рис.3.34. Конструкции анкерной крепи: а) - металлический анкер с клиновым замком; б) - деревянный анкер; в) - железобетонный анкер; г) - процесс установки сталеполимерного анкера; д) - закрепление в шпуре сталеполимерного анкера; 1 - клин; 2 - стержень; 3 - подкладка; 4 - резьба; 5 - втулка; 6 - опорная плита; 7 - гайка; 8 - пробка

Закрепление *металлических клиновых анкеров* заключается в расклинивании конца стержня в шпуре (рис.3.34,а). Для этой цели используют телескопные бурильные молотки со специальными хвостовиками. После расклинивания производят натяжку штанги гайкой, под которую ставится опорная плита и шайба.

При установке *железобетонных анкеров* (рис.3.34,в), в пробуренные шпур, с помощью специальных установок, рабо-

тающих на сжатом воздухе, под давлением вводится цементный раствор (смесь песка и цемента *марки 400-500*). После заполнения шпура в него вводится стержень из арматурной стали диаметром *16-22 мм*, на одном конце которого выполнена резьба. После схватывания раствора производится натяжение стержня закручиванием гайки. Главный недостаток железобетонных анкеров – относительно медленный набор бетоном прочности. По этой причине их нельзя применять в условиях быстрого нарастания горного давления. Этот недостаток частично или полностью устраняется при использовании сталеполимерных анкеров.

Сталеполимерные анкеры (рис.3.34, г,д) выполнены из стального стержня, закрепляемого в замковой части синтетическим составом. В шпур вводят стеклянную, полиэтиленовую или бумажную ампулы со смолой, химическим стабилизатором, наполнителем и катализатором. Затем в шпур вводят, и вращают в течение нескольких секунд стержень с заостренным концом для разрушения ампул. В результате этого происходит смешивание смолы с катализатором. Полученная смесь обволакивает стержень и, затвердевая вокруг него, надежно сцепляется со стенками шпура. На установку такого анкера затрачивается *3-5 мин.*

Расчет анкерной крепи.

Диаметр анкеров *из натуральной древесины* (рис.3.35) назначают в пределах (*35-60 мм*); *из прессованной древесины* - (*35-40 мм*). Длину клина принимают (*180-400 мм*), толщину клина в верхнем торце - (*22-40 мм*). Прочность закрепления анкеров составляет *10-15 кН* для стержней *из натуральной древесины* и *35-50 кН* – *из прессованной древесины*. Деревянные анкеры целесообразно применять в выработках с небольшим сроком службы (*до 2 лет*) при $f \geq 3$. Анкеры из прессованной древесины могут применяться в выработках со сроком службы *до 5 лет*.

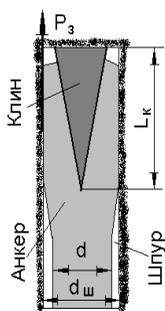


Рис.3.35. Расчетная схема деревянного анкера

Деревянные анкеры в шпуре после закрепления удерживаются за счет сил трения, возникающих между стержнем и стенками шпура. Их расчет ведется с учетом предельных значений сопротивлений древесины. Расчетное сопротивление на смя-

тие $R_{см}$, часто применяемых пород древесины следующие: ель - $R_{см} = 1,76 \text{ МПа}$; сосна - $R_{см} = 1,92 \text{ МПа}$; лиственница - $R_{см} = 2,56 \text{ МПа}$; береза - $R_{см} = 2,18 \text{ МПа}$; пихта - $R_{см} = 1,54 \text{ МПа}$.

Прочность закрепления деревянного анкера может быть также определена также по формуле Тимофеева О.В.:

$$P_3 = 1.2dL_kR_{см}f,$$

где d – диаметр анкера, m ; L_k - длина клина, m ;

Металлические анкеры. Металлический клиновой анкер состоит из стержня ($d = 25 - 30$, mm), в верхней части которого имеется прорез ($\delta = 3 - 5$, mm), в которую вводится клин ($L_k = 150 - 300$, mm), имеющий угол приострения 4^0 (рис.3.36).

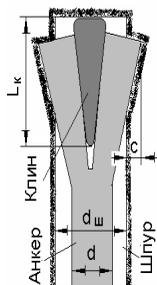


Рис.3.36. Расчетная схема металлического анкера

Конечный диаметр шпура ($d_{ш}$) для таких анкеров определяется по формуле:

$$d_{ш} = d - \delta + \delta_k - 2c,$$

где δ_k - толщина клина в верхнем торце; c - глубина внедрения «уса» замковой части анкера в породу (табл. 3.10).

Таблица 3.10

Глубина внедрения «уса» замковой части анкера при разных f

Коэффициент крепости, f	3 - 4	5 - 6	7 - 9	10 - 12
Глубина внедрения «уса» c , mm	5.0 - 6.0	4.0 - 3.5	3.0 - 2.5	2.0

Несущая способность металлического анкера находится в пределах $\approx 60 - 80 \text{ кН}$ и может быть определена по формуле О.В. Тимофеева:

$$P_3 = 1.1 \frac{l_p l_\omega \sigma_{сд}}{K} (f_{мп} + 0,06),$$

где l_p – длина поверхности контакта уса с породой, mm

($l_p = \frac{c}{\text{tg}\alpha}$); 2α - угол приострения клина, равный $6-8^0$;

l_ω -наибольшая ширина поверхности контакта, mm

$(l_{\omega} = 1,57d \frac{\omega}{180^{\circ}})$; ω - центральный угол (градус) дуги контакта

усов анкера с породой ($\cos \frac{\omega}{2} = \frac{d_{ш}^2 - d - (\delta_k - \delta)}{2d(\delta_k - \delta)}$); $\sigma_{\text{вд}}$ - предел

прочности при вдавливании усов анкера в породу, Pa ($\sigma_{\text{вд}} = 7\sigma_{\text{сж}}$); K - коэффициент запаса; $f_{\text{мп}} = 0,35 - 0,5$ - коэффициент трения металла о породу

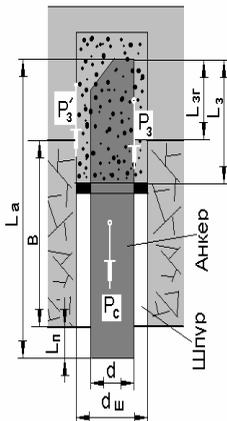


Рис. 3.37. Расчетная схема железобетонного анкера

Расчет несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров (рис.3.37) ведут в такой последовательности.

1. Определяется расчетная несущая способность стержня анкера из условия его прочности на разрыв:

$$P_c = FR_p m, H,$$

где F - площадь поперечного сечения стержня, m (рекомендуемый диаметр стержня $d = 0,016$ м); R_p - расчетное сопротивление материала стержня растяжению ($R_p = 270 \cdot 10^6$ Па - для стали периодического профиля класса А-II; $R_p = 210 \cdot 10^6$

Па - для горячекатаной круглой гладкой стали класса А-I; $R_p = 360 \cdot 10^6$ Па - для стали периодического профиля класса А-III); m - коэффициент условий работы стержня анкера ($m = 0,9-1$).

2. Определяется расчетная несущая способность стержня анкера из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне):

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_l m_1, H,$$

где d_c - диаметр арматурного стержня, м; τ_1 - удельное сцепление стержня с бетоном, Па; l_3 - расчетная длина заделки, м; k_l - поправочный коэффициент на длину заделки; m_1 - коэф-

коэффициент условий работы замка, значение которого принимают: при сухой скважине $m_1 = 0,8$, при влажной - $m_1 = 0,7-0,6$.

Значение τ_1 уменьшается с увеличением длины заделки стержня. Для марки бетона 300-400, $\tau_1 = 11-12$ МПа; для полимербетона $\tau_1 = 20-24$ МПа.

Прочность закрепления стального стержня периодического профиля диаметром 0,2-0,22 м при длине заделки 0,3-0,4 м в цементном бетоне и 0,2-0,25 м в полимербетоне, соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчетную длину заделки следует принимать: для цементного бетона 0,3-0,5 м; для полимербетона - 0,25-0,3 м.

Величина поправочных коэффициентов принимается по табл. 3.11.

Таблица 3.11

Рекомендуемые значения поправочных коэффициентов

$l_3, м$	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
k_l , при цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
k_l , при полимербетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

3. Определяется расчетная несущая способность замка P'_3 из условия его сдвига относительно стен шпура

$$P'_3 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1, Н,$$

где $d_{ш}$ - диаметр шпура, м; τ_2 - удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па (табл. 3.12).

Таблица 3.12

Удельное сцепление бетона с породой

Порода	$\tau_2, МПа$			
	Марка цементного бетона	Полимербетон		
		300	400	500
Сланцы	0,65	0,7	0,8	2-2,5
Известняк	0,8	0,9	1,0	3-3,1
Порфириды	1,0	1,1	1,1	3,2-3,4
Гранодиориты	1,25	1,3	1,4	4-4,2

В качестве расчетной несущей способности анкера (P_a) принимается меньшее из значений P_c, P_3, P'_3 .

4. Длину анкера l_a определяют с учетом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчетной схемы горного давления -

$$l_a = b + l_{32} + l_n, \text{ м},$$

где b - высота зоны возможного обрушения или отслоения, м; l_{32} - величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород, $l_{32} = 0,3-0,4$ м; l_n - длина выступающей части анкера из шпура, зависящая от ее конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов ($l_n = 0,05-0,2$ м).

Длина анкера принимается равной *не менее 1 м и не более 3 м*.

При определении высоты свода естественного равновесия, т.е. высоты возможного вывала, можно использовать эмпирическую зависимость:

$$b = 2a / \sqrt{f} + k,$$

где k - размерный коэффициент, принимаемый равным $0,4-0,5$ м при ширине выработки $2a \leq 3,5$ м и $0,15-0,2$ м - при $2a > 3,5$ м.

5. Плотность расстановки анкеров в кровле выработки (ω):

$$\omega = \frac{q_n n_n}{P_a}, 1/\text{м}^2,$$

где q_n - нормативное давление со стороны кровли, зависящее от расчетной схемы горного давления и запаса прочности пород кровли, Pa .

Плотность расстановки анкеров в боку выработки (ϖ):

$$\varpi = \frac{q_n n_n}{P_a}, 1/\text{м}^2,$$

где q_n - интенсивность бокового давления у почвы, Pa .
Остальные обозначения те же.

6. Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке:

$$a_1 = \sqrt{\frac{1}{\omega}}, \text{ м.}$$

Расстояние между анкерами a_2 в боках выработки:

$$a_2 = \sqrt{\frac{1}{\varpi}}, \text{ м.}$$

7. Длину (l_a) и плотность расстановки анкеров (ϖ) в боку выработки, при условии $n_{\sigma} < 1$ или $1 < n_{\sigma} < 4$, рекомендуется выполнять по формуле:

$$l_a = \frac{C}{n_{\sigma}} + l_{3z} + l_n, \text{ м,}$$

где C - увеличение длины полупролета выработки за счет сползания породных призм: при прямоугольно-сводчатой форме $C = h_1 \text{ctg} \theta$, м.

В формулу определения l_a при отсутствии запаса прочности ($n_{\sigma} < 1$) следует подставлять значение $n_{\sigma} = 1$.

9. Для расчета числа анкеров в кровле (n_1), и боках выработки (n_2) могут быть использованы формулы:

$$n_1 = \frac{q_n n_n B_1 a_1}{P_a}; \quad n_2 = \frac{q_n n_n h_1 a_2}{P_a},$$

где B_1 - ширина выработки в черне, м.

10. Количество закрепляющего состава (Ω):

$$\Omega = 0.825(d_{uu}^2 - d_c^2)l_3, \text{ м}^3.$$

Длина заделки в полимербетоне принимается равной 0,20 - 0,25 м. Объем одной ампулы полимербетона - 200 или 250 см³.

Набрызг-бетонная крепь представляет собой искусственный каменный материал, образующийся вследствие затвердевания смеси цемента, заполнителя и воды, а при необходимости, и ускорителей твердения, взятых в определенных пропорциях. Основные качества крепи показаны на рис.3.38. Распространению

набрызг-бетонной крепи способствует возможность полной механизации работ по креплению и высокая технико-экономическая эффективность.

Простейшей конструкцией набрызг-бетонной крепи является сплошное покрытие стенок и кровли слоем набрызгбетона заданной толщины. Покрытие набрызгбетона имеет неправильную форму, и, по существу, повторяет контур поверхности выработки. Толщина набрызгбетонной крепи меняется от нескольких



Рис.3.38. Основные качества набрызг-бетонной крепи

миллиметров на выступах породной поверхности, до 5-7 см в углублениях, составляя в среднем 2-3 см.

В крепких породах увеличивать толщину слоя бетона свыше 3 см нецелесообразно, поскольку существенно возрастает расход материала. На выступающих поверхностях толщина бетона не должна превышать 3 см. В углублениях бетон нужно набрызгивать так, чтобы лишь гру-

бо выровнять поверхность.

Область применения набрызгбетонной крепи определяется по величине безразмерного параметра -

$$\frac{\gamma H}{R_{с.ж}} = 0 - 0,15,$$

где γ - удельный вес породы, H/m^3 ; H - глубина заложения выработки, m .

Расчет набрызг-бетонной крепи. При прямоугольно-сводчатой форме выработки, если породы кровли не имеют запаса прочности ($n_k < 1$), толщина набрызг-бетонной крепи, определяется по формуле:

$$\delta_K = 0.35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_\sigma [\sigma_p]}}, m.$$

При наличии запаса прочности ($n_k > 1$) -

$$\delta_K = 0.35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_\sigma [\sigma_p] n_k}}, \text{ м,}$$

где q_n - интенсивность нормативного давления со стороны кровли, рассчитываемая в зависимости от метода расчета горного давления, Па; $n_n = 1, 2$ - коэффициент перегрузки; m_σ - коэффициент условий работы ($m_\sigma = 0.85$ для неармированного набрызг-бетона; $m_\sigma = 1$ - для армированного); $[\sigma_p]$ - расчетное сопротивление растяжения набрызг-бетона, Па (табл. 3.13).

Формулы, аналогичные по написанию выше приведенным, применяют для расчета толщины набрызг-бетона при наличии давления со стороны боков, только вместо q_n подставляется значение интенсивности бокового давления на уровне почвы выработки (q_n), а при наличии запаса прочности в боках - вместо n_k ставится значение n_σ .

Толщину набрызг-бетона принимают по расчету, но не менее 30 мм. Допустимое расстояние (отставание) l набрызг-бетонной крепи от забоя в породах с $f \leq 4$ принимается из условия $l = 1.5f$.

Таблица 3.13

Расчетные сопротивления марок бетона

Вид сопротивления (осевого)	$[\sigma_p]$, МПа (при марке бетона)			
	200	300	400	500
Сжатие	9	13,5	17,5	21,5
Растяжение				
а) при наличии армирования	0,95	1,2	1,4	1,6
б) при отсутствии армирования	0,75	1,0	1,2	1,35

Для набрызгбетона пригоден любой, отвечающий стандартам цемент. При выборе вида цемента нужно учитывать специфические условия работы крепи. Так, в условиях сравнительно замедленного проявления горного давления в качестве вяжущего,

в устойчивых и сухих выработках предпочтительны обычные портландцементы. При проходке выработок в слабых неустойчивых породах при наличии капежа рекомендуется применять быстротвердеющий цемент.

В зависимости от степени обводненности бетонируемой поверхности сроки схватывания цемента должны находиться в пределах: начало - от 0,5 мин (при притоках 1-1,2 м³/ч) до 6 мин (при малой степени обводненности); окончание – от 0,7 мин (при притоках 1-1,2 м³/ч) до 15 мин (при малой степени обводненности).

В качестве заполнителя для набрызгбетона употребляют песок, гравий, щебень. Оптимальный зерновой состав заполнителей соответствует содержанию частиц крупностью 0,15-1,2 мм – 30%; 1,2-5 мм – 25%; 5-10 мм – 20% и 10-25 мм – 25%. Количество крупных частиц в сухой смеси при этом не должно превышать 55%. Влажность сухой смеси цемента и заполнителей должна быть близкой к 1,5%, а плотность - 1,45-1,55 т/м³.

Для ускорения сроков схватывания и твердения применяют добавки: хлористый кальций; хлористый алюминий; жидкое стекло; хлорное железо и др.

Применение различных комбинаций набрызгбетона с другими крепями и, как правило, с анкерной позволяет создать армоподобные конструкции высокой несущей способности.

Область применения *комбинированной крепи* (набрызгбетон – анкера) может быть установлена при значении безразмерного параметра

$$\frac{\gamma H}{R_{сж}} = 0,15 - 0,45.$$

Расчет комбинированной крепи (рис.3.39). Если выработка закреплена только анкерной крепью, то в местах интенсивной трещиноватости возможны отдельные вывалы или осыпание породы между анкерами. Вывалы возможны, когда размер структурного блока массива в 3-4 раза меньше расстояния между анкерами. В этом случае следует прибегнуть к комбинированной крепи. После установки анкеров выработку дополнительно крепят набрызг-бетоном (иногда покрытие набрызг-бетоном производят по проволочной сетке).

По практическим данным высота навала между анкерами может достигать половины расстояния между анкерами. Форму вывала принято считать пирамидальной.

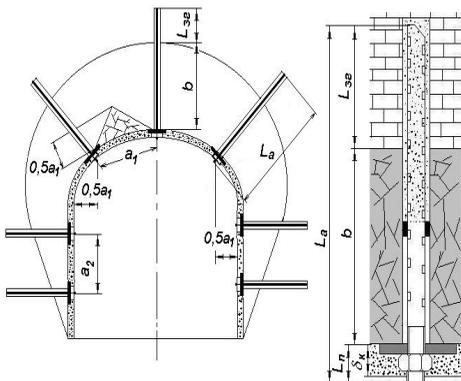


Рис. 3.39. Схема комбинированной крепи

Для расчета интенсивности нагрузки на набрызг-бетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5 a_1$, и длиной стороны при основании пирамиды a_1 , можно использовать формулу:

$$q_n = 0.17 a_1 \gamma,$$

где a_1 - расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке, м.

Если расстояние между рядами анкеров a_3 больше, чем между анкерами в ряду, то в формулу, вместо a_1 подставляется значение $a_3 > a_1$.

Для расчета толщины покрытия из набрызгбетона применяют формулу:

$$\delta_K = 0.35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_\sigma [\sigma_p]}}.$$

Толщину покрытия следует принимать не менее 30 мм.

Паспорт крепления выработки. Крепление подземных выработок проводится в соответствии с паспортом крепления, который состоит из чертежей и таблиц. Графический материал паспорта представляет собой чертежи поперечного и продольного разрезов закрепленной выработки, на которых показываются отдельные узлы конструкции крепи, устройство рельсовых путей и крепление водоотливной канавки. В текстовой части (таблицах) паспорта приводятся данные о расходе крепежных материалов, сведения о применяемом горнопроходческом оборудовании, характеристика вмещающих пород.

Пример содержания паспорта крепления выработки деревянными крепежными рамами показан на рис. 3.40.

<p>Паспорт крепления подземной горной выработки</p> <p>Данные о предприятии _____ У т в е р ж д а ю</p> <p>Главный инженер _____ (название предприятия)</p> <p>Паспорт крепления (наименование и № выработки)</p> <p>1. Характеристика выработки</p> <p>1. Форма сечения _____</p> <p>2. Площадь поперечного сечения, м²: в проходке _____</p> <p>3. Размеры сечения выработки, м: в свету _____ в проходке _____</p> <p>4. Глубина (протяженность) выработки, м _____</p> <p>5. Способ и характеристика откатки породы _____</p> <p>2. Характеристика боковых пород</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-top: 10px;"> <thead> <tr> <th rowspan="2">№ п/п</th> <th rowspan="2">Породы</th> <th colspan="2">Интервалы, м</th> </tr> <tr> <th>от</th> <th>до</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>Наименование</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>Категория по классификации</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>Характер и устойчивость</td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table> <p>3. Характеристика крепи</p> <p>1. Конструкция крепи _____</p> <p>2. Материал крепи _____</p> <p>3. Расстояние между основными венцами, м _____</p>	№ п/п	Породы	Интервалы, м		от	до	1	Наименование			2	Категория по классификации			3	Характер и устойчивость			<p>4. Длина пальцев основных венцов, см _____</p> <p>5. К-во венцов (крепежных рам) на 1 м выработки _____</p> <p>6. Угол наклона стоек крепежных рам, град. _____</p> <p>7. Глубина лунки, см _____</p> <p>8. Затяжка (кровли, боков) _____</p> <p>4. Размеры крепи</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-top: 10px;"> <thead> <tr> <th>Элемент крепи</th> <th>Размер крепи, см длина, диаметр</th> <th>Сортамент материала</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td> </td> <td> </td> <td> </td> </tr> </tbody> </table> <p>5. Расход лесоматериала на 1 м крепления выработки</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-top: 10px;"> <thead> <tr> <th>№ п/п</th> <th>Наименование материала</th> <th>Количество, м³</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td> </td> <td> </td> <td> </td> </tr> </tbody> </table> <p>6. Дополнительные замечания _____</p> <p>7. Эскиз крепления выработки</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; margin-top: 10px;"> <tr> <td style="text-align: center;">  поперечный разрез М 1:20 </td> <td style="text-align: center;">  продольный разрез М 1:20 </td> <td style="text-align: center;">  детали М 1:10 </td> </tr> </table> <p>С паспортом крепления (наименование выработки) ознакомлен Бригадир (Подпись, дата) _____ Крепильщик (Подпись, дата) _____ Главное управление _____ Геологическое управление _____ Экспедиция, партия _____ "Ут. верждаю" Главный инженер(предприятия) _____ (Подпись, дата)</p>	Элемент крепи	Размер крепи, см длина, диаметр	Сортамент материала				№ п/п	Наименование материала	Количество, м ³				 поперечный разрез М 1:20	 продольный разрез М 1:20	 детали М 1:10
№ п/п			Породы	Интервалы, м																														
	от	до																																
1	Наименование																																	
2	Категория по классификации																																	
3	Характер и устойчивость																																	
Элемент крепи	Размер крепи, см длина, диаметр	Сортамент материала																																
№ п/п	Наименование материала	Количество, м ³																																
 поперечный разрез М 1:20	 продольный разрез М 1:20	 детали М 1:10																																

Рис. 3.40. Пример содержания паспорта крепления выработки деревянными крепежными рамами

3.6. Разработка графика организации работ

Основные положения организации проходческих работ. В зависимости от направления проведения и способов разведки горные выработки можно разделить на четыре группы (рис.3.41).

Наибольший объем работ приходится на объекты со сложными системами выработок 3 и 4 групп (многозабойная проходка). Многозабойная схема проведения выработок рациональна при годовом объеме проходки не менее 2 тыс. м, когда работы сконцентрированы в двух-трех основных выработках, т.е. проводится две-три штольни с развитой сетью штреков, квершлагов и рассечек.



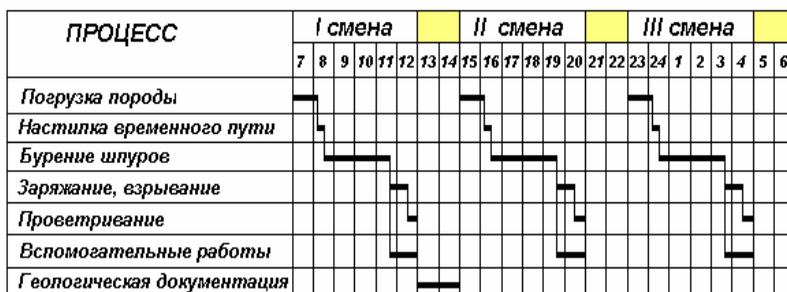
Рис.3.41. Группы выработок в зависимости от направления проведения и способов разведки

Особенностью горнопроходческих работ является повторяемость основных проходческих процессов, что и определяет их цикличность. Именно поэтому обычной формой организации проходческих работ является выполнение их по графику цикличности. При этом предусмотренные в проходческом цикле работы обеспечивают по одной из схем:

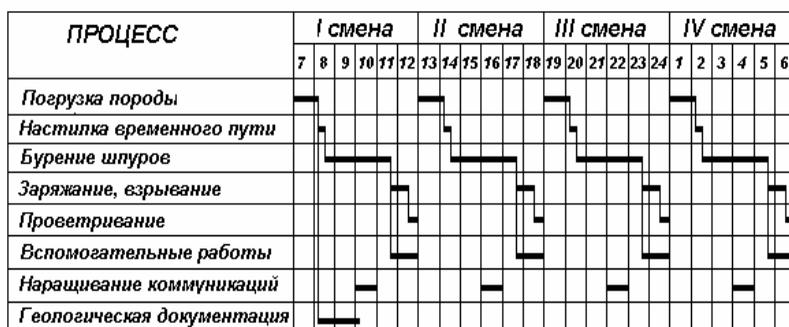
- последовательно,
- параллельно или
- комбинированно с частичным совмещением.

В настоящее время основным способом организации работ при проведении разведочных выработок является *последовательное* выполнение основных производственных процессов проходческого цикла (рис.3.42). Они выполняются в определенном порядке, следуют один за другим и каждый последующий цикл начинается только после окончания предыдущего. Совмещение основных процессов практически невозможно из-за весьма ограниченного пространства в забое. К преимуществам последователь-

ного способа относится простота и безопасность ведения работ, а к недостаткам – низкие скорости проходки, большие непроизводительные затраты времени. Вместе с тем, существенность отмеченных недостатков снижается при наличии высокопроизводительного оборудования, позволяющего в максимальной степени сокращать длительность основных операций.



а) при трехсменном режиме



б) при четырехсменном режиме

Рис. 3.42. График циклической организации работ при последовательном выполнении основных производственных процессов проходческого цикла в одном забое – без совмещения их во времени

При параллельном выполнении основных процессов цикла в одном забое (рис.3.43), бурение шпуров, крепление или уборка породы совмещаются во времени полностью или частично в зависимости от конкретных горно-технических и геологических условий. При этом появляется возможность сокращения продолжительности проходческого цикла, более полное использование горнопроходческого оборудования во времени и создания более

многочисленных по составу проходческих бригад. Параллельный способ выполнения основных операций цикла рационален при поперечных сечениях проводимых выработок *более 10 м²*. В специфических условиях горно-разведочного производства (стесненные условия горной выработки, низкая энерговооруженность объекта) применение параллельного способа значительно усложняет организацию горнопроходческих работ, что не всегда себя оправдывает.

ПРОЦЕСС	I смена				II смена				III смена				IV смена											
	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6
Бурение шпуров	■				■				■				■											
Заряжание, взрывание																	■							
Проветривание									■				■											
Погрузка породы	■				■								■											
Крепление					■				■								■							
Настилка временного пути					■				■								■							
Наращивание коммуникаций					■				■								■							
Геологическая документация	■																							

Рис.3.43. График цикличной организации работ при параллельном выполнении основных производственных процессов – с совмещением их во времени в одном забое

При *комбинированном* выполнении основных процессов работа по проведению выработок производится одновременно в двух-трех забоях. В каждом из них основные процессы выполняются последовательно, а в разных, близкорасположенных забоях, они совмещаются во времени (рис.3.44). Если в одном забое бурятся шпуры, то в другом в это время убирается порода, а в третьем проводятся крепление выработки, настилка рельсовых путей, подвеска труб и другие вспомогательные работы. Комбинированная схема организации работ обладает преимуществом первых двух схем. В то же время необходимость одновременной проходки не менее двух горных выработок и необходимость применения более мощного энергетического оборудования сдерживает широкое использование такой схемы в горно-разведочной отрасли.

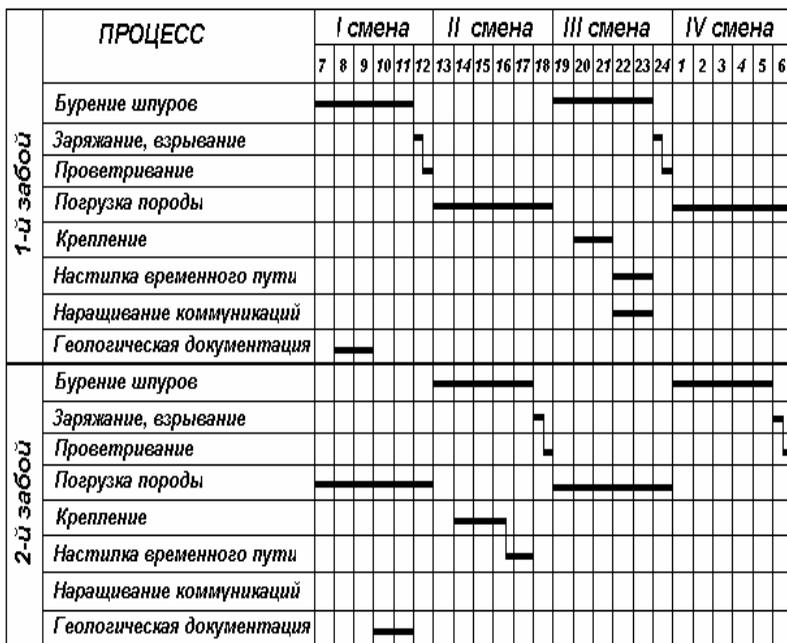


Рис.3.44. График циклической организации работ при комбинированном выполнении всех производственных операций – одновременно в нескольких забоях

При рассмотрении вышеприведенных примеров затронут весьма важный вопрос организации проходческих работ, связанный с режимом работы горного объекта в течение смены и суток.

Под *режимом работы предприятия* понимается определенная организация проведения выработок в единицу времени – в течение смены, суток, недели и месяца. Режим работы характеризуется такими понятиями, как *длительность смены, длительность перерывов между сменами, чередование смен, организация самой смены*. При проведении горизонтальных разведочных выработок в годовом фонде времени проектируют самые различные суточные и недельные графики работ.

В общем случае применяется два варианта годового режима работы: *прерывный и непрерывный*.



Рис.3.45. Варианты прерывного годового режима работы



Рис.3.46. Режим проходческих работ при непрерывном ходе функционирования производства

Варианты прерывного годового режима работы (T_p), в зависимости от числа общих выходных дней в неделю (T_B), праздничных дней (T_n) и продолжительности рабочей смены, показаны на рис.3.45.

Число рабочих дней в году устанавливается следующим образом:

$$T_p = 365 - T_n - T_B$$

При прерывном годовом режиме работы по варианту №3, рабочие еженедельно недорабатывают 1 ч планового рабочего времени. Для устранения недоработки ликвидируется один выходной день через каждые 7 недель при длительности смены 7 ч, и через 8 недель - при длительности смены 8 ч.

При непрерывном годовом режиме предприятия работают без общих выходных дней. В этом случае для ремонта оборудования выделяются нерабочие (ремонтные) дни из расчета один ремонтный день в месяц. Такой режим целесообразен в геолого-разведочных партиях с хорошей ремонтно-механической службой и налаженным материально-техническим снаб-

жением, да и то только тогда, когда ставится задача форсированного решения геологических задач.

Возможные режимы проходческих работ при непрерывном ходе функционирования производства приведены на рис.3.46.

С точки зрения рациональной технологии наиболее приемлемым является прерывный 3-сменный режим работы при 6-часовой смене (рис.3.47). Такой суточный график работы предприятия, рекомендуется при проведении выработок в устойчивых породах средней крепости и крепких, при отсутствии необходимости в повышении интенсификации проходческих работ, или при проходке выработок в крепких породах при осложненных горно-геологических условиях.

Прерывный суточный режим дает возможность производить между сменами заряжание, взрывание и проветривание, доставлять материалы, наращивать вентиляционные



Рис.3.47. Режим проходческих работ при прерывном ходе функционирования производства

трубы, рельсы, производить осмотр и мелкий ремонт оборудования, перемещать оборудование и др. Кроме того, перерывы могут служить резервом для случая задержек в выполнении какой-нибудь операции цикла.

Организация проведения выработок в четыре смены рекомендуется для применения:

- при проведении вы-

работок в устойчивых породах средней крепости и крепких; • при проведении выработок в породах высокой крепости и осложненных горно-геологических условиях.

Основной формой организации труда на горнопроходческих работах является проходческая бригада, представляющая собой коллектив рабочих одной или нескольких специальностей. При проведении разведочных выработок наиболее эффективной является комплексная проходческая бригада, объединяющая группу рабочих, способных выполнять весь комплекс производственных процессов, связанных с проведением выработок: буре-

ние шпуров, погрузка породы, крепление и др. Комплексные бригады состоят из звеньев, число которых соответствует числу рабочих смен в сутки. В зависимости от производственных условий число членов бригады может быть различным. Например, наиболее часто при проведении выработок в устойчивых породах средней крепости и крепких численность бригады при трехсменном режиме составляет шесть человек, а при четырех сменном режиме – восемь человек; при проведении выработок в крепких породах в осложненных горно-геологических условиях при трехсменном режиме численность бригады составляет девять человек, а при четырех сменном режиме – двенадцать человек.

Расчет основных параметров цикла. Основными параметрами цикла являются: *объем работ по процессам, состав работ, численность проходческого звена.*

Объем бурения шпуров ($V_{\bar{b}}$):

$$V_{\bar{b}} = l_{\text{вр}} N_{\text{вр}} + l_{\text{вс}} N_{\text{вс}} + l_{\text{ок}} N_{\text{ок}},$$

где $V_{\bar{b}}$ - суммарный объем бурения, м; $l_{\text{вр}}, l_{\text{вс}}, l_{\text{ок}}$ - глубина шпуров соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих, м; $N_{\text{вр}}, N_{\text{вс}}, N_{\text{ок}}$ - число шпуров соответственно врубовых, вспомогательных и оконтуривающих.

Заряжание шпуров патронами при планировании норм времени на 1 шпур (V_3):

$$V_3 = \frac{Q_{\text{ок}} + Q_{\text{вс}} + Q_{\text{вр}}}{N_{\text{ок}} + N_{\text{вс}} + N_{\text{вр}}},$$

где $Q_{\text{ок}}, Q_{\text{вс}}$ - масса заряда соответственно в оконтуривающих и вспомогательных шпурах, кг; $Q_{\text{вр}}$ - масса одного патрона, кг.

При механизированном заряжении рассыпными ВВ -

$$V_3 = \frac{Q}{Q_{\text{шт}}},$$

где $Q, Q_{\text{шт}}$ - масса всего заряда на забой и масса заряда в шпуре, кг.

Объем погрузки породы ($V_{\text{уб}}$):

$$V_{\text{уб}} = l \eta SK_p \quad \text{или} \quad V_{\text{уб}} = l_{\text{ц}} SK_p,$$

где V_{yb} – объем отделенной от массива породы, m^3 ; l – глубина комплекта шпуров, m ; $\eta = 0,8 - 0,95$ = коэффициент использования шпуров; S – площадь сечения выработки в проходке, m^2 ; l_u – подвигание забоя за цикл, m .

Объем крепления ($V_{кр}$) определяется длиной закрепляемого участка (подвигание за цикл) или числом крепежных рам, устанавливаемых на $1 m$ выработки:

$$V_{кр} = l_u N_{кр},$$

где $N_{кр}$ – число крепежных рам на цикл, *шт.*

Объем работ на процесс геологической документации ($V_{гд}$). Определяется методикой опробования. Обычно это бороздовое опробование. В этом случае:

$$V_{гд} = l_{б} S_{б} = l_{б} ab,$$

где $l_{б}$ – длина борозды, m ; $S_{б}$ – площадь сечения борозды, m^2 ; $a = 5$ *см* – глубина борозды; $b = 10$ *см* – ширина борозды.

Объем работ по сооружению водоотводной канавки; наращиванию трубопроводов; настилке постоянного рельсового пути (работы производят после подвигания забоя на длину, равную длине звена рельсов) (V_{np}) определяется величиной подвигания забоя за цикл:

$$V_{np} = l_u = l \eta.$$

Для определения трудоемкости процессов проходческого цикла пользуются типовыми нормами выработки (H_i). Вместо норм выработки можно использовать фактическую и устойчивую производительность труда, достигнутую в условиях, аналогичных тем, для которых рассчитывается график цикличности.

Кроме того, действующие нормы выработки не учитывают изменения уровня трудоемкости скоростного проведения, поэтому в расчет целесообразно принимать не средние нормы, а достигнутую производительность труда.

Зная объемы работ на цикл (V_i) и действующие сменные нормы выработки, потребное количество человеко-смен (трудо-

емкость) по каждому рабочему процессу (N_i) определяется по формуле:

$$N_i = \frac{V_i}{H_i}.$$

Общая трудоемкость подсчитывается по формуле:

$$N_{\Sigma} = \sum_{i=1}^n N_i.$$

Зная N_{Σ} устанавливается явочная численность проходчиков в смене (n_{Σ}) и определяется коэффициент перевыполнения нормы выработки ($K_n = N_{\Sigma} / n_{\Sigma}$).

Численность проходческого звена устанавливается несколько меньше расчетной суммарной трудоемкости с тем, чтобы обеспечить не только выполнение, но и перевыполнение нормы выработки. Например, $N_{\Sigma} = 2,5$ чел-смены. Число проходчиков в звене (при графике «цикл за смену») нужно принять равным 2. Тогда норма выработки будет выполнена на $\frac{2,5}{2} \cdot 100\% = 125\%$.

Коэффициент перевыполнения нормы при этом $K_n = \frac{2,5}{2} = 1,25$.

При построении графиков цикличности значения $K_n = 1,1 - 1,25$.

Явочный штат проходчиков в сутки зависит от числа рабочих смен ($n_{см}$) и составляет $n = n_{\Sigma} n_{см}$.

Для составления графика цикличной организации работ при выполнении основных производственных процессов проходческого цикла в одном забое необходимо определение длительности каждого процесса цикла (t_i) -

$$t_i = \frac{N_i T \alpha}{n_{\Sigma} K_n},$$

где α - коэффициент, учитывающий сокращение времени на выполнение основных процессов цикла за счет взрывных работ и вентиляции:

$$\alpha = \frac{T - (t_{зв} + t_{нр})}{T},$$

где $t_{зв}$ - продолжительность заряжания и взрывания шпуров; $t_{нр}$ - продолжительность проветривания.

Если взрывные работы и вентиляция осуществляются в межсменный перерыв, коэффициент $\alpha = 1$.

При правильно выполненных расчетах: $T = \sum t_i$. Или, если взрывные работы и вентиляция осуществляются в межсменный перерыв -

$$T = \sum t_i - (t_{зв} + t_{нр}).$$

Как правило, при проведении разведочных выработок, имеющих, в отличие от выработок горнодобывающих предприятий, малую площадь поперечного сечения, все процессы цикла выполняются последовательно. В отдельных случаях представляется возможным совместить отдельные процессы проходческого цикла. Трудоемкость меньшего по продолжительности процесса (N_m), осуществляемого параллельно с другим, равна

$$N_m = t_m n_o K_n,$$

где t_m - время, затрачиваемое на выполнение меньшего по длительности процесса, ч; n_o - число проходчиков, выполняющих работу по более продолжительному процессу цикла.

После того, как проходчики (n_m) закончат работу меньшей продолжительности и присоединятся к тем (n_o), которые выполняли более продолжительную работу, еще необходимо проделать работу по более длительному процессу, имеющему трудоемкость

$$N_n = N_c - N_m,$$

где N_c - трудоемкость совмещаемого процесса, большего по продолжительности.

Все рабочие ($n_m + n_o$) делают оставшуюся работу за время

$$T_{c-m} = \frac{N_n}{(n_o + n_m) K_n}.$$

На основании расчетов строится график цикличности и выходов рабочих.

Упрощенный пример построения графика цикличности.

Исходные данные. Горная выработка – штольня площадью поперечного сечения $5,8 \text{ м}^2$. Проходимые породы соответствуют XVIII категории по ЕНВ. Глубина шпуров – $1,8 \text{ м}$; число шпуров 26; $\eta = 0,85$; Применяемое оборудование: ПР-30 на пневмоподдержках; ППН-1С; УВО-0,8; АК-2у. Обмен вагонеток – с помощью роликовой перекатной платформы. Число рабочих смен в сутки – 3. Продолжительность смены – $7,2 \text{ ч}$. Число циклов в смену – 1. Крезь отсутствует.

Результаты расчетов сведены в таблицу и показаны на рис.3.48.

ПРОЦЕССЫ	V_i		H_i м/см	N_i чел/см	t_i ч-мин
	ед.изм	к-во			
Уборка породы	м^3	8,874	15,3	0,575	1-42
Устройство водоотводной канавки	м	1,53	6,35	0,241	0-43
Наращивание трубопроводов	м	1,53	10,2	0,15	0-26
Настилка рельсового пути	м	1,53	9	0,17	0-30
Вспомогательные работы					0-30
Бурение шпуров	м	47	43,5	1,08	3-11
Заряжание, взрывание шпуров	шт	26			0-40
Проветривание					0-30
Геологическая документация					1-00

Рис.3.48. Сводная таблица расчетов графика цикличности

При определении норм выработки использованы данные хронометражных наблюдений.

Суммарная трудоемкость процессов -

$$N_{\Sigma} = \sum N_i = 2,216$$

чел-смены.

В звене можно предусмотреть для выполнения всего объема работ за цикл двух проходчиков ($n_{\Sigma} = 2$).

Все процессы цикла будут выполняться последовательно.

Выполнение нормы выработки при $n_{\Sigma} = 2$ со-

ставит: $\frac{2,216}{2} \cdot 100 = 110,8\%$.

Коэффициент выполнения нормы $K_n = 1,108$.

Проходческий цикл удобно начинать с погрузки породы как в организационном порядке (взрывные работы относят в конец смены, вентиляцию в межсменный перерыв), так и сточки сохранения необходимой работоспособности рабочих на протя-

4. Особенности проведения выработок в мягких однородных породах

В однородных мягких породах горно-разведочные выработки проводят с применением отбойных молотков без буровзрывных работ ($f \leq 2$), или буровзрывными работами в сочетании с разрыхлением породы взрывами шпуровых зарядов ВВ ($f \leq 4$).

Отбойка породы производится обычно отбойными молотками. Вначале вырабатывается в забое вруб глубиной 20-30 см, после чего отбивают породу в направлении к врубу заходками на глубину вруба. Закончив отбойку породы первой заходки, разрабатывают новый вруб, и цикл выемки породы повторяется.

Породу грузят в вагонетки вручную или с помощью ленточных перегружателей. Для облегчения труда при ручной погрузке на почву выработки вплотную к забою настилают металлические листы толщиной 3-5 мм, наличие которых способствует повышению производительности уборки породы на 20-25%. При погрузке с перегружателем может быть использована самонавалка породы. Для этого в почве выработки у забоя разрабатывают углубление (нишу), в которое вводят загрузочную часть перегружателя. Значительная часть (до 70%) отбиваемой отбойным молотком породы попадает на ленту перегружателя и подается в вагонетку. Остальную породу загружают на перегружатель лопатой.

В ряде случаев целесообразным является предварительное рыхление породы. Такое разрыхление породы обычно достигается взрывом небольшого количества (5-6 шт.) шпуровых зарядов, расположенных в средней или нижней частях забоя. Отбросив отбитую и разрыхленную взрывом породу, оставшуюся по периметру выработки породу отбивают до проектного контура выработки.

Погрузку породы в таких условиях можно производить вручную непосредственно в вагонетки или с использованием перегружателя. Погрузочные машины используют в том случае, если позволяют размеры поперечного сечения выработки. В противном случае породу оттаскивают от забоя скрепером с последующей погрузкой в вагонетки.

Крепление выработок, проводимых в мягких породах, является одним из основных и наиболее ответственных процессов. Выработки обычно крепят деревянными крепежными рамами трапециевидной формы. Расстояние между рамами определяют в зависимости от устойчивости пород и величины горного давления: при креплении выработки, проводимой по неустойчивым породам, крепежные рамы устанавливают вплотную одна к другой (сплошное крепление), при более устойчивых породах – на расстоянии (*до 1 м*) одна от другой (крепление вразбежку), а пространство между ними затягивают досками (затяжками).

Настилку рельсовых путей, подвеску трубных коммуникаций, разработку водоотводной канавки и другие вспомогательные работы выполняют, по мере продвижения забоя, интервалами в соответствии со стандартной длиной труб и рельсов.

5. Особенности проведения выработок в неоднородных породах

Горизонтальные горно-разведочные выработки по неоднородным породам проводят в следующих случаях:

- при разведке рудных месторождений, представленных жилами небольшой мощности;
- при разведке осадочных месторождений с тонкими пластами полезного ископаемого.

В обоих случаях ценность полезного ископаемого и стремление к систематическому валовому опробованию определяют целесообразность раздельной выемки полезного ископаемого и пустой породы.

Выемка полезного ископаемого и отбойка пустой породы могут производиться при помощи отбойных молотков и горно-проходческих инструментов в комбинации с буровзрывными работами; уборка породы (в зависимости от принятого способа отбойки) - при помощи породопогрузочных машин, с использованием перегружателей и вручную.

Крепление выработок осуществляется в зависимости от устойчивости проходимых пород и условий залегания полезного ископаемого.

Способ проведения горных выработок выбирают в зависимости от ряда горно-технических факторов: • крепости полезного ископаемого и вмещающих пород; • ценности полезного ископаемого; • допустимости разубоживания. (*Разубоживание* (потеря качества полезного ископаемого) – снижение содержания полезного компонента или полезной составляющей в добытом полезном ископаемом по сравнению с содержанием их в массиве полезного ископаемого); • условий залегания полезного ископаемого.

Если рудное тело характеризуется меньшей твердостью чем вмещающая порода, то горную выработку проходят отдельной выемкой рудной массы, отбойными молотками без применения или с частичным применением взрывных работ. Выработанное пространство используют в качестве вруба. В таких случаях выработку следует располагать так, чтобы жила находилась в средней части забоя. При таком расположении вруба по отношению к жиле создаются благоприятные условия для выемки полезного ископаемого отбойными молотками или вручную - горнопроходческими инструментами.

В случае, когда рудная жила имеет большую твердость, чем вмещающие породы всячего или лежачего бока, горную выработку целесообразно располагать так, чтобы рудное тело находилось у одной из стенок выработки. Отбойка полезного ископаемого может быть проведена после выемки пустой породы всячего или лежачего бока, характеризующейся меньшей крепостью. При отбойке породы с помощью буровзрывных работ целесообразно применять боковой вруб, так как четко выраженный контакт горных пород разной твердости способствует повышению эффективности взрывных работ.

Раздельная выемка полезного ископаемого при проведении горно-разведочных выработок создает благоприятные условия для комплексного изучения характера рудопроявления, а валовое опробование производится без дополнительных затрат на отбойку материала пробы.

При условии одинаковой твердости вмещающих пород и рудных тел и большой ценности полезного ископаемого, отбойку породы от массива производят одновременно по всему забоя. Добытую горную массу целесообразно складывать отдельно, как руду.

Контрольные темы и вопросы I модульного контроля

1. Общие сведения о проектировании разведочных шахт и штолен. Структура рабочего проекта.
2. Анализ обобщенного алгоритма проектирования технологии проходки горно-разведочной выработки.
3. Основные физико-механические свойства пород и их влияние на выбор способа и механизацию проходческих работ.
4. Способы проведения выработок. Характеристики породного массива, влияющие на эффективность проходки выработки.
5. Способы отбойки горного массива в зависимости от крепости пород.
6. Основные принципы организации технологического процесса и выбора технологической схемы проведения горно-разведочной выработки.
7. Формы и типовые размеры поперечного сечения горизонтальных горно-разведочных выработок.
8. Расчетная схема и зависимости для определения размеров сечения выработок прямоугольно-сводчатой формы.
9. Расчетная схема и зависимости для определения размеров сечения выработок трапецевидной формы.
10. Выбор бурового оборудования и взрывчатых веществ при производстве буровзрывных работ в выработках, пройденных по крепким породам. Факторы, определяющие выбор бурового оборудования и взрывчатых веществ.
11. Оптимальные параметры буровзрывных работ при проведении горизонтальных горно-разведочных выработок.
12. Проветривание горизонтальных горно-разведочных выработок. Анализ способов проветривания тупиковых выработок.
13. Расчет параметров проветривания тупиковых выработок и выбор вентилятора.
14. Область применения породопогрузочных машин при уборке породы в горизонтальных горно-разведочных выработках.
15. Уборка породы в горизонтальных горно-разведочных выработках (операции, способы, производительность).
16. Выбор оптимального расстояния между разминовками для обмена вагонеток.
17. Скреперная уборка породы (способы, производительность).

18. Анализ комплектов оборудования для проходки горизонтальных горно-разведочных выработок в различных горно геологических и горно-технических условиях.
19. Крепление горизонтальных горно-разведочных выработок (общие требования к крепи, особенности выбора параметров крепи).
20. Крепление горизонтальных горно-разведочных выработок деревянной крепью. Расчет рамной деревянной крепи при наличии давления со стороны кровли и отсутствии давления со стороны боков выработки.
21. Расчет рамной деревянной крепи при наличии давления со стороны кровли и боков выработки.
22. Особенности крепление горизонтальных горно-разведочных выработок подвесной крепью. Определение диаметра верхняка и подвески крепи.
23. Крепление выработок анкерной крепью. Параметры деревянных и металлических клиновых анкеров.
24. Железобетонные и сталеполимерные анкеры. Расчет несущей способности железобетонных и сталеполимерных анкеров.
25. Крепление горизонтальных выработок набрызгбетонной крепью. Основные качества и расчет набрызгбетонной крепи горизонтальных выработок.
26. Крепление горизонтальных выработок комбинированной крепью. Расчет комбинированной крепи.
27. Паспорт крепления (форма, содержание).
28. Организация работ при проведении горизонтальных выработок (основные положения организации проходческих работ, группы выработок в зависимости от направления проведения и способов разведки, способы выполнения проходческих работ).
29. Режимы работы горно-разведочного предприятия. Проходческий цикл. Расчет основных параметров цикла.
30. Особенности проведения выработок в мягких однородных породах.
31. Особенности проведения выработок в неоднородных породах.

Список литературы для подготовки к I модульному контролю

1. Багдасаров Ш.В., Верчеба А.О., Пальмов И.И. Справочник горного инженера геологоразведочных партий. - М.: Недра, 1986. - 356 с.

2. Борисов С.С., Клоков М.П., Горновой Б.А. Горное дело М.: Недра, 1972. – 358 с.

3. Брылов М.Ф. Горное дело. –М:Недра,1975

4. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комашенко В.М. Горно-разведочные и буровзрывные работы . - М.: Недра. 1989.

5. Грабчак Л.Г., Брылов С.А., Комашенко В.И. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки МПИ. - М.: Недра. 1988.

6. Пилипец В.И. Геологоразведочное дело. Проведение горно-разведочных выработок. Учебное пособие. –Донецк, 2002. – 210 с.

7. Лукьянов В.Г. Технология и организация проведения разведочных выработок. - М.: Недра, 1977. - 198 с.

8. Мухтаров Г.Г., Рогинский В.М. Проведение горизонтальных разведочных выработок. - М.: Недра, 1984. – 255 с.

9. Проведение горно-разведочных выработок. Справочник. /под редакцией Хорева В.А. - М.: Недра, 1990. – 410 с.

10. Проведение горизонтальных горно-разведочных выработок скоростным методом. /Лукьянов В.Г., Грабчак Л.Г., Рогов В.Ф. и др. - М.: Недра, 1989. – 320 с.

11. Рогинский В.М. Проведение горно-разведочных выработок. - М.: Недра, 1987. - 292 с.

12. Технология подземных горных работ (под ред. Некрасова Я.Э.). - М.: Недра, 1971. – 327 с.

13. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левіт В.В. Гудзь О.Г. Руйнування гірських порід вибухом. – Донецьк, 2003, 552 с.

14. Шехурдин В.К., Несмотряев В.И., Федоренко П.И. Горное дело. - М.: Недра, 1987. – 440 с.

15. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. - М.: Недра, 1985. – 236 с.

16. Ярмак М.Ф., Горелик М.Л. Проходчик горизонтальных и наклонных разведочных выработок. - М.: Недра, 1977. – 270 с.

6. Проведение разведочных шурфов

Разведочный шурф – вертикальная (реже наклонная) подземная выработка, проходима с земной поверхности при геологической съемке, поисках и разведке месторождений полезных ископаемых, а также при инженерно-геологических изысканиях. Как правило, в зависимости от типа месторождений и условий залегания тела полезного ископаемого, шурфы можно использовать для разведки только верхних частей месторождения или месторождения в целом с высокой деятельностью. Последнее относится к месторождениям коры выветривания, песчано-гравийных и строительных материалов, и россыпным месторождениям.

Шурфы проводят в качестве контрольных выработок при разведке месторождений буровыми скважинами.

На шахтах шурфы используются в качестве вспомогательных выработок, соединяющих подземные горизонтальные выработки с поверхностью, например, для вентиляции.

При проходке шурфов нет необходимости в возведении каких-либо поверхностных сооружений, за исключением минимума тех приспособлений, без которых невозможно осуществить проходческие работы. Все применяемое оборудование при этом – передвижное, а приспособления – сборно-разборные.

6.1. Параметры и способы проходки разведочных шурфов

По глубине разведочные шурфы делят на мелкие – до 5 м, средней глубины – от 5 до 10 м, глубокие – более 10 м. В некоторых случаях глубина шурфов достигает 40 м.

В глубоких шурфах проходят дополнительные горизонтальные выработки, называемые рассечками, протяженностью от 10 до 100 м в одну или в обе стороны шурфа. Уборку горной массы при проведении рассечек, как правило, выполняют при помощи скреперных установок (рис.6.1).

Типовыми сечениями предусмотрено *одинадцать* типоразмеров шурфов, *шесть* из которых прямоугольного сечения: П-0,8; П-0,9; П-1,3; П-1,5; П-3,2; П-4,0 ; *два* квадратного: Кв-1,4; Кв-2,0; и *три* круглого – Кр-0,9; Кр-1,5; Кр-2,5 (числовое значение соответствует площади сечения в м²).

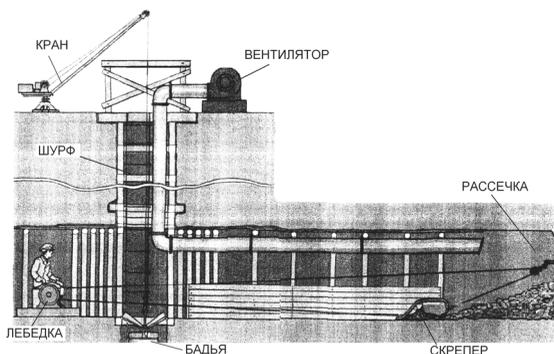


Рис. 6.1. Проходка расчески из шурфа

Стандартом предусмотрены площади поперечного сечения в свету и геометрические размеры шурфов (табл.6.1). Площадь поперечного сечения в черне определяют с учетом площади, которую занимает крепь. Толщину

крепи рассчитывают, исходя из действующей нагрузки, по методике Строительных норм и правил.

Таблица 6.1

Размеры поперечного сечения шурфов в свету, (мм)

Прямоугольной формы						Квадратной формы		Круглой формы	
Обозначение	Длина	Ширина	Обозначение	Длина	Ширина	Обозначение	Сторона	Обозначение	Диаметр
П-0,8	950	800	П-1,5	1600	900	Кв-1,4	1180	Кр-0,9	1,08
П-0,9	1120	800	П-3,2	2120	1500	Кв-2,0	1420	Кр-1,5	1,38
П-1,3	1450	900	П-4,0	2360	1700			Кр-2,5	1,80

С увеличением глубины шурфа площадь поперечного сечения в свету увеличивается. Шурфы глубиной до 10 м обычно имеют одно отделение, а при глубине до 20 м могут быть с одним или двумя отделениями. Более глубокие шурфы разделяются на отделения.

У шурфа с одним отделением площадь поперечного сечения в свету составляет от 0,8 до 1,5 м² (шурф оборудуется подъемным отделением и подвесной лестницей).

Разделение шурфа площадью сечения в свету 1,5 м² (тип П-1,5), закрепленного венцовой крепью 5 на отделения целесообразно только при ручной погрузке породы в бадью 1 (рис.6.2). Для разделения отделений применяют прогоны 3, которые распи-

раются расстрелами 4 через каждые 1,5 м. Расстрелы обшиваются досками 2 толщиной 20 мм. Для выхода из шурфа служит подвесная лестница 6 (рис.6.3). Такое сечение шурфа применяют до глубины 20 м. При большей глубине площадь сечения шурфа следует увеличивать до 4 м².

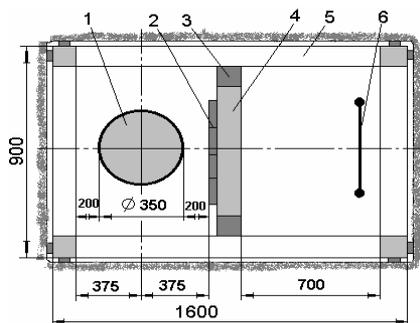


Рис.6.2. Типовое прямоугольное сечение шурфа с венцовой крепью (1,5 м²)

Шурфы глубиной до 30 м имеют прямоугольное сечение (типа П-3,2), и размеры в свету 2,12 x 1,5 м при наличии двух отделений (грузовое и лестничное). При глубине шурфа до 40 м, площадь сечения шурфа составляет 4 м². При этом шурф также имеет два отделения (рис.6.4).

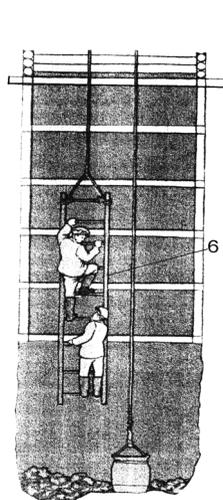


Рис.6.3. Устройство подвесной лестницы 6

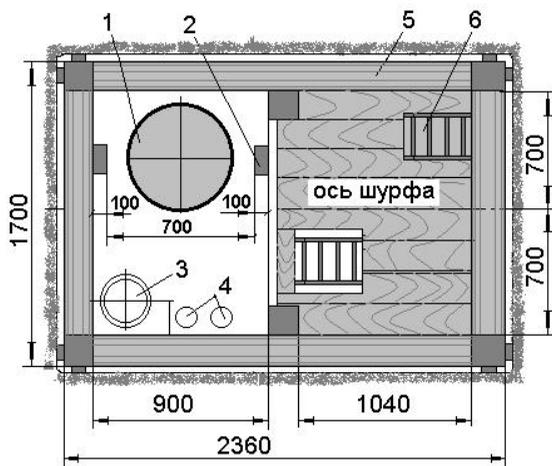


Рис.6.4. Типовое прямоугольное сечение шурфа с венцовой крепью (4 м²): 1 – бадья; 2 – проводник; 3 – вентиляционная труба; 4 – линии коммуникаций; 5 – венец; 6 – лестничное отделение

В шурфах глубиной более 20 м, а также в шурфах с рассечками оборудуется лестничное отделение, которое отделяется от

подъемного сплошной перегородкой. Причем, такое отделение не должно отставать от забоя более, чем *на 3 м*. От нижнего полка до забоя должна быть подвесная лестница. Размеры установки лестничного отделения приведены на рис.6.5.

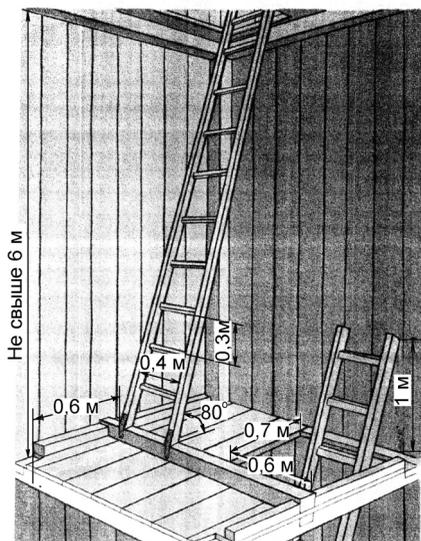


Рис. 6.5. Оборудование лестничного отделения шурфа

Круглые шурфы глубиной до 10 м и площадью сечения 0,9 м² с одним отделением имеют диаметр в свету 1,08 м (тип КР-0,9). При площади 1,5 м² диаметр шурфа в свету составляет 1,38 м, а в черне – 1,56 м.

При круглом сечении шурф может иметь не только цилиндрическую форму, но и «ступенчатую» форму. При разведке валунно-галечных и гравийных месторождений выработка проходится уступами. Причем, каждый последующий уступ имеет меньший диаметр, что необходимо для применения каркасно-опускной крепи.

С целью уменьшения объема выработки диаметр нижнего уступа ($d = 0,8 - 1 м$) проектируется минимальным, обеспечивающим, однако, возможность и удобство выполнения проходческих работ. Диаметр верхнего уступа (D_y) определяется по формуле:

$$D_y = d + a(n - 1),$$

где a – разность диаметров смежных уступов, равная 0,2-0,3 м; n – число уступов в проектируемом шурфе, равное H/h ; H – проектная глубина шурфа, м; $h = 2 - 4 м$ – высота уступа.

Величины a и h устанавливаются исходя из конструктивных параметров крепи шурфа.

Объем ступенчатого шурфа определяют по его среднему диаметру (D_{cp}) -

$$D_{cp} = (D_y - d) / 2.$$

Технология и способы проведения шурфов весьма разнообразны и, в основном, зависят от свойств пород, глубины шурфов, общего объема проходческих работ, транспортных и геолого-климатических условий. Условно способы проведения шурфов можно разделить на пять групп в зависимости от способа разрушения породы на забое и уровня механизации работ (рис.6.6.).



Рис.6.6. Способы проходки шурфов

Как правило, *ручная проходка* без предварительного рыхления пород характерна для проведения шурфов в породах I-IV категорий. В породах V-XX категорий находят применение *буровзрывные работы* с бурением шурфов ручными перфораторами и электрошверлами.

Машинный способ, буровыми установками, копателями шахтных колодцев, грейферами и др., используется в породах до IV категории.

Цикл проведения шурфа в общем случае складывается из следующих операций: *разрушение породы, вентиляция, погрузка и подъем породы на поверхность, водоотлив, крепление и вспомогательные работы.*

6.2. Проходка шурфов с ручной отбойкой породы

Ручная отбойка характерна для проходки шурфов в мягких и рыхлых породах. Породу обычно разрушают лопатами, кайлами и ломом. В некоторых случаях разрушению породы предшествует ее оттайка. Простейшим средством механизации отбойки мягкой пород являются отбойные молотки. Разрушение забоя отбойными молотками начинают с устройства в середине его или около одной из боковых стенок шурфа вруба щелеобразной фор-

мы на глубину 15-20 см, это повышает эффективность дальнейшей отбойки породы в сторону боковой обнаженной поверхности.

Характерной особенностью проведения неглубоких шурфов (до 2,5 м) горным способом является сокращенный проходческий цикл, т.к. производится практически одна операция – выемка породы (после отделения породы от массива, последняя выбрасывается непосредственно на земную поверхность). Крепление мелких шурфов не производится. Проветривание осуществляется в результате естественной диффузии.

При проходке более глубоких шурфов в проходческий цикл входят операции подъема породы и крепления выработок.

Проведение шурфов начинается с подготовительных работ, заключающихся в расчистке площадки, на которой должны разместиться устье шурфа, отвалы породы и технологическое оборудование. При этом размеры площадки определяются с учетом размещения около устья шурфа штабелей породы («проходок»). Затем размечают устье шурфа, и по его контуру вынимают породу на глубину 0,5-1 м. Над устьем устанавливают проходческую раму, размеры которой в свету равны поперечным размерам шурфа в проходке. Концы элементов рамы должны выступать за

пределы устья шурфа не менее чем на 0,5 м (рис.6.7).

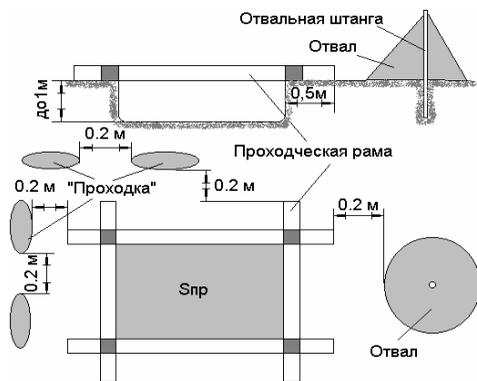


Рис.6.7. Схема устья шурфа

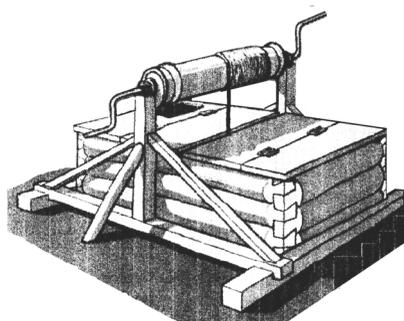
После установки рамы начинают проходку шурфа с выкидкой породы на земную поверхность. В тех случаях, когда пробы отбирают из породы, выданной из шурфа, эту породу отсыпают в отдельные штабеля («проходки»). Выкладка «проходок» по мере углубления шурфа

производится последовательно по периметру рабочей площадки.

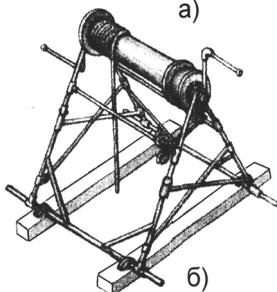
При проходке до глубины 2 м на проходческой раме монтируют проходческий вороток, который является простейшим

средством механизации подъема. При этом используются ручные деревянные (рис.6.8,а) или металлические воротки (рис.6.8,б).

Металлические воротки целесообразно использовать при проходке значительного числа неглубоких шурфов.



а)



б)

Рис. 6.8. Устройство ручных воротков

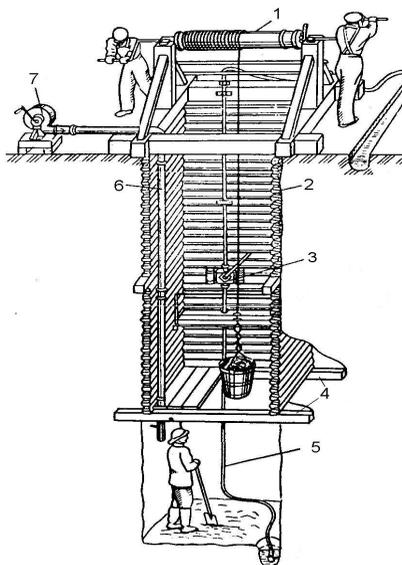


Рис.6.9. Подъем и спуск бадьи с помощью ручного воротка:

1 – вороток; 2 – рядовые венцы крети; 3 – ручной насос; 4 – опорный венец; 5 – всасывающий шланг; 6 – вентиляционный трубопровод

Вороток устанавливается над устьем шурфа на специальной раме, обеспечивающей его устойчивость. К барабану на стальном канате подвешивается бадья небольшой емкости (до $0,3 \text{ м}^3$) (рис.6.9). Для повышения безопасности вороток оборудуется храповым устройством.

В общем случае воротки просты по конструкции, легки и транспортабельны, однако ручной подъем малопроизводителен и трудоемок. Скорость подъема не превышает $0,2 \text{ м/с}$. Небольшая высота расположения барабана воротка над устьем шурфа за-

трудняет разгрузку бадьи и возможность оборудования устья предохранительными лядами.

Перечисленные недостатки частично устраняются при замене ручных воротков простейшими передвижными подъемными установками с механическим приводом (механические воротки) (рис.6.10), или легкими подъемными кранами (рис.6.11).

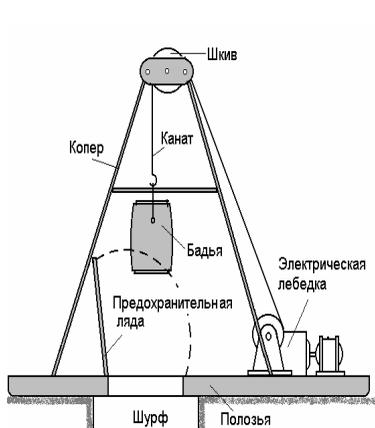


Рис.6.10. Шурфопроходческая подъемная установка

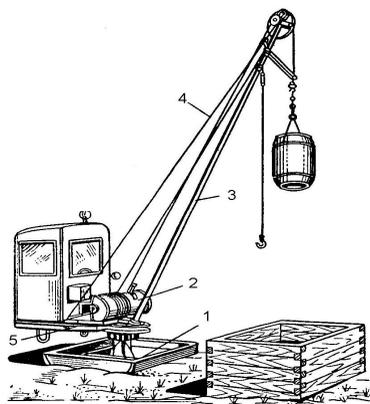


Рис. 6.11. Подъемный кран КШ-1М: 1 – опорная площадка; 2 – лебедка; 3 – стрела; 4 – канат

При проходке шурфов сечением $1.5 - 2 \text{ м}^2$, глубиной до 20 м для подъема породы используются механизированные шурфопроходческие подъемники ПМШ-2М. Электрический привод подъемников может работать от любого источника энергии, в том числе от бензоэлектрического агрегата АБ-4.

Подъемная установка КМШ-1 предназначена для проходки неглубоких шурфов. Для проходки глубоких шурфов с рассечками предназначена установка МГВ.

Шурфопроходческие краны КШ-1М и КШ-2М используются при проходке глубоких шурфов с площадью поперечного сечения 4 м^2 .

Шурфы обычно крепят после проходки до глубины 3-4 м. Эту часть выработки чаще всего закрепляют сплошной венцовой крепью (рис.6.12). На более значительных глубинах при достаточной устойчивости пород в шурфе вместо сплошной может быть установлена венцовая крепь на стойках или, реже, подвесная. Отдельно можно выделить способ крепления «досками враз-

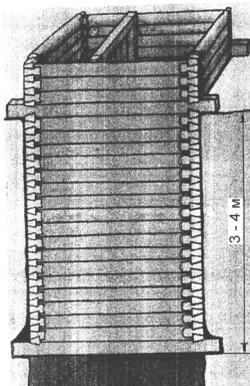


Рис.6.12. Сплошная венцовая крепь устья шурфа

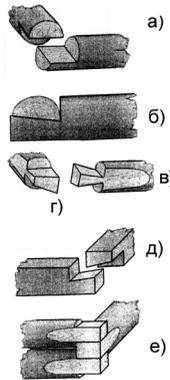


Рис.6.13. Соединение элементов венца

бежку». Над забоем выработки устраивают предохранительный полук.

Основной конструкцией крепи является венец, состоящий из 4-х бревен или брусьев соединенных между собой «в лапу» (рис.6.13). Венцы могут быть также выполнены из подтоварника или пластин. В конструкции крепи выделяются опорные

(основные) и обычные (рядовые) венцы. У основного венца, служащего для поддержания рядовых венцов бревно по короткой или длинной стороне, имеются выступающие на 0,3-0,5 м концы (пальцы), которые заводятся в специальные лунки, устраиваемые в стенках выработки.

По способу возведения сплошная венцовая крепь может выполняться *снизу-вверх* или *сверху-вниз*.

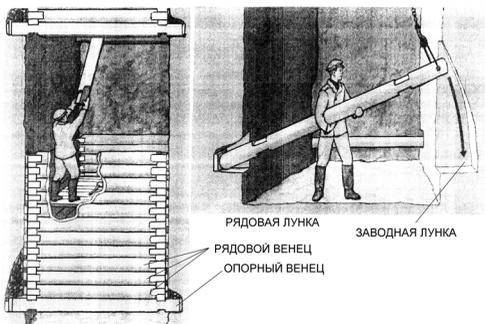


Рис.6.14. Возведение сплошной венцовой крепи снизу-вверх

Способ возведения крепи *снизу-вверх* используется при условии, что породы допускают обнажение стенок шурфа на 4-8 м. Укладка основного и рядовых венцов приведена на рис.6.14.

Каждый брус опорного венца вставляют одним из выступающих пальцев в меньшую по сечению

лунку, а вторым выступающим пальцем укладывают горизонтально через заводную лунку.

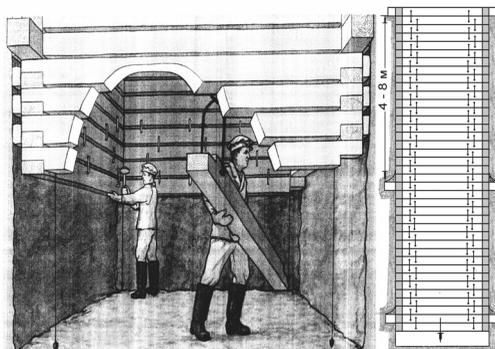


Рис.6.15. Возведение сплошной венцовой крепи сверху-вниз

стенками шурфа и крепью забутовывается кусками породы. Работы по возведению крепи на длине звена (4-8 м) выполняются до вышерасположенного опорного венца.

В слабых, неустойчивых породах сплошная венцовая крепь возводится *сверху-вниз* вслед за проходкой. При этом элементы рядовых венцов подвешивают к основному венцу скобами (рис.6.15).

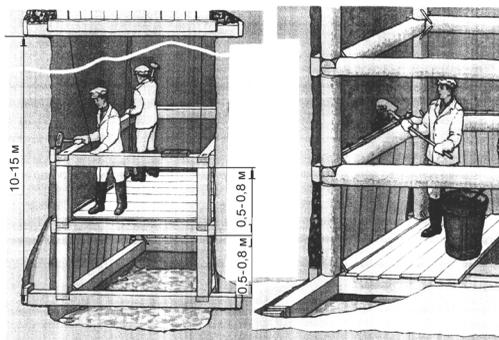


Рис.6.16. Возведение крепи на стойках

устанавливают на стойках длиной 0,5-0,8 м. Стойки с элементами венца обычно соединяют в паз и скрепляют скобами. Расстояние между венцами затягивают досками или горбылем и забутовывают вынимаемой породой (рис.6.16).

Опорные венцы тщательно расклиниваются, а лунки забутовываются. Иногда вместо опорного венца по короткой стороне выработки в лунки укладываются два опорных бревна. На опорный венец (опорные бревна) укладываются рядовые венцы. Пространство между

Венцовая крепь на стойках применяется при устойчивых породах или когда устойчивость боковых пород позволяет пройти 1,5-3 м шурфа без крепления. Крепь на стойках устанавливается снизу-вверх. Длина звеньев принимается в пределах 5-10 м. Рядовые венцы

Подвесная крепь (рис.6.17) применяется при проходке шурфов в глинистых породах, когда можно пройти участок шурфа на глубину $1-1,5$ м без крепления. При этом используется подвесная крепь на досках или металлических стержнях (металлическая инвентарная крепь).

К установленному в выработке опорному венцу на подвесках из горбылей (стержней) подвешивают промежуточный венец и соединяют оба венца между собой стойками. В процессе углубки нижний венец подпирается временными стойками, длина которых с углубкой увеличивается. Расстояние между венцами затягивают горбылем или досками, и забучивают. Рядовые и основные венцы расклиниваются деревянными клиньями.

Крепёж «досками вразбежку» (рис.6.18) используется в шурфах с небольшим сроком службы, малой глубины и устойчивых, при обнажении, породах.

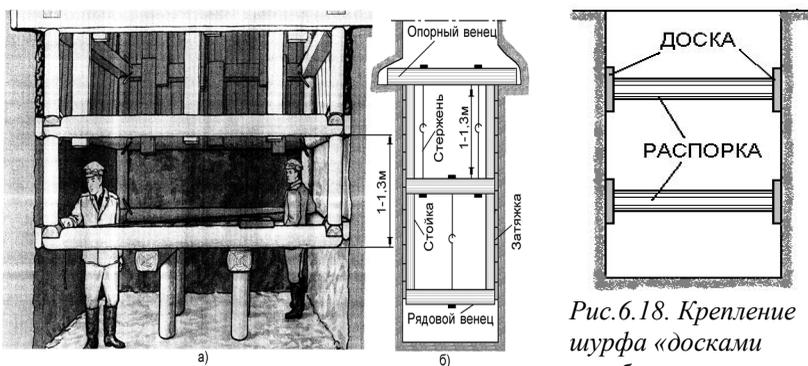


Рис.6.17. Возведение подвесной крепи:
 а) – подвесная крепь на досках; б) – инвентарная металлическая крепь типа КШИ-3

Рис.6.18. Крепление шурфа «досками вразбежку»

При проходке шурфов круглого сечения (в мягких породах) используется *каркасная крепь*, состоящая из металлических каркасов 1 и деревянной опалубки 2 (рис.6.19). Звенья крепи длиной $2-3$ м различного диаметра собираются на поверхности и опускаются в пройденный участок, формируя ступенчатую форму шурфа. Диаметр каждого последующего уступа меньше предыдущего на $0,2 - 0,3$ м. Диаметр самого нижнего уступа - 1 м.

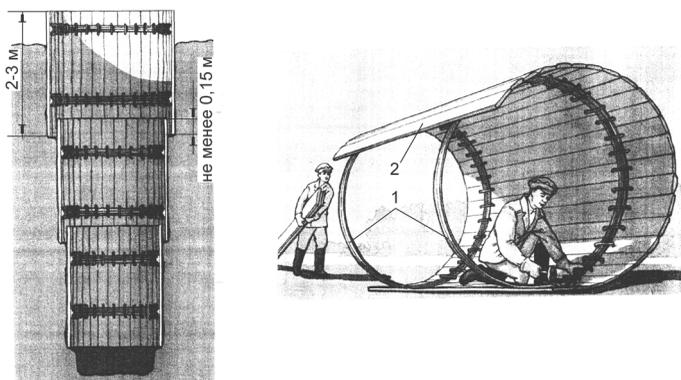


Рис. 6.19. Крепление шурфов круглого сечения

При проходке шурфов круглого сечения в рыхлых и сыпучих породах углубка выполняется одновременно с креплением *каркасно-кольцевой крепи*. Шурф проходится уступами *от 2 до 4 м*. Каждый последующий уступ проходится после углубки и закрепления предыдущего. Крепь имеет форму цилиндрического каркаса разного диаметра, и состоит из металлических колец (от 3 до 5 штук, установленных на расстоянии *от 0,7 до 1 м* друг от друга), и соединительных стоек. Вокруг каркасов устанавливается опалубка из досок.

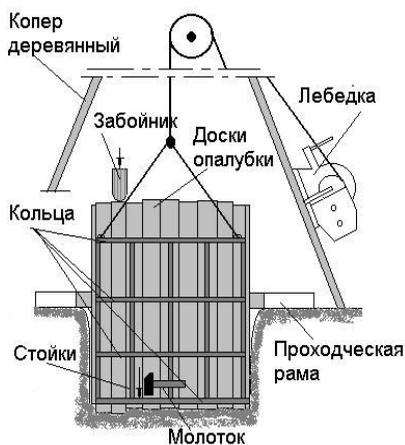


Рис. 6.20. Установка звена каркасно-опускной крепи

Проходка осуществляется в следующей последовательности (рис.6.20): после разметки контура и укладки основной проходческой рамы, устанавливается копер и начинается углубка первого уступа. До глубины *1,5-2 м* порода выкидывается вручную, а с большей глубины - поднимается в бадье с помощью воротка или лебедки, укрепленной на ногах копра.

После углубки шурфа на глубину, которую позволяет устойчивость пород, в шурф

опускается собранный на поверхности каркас и по внешнему периметру каркаса устанавливаются доски (опалубка). Углубка шурфа продолжается на проектную глубину уступа с одновременным осаживанием каркаса и опалубки. Осаживание каркаса производится ударами молотка по нижнему кольцу, а досок – специальным забойником. Длина досок опалубки первого уступа берется с таким расчетом, чтобы над устьем шурфа на высоте 1 м образовался защитный барьер – ограждение шурфа. Пространство между крепью и стенками шурфа забутовывается. Последующие уступы проходятся аналогично первому. При этом опалубки смежных уступов перекрываются на величину не менее 15 см. Первый каркас с помощью стяжек крепится к проходческой раме, а последующие, смежные секции каркасов, соединяются стяжками между собой.

При проходке шурфов в весьма неустойчивых породах, пльвунах применяется опережающая забивная крепь (рис.6.21). Крепление забивной крепью, которая может быть как наклонной (рис.6.21,б), так и вертикальной (6.21,а), производится в следующей последовательности: в устойчивых породах над пльвуном устанавливается основной венец, к которому на скобах подвешиваются рядовые венцы до кровли пльвуна; внутри нижнего наружного венца размещается внутренний венец; между этими венцами помещают

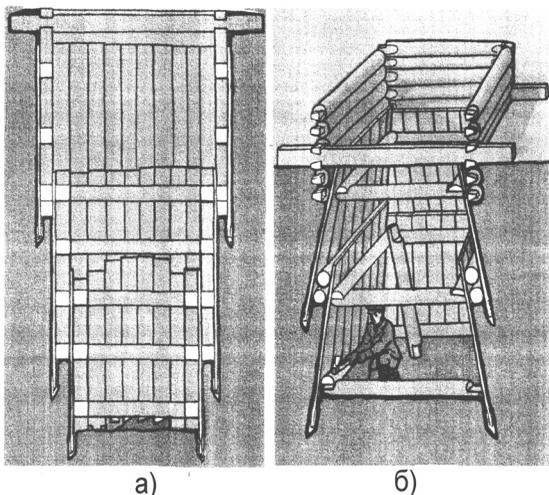


Рис.6.21. Крепление шурфа забивной крепью

деревянные брусья, плотно подогнанные друг к другу (рис.6.22,а), которые забиваются в породу на 0,2-0,3 м, с условием, чтобы брусья по периметру опускались равномерно; внутри крепи выбирается порода. Нижние торцы брусьев усиливаются металлом (рис.6.22,б).

После забивки крепи на всю

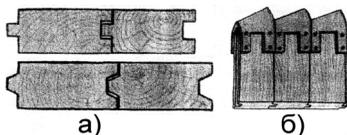


Рис.6.22. Соединение деревянных брусьев крепи (а); усиление брусьев металлом (б)

длину на забое снова устанавливаются наружный и внутренний венцы, между которыми помещаются деревянные брусья. Операция забивки крепи повторяется.

Проветривание шурфов глубиной до 5 м обеспечивается за счет естественной диффузии. При проходе шурфов глубиной до 10 м,

для повышения эффективности естественной вентиляции в районах с постоянными сильными ветрами используются деревянные щиты и раструбы (рис.6.23), которые устанавливаются над устьем шурфа против движения ветра.

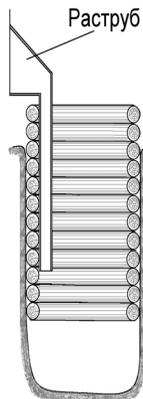
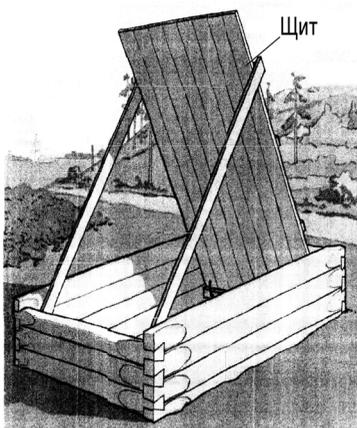


Рис. 6.23. Естественная вентиляция шурфов

Более глубокие шурфы проветриваются только искусственным способом с помощью, как правило, портативного вентилятора СВЦ-78М и матерчатых прорезиненных труб диаметром 200 мм, или металлических труб диаметром до 100 мм.

Общепринятая схема вентиляции – нагнетательная. Вентилятор размещается на расстоянии не менее 10 м от устья шурфа, а конец трубопровода – не далее 3-5 м от забоя шурфа (рис.6.9).

Водоотлив при притоке до $0,3 \text{ м}^3/\text{ч}$ производится шурфо-проходческими бадьями одновременно с выдаваемой породой. Бадья заполняется водой вручную (с помощью ведер) или забойными насосами (рис.6.24).

Водоотлив насосами, в общем случае, осуществляется в период погрузки и подъема породы. При притоке воды в шурф до $1 - 2 \text{ м}^3/\text{ч}$, часто используются насосы с ручным приводом (рис.6.9). При притоке воды до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ водоотлив осуществляется забойным проходческим винтовым насосом ПВН-15М или подвесным насосом ПН-15А; при притоке воды до $25 \text{ м}^3/\text{ч}$ предусматривается применение забойного насоса Н-1М. Насосы обеспечивают напор до 40 м . Забойные насосы устанавливаются в зумпфе, в одном из углов забоя.

Схема установки подвесного насоса приведена на рис.6.25.

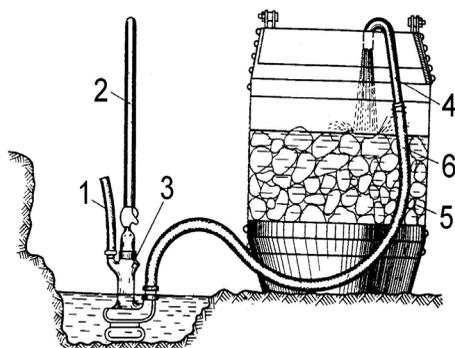


Рис.6.24. Заполнение бадьи водой с помощью забойного насоса: 1,2 – шланги подачи и отвода воздуха; 3 – насос; 4 – патрубок; 5 – бадья; 6 – шланг.

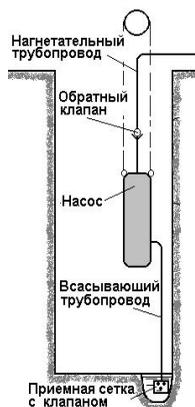


Рис.6.25. Схема установки подвесного насоса

Ликвидация шурфов. После окончания срока службы (выполнения геологоразведочной задачи) шурфы должны быть ликвидированы.

Как правило, шурфы глубиной до 20 м засыпают породой с помощью бульдозера, которая извлекалась при проведении выработки.

Шурфы глубиной выше 20 м разрешается перекрывать двумя полками из железобетона или металлических балок (швеллеры, двутавры, рельсы) (рис. 6.26). При этом один полук устанавливается на уровне устья шурфа, а второй – в кровле залегающая коренных пород, но не менее 10 м от поверхности.

Железобетонные полки

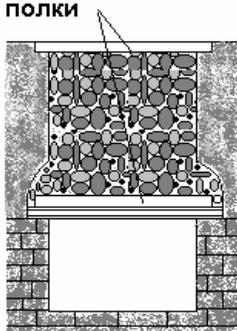


Рис.6.26. Ликвидация шурфа с использованием перекрытий

Если процесс опробования или другие работы в шурфе продолжают длительное время, то шурф следует оградить прочной изгородью высотой *не менее 2,5 м*.

При ликвидации шурфов извлекать венцовую крепь запрещено.

При извлечении каркасной крепи необходимо соблюдать ряд правил:

- до начала ликвидации шурфа крепь тщательно осматривается. При обнаружении больших перекосов и сдвигов крепь вынимать запрещается;
- извлекать крепь разрешается только отдельными секциями с поверхности при помощи копра и воротка (рис.6.27,а);

• перед срывом и подтягиванием кольца шурф необходимо с поверхности засыпать до уровня извлекаемого кольца (рис.6.27,б);

• если при извлечении крепи поверхность у устья будет проседать, дальнейшие работы по раскреплению шурфа прекращаются (рис.6.27,в).

• если при извлечении крепи поверхность у устья будет проседать, дальнейшие работы по раскреплению шурфа прекращаются (рис.6.27,в).

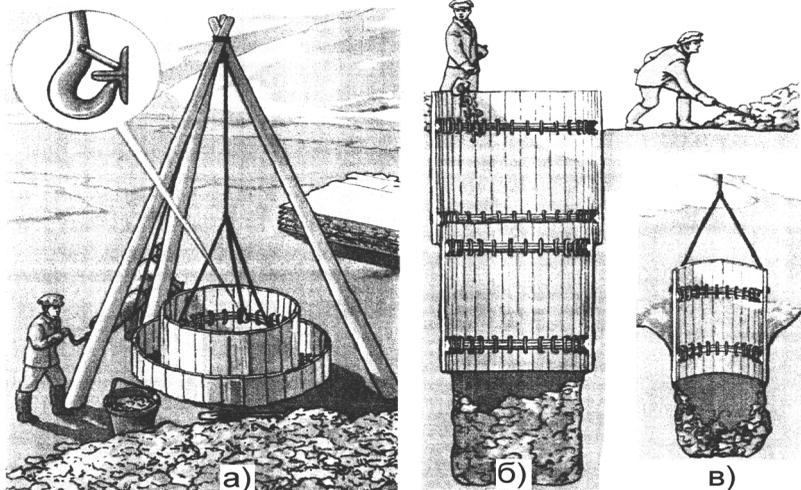


Рис.6.27. Ликвидация шурфов круглого сечения, закрепленных каркасной крепью

6.3. Буровзрывной способ проходки шурфов

Буровзрывная отбойка пород характерна при проходке шурфов в скальных и мерзлых породах; при пересечении шурфами, проходимыми в мягких и рыхлых породах, отдельных твердых пропластков пород; при углубке шурфов в коренные породы.

Проходческий цикл при этом способе состоит из *бурения, заряжания и взрывания шпуров, проветривания, погрузки и подъема горной массы, возведения крепи и вспомогательных операций.*

Для бурения шпуров в зависимости от крепости пород применяют ручные электрические сверла и переносные пневматические перфораторы. При небольших объемах работ и в труднодоступных районах нередко применяют мотобуры М-1 и мотоперфораторы М-1 «Смена», с отводом отработанных газов по жаропрочному шлангу.

При проходке одиночных или неглубоких шурфов с небольшой площадью поперечного сечения, в районах где отсутствует энергия для привода бурильных машин, шпуры бурят вручную (в мерзлых породах выдалбывают). Глубина их обычно небольшая (0,2-0,4 м – при долблении ломками; до 1 м – при бурении долотчатыми бурами с использованием легких кувалд).

Небольшая глубина шпуров, увеличенный их диаметр при долблении (до 12 см) и незначительная площадь поперечного сечения выработки (до 1,25 м²) позволяют ограничиваться шпуровыми комплектами из 2-5 шпуров.

В шурфах большого сечения, при бурении перфораторами или электросверлами, глубина шпуров достигает 1,2-1,4 м, а их расположение и количество принимаются в соответствии с выбранным типом вруба и площадью забоя.

При площади поперечного сечения до 2 м² комплект шпуров складывается из врубовых и оконтуривающих, при больших площадях сечения добавляются отбойные. В шурфах малой площади сечения при проходке в некрепких породах врубовые шпуры могут отсутствовать. Для создания врубовой полости применяют клиновой, пирамидальный, прямой и боковой врубы.

Щелевой и боковой врубы применяют в забоях шурфов с выраженной слоистостью, ориентированной трещиноватостью,

включением участков более слабых пород, тектонических нарушений.

Основные параметры комплекта шпуров при проходке шурфов устанавливаются по таким же методикам, как и при проведении горизонтальных выработок.

В качестве взрывчатого вещества используются обычные ВВ, допущенные для ведения взрывных работ в подземных условиях – чаще всего это *аммонит БЖВ* и *аммонит скальный*.

Взрывание должно производиться только с поверхности электрическим или электроогневым способом. Предпочтение следует отдавать электрическому способу. Электроогневой способ может применяться лишь в сухих условиях. Во избежание повреждения крепи и армировки шурфа рекомендуется применять электродетонаторы замедленного действия марок ЭД-ЗД или ЭД-ЗН. Соединение электродетонаторов последовательное, при этом следят, чтобы места соединения проводов не находились в воде.

Проветривание шурфа после взрывов осуществляют, в основном, нагнетательным способом с использованием вентиляторов марки СВЦ-78М с электрическим или бензиновым приводом. При проходке неглубоких шурфов могут использоваться вентиляторы с ручным приводом. Нередко при большом фронте работ, когда проходческое звено одновременно проходит несколько шурфов, или при односменной работе, применяется естественное проветривание.

Основные *параметры организации* работ при проведении шурфов устанавливаются по таким же методикам, как и при проведении горизонтальных выработок. В шурфах с площадью поперечного сечения *до 2 м²* бурением шпуров занимается один человек; при большей площади могут одновременно работать два бурильщика. Заряжает и взрывает шпуры взрывник или проходчик, имеющий право ведения взрывных работ. При значительном количестве шпуров на операцию зарядки и взрывания отводят примерно *30 мин* (на зарядку одного шпура затрачивают *2-3 мин*).

При двух- и трехсменной работе проветривание шурфа целесообразно приурочивать к перерыву между сменами; при односменной работе газообразные продукты взрыва могут удаляться из выработки, как отмечено выше, за счет диффузии или ветрового напора в течение нерабочих часов суток.

Перед началом уборки породы забой после проветривания осматривают и исправляют поврежденную при взрыве крепь; обирают незакрепленные стенки шурфа; откачивают воду, скопившуюся за время проветривания, если это необходимо. Породу грузят обычно вручную или механическими грузчиками. При достаточной площади сечения шурфа для подъема породы целесообразно использовать две бабды, при этом во время загрузки отцепленной от подъемного каната бабды другую, заполненную ранее породой, поднимают на поверхность, разгружают и опускают в шурф.

В крепких породах, обычно характеризующихся повышенной устойчивостью, шурф крепят со значительным отставанием от забоя, и процесс крепления в цикл проходческих операций часто не включают.

Установку крепи и армирование шурфа обычно осуществляют в специально выделяемые для этого смены, после выполнения нескольких проходческих циклов.

Проходческое звено обычно состоит из трех-четырех человек: один или двое работают в выработке, двое на поверхности. Иногда проходческая бригада работает по многозабойному методу одновременно на проходке нескольких шурфов. При этом обеспечивается лучшая организация работ и снижаются простои, связанные со взрывной отбойкой и проветриванием.

6.4. Машинный способ проходки шурфов

Машинный способ проходки шурфов характеризуется тем, что большинство технологических операций проходческого цикла механизированы, и осуществляются без спуска людей в забой шурфа. В первую очередь механизированы подъем породы и бурение шпуров. Кроме того, большинство шурфоходческих агрегатов снабжаются наборами различного необходимого для проходческих работ оборудования: вентилятором, насосом и др. При этом повышается безопасность работ и резко увеличивается скорость проходки шурфа.

Проведение шурфов грейферными установками. Рассматриваемый способ проходки шурфов обеспечивается грейферной установкой напорного типа УГШН-15 (до 15 м) и экскаватором

ЭО-4321 (до 10 м) с грейфером глубокого копания. Установки комплектуются сменными грейферами, что обеспечивает возможность проходки шурфов круглой ($S = 2 \text{ м}^2$), квадратной и прямоугольной формы ($S = 2-2,5 \text{ м}^2$).

Проходка шурфов с применением грейферных установок производится в породах I-IV категорий крепости без предварительного рыхления. Возможности установок позволяют использовать их для механизированной проходки шурфов в скальных породах до XII категории после предварительного рыхления буровзрывным способом.

Шурфы проходимые этими установками крепятся инвентарной крепью типа КШИ. Установка крепи производится после проходки шурфа на глубину 2 м. Затем устанавливается устьевая секция КШИ, и в дальнейшем, при помощи элементов подвески, монтируются несущие венцы. Стенки шурфа затягиваются досками. Спуск и подъем людей и элементов крепи осуществляется вспомогательным подъемным устройством ВПУ, входящим в комплект установок. Грузоподъемность ВПУ: 100 кг (УГШН-15) и 200 кг (ЭО-4321).

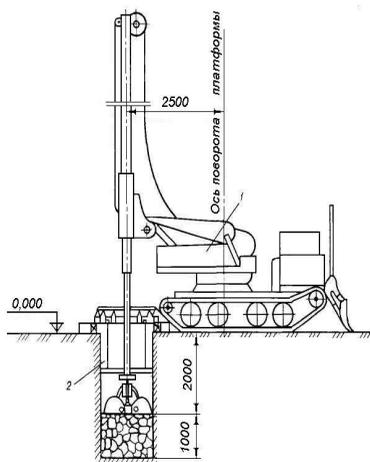


Рис.6.28. Схема проходки устья шурфа установкой УГШН-15

При выполнении работ в шурфе, проветривание его обеспечивается с помощью вентилятора СВЦ-78М, а водоотлив – насосом Н-1М. В комплекте установок предусмотрено оборудование для бурения шпуров (перфоратор ПП-63С), бадья БШ-0,12, предохранительный полок и подвесная лестница. На рис.6.28 показана схема проходки устья шурфа установкой УГШН-15.

Проходка шурфов бурением (бурение скважин большого диаметра – шурфоскважин) в последнее время получила достаточно широкое распространение. При этом значительно повышается производительность труда вследствие механизации всего комплекса работ, дос-

тигается значительная экономия материалов и энергоресурсов (возможность повторного использования крепи и др.), повышается безопасность производства работ, облегчается труд рабочих, а главное, циклический характер работ заменяется непрерывным процессом.

Для проходки шурфоскважин при ведении поисков и разведки месторождений применяются буровые установки: *специализированные, комбинированные и скважинные*.

При небольших объемах работ, в основном, используют установки для бурения скважин, а при значительных объемах – комбинированные и специализированные агрегаты (рис.6.29).

Специализированные	КШК-30А Ø 1,3 м Н= 30 м	КШС-40М Ø 1,3 м Н= 40 м	КШП-Ф-40А Ø 1,2-1,3 м Н= 40 м
	УБСР-25 Ø 0,715 м Н= 25 м	БКМ-483П Ø 0,3-1 м Н= 4 м	БМ-802С Ø 0,65 м Н= 8 м
Комбинированные	ЛБУ-50 Ø 1,05 м Н=15 м	УБМ-20А Ø 0,6 м Н= 20 м	АСУУБ-75 Ø 0,95 м Н=10 м
Скважинные	УРБ-2А; УРБ-3АМ; УГБ-50А; УКС-22; УКС-30; АВБ-ТМ и др.		

Рис.6.29. Установки для проходки шурфоскважин

Буровая установка КШК-30А (копатель шахтных колодцев) используется для проходки шурфов в рыхлых и мягких однородных породах, не содержащих валунов и гальки. Установка смонтирована на двухосном прицепе, и состоит из трубчатой вышки, привода, вращателя, лебедки и пульта

управления. Буровой инструмент – ковшевой шурфобур – сварной цилиндр с двумя режущими ножами, укрепленными в днище. Центральная часть забоя шурфа разбурируется пикобуром. Над цилиндрическим корпусом бура имеются два ножа расширителя. При спусках и подъемах инструмента ножи-расширители автоматически складываются.

Буровая установка КШС-40М предназначена, в основном, для проходки шахтных колодцев (при водоснабжении населенных пунктов и пастбищ), однако успешно используется и для проходки шурфов. Установка смонтирована на автомобиле «Урал-375», который транспортирует специально оборудованный автоприцеп с комплектом необходимого инструмента. Шурф проводят одновременно с креплением его железобетонными кольцами. В качестве бурового инструмента чаще всего используется шнековый бур.

Модернизированный копатель шахтных колодцев КШП-Ф-40А смонтирован на двухосном прицепе и транспортируется трактором Т-150К или К-701. Одновременно с бурением осуществляется обсадка колодца железобетонными кольцами.

Самоходная буровая установка УБСР-25М предназначена для бурения скважин большого диаметра при разведке талых россыпных месторождений, залегающих в сложных горно-геологических условиях (в мягких породах с включением валунов и гальки). Установка смонтирована на базе трелевочного трактора ТДТ-75 и состоит из мачты, ротора, лебедки и пульта управления. Комплектация установки позволяет реализовывать следующие способы бурения: медленно-вращательный ковшовым и шнековым бурами, ударно-захватным грейфером и долотом. Технология бурения позволяет применять любую схему крепления стенок скважины обсадными трубами: параллельно с бурением (бурение совмещается с креплением обсадными трубами путем их вращения и задавливания), с опережением или отставанием от забоя скважины башмака обсадных труб.

Буровая установка БКМ-483П (бурильно-крановая машина) предназначена для бурения шурфов в породах I-IV категорий. Вращение на бур передается от двигателя автомобиля ЗИЛ-130, на базе которого смонтирована установка. Подъем и спуск мачты крана, подача снаряда на забой и подъем его на поверхность осуществляется с помощью гидросистемы. Бур представляет собой двухлопастной шнек, снабженный сменными ножами, армированными твердым сплавом.

Буровая установка БМ-802С смонтирована на базе автомобиля КраЗ-266Б и предназначена для проходки шурфов в породах до V категории, содержащих гравийные включения до 15%.

Комбинированная буровая установка ЛБУ-50 состоит из бурового станка, смонтированного на шасси автомобиля ЗИЛ-130 или ЗИЛ-157К; лебедки планетарного типа, работающей от двигателя базового автомобиля; прицепа для перевозки вспомогательного оборудования и инструмента; гидравлического механизма подачи; кривошипно-шатунного ударного механизма. Установка укомплектована инструментом для бурения скважин шнеками (в том числе с отбором керна) и ударно-канатным способом, а также оборудованием для проведения шурфов. Мощная

гидросистема установки обеспечивает спуск и подъем мачты, перемещение вращателя, раскрытие бура и т.п.

Самоходная установка УБМ-20А смонтирована на тракторе ТТ-4 и предназначена для бурения скважин при поисках и разведке россыпных месторождений, залегающих в многолетне-мерзлых породах. В комплект породоразрушающего инструмента установки входит пневмоударник и пневмошарошечные буры.

Буровая установка АСУУБ-75 предназначена для бурения шурфов в устойчивых породах без крепления. Породоразрушающим и породоподнимающим инструментами являются ковшовые и шнековые буры, долото, забивные стаканы, желонка.

В отношении скважинных установок, то практически любая установка, предназначенная для бурения скважин, может быть использована для проведения шурфов после некоторого переоборудования. Наиболее удобными для этой цели установки перечислены на рис. 6.29. Работы по переоборудованию этих установок сводятся, как правило, к увеличению расстояния между опорами мачты и подъему ротора (вращателя) с тем, чтобы можно было разместить над устьем шурфа бур диаметром и высотой около 1 м; кроме того, обычно требуется уменьшить частоту вращения ротора (вращателя).

Обычно, *шурф крепят* по одной из двух схем: сверху вниз в процессе бурения или сразу на всю его глубину. Наиболее распространен второй способ. При этом цикл крепления включает две операции: монтаж кольца над устьем и спуск колонны на длину кольца. Демонтаж производится в обратном порядке.

После окончания геологической документации шурф засыпается породой, вынутой из шурфа и находящейся в отвалах.

Наименьшие затраты труда и времени на ликвидацию шурфа достигаются при использовании специальных металлических сеток, которые укладываются с двух сторон у устья. Порода, поднимаемая из шурфа, высыпается на сетки. После окончания работ, поднимая дальний конец сетки с помощью лебедки буровой установки, высыпают породу в шурф.

После засыпки шурфа и уборки оборудования площадку разравнивают и засыпают растительным слоем, предварительно убранном в сторону.

6.5. Геологические наблюдения при проходке шурфов

Геологические наблюдения включают измерение элементов залегания пород, описание и зарисовку обнажений, отбор образцов проб полезных ископаемых. Причем, сами наблюдения, в зависимости от сложности геологического строения и детальности исследований, могут производиться по всей выработке (непрерывные наблюдения), по отдельным участкам (прерывистые) или эпизодически, например, при встрече геологических нарушений.

На проведение геологических наблюдений отводится время между основными операциями проходческого цикла. Обычно после уборки породы.

Наблюдения (записи, зарисовки) непосредственно в выработке заносятся в пикетажные книжки, а затем в процессе камеральных работ переносятся в журналы геологических наблюдений.

Метод отбора и объем отбираемых проб зависит от вида полезного ископаемого и сложности залегания рудных тел.

Шурфы, проводимые в пологопадающих рудных телах с углом падения *до* 30° , опробуются бороздовым или, реже, шпуровым методом. Борозды или шпуровые пробы располагают перпендикулярно к плоскости рудных тел. Бороздовые пробы отбирают от двух противоположных стенок, пересекающих рудное тело вкрест простирания.

При проходке шурфов на месторождениях с равномерным распределением полезных компонентов, для пробоотбора используется одна борозда, располагаемая на уровне, удобном для взятия пробы со стенки выработки.

При неравномерном оруденении для пробоотбора используется две борозды.

Бороздовые пробы отбивают механическим (специальными пневматическими молотками ОМСП-5) или ручным способом.

При шпуровом опробовании отбирается буровой шлам из шпуров, пробуренных специально для отбора проб. Обычно шпуровое опробование применяется в комбинации с бороздовым.

При пересечении шурфом пород с углом падения *более* 30° проводится только бороздовое опробование. Борозды располагают перпендикулярно к плоскости падения рудных тел.

При пересечении пород, залегающих под углом падения более 60° шурфы опробуются бороздовым или задирковым методом, в зависимости от мощности рудных тел. Борозды располагают горизонтально на противоположных стенках, перпендикулярно простиранию залежи, в шахматном порядке.

Задирковые пробы отбираются путем отбойки кусков породы в диаметре от 5 до 20 см. Масса задирковой пробы колеблется от 50 до 200 кг.

7. Проходка стволов разведочных шахт

Шахтный ствол – вертикальная (наклонная) подземная выработка, проходима с земной поверхности и предназначенная для обслуживания горных работ в пределах шахтного поля.

Стволы шахт являются основной выработкой, соединяющей поверхность земли с горными работами, связанными с разведкой и добычей полезных ископаемых. По стволу осуществляется подача в шахту свежего воздуха, спуск и подъем людей, материалов и оборудования, а также прокладываются трубопроводы, электрические и телефонные кабели и др.



Рис.7.1. Состав работ подготовительного периода

Проходке ствола предшествует подготовительный период, который включает *внутриплощадочные* и *внеплощадочные* работы. Состав отмеченных работ подготовительного периода приведен на рис.7.1. При этом объем внеплощадочных работ зависит главным образом от освоенности района.

В подготовительный период строятся административно-бытовые здания и вспомогательные сооружения, необходимые для проходки ствола.



Рис. 7.2. Факторы, влияющие на продолжительность подготовительного периода

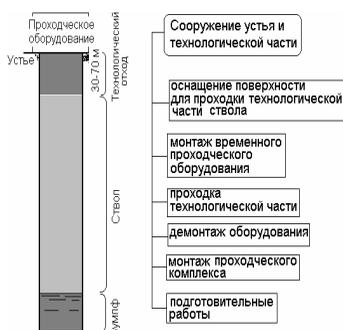


Рис. 7.3. Структура ствола и перечень работ по сооружению устья и технологической части ствола

Продолжительность подготовительного периода зависит от разнообразных факторов, главные из которых приведены на рис.7.2.

У ствола шахты различают *устье* (верхняя часть, прилегающая к поверхности), собственно *ствол* и *зумпф* (нижняя часть, служащая для сбора воды, стекающей по стволу, а на добычных шахтах – для размещения скипов при загрузке их породой) (рис.7.3).

При проведении ствола проходческим комплексом необходим, так называемый, *технологический отход* – приустьевая часть ствола длиной 30-70 м для монтажа оборудования. Обычно, с завершением сооружения технологической части заканчивается также оснащение поверхности для проходки самого ствола. Необходимый комплекс работ по сооружению устья и технологической части (рис.7.3) определяется как условие обеспечения начала проходки ствола с заданной скоростью.

7.1. Типоразмеры и армировка стволов шахт

В практике геологоразведочных работ стволы разведочных шахт имеют прямоугольную и круглую форму.

Прямоугольная форма главным образом применяется при сроке службы ствола до 10-12 лет, при проходке в горных породах не ниже средней устойчивости. Стволы крепят, как правило, древесиной используя сплошную венцовую или подвесную крепь.

Круглая форма сечения применяется при сооружении стволов сроком службы *более 10 лет*. Такие стволы закрепляются бетоном (набрызгбетоном).

Типоразмеры стволов прямоугольной формы приведены в табл.7.1, а круглой формы – в табл.7.2.

Таблица 7.1

Типоразмеры стволов разведочных шахт прямоугольной формы с деревянной крепью

Типоразмер	Площадь сечения, м ²		Вид подъема. Типоразмер бадьи, клетки (вагонетка <i>тах</i> вместимости)	Глубина ствола, м
	вчерне/свету	<i>Сплошная Подвесная</i>		
I	6,9/4,9	7,6/4,9	Однобадьевой. БПН-0,75	До 100 м
II	8,9/6,7	9,7/6,7	1-клетевой. 1УКН1,4-1; 1НВ140-2,3 (ВГ-0,7)	До 100 м
III	12,7/9,8	13,1/9,4	2-клетевой. 1УКН1,4-1; 1НВ140-2,3 (ВГ-0,7)	До 200 м
IV	14,2/11,3	14,5/10,8	2-клетевой. 1УКН1,9-1 (ВГ-1,1)	До 300 м

Таблица 7.2

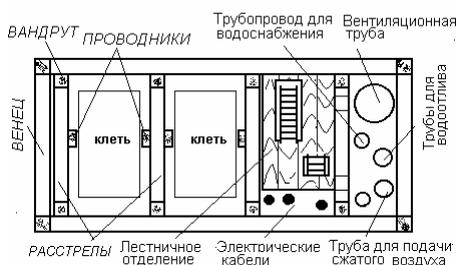
Типоразмеры стволов разведочных шахт круглой формы

Типоразмер	Площадь сечения, м ²		Вид подъема. Типоразмер клетки (вагонетка <i>тах</i> вместимости)
	вчерне	свету	
I	3,5	12,6	1-клетевой. 1УКН1,4-1; 1НВ140-2,3 (ВГ-0,7)
II	4,0	15,9	2-клетевой. 1УКН1,4-1; 1НВ140-2,3 (ВГ-0,7)
III	4,5	19,6	2-клетевой. 1УКН1,9-1; (ВГ-1,1)
IV	5,0	23,7	2-клетевой. . 1УКН 2,55-1; 1НВ-255-3,2 (ВГ-1,4)
V	5,5	28,3	2-клетевой. . 1УКН 2,55-1; 1НВ-255-3,2 (ВГ-1,4)

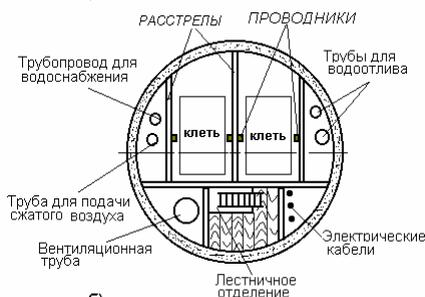
Основная форма типовых сечений стволов разведочных шахт прямоугольной формы со сплошной деревянной крепью по-

казаны на рис.7.4,а, круглой формы - на рис.7.4,б. Типовые сечения стволов с подвесной крепью, аналогичны типовым сечениям со сплошной деревянной крепью, а отличаются от них лишь наличием затяжки между крепью и стенками ствола и креплением проводника для левой клетки в стволах III и IV типоразмеров не к расстрелу, а непосредственно к крепи.

Для обеспечения нормальной эксплуатации шахты необходимо подать в шахту сжатый воздух, установить средства водоотлива, источники энергии, установить подъемные сосуды для выдачи полезного ископаемого и, для подъема и спуска людей. Для размещения вышеперечисленных средств постоянного или проходческого оборудования устанавливают *армировку*. К элементам армировки относятся *прогоны (вандруты)* (в стволах с деревянной крепью) *расстрелы, проводники, лестничные отделения, конструкции для крепления труб и кабелей*.



а)



б)

Рис.7.4. Элементы армировки стволов разведочных шахт

При проходке стволов с деревянной крепью используется жесткая армировка, элементы которой выполняются деревянными (рис.7.4,а). В качестве прогонов и расстрелов применяют брусья из сосны или лиственницы сечени-

Прогон (вандрут) является элементом крепи, который располагается вдоль выработки, служит для крепления расстрелов и для придания всей системе крепи устойчивости (пространственной жесткости).

Расстрелы предназначены для крепления в стволе проводников, труб сжатого воздуха, водоотлива, а также полков лестничных отделений.

Проводники служат для направления подъемных сосудов.

При проходке стволов с деревянной крепью используется жесткая армировка, элементы которой выполняются деревянными (рис.7.4,а). В качестве прогонов и расстрелов применяют брусья из сосны или лиственницы сечени-

ем 200×200 мм, в качестве проводников – брусья сечением 150×150 , 140×160 и 160×180 мм.

При проходке стволов разведочных шахт круглого сечения с бетонной крепью используется жесткая *смешанная* или *металлическая* армировка. *Смешанную* армировку возводят в стволах глубиной до 400 м, оборудованных подъемными сосудами небольшой емкости. При этом в качестве расстрелов используют двутавровые балки №14 и швеллеры №20 и №22, а для проводников - те же брусья, что и при деревянной армировке. Деревянные проводники прикрепляют к металлическим расстрелам при помощи болтов (рис.7.5,а). При *металлической* армировке в качестве расстрелов применяют тот же сортамент проката, что и при смешанной армировке, а для проводников – рельсы Р-34 или Р-38. Металлические проводники прикрепляют к металлическим расстрелам при помощи специальных соединительных скоб (рис.7.5,б).

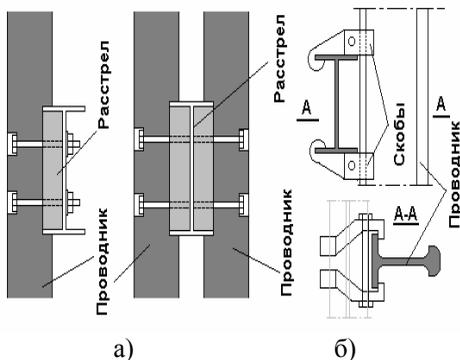


Рис.7.5. Присоединение проводников к расстрелам

литыми, или из листовой стали толщиной 10 мм. *При использовании железобетонных тубингов концы расстрелов, как правило, заводят в выдолбленные в кессонах лунки, либо укрепляют также как и при креплении стволов металлическими тубингами.

По рис.7.6, стойки 9 установлены на период закрепления нижнего расстрела.

Расстрелы в стволе устанавливают ярусами. Расстояние между ярусами при металлических проводниках принимают

На рис.7.6 показана жесткая металлическая армировка ствола круглой формы, закрепленного металлической тубинговой крепью 1. Концы расстрелов 2 установлены на горизонтальные ребра жесткости тубингов и прикреплены к ним при помощи опорных башмаков 10. Последние изготавливаются

кратным длине проводников (стандартные расстояния между ярусами расстрелов равны 3,125 или 4,167 м). При использовании деревянных проводников расстояние между ярусами составляет 1,5-2 м независимо от длины проводников.

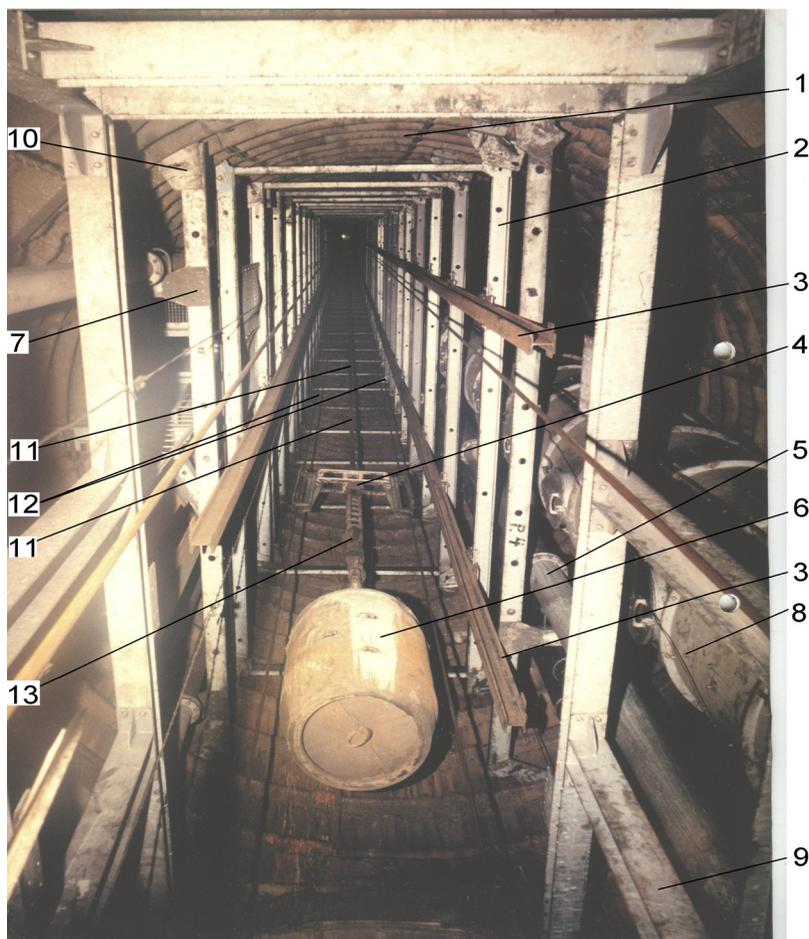


Рис.7.6. Элементы армировки ствола круглого сечения (фото с нижнего горизонта)

Металлические проводники 3 чаще всего выполняются из рельсов, которые прикрепляются к расстрелам зажимными скобами. Стыки проводников размещаются либо против середины расстрелов, либо между расстрелами. При любом способе стыко-

вания между проводниками оставляют зазоры величиной 4-5 мм на случай изменения их длины при температурных колебаниях, а также для удобства замены проводников (при износе более 8 мм на сторону).

Крепление трубопроводов (вентиляционные трубы 8, водоподъемные трубы 5) по рис.7.6 выполнено с помощью опорных колен 7, устанавливаемых на расстрелах.

Комплекс подъемного оборудования в процессе проходки ствола по рис.7.6 включает подъемный канат 11, прицепное устройство 13, бадью 6, направляющие канаты 12, направляющую рамку 4. *Направляющая рамка служит для направления движения бадьи 6 по канатам 12, не допуская их раскачивания во время движения по стволу.*

Элементы лестничных отделений, трубопроводы сжатого воздуха, водоотлива, кабели, независимо от типа армировки крепят к расстрелам.

Устройство лестничного отделения производится с полка одновременно с установкой расстрелов. Для ускорения и уменьшения объема работ в стволе, лестничные расстрелы опускаются в ствол с уже приболченными к ним деревянными брусками для крепления полковых щитов. Спуск лестниц в ствол производится на прицепном устройстве подъемного каната. При металлической или смешанной армировке применяют лестницы из металла, а при деревянной армировке – из древесины. Параметры лестниц и элементов лестничного отделения аналогичны применяемым при проходке глубоких шурфов (рис.6.5).

Прокладка кабелей в стволе производится в соответствии с требованиями Правил безопасности. Кабель в стволе прокладывается в местах, исключающих опасность его механического повреждения. Как правило, кабель прокладывается в лестничных отделениях, где обеспечивается возможность удобного его осмотра и обслуживания.

7.2. Сооружение устья ствола

Устье в общем случае служит фундаментом копра, опорой для подвески временной крепи и оборудования при проходке технологического отхода ствола. В устье размещают вентиляци-

онные и калориферные каналы, а также каналы для прокладки кабелей и труб различного назначения. Для предохранения подтопления ствола поверхностными водами устье возводят на 200 мм выше земной поверхности.

Устья стволов разведочных шахт, с проектной длиной проходимых из них выработок более 100 м, независимо от устойчивости и крепости пород, должны быть закреплены сплошной негорючей крепью или крепью с огнестойким покрытием. Для стволов разведочных шахт прямоугольного сечения устье устраивается на глубину 5 м; для стволов круглого сечения – на глубину 10 м. Материалом крепи устьев может быть древесина (при неглубоких стволах малого поперечного сечения), монолитный бетон или железобетон, металлические или железобетонные тьюбинги (в слабых и малоустойчивых породах).

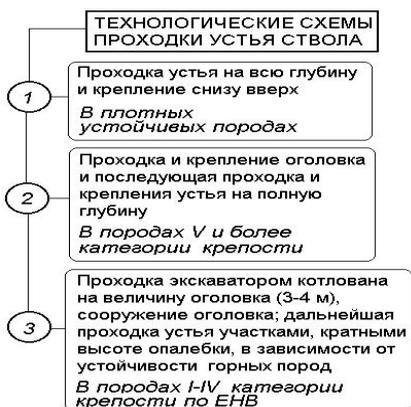


Рис. 7.7. Технологические схемы проходки устья ствола



Рис. 7.8. Рытье котлована под оголовок ствола диаметром в свету

Проходка устья начинается с фиксирования центра ствола шахты. На расстоянии 20-25 м от ствола закладываются осевые реперы, определяющие его центр.

Проходку и крепление устья ствола производят по трем технологическим схемам (рис.7.7).

Выемку породы при сооружении котлована рекомендуется производить экскаваторами ЭО3322А или Э5015А, оборудованных обратной лопатой с ковшом вместимостью 0,4-0,5 м³ (рис.7.8).

После закрепления оголовка устья бетонной крепью, периферийная часть котлована (до крепи) засыпается оставленной породой бульдозером (рис.7.9). Устье неглубоких разведочных стволов разрешается крепить деревом, покрываемым слоем торкретбетона.

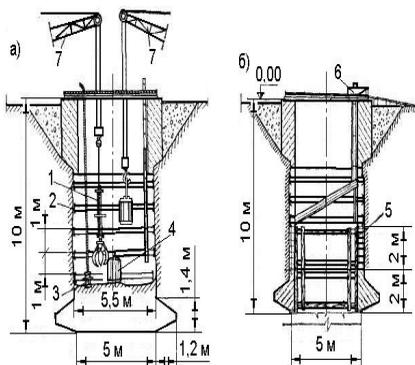


Рис. 7.9. Проходка устья ствола диаметром в свету 4,5 м: 1 – рейферный грузчик; 2 – кольцо временной крепи из двутавра; 3 – забойный насос; 4 – бадья; 5 – опалубка; 6 – приемный бункер для бетона; 7 – автомобильный кран

Для последующей проходки устья и всего ствола, на оголовки устанавливается нулевая рама. Рама состоит из металлических или деревянных балок, соединенных между собой болтами, и металлического и деревянного настила. Проемы в раме для пропуска проходческого оборудования оснащают лядами. В створках ляд предусматривают вырезы для пропуска канатов, на которых подвешивается проходческое оборудование.

При сооружении устьев стволов в породах I-IV категории крепости, после закрепления верхней части устья, погрузку породы в бадю в стволах сечения до 13 м² следует производить вручную; в стволах с большей площадью сечения – рейферным грузчиком КС-3М с предварительным рыхлением, при необходимости, отбойными молотками слоями 0,2-0,3 м.

При сооружении устьев стволов в более крепких породах целесообразно применять буровзрывные работы (при глубине шпуров не более 1,5 м).

Для спуска и подъема бадь с грузом, подвески рейферного грузчика, спуска грузов и производства монтажных работ рекомендуется использовать автомобильные краны с грузоподъемностью и вылетом стрелы, удовлетворяющим условиям выполнения работ.

Водоотлив при сооружении устья следует осуществлять пневматическими забойными насосами. Сжатый воздух целесообразно подавать по трубам от передвижных компрессорных станций.

Бетонирование устьев разведочных шахт осуществляется с использованием деревянных и металлических разборных опалубок.

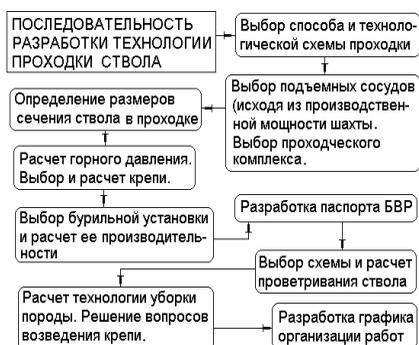


Рис.7.10. Последовательность разработки технологии проходки ствола

7.3. Технологические схемы проведения стволов

Проведение ствола включает три основных вида работ: выемку породы, возведение постоянной крепи и устройство армировки.

В зависимости от последовательности и характера работ в звеньях по выемке породы и возведению постоянной крепи можно выделить четыре технологические схемы проведения стволов: *последовательную, параллельную, параллельно-щитовую, совмещенную и проходку ствола с одновременным армированием.*

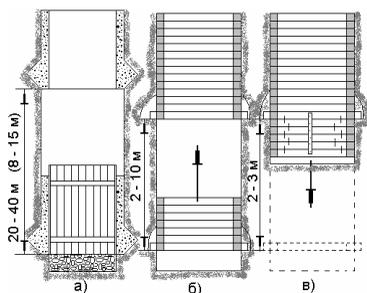


Рис.7.11. Последовательная технологическая схема проходки ствола

После сооружения устья ствола приступают к выполнению работ по проходке непосредственно ствола шахты в соответствии с проектом на производство работ.

Обобщенно последовательность и этапы проектирования технологии проведения ствола приведены на рис.7.10.

Последовательная технологическая схема (рис.7.11) характеризуется проходкой ствола на глубину звена и прекращением работ по выемке породы для возведения (взамен временной) постоянной крепи. Последовательная технологическая схема распространена на горно-разведочных работах при проходке неглубоких стволов с деревянной крепью. При этом, в зависимости от устойчивости сте-

нок, длина звена до установки опорного венца колеблется от 2 до 10 м. Поскольку чаще всего временную крепь в забое не применяют, то длина звена не превышает 3-4 м (рис.7.11,б).

Если встречаются участки крайне неустойчивых пород, то после установки опорного венца в более плотные породы, к нему подвешивают на строительных скобах рядовые венцы, производя крепление *сверху-вниз*. Элементы венца заводят поочередно и расклинивают со стороны забоя перед забивкой скоб. Кроме скоб венцы сшивают металлическими полосами длиной 1-1,5 м и толщиной 10 мм (рис.7.11,в).

При использовании бетонной крепи, в зависимости от устойчивости пород, высота звена достигает 20-40 м (с временной крепью) и 8-15 м - (без крепи) (рис.7.11,а).

Параллельная технологическая схема (рис.7.12) характеризуется одновременным производством работ в двух звеньях - по выемке породы (в нижнем звене) и возведению постоянной крепи снизу-вверх (в звене, располагающемся над нижним). Как правило, длина звена не превышает 40 м. Постоянную крепь возводят с предохранительного полка. Такую схему применяют при глубине ствола 150-200 м и диаметре не более 4,5 м.

Параллельно-щитовая схема (рис.7.13) напоминает параллельную схему. Возведение постоянной крепи и выемку породы ведут одновременно в одном звене без применения временной крепи.

Работы в забое ствола ведутся под защитой передвижного щита, выше которого возводится постоянная крепь. Щит выполняет функцию предохранительной оболочки, укрывающей наиболее уязвимые детали опалубки и свежееуложенный бетон от воздействия взрыва, а также обеспечивает удобство и безопасность работ по укладке бетона.

Основным недостатком параллельно-щитовой схемы является усложнение проходческого оборудования и увеличение его количества. Кроме того, при этой схеме требуется значительное повышение первоначальных затрат на подготовительное оснащение ствола к проходке. Применение схемы возможно при наличии достаточно устойчивых боковых пород, исключаящих зажим щита, поскольку, в отличие от временной крепи, щит не раскрепляет боковые породы и не исключает их обрушение (между щитом и стволом имеется зазор 150-200 мм). Параллельно-щитовая

схема может быть рекомендована при сооружении глубоких стволов, в этих условиях значительные первоначальные затраты оправдываются высокими скоростями проходки.

Совмещенная схема проходки (рис.7.14) характеризуется производством работ по выемке породы и возведению непосредственно в забое (с помощью передвижной опалубки) постоянной монолитной бетонной крепи. При совмещенной схеме временную крепь не устанавливают. При работах по этой схеме последовательно выполняют операции по возведению постоянной крепи и выемке породы; совмещают операции по возведению постоянной крепи и уборке породы; параллельно выполняют операции по укладке бетонной крепи за опалубку и погрузку породы. Несмотря на отсутствие полного совмещения во времени операций по выемке породы и возведению постоянной крепи эта схема является наиболее простой и универсальной и является основной при проходке стволов любого диаметра и глубины в породах различной крепости.

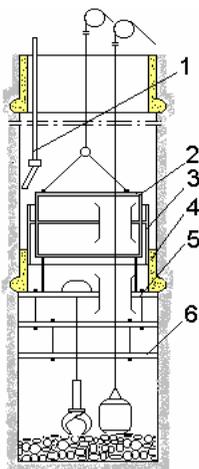


Рис.7.12. Параллельная схема проходки ствола:
1 – бетонопровод;
2 – подвесной полок;
3 – подвесная опалубка; 4 – опорный венец;
5 – натяжной полок;
6 – временная крепь

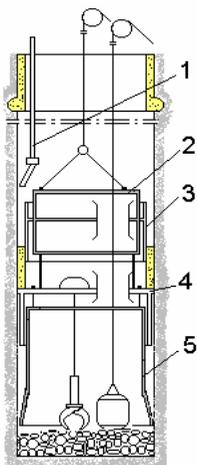


Рис.7.13. Параллельно-щитовая схема проходки ствола:
1 – бетонопровод;
2 – подвесной полок;
3 – подвесная металлическая опалубка; 4 – поддон; 5 – щит

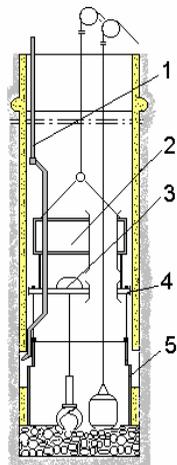


Рис.7.14. Совмещенная схема проходки ствола:
1 – бетонопровод;
2 – подвесной полок;
3 – лебедка; 4 – натяжной полок; 5 – щит

Проходка стволов с параллельным армированием характеризуется совмещением процессов выемки породы и возведения постоянной крепи с производством работ по армированию ствола. По существу, эта схема является разновидностью совмещенной, дополненной последовательным армированием ствола заходками сверху (участками с *остановкой* проходческих работ на период армирования), с использованием постоянных проводников для работы проходческих подъемов. На практике эта схема применяется как частичное армирование, когда устанавливаются только постоянные расстрелы (обычно боковые), которые используются для навески проходческих трубопроводов.

Преимуществом схемы одновременной проходки и армирования ствола являются: устранение дополнительных работ и затрат на переоборудование ствола для армирования его после проходки; сокращение числа канатов для проводников и проходческих лебедок, что влияет на проходку ствола при стесненных условиях.

К недостатком этой схемы следует отнести ограниченную возможность применения бадей большого объема, которые не удастся разместить при наличии постоянной армировки, и сложность применения породопогрузочных машин с механическим вождением грейфера.

7.4. Способы и технологические процессы проведения стволов

В зависимости от горно-геологических и горно-технических условий, устойчивости пересекаемых пород и обводненности массива проходку ведут обычным или специальным способами. *Обычным способом* стволы проходят в устойчивых слабообводненных породах (как правило, при водопритоке до 30 м³/ч), *специальным* – в неустойчивых породах со значительным притоком воды, удалить которую из забоя средствами проходческого водоотлива невозможно.

Обычный способ характеризуется непосредственной выемкой породы при постоянной откачке воды и закреплением пройденных участков ствола. При сооружении стволов в породах с

коэффициентом крепости $f > 3$ общепринятым способом разрушения горных пород является буровзрывной.

Технология проведения стволов состоит из следующих процессов: буровзрывные работы, проветривание забоя, водоотлив, уборка породы (погрузка и подъем), установка временной или постоянной крепи.

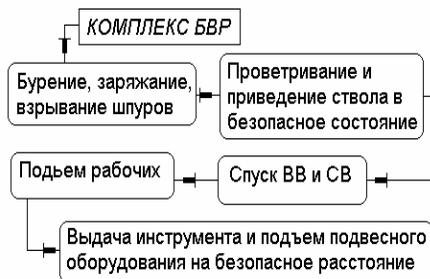


Рис. 7.15. Комплекс буровзрывных работ

В комплекс буровзрывных работ входят операции, отмеченные на рис. 7.15.

Для бурения шпуров используются перфораторы ПР-30ЛС, ПР-24ЛС, ПР-25 МВ. При

проходке обводненных пород рекомендуется использовать ручные перфораторы ПП-63С или ПП-63 СВП.

В стволах круглой формы и большого поперечного сечения целесообразно применять ствольные бурильные установки для группового бурения типа БУКС или СМБУ, а также установками с упрощенной навеской бурильных машин БУ-1 непосредственно на грейфере погрузочной машины. Число перфораторов, находящихся в одновременной работе соответствует условию: в обычных условиях проходки - 4 м^2 , а на скоростных - $1,5-3 \text{ м}^2$ сечения ствола на один перфоратор.

При проведении стволов наибольшее распространение имеют клиновые и конические врубы, реже используются прямые (цилиндрические врубы).

В стволах прямоугольного сечения отбойные шпуров пробуривают вертикальными рядами, а в стволах круглого сечения они располагаются по окружностям.

Ориентировочно, диаметр окружности для врубовых шпуров принимают равным $0,25-0,3$ диаметра ствола в проходке, а расстояние между остальными окружностями шпуров - $0,6-1,1 \text{ м}$. Число врубовых шпуров, в зависимости от крепости пород и формы вруба, принимают равным от 5 до 10 (табл. 7.3).

По обобщенным практическим данным число шпуров на $1 м^2$ сечения ствола в зависимости от диаметра патронов коэффициента крепости (f) составляет $1-1,72$ шпура (табл.7.4).

Таблица 7.3

Рекомендуемое число шпуров при проходке ствола

Взрывчатое вещество	Диаметр патронов, мм	Число шпуров на $1 м^2$ сечения ствола, для различных f	
		3 - 6	7-20
Скальный аммонит №1	45	1 - 1,1	1,1
Аммонит БЖВ	36	1,43 - 1,57	1,57 - 1,72

Таблица 7.4

Диаметр окружности врубовых шпуров и число врубовых шпуров при коническом и цилиндрическом врубах

Параметр				
Коэффициент крепости (f)	< 6	< 6	7 - 20	7 - 20
Площадь сечения ствола, $м^2$	<7	>7	<7	>7
Диаметр окружности, м (при диаметре патронов 36 мм)	1,6-2	1,8-2,2	1,6-2	1,8-2,2
Диаметр окружности, м (при диаметре патронов 45 мм)	1,8-2,2	2-2,6	1,8-2,2	2-2,6
Число врубовых шпуров (при диаметре патронов 36 мм)	5-6	6-7	6-8	8-10
Число врубовых шпуров (при диаметре патронов 45 мм)	4-5	5-6	5-6	6-7

При прямоугольном сечении параметры комплекта шпуров рассчитываются по такой же методике, что и при проведении горизонтальных выработок.

Целесообразными глубинами шпуров при проведении стволов считаются $2,5-3,0$ м при диаметре ствола $6,5$ м и более и $2,0-2,5$ м при меньшем диаметре. Коэффициент использования шпуров при такой глубине составляет $0,85-0,9$. При меньших глубинах шпуров возрастают потери времени и трудовые затраты на 1 м проведения ствола в общем цикле работ за счет роста объема вспомогательных операций.

При проведении стволов целесообразно применение шпуровых зарядов увеличенного диаметра, обычно 36-45 мм.

Полная продолжительность (T_1) бурения шпуров по забою ствола определяется по формуле:

$$T_1 = \frac{N}{M_1 \alpha_1} \left(\frac{l}{V_T} + t_1 \right),$$

где N – число шпуров по забою; M_1 - число одновременно работающих бурильных машин; α_1 - коэффициент одновременности работы бурильных машин ($\alpha = 0,85$ для ручных перфораторов; $\alpha_1 = 0,75$ – для бурильных установок); t_1 - средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура, мин (табл.7.5); V_T - средняя техническая скорость бурения:

$$V_T = V_0 K_{cp},$$

где V_0 - начальная техническая скорость бурения (табл.7.6); K_{cp} - коэффициент средней скорости бурения (табл.7.7)

Таблица 7.5

Средняя продолжительность вспомогательных операций на

l шпур

Оборудование	Глубина шпуров, м	t_1 , мин
Перфораторы	1 – 1,5	3 – 4
	2 - 3	5 – 7,5
	3,5 – 4,5	8 - 11
Бурильные машины типа БУ	1 – 3	2,5 – 3
	3,5 – 4,5	3,5 – 5,5

Таблица 7.6

Начальная техническая скорость V_0 , м/мин

Оборудование	Коэффициент крепости (f)		
	3 - 6	7 - 9	10- 16
Ручные перфораторы	0,38 – 0,52	0,22 – 0,32	0,11 – 0,16
Бурильные установки типа БУ-1	1,4 - -2,0	0,8 – 1,2	0,5 – 0,7

Таблица 7.7

Коэффициент средней скорости бурения K_{cp}

Оборудование	Глубина шпура, l , м				
	1	2	3	4	5
Ручные перфораторы	1	0,92	0,85	0,77	0,70
Бурильные установки типа БУ-1	1	0,97	0,93	0,90	0,86

В качестве ВВ применяют, главным образом, *скальный аммонит*, а также *аммонит бЖВ*, а в качестве забойки – *гранулированный шлак*.

Взрывание короткозамедленное и замедленное с применением электродетонаторов. Взрывание обеспечивается с поверхности или с действующего горизонта. В последнем случае лица, осуществляющие взрывание, должны находиться в выработке со свежей струей воздуха.

Общая продолжительность заряжания и взрывания, включая подъем проходческого оборудования на безопасную высоту (T_2), устанавливается по формуле:

$$T_2 = \frac{N\tau_2}{M_2\alpha_2},$$

где $\alpha_2 = 0,75-0,85$ - коэффициент средней численности проходчиков на зарядании, учитывающий сокращение их числа на стадии монтажа взрывной сети; M_2 - число проходчиков, участвующих в зарядании; τ_2 - общие затраты времени на зарядание одного шпура, включая монтаж электросети и ее проверку, *мин*.

Величину M_2 устанавливают по удельной площади забоя, приходящейся на одного заряжающего – $6-9 \text{ м}^2$. Продолжительность зарядания одного шпура при патронах диаметром 45 мм и забойке из гранулированного шлака (*мин*): $\tau_2 = 4 + 1,1l$.

Для определения общей продолжительности буровзрывных работ ($T_{бв.р}$) целесообразно суммировать продолжительность всех подготовительно-заключительных и разовых операций ($\sum t_{n-3}$, табл.7.8), не зависящих от глубины шпуров (несовмещенных во времени с выполнением основных работ).

$$T_{\text{бв.р}} = \frac{N}{M_1 \alpha_1} \left(\frac{l}{V_T} + t_1 \right) + \frac{N}{\alpha_2 M_2} \tau_2 + \sum t_{n-3}, \text{ мин.}$$

Длительность ПЗО буровзрывного комплекса, в общем случае, не превышает 1,5-2 ч; а при использовании установок типа БУКС, СМБУ или БУ-1 составляет 2-3 ч.

Выбранные параметры буровзрывного комплекса и организация работ оценивается величиной удельных затрат времени, приходящихся на l м подвигания выработки ($T_y^{\text{бв.р}}$):

$$T_y^{\text{бв.р}} = \frac{1}{\eta l} \left[\frac{N}{M_1 \alpha_1} \left(\frac{l}{V_T} + t_1 \right) + \frac{N}{\alpha_2 M_2} \tau_2 + \sum t_{n-3} \right], \text{ мин.}$$

Таблица 7.8

Суммарные затраты времени на ПЗО ($\sum t_{n-3}$, мин)

Операция в проходческом цикле	$\sum t_{n-3}$
Спуск, подсоединение и выдача бурового оборудования:	
ручные перфораторы	10-15
бурильные установки	40-60
Спуск в ствол и выгрузка на забое ВМ и забоечного материала	10-15
Подъем оборудования на безопасную высоту и выезд смены на поверхность:	
грейферные погрузчики с ручным вождением	10-15
погрузчики с механическим вождением	15-25
Проветривание	15-30
Спуск оборудования и приведение ствола в безопасное состояние	20-30

Проветривание шахтных стволов глубиной до 200 м в процессе их проходки обеспечивается с помощью одного вентилятора типа ВМ-6М; при больших глубинах - вентиляторной установкой, состоящей, как правило, из 2-х вентиляторов, установленных на расстоянии 20-30 м от устья ствола, реализующих нагнетательный способ проветривания. При этом более мощный вентилятор включают при проветривании после взрывных работ, а менее мощный – работает все остальное время. При значитель-

ных глубинах шахтного ствола (до 700 м) целесообразно применять комбинированный режим работы этих вентиляторов, т.е. в течение 20-30 мин после взрывных работ более мощный вентилятор, как правило ВЦО-1,5, работает на всасывание, удаляя продукты взрыва, а затем в течение смены работает менее мощный вентилятор (ВМ-6М), осуществляя нагнетательное проветривание.

Для проветривания стволов применяют также осевые вентиляторы «Проходка 500-2М», СВМ-4М, СВМ-5М, СВМ-6М и центробежные ВМЦ-8, ВЦ-11М, ВЦД-16М, ВЦПД-8, ВЦП-16. Продолжительность проветривания, как правило, составляет 15 – 25 мин.

Для расчета расхода воздуха используются методы, разработанные для горизонтальных выработок с учетом имеющей место обводненности забоя ствола.

Расход воздуха (Q_3), обеспечивающий проветривание шахтного ствола, рассчитывается по газовому и пылевому факторам и проверяется по минимальной скорости движения воздуха в стволе. За расчетное принимается наибольшее значение расхода.

Расчет Q_3 по газовому фактору при взрывных работах осуществляется по формуле:

$$Q_3 = \frac{2,3k_c}{t} \sqrt{AS^2L^2b},$$

где k_c – коэффициент, учитывающий обводненность и наличие естественного воздухообмена ствола шахты.

Расчет Q_3 по пылевому фактору, согласно рекомендаций А.П. Янова, производится по формуле:

$$Q_3 = q_n m k_n,$$

где $q_n = 1,2 \text{ м}^3/\text{с}$ - нормативный расход воздуха на ручной перфоратор; m - число одновременно работающих перфораторов; $k_n = 0,6$ - коэффициент, учитывающий условия бурения шпуров.

Проверка значения расхода воздуха по минимальной скорости (не менее 0,15 м/с), выполняется по формуле:

$$Q_3 = 0,15S.$$

Оптимальная скорость воздушного потока уменьшается с увеличением диаметра и продолжительности эксплуатации воздуховода.

Диаметр постоянного вентиляционного трубопровода, прокладываемого в стволе для проветривания проводимых из него выработок, определяется по формуле:

$$d = 1,13 \sqrt{\frac{m_{cm} B}{V_{onm}}},$$

где m_{cm} - среднее число вагонеток, выдаваемых по стволу в смену; V_{onm} - оптимальная скорость движения воздуха по трубопроводу, м/с (табл.7.9); B - необходимый расход воздуха на вагонетку, м³/с (табл.7.10).

Таблица 7.9

Оптимальная скорость потока (V_{onm})

Параметр	Значение параметра					
	500	600	700	800	900	1000
Диаметр трубопровода, мм	500	600	700	800	900	1000
V_{onm} , м/с	13	13,5	14	15	16,5	18
Продолжительность эксплуатации трубопровода, лет	0,5	0,5	1	2,5	5	8

Таблица 7.10

Значение параметра B

Типоразмер вагонетки	ВГ-0,7	ВГ-1,0	ВГ-1,1	ВГ-1,3	ВГ-1,4
B , м ³ /с	0,22	0,31	0,34	0,42	0,47

Погрузка и подъем породы являются основными операциями процесса уборки породы.

Погрузка породы производится после приведения ствола в безопасное состояние и заканчивается зачисткой забоя для очередного бурения шпуров. При совмещенной схеме проходки ствола погрузка породы временно прерывается на период выполнения операций по возведению постоянной крепи, которые нельзя совместить с погрузкой.

В разведочных стволах малого сечения (до 14 м²) прямоугольной формы погрузка производится вручную, в остальных стволах - с помощью пневматических грейферных погрузчиков.

Для проходки стволов диаметром в свету 5 м и более широко используются породопогрузочные машины с механизированным радиально-круговым вождением грейфера объемом 0,6 м³ и 1,0—1,2 м³ типов КС-2у и КС-1м.

Учитывая небольшую глубину (до 200 м) и диаметр (до 4-4,5 м) при проходке стволов разведочных шахт, а также при проходке устьев, технологического отхода и углубке стволов обычно применяются пневмопогрузчики с ручным вождением КС-3М (вместимость грейфера 0,25 м³). Погрузчик подвешивается на канате к лебедке, которая устанавливается на проходческом полке, а при небольшой глубине ствола - на нулевой площадке. Для подвески КС-3М применяется лебедка ЛПТ-4, с максимальной высотой подъема груза 60 м и грузоподъемностью 18 кН. Минимально допустимая высота подвески грузчика над забоем 12 м, а площадь забоя ствола, приходящаяся на один грузчик составляет 14-16 м².

В стволах круглой формы диаметром в свету 5,5 м могут быть использованы два грейферных грузчика, с коэффициентом одновременности их работы 0,9.

Независимо от числа рабочих грейферных грузчиков один должен находиться в резерве.

ФАЗА 1	Погрузчик	
	С ручным вождением	С механическим вождением
		
ФАЗА 2	0,1-0,2 м	0,3-0,4 м

Рис. 7.16. Фазы процесса погрузки

В общем случае, процесс погрузки делится на две фазы (рис.7.16). В первой фазе отбитая взрывом порода хорошо разрыхлена и лопасти грейфера легко внедряются в породу. Во второй фазе в связи с увеличением плотности горной массы производительность грейфера резко снижается. При этом для обеспечения погрузки необходимы дополнительные затраты, связанные с разборкой породы ручным инструментом.

При погрузке породы грейферным грузчиком звено проходчиков, как правило, состоит из 3-4-х человек: один-два проходчика работают на грейферном грузчике, один производит приемку порожних и отправку груженных бадей, подает сигналы и выбирает породу из углов в стволах прямоугольной формы, а также включает забойный насос при наличии водопритока, один

человек находится на проходческом полке и следит за прохождением через него бадей.

Завершающей фазой погрузки является зачистка забоя, которая производится отбойными молотками, пневмомониторами и вручную. При зачистке порода вначале грузится в бадью грейферным грузчиком, а в конце процесса - вручную лопатами. Для ускорения зачистки забоя число занятых на этой операции проходчиков может быть увеличено, исходя из площади забоя $4-5 \text{ м}^2$ на одного человека.

Подъем породы осуществляется, как правило, с помощью, одноконцевых подъемных машин с перецепкой бадей на забое. При горно-разведочном производстве наиболее часто используются проходческие самоопрокидывающиеся бадьи БПН-0,75 (цифровой индекс определяет вместимость бадьи в м^3) и проходческие самоопрокидывающиеся бадьи БПС-1,5.

В последние годы широкое распространение получили бадьевые комплексы оборудования типа БПС (БПС-1, БПС-1,5, БПС-2,0, БПС-2,5, БПС-3). В состав комплекса входят бадья (индекс типа комплекса соответствует типу бадьи), направляющий раструб, направляющая рамка, разгрузочная ляда, лебедки для открывания ляд и концевой выключатель.

При проходке стволов глубиной *более 300 м* с применением комплексов КС-2у и 2КС-2у используются бадьи вместимостью *от 3 до 8 м³*.

Техническая производительность подъемной установки ($\text{м}^3/\text{ч}$) при выдаче породы с перецепкой бадей определяется по формуле:

$$P_{\text{под}} = Q_{\text{б}} n_{\text{под}},$$

где $n_{\text{под}}$ - число подъемов в час; $Q_{\text{б}}$ – полезный объем бадьи, м^3 . В процессе эксплуатации бадьи не догружаются породой до верхней кромки не менее чем *на 10 см*. Исходя из этого, при определении $Q_{\text{б}}$ коэффициент заполнения бадей принимается в пределах 0,9-0,92.

При выборе основных элементов проходческого подъема, при погрузке породы с перецепкой бадей, необходимо стремиться к выполнению условия, когда производительность подъема была бы не меньше максимальной производительности забойных погрузочных машин ($P_{\text{под}} \geq P_n$). В соответствии с этим, выбор

проходческой бады определяется из условия $T_{под} \leq T_n$ (где T_n – время погрузки бады; $T_{под}$ - время цикла подъема).

В соответствии с отмеченным, продолжительность цикла погрузки (соответствует продолжительности уборки породы) определяется по формуле:

$$T_n = \frac{Q}{P_n},$$

где Q – объем взорванной породы в разрыхленном состоянии, $м^3$; P_n - производительность погрузки, $м^3/мин$.

$$P_n = \frac{Q}{\frac{Q^{(1)}}{P_{cp}^{(1)}(1-P)} + \frac{Q^{(2)}}{MP_{cp}^{(2)}} + t_в},$$

где $Q^{(1)}$ - объем породы на 1 фазе, $м^3$; $Q^{(2)}$ - объем породы на 2 фазе, $м^3$; $P_{cp}^{(1)}$ - средняя техническая производительность погрузки породы на 1 фазе, $м^3/ч$; $P_{cp}^{(2)}$ - средняя техническая производительность погрузки породы на 2 фазе, $м^3/ч$ (табл.7.11); M - число проходчиков, занятых на погрузке породы во 2 фазе уборки (3-4 чел.); $P = 1 - \left(\frac{d_б}{d_з}\right)^2$ - доля породы просыпавшейся мимо бады ($d_б, d_з$ - соответственно, диаметр бады и диаметр закрытого грейфера); $t_в = (0,8-1,0 ч)$ - продолжительность вспомогательных операций, ч;

Таблица 7.11

Значение $P_{cp}^{(2)}$ ($м^3/ч$) при выемке породы

Коэффициент крепости, f	3 - 6	7 - 10	11 - 15
$P_{cp}^{(2)}$, с использованием:			
пневмомонитора	2,6	1,9	1,3
вручную	1,6	1,2	0,8

Величина $P_{cp}^{(1)}$ устанавливается по формуле:

$$P_{cp}^{(1)} = \frac{P_T^{1H} + P_T^{1K}}{2}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где P_T^{1H}, P_T^{1K} – техническая производительность, грейферного погрузчика в начале и в конце 1 фазы.

$$P_T^{1H} = \frac{3600}{\tau_{\text{ц}}} q_2 R_2, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad P_T^{1K} = P_T^{1H} (2\kappa^{(1)} - 1), \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $\kappa^{(1)} = 0,7-0,9$ – коэффициент перехода от максимальных показателей к средним; $\tau_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла черпания, принимаемая при погрузке сланцев - 20-30 с, а при погрузке песчаников - 35-38 с; q_2 – объем грейфера, м^3 ; R_2 – коэффициент наполнения грейфера принимается при погрузке сланцев 1,2-1,2; для песчаников - 0,9-1.

Рабочую продолжительность погрузки породы в проходческом цикле (при выбранной максимальной производительности труда проходчиков в первой фазе уборки ($P^{(1)}$), $\text{м}^3/\text{ч}$) можно также оценить по зависимости:

$$T_n = k_p S \left(\frac{\eta l - h_2}{P^{(1)} k_1} \right) + \frac{h_2}{P_{cp}^{(2)} M} + t,$$

где k_p – коэффициент разрыхления породы; S – площадь сечения ствола в проходке, м^2 ; h_2 – высота породы, погружаемой во второй фазе уборки, м ; $P_{cp}^{(2)}$ – средняя производительность труда проходчика во второй фазе уборки, $\text{м}^3/\text{ч}$; $k_1 = 0,7-0,9$ – коэффициент средней продолжительности уборки; $t = 0,5-0,8$ час – продолжительность вспомогательных операций.

Величину $P^{(1)}$ в зависимости от числа подъемов и вместимости бады можно вы-

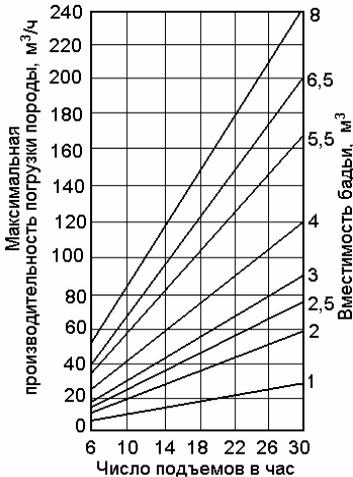


Рис. 7.17. График производительности погрузки породы

брать по графику (рис.7.17).

Продолжительность подъема бадьи при работе с перецепкой при глубине ствола $H = 150-200$ м, и максимальной скорости движения подъемного каната (подъема) $V = 2,5-3$ м/с с достаточной точностью можно определять по зависимостям:

при двух полках:

для одноконцевого подъема

$$T_{под} = \frac{2H - 117}{V} + 2,6V + 194, \text{ с};$$

для двухконцевого подъема

$$T_{под} = \frac{H - 107}{V} + 1,3V + 116, \text{ с};$$

при одном полке:

для одноконцевого подъема

$$T_{под} = \frac{2H - 37}{V} + 2,5V + 144, \text{ с};$$

для двухконцевого подъема

$$T_{под} = \frac{H - 27}{V} + 1,3V + 116, \text{ с}.$$

Продолжительность нахождения бадьи в призабойном участке составляет: для одноконцевого подъема $100-110$ с; для двухконцевого $140-150$ с.

При глубине ствола $H \geq 300$ м, и $V = 4-10$ м/с, удельное время нахождения бадьи в призабойном участке составляет: для одноконцевого подъема 25-35%, для двухконцевого – 40-65% от общей продолжительности подъема

Удельная продолжительность уборки породы, принимая $T_n = T_{уб}$, определяется по формуле:

$$T_y^{уб} = \frac{T_{уб}}{l\eta}.$$

Крепление стволов разведочных шахт. Выбор параметров крепи. Стволы разведочных шахт прямоугольного сечения крепятся древесиной. Типовыми проектами предусмотрены два вида

деревянного крепления: при $f < 10$ - сплошное, а при $f \geq 10$ - подвесная крепь на стойках.

При проходке стволов круглого сечения, в основном, применяется монолитная бетонная и набрызг-бетонная крепи.

Набрызг-бетонная крепь относится к числу упрочняющих (облегченных) и применяется в весьма устойчивых породах, позволяющих оставлять поверхности обнаженными на длительный срок (до 6 мес.). Такая крепь широко применяется при ремонте деформированных участков стволов, закрепленных монолитной крепью. Достаточно широкое распространение имеет конструкция набрызгбетонной крепи, выполняемая в сочетании с анкерами и металлической сеткой (комбинированная крепь).

Монолитная бетонная крепь наиболее широко распространена, и ее рекомендуется использовать в неустойчивых породах. Для возведения крепи используются деревянные, инвентарные и передвижные опалубки. Наибольшая производительность достигается при использовании передвижных металлических опалубок.

Продолжительность работы по возведению деревянной крепи ($T_{кр}$) может быть определена по выражению:

$$T_{кр} = \frac{t_{кр}h}{K_6},$$

где $t_{кр}$ - время крепления одного метра ствола по нормам ЕНВ на горнопроходческие работы, включая подготовительно-заключительные операции, ч/м; h - высота интервала крепления, м; $K_6 = 1,05-1,1$ - коэффициент увеличения производительности труда.

При бетонном креплении величина $T_{кр}$ устанавливается по формуле:

$$T_{кр} = \frac{Q}{q_6} h_{он} + t_{нз},$$

где Q - объем бетона на 1 м ствола, м³; q_6 - производительность подачи бетона по трубопроводу, м³/ч; $h_{он}$ - рабочая высота опалубки, м; $t_{нз}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций, ч.

Величина q_6 зависит от производительности бетонно-растворного узла, способа доставки, пропускной способности трубопровода и может приниматься: средняя - $6-8 \text{ м}^3/\text{ч}$, максимальная - $12-15 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Значение $t_{нз}$ (табл.7.12) зависит, в основном, от горно-технических условий и типа опалубки. Последнее определяет перечень и трудоемкость подготовительно заключительных и вспомогательных операций, на выполнение которых привлекается $3-4 \text{ чел}$ (планирование взорванной породы, обивка уступов на стыке, спуск опалубки, наращивание и снятие бетоноразводящего устройства и др.).

Таблица 7.12

Затраты времени на подготовительно-заключительные операции

Затраты на цикл бетонирования ($t_{нз}$), мин			
Опалубка без поддона	Опалубка с поддоном		
	жестким	объемным	регулируемым
140 - 145	205 - 210	255 - 260	185 - 190

Удельная продолжительность крепления $l \text{ м}$ ствола (в $\text{ч}/\text{м}$) определяется по формуле:

$$T_{кр}^y = \frac{T_{кр}}{h_{он}},$$

где $h_{он}$ – высота опалубки при бетонном креплении или высота звена деревянного крепления, м .

Определение типа крепи и прочных параметров ее конструкции производится, в основном, из учета характера возможного проявления горного давления, который зависит от степени напряжения горных пород. При этом величина нагрузки на крепь зависит от ряда факторов и бывает различной в зависимости от глубины ствола, физико-механических свойств пород и технологии возведения крепи.

Расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь, вне водоносных горизонтов и воздействия очистных работ, выполняется в следующей последовательности.

1. Определяется критерий устойчивости пород (C) -

$$C = \frac{k_{cб}H_p}{26,3 + k_{\alpha}R_{сж}(5,25 + 0,0056k_{\alpha}R_{сж})},$$

где $k_{cб}$ – коэффициент воздействия на ствол других выработок (для протяженных участков $k_{cб}=1$, для сопряжений $k_{cб}=1,5$); H_p - расчетная глубина рассматриваемого участка от поверхности ($H_p = kH$, здесь $k=1,5$ для районов, подверженных движению земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $k=1$); $R_{сж}$ - прочность массива на сжатие, МПа; k_{α} - коэффициент влияния угла залегания пород: для горизонтально залегающих пород $k_{\alpha}=1$, в остальных случаях k_{α} следует определять расчетом $k_{\alpha} = 1/(1 + 0,5\sin\alpha)$ (α - угол залегания пород, градус).

2. По критерию C оценивается состояние устойчивости пород и принимается категория устойчивости по табл.7.13.

3. Определяется нормативное горизонтальное (радиальное) давление пород (P_n) на крепь по формулам:

$$\text{при } C \leq 6 \quad P_n = 10[(2C - 1) + \Delta];$$

$$\text{при } 10 \geq C > 6 \quad P_n = 10[(3C - 7) + \Delta],$$

где Δ – параметр, учитывающий технологию проходческих работ, принимаемый равным: при последовательной и параллельной технологических схемах – нулю; при совмещенной схеме проходки с передвижной опалубкой при $C \leq 6$, $\Delta=2$; и при $10 \geq C > 6$, $\Delta=3$).

Таблица 7.13

Категории устойчивости пород

Категория устойчивости	Состояние устойчивости пород	Критерий устойчивости, C
I	Устойчивое	Не более 3
II	Среднеустойчивое	3 - 6
III	Неустойчивое	6 - 10
IV	Очень неустойчивое	Боле 10

4. Определяется расчетное (радиальное) давление пород -

$$P_n = nm_y n_n P_n [1 + 0,1(r_0 - 3)],$$

где r_0 – радиус выработки в свету, м; $n=1,3$ – коэффициент перегрузки; m_y – коэффициент условий работы крепи ($m_y=0,5$ – для набрызгбетонной крепи, $m_y=0,75$ – для сборной крепи, $m_y=0,8$ – для монолитной бетонной крепи); n_n – коэффициент приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок (табл.7.14).

Таблица 7.14

Значение коэффициента n_n при различных углах залегания пород (α)

Технологическая схема проведения	Коэффициент n_n		
	Залегание пород, α		
	<10	10-35	>35
Последовательная и параллельная	2,0	2,5	2,75
Совмещенная	1,75	2,0	2,25

Расчет деревянной венцовой крепи. Расчет выполняется на изгиб по наибольшей расчетной нагрузке боковых пород для элементов, имеющих максимальный пролет в сечении выработки. Такой пролет, чаще всего, встречается по короткому элементу венцовой крепи, поскольку длинный элемент имеет дополнительные опоры (рис.7.18).

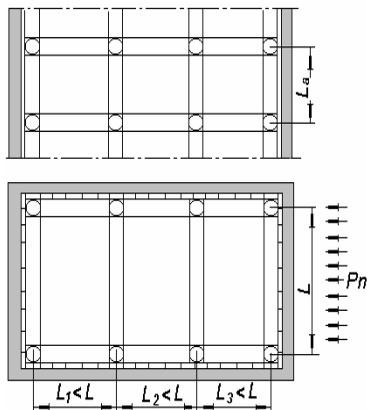


Рис. 7.18. Схема к расчету венцовой крепи на стойках

Таковыми опорами в стволе являются прогоны с расстрелами, а в восстающем – поперечные элементы венца, разделяющие его на отделения.

Диаметр венца из круглого леса (d) устанавливается по формуле:

$$d = 1,083 \sqrt{\frac{P_n L^2 L_a}{m R_u}},$$

где P_n – расчетное давление пород, Па; L – наибольший пролет в конструкции венца, м; L_a – расстояние между венцами, м;

$m=0,85$ - коэффициент условий работы; R_u - расчетное сопротивление древесины, равное 16 МПа для круглого леса и 13 МПа для пиленого.

При сплошной крепи, когда $L_a = d$, диаметр венца рассчитывается по формуле:

$$d \geq 1,12L \sqrt{\frac{P_n}{mR_u}}.$$

Если крепь изготовлена из пиломатериалов, то лучше определять момент сопротивления (W) -

$$W = \frac{P_n L^2 L_a}{8mR_u}.$$

Для брусьев $W = \frac{bh^2}{6}$, где b и h - ширина и толщина пиломатериалов, м. Зная W , можно найти необходимые размеры брусьев.

Расчет монолитной бетонной и набрызгбетонной крепи.

Расчет крепи производится на основе расчетного горизонтального давления пород (P_n).

На протяженных участках с жесткой армировкой, а также для участков сопряжений в породах I, II, III категорий устойчивости при отсутствии воздействия очистных работ и водопонижения рекомендовано применять, как правило, монолитную бетонную крепь.

В породах I категории устойчивости толщина бетонной и набрызгбетонной крепи принимается без расчета по табл.7.15.

В породах II и III категорий устойчивости толщину бетонной крепи устанавливают расчетом, но она должна быть не менее величин, указанных в табл.7.15.

Таблица 7.15

Рекомендуемая толщина бетонной и набрызгбетонной крепи

Глубина расположения участка	Толщина бетонной крепи (мм) при углах залегания пород, градус		Толщина набрызгбетонной крепи (мм) при углах залегания пород, градус	
	≤ 35	>35	≤ 35	>35
$\leq 500 \text{ м}$	200	250	80	120
$> 500 \text{ м}$	250	300	100	150

На сопряжениях и в породах II категории устойчивости, толщина набрызгбетонной крепи принимается по расчету. При этом толщина крепи должна быть *не менее 150 мм* на глубинах до 500 м, и 200 мм - на глубинах более 500 м.

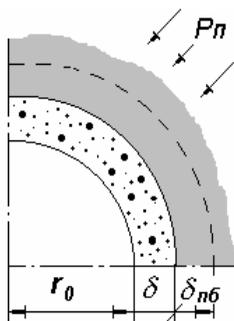


Рис. 7.19. Схема к расчету бетонной и набрызгбетонной крепей

Расчет толщины монолитной бетонной и набрызгбетонной крепи (δ) (рис.7.19) производится по формуле:

$$\delta = m_y r_0 \left(\sqrt{\frac{m_1 m_2 R'_{сж}}{m_1 m_2 R'_{сж} - 2 \kappa_p P_n} \cdot -1} \right) - \delta_{nob},$$

где r_0 - радиус вертикальной выработки в свету, мм (при прямоугольном сечении используется значение приведенного радиуса $r_0 = (S/\pi)^{0,5}$; $m_y = 1,25$ - коэффициент условий работы крепи; $m_1 = 0,7-0,95$ - коэффициент, определяющий температурные колебания (попеременное оттаивание и замораживание); m_2 - коэффициент, учитывающий условия бетонирования ($m_2 = 0,85$ для слоя бетонирования более 1,5 м); $R'_{сж}$ - расчетное сопротивление бетона сжатию, МПа; κ_p - коэффициент концентрации напряжений в конструкции крепи ($\kappa_p = 1$ на протяженных участках; $\kappa_p = 2-0,05 Z$ на сопряжениях, где Z - расстояние от сопряжения до рассматриваемого сечения, м); δ_{nob} - толщина породобетонной оболочки, образующейся за счет проникновения бетона в окружающие нарушенные породы (для набрызгбетона $\delta_{nob} = 50$ мм, для остальных типов крепи - $\delta_{nob} = 0$).

Расчет комбинированной крепи. В эксплуатационных стволах с канатной армировкой, вентиляционных стволах, шурфах, а также в восстающих выработках и рудоспусках, если они пройдены в породах I и II категорий устойчивости, рекомендуется набрызгбетонная крепь либо комбинированная крепь из анкеров, металлической сетки и набрызгбетона, при водопритоках, не превышающих $5 \text{ м}^3/\text{ч}$.

При притоках более $8 \text{ м}^3/\text{ч}$, в породах I, II и III категорий устойчивости, рекомендуется применять монолитную бетонную крепь.

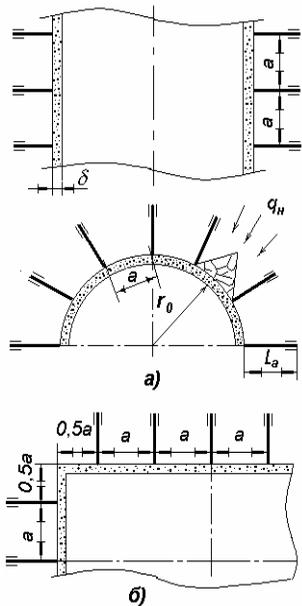


Рис. 7.20. Схема к расчету комбинированной крепи выработок формы сечения: а) круглой; б) прямоугольной

В комбинированной крепи длину анкеров (l_a) следует принимать равной 2 м ; а расстояние между анкерами $a = 0,7l_a$. Длина $l_a = 2 \text{ м}$ предложена из расчета, что из стенок ствола возможны местные вывалы глубиной до $1,5 - 1,6 \text{ м}$ (рис. 7.20, а). При соответствующем обосновании, допускается изменять длину анкера и расстояния между ними.

Анкеры располагаются по контуру выработки равномерно.

Интенсивность нормативной нагрузки рассчитывается по формуле:

$$q_n = 0,17a\gamma.$$

Расчетная нагрузка определяется с учетом требований СНиП II-94-80 по формуле:

$$P_n = nm_\gamma n_n q_n [1 + 0,1(r_0 - 3)].$$

Нагрузка, приходящаяся на один анкер -

$$Q = q_n a^2.$$

Несущая способность анкера должна соответствовать условию -

$$P_a \geq (2 - 3)Q.$$

Глубина заделки железобетонного анкера (l_3), допуская $P_a = q_n$, вычисляется по формулам:

$$l_3 = \frac{P_a}{\pi d_c \tau_1 k_1 m_1}, \quad \text{или} \quad l_3 = \frac{P_a}{\pi d_{uu} \tau_2 m_1},$$

где d_c - диаметр арматурного стержня, m ; τ_1 - удельное сцепление стержня с бетоном (для марки бетона 300-400, $\tau_1 = 11$ -

12 МПа), Па; k_l - поправочный коэффициент на длину заделки (табл.3.11); $m_1=0,8-0,6$ - коэффициент условий работы замка; $d_{ш}$ - диаметр шпура, м; τ_2 - удельное сцепление бетона с породой, Па (табл. 3.12).

Толщину набрызгбетона можно определить по уже известной формуле:

$$\delta = m_y r_0 \left(\sqrt{\frac{m_1 m_2 R'_{сж}}{m_1 m_2 R'_{сж} - 2k_p P_n} \cdot -1} \right) - \delta_{пб},$$

или по формулам:

$$\delta = 0,35 \sqrt{\frac{q_n}{m_b [\sigma_p]}}, \text{ или } \delta = \frac{aE}{E + E_k} \sqrt{\frac{1,232q_n}{m_b [\sigma_p]}},$$

где E и E_k – модули упругости породы и крепи из набрызгбетона, Па.

Минимальная толщина набрызгбетона при комбинированной крепи в вертикальных выработках принимается 50 мм.

7.5. Организация работ по проходке стволов

Параметры проходческих работ являются основой для разработки организации и расчета технико-экономических показателей, которые служат в качестве исходных данных при выборе оптимальных вариантов технологических схем проходки и оснащения поверхности и ствола.

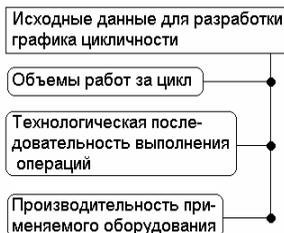


Рис.7.21. Исходные данные для разработки графика цикличности

Наиболее эффективной и прогрессивной формой организации при проходке ствола разведочной шахты считается организация работ по цикличному графику. Исходные данные для разработки графика цикличности приведены на рис. 7.21.

Исходный параметр, определяющий объем работ в проходческом цикле – оптимальная глубина шпуров.

При проходке стволов разведочных шахт в течение суток, чаще всего, выполняется один или два проходческих цикла.

Главным критерием эффективности организации проходческих работ по фактору скорости их осуществления являются удельные затраты времени всех последовательных несомещенных операций, приходящихся на l м проходки ствола.

Общие удельные затраты времени ($\sum T_y$) определяются двумя способами.

1. При совмещенной технологической схеме - по нормативной трудоемкости работ и числу проходчиков в соответствии с их рациональной расстановкой по рабочим местам:

$$\sum T_y = \frac{T_u}{l\eta},$$

$$T_u = \frac{t_{cm}l}{n} \left[\frac{N}{K_{\bar{o}}H_{\bar{o}}} + \frac{S_{np}\eta}{K_n H_n} + \frac{(S_{np} - S_{св})\eta}{K_{кр}H_{кр}} \right],$$

где T_u – продолжительность цикла, ч; t_{cm} - продолжительность рабочей смены, ч; n - число проходчиков в бригаде; N - число шпуров; $K_{\bar{o}}, K_n, K_{кр}$ - коэффициенты перевыполнения нормы выработки соответственно на бурение, погрузку, крепление; $H_{\bar{o}}, H_n, H_{кр}$ - нормы выработки соответственно на бурение, погрузку, крепление; $S_{np}, S_{св}$ - площадь сечения выработки в проходке и свету, m^2 (при деревянной крепи вместо выражения $(S_{np} - S_{св})$ следует подставить число рам на l м ствола).

2. По достигнутой производительности применяемого оборудования и необходимому для его обслуживания числу проходчиков:

а) при последовательной технологической схеме

$$\sum T_y = \frac{1}{K_{np}} \left(T_y^{\bar{o}ep} + T_y^{y\bar{o}} + T_y^{kp} + \frac{R_{кр}}{l_{кр}m_{кр}} \right);$$

б) при совмещенной технологической схеме

$$\sum T_y = \frac{1}{K_{np}} (T_y^{\bar{o}ep} + T_y^{y\bar{o}} + K_c T_y^{kp});$$

в) при параллельной технологической схеме

$$\sum T_y = \frac{1}{K_{np}} \left(T_y^{\text{бep}} + T_y^{\text{yб}} + \frac{R_{кр}}{l_{кр} m_{кр}} \right);$$

г) при параллельно-щитовой технологической схеме

$$\sum T_y = \frac{1}{K_{np}} (T_y^{\text{бep}} + T_y^{\text{yб}}),$$

где $K_{np} = 0,85-0,9$ – коэффициент потерь рабочего времени на простои и ремонт; $R_{кр}$ – трудоемкость навески одного венца (кольца) временной крепи, ч; $l_{кр}$ – шаг установки временной крепи, м; $m_{кр}$ – число рабочих на установке временной крепи; K_c – коэффициент сокращения продолжительности возведения крепи за счет совмещения процессов крепления и уборки.

Зная удельную продолжительность полного цикла проходческих работ, можно определить среднюю скорость проходки ствола в сутки и за месяц –

$$V = M_{мес} \frac{24}{\sum T_y},$$

где $M_{мес}$ – число рабочих дней в месяце, затраченных на проходку ствола.

Вопросы и темы II модульного контроля

1. Параметры и способы проходки разведочных шурфов. Типовые сечения шурфов.
2. Способы проведения шурфов. Факторы, влияющие на выбор способа проходки шурфов.
3. Общая характеристика процесса проходки шурфов с ручной отбойкой породы.
4. Особенности проведения мелких шурфов с ручной отбойкой породы.
5. Подъем горной породы при проведении шурфов.
6. Крепление шурфов деревянной крепью. Факторы, влияющие на выбор способа возведения крепи.
7. Условия проведения стволов с применением забивной крепи.

8. Проходка шурфов с применением каркасно-опускной крепи.
9. Проветривание шурфов.
10. Водоотлив при проходке шурфов.
11. Буровзрывной способ проходки шурфов.
12. Машинный способ проходки шурфов.
13. Ликвидация шурфов.
14. Геологические наблюдения при проходке шурфов.
15. Особенности и состав работ подготовительного периода при проходке стволов разведочных шахт.
16. Типоразмеры и армировка стволов разведочных шахт.
17. Сооружение устья ствола.
18. Последовательность разработки технологии проходки ствола.
19. Технологические схемы проходки стволов шахт, их принципиальное отличие.
20. Способы и технологические процессы проведения стволов.
21. Условия проведения стволов с применением забивной и опускной крепи.
22. Типовые площади сечения стволов разведочной шахты. Факторы, влияющие на выбор формы и площади сечения ствола.
23. Армировка ствола шахты.
24. Выбор параметров буровзрывных работ. Определение общей продолжительности буровзрывных работ при проходке стволов.
25. Проветривание шахтных стволов. Расчет необходимого расхода воздуха и диаметра вентиляционного трубопровода.
26. Погрузка породы при проходке ствола.
27. Подъем породы. Техническая производительность подъемной установки.
28. Продолжительность подъема при работе с перцепкой бабды.
29. Общая и удельная продолжительность уборки породы при проходке стволов.
30. Крепление стволов разведочных шахт. Выбор параметров набрызг-бетонной и монолитной бетонной крепи. Продолжительность работы по возведению монолитной бетонной крепи.

31. Условия применения и расчет деревянной венцовой крепи стволов. Продолжительность работы по возведению деревянной крепи.
32. Удельная продолжительность крепления ствола.
33. Расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь стволов разведочных шахт.
34. Расчет комбинированной крепи стволов.
35. Организация работ по проходке стволов. Исходные данные для разработки графика организации работ.
36. Общие удельные затраты времени на проходку стволов разведочных шахт. Определение средней скорости проходки ствола.

Список литературы ко II модульному контролю

1. Багдасаров Ш.В., Верчеба А.О., Пальмов И.И. Справочник горного инженера геологоразведочных партий. - М.: Недра, 1986. - 356 с.
2. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.М. Горно-разведочные и буровзрывные работы. - М.: Недра, 1989.
3. Грабчак Л.Г., Брылов С.А., Комащенко В.И. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки МПИ. - М.: Недра, 1988.
4. Калиниченко О.И., Пилипец В.И., Комарь П.Л. Проведение горно-разведочных выработок (Шурфы, стволы разведочных шахт). - Донецк, 1999. –180 с.
5. Миндели Э.О., Тюркян Р.А. Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт. - М.: Недра, 1982. – 310 с.
6. Проведение горно-разведочных выработок. Справочник. /под редакцией Хорева В.А. - М.: Недра, 1990. – 410 с.
7. Стоев И.С. Организация скоростного сооружения стволов шахт. - М.: Недра, 1965. – 218 с.
8. Технология подземных горных работ (под ред. Некрасова Я.Э.). - М.: Недра, 1971. – 327 с.
9. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левіт В.В., Гудзь О.Г. Руйнування гірських порід вибухом. –Донецьк, 2003, 552 с.
10. Шехурдин В.К., Несмотряев В.И., Федоренко П.И. Горное дело. -М.: Недра, 1987. –440 с.