



ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

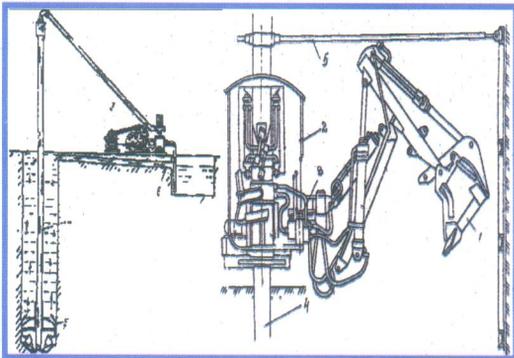


Қ.И.СӨТБАЕВ АТЫНДАҒЫ ҚАЗАҚ ҰЛТТЫҚ ТЕХНИКАЛЫҚ УНИВЕРСИТЕТІ
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
ИМЕНИ К.И.САТПАЕВА



А.Я. Пшеничный

СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК



**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

**КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ имени К.И. САТПАЕВА**

А.Я. ПШЕНИЧНЫЙ

**СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК
1 часть**

Рекомендовано Научно-методическим советом
Университета в качестве учебного пособия

Алматы 2011

УДК (622.1/2:378(075.8))

ББК 33.15 я 73

П 93

П 93 Пшеничный А.Я. Строительство вертикальных горных выработок 1 часть: Учеб. пособие: – Алматы: КазНТУ, 2011 – 222 с. Ил. 100. Табл.17. Библиогр. –13 назв.

ISBN 978 – 601 – 228 – 294 – 8

Изложены вопросы механики горных пород в объеме, необходимом для решения задач, связанные с проходкой и креплением горных выработок. Рассмотрены современные схемы и способы строительства вертикальных выработок и применяемое при этом оборудование. Приводятся методики технико-экономического обоснования выбора схем проходки, комплекса проходческого оборудования, типа крепи и оптимизации параметров проходческого цикла. Учебное пособие включает примеры, взятые из мировой практики и практики шахтного строительства на рудниках Казахстана.

Предназначено для студентов горных специальностей, изучающих технику и технологию строительства подземных горных выработок и может быть полезно инженерно-техническим работникам, занимающимся проектированием и строительством шахт.

УДК 62.2: 1/2:378(075.8)

ББК 33.15 я 73

Рецензенты:

Г.И. Тамбиев, ген. дир. ТОО НПП «Интеррин», д-р техн. наук, проф.

Д.Г. Бужейханов, нач.отд. «Геотехнология горной системологии и недроведения» РГП НЦ КПМС РК, д-р техн. наук, проф.

Б.Р. Ракишев, зав. каф. «Открытые горные работы» КазНТУ им. К.И. Сатпаева, д-р техн. наук, проф.

ISBN 978–601–228–294–8

© А.Я. Пшеничный, 2011

© КазНТУ, 2011

ВВЕДЕНИЕ

Казахстан богат минеральными ресурсами. Использование их в полной мере является неременным условием ускоренного развития всех отраслей промышленности республики. Увеличение добычи полезных ископаемых требует выполнения большого объема работ по строительству, техническому перевооружению и реконструкции горных предприятий.

В Казахстане открыто более 100 месторождений полезных ископаемых. Из них около 80 % относятся к полиметаллическим. Полиметаллические месторождения характеризуются большим удельным весом горнопроходческих работ. Из общего объема поднятой на поверхность горной массы 20 – 40 % извлекается в процессе проведения горных выработок. Пропорционально росту добычи полезных ископаемых растет и потребность в специалистах шахтостроителей. Причем, подготовка таких специалистов должна учитывать специфику шахтостроительных работ на рудниках Казахстана.

Например, на малых рудниках стволы шахт проходят эпизодически. Члены коллектива строительного участка, накопившие опыт по проходке ствола, успевают уволиться или теряют квалификацию до следующего случая строительства ствола на этом руднике. В то же время территориальная разобщенность рудников не позволяет оперативно маневрировать кадрами рабочих. В этих условиях значительно возрастает роль инженера шахтостроителя, как технического руководителя и организатора производства.

В процессе проектирования горно-проходческих работ и практического осуществления проектов необходимо решать ряд инженерных задач. В учебном пособии приводятся методики решения наиболее характерных из них.

Содержание улучшено благодаря замечаниям рецензентов – коллективов кафедры открытых горных работ КазНТУ и кафедры шахтного подземного строительства Карагандинского технического университета, которые были учтены в процессе работы над рукописью.

Часть рисунков к тексту пособия выполнена Е.А. Капрановой.

1. ПРОВЕДЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

1.1. Формы сечений стволов шахт

Стволы шахт имеют прямоугольную и круглую форму сечения. При прямоугольной форме более полно используется сечение ствола для размещения оборудования: подъемных сосудов, лестничного отделения, трубопроводов и пр. Однако ствол крепится деревом, которое, как материал крепи, недолговечно. При длительной эксплуатации шахты (более 10 лет) повышаются затраты на поддержание и ремонт крепи. Учитывая, что дерево становится все более дефицитным, использование его в качестве крепи может быть оправдано при проходке неглубоких разведочных стволов шахт с ограниченным сроком эксплуатации и в районах, где лес является подручным материалом, а снабжение цементом и гравийно-песчаной смесью затруднено.

Стволы круглого сечения крепятся монолитным бетоном или тюбингами. В отличие от прямоугольных стволов, здесь можно применять более индустриальные методы проходки. Неизбежное увеличение сечения ствола по сравнению с тем, которое необходимо только для размещения оборудования, в большинстве случаев оказывается полезным, т. к. повышается воздухопропускная способность шахты, и, следовательно, улучшаются условия проветривания подземных горных выработок.

1.2. Подготовительные работы

Строительству ствола предшествуют подготовительные работы. Объем этих работ зависит от условий проведения ствола. Если ствол проходится на территории уже действующего рудника, то для строительства ствола можно воспользоваться услугами имеющихся на руднике вспомогательных цехов: бурозаправочной, мехмастерскими, компрессорной и др.

Когда ствол проходит на вновь осваиваемом месторождении, вспомогательные цеха должны быть предварительно построены и объем работ подготовительного периода может быть

значительным. Кроме того, до начала строительства необходимо решить ряд организационных вопросов, т. к. работы по строительству шахты могут быть начаты при следующих условиях:

1. Наличие утвержденных проектов земельного и горного отводов и мероприятий по охране месторождения и поверхностных объектов от вредного влияния горных выработок.

2. Комплексное обеспечение строительства материалами, оборудованием, электроэнергией, водой, связью, автотранспортом.

3. Наличие технического проекта и рабочих чертежей.

4. Наличие проектов организации строительства и проектов производства специальных, строительных и монтажных работ.

Работы подготовительного периода делятся на внеплощадные и внутривплощадные.

Внеплощадные – это работы, которые выполняются за пределами строительной площадки, например: строительство перевалочной базы при железной дороге, прокладка железнодорожных и автомобильных подъездных путей к строительной площадке, подводящих водоводов, канализационных коллекторов, линий электропередач и связи, а также строительство жилья и культурно-бытовых объектов.

К внутривплощадным работам относятся: монтаж копра, подъемных машин и строительство зданий для них, строительство компрессорной, быткомбината, склада ВВ, зарядной, механической и бурозаправочной мастерских и установка вокруг ствола проходческих лебедок, количество которых может достигать 16 – 18 штук. Как правило, в подготовительный период и во время оснащения ствола проходческим оборудованием выполняются работы по сооружению устья ствола.

Работы подготовительного периода выполняются в соответствии с календарным графиком. При составлении графика большое внимание уделяется очередности выполнения работ. Одна выполненная работа должна создавать благоприятные условия для выполнения других. Кроме того, стараются не прерывать работы бригад разной квалификации в процессе оснащения ствола. Сначала выполняются работы нулевого цикла: планировка площадки, рытье котлованов под фундамент и траншей

для трубопроводов и электрических кабелей. Последовательность ведения других строительно-монтажных работ определяется необходимостью первоочередного пуска в работу тех объектов, которые необходимы для проходки устья и технологического отхода.

Продолжительность подготовительного периода составляет 12÷20 месяцев. Для сокращения продолжительности широко начали применять передвижное проходческое оборудование, сборно-разборные фундаменты и здания.

1.3. Проходка устья ствола

Для проходки ствола по постоянной схеме необходимо разместить по высоте в определенном порядке основное технологическое оборудование. При совмещенной схеме проходки, для этого необходимо предварительно пройти ствол на 30 м, а при параллельно-щитовой схеме – на 70 м. Значит, проходить самую верхнюю часть ствола приходится без основного технологического оборудования. В этом заключается особенность проходки устья ствола или технологического отхода. Выемка первых 3 – 5 м грунта осуществляется при помощи экскаватора. Затем в котловане возводится бетонный оголовок ствола (рис. 1). Проходка остальной части устья решается в зависимости от конкретных условий.

Рыхление и погрузка породы. Обычно устье ствола проходится по наносам. Для их рыхления используются отбойные молотки. Разрыхленная порода грузится в бады. Для механизации погрузки применяется грейферный грузчик с ручным вождением – КС-3. Чтобы обеспечить посильное перемещение грузчика по забою вручную, он должен быть подвешен на канате длиной не менее 15 м. Для этого используются краны с высокими стрелами и грузоподъемностью, достаточной для удержания грузевого грузчика (рис. 2). После ухода забоя ствола на 12 – 15 м от поверхности ствол перекрывается нулевой рамой. На раму устанавливается лебедка для подвески пневмогрузчика, а ранее использованный для этого кран, освобождается для других целей.

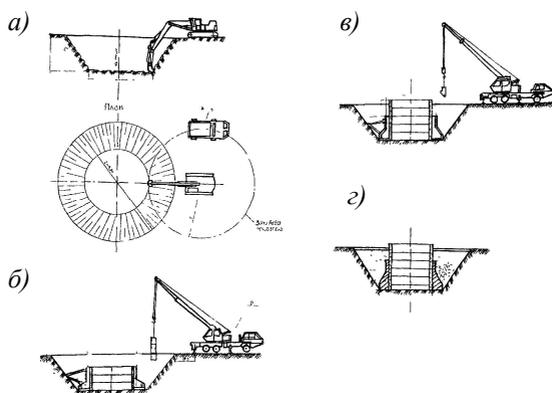


Рис. 1. Строительство оголовка ствола:

а – разработка грунта котлована экскаватором; б – монтаж колец армокаркаса опалубки; в – бетонирование; г – обратная засыпка и устройство бетонной отмстки

Существует другой способ рыхления и погрузки породы [7]. После устройства воротника, ствол перекрывается нулевой рамой. На раме устанавливается буровой станок и по оси ствола бурится скважина на всю мощность наносов. Скважина обсаживается трубой. На выступающую часть обсадной трубы навешивается исполнительный орган экскаватора (манипулятор с ковшом, гидросистема с маслостанцией и кабина управления, рис. 3). Экскаватор перемещается вниз по трубе по мере выемки породы. Лишняя часть трубы над экскаватором снимается, а оставшаяся часть, если надо, раскрепляется растяжками.

Подъем породы. Грузеная бадья должна подниматься выше поверхности на 5 – 6 м, с тем, чтобы можно было перегружать породу в кузов самосвала. При отсутствии копра, для этого применяются краны. Когда ствол проходится на небольшую глубину 30 м, могут быть использованы обычные строительные краны на шинном или гусеничном ходу. В случае каких-либо задержек, связанных с оснащением ствола постоянным проходческим оборудованием, на практике стараются и дальше проходить ствол по временной схеме.

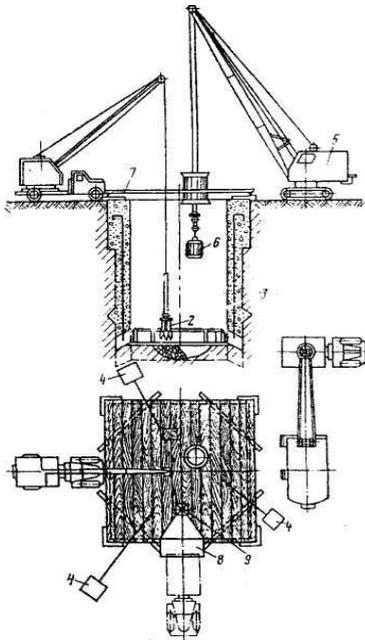


Рис. 2. Комплекс оборудования КПШ для проходки устьев стволов:

- 1 – автокран для подвески ручного грейферного грузчика;
- 2 – грейферный грузчик;
- 3 – передвижная опалубка;
- 4 – лебедка для подвески опалубки;
- 5 – кран для подъема бады;
- 6 – бадя;
- 7 – нулевая рама;
- 8 – бункер для бетонной смеси;
- 9 – воронка бетонопровода

Шахтостроительными организациями созданы специальные краны-агрегаты, канатомкость установленных на них подъемных лебедок позволяет проходить стволы более 100 м. Шахтоспецстроем разработан и широко применяется агрегат ПАШ–100 (рис. 4), который состоит из подъемной установки и разгрузочного станка.

Подъемная установка представляет собой раму, на которой смонтированы: однобарабанная лебедка БЛ–1200/1030 для подъема бады, две лебедки для направляющих канатов, стрела с подшивной площадкой, винтовые стяжки для крепления стрелы, контргрузы, электропусковая аппаратура, разгрузочный станок, нулевая рама [11]. Производительность подъема $7,5 \text{ м}^3/\text{ч}$, масса агрегата 27,5 т без контргруза.

Существуют еще более мощные агрегаты, которые позволяют проходить ствол до 350 м.

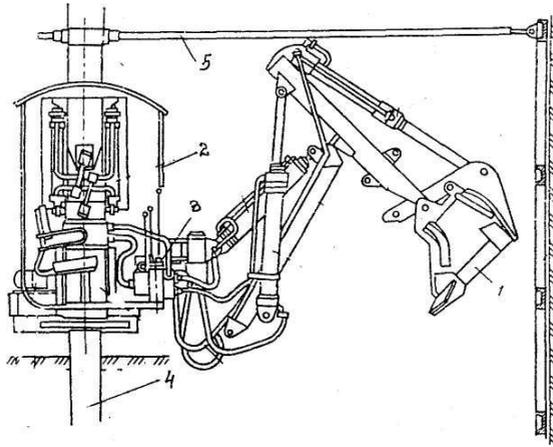


Рис. 3. Шахтный экскаватор:

1 – ковш; 2 – кабина; 3 – пульт управления; 4 – центральная труба вертительного перемещения экскаватора; 5 – телескопические растяжки

Крепление. Устье ствола, как правило, проходят с временным креплением. По мере проходки непосредственно из забоя навешиваются металлические кольца временной крепи. Между смежными кольцами и породными стенками ствола устанавливают и расклинивают короткие доски. Этот процесс называется затяжкой стенок ствола.

После проходки устья на полную мощность наносов, возводят снизу вверх монолитную бетонную или железобетонную крепь. Деревянная опалубка по мере бетонирования наращивается кольцами высотой 1,5 – 1,8 м. В слабых породах временная крепь не снимается, остается в бетоне.

Если устье ствола проходится по коренным породам, устойчивость которых позволяет обнажать их на высоту 3 – 4 м без длительного поддержания, возможна проходка сразу с постоянным креплением монолитным бетоном, но для этого необходима передвижная металлическая опалубка, которая не всегда имеется к началу проходки устья.

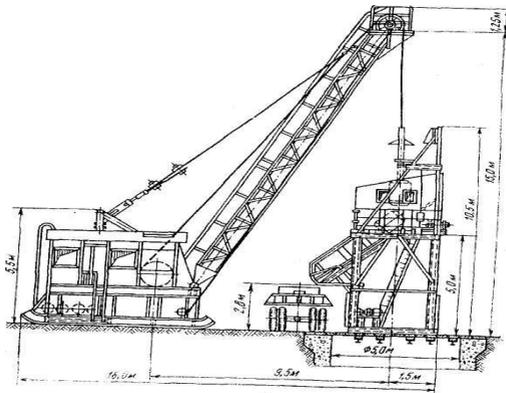


Рис. 4. Проходческий агрегат ПАШ-100

После проходки устья ствола или технологического отхода, смонтированный рядом копер надвигается на ствол. Его ноги (укосины) закрепляются на бетонных тумбах. Затем на копер навешивается ствольное проходческое оборудование: бадьи с направляющими рамками; подвесной проходческий полук; ствольная погрузочная машина; подвесной проходческий насос; спасательная лестница; передвижная опалубка; электрические кабели освещения, сигнализации; кабель для электрического взрывания. С целью экономии канатов и лебедок трубопроводы сейчас крепят к стенкам ствола. На этом подготовительный период заканчивается, и начинается основной период строительства ствола шахты.

Контрольные вопросы:

1. Какие работы подготовительного периода строительства шахты относятся к внеплощадным и какие к внутриплощадным?

2. В чем заключается отличие условий проходки устья ствола от условий проходки остальной части ствола?

3. Назовите возможные варианты рыхления породы в забое, ее погрузки в бадью и подъема на поверхность при проходке устья ствола.

1.4. Проведение прямоугольных стволов шахт

Стволы прямоугольного сечения крепят деревянными венцами. Венцы представляют собой прямоугольные рамы из брусьев. Различают сплошную венцовую крепь, когда венцы устанавливаются вплотную друг к другу, венцовую крепь на стойках высотой $1 \div 1,5$ м и подвесную венцовую крепь. Все элементы крепи заблаговременно подготавливают на поверхности, после контрольной сборки их маркируют. Элементы крепи спускают в шахту строго в определенной очередности.

Проходка со сплошной венцовой крепью. При сплошной венцовой крепи стволы проходятся короткими участками. Сначала вынимается порода на глубину 10 – 16 м. Затем с навала взорванной породы в стенках ствола выдалбливаются лунки, в которых закрепляются опорные венцы. На них устанавливаются остальные венцы до примыкания к ранее закрепленному участку ствола (рис 5). Таким образом, работы по выемке породы и креплению осуществляются последовательно. Выемка породы ведется сверху вниз, а крепление снизу вверх. Величина заходки выбирается в зависимости от устойчивости породных стенок ствола. Однако делать большие заходки не рекомендуется, т. к. наблюдение за состоянием незакрепленных пород, находящихся высоко над забоем, затрудняется.

Проходка с венцовой крепью на стойках осуществляется в устойчивых породах с коэффициентом крепости $f = 8 - 10$. Возводят ее, как и сплошную венцовую, снизу вверх в пределах звена. Длина звеньев крепи от 5 до 12 м. Звенья ограничены опорными венцами, на которые устанавливают рядовые венцы в разбежку через 0,5 – 1,5 м. Между венцами в углах и местах примыкания к венцам прогонов ставят вертикальные стойки, которые соединяют с венцами в шип и укрепляют скобами. Для предотвращения вывалов породы бока выработки между венцами укрепляют деревянными затяжками и забучивают мелкой породой. Венцовая крепь на стойках показана на рис. 6.

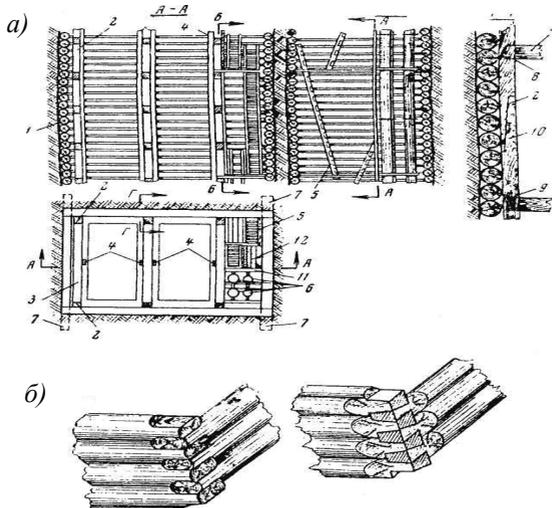


Рис. 5. Сплошная венцовая крепь:

а – общий вид крепи; *б* – соединение элементов венцов; 1 – венцы; 2 – прогоны (вандруты); 3 – расстрелы; 4 – проводники; 5 – лестницы; 6 – трубное отделение; 7 – опорные венцы; 8 – гребни в расстрелах; 9 – пары в прогонах; 10 – соединение прогонов; 11 – ограждение лестничного отделения; 12 – полка лестничного отделения

Проходка с подвесной венцовой крепью – рис. 7. Подвесная крепь наращивается сверху вниз вслед за проходкой. Брусья очередного венца подвешиваются к ранее установленному венцу на крючьях с легкого подвесного полка. Между венцами устанавливаются стойки. Крючья имеют резьбу с гайками, при помощи которых венцы стягиваются и вместе со стойками создают устойчивую пространственную конструкцию. Точность установки крепи проверяется по отвесам, пропущенным в углах ствола. Венцы центрируются и закрепляются деревянными клиньями, забиваемыми между брусками и породными стенками. За венцами размещается затяжка, изготовленная из досок или обпол. Закрепляются они также клиньями. Зазор между затяжкой и стенкой ствола заполняется обрезками досок (отходами) и породной мелочью (забутовкой).

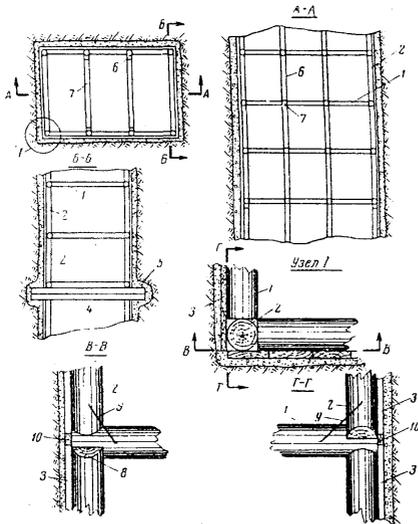


Рис. 6. Венцовая крепь на стойках:

- 1 – венцы; 2 – стойки;
- 3 – затяжка;
- 4 – 5 – опорные венцы;
- 6 – прогоны; 7 – расстрелы;
- 8 – замок; 9 – скоба;
- 10 – клин

После закрепления участка ствола на 4 – 6 м (расстояние между лестничными полками) осуществляется армирование: настилается лестничная полка, устанавливается лестница, ограждается лестничное отделение досками, навешиваются на расстрелы проводники, наращиваются трубопроводы. Для разгрузки верхних венцов периодически через каждые 10 – 15 м устанавливаются опорные венцы.

Подъем бадей осуществляется в клетевых отделениях. Направляющая рамка бади движется по постоянным проводникам. Для погрузки породы используется грейферный грузчик с ручным вождением. Лебедка для подвески грузчика устанавливается на временном полке, настилаемом на расстрелах армировки. По мере проходки ствола он переносится ближе к забою. Шпурь бурят ручными перфораторами.

Расчет деревянной крепи производится по короткой стороне ствола шахты, т. к. длинная сторона дополнительно поддерживается расстрелами, расстояние между которыми меньше пролета венца по короткой стороне.

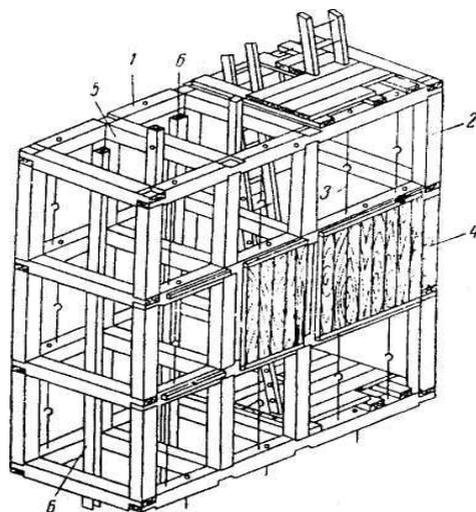


Рис. 7. Подвесная венцовая крепь:
 1 – венцы; 2 – стойки; 3 – крючья; 4 – затяжки;
 5 – расстрелы; 6 – прогоны

При расчете короткая сторона венца рассматривается как балка, свободно лежащая на двух опорах и подверженная изгибу за счет давления боковых пород.

Нагрузка, приходящаяся на один венец:

$$P = q \cdot \ell \cdot L, H,$$

где q – расчетное давление на крепь, Па;

ℓ – длина короткой стороны ствола, м;

L – расстояние между венцами, м.

Максимальный изгибающий момент в середине короткой стороны

$$M = \frac{P \cdot \ell}{8} = \frac{q \cdot \ell^2 \cdot L}{8}, H \cdot i.$$

Необходимый момент сопротивления сечения венца

$$W = \frac{M}{R} = \frac{q \ell^2 L}{8R}, i,$$

где R – расчетное сопротивление древесины растяжению равное 16 МПа для круглого леса и 13 МПа – для пиленного.

Момент сопротивления сечения круглого леса $W = 0,1d^3$. Подставив значение W в формулу, определим необходимый диаметр из круглого леса:

$$d = \sqrt[3]{\frac{0,1 \cdot q \cdot \ell^2 L}{8R}}, \text{ м}.$$

Если крепь изготовлена из пиломатериалов, то для брусьев $W = Bh^2/6$, где B и h – соответственно ширина и толщина пиломатериалов, м. Задавшись одним из размеров бруса и подставив значение W в формулу, можно найти необходимые размеры брусьев.

Контрольные вопросы:

1. Относительные преимущества и недостатки прямоугольной и круглой формы ствола?
2. Как организуется работа по проходке прямоугольного ствола с применением сплошной венцовой крепи, венцовой крепи на стойках и подвесной венцовой крепью?
3. Как рассчитывается венцовая крепь?

1.5. Схемы проходки стволов шахт круглого сечения

Схема проходки определяет взаимосвязь во времени и в пространстве основных видов работ – выемку породы и возведение постоянной крепи.

Нашли применение три схемы проходки: последовательная, совмещенная (совместная) и параллельно-щитовая.

Последовательная схема (рис. 8) – ствол проходится участками глубиной 20 – 30 м. Очередной участок сначала углубляется с временным креплением (рис. 9), после чего снизу вверх на всю его высоту возводится постоянная монолитная бетонная крепь. Временная крепь при этом снимается, оставляется она в бетоне только при очень слабых породах.

Последовательная схема отличается большими непроизводительными затратами, связанными с возведением и снятием временной крепи, устройством и последующей разборкой деревянной опалубки. Много времени тратится на приведение призабойного участка ствола в безопасное состояние – удаление кусков породы с колец временной крепи, заброшенной туда взрывом. Скорость проходки готового (закрепленного) ствола обычно не превышает 30 м в месяц.

Последовательная схема сейчас имеет ограниченное применение, например для проходки устья ствола или углубки ствола на очередной рабочий горизонт.

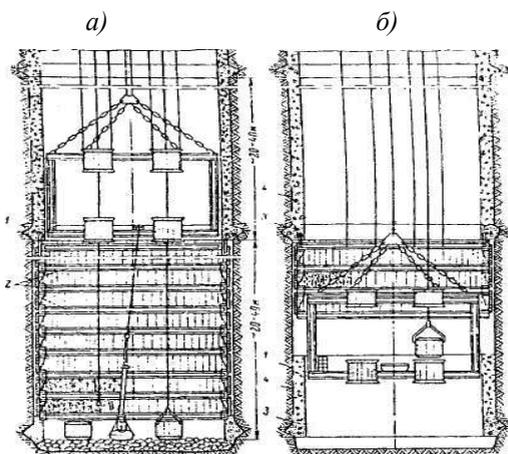


Рис. 8. Последовательная схема проходки ствола:
а – погрузка породы; б – возведение постоянной крепи;
1 – подвесной полок; 2 – кольца временной крепи;
3 – опорный венец; 4 – постоянная крепь

Параллельно-щитовая схема (рис. 10) – работы по выемки породы и креплению осуществляются одновременно. Постоянная бетонная крепь наращивается вслед за проходкой с подвесного проходческого полка, находящегося на высоте 25 – 30 м над забоем. Для предохранения людей от возможных обрушений пород незакрепленные стенки ствола между полком и забоем ограждаются круглым металлическим щитом, подвешенным за канаты [1].

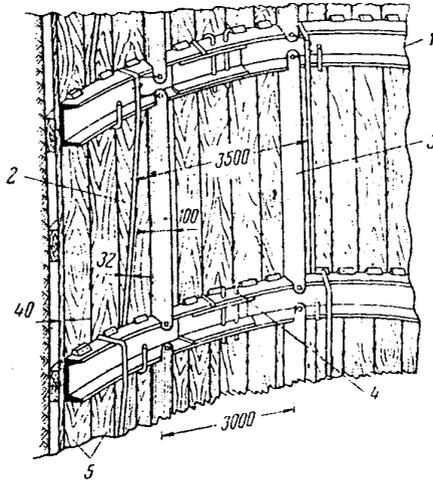


Рис. 9. Временная крепь вертикальных стволов круглой формы:
 1 – кольца; 2 – крючья подвески колец; 3 – распорки между кольцами;
 4 – штыри для соединения сегментов кольца; 5 – затяжка

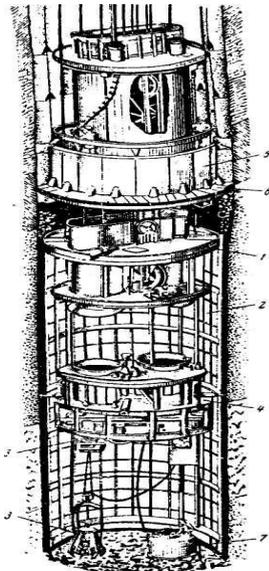


Рис. 10. Параллельно-щитовая схема проходки (комплекс оборудования КС-1М-6.2):
 1 – полок подвески щита-оболочки;
 2 – щит-оболочка; 3 – погрузчик;
 4 – маневренный полок с погрузчиком;
 5 – опалубка; 6 – поддон опалубки;
 7 – бадья

Порядок выполнения работ: углубляется забой на высоту передвижной опалубки – 3 – 3,5 м, затем, последовательно, на такое же расстояние опускаются металлический щит, подвесной проходческий полок, передвижная металлическая опалубка, которая устанавливается на поддон или непосредственно на подвесной полке. Пространство за опалубкой заполняется быстротвердеющей смесью до стыка с ранее возведенной бетонной крепью.

Следует отметить, что длинные щиты служат только ограждением и не могут предотвратить обрушения породных стенок ствола. При вывалах щиты часто заклиниваются, что приводит к серьезным производственным осложнениям, иногда их приходится демонтировать. Одновременная работа в забое и на подвесном полке, находящимся высоко над забоем, предъявляет повышенные требования к мерам безопасности и организации труда.

К параллельно-щитовой схеме прибегают эпизодически, в случае необходимости достижения высокой скорости проходки. В 1969 г. на шахте №17–17-бис (Донбасс) после тщательной технической и организационной подготовки за месяц было пройдено 401 м готового ствола. Такой скорости до этого нигде в мире не достигли.

Совмещенная схема (рис. 11) – ствол проходится короткими заходками по 3 – 4 м, сразу с постоянным креплением. Работы выполняются в следующей последовательности: как только уровень отбитой породы в процессе уборки понизится от конца забетонированной части ствола на рабочую высоту передвижной металлической опалубки, уборка прекращается. На специально оставленный слой породы опускается и устанавливается опалубка. Пространство за опалубкой заполняется быстротвердеющей смесью до стыка с ранее возведенной бетонной крепью. После этого оставшаяся под опалубкой порода убирается и приступают к бурению шпуров для углубки ствола на следующую заходку. Совмещенная схема исключает необходимость временного крепления ствола, свободна от отмеченных недостатков

параллельно-щитовой схемы, технологична, более безопасна. Производительность труда забойной группы при этой схеме выше, чем при последовательной и параллельно-щитовой схеме. В настоящее время стволы в основном проходят по совмещенной схеме.

Выбор схемы проходки. Целесообразной можно считать ту схему, которая обеспечивает наименьшие сроки строительства ствола шахты данной глубины.

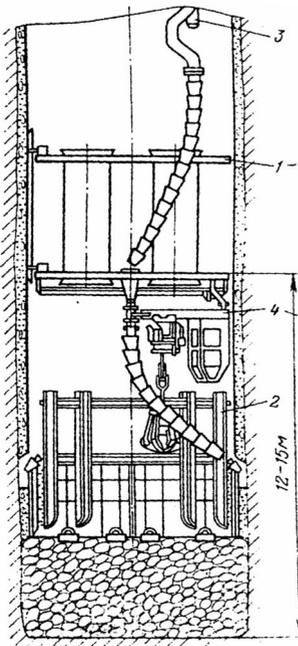


Рис. 11. Совмещенная (совместная) схема проходки:
1 – подвесной проходческий полук;
2 – опалубка; 3 – бетонопровод;
4 – погрузчик

В табл. 1 приводится перечень работ, присущих сравниваемым схемам проходки. Продолжительность указанных работ зависит от принятого оборудования, квалификации проходчиков, гидрогеологических условий и многих других факторов. В таблице приводятся предполагаемые затраты времени на отдельные работы при средних условиях проходки. Чтобы воз-

возможные ошибки в предварительной оценке трудоемкости отдельных работ меньше влияли на правильность выбора схемы в целом, необходимо соблюдать сопоставимость условий. Если принимаются какие-то затраты при одной схеме проходки, то при другой они должны быть увеличены или уменьшены в соответствии с относительным изменением объема работ и условиями их выполнения.

В таблице приняты обозначения по порядку:

t_1 – продолжительность оснащения ствола при последовательной схеме проходки (8 месяцев);

H – глубина ствола;

L – глубина шпуров (3 м);

h – коэффициент использования шпуров (0,85);

$T_{ц}$ – продолжительность буровзрывного цикла (12 ч);

t_2 – суммарная продолжительность работ по установке, снятию и ремонту временной крепи, отнесенная к 1 м ствола;

$h_{оп}^I$; $h_{оп}^II$; $h_{оп}^III$ – рабочая высота опалубки

($h_{оп}^I = 1,5$ м; $h_{оп}^II = 4$ м; $h_{оп}^III = 3$ м);

t_3 – затраты времени на очередную установку опалубки при последовательной схеме (2,5 ч);

t_4 – продолжительность укладки бетона на 1 м ствола. (производительность укладки бетона за опалубку можно принять – $5 \text{ м}^3/\text{ч}$);

$h_{шп}$ – шаг перемещения подвешенного проходческого полка на новую заходку (20 м);

t_5 – продолжительность наращивания трубопроводов на величину заходки (6 ч);

t_6 – продолжительность переоснащения ствола для армирования (0,5 месяцев).

В случае равнозначности схем с точки зрения сроков проходки (разница во времени $\pm 5\%$) следует отдать предпочтение совмещенной, как более безопасной и более экономичной.

Таблица 1
Относительные затраты времени на выполнение отдельных работ

Не совмещенные во времени работы	Затраты времени, мес.		
	последовательная схема	совмещенная схема	параллельно - щитовая схема
Оснащение ствола проходческим оборудованием	t_1	$1,2 \cdot t_1$	$1,8 \cdot t_1$
Проходка устья ствола	совмещается с оснащением	то же	то же
Выемка породы (буровзрывные работы и погрузка породы)	$\frac{H \cdot T_4}{L \cdot \eta \cdot 24 \cdot 30}$	то же	то же
Работы, связанные с временным креплением	$\frac{H \cdot t_2}{24 \cdot 30}$	нет	нет
Установка опалубки	$\frac{H \cdot t_3}{h_{on} \cdot 24 \cdot 30}$	$\frac{0,2 \cdot H \cdot t_3}{h_{on} \cdot 24 \cdot 30}$	$\frac{0,4 \cdot H \cdot t_3}{h_{on} \cdot 24 \cdot 30}$
Укладка бетонной смеси за опалубку	$\frac{H \cdot t_4}{24 \cdot 30}$	$\frac{0,8 \cdot H \cdot t_4}{24 \cdot 30}$	совмещается с работами в забое
Перемещение полка и наращивание трубопроводов	$\frac{H \cdot t_3}{h_{un} \cdot 24 \cdot 30}$	то же	на 50 % совмещается с работами в забое
Переоснащение ствола к армированию	t_6	$1,2 \cdot t_6$	$1,4 \cdot t_6$
Армирование	$\frac{H \cdot t_3}{h_{op} \cdot 24 \cdot 30}$	то же	то же

Контрольные вопросы:

- 1. По каким схемам проходятся стволы шахт круглого сечения?*
- 2. Какой порядок выполнения работ при последовательной схеме проходки?*
- 3. Какой порядок выполнения работ при параллельно-щитовой схеме проходки?*
- 4. Какой порядок выполнения работ при совмещенной схеме проходки?*

2. ОПЕРАЦИИ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛА

2.1. Уборка породы

После проветривания подключается освещение, осматривается ствол, приводится в рабочее состояние подвесной проходческий полок и грузчик, удаляется порода, заброшенная взрывом на оборудование, опускается подвесной проходческий насос, при необходимости разравнивается порода для установки первой бадьи перед загрузкой. На подготовку к погрузке породы затрачивается 1 – 1,5 ч.

Для погрузки породы применяются грейферные пневмогрузчики. По способу управления они делятся на грузчики с ручным вождением грейфера и грузчики с механизированным вождением грейфера.

Грузчик с ручным вождением (рис. 12) подвешивается к канату, опущенному с барабана специальной пневматической лебедки, установленной на подвесном проходческом полке. Он состоит из грейфера, пневматического подъемника и системы управления ими. Грейфер представляет собой короткий цилиндр относительно большого диаметра, в котором перемещается поршень со штоком. К концу штока шарнирно подсоединяются рычаги лопастей. При помощи трехходового крана, установленного на ручке вождения грузчика, сжатый воздух подается в верхнюю или нижнюю часть цилиндра. В зависимости от этого поршень со штоком движется вниз или вверх. При движении поршня вниз шток, действуя на рычаги, раскрывает лопасти, при движении вверх – закрывает их, происходит захват породы. Загруженный грейфер поднимается пневмоподъемником на высоту бадьи и усилием двух-трех проходчиков надвигается на нее для разгрузки. Грейферный грузчик с ручным вождением применяется обычно в стволах диаметром до 5 м.

Для проходки стволов большого диаметра используется грузчик с механизированным вождением. Грузчик с механизированным вождением (рис. 13) состоит из грейфера, кругового и радиального монорельса, тельфера, кабины для машиниста.

Подъем грейфера осуществляется пневматическим тельфером, перемещаемым по радиальной раме-балке. Рама, в свою очередь, вращается вокруг оси ствола при помощи тележки поворота, ролик которой катается по круговому монорельсу. Таким образом, грейфер может одновременно перемещаться по радиусу и вместе с рамой вокруг оси ствола, что обеспечивает захват и разгрузку породы в любой точке забоя.

На производительность грейферных грузчиков существенно влияет глубина шпуров. Для определения влияния глубины шпуров на среднюю производительность погрузки породы были проведены хронометражные наблюдения за процессом погрузки породы.

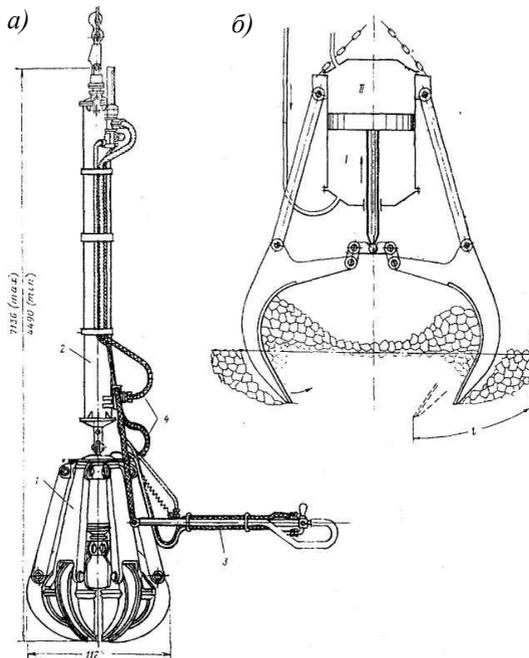


Рис.12. Пневмопогрузчик с ручным вождением типа КС-3:
а – общий вид; б – кинематическая схема грейфера; 1 – грейфер;
2 – пневмоподъемник; 3 – водило; 4 – пневмосистема

При наблюдении, отмечалось чистое время погрузки каждой бады от начала уборки до полной зачистки забоя и строился график изменения производительности по мере понижения слоя убираемой породы. Один из таких графиков приводится на рис. 14. На оси абсцисс отмечен объем погруженной породы, измеряемый в бадьях, или порядковый номер бады с начала уборки, а на оси ординат – производительность грейфера при погрузке в данную бадью. Как видно из графика, процесс уборки породы по условию работы и по производительности можно разделить на две стадии.

В первой стадии уборка ведется с наибольшей производительностью, которая сохраняется до момента, когда толщина слоя разрыхленной породы уменьшается до глубины внедрения лопастей грейфера, т. е. когда они начинают скользить по целику забоя.

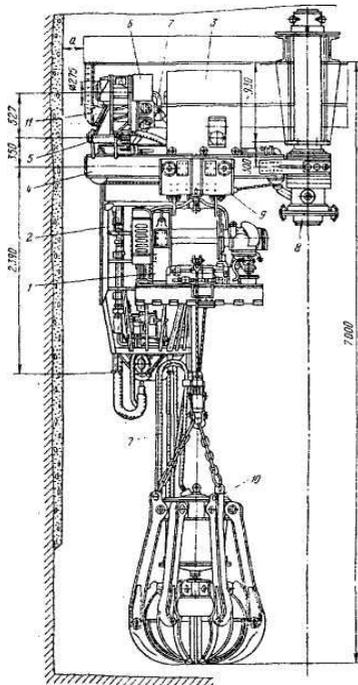


Рис. 13. Погрузочная машина
КС-2у/40:

- 1 – тельфер; 2 – кабина машиниста; 3 – механизм радиального перемещения тельфера;
- 5 – ролик подвески кабины;
- 6 – механизм кругового перемещения; 7 – пневмокоммуникация; 8 – двухъярусная центральная подвеска;
- 9 – тележка тельфера;
- 10 – грейфер вместимостью 0,65 м³; 11 – кольцевой монорельс

Во второй стадии производительность снижается пропорционально уменьшению слоя оставшейся части породы. Разброс точек на графике объясняется принятым порядком работы при зачистке забоя. Порода во второй стадии сначала собирается на забое в кучи, а затем грузится в бады. Средняя производительность по погрузке двух-трех смежных бадей укладывается на наклонной прямой без значительного отклонения.

При уменьшении слоя разрыхленной породы до 0,1 – 0,15 м практически уже невыгодно вести уборку грузчиком. Оставшуюся часть породы убирают вручную. Толщина слоя породы, убираемого во вторую стадию, для данного типа грузчика всегда постоянна и равна высоте лопасти грейфера.

Тогда время, затраченное на уборку породы в первой стадии можно выразить так

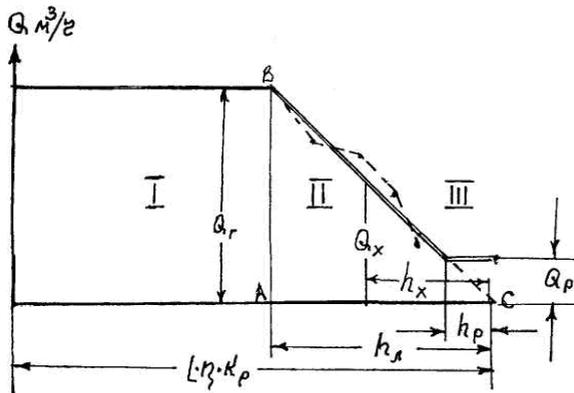


Рис. 14. Характер изменения производительности грейферного грузчика по мере уменьшения убираемого слоя породы

$$t_1 = \frac{(L \cdot \eta \cdot k - h_{\bar{e}}) S_{i\bar{o}}}{\theta_{\bar{a}}}, \text{ ч,}$$

где L – глубина шпуров, м;

η – коэффициент использования шпуров;

S_n – сечение ствола в проходке, м²;

K – коэффициент разрыхления породы;

h – глубина внедрения лопастей грейфера, (высота лопасти), м;

θ_2 – производительность грузчика, м³/ч.

Если принять, что производительность грузчика во второй стадии уменьшается прямо пропорционально снижению убираемого слоя породы, то, используя приемы высшей математики, находим: общая продолжительность уборки породы во второй стадии грузчиком с последующей зачисткой вручную равна:

$$t_2 = \left(\frac{h_{\lambda}}{\theta_2} \ln \frac{h_{\lambda}}{h_p} + \frac{h_p}{n \cdot q_p} \right) S_{np}, \text{ ч},$$

где h_p – глубина слоя, убираемая вручную, с учетом разборки забоя, м;

q_p – производительность ручной уборки породы, м³/ч.

n – количество проходчиков, занятых на погрузке.

В табл. 2 приводятся значения натуральных логарифмов (\ln) возможных соотношений h_{λ}/h_p .

Таблица 2

Значения натуральных логарифмов

h_{λ}/h_p	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5
$\ln h_{\lambda}/h_p$	0	0,41	0,7	0,92	1,1	1,25	1,39	1,5	1,61

В основании шпуров после взрывания расположенных в них зарядов получается слой породы, сильно разбитый трещинами, но не оторванный от целика. Этот слой затрудняет забуривание шпуров и их дальнейшее бурение, особенно ручными перфораторами. Крупные осколки породы, проваливаясь в шпур, часто заклинивают буровые штанги. Иногда штанги не удается вытащить из пробуренного шпура и они остаются там, на время взрыва забоя. Не извлеченную штангу проходчики называют «свечой». Приходится дополнительно бурить новые

шпуры. Поэтому сильно разрушенный, но неоторванный слой породы снимают при помощи отбойных молотков, т. е. производят «разборку» забоя.

Объем породы, подлежащей разборке, так же, как и коэффициент использования шпура, зависит от физико-механических свойств пород, характера их напластований и от качества буровзрывных работ. Но и при одинаковых условиях объем разборки увеличивается с глубиной шпуров.

Например, при проходке ствола шахты "Слепая" Березовского рудника время разборки забоя в среднем определялось следующими цифрами (табл. 3).

Таблица 3

Глубина шпуров и время разборки забоя

Глубина шпуров, м	Глубина разборки, м	Время разборки, ч
1,5	0,07	2,0
2,0	0,10	2,5
3,0	0,15	3,5

Из приведенной таблицы видно, что при незначительной глубине разборки на ее затрачивается много времени. По этой причине на некоторых предприятиях разборку забоя не производят полностью, а бурят шпуры через слой разрушенной породы при помощи коротких обсадных трубок – кондукторов. Обсадные трубки позволяют сократить продолжительность разборки примерно на 40 %. Применение трубок позволяет также значительно повысить коэффициент использования шпуров, особенно в обводненных стволах. Трубки устанавливают так, чтобы они выступали над забоем. В этом случае шпуры не заливаются буровой мелочью после продувания их струей сжатого воздуха и, следовательно, качество заряжания получается более высоким. Продолжительность разборки может быть определена через коэффициент использования шпуров

$$t_p = \frac{1}{\eta^2}, \text{ ч.}$$

2.2. Бурение шпуров в забое ствола

Подготовка к бурению. После зачистки забоя от породы с поверхности доставляются перфораторы, шланги и буровой инструмент. На забой опускается отвес. В центре забоя бурится короткий шпур, в него забивается колышек, от которого специальным шаблоном-рейкой размечаются шпуры. К воздухораспределителю подсоединяют шланги, к ним перфораторы и приступают к бурению. На подготовку затрачивается 0,6 – 1 ч. Для сокращения времени на подготовку к бурению ручными перфораторами на некоторых предприятиях применяют специальные контейнеры для спуска бурильных машин и штанг в ствол. Бурильные машины опускают уже подключенными к воздухо- и водораспределителю, смонтированному в контейнере (рис. 15).

Количество шпуров определяется из отношения:

$$N = \frac{Q_{BB}}{0,7 \cdot \gamma} = \frac{qv}{0,7 \cdot \gamma} = \frac{qS \cdot L}{0,7 \cdot \gamma' L} = \frac{q \cdot S}{0,7 \cdot \gamma'},$$

где Q_{BB} – количество ВВ, взрываемое за цикл, кг,
 γ – количество ВВ, которое вмещается в один шпур, кг;
 0,7 – коэффициент, учитывающий заполнение шпура;
 q – удельный расход ВВ (норма расхода ВВ на 1 м^3 породы),
 кг/м³;

V – объем породы, разрушаемый за взрыв, м³;

S – сечение выработки в проходке, м²;

L – глубина шпуров, м;

γ' – количество ВВ, которое вмещается в 1 м шпура, кг;

$$\gamma' = \frac{\pi d^2}{4} \cdot \rho, \text{ кг,}$$

ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³;

d – диаметр заряда, м.

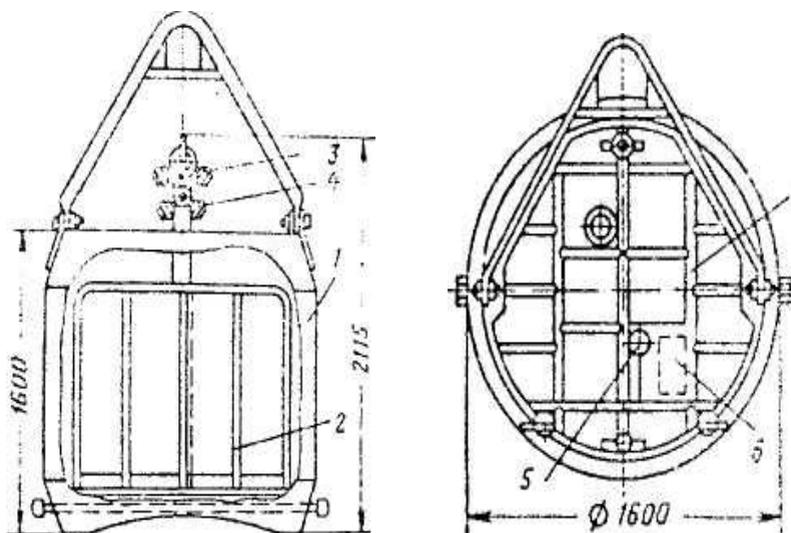


Рис. 15. Контейнер для спуска-подъема бурового оборудования:
1 – корпус бабьи БПС-3; 2 – ячеистая кассета для бурильных молотков съёмная; 3 – штуцеры с автоматическим затвором для сжатого воздуха; 4 – штуцеры для подключения воды; 5 – место для буровых штанг; 6 – пневматический съёмник коронок

Шпурь в забое располагаются по концентрическим окружностям рис. 16. Диаметр врубной окружности принимается равным

$$D_b = 0,3 \div 0,4 D_n, \text{ м,}$$

где D_n – диаметр ствола в черне, м.

Оконтуривающие шпурь забуриваются на расстоянии 15 – 20 см от породных стенок ствола. Общее число окружностей принимают такое, чтобы расстояние между ними было в пределах 0,6 – 0,8 м.

Шпурь распределяются по окружностям пропорционально их длинам.

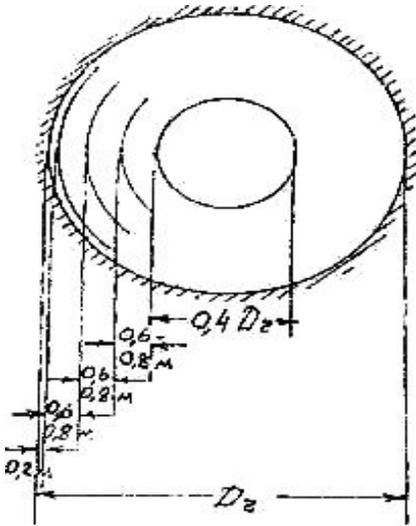


Рис. 16. Определение количества окружностей для распределения шпуров по забою ствола

Количество шпуров, приходящееся на 1 м окружности

$$a = \frac{N}{l_1 + l_2 + l_3 + \dots l_n},$$

где $l_1, l_2, l_3 \dots$ – длины первой, второй, третьей и т. д. окружностей, м;

N – общее количество шпуров в забое.

Количество шпуров на окружностях будет

$$N_1 = a \cdot l_1; \quad N_2 = a \cdot l_2; \quad N_3 = a \cdot l_3 \dots$$

Шпуры бурят ручными или колонковыми перфораторами. Последние перемещаются по направляющим, установленным на манипуляторах. Манипуляторы закрепляются к опорной колонне. Таким образом, 3 – 4 перфоратора вместе с направляющими и манипуляторами объединяются в одну конструкцию, получившую название бурильная установка – БУКС, СМБУ и др. [11].

Опорная колонна разных установок удерживается в рабочем положении по-разному. В бурильной установке типа БУКС (рис.17) применяется раздвижная колонна. Она подвешивается к тельферу погрузмашины. При работе телескопическая колонна жестко распирается между тельфером и забоем ствола. После обуривания пакета шпуров колонна вместе с манипуляторами и бурильными машинами перемещается тельфером грузчика на новую позицию для бурения очередного пакета шпуров и т. д.

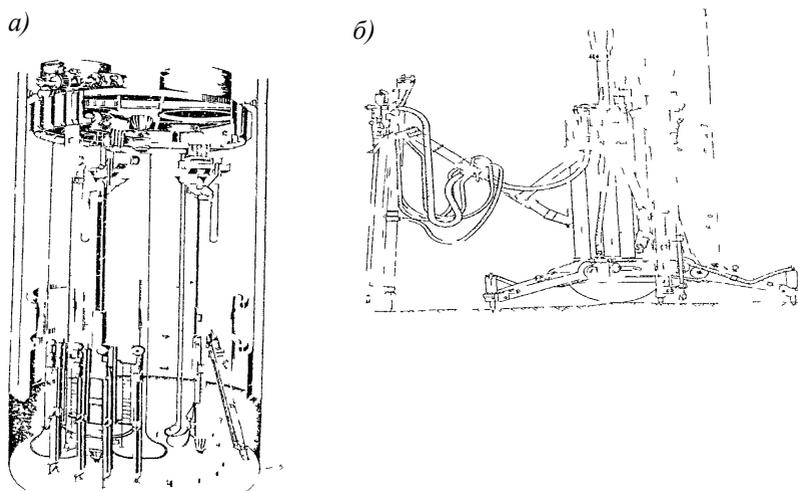


Рис. 17. Бурильные установки:

*а – установка БУКС-1 м; б – установка БУС1; 1 – буровая машина;
2 – раздвижная (распорная) колонна; 3 – направляющие;
4 – тельфер пневмогрузчика; 5 – забой ствола*

Бурильная установка типа СМБУ имеет короткую колонну. Устанавливается она в середине забоя и в рабочем положении удерживается тремя растяжками, концы которых крепятся к опалубке (рис.18). Конструкция манипуляторов позволяет обуривать установкой весь забой с одной позиции.

Все буровые установки в ствол опускаются с поверхности.

Поэтому конструкция установок предусматривает возможность компактно складывать их для транспортирования на поверхность через ограниченные проемы на полке и приемной площадке.

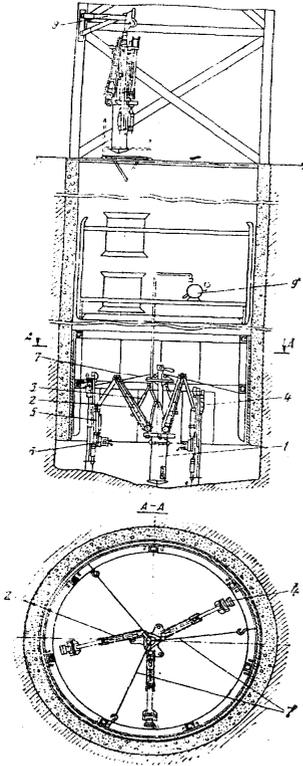


Рис. 18. Бурильная установка СМБУ-4 м:

- 1 – опорная колонна;
- 2 – стрелы манипуляторов;
- 3 – гидроцилиндры;
- 4 – гидроударник;
- 5 – направляющие; 6 – пульт управления; 7 – растяжки;
- 8 – подвеска буровой установки в копре;
- 9 – маслостанция

2.3. Заряжание шпуров и монтаж электровзрывной сети

Перед заряжением забой освобождается от бурового оборудования и инструмента. Сжатым воздухом очищаются шпуров. Затем опускают в бадью последовательно ВВ, боевики и забочный материал - глину или гранулированный шлак.

Для взрывания шпуров при проходке стволов в основном применяют скальный аммонит. Он обладает высокой мощностью, устойчив к воде, имеет большой объемный вес. Патроны прессованного скального аммонита хорошо проваливаются в шпур, вытесняя воду. Это облегчает зарядание и повышает качество заряда. При необходимости патроны досылаются в шпур легким нажатием деревянной штанги (тромбовником).

К концам двух жил одного кабеля трудно подсоединять большое количество электродетонаторов. На месте соединения образуется большой клубок проводков с ненадежными контактами. Поэтому над забоем натягиваются на кольшках два оголенных провода – (антенна). К оголенным проводам антенны присоединяют сначала электродетонаторы, а затем подводящий провод взрывного кабеля. Кольшки вставляются в свободную часть устьев заряженных шпуров. Антенна должна находиться на такой высоте от забоя, чтобы при выключенном насосе она не оказалась в воде в момент взрывания. Электродетонаторы подсоединяются по последовательной, параллельной или смешанной схемам (рис.19).

Последовательная схема позволяет заранее "прозвонить" сеть, вовремя выявить и устранить возможные неисправности, допущенные при ее монтаже. Однако, из-за большого общего сопротивления, сила электрического тока от заданного источника может оказаться недостаточной.

Параллельная схема более технологична. Не мешая друг другу, монтаж сети могут вести несколько человек, что существенно сокращает продолжительность зарядания. Однако сила тока, раздробленная на все параллельно подсоединенные электродетонаторы, также может оказаться недостаточной.

Смешанная схема сложна в монтаже, но за счет оптимального разделения электродетонаторов на параллельные группы, можно существенно (2 – 3 раза) увеличить силу тока в каждом электродетонаторе по отношению к предыдущим схемам, при том же источнике.

В соответствии с Едиными правилами безопасности монтаж электровзрывной сети (рис. 20) должен вестись от забоя в

сторону источника тока. Применительно к условиям проходки ствола работа организуется следующим образом. После подсоединения электродетонаторов к «антенне» часть проходчиков выезжает на подвесной проходческий полок и приводят его и оборудование на нем в безопасное состояние.

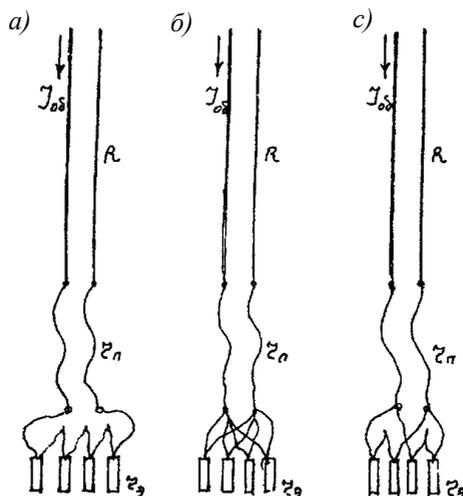


Рис. 19. Схемы соединения электродетонаторов:
а – последовательная; *б* – параллельная; *с* – смешанная

На полке убирают шланги, открывают все проемы на перекрытиях полка и закрепляют все створки в открытом положении, чтобы их не сорвало взрывной воздушной волной и пропускают через проемы подвесной проходческий насос при его подъеме. Взрывник и один или два наиболее квалифицированных проходчика занимаются проверкой схемы соединения электродетонаторов в забое. После чего, подсоединяют к "антенне" подводящие провода. Чтобы каждый раз не повреждать магистральный взрывной кабель, его не доводят до забоя на $20 \div 30$ м. Антенна к жилам кабеля подсоединяется через легкие и, следовательно, дешевые провода (звонковые). После взрыва они выбрасываются.

Ранее выехавшие на подвесной проходческий полок проходчики поднимаются на поверхность. Взрывник и оставшиеся проходчики после подсоединения подводящего провода к антенне садятся в бадью и медленно поднимаются на полок, по пути разматывают моток звонкового провода. На полке концы его подсоединяют к жилам взрывного кабеля. Затем все выезжают на поверхность.

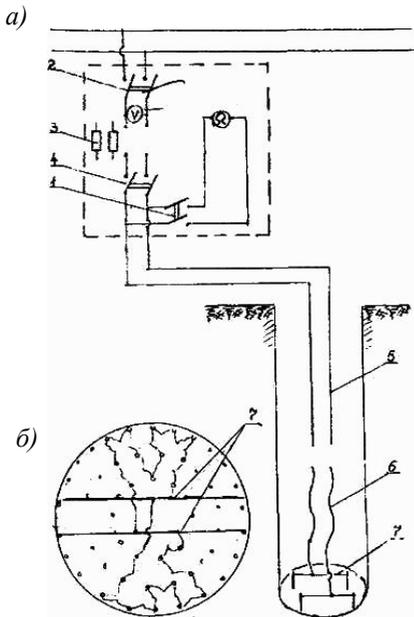


Рис. 20. Электровзрывание при проходке стволов шахт:
а – электровзрывная сеть;
б – подсоединение электродендеров к антенне

На поверхности взрывник последовательно выполняет следующие операции:

а – ключом, который хранится только у него, открывает минную станцию;

б – проверяет правильность монтажа электровзрывной сети, для чего подсоединяет омметр к сети (рубильник – 1). Фактическое сопротивление взрывной сети не должно отличаться от расчетного более чем на 10 %;

в – отключает омметр и проверяет напряжение в источнике тока (рубильник – 2);

г – если все в порядке, вставляет плавкие предохранители – 3, предварительно отключив рубильник – 2;

д – последовательно включая рубильники 2 и 4 производит взрыв.

После взрыва выключает все рубильники, вынимает плавкие предохранители и закрывает на замок минную станцию. Перед очередным заряданием шпуров взрывник обязан открыть минную станцию и убедиться, что все рубильники отключены, а плавкие предохранители вынуты, затем закрыть ее, а ключ взять с собой.

Контрольные вопросы:

1. *Назовите операции проходческого цикла и их примерную продолжительность.*

2. *Какие стадии уборки породы можно выделить при использовании грейферного грузчика?*

3. *Как осуществляется захват породы грейфером, его подъем и перемещение для разгрузки в бадью?*

2.4. Расчет электровзрывной цепи

Расчет преследует цель: выбрать наиболее целесообразную схему подсоединения электродетонаторов при данном источнике тока, определить силу тока, которая пройдет через каждый электродетонатор и сравнить ее с гарантийной силой тока. Сила тока, проходящая через электродетонатор, должна быть не меньше гарантийной.

Для наиболее распространенных типов электродетонаторов гарантийная сила постоянного тока равна 1 А, переменного – 2,5 А. Однако отдельно взятый электродетонатор этого типа безотказно взрывается от тока, сила которого в десятки раз меньше. Необходимо пояснение, почему для надежного взрыва электродетонатора требуется столь большая сила тока, если он присоеди-

нен к группе других электродетонаторов.

Взрывание электродетонатора условно разделим на два этапа. Первый этап – время накаливания мостика электродетонатора до воспламенения зажигательной смеси. Второй этап – время передачи пламени от внутреннего до внешнего слоя зажигательной смеси, т. е. вплоть до взрыва. При малой силе тока может оказаться, что в самом чувствительном электродетонаторе мгновенного действия смесь воспламенится, сгорит, произойдет взрыв и, следовательно, разрыв сети, а у менее чувствительных, за это время смесь не успеет воспламениться – будут отказы. Повысим силу тока – резко увеличивается интенсивность выделения тепла. В соответствии с законом Джоуля количество выделенного тепла пропорционально квадрату силы тока. И в этом случае, более чувствительный электродетонатор взорвется первым, но до разрыва сети у менее чувствительных электродетонаторов успеют воспламениться зажигательные смеси, что обеспечивает также их взрыв. Следовательно, сила тока должна быть такой, чтобы за время воспламенения и горения зажигательной смеси у самого чувствительного электродетонатора, хотя бы воспламенилась смесь у самого нечувствительного. В этом случае все электродетонаторы взорвутся. Такая сила тока является гарантийной.

Исходя из понятия, «гарантийной силы тока» электро-взрывная сеть должна отвечать следующим требованиям: все электродетонаторы в сети должны быть одинакового сопротивления, соединять их необходимо так, чтобы через каждый электродетонатор проходил равный по величине ток.

Общая сила тока, идущая от источника в сторону электродетонаторов, определяется по закону Ома:

$$J_{об} = \frac{U}{R''}, A,$$

где U – напряжение источника тока, В;

R'' – общее сопротивление взрывной сети, Ом;

При последовательной схеме соединения (рис. 19, а)

$$R'' = R + r_n + nr_э, \text{ Ом},$$

где R – сопротивление кабеля взрывания, Ом;

r_n – сопротивление подводящих проводов, Ом;

$r_э$ – сопротивление электродетонатора, Ом;

n – количество электродетонаторов, соединенных последовательно.

В рассматриваемой схеме ток, идущий от источника, нигде не разветвляясь, последовательно проходит через каждый электродетонатор. Следовательно, сила тока, проходящая через электродетонатор, равна

$$i_э = J_{о\bar{o}}.$$

Она должна удовлетворять условию

$$i_э \geq i_r,$$

где i_r – гарантийная сила тока, А.

При параллельной схеме соединения (рис. 19, б)

$$R_{о\bar{o}} = R + r_n + \frac{r_э}{m}, \text{ Ом},$$

где m – количество электродетонаторов, параллельно соединенных между собой.

Из схемы видно, что общая сила тока перед электродетонаторами делится на m равных частей. Тогда, сила тока проходящая через каждый электродетонатор находится по формуле:

$$i_э = \frac{J_{о\bar{o}}}{m}, \text{ А},$$

и она должна удовлетворять условию $i_э \geq i_r$

При смешанной схеме соединения все электродетонаторы

делятся на равные группы. Внутри группы электродетонаторы соединяются между собой последовательно, а группы – параллельно (рис.19, с)

$$R_{iá} = R + r_n + \frac{n \cdot r_y}{m}, \text{ Ом}$$

где n – количество электродетонаторов в группе, m – количество групп.

$$i_y = \frac{J_{iá}}{m}, \text{ А.}$$

Здесь также должно быть выполнено условие $i_y \geq i_r$.

Общее сопротивление сети и, следовательно, сила тока, проходящая через электродетонатор, зависит от количества групп, на которые делятся все электродетонаторы. Расчеты показывают, что с увеличением количества групп сила тока вначале растет, а затем падает (рис. 21).

Оптимальное сочетание количества групп и количества электродетонаторов внутри группы при смешанной схеме можно находить, так называемым «методом проб и ошибок», т. е. повторять вычисления, каждый раз изменяя значения m и n .

Чтобы избавиться от лишних вычислений можно взять производную от математического выражения зависимости i_y от m и n и решить ее, тогда получим значения

$$m' = \frac{u}{2i_r(R + r_n)}, \quad n' = \frac{u}{2i_r \cdot r_y}, \quad S = m' \cdot n',$$

где m' – оптимальное количество групп электродетонаторов,
 n' – допустимое количество электродетонаторов в группе при заданном источнике тока.

S – наибольшее количество электродетонаторов, которое можно взорвать от данного источника тока.

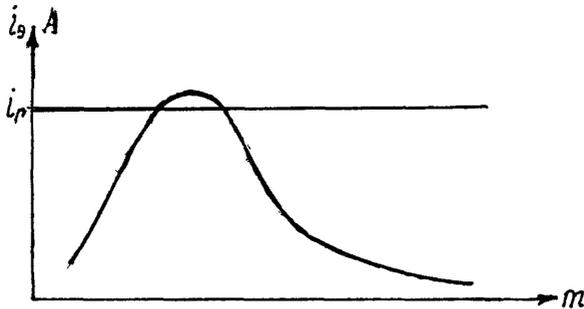


Рис. 21. Характер изменения силы тока в электродетонаторе в зависимости от количества групп, на которые разбиты все электродетонаторы

Пример. В забое ствола пробурено 100 шпуров. Возникает вопрос – можно ли взорвать 100 зарядов при следующих условиях: $U = 220\text{В}$, $r_3 = 5\text{ Ом}$, $R = 6\text{ Ом}$, $r_n = 4\text{ Ом}$, $i_r = 2,5\text{ А}$.

Решение:

$$m' = \frac{220}{2 \cdot 2,5(6+4)} = 4,4; \quad n' = \frac{220}{2 \cdot 2,5 \cdot 5} = 8,8;$$

$$S = 4,4 \cdot 8,8 = 38.$$

При указанных условиях можно взорвать не более 38 зарядов.

Чтобы взорвать большее количество зарядов необходимо принять более мощный источник тока или использовать электродетонаторы с меньшим сопротивлением или кабели с жилами большего сечения. Примем $U = 380\text{ В}$, не меняя другие условия. Тогда получим

$$m' = \frac{380}{2 \cdot 2,5(6+4)} = 7,6; \quad n' = \frac{380}{2 \cdot 2,5 \cdot 5} = 15,2;$$

$$S = 7,6 \cdot 15,2 = 115.$$

От источника 380 В гарантированно взрываются 115 электродетонаторов.

В нашем случае можно поступать следующим образом – сократить количество шпуров до 98, с тем, чтобы соответствующее количество электродетонаторов разделить на 7 равных групп по 14 штук в группе. Если необходимо взорвать больше зарядов, тогда принять 7 групп по 15 электродетонаторов.

Проверим возможность гарантированного взрывания при последнем варианте.

$$J_{ia} = \frac{380}{6 + 4 + \frac{15 \cdot 5}{7}} = 18,36 \text{ A}; \quad i_y = \frac{18,36}{7} = 2,6 \text{ A} > i_r.$$

Условия гарантированного взрывания всех зарядов обеспечено.

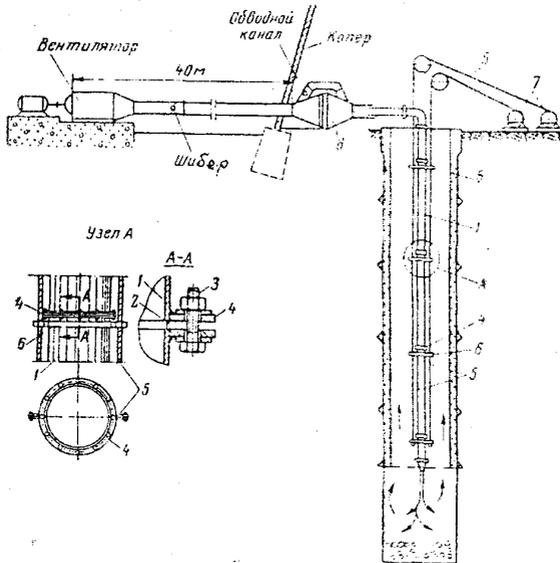
Следует заметить, что чрезмерно большой ток может вызвать взрывное разрушение мостика электродетонатора, и последний взорвется без замедления, на которое он рассчитан. В результате будет нарушена необходимая очередность взрывания зарядов. Надо стремиться, чтобы сила тока в электродетонаторе была не менее i_r , но и не слишком большой, а в пределах $i_s = i_r \div 2i_r$.

Контрольные вопросы:

- 1. Как распределяются шпуры в стволах круглого сечения?*
- 2. По каким схемам могут соединяться электродетонаторы?*
- 3. В каком порядке производится монтаж электровзрывной сети?*
- 4. Какое отличие в понятиях безопасная сила тока и гарантийная сила тока?*
- 5. Как определить оптимальное количество групп при смешанной схеме соединения электродетонаторов?*

2.5. Проветривание ствола

В зимний период при всасывающей схеме проветривания возможно обмерзание стенок ствола. Обрушение льда создает чрезвычайно опасные условия работы в стволе. По этой причине в зимнее время применяется только нагнетательная схема проветривания. Для проветривания устанавливаются два вентилятора, которые работают поочередно. Один, с высокой производительностью, осуществляет проветривание забоя непосредственно после взрывания шпуров, другой в остальное время. Схема и узлы вентиляционной установки представлены на рис. 22.



22. Схема и узлы вентиляционной установки для проходки ствола:
 1 – трубы; 2 – уплотнение в соединениях; 3 – болты; 4 – фланцы;
 5 – канаты подвески; 6 – хомуты; 7 – лебедки; 3 – калорифер

Один вентилятор рассчитывается по фактору взрывания, другой – по числу работающих людей.

Целью расчета является выбор вентиляционной установки (вентилятора и вентиляционных труб), обеспечивающей проветривание ствола за заданное время (в соответствии с ЕПБ не более 30 мин.). Вентилятор должен обладать необходимой производительностью и способностью создавать необходимый напор для преодоления сопротивления воздуха при его движении по трубам и выбирается по этим двум параметрам [11].

Производительность вентилятора

$$Q_{\text{вент}} = Q_{\text{воз}} \cdot K_{\text{ут.}},$$

где $Q_{\text{воз}}$ – количество воздуха, которое необходимо ежеминутно подавать в забой, чтобы проветрить ствол за заданное время.

$K_{\text{ут.}}$ – коэффициент, учитывающий потери воздуха при его транспортировании по трубам.

Для определения $Q_{\text{воз}}$ при проходке стволов шахт используется особая формула:

$$Q_{\text{воз}} = \frac{2,25 \cdot S_c}{t} \sqrt[3]{\frac{\varphi \cdot B_1 \cdot b \cdot L^2}{S_c \cdot K_{\text{ум.}}^2}}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где S_c – сечение ствола в свету, м^2 ;

t – заданное время проветривания, мин.;

B_1 – масса взрываемого ВВ, кг;

b – газовость ВВ, л/кг (по углю – 100 л/кг, по породе – 40 л/кг);

φ – коэффициент, учитывающий растворение газов водой при наличии притока. В сухих стволах $\varphi = 0,8$; при притоке до $6 \text{ м}^3/\text{ч}$ – 0,6, до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ – 0,3; свыше $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ – 0,15.

L – полная длина трубопровода (глубина ствола), м.

Коэффициент утечек воздуха при металлических трубах рассчитывается по формуле

$$K_{\text{ум.}} = \left(\frac{1}{3} d \cdot K \frac{L}{\ell} \sqrt{R-1} \right)^2,$$

где K – коэффициент воздухопроницаемости; d – диаметр труб, м; ℓ – длина звена трубопровода, м; L – длина трубопровода, м. Аэродинамическое сопротивление трубопровода определяется из выражения:

$$R = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot L}{d^5},$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления (табл. 5).

Для прорезиненных труб коэффициент утечек соответствует значениям, приведенным в табл. 4.

Расход воздуха по пылевому фактору рассчитывается из соотношения

$$Q_p \geq 60 \cdot V \cdot S, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где v – скорость движения воздуха, обеспечивающая вынос витающей пыли, м/мин; S – площадь поперечного сечения выработки, м^2 .

Расход воздуха по числу работающих людей, определяется по формуле:

$$Q_p = 6 \cdot n, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где 6 – норма расхода чистого воздуха ($\text{м}^3/\text{мин}$) на одного работающего;

n – число людей, одновременно работающих в забое.

Таблица 4
Коэффициент утечек воздуха прорезиненного трубопровода

Длина трубопровода, м	100	200	300	400	500	600	700	800
Коэффициент утечек воздуха	1,07	1,14	1,19	1,25	1,30	1,36	1,39	1,43

Таблица 5
Значение аэродинамического сопротивления “а” для
различных труб

Вид труб	Значения $a \cdot 10^3$ для труб диаметром, мм			
	300	400	500	600
Фанерные	3 – 3,5	–	–	–
Металлические	–	4,23	3,96	3–.74
Матерчатые прорезиненные	–	6,99	6,4	5,66
Текстолитовые	–	1,66	1,60	1,51

Для перемещения воздуха по вентиляционному ставу вентилятор должен действовать на него с силой – F , достаточной чтобы преодолеть силу трения воздуха о внутренние стенки трубопровода и местные сопротивления (повороты, сужения, заслонки и т. п.)

$$F = h \cdot S, \text{ Н}, \quad h = h_c + h_d, \text{ Па},$$

где h – необходимый напор вентилятора для преодоления указанных сопротивлений трубопровода, Па,

h_c – депрессия прямолинейных участков трубопровода, учитывает трение воздуха о внутренние стенки трубопровода, Па;

h_d – депрессия местных сопротивлений трубопровода (завдвижки, колены и пр.), Па;

S – сечение трубопровода, м^2 ,

$$h_c = R \cdot Q^2_B, \text{ Па},$$

$$h_d = \varepsilon \frac{v^2 \cdot \gamma}{2g}, \text{ Па};$$

ε – коэффициент местных сопротивлений, для вентилятора местного проветривания можно принять равным 1;

v – скорость движения воздуха по трубам, м/с

$$v = \frac{Q_B}{S}, \text{ м/с;}$$

γ – объемный вес воздуха, Н/м³ ($\gamma = 1,2 \cdot 9,81 = 11,76 \text{ Н/м}^3$),
 где 1,2 – масса 1м³ влажного воздуха, кг.

Пример: Выбрать вентилятор для следующих условий:

$$Q_B = 5 \text{ м}^3/\text{с}; \quad L = 700 \text{ м}; \quad d = 0,9 \text{ м}, \quad a = 0,003$$

Решение:

$$S = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,9^2}{4} = 0,64 \text{ м}^2;$$

$$v = \frac{Q_B}{S} = \frac{5}{0,64} = 7,81 \text{ м/с;}$$

$$R = 6,5 \frac{\alpha \cdot L}{d^5} = 6,5 \frac{0,003 \cdot 700}{0,9^5} = 23,1 \frac{\text{г} \cdot \text{н}^2}{\text{г}^8};$$

$$h_c = R \cdot Q_B^2 = 23,1 \cdot 5^2 = 578,4 \text{ Па;}$$

$$h_0 = \varepsilon \frac{v^2 \cdot \gamma}{2q} = 1 \cdot \frac{7,81^2 \cdot 11,76}{2 \cdot 9,81} = 36,6 \text{ Па;}$$

$$h = h_c + h_0 = 578,4 + 36,6 = 615 \text{ Па;}$$

$$F = h \cdot S = 615 \cdot 0,64 = 393,6 \text{ Н.}$$

Потребляемая мощность вентилятором

$$N_c = \frac{F \cdot v}{0,8 \cdot \cos \varphi} = \frac{393,6 \cdot 7,81}{0,8 \cdot 0,75} = 5123,36 \text{ Вт}$$

По каталогу выбирается вентилятор, который при напоре 615 Па обеспечивает заданную производительность 5 м³/с, а установленный на нем двигатель обладает мощностью не ниже 5,1 кВт.

Диаметр вентиляционных труб принимается в зависимости от количества воздуха, подаваемого в забой, и длины проветриваемой выработки.

Таблица 6

Диаметр трубопровода в зависимости от подачи вентилятора и длины проветриваемой выработки

Количество воздуха, м ³ /с	Диаметр труб, мм при длине выработки, м		
	до 200	200 – 400	400 – 600
До 1,5	400	400	500
1,5 – 3,0	400	500	600
3,0 – 4,5	500	600	700

Контрольные вопросы:

1. По каким схемам проветриваются горные выработки?
2. По какому принципу работают осевые и центробежные вентиляторы?
3. По каким параметрам выбираются вентиляторы и как они определяются?

2.6. Выбор рациональной глубины шпуров и построение циклограммы проходки ствола

При выборе глубины шпуров следует принимать во внимание, что при малой глубине шпуров увеличивается количество буровзрывных циклов, и, соответственно, возрастает удельный вес непроизводительных затрат, связанных с подготовительно-заключительными операциями. С другой стороны, с увеличением глубины шпуров снижаются скорость бурения и значение коэффициента использования шпуров. Оптимальной следует считать такую глубину, при которой достигается наименьший расход времени на проходку 1 м ствола и, следовательно, наибольшая производительность труда.

Для обоснованного выбора глубины шпуров на практике проводят хронометражные наблюдения за выполнением всех вспомогательных операций проходческого цикла, а также наблюдения за изменением коэффициента использования шпуров в зависимости от их глубины. Располагая этими данными, подсчитыв-

вают производительность труда при разной глубине шпуров.

Расчеты показывают, что с увеличением глубины шпуров производительность труда вначале растет, а затем падает. Сопоставляя данные расчетов, выбирают оптимальную глубину шпуров.

Методику выбора оптимальной глубины шпуров покажем на примере. При этом используем данные, полученные при проходке стволов шахт полиметаллических месторождений Казахстана.

Производительность труда в зависимости от глубины шпуров удобнее определять по прилагаемой форме, табл. 7.

В таблице приняты обозначения:

T_c – продолжительность рабочей смены, ч;

$T_{ц}$ – продолжительность проходческого цикла, ч;

n – количество одновременно работающих проходчиков;

t_y – продолжительность уборки породы, ч;

t_p – продолжительность разборки забоя, ч;

t_6 – продолжительность бурения шпуров, ч;

q_T – производительность труда, м³/чел. смен.

K_p – коэффициент разрыхления породы;

Q_T – техническая производительность погрузочной машины, м³/ч;

η – коэффициент использования шпуров (КИШ), зависит от глубины шпуров и принимается из табл. 8;

t – затраты времени на переход от шпура к шпуру и забуривание, для ручных перфораторов $t = 4$ мин, для перфораторов, установленных на БУКС, $t = 6$ мин;

$V_ч$ – чистая скорость бурения при условии, что энергия удара поршня перфоратора полностью передается на забой шпура, см/мин, определяется по формуле проф. Успенского;

ξ – коэффициент, учитывающий поглощение энергии удара массой бура;

β – коэффициент, учитывающий характер воздействия бурового инструмента на породу. При вращательно-ударном способе бурения;

$\beta = 0,8$, при ударно-поворотном – $\beta = 1$;

m_1 – масса 1 м буровой штанги, кг;

m_2 – масса поршня со штоком бурильной машины, кг.

Операции цикла можно разделить на две группы. К первой группе относятся операции, на которые глубина шпуров прак-

тически не оказывает влияние. Их продолжительность обуславливается только техническим уровнем оснащения ствола и гидрогеологическими условиями проходки. Ко второй группе относятся операции, продолжительность которых зависит также и от глубины шпуров. Продолжительность операций первой группы принимаем по табл. 9. Продолжительность операций второй группы определяется в зависимости от глубины шпуров.

Таблица 7
Показатели проходческого цикла в зависимости от глубины шпуров

Коэффициент крепости породы, $f = 16$					Примечание
Глубина шпуров – L, м	2	3	4	5	
Коэффициент использования шпуров – КИШ, η	0,78	0,70	0,63	0,56	Табл. 17
t_p , ч	1,64	2,0	2,52	3,2	
$\xi = 4\beta \frac{L \cdot m_1 m_2}{(L \cdot m_1 + \beta \cdot m_2)^2}$	0,96	0,85	0,75	0,66	
$t_\delta = \frac{L \cdot N}{n \cdot V_4 \cdot \xi} + \frac{N \cdot L}{n}$, ÷	2	2,7	3,6	4,6	
$t_y = \left(\frac{L \cdot \eta \cdot K_p - h_\varepsilon}{\theta_{\bar{a}}} + \frac{h_\varepsilon \cdot \ln \frac{h_\varepsilon}{h_p} + \frac{h_p}{n \cdot q_p}}{\theta_{\bar{a}}} \right) S_{\text{ш}, \div}$	1,68	2,27	2,72	3,02	
Операции цикла, не зависящие от глубины шпуров: $\sum t_{bc, \div}$	5,5	5,5	5,5	5,5	Табл. 18
$\dot{O}_\delta = t_{\bar{a}} + t_y + t_p + \sum t_{bc, \div}$	10,8	12,45	14,34	16,32	
$q_T = \frac{L \cdot \eta \cdot S_n \cdot T_{\text{ни}}}{\dot{O}_i \cdot n_n}$, м ³ /чел.-смен	5,20	6,10	6,20	6,0	

Таблица 8

Коэффициент использования шпуров (КИШ) в зависимости от их глубины по данным ВНИИЦВЕТмета (ВВ скальный аммонит)

Глубина шпуров, м	КИШ в породах с коэффициентом крепости		
	$f = 6 - 8$	$f = 10 - 12$	$f = 14 - 16$
2	0,9	0,875	0,78
3	0,86	0,815	0,7
4	0,82	0,75	0,63
5	0,76	0,69	0,56
6	0,69	0,62	0,54

В рассматриваемом примере, при определении скорости и продолжительности бурения, приняты следующие значения: $m_1 = 6$ кг; $m_2 = 10$ кг; $b = 0,8$; энергия единичного удара поршня перфоратора – $A = 90$ Дж; количество ударов в минуту $n = 2200$ уд/мин; коронка крестовая, суммарная длина лезвия коронки – $d = 0,0675$ м; прочность породы $[\delta] = 16 \cdot 10^7$ Па; угол заточки коронки – $\alpha = 120^\circ$; коэффициент трения лезвия коронки о породу – $F = 0,3$; $N = 60$; продолжительность вспомогательных операций в процессе бурения одного шпура $t = 0.16$ ч; $n_n = 6$.

Чистая скорость бурения без учета поглощения энергии удара поршня массой буровой штанги равна

$$V_v = \frac{8 \cdot A \cdot n}{\pi \cdot d^2 \cdot [\delta] \cdot \left[\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + F \right]} = \frac{8 \cdot 90 \cdot 2200}{3,14 \cdot 0,0675^2 \cdot 16 \cdot 10^7 \left(\operatorname{tg} \frac{120}{2} + 0,3 \right)} = 0,35 \text{ м/мин} = 20,8 \text{ м/ч}$$

При определении продолжительности уборки породы приняты следующие значения: $\theta_2 = 50$ м³/ч; $S_{np} = 30$ м²; $K_p = 1,8$.

Результаты расчета внесены в табл. 7.

Таблица 9

Продолжительность вспомогательных операций в зависимости от горнотехнических условий проходки

Операции	Горнотехнические условия проходки			
	1 подъемная машина и водопристок в забой шахты >10 м ³ /ч	2 подъемные машины и водопристок в забой шахты >10 м ³ /ч	1 подъемная машина и водопристок в забой шахты >10 м ³ /ч	2 подъемные машины и водопристок в забой шахты >10 м ³ /ч
	Продолжительность операции, ч			
Подготовка к уборке	2,3	2,0	1,6	0,9
Подготовка к бурению	1,4	1,0	1,0	0,8
Подготовка к заряданию	0,8	0,6	0,5	0,4
Зарядание	рассчитывается по нормам затрат времени на один шпур (5 мин на 1 шпур одним рабочим). К заряданию привлекаются все рабочие $t_{\text{вар}} = \frac{N \cdot 5}{60 \cdot n_{\text{пр}}}, \text{ч}$			
Подготовка к взрыванию	1,2	0,9	0,8	0,6
Взрывание, проветривание	0,5	0,5	0,5	0,5

По результатам расчета строим график зависимости производительности труда забойной группы проходчиков от глубины шпуров (рис. 23).

Если допустить, что достоверность исходных данных, принятых в расчетах в пределах $\pm 5\%$, тогда область примерно

одинаковой производительности труда будет заключена между ординатами, имеющими значения $0,95 q_{\max}$, на графике она заштрихована.

В рассматриваемом примере можно утверждать, что при бурении шпуров глубиной 2,8 м и 4 м производительность будет примерно одинаковая. Однако при глубине шпуров 2,8 м меньше будет расходоваться буровой стали, коронок, сжатого воздуха, взрывчатого вещества. Поэтому следует глубину принимать в пределах указанной области, но левее ее середины.

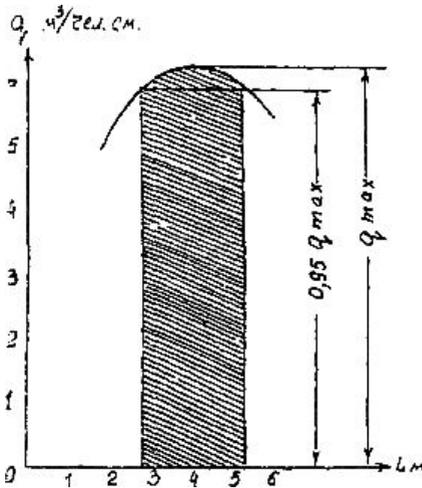


Рис. 23. Производительность труда в зависимости от глубины шпуров

Возвращаясь к нашему примеру, принимаем глубину шпуров 3 м. Продолжительность цикла при этой глубине — 12,45 ч (табл. 7). В таблице также указан перечень операций проходческого цикла и их продолжительность. Используя эти данные, строим циклограмму проходки (рис. 24).

Поскольку уход забоя за взрыв точно выдержать равным рабочей высоте передвижной металлической опалубки невозможно, крепление бетоном в проходческий цикл не включается. Крепление осуществляется каждый раз, когда слой убираемой породы понижается на расстояние, равное рабочей высоте опалубки.

Желательно опалубку устанавливать на специально оставленный большой слой породы 1 ÷ 1,5 м. Если забой ствола окажется рядом с опалубкой – это сильно затруднит бурение оконтуривающих шпуров в очередном цикле. Лучше, не устанавливая опалубку, еще раз обурить забой. Взорванная порода за счет разрыхления снова перекроит уровень, необходимый для установки опалубки на очередной заходке и слой породы под опалубкой окажется большим.

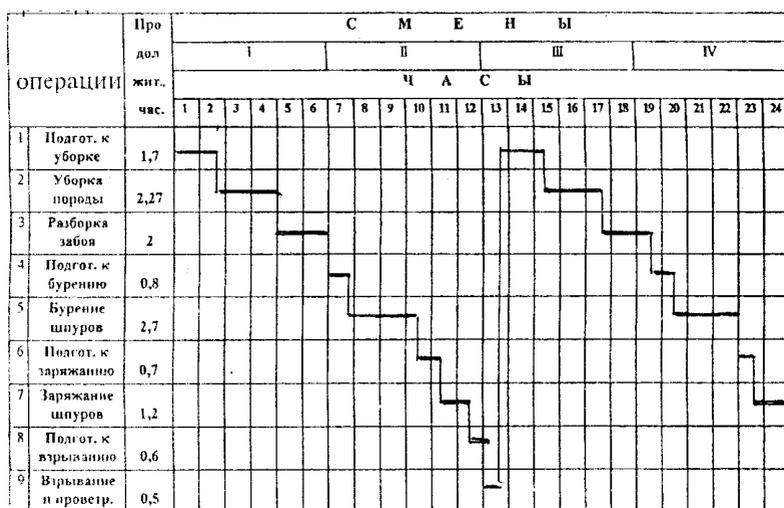


Рис. 24. Циклограмма проходки ствола

2.7. Организация труда при проходке ствола шахты

Организация работ должна обеспечивать высокие темпы проходки ствола и максимальную производительность труда. Прежде всего, выбирается рациональное технологическое оборудование для выполнения основных проходческих операций. При выборе средств бурения руководствуются крепостью пород, а при выборе машин для погрузки породы – сечением ствола в свету.

В породах, имеющих коэффициент крепости меньше 14, более эффективным является вращательно-ударный способ бурения, больше 14 – ударно-поворотный.

Грузчики с механизированным вождением грейфера применяются в стволах, имеющих диаметр больше 5 м. В стволах меньшего диаметра используются грузчики с ручным вождением грейфера.

Поскольку процесс проходки заключается в строгой последовательности выполнения разных по своему содержанию и характеру работ, организуется одна комплексная бригада. Каждый член бригады должен обладать разными профессиями, он должен уметь: бурить шпуры, заряжать их и монтировать электровзрывную сеть (для чего иметь право доступа к производству взрывных работ, т. е. иметь Единую книжку взрывника), работать на погрузочной машине, выполнять работы по креплению ствола, а также прочие работы, сопутствующие проходке ствола.

Руководит проходческой бригадой бригадир, назначаемый из числа наиболее опытных рабочих. Как правило, он не освобождается от основной производственной работы. Бригадир, совместно с начальником проходческого участка или горным мастером, распределяет работу между членами бригады, размещает рабочих по рабочим местам и проводит инструктаж рабочих.

Наиболее распространенной формой оплаты труда рабочих бригады является бригадная сдельная заработная плата, распределяемая между отдельными членами бригады в зависимости от отработанного каждым рабочим времени и его тарифного разряда, отражающего его квалификацию. Не освобожденный бригадир за руководство бригадой получает доплату к своему основному заработку в размере 10 – 15 % своей ставки.

При значительных притоках воды проходку ствола осуществляют непрерывно. Поэтому бригада работает по непрерывной рабочей неделе. Бригада разбивается на четыре звена, которые, сменяя друг друга непосредственно в шахте, работают по 6 ч в сутки. Количество проходчиков в звеньях принимается, исходя из рациональной их расстановки для выполнения основных проходческих работ: бурения, уборки породы и крепления.

При бурении количество людей соответствует количеству одновременно работающих перфораторов. Кроме них, один человек находится на подвесном проходческом полке, и еще один обеспечивает откачку воды из забоя и подает сигналы на поверхность. Количество ручных перфораторов может приниматься из расчета 3 – 4 м² площади забоя на одну машину. При использовании бурильных установок типа БУКС их количество должно быть таким, чтобы на каждую из установленных на них буровых машин приходилось не менее 7 м² площади забоя.

При уборке породы грузчиком с ручным вождением каждую машину обслуживает три человека: один непосредственно управляет, двое помогают ему перемещать грейфер по забою. Кроме того, один проходчик занят на подвесном проходческом полке (следит за проходом бадей через раструбы полка и по мере уборки породы опускает погрузчик при помощи лебедки, установленной на полке), и один – на подаче сигналов и перецепке бадей в забое. Количество грузчиков с ручным вождением принимается из расчета, чтобы на каждый из них приходилось не менее 16 м² площади забоя. Грузчик с механизированным вождением обслуживают 4 человека. Один управляет машиной, двое заняты на перецепке бадей, один – на подвесном проходческом полке.

Если бетонная смесь готовится на центральном бетонном заводе и к стволу доставляется бетоновозами, на бетонировании ствола одновременно занято 4 человека. Один принимает бетон на поверхности и обеспечивает его равномерный спуск в шахту по трубам. Второй, на подвесном полке при помощи специальной заслонки распределяет бетонную смесь по рукавам, двое непосредственно в забое направляют ее за опалубочное пространство. Если бетонная смесь готовится в приствольном бетонорастворном узле, необходимо 6 – 7 человек для приготовления смеси и укладки ее за опалубку в стволе.

Как видим, для выполнения разной работы требуется разное количество людей. На бурение требуется больше, на крепление меньше. Поскольку продолжительность основных работ по проходке ствола не совпадает с продолжительностью рабо-

чей смены, приходится принимать одинаковое количество людей во всех звеньях бригады. При этом должно учитываться следующее обстоятельство: если будет принято количество людей по фактору бурения, скорость проходки несколько увеличивается, но в связи с неполной занятостью проходчиков на других работах средняя производительность труда заметно падает, и, наоборот, при меньшем количестве проходчиков производительность повышается, а скорость снижается. Оптимальное количество людей в шахте может быть установлено только в результате углубленного анализа. На практике упрощают эту задачу и принимают среднее количество рабочих по рассмотренным основным работам.

Иногда в составе комплексной бригады организуется специализированное звено бурильщиков, которое привлекается дополнительно к основному звену для бурения шпуров, что существенно сокращает продолжительность проходческого цикла.

Рабочие дополнительного звена выходят на работу к началу бурения по вызову горного мастера или бригадира. Обычно за ними посылается дежурная машина, вызов случается в любое время суток. Естественно, на такой режим работы необходимо согласие рабочих, тем не менее, его нельзя признать нормальным.

Контрольные вопросы:

- 1. Как определить оптимальную глубину шпуров при проходке ствола?*
- 2. Что отражает циклограмма проходки?*
- 3. Какая организация труда при проходке ствола шахты?*

3. КРЕПЛЕНИЕ СТВОЛОВ ШАХТ КРУГЛОГО СЕЧЕНИЯ

3.1. Давление на крепь ствола шахты

Механизм давления на крепь вертикальной выработки можно представить следующим образом. На контакте с крепью на произвольной глубине выделим куб породы с гранями 1 м^2 , на схеме (рис. 25), он зачернен. Сверху на этот куб давит призма породы, основанием которой он является, с силой равной ее весу – P_1 . В результате куб стремится деформироваться во все стороны, в том числе, и в сторону крепи. Если крепь препятствует деформации, куб упирается в нее, возникает давление. Куб давит на крепь пропорционально давлению, которое испытывает он сам от веса призмы

$$P_2 = A \cdot P_1,$$

где A – коэффициент пропорциональности (коэффициент горизонтального распора). Он показывает – какая часть веса призмы передается на крепь. Чем больше крепь препятствует деформации породы, тем больше она испытывает давление. Если допустить, что породы упругие, а крепь абсолютно жесткая и мгновенно устанавливается вслед за проходкой, то она будет испытывать максимальное давление. Коэффициент горизонтального распора в этом случае будет равен:

$$A = \frac{\mu}{1 - \mu},$$

где μ – коэффициент Пуассона, численно характеризующий упругие свойства породы.

Однако, как отметили ранее, абсолютно жесткой крепи не бывает и устанавливается она через относительно большой промежуток времени после обнажения породы, когда значительная часть деформации уже проявилась. Время между обнажением породных стенок ствола и возведением крепи зависит от приня-

той схемы проходки. Поэтому бывший Всесоюзный научно-исследовательский маркшейдерский институт (ВНИМИ) предложил давление на крепь ствола не рассчитывать, а принимать в зависимости от способа проходки, (табл. 10) [11].

В таблице давление указано для ствола, имеющего диаметр – 6 м. Для стволов других диаметров, указанные в таблице значения давлений следует изменить на 5 % на каждые 0,5 м разницы между диаметрами, соответственно в меньшую или большую сторону. Все же, на практике принято давление на крепь рассчитывать, но без учета упругих свойств породы.

Коэффициент горизонтального распора определяется по углу внутреннего трения породы – φ .

$$A = \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{2}, \quad \varphi = \operatorname{arc} \operatorname{tg}(f K_c)$$

Таблица 10

Глубина ствола, м	Нормативное среднее давление, Па			
	При последовательной и параллельной схемам проходки		При совмещенной схеме проходки	
	Углы падения породных пластов			
	до 30°	более 30°	до 30°	более 30°
до 400	5x10 ⁴	6x10 ⁴	7x10 ⁴	9x10 ⁴
400 – 700	7x10 ⁴	9x10 ⁴	11x10 ⁴	13x10 ⁴

Методику расчета покажем на примере.

Пример. Рассчитать давление на крепь ствола шахты. Характеристика пересекаемых стволом пород указана на рис. 25.

Решение:

Пласт – 1 (наносы) $\varphi_1 = \operatorname{arc} \operatorname{tg}(f_1 \cdot K_{c1}) = \operatorname{arc} \operatorname{tg}(1 \cdot 1) = 45^\circ$

$$A_1 = \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi_1}{2} = \operatorname{tg}^2 \frac{90 - 45}{2} = 0,168. \dots$$

Пласт – 2 (песчаники) $\varphi_2 = \text{arc tg}(f_2 K_{c2}) = \text{arc tg}(15 \cdot 0,5) = 82^\circ$

$$A_2 = \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi_2}{2} = \text{tg}^2 \frac{90 - 82}{2} = 0,0049.$$

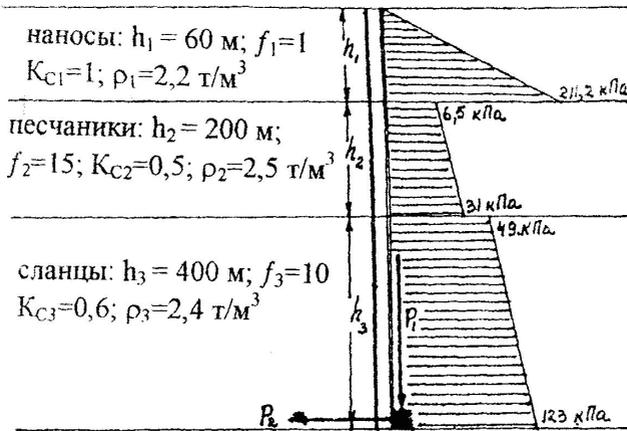


Рис. 25. Пример эпюры давления на крепь ствола:
h – мощность пересекаемых пород, м; *f* – коэффициент крепости образца породы; *r* – плотность породы, т/м³, *K_c* – коэффициент структурного ослабления породного массива

Пласт – 3 (сланцы) $\varphi_3 = \text{arc tg}(f_3 \cdot K_{c3}) = \text{arc tg}(10 \cdot 0,6) = 80^\circ$,

$$A_2 = \text{tg}^2 \frac{90 - \varphi_3}{2} = \text{tg}^2 \frac{90 - 80}{2} = 0,0076.$$

Давление на участке первого пласта:

у кровли $P_1' = 0$;

у почвы $P_1 = A_1 g_1 h_1 = 0,168 \cdot 22 \cdot 60 = 22,76$ кН/м² (кПа),

где g_1 – вес 1 м³ породы, кН, $g_1 = \rho_1 \cdot 9,8 \approx 22 \frac{\text{кН}}{\text{м}^3}$.

Давление на участке второго пласта:

у кровли $P'_2 = A_1 \cdot g_1 \cdot h_1 = 0,0049 \cdot 22 \cdot 60 = 6,5 \text{ кПа}$;

у почвы $P_2 = A_2(g_1 \cdot h_1 + g_2 \cdot h_2) = 0,0049 (22 \cdot 60 + 25 \cdot 200) = 31 \text{ кПа}$.

Давление на участке третьего пласта:

у кровли $D'_3 = A_3(g_1 \cdot h_1 + g_2 \cdot h_2) = 0,0077 (22 \cdot 60 + 25 \cdot 200) = 49 \text{ кПа}$;

у почвы $P_3 = A_3(g_1 \cdot h_1 + g_2 \cdot h_2 + g_3 \cdot h_3) = 0,0077(22 \cdot 60 + 25 \cdot 200 + 24 \cdot 400) = 123 \text{ кПа}$.

По полученным данным строится график распределения давления по глубине ствола (рис. 25.)

3.2. Толщина бетонной крепи стволов шахт

Определение толщины замкнутой крепи является статически неопределимой задачей и решается соответствующими ей методами, изложенными в курсе "Механика горных пород". Для упрощения расчетов можно воспользоваться формулой Ляме:

$$d = R \left(\sqrt{\frac{\sigma}{\sigma - 2P_m}} - 1 \right), \text{ м},$$

где R – радиус ствола в свету, м;

σ – допустимое напряжение в бетоне при сжатии, определяемое по табл. 11, кПа;

P_m – максимальное давление на крепь, кПа.

Таблица 11

Расчетные сопротивления бетона

Марка бетона	Класс бетона	Расчетные сопротивления сжатию, Па
150	В 15	$60 \cdot 10^5$
200	В 20	$70 \cdot 10^5$
300	В 30	$115 \cdot 10^5$

На рис. 25 показано, что максимальное давление оказалось в наносах – в районе устья ствола. Однако устье ствола, как правило, крепится железобетоном. Поэтому в расчет принимается максимальное давление в коренных породах.

Пример. Принимаем марку бетона $M = 200$. (B20).

Допустимое напряжение для этой марки находим в табл. 11, $\sigma = 7000$ кПа

Максимальное давление в коренных породах – $P_m = 123$ кПа.

Тогда толщина крепи ствола с радиусом $R = 3$ м. будет равна

$$d = 3 \left(\sqrt{\frac{7000}{7000 - 2 \cdot 123}} - 1 \right) = 0,05 \text{ м}.$$

С формальной точки зрения крепь толщиной 5 см достаточна, чтобы противодействовать давлению 123 кПа. Однако при определении толщины крепи следует учитывать ряд обстоятельств:

а) При буровзрывном способе проходки точно оконтурить выработку не удастся. При использовании металлической опалубки отдельные выступы на породных стенках ствола не позволяют возводить крепь толщиной менее 10 – 15 см.

б) При тонком слое повышен отвод тепла, выделяющийся в процессе твердения бетонной смеси, что снижает прочность крепи.

в) Из-за повышенной водопроницаемости тонкого слоя бетона, значительное количество цементного "молока" вымывается водой, стекающей по стенкам ствола, что также отрицательно сказывается на прочность крепи.

В соответствии с техническими нормами крепь стволов шахт должны быть не менее 200 мм (табл. 12) [11].

В нашем примере $H = 660$ м. Принимаем толщину бетонной крепи $d = 250$ мм. Такая толщина необходима также для нормальной заделки расстрелов в бетоне крепи при последующем армировании.

Таблица 12

Минимально допустимая толщина крепи

Глубина ствола, м.	Минимальная толщина крепи, мм
до 400	200
800	250
800	300

Поскольку толщина крепи принята большая, чем расчетная, целесообразно снизить марку бетона с целью экономии цемента и повторно рассчитать толщину крепи. Затем определяется состав бетонной смеси, соответствующий принятой марке.

3.3. Расчет состава бетона

Технология крепления горных выработок обычно предусматривает транспортирование бетонной смеси от бетонно-растворного узла до места укладки ее за опалубку по трубам. В этом случае бетонная смесь должна быть подвижной, что достигается за счет повышенного содержания воды. Излишнее содержание воды по отношению к цементу значительно снижает крепость бетона.

Задача заключается в подборе состава бетонной смеси, которая была бы достаточно пластичная и через 28 сут. приобретала заданную прочность.

Техническими нормами предусмотрено для крепления горных выработок применять бетон марки не ниже 150.

Пример. Определить состав бетонной смеси для возведения монолитной бетонной крепи ствола шахты.

Требование к бетонной смеси:

1 – марка бетона – $M_6 = 200$.

2 – смесь должна быть пластичной, т. к. транспортируется по трубам, усадка конуса – 5 см.

Дано:

1. Марка цемента – $M_{ц} = 500$.
2. Крупный заполнитель – щебень с размером зерен до 30 мм.
3. Естественная влажность: песка – $P_{п} = 4\%$, щебня – $P_{щ} = 3\%$ от их массы.

Решение:

Марка бетона связана с маркой цемента зависимостью [13]

$$i_{\text{с}} = A' \left(\frac{\ddot{O}}{\hat{A}} - 0,5 \right) i_{\text{с}},$$

где $M_{\text{б}}$ – заданная марка бетона;

$M_{\text{ц}}$ – марка цемента, которым располагает строительная организация;

A' – коэффициент, учитывающий качество крупных заполнителей. Для щебня $A' = 0,55$; гравия $A' = 0,5$;

$\frac{\ddot{O}}{\hat{A}}$ – цементно-водное отношение (по массе).

Из формулы находим цементно-водное отношение, необходимое для получения бетона заданной марки

$$\frac{\ddot{O}}{\hat{A}} = \frac{i_{\text{с}}}{A' i_{\text{с}}} + 0,5.$$

Цементно-водное отношение или так называемый фактор прочности для нашего примера будет равен

$$\frac{\ddot{O}}{\hat{A}} = \frac{200}{0,55 \cdot 500} + 0,5 = 1,23.$$

Количество воды для приготовления бетонной смеси различной подвижности определяется по табл. 13.

Из таблицы находим необходимое количество воды для приготовления 1 м^3 смеси, заданной пластичности

$$B = 195 \text{ кг (л)}.$$

Таблица 13

Водопотребность бетонной смеси

Характеристика бетонной смеси	Осадка конуса, см	Расход воды для приготовления 1 м ³ в литрах для бетона – В, л/м ³			
		при наибольшей крупности гравия, мм		при наибольшей крупности щебня, мм	
		10	20	10	20
Жесткая	0	130	120	140	130
Жестко–пластичная	1 – 2	180	165	200	185
Пластичная	4 – 6	190	175	210	195

Зная количество воды, находим расход цемента на 1 м³ бетонной смеси.

$$Ц = 1,23 \cdot В = 1,23 \cdot 195 = 240 \text{ кг.}$$

Объем цемента составляет:

$$Ц' = \frac{Ц}{\rho_{ц}} = \frac{240}{3,1} = 77,5 \text{ л,}$$

где $\rho_{ц}$ – абсолютная плотность цемента, кг/л.

Остальной объем в 1 м³ смеси занимает щебень и песок

$$П' + Щ' = 1000 - 195 - 77,5 = 727,5 \text{ л.}$$

Количество песка принимается такое, чтобы он заполнил только пустоты между кусками крупного заполнителя. Объем пустот в насыпном объеме щебня в среднем составляет 40 %, тогда

$$П' = 0,4 \cdot 727,5 = 291 \text{ л,}$$

$$Щ' = 727,5 - 291 = 436,5 \text{ л.}$$

Масса песка и щебня составляет

$$\begin{aligned} П &= П' r_n = 291 \cdot 2,6 = 756,6 \text{ кг}, \\ Щ &= Щ' r_{щ} = 436,5 \cdot 3 = 1309,5 \text{ кг}, \end{aligned}$$

где r_n , $r_{щ}$ – абсолютные плотности песка и щебня, соответственно, кг/л.

Абсолютная плотность предполагает, что вещество не имеет пор и пустот. Найденный состав бетонной смеси приведен в табл. 14.

Таблица 14

Состав 1 м³ бетонной смеси для марки бетона М_б = 200

Составляющие бетонной смеси	Объем, л	Объем, м ³	Масса, кг
Вода	195	0,195	195
Цемент	77,5	0,0775	240
Песок	291	0,291	756,6
Щебень	436,5	0,436	1309,5

Соотношение составляющих бетона по массе

$$Ц: П: Щ = 1 : 3,2 : 5,6 ; \frac{\hat{A}}{\hat{O}} = 0,81.$$

При складировании на открытых площадках песок и щебень могут быть очень влажными. В нашем примере влажность составляет: песка $P_n = 4 \%$. Щебня $P_{щ} = 3 \%$ от массы.

Тогда количество воды, которое необходимо ввести в смесь дополнительно, к уже имеющейся в песке и щебне, составит

$$V_l = B - П \cdot P_n - Щ \cdot P_{щ} = 195 - 756,6 \cdot 0,04 - 1309,5 \cdot 0,03 = 125 \text{ л.}$$

Подбор состава бетонной смеси проведен по упрощенной методике. Она не учитывает многие факторы, от которых также

зависит прочность бетона. Для более точного определения состава смеси используется более сложная методика, приводимая в специальной литературе. Однако в любом случае по ГОСТу требуется уточнять состав путем испытания опытных образцов бетона. Главная задача подбора состава бетонной смеси – получить бетон заданной крепости с максимальной экономией цемента. С целью экономии цемента на практике широко применяют пластификаторы. Относительно небольшая добавка пластификатора обеспечивает бетонной смеси нужную подвижность (удобоукладываемость) при более низком содержании воды и, следовательно, цемента. Сведения о пластификаторах и способах их применения приводятся в справочниках.

3.4. Организация работ по креплению ствола монолитным бетоном

Бетонная смесь готовится на центральных бетонных заводах или непосредственно у строящегося ствола шахты. От завода смесь доставляется к стволу бетоновозами. У ствола она разгружается в бункер. Из бункера через воронку бетонная смесь направляется в бетонопровод и через бетоноразводящие устройства укладывается в заопалубочное пространство (рис. 26). Недостаток централизованного снабжения бетонной смесью, строящихся стволов заключается в том, что выдерживать график крепления ствола практически невозможно. Из-за многочисленных неполадок, которые случаются в процессе выполнения проходческого цикла, происходит отставание от графика, иногда на значительное время (3 – 6 ч). В таких случаях уже доставленная по предварительному заказу бетонная смесь, чтобы не схватилась в кузове машины, часто сбрасывается в отвал. Наоборот, при задержке доставки бетонной смеси, проходчики, после установки опалубки, вынуждены простаивать. По этой причине бетонную смесь чаще готовят у строящегося ствола шахты. Как правило, приствольные бетонно-растворные узлы (БРУ) располагаются ниже поверхности и в непосредственной близости от ствола.

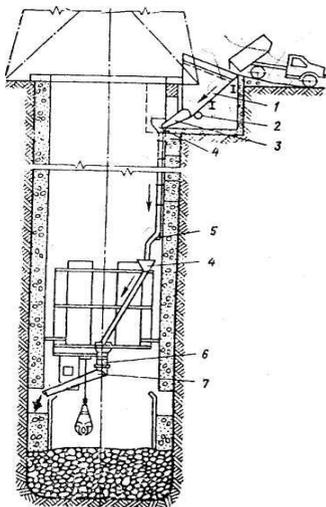


Рис. 26. Схема подачи бетонной смеси в ствол:
1 – приемный бункер;
2 – вибратор; 3 – секторный затвор с лотком; 4 – приемная воронка; 5 – гаситель скорости; 6 – центральная опора с поворотным устройством; 7 – распределительный лоток

Такое расположение БРУ не мешает проезду транспорта на поверхности и облегчает решение вопроса подогрева инертных заполнителей в зимнее время. На рис. 27 представлена одна из возможных схем заглубленного бетонно-растворного узла. Типовые бетонно-растворные установки выполняются из отдельных агрегатов, собираемых на металлических рамах. Простота монтажа и демонтажа обеспечивает их мобильность при перебазировании с одного объекта на другой.

Заслуживает внимания опыт крепления ствола шахты "Скиповая" Белоусовского рудника (Казахстан) [8]. Проектом предусматривалось проходить ствол и одновременно сооружать башенный копер. Для этого строительная площадка была освобождена от проходческого оборудования. Был применен, так называемый, "бескопровой способ проходки". Функции проходческого копра выполняет устье ствола, в котором монтируется подшкивная площадка, разгрузочный станок и нижняя приемная площадка. Для транспортировки к стволу материалов на уровне нижней приемной площадки пройдена штольня. Для выдачи на поверхность породы проведена вспомогательная наклонная выработка, примыкающая к стволу выше штольни.

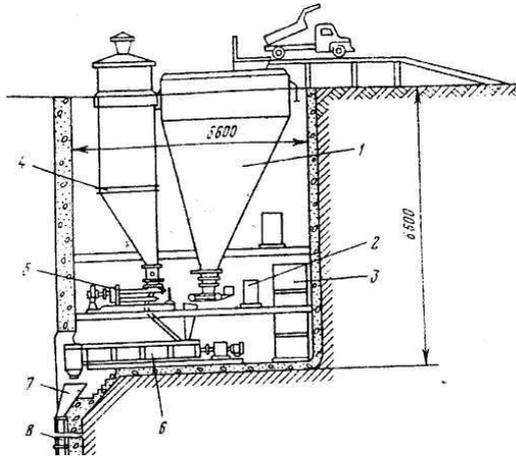


Рис. 27. Схема приствольного заглубленного бетонорастворного узла:

- 1 – бункер для инертных материалов вместимостью 40 м^3 с дозатором; 2 – расходная емкость для ускорителя твердения; 3 – емкость (6 м^3) для воды; 4 – емкость (10 м^3) для цемента с дозатором; 5 – дозатор цемента; 6 – бетономеситель С-543; 7 – приемный желоб; 8 – бетонопровод

Бетонная смесь приготавливалась на бетонно-растворном узле, расположенном на расстоянии 90 м от ствола. Схема размещения оборудования, применяемого при креплении ствола, показана на рис. 28.

Гравийно-песчаная смесь складировается на поверхности возле бункера 1, куда по мере надобности, подается скреперной лебедкой 2. На скреперной дорожке установлена решетка, изготовленная из рельс, через которую мелкая фракция просыпается в бункер, а крупная направляется в воронку щековой дробилки 3. Для обогрева гравия в зимний период бункер оборудован паробогревателем, изготовленным из труб. В камере, пройденной непосредственно над штольной, установлены две бетономешалки, бак для раствора хлористого кальция и ящик 5 для цемента. От бетономешалок бетонная смесь транспортируется к стволу в

опрокидных вагонетках и разгружается в приемный лоток 6. Интенсивность подачи смеси в бетонопровод 7 регулируется изменением угла наклона лотка при помощи тельфера 8. Из штольни бетонная смесь подается по бетонопроводу в распределитель (рис. 28, узел А), расположенный под верхним перекрытием подвесного полка, оттуда самотеком проходит по рукаву в одну из перепускных воронок нижнего этажа и при помощи двух телескопических бетоноводов, расположенных с противоположных сторон, равномерно укладывается за опалубкой. Такое расположение бетоноводов не загромождает призабойную часть ствола и не мешает движению бадей. Внутренняя труба телескопического бетоновода, диаметром 120 мм, шарнирно подвешивается к нижнему этажу подвесного полка. Внешняя – диаметром 150 мм, подвешивается на пневматической лебедке, установленной на этом же полке. Первоначально бетонную смесь предусматривалось уплотнять вибрированием самой опалубки накладными вибраторами. Однако при спуске по трубам бетонная смесь достаточно самоуплотнялась и необходимость в дополнительном уплотнении отпала.

При проходке ствола по крепким породам, где одновременно взрывается большое количество ВВ, предъявляются повышенные требования к конструкции призабойной опалубки. На практике применяют опалубку двух принципиально различных видов: створчатую и секционную. Секционная опалубка более монолитная, не имеет выступающих частей и шарнирных соединений. Ее легко защитить от действия взрыва. Для крепления ствола была принята секционная опалубка облегченной конструкции (рис. 29). Внутреннюю ее сторону, для защиты от ударов кусками породы, футеровали досками толщиной 40 мм, которые крепили так, чтобы в случае поломки доску было бы легко заменить. Однако заменять доски во время проходки не потребовалось, и, рабочая поверхность опалубки видимых повреждений не получила. Сырое дерево оказалось материалом, хорошо предохраняющим опалубку от ударов. Обычно опалубку отрывали от бетона через 12 – 16 ч после окончания крепления заходки, но иногда через 1,5 – 2 сут. Несмотря на это, отры-

валась она относительно легко, и опасения, что в случае какой-либо задержки бетон будет схватываться с опалубкой не подтвердились. Это позволило сделать вывод о возможности увеличения рабочей высоты опалубки.

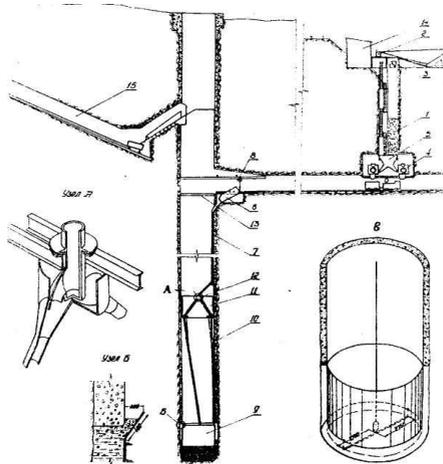


Рис. 28. Размещение оборудования для крепления ствола при бескопровом способе проходки:

- 1 – бункер гравийно-песчаной смеси; 2 – скреперная лебедка;
- 3 – щековая дробилка; 4 – бетономешалка; 5 – ящик для цемента;
- 6 – приемный лоток; 7 – бетонопровод; 8 – тельфер;
- 9 – призабойная секционная опалубка; 10 – телескопический бетоновод;
- 11 – подвесной проходческий полок; 12 – распределитель бетонной смеси;
- 13 – нижняя приемная площадка; 14 – склад для цемента; 15 – наклонная галерея терриконика

Основываясь на первом опыте, взамен применявшейся, была сконструирована новая опалубка с рабочей высотой 4,18 м (высота прежней опалубки 2,08 м). Кроме высоты новая опалубка отличается от предшествующей тем, что на канатах подвешивается не сама обечайка, а каркас, на который обечайка опирается кронштейнами. Каркас в новой опалубке используется и в

качестве рабочего полка при бетонировании. В результате увеличения высоты опалубки, удельный объем трудозатрат на подготовительные операции при креплении ствола сократился почти вдвое. Вдвое увеличилось и время выдерживания бетона в опалубке, что положительно сказалось на его качестве.

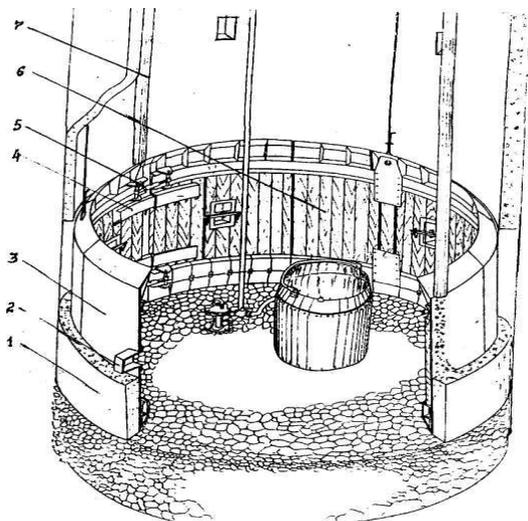


Рис. 29. Облегченная передвижная опалубка:

- 1 – укладываемая бетонная смесь; 2 – коробки под лунки;*
- 3 – секции опалубки; 4 – устройство для устранения перекоса*
обечаек; 5 – фаркопы; 6 – деревянная футеровка;
- 7 – телескопические распределители бетонной смеси*

Крепление ствола осуществлялось отдельными заходками каждый раз после проходки его на 4,18 м. Опалубка применялась без поддона. Устанавливалась она прямо на породу. Значительной утечки раствора в породу не наблюдалось. Объясняется это тем, что опалубку перемещают на новую заходку после частичной уборки породы в забое. К этому моменту полости между отдельными кусками породы заполняются породной мелочью, что препятствует утечке смеси. Козырек у опалубки изготовлен

несколько выше, чем у обычной (рис. 28, узел Б). Это дает возможность избежать зазоров между отдельными заходками. При полном заполнении опалубки на новой заходке бетонная смесь закрывает нижний обрез предыдущего бетонного кольца. Получающийся на контакте бетонный прилив легко срезается специальными пластинами, которые заводятся за козырек сразу после бетонирования. Для крепления ствола был предложен и отработан новый метод установки опалубки. Обычно опалубку сначала устанавливают на забое и только потом проверяют ее положение по отвесу. Определив смещение опалубки от проектного сечения, ее переставляют на новое место и снова проверяют по отвесу, и так до тех пор, пока она не совпадет с периметром проектного сечения. При таком способе центрирования опалубку приходится переставлять несколько раз, на что затрачивается много времени. Следует отметить и другой недостаток применяемого метода центрирования. Порода обычно планируется без применения уровня, "на глаз". При этом ошибка в определении превышения одной части забоя над другой может достигать 10 – 15 см. В этом случае, если опалубка будет своим основанием установлена на породу более или менее точно, верх ее отклонится от проектного сечения, и тем больше, чем выше опалубка. Выступы, образующиеся по этой причине в крепи, как показывает практика, достигают 8 – 10 см, против допустимых 2 см.

В соответствии с конструктивной особенностью опалубки она должна устанавливаться по шаблону, уложенному на горизонтально спланированную породу. Способ установки по шаблону основан на положении, что для совмещения одинаковых окружностей достаточно совместить их диаметры. В этом случае основание опалубки совмещается с проектным сечением ствола. Работы выполняются в такой последовательности. Перед установкой опалубки планируется порода по периметру забоя, горизонтальность ее определяют шланговым нивелиром. Перед спуском опалубки почти всегда приходится убирать некоторую часть породы в забое и поэтому на дополнительное ее разравнивание требуется немного времени. На горизонтально спланированную породу кладут шаблон (рейку), длина которого равна

диаметру ствола в свету. Середину шаблона располагают под центральным отвесом. Опалубку перед установкой подвешивают на 10 – 20 см над породой. Затем в нижней части ее расширяют фанкопфами до рабочего положения и устанавливают на породу так, чтобы метки по оси опалубки совместились с краями шаблона. Схема установки опалубки показана на рис. 28, узел В. Благодаря такому способу, опалубку устанавливают в требуемое положение за один прием, и времени на ее центрирование практически не затрачивается.

3.5. Оборудование для крепления ствола монолитным бетоном

Опалубка. В настоящее время применяется только секционная опалубка. Ее оболочка состоит из двух обечайек (рис. 30), собранных из металлических секций. Секции готовятся из стальных листов толщиной 6 – 8 мм. К их боковым краям привариваются уголки с отверстиями, при помощи которых секции соединяются между собой болтами. Обечайки не замкнуты по периметру. Между ними с противоположных сторон по диаметру оставлены зазоры 250 – 300 мм. Зазоры перекрываются металлическими фартуками, каждый из которых одной стороной приваривается к своей обечайке, а второй – свободно заходит за край другой обечайки. Между обечайками установлены стяжные винты – винтовые домкраты. Обечайки стягиваются между собой или отжимаются друг от друга домкратами. При стягивании оболочка опалубки сжимается по периметру и отрывается от бетона. Гладкая поверхность свежеуложенного бетона обеспечивается скольльзящим перемещением обечайек в момент их отрыва. В некоторых конструкциях опалубок вместо фартуков для перекрытия зазоров предусмотрены выдвижные створки. Чтобы оболочка опалубки в рабочем положении принимала строго круглую форму, внутри ее размещается жесткий каркас. Каркас представляет собой два круглых кольца, изготовленных из швеллеров, попарно сваренных (скрепленных) между собой. Кольца соединены стойками длиной 2 – 2,5 м. Между оболочкой

и кольцами каркаса размещаются косынки, выполняющие роль клиньев. Косынки одним концом привариваются к обечайкам, другим свободно опираются на каркас. Сам каркас подвешивается на трех канатах, лебедки которых устанавливаются на поверхности. Каркас опалубки занимает много места и очень мешает размещению другого оборудования в забое ствола. Поэтому в стволах малого сечения опалубка применяется без каркаса. Чтобы придать ей круглую форму, секции обечаек жестко крепятся к двум ободам, изготовленным из швеллеров большого профиля. Каждый обод состоит из двух сегментов, соединенных между собой стяжными винтами-домкратами. Под каждым домкратом устанавливается фиксирующее устройство, устраняющее перекос обечаек между собой. Оно представляет собой два отрезка швеллера разных номеров, плотно входящих друг в друга и приваренных к краям разных обечаек. Один отрезок приваривают к одной обечайке в виде консоли, второй, на другой обечайке образует паз для консоли.

Имеются опалубки с механизированным отрывом обечаек от бетона. В одном случае отрыв осуществляется за счет сжатого воздуха, нагнетаемого в рукав, расположенный по периметру опалубки внутри специального устройства. В другом варианте отрыв осуществляется путем натяжения канатов, которые крепятся попеременно на каркасе и оболочке. Усилие на отрывные канаты создается весом каркаса при напуске канатов его подвески.

Создана шагающая опалубка (рис. 31), состоящая из собственно опалубки и несущего кольца, которые соединены между собой телескопическими устройствами – "демпферами" (цилиндр с двумя поршнями и штоком, заполненный консистентной смазкой). Опускаются они поочередно – вначале опалубка, при этом кольцо своими выдвигаемыми пальцами (ригелями) удерживается в специально оставленных для этого лунках. После установки опалубки на очередной заходке, кольцо опускается в исходное положение. При применении шагающей опалубки экономятся канаты и сокращается количество лебедок на поверхности.

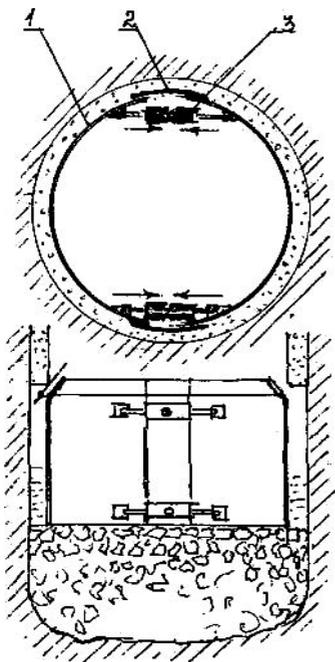


Рис. 30. Схема отрыва секционной опалубки перед перемещением ее на очередную заходку:

1 – обечайка; 2 – фартук;
3 – стяжной винт (фаркопф)

Бетонопровод. Для бетонопроводов используют стандартные трубы с внутренним диаметром 150 мм. Подвеска бетонопроводов осуществляется в двух вариантах: на двух канатах двух лебедок или жестко к крепи ствола. Нарращивание бетонопровода, подвешиваемого за канаты производится с поверхности. Жесткая подвеска лучше обеспечивает вертикальность трубопровода и, следовательно, меньший его износ. При этом сокращается число лебедок на поверхности, а также – расход канатов. Трубопровод наращивается с подвесного проходческого полка. Узлы крепления бетонопровода к стенке ствола показаны на рис. 32.

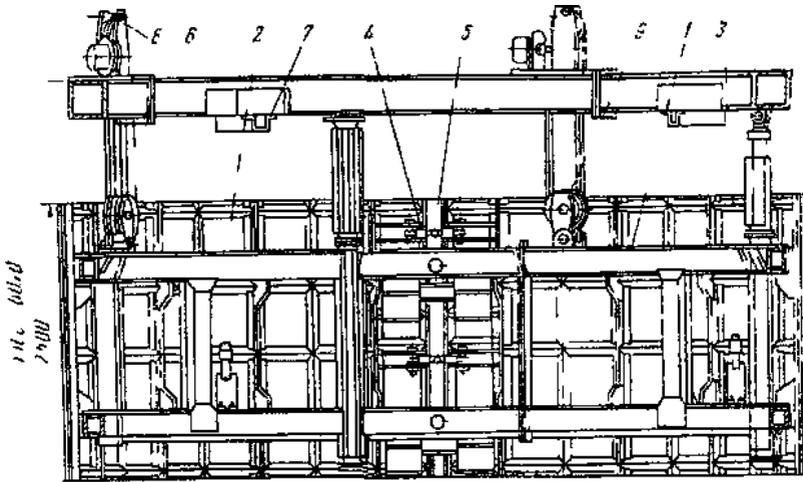


Рис. 31. Секционная шагающая опалубка:

- 1 – каркас; 2 – обечайка; 3 – козырек; 4 – стяжные винты;
5 – выдвижная створка; 6 – кольцо; 7 – выдвижные пальцы;
8 – 9 – демпферы

Для снижения скорости бетонной смеси при выходе ее из бетонопровода, на конце его устанавливается гаситель скорости (рис. 33). Бетонная смесь, поступающая из гасителя, равномерно распределяется за опалубкой.

Устройство для распределения бетонной смеси представляет собой телескопический желоб, гибкий хобот или телескопические трубы. Пропускная способность бетонопровода $5 - 6 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Проходчики при распределении бетонной смеси за опалубкой перемещаются по каркасу, который дополнительно оборудуется ограждением.

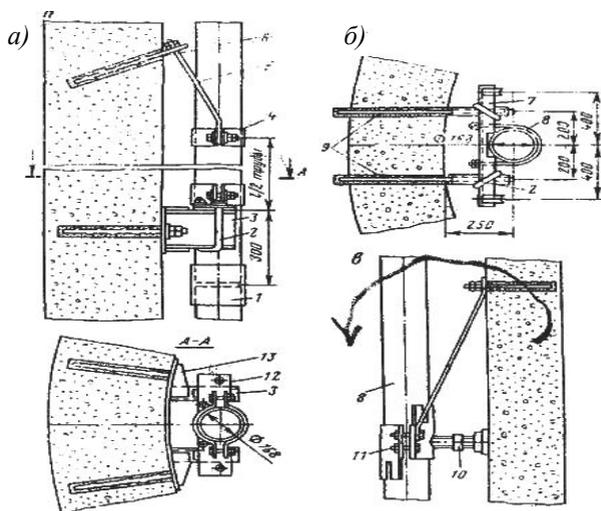


Рис. 32. Схемы жесткой подвески бетонопроводов:
 а – конструкции ВНИИОМШСа; б – конструкции треста «Донецкшахтпроходка»; в – конструкции треста «Кривбассшахтпроходка»; 1 – стакан; 2 – хомут; 3 – швеллер; 4 – полухомут; 5 – тяга; 6 – стержень; 7 – балка; 8 – труба; 9 – кронштейн; 10 – центровочный болт; 11 – полумуфта; 12 – пластина; 13 – ребро

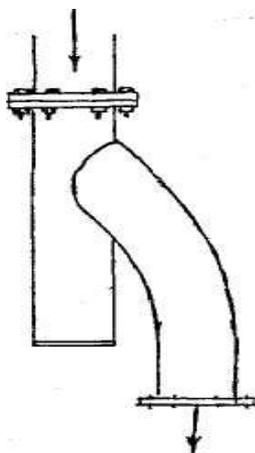


Рис. 33. Гаситель скорости бетонной смеси

3.6. Предохранение бетонной крепи от вредного влияния взрывных работ

При совмещенной схеме проходки взрывные работы производятся в непосредственной близости от свежеуложенного бетона, что вызывает необходимость принимать специальные меры по снижению вредного влияния взрыва. От действия воздушной волны и ударов кусков породы свежеуложенный бетон надежно защищается опалубкой, поэтому наибольшую опасность для него при взрыве представляют сейсмические колебания.

В общем случае для защиты сооружений от сейсмических воздействий величины зарядов ВВ лимитируются расстояниями, на которых колебания грунта не оказывают разрушительного действия. Однако при проходке стволов параметры буровзрывных работ выбираются из экономических или организационных соображений и количество одновременно взрываемого ВВ может быть значительным. Поэтому в данном случае задача должна решаться путем увязки момента взрывания шпуров с таким состоянием бетонной смеси в раннем возрасте, когда сейсмическое действие оказывает на него минимальное влияние.

Для определения характера изменения конечной прочности бетона от сейсмического воздействия на него в раннем возрасте, были проведены следующие эксперименты [10].

Сейсмическое действие взрыва на бетон оценивалось сравнением конечной прочности образцов (прочность в возрасте 28 сут.), подвергшихся влиянию взрыва и контрольных образцов, изготовленных в такой же выработке, где взрывные работы не велись. На рис. 34 представлен график изменения прочности бетона при сейсмическом воздействии на него.

Из графика видно, что конечная прочность бетона снижается больше, если он подвергается сейсмическому воздействию по прошествии значительного времени от момента укладки.

Нарушения, вызванные действием взрыва в бетоне более раннего возраста, частично «самозалечиваются» при дальнейшем твердении бетонной смеси.

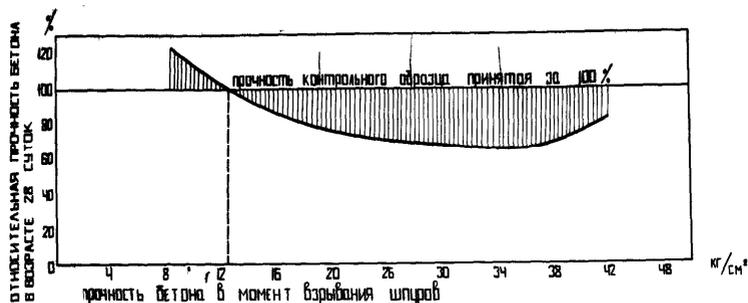


Рис. 34. Зависимость конечной прочности бетона от сейсмического воздействия на него в раннем возрасте

На уложенную за опалубку бетонную смесь, прочность которой еще не превышает $8 \cdot 10^5$ Па, сейсмические колебания отрицательно не влияют.

Время выдержки бетона за опалубкой до производства взрыва зависит от принятой организации работ и в каждом конкретном случае является определенным.

Прочность, набираемая им за этот промежуток времени, может регулироваться количеством добавок-ускорителей твердения.

В качестве ускорителя твердения может использоваться хлористый кальций — CaCl_2 . Характер нарастания прочности бетона в раннем возрасте при различном количестве хлористого кальция представлен на рис. 35. Из графика видно, что нарастание прочности бетона с увеличением добавки CaCl_2 происходит быстрее, однако, при значительных количествах добавки, конечная прочность несколько снижается.

На графике проведены две прямые, из которых одна соответствует прочности по условию сеймики, другая — принятой разопалубочной прочности. Точки пересечения 1, 2, 3, 4, 5 на графике показывают моменты, позднее которых взрывание при применении данных смесей производить нежелательно, а точки 1', 2', 3', 4', 5' — моменты, ранее которых снимать опалубку не рекомендуется.

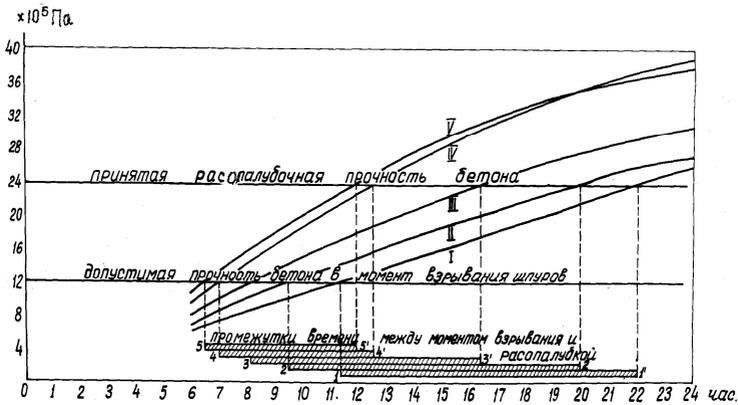


Рис. 35. Нарастание прочности бетона в раннем возрасте при различной добавке к нему хлористого кальция (CaCl_2)

Например, при добавке хлористого кальция в количестве четырех процентов, взрывать необходимо не позже 6 ч после укладки бетона, а при одном проценте можно и через 11 ч. Однако бетон с малой добавкой может не набрать достаточной прочности к моменту отрыва опалубки. Приведенная методика и данные, полученные экспериментальным путем, позволяют подобрать количество добавок-ускорителей твердения для бетонной смеси, которое наилучшим образом удовлетворяет принятому режиму по проходке и креплению ствола. При нормальной организации взрывные работы производят через 10 – 12 ч после укладки бетонной смеси, а отрыв опалубки – через 20 – 25 ч. Для таких условий наиболее целесообразно использовать бетонную смесь с добавкой CaCl_2 в количестве 2 – 2,5 % от веса цемента.

3.7. Предохранение свежееуложенного бетона от разрушающего действия шахтной воды

В настоящее время стволы шахт в основном проходят с креплением быстротвердеющим бетоном, непосредственно у забоя, при помощи передвижной металлической опалубки. Металлическая опалубка не позволяет отводить воду от свежееуложенного бетона известными дренажными устройствами.

Стволы шахт часто пересекают породы, разбитые многочисленными трещинами, сообщающимися между собой. По мере проходки все время увеличивается зона выхода воды в ствол. Стекая по стенкам ствола, вода попадает за металлическую опалубку и, не имея стока, накапливается там. В этом случае укладываемая за опалубку бетонная смесь предварительно проходит через большой слой воды, дополнительно разжижается, часть «цементного молока» выносится в ствол. Бетон становится пористым, рыхлым и непрочным. Опасно также влияние проточной воды на свежееуложенный бетон. В местах ее выхода образуются открытые раковины, границы которых значительно превышают зону водоносных трещин. Поэтому на отдельных заходках крепь ствола не замыкается по кольцу, что сильно снижает ее грузонесущую способность, а в некоторых случаях создается угроза ее обрушения. Если просачивающееся вода агрессивна к цементу, то реакция его разложения не прекращается и после твердения бетона. В результате стволы шахт со временем приходят в аварийное состояние. Даже после предварительного тампонирувания пород (цементации) остаточный приток ($5 - 10 \text{ м}^3/\text{ч}$) также может привести к отмеченным отрицательным последствиям. Необходимо породные стенки ствола в местах выхода воды полностью изолировать от бетона оболочкой из водонепроницаемого материала.

В этом отношении интересен опыт проходки вспомогательного ствола Лениногорского полиметаллического комбината. Здесь перед укладкой бетонной смеси за опалубкой, напротив выхода воды, подвешивали экран шириной $1,5 - 2 \text{ м}$, изготовленный из прорезиненной ткани. Для этого использовали старые прорезиненные трубы, предварительно раскроенные.

В породных стенках бурили подбурки, вставляли в них деревянные пробки, а к ним гвоздями пришивали ткань. Бетонная смесь, укладываемая между опалубкой и экраном, дополнительно прижимала ткань к породным стенкам ствола. Чтобы обеспечить свободный сток воды за экраном, напротив трещин вертикально устанавливали рейки. Укладку бетона вели с опережением в месте установки экрана, что предотвращало проникновение за него бетонной смеси. По мере заполнения бетоном заопалубочного пространства ткань напускалась, что предотвращало чрезмерное натяжение ее и обеспечивало хорошее прилегание к породным стенкам. При креплении очередной заходки вновь подвешенное полотно перекрывало экран предыдущей заходки, что давало возможность воде стекать в забой ствола с вышерасположенных трещин, не касаясь бетона. В определенном месте, где ствол пересекал плотные водонепроницаемые породы, воду отводили от закрепленных стенок ствола. Для этого приподнимали опалубку, оголяли нижнюю часть только что возведенной крепи. Пробуривали через бетон скважину для выхода воды. Затем плотно заделывали щель в торце бетона, по которой до этого перепускалась вода. После спуска опалубки на новую заходку вставляли в скважину патрубков со шлангом и отводили воду в сторону от опалубки.

Впоследствии уловленную воду направляли в емкость перекачного насоса. Схема гидроизоляции показана на рис. 36. В результате на заходках, где применялась описанная гидроизоляция, бетонная смесь отличалась своим высоким качеством. В настоящее время для изоляции может быть использована полиэтиленовая пленка. Надо полагать, что химическая промышленность в будущем будет выпускать больше прочных и недорогих полиэтиленовых пленок, и поэтому применение их в больших масштабах вполне реально.

3.8. Возведение сборной крепи стволов шахт

Стволы, пройденные в слабых неустойчивых породах, крепят железобетонными или чугунными тубингами.

Тюбинговую крепь возводят сверху вниз непосредственно с отбитой породы. Спущенный с поверхности тубинг на канате подъемной машины в забое перецепляется к траверсе каната монтажной лебедки, установленной на подвесном проходческом полке (рис. 37).

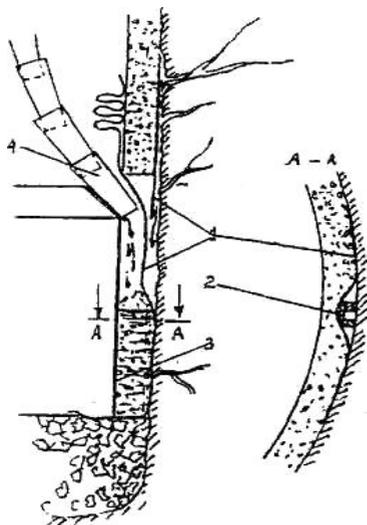


Рис. 36. Отвод воды от бетонной смеси, укладываемой за металлическую опалубку:
1 – экран из водонепроницаемой пленки; 2 – короб для пропуска воды; 3 – опалубка; 4 – гибкий бетонопровод

Траверса оборудуется двумя тросами, которые предварительно пропускаются в болтовые отверстия нижних ребер тубингов ранее собранного кольца, а затем – в соответствующие отверстия верхних ребер устанавливаемого тубинга, где они закрепляются. С помощью лебедки тубинг подтягивается к месту установки и скрепляется болтами с вышерасположенными тубингами.

Высота свободно подвешенной колонны крепи ограничивается 10 – 15 м. При достижении такой высоты проходка останавливается, закрывается в торце щель между тубинговой колонной и породными стенками ствола. После чего затубинговое пространство заполняется цементно-песчаным раствором. Через цементно-песчаный раствор вес каждого тубинга непосредственно передается на породные стенки, благодаря чему разгружаются

болтовые соединения в колонне крепи. Тампонаж производится с подвешенного проходческого полка снизу вверх. Тампонажные растворы готовят на поверхности и по ставу труб нагнетают за тьюбинги. В конструкции тьюбинга для этого предусматриваются отверстия, в которые вставляются иньекторы.

Железобетонные тьюбинги впервые начали применять на угольных месторождениях Донбасса, затем на рудниках Кривого Рога, были попытки внедрить их на полиметаллических месторождениях Казахстана. Практика показывает, что стоимость шахтной крепи из железобетонных элементов намного выше, чем из монолитного бетона. Дороговизна в значительной мере объясняется неоправданно высокой отпускной стоимостью железобетона и не использованием всех резервов, заключающихся в усовершенствовании конструкции элементов крепи и способов ее возведения. Одним из путей совершенствования сборной железобетонной крепи для стволов является применение крупных монтажных элементов. Вторым – создание конструкции с минимальным расходом бетона и арматурной стали. Массивность тьюбингов определяется, в основном, растягивающими усилиями, возникающими от веса колонны при ее монтаже.

Разработаны конструкции специальных связей, которые удерживают колонну тьюбингов во время их монтажа, а после тампонирувания затьюбинговое пространство убираются. Применение монтажных связей дает возможность значительно облегчить вес тьюбингов и снизить их стоимость. Известные возможности заключаются в применении новых материалов для изготовления тьюбингов. Для определения области целесообразного применения сборного железобетона обратимся к анализу тех особенностей, которые присущи вообще жесткой конструкции крепи. Технология навески колец из железобетонных тьюбингов требует оставления строительного зазора между тьюбинговой оболочкой и породными стенками ствола – 100 мм. После заполнения зазора тампонажным раствором, который по существу является тем же монолитным бетоном, общая толщина крепи составляет 30 – 35 см, что в 1,5 раза больше применяемой в стволах, проходимым по крепи породам.

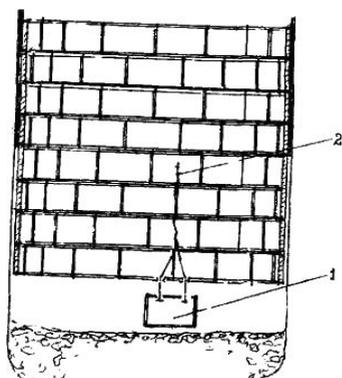


Рис. 37. Монтаж тубинговой крепи:

1 – навешиваемый тубинг;
2 – канат монтажной лебедки

Уже это ставит под сомнение целесообразность крепления железобетонными тубингами стволов на горнорудных предприятиях Казахстана. В действительности строительный зазор при проходке с помощью буровзрывных работ получается еще больше. На породных стенках ствола между оконтуривающими зарядами всегда получаются выступы. Иногда они выходят за пределы проектного сечения – образуются «недоборы». Недоборы в виде отдельных выступов могут образовываться при откатах зарядов оконтуривающих шпуров и, наконец, из-за неточного забуривания. Очевидно, что местные отклонения породных стенок ствола от проектного положения не могут сколь угодно существенно повлиять на грузонесущую способность бетонной крепи. Породный выступ в этом случае будет являться составной частью монолитного бетона. Однако при монтаже жесткой крепи его приходится снимать, т. к. он мешает установке ее элементов. Ликвидация недоборов часто требует повторного ведения буровзрывных работ, затрат большого количества времени и рабочей силы. Столь большая трудоемкость, естественно, заставляет проходчиков располагать оконтуривающие шпуры с таким расчетом, чтобы обеспечивался отрыв горной массы с некоторым запасом по сечению ствола, т. е. заранее планировать «переборы». Это положение подтверждается практикой проходки стволов, как на угольных, так и на рудных месторождениях.

Таким образом, технология крепления из жестких элементов предопределяет большие «переборы». Цементно-песчаная оболочка после заполнения закрепного пространства по толщине намного превышает необходимую толщину крепи из монолитного бетона. В этих условиях грузонесущая способность железобетонных тюбингов становится излишней, и они, как бы исполняют роль только опалубки. Если учесть, что в условиях крепких и устойчивых пород представляется возможным значительно уменьшить толщину бетонной крепи, то бесперспективность сборного железобетона, по крайней мере, для стволов рудных месторождений, очевидна. Дополнительно можно отметить и другие недостатки, присущие крепи из железобетонных тюбингов. Тюбинговая крепь при разработке забоя взрывным способом не обеспечивает безопасность труда в стволе.

В результате, свободно подвешенная тюбинговая колонна часто обрывается. Известно много случаев отрыва тюбинговых колонн. Большинство из них произошло в момент взрывания шпуров в забое. Отрывы тюбинговых колец иногда происходят при обрушении породных стенок ствола на участках, где отсутствовало тампонажное заполнение.

С точки зрения безопасности, а также технической и экономической целесообразности, в условиях крепких пород рудных месторождений, крепь из сборного железобетона не имеет перспективы, и организацию работ необходимо строить с учетом монолитного бетона. Применение же сборного железобетона следует ограничить случаями, когда проходка осуществляется по очень слабым породам, которые требуют немедленного поддержания, или в стволах, проходимых бурением, где он является удобным конструктивным элементом механизированного процесса проходки.

3.9. Возведение набрызг-бетонной крепи стволов шахт

Технологии возведения набрызг-бетонной крепи в стволах и в горизонтальных выработках, в принципе, не отличаются. Различны только условия для организации работ по креплению. Размещение оборудования и организация работ по креплению могут осуществляться по трем схемам.

Первая схема – все оборудования располагаются на поверхности у ствола. На поверхности цемент, песок и щебень в необходимых пропорциях загружаются в смесители. В качестве смесителей могут быть использованы обычные бетономешалки. Затем смесь подается в набрызг-бетонную машину, которая при помощи сжатого воздуха транспортирует смесь по шлангу в ствол прямо к соплу. Туда же одновременно подводится по отдельному шлангу вода. Выбрасываемая сжатым воздухом из сопла смоченная смесь наносится на стенки ствола. Достоинством этой схемы является то, что работы по приготовлению смеси выполняются на поверхности и ствол не загромождается оборудованием.

Недостатком является сложное регулирование напора смеси и воды, отчего получается повышенный отскок (потери) материала. Осложняется также связь рабочего, который непосредственно наносит бетонную смесь на стенки ствола, с рабочими, обслуживающими машины на поверхности. Возможная несогласованность их работы при этой схеме приводит к потере времени и дополнительной потере материала.

Вторая схема – сухая смесь цемента, песка и щебня готовится на поверхности, и по трубопроводу сбрасывается в бункер, установленный в стволе на подвесном проходческом полке. На подвесном полке устанавливается и набрызг-бетонная машина, которая затем сухую смесь транспортирует сжатым воздухом по шлангу к соплу. Недостатком этой схемы является загромождение подвесного проходческого полка, но зато легче регулировать интенсивность подачи в сопло сухой смеси и воды. Также обеспечивается оперативная связь между рабочими.

Третья схема – крепление осуществляется с применением пневматической бетонной машины БМС-5. Машина БМС-5 (рис. 38)

состоит из герметичного бункера 1 для сухой бетонной смеси, отсека 2 для воды, дозатора 3, пневмосистемы 4, материального 5, водяного 6 и воздушного 7 шлангов и сопла 8. Машина заключена в защитный кожух 9 в форме бады с дужкой. Сухая смесь загружается через люк в бункер и оттуда сжатым воздухом выдавливается через дозатор в материальный шланг и дальше транспортируется сжатым воздухом к соплу. Пневматическая бетонная машина загружается сухой смесью на поверхности земли, спускается в ствол на канате подъемной машины. У места крепления к машине подсоединяется шланг для сжатого воздуха и материальный шланг для подачи смеси к соплу. После того как смесь из бункера будет израсходована, машина выдвигается на поверхность для очередной загрузки и цикл повторяется. Чтобы исключить паузы в процессе крепления, одновременно применяют две машины. Одна находится в работе, другая под загрузкой.

Набрызг-бетонная крепь в стволах в чистом виде, за редким исключением, не применяется. Применяется в комбинациях со штанговой крепью или со штанговой крепью и проволочной сеткой. Выемка породы и крепление стенок ствола осуществляется в разных вариантах [12].

В одном варианте, выемка породы и крепление производится короткими заходками – 1,5 – 2 м. По мере обнажения породных стенок ствола непосредственно с забоя устанавливается анкерная крепь, иногда к анкерам подвешивается и закрепляется сетка, и, на вновь закрепленный у забоя участок ствола наносится набрызг-бетонное покрытие.

В другом варианте, с забоя устанавливаются только анкера или анкера с металлической сеткой, а набрызг-бетон наносится с подвесного проходческого полка, находящегося на 20 – 25 м выше забоя.

Набрызг-бетонная крепь нашла широкое применение в горизонтальных выработках. Однако при планировании крепления стволов шахт набрызг-бетоном необходимо учитывать ряд возникающих при этом обстоятельств:

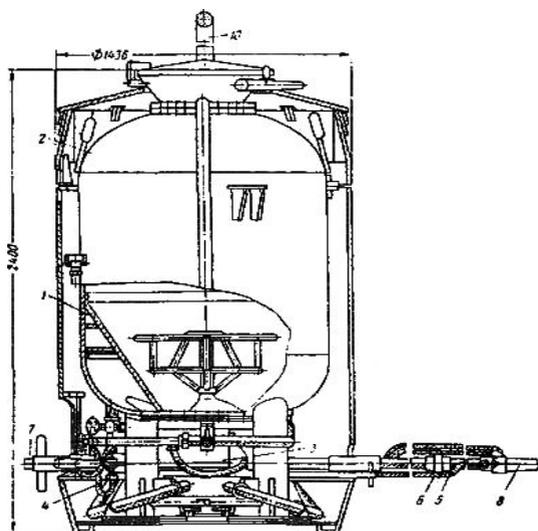


Рис. 38. Машина БМС–5 для бетонных работ в стволах

1. Стволы шахт в большинстве случаев во время проходки имеют значительные притоки воды. Вода из мест ее выхода стекает вниз, в основном, по стенкам ствола. Наносить цементно-песчаную смесь методом набрызга на стенки с проточной водой нельзя, она сразу смывается. Улавливать и отводить воду от неровных породных стенок в процессе проходки очень сложно. Это требует кропотливой и долгой работы.

2. Стволы шахт обладают относительно большим сечением, и здесь имеется повышенная вероятность больших вывалов породы. Следовательно, крепь везде должна иметь повышенную надежность. Толщина крепи из набрызг-бетона в процессе нанесения его на неровные породные стенки определяется «на глаз» и, по существу, зависит от квалификации и добросовестности рабочего. В этом случае необходим дополнительный контроль. В соответствии с инструкцией толщина и качество набрызг-бетона проверяется путем контрольного бурения скважин диаметром 70 – 80 мм с подвешеного проходческого полка. Такой контроль нельзя признать удовлетворительным. Во-90

первых, он является выборочным, во-вторых, запоздалым, т. к. исправить обнаруженные дефекты очень трудно. Несложные расчеты показывают – в случае вывала куска породы из стенок проходимого ствола вероятность травмирования проходчиков в десятки тысяч раз больше, чем при вывале во время проходки горизонтальной выработки такой же длины.

3. Процесс крепления ствола монолитным бетоном при помощи передвижной опалубки и при спуске бетонной смеси по трубам можно считать полностью механизированным и менее трудоемким, чем крепление набрызг-бетонном в комбинации со штанговой крепью.

В силу указанных причин набрызг-бетонная крепь не находит применения при проходке круглых стволов шахт. Набрызг-бетон в сочетании с анкерами иногда применяется в качестве временной крепи при проходке прямоугольных стволов шахт короткими заходками.

Контрольные вопросы:

- 1. Как определить давление на крепь ствола шахты?*
- 2. Как определить необходимую толщину бетонной крепи?*
- 3. Как рассчитать состав бетонной смеси заданной крепости?*
- 4. Какое оборудование применяется для крепления стволов шахт бетоном?*
- 5. По какой причине не находит широкого применения набрызг-бетон для крепления стволов шахт?*

4. ВОДООТЛИВ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ ШАХТ

Стволы шахт часто пересекают несколько водоносных горизонтов и приток воды в них во время проходки может быть значительным. Техническими нормами предусмотрено – в случае ожидаемого притока больше $20 \text{ м}^3/\text{ч}$, осуществлять предварительное тампонирующее горных пород. Однако остаточный приток после тампонирувания ($5 - 10 \text{ м}^3/\text{ч}$) требует серьезного подхода к организации водоотлива. Существуют несколько способов водоотлива. Наиболее простым является бадейный водоотлив. Накапливающаяся в забое вода перекачивается в бадью забойным насосом и выдается на поверхность (рис. 39).

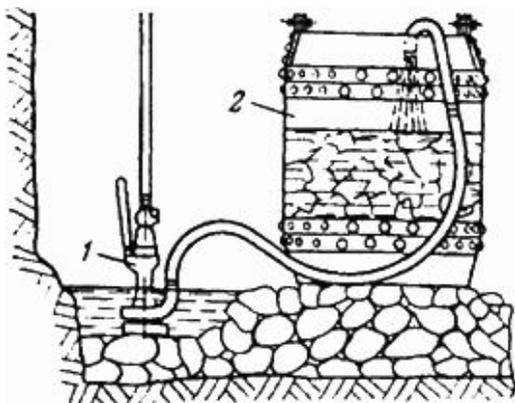


Рис. 39. Водоотлив бадьями:
1 – забойный насос; 2 – бадья

В процессе погрузки породы одновременно с ней выдается вода. Тогда производительность бадейного водоотлива будет

$$\theta = 0,5V \cdot n, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где 0,5 – коэффициент, учитывающий пустоты между кусками породы, погруженной в бадью;

V – емкость бадьи, м^3 ;

n – количество подъемов бадей в час.

Открытый слив воды на поверхности при выдаче ее бадьями в зимнее время образует большие наледи у ствола, для удаления которых затрачивается много тяжелого физического труда.

При значительных притоках воды в ствол основным средством водоотлива является подвесной проходческий насос. Подвесной насос состоит из электродвигателя с удлиненным валом, турбин (рабочих колес), последовательно насаженных на вал и закрытых кожухом. При вращении турбины передают воду последовательно друг другу, а последняя через обводную трубу прямо в нагнетательный став. Чем больше количество турбин, тем выше подъем воды при прочих равных параметрах насоса. Двигатель насоса устанавливается внутри четырехугольного каркаса. Каркас опирается на башмаки подшипников шкива подвески. Через шкив пропускается канат, один конец которого закрепляется на копре другой – к лебедке. Таким образом, насос подвешивается на двух ветвях одного каната. К кожуху нижней турбины подсоединен гибкий прорезиненный всасывающий рукав, длина которого для центробежных насосов не должна превышать 4,5 м. На конце рукава устанавливается храпок (сетка) с обратным клапаном. Клапан задерживает воду во всасывающем рукаве при отключении насоса, что избавляет от необходимости заливать его перед очередным пуском. Нагнетательный трубопровод опирается на каркас. Вода к нему от последней турбины подводится через колено труб (в обход электродвигателя). Сальниковое уплотнение вала на выходе из кожуха последней турбины препятствует попаданию воды в электродвигатель. Нагнетательный трубопровод удерживается в вертикальном положении при помощи хомутов, опирающихся на канаты подвески. Существует целый ряд подвесных проходческих насосов с разной характеристикой. На рис. 39 представлен один из них – ППН-50, его характеристика: производительность – 50 м³/ч, напор – 250 м водяного столба, мощность электродвигателя – 75 кВт, напряжение – 380 В, число колес – 12, высота – 11150 мм, размеры в плане – 950 x 900 мм, масса – 2565 кг.

Водоотлив может быть организован по одноступенчатой и двухступенчатой схемам.

Одноступенчатая схема водоотлива – подвесной проходческий насос качает воду непосредственно из забоя на поверхность или в емкость перекачной насосной установки.

Двухступенчатая схема водоотлива – подвесной проходческий насос располагается над подвесным проходческим полком. Турбины его помещаются в бак, установленный на подвесном проходческом полке или подвешенный к раме насоса. Из забоя вода откачивается в бак легким забойным насосом, а из бака – подвесным проходческим насосом на поверхность или на перекачную установку.

Недостатком одноступенчатой схемы является то, что громоздкий подвесной проходческий насос располагается непосредственно у забоя. Он мешает работе проходчиков, особенно при погрузке породы грузчиками с механизированным вождением. Много тратится времени на подъем насоса перед взрыванием шпуров и на спуск его в забой после проветривания с последующей откачкой воды. После откачки воды, накопившейся в забое, подача (производительность) насоса должна быть сразу снижена до величины притока воды в ствол. Подача регулируется задвижкой, установленной внизу нагнетательного става. Однако вовремя и точно сделать это не всегда удается. В результате насос в последний момент вместе с водой захватывает воздух. Во всасывающем рукаве образуется воздушная пробка и насос перестает качать. Его необходимо останавливать и заливать воду во всасывающий рукав, выпуская ее из нагнетательного става. Такая операция повторяется часто. Чтобы избавиться от частой заливки насоса и регулировки его производительности по притоку, подвесной насос иногда используют без всасывающего рукава. Насос опускают к забою с таким расчетом, чтобы его нижняя турбина находилась в воде. В этом случае насос работает устойчиво. Но в процессе уборки его приходится опускать через каждые 30 – 50 см по мере понижения слоя убираемой породы.

Применение насоса без всасывающего рукава может привести к серьезной аварии, как это случилось на проходке ствола шахты "Вспомогательная" Лениногорского рудника. Однажды, при очередном спуске насоса, трос ударного сигнала был защемлен хомутом одного из трубопроводов. По этой причине

сигнал "стоп" вовремя не был подан, насос уперся в породу и при дальнейшем напуске каната начал валиться на забой. В результате перекоса нижняя труба нагнетательного става в месте соединения с насосом переломилась и 120 м труб упали на забой (зависли на канатах). Аналогичный случай произошел на проходке соседнего ствола. Учитывая сказанное, следует отдать предпочтение двухступенчатой схеме водоотлива. При этой схеме в забое находится только переносной, так называемый забойный насос. Он имеет одно рабочее колесо и работает на сжатом воздухе. Существует ряд пневматических забойных насосов с разной технической характеристикой (рис. 41). Масса их изменяется от 13 до 30 кг, подача (производительность) – от 15 до 30 м³/ч, высота подъема воды, соответственно, от 5 до 40 м. Легкие насосы типа 'малютка' (12 кг) рассчитаны на откачку воды из забоя в бадью, другие – в бак подвешенного проходческого насоса, установленного на подвешенном проходческом полке.

Перекачная станция. Если напор подвешенного насоса недостаточен для подъема воды на поверхность, в стволе устраивают перекачные станции (рис. 42). Специально для этого высекаются камеры, где размещаются водосборник и перекачные насосы. При проходке клетьевого ствола для устройства перекачных станций используются рассечки рудничных дворов. В перекачной камере насосы располагают ниже уровня воды в водосборнике. Поэтому не требуется заливать воду в насосы перед пуском их в работу, и представляется возможность применять простую схему автоматизации управления ими.

При расположении перекачной насосной станции на большой глубине питание двигателей электроэнергией низкого напряжения с поверхности требует прокладки кабеля чрезмерно большого сечения. В этом случае, в камере перекачной насосной станции устанавливают и электроподстанцию, (понижительный трансформатор), а с поверхности к ней прокладывают высоковольтный кабель. Здесь же размещают запас электрического кабеля для подвешенного проходческого насоса, который также питается от этой электроподстанции.

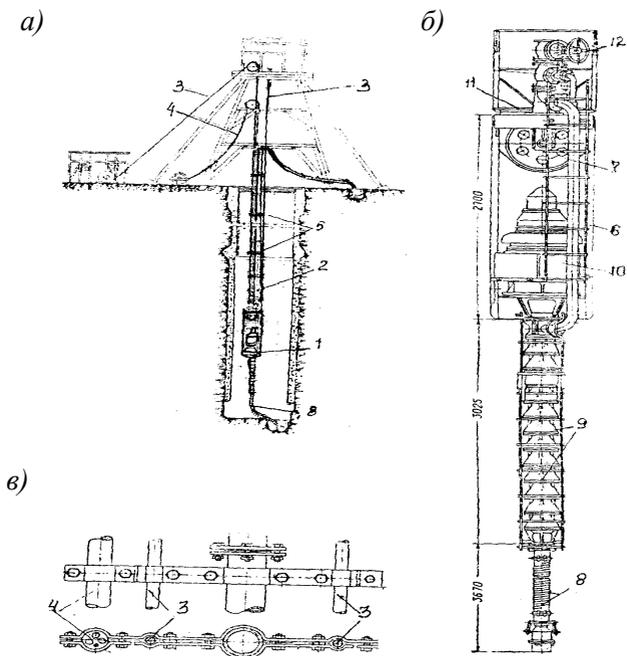


Рис. 40. Одноступенчатая схема водоотлива:

а – подвеска проходческого насоса; б – подвесной проходческий насос ППН-50; в – хомуты, удерживающие нагнетательный став труб; 1 – насос; 2 – нагнетательный став труб; 3 – канат подвески; 4 – электрический кабель; 5 – хомуты; 6 – рама насоса; 7 – блок подвески; 8 – всасывающий рукав; 9 – турбины насоса; 10 – электродвигатель; 11 – площадка для машиниста; 12 – регулировочная задвижка

Во временных перекачных насосных станциях устанавливают горизонтальные центробежные насосы, обеспечивающие перекачку воды на поверхность или на другую перекачную станцию. При одновременной проходке двух близкорасположенных стволов перекачные станции устраивают в одном из них, а из другого ствола вода передается по наклонной скважине прямо в водосборник перекачной станции.

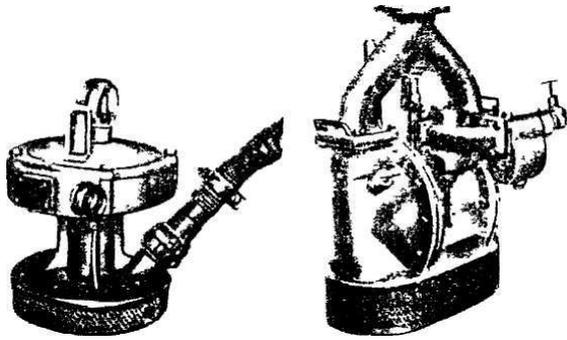


Рис. 41. Забойные насосы.

Водоулавливание. Вода, просачивающаяся через монолитную бетонную крепь, обычно стекает по стенкам ствола. Это позволяет собрать ее водоулавливающими кольцами и направить в водосборник перекачной станции или в бак подвешенного проходческого насоса (рис. 43). Там, где вода выходит в ствол под напором, ее прижимают к стенкам экраном и сразу направляют в нижерасположенное кольцо. Для установки экрана бурятся подбурки в бетоне, туда забиваются пробки, а к ним прибавают гвоздями прорезиненную ткань. Водоулавливающие кольца могут устанавливаться в процессе крепления в специально оставленном для этого зазоре на стыке двух заходов. Кольца (желоба) изготавливаются из листовой стали, швеллера или половинок продольно разрезанной трубы. Спускаются они в ствол шахты отдельными сегментами. В стволе сегменты собираются в кольцо при помощи фланцевых соединений. На месте будущей установки кольца в крепи заранее заделывается фартук из прорезиненной ткани, благодаря которому вся вода направляется в кольцо. При этом не надо уплотнять зазор между кольцом и крепью, на что затрачивается много времени.

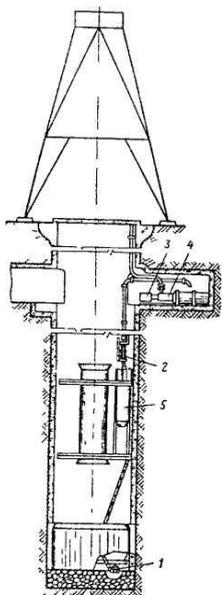


Рис. 42. Двухступенчатая схема водоотлива при проходке стволов:

- 1 – переносной забойный насос;
- 2 – подвесной проходческий насос;
- 3 – электродвигатель перекачного насоса;
- 4 – горизонтальный насос; 5 – промежуточная емкость на подвесном полке

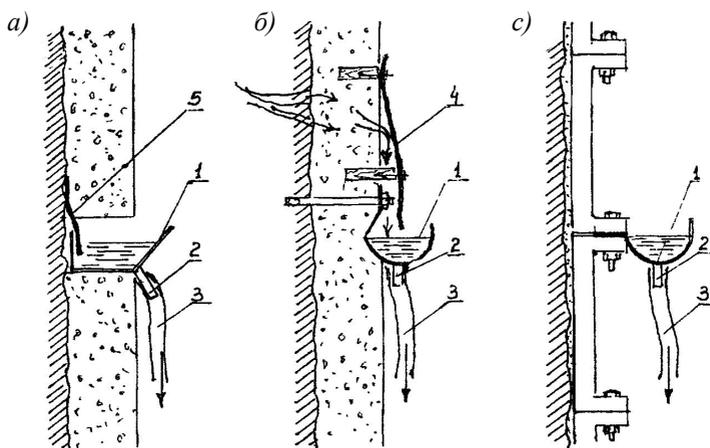


Рис. 43. Установка водоулавливающих колец:

- а – в оставленном зазоре монолитной крепи; б – в выбитой канавке, с – в тубинговой крепи; 1 – кольцо;
- 2 – патрубок; 3 – шланг; 4 – экран; 5 – фартук

Есть примеры (ствол шахты "Быструшенская" Лениногорского комбината), когда при больших притоках для сбора воды на время проходки ниже водоносного горизонта полностью перекрывали ствол, оставляя проемы только для пропуска бадей, подвешенного проходческого насоса и спасательной лестницы. Каждый проем огораживался по периметру замкнутым металлическим листом – **раструбом**.

При тщательной и систематической работе по улавливанию воды, основной приток можно собрать выше забоя и направить в водосборник или промежуточный бак подвешенного проходческого насоса, не допуская его в забой. Это позволит меньше отвлекать проходчиков на обслуживание насосов и создать для них благоприятные условия для производительной работы.

Контрольные вопросы:

- 1. По каким схемам осуществляется водоотлив из ствола шахты?*
- 2. Как уловить воду, поступающую в ствол и не допустить ее в забой?*
- 3. На каком принципе работают проходческие насосы?*

5. ПРОХОДЧЕСКИЙ ПОДЪЕМ

Проходческая подъемная установка включает в себя подъемную машину, канат, прицепное устройство, бадью, направляющую рамку, направляющие канаты, копер с разгрузочным устройством и шкивы подъемных канатов на копре.

Проходческая подъемная машина служит для подъема породы, подъема и спуска людей и материалов при проходке ствола. Основным элементом подъемной машины является барабан, который при вращении наматывает на себя или сматывает с себя канат и, таким образом, осуществляет подъем или спуск подвешенного за канат груза. Электродвигатель передает через редуктор вращение барабану. Машина оборудуется системой тормозов с гидравлическим или пневматическим приводом, пультом управления с указателем глубины (положения подъемного сосуда в стволе) и ограничителем скорости. Существуют однобарабанные и двухбарабанные подъемные машины. К барабану первой – подсоединяется один канат, к барабанам второй – два каната. Однобарабанная (одноконцевая) машина последовательно поднимает и опускает бадью. При работе двухбарабанной машины с одного барабана сматывается, а на другой наматывается канат. Таким образом, одновременно осуществляется спуск одной бадьи и подъем другой бадьи. Барабаны соединены между собой и вращаются одним двигателем. Через каждые 2 – 3 м углубки ствола барабаны разъединяются и с одного из них сматывается канат на соответствующую длину, затем они снова соединяются

Подъемная машина сложна по устройству. На ее монтаж затрачивается 600 – 700 чел.-смен. Разработаны конструкции передвижных подъемных машин. Передвижные проходческие машины (рис. 44) монтируются в заводских условиях и состоят из следующих основных узлов: металлической рамы, подъемной машины, электропривода, пусковой и регулирующей аппаратуры, агрегата динамического торможения с магнитной станцией, пульта управления и металлического кузова.

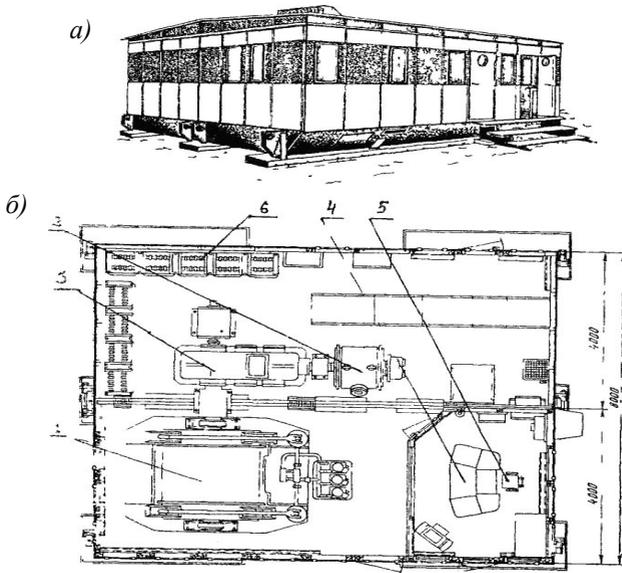


Рис. 44. Передвижная проходческая машина ППМ-2/1,5:
а – общий вид; б – план; 1 – барабан; 2 – электродвигатель;
3 – редуктор; 4 – пульт управления; 5 – кресло машиниста;
6 – пускорегулирующая аппаратура

Передвижные машины в собранном виде доставляются на шахту. Трудоемкость их установки на месте в 15 – 20 раз ниже, чем монтажа обычной подъемной машины [7].

Из-за большой стесненности в стволе после размещения всего проходческого оборудования на подвесном проходческом полке обычно оставляют только два проема для прохода бадей. Отсюда возникает вопрос – оснащать проходку одной двухконцевой или двумя одноконцевыми подъемными машинами. При выборе указанных вариантов следует учитывать, что капитальные затраты на установку двух машин в два раза больше, чем одной. Также в два раза больше эксплуатационные затраты. Однако суммарная производительность двух одноконцевых машин по выдаче породы примерно в 1,5 раза больше, одной двухконцевой машины. При двух независимых подъемах некоторые

операции подготовительно-заключительных работ совмещаются, что сокращает проходческий цикл. Также исключается простой проходчиков во время профилактического ремонта одной из машин.

При двух независимых машинах обеспечиваются более безопасные условия проходки. В случае выхода из строя одной машины вторая подстраховывает ее, что исключает аварийную обстановку для рабочих, оставшихся в стволе.

Проходческие бады (рис. 45) предназначены для подъема породы, спуска и подъема людей, оборудования и материалов. Применяют два типа бадей – самопрокидные и несамопрокидные. Самопрокидные бады имеют дополнительные приспособления, благодаря которым, при подходе к направляющей рамке или входе в нее, они разворачиваются и фиксируются так, чтобы их дужка находилась в плоскости направляющих канатов. Это позволяет механизировать разгрузку бадей на поверхности при помощи несложных устройств.

Механизация разгрузки осуществляется следующим образом: бадья поднимается выше разгрузочной площадки копра, закрываются ляды (створки, перекрывающие проемы), затем бадья медленно опускается, своими выступающими роликами входит в отклоняющие кривые, установленные на лядях и за счет смещения центра тяжести опрокидывается. Высыпанная порода по желобу (рештаку) скатывается в кузов вагона или автосамосвала для дальнейшей транспортировки в отвал. Есть другие аналогичные варианты механизации разгрузки самопрокидывающихся бадей.

Для разгрузки несамопрокидной бады к ее дну закрепляют кольцо, а на разгрузочном станке закрепляют короткий трос с крюком на конце. После подъема бады над разгрузочной площадкой и закрытия ляд, зацепляют крюком за кольцо и медленно опускают бадью. Опускаясь вниз, бадья опрокидывается (рис. 46). При этом рабочему (стволовому) приходится сталкивать ее к краю наклонного желоба, прилагая немалые усилия. Такой способ разгрузки применим для бадей небольшой емкости – до $1,5 \text{ м}^3$.

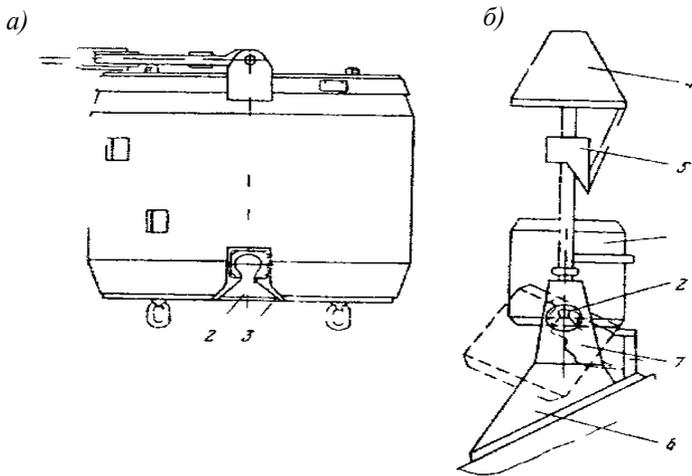


Рис. 45. Самопрокидная бадья типа БПСД:

а – конструкция бадьи; б – схема разгрузки; 1 – бадья; 2 – опрокидывающие замковые элементы; 3 – скосы; 4 – зонт направляющей рамки; 5 – спрямляющее устройство для дужки бадьи; 6 – ляды; 7 – стойки с опорными кулаками

Направляющая рамка. При большой глубине ствола допускается очень высокая скорость движения бадей. Бадьи должны двигаться без значительных колебаний. Для этого применяют направляющие рамки (рис. 47).

Направляющая рамка представляет собой две стойки, связанные между собой сверху прямой, внизу дугообразной балками. С внешней стороны к каждой стойке крепятся по две втулки с вкладышами. Одна крепится сверху, другая внизу стойки. Во втулках размещаются полые вкладыши, изготовленные из материала с малым коэффициентом трения.

В центре рамки устанавливаются два совмещенных ролика, надежно обхватывающих канат подъемной машины. Таким образом, через направляющую рамку свободно пропущены сразу три каната – два направляющих, натянутых между подшивной площадкой копра и полком и канат подъемной машины.

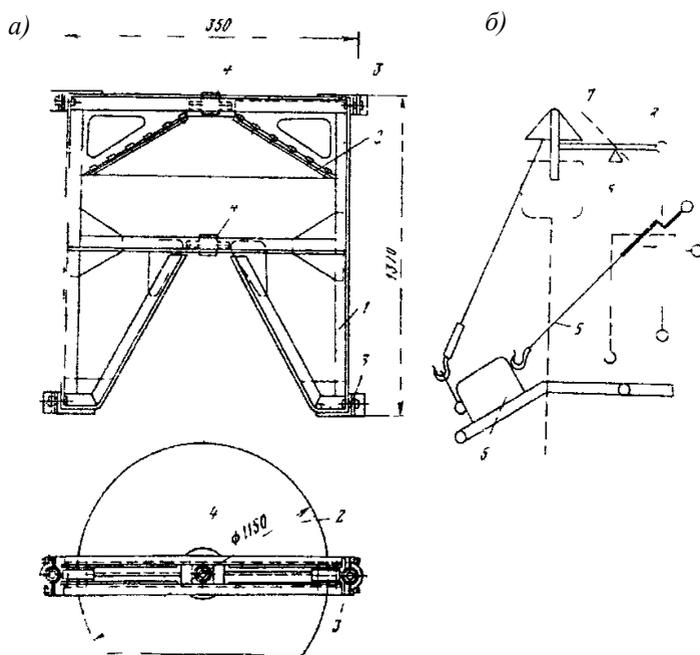


Рис. 46. Направляющая рамка (а) и схема разгрузки (б) несамоопрокидывающихся бадей типа БПН:

- 1 – каркас; 2 – зонт; 3 – вкладыши для направляющих канатов;
 4 – вкладыши для подъемного каната; 5 – бадья; 6 – тросик с крюком;
 7 – направляющая рамка на стопоре; 8 – стопор

На торцах стоек расположены цапфы, куда входят боковые ролики бадей. Бадья при выходе из раструбов верхнего этажа подвесного проходческого полка боковыми роликами подхватывает направляющую рамку и вместе с ней поднимается на поверхность. Колебания рамки и, следовательно, бадьи ограничиваются направляющими канатами. При проходе бадьи через проходческий полук вниз, рамка задерживается на посадочных кулаках верхнего раструба.

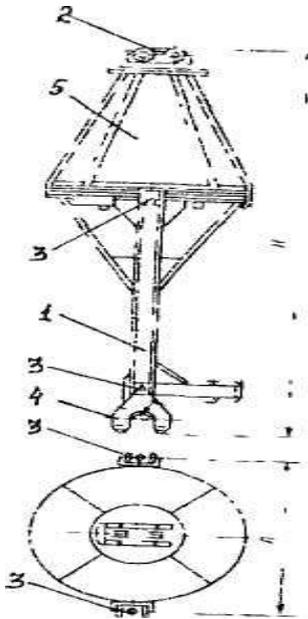


Рис. 47. Направляющая рамка для самопрокидной бабды:
 1 – стойки каркаса; 2 – ролики для подъемного каната; 3 – втулки для направляющих канатов;
 4 – цапфы для роликов Бабды;
 5 – зонт

Направляющие канаты. Натяжение направляющих канатов зависит от глубины ствола. Величина натяжения на нижнем конце каната определяется по действующим нормам – 0,05 кН на 1 м его длины. Тогда натяжение на нижнем конце каната должно быть

$$Q_K = 0,05 \cdot L, \text{ кН.}$$

Натяжение каната у лебедки, установленной на поверхности, будет

$$F = 0,05 \cdot L + q_K, \text{ кН,}$$

где q_K – вес направляющего каната, кН.

Рекомендуется применять канат, изготовленный из стали повышенной прочности. Более толстая проволока в прядях таких канатов дольше истирается, что увеличивает срок их эксплуатации.

Натяжение направляющих контролируется динамометрами.

Применяются специальные устройства (датчики), которые при достижении необходимого натяжения автоматически отключают лебедки. При отключенных лебедках натяжение поддерживается за счет упругой деформации каната.

Прицепное устройство предназначено для присоединения бадьи к канату подъемной машины. Оно должно отвечать следующим требованиям, надежно закрепляться к канату и обеспечивать зримый контроль над надежностью крепления, позволять легко и быстро прицеплять и отцеплять бадью, исключать самопроизвольную отцепку бадьи.

Применяются два типа прицепных устройств: УПЛ для прядевых канатов и УПЗ для закрытых канатов. Прицепное устройство УПП (рис. 48) состоит из крюка 1 с защелкой 5, вертлюга 2, щек с траверсами 3, ковша 4, зажимов 6 и амортизатора 7. Предохранительная защелка исключает самопроизвольный выход дужки бадьи из зева крюка. Для съема дужки рукоять защелки поднимается вверх, а запорная ее часть прижимается к внутренней стороне крюка, открывая его зев. Вертлюг имеет упорные шариковые подшипники. Благодаря вертлюгу раскручивание каната, при его натяжении во время подъема грузовой бадьи, меньше передается бадье. В коуше канат самозаклинивается клином 8. Дополнительно устанавливаются зажимы. Между зажимами каната оставляют контрольную петлю. Наличие петли свидетельствует о том, что канат не проскальзывает в местах его крепления. Исчезновение петли – это сигнал к срочной замене крепежных деталей прицепного устройства или всего устройства.

Прицепное устройство УПЗ (рис. 49) отличается от предыдущего тем, что здесь канат заклинивается не в коуше, а в цапфовой втулке 4 тремя конусными клиньями 5. Для страховки распущенный конец каната дополнительно расклинивается в игольчатой муфте секторными клиньями и иглами. Контроль над прочным зажимом каната осуществляют путем наблюдения зазора, специально оставленного для этого, между цапфовой и игольчатой муфтой.

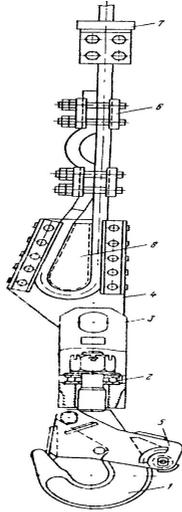


Рис. 48. Прицепное устройство УПП

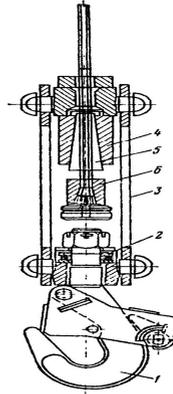


Рис. 49. Прицепное устройство УПЗ

Проходческий копер – это высокое, 19 – 26 м надшахтное сооружение, обеспечивающее подъем и механизацию разгрузки породы из бады в наземный транспорт. Металлические проходческие копры изготавливают сборно-разборными, что облегчает их транспортирование, монтаж и демонтаж. Представляют они собой пространственную конструкцию шатрового типа, изготовленную из цельно-сваренных труб (рис. 50). Копер выбирается по необходимой высоте:

$$h_k = h_p + h_n + h_n + \frac{1}{4} D_{ш}, \text{ м},$$

где h_p – высота от нулевой рамы до места остановки бады перед разгрузкой, м;

h_n – высота бады вместе с направляющей рамкой, м;

h_n – высота переподемья, которая по правилам безопасности должна быть не менее 6 м;

$D_{ш}$ – диаметр шкива, м.

Выбранный копер проверяется на соответствие его несущей способности тяжести подвешенного к нему проходческого оборудования. Это можно сделать путем сопоставления веса принятого подвесного оборудования с весом оборудования, указанного в табл. 15, на который рассчитан копер [11].

Таблица 15

Показатели	Типы копров					
	I	II	III	IV	Север1	Север2
Размеры шатра в плане, м	12x12	13x14	7x12	8x14	15x15	16x16
Размеры подшивной площадки, м	5,5x5,5	7x7	7x7,9	8x9,56	18x8	9x9
Высота, м	19,0	20,5	22,0	22,5	22,0	26,0
Масса, т	49,5	88,5	106,0	125,5	118,0	176,0
Глубина ствола, м	400	800	1100	1400	1200	1600
Диаметр ствола, м	5,0	5,5–8,0	6,5–7,5	8,0–8,5	7,5–8,0	8,0–8,5
Проходческий комплекс	КСМ–2У	КС–2У/40	2КС–2У/40	КС–Ш	КС–Ш	КС–1М
Вместимость бадьи, м. ³	2,0	2,0–3,0	4,5–5,0	4,5–5,0	5,0	6,5

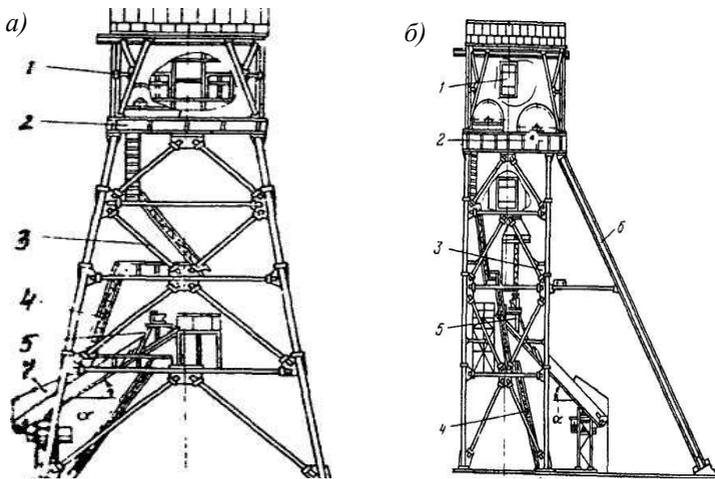


Рис. 50. Проходческие копры конструкции ВНИИОМШС:
а – шатровый; б – укосный; 1 – надстройка; 2 – подкивная
площадка; 3 – шатер; 4 – лестница; 5 – разгрузочное устройство;
6 – укосина; 7 – желоб.

5.1. Выбор проходческой подъемной машины

Обычно исходят из того, что производительность подъема должна обеспечивать производительность ранее выбранного погрузчика. Тогда расчет подъемной машины ведется в следующем порядке: определяют возможное количество подъемов бады в час с учетом глубины ствола и ограничения скорости движения ее правилами безопасности. Находят объем породы, который необходимо выдать за один рейс и, следовательно, конечную нагрузку на канат. Затем определяют диаметр каната, выдерживающего конечную нагрузку и собственный вес. В зависимости от диаметра каната принимают диаметр барабана подъемной машины и находят его ширину для размещения на нем всего каната. По диаметру барабана выбирают подъемную машину. Подъем работает с перецепкой бадей. Порожня бадья после спуска отцепляется, вместо нее прицепляется груженная.

За время рейса, отправленной на поверхность бады, вторая должна быть загружена. Тогда производительность одной подъемной машины равна

$$Q_{\bar{r}} = \frac{0,6 \cdot Q_r}{n_i}, \text{ м}^3 / \text{ч},$$

где Q_r – техническая производительность грузчика, м³/ч;
0,6 – коэффициент, учитывающий паузы в процессе погрузки, перемещение грейфера по забою, повторное черпание, просыпи при разгрузке и т. п.

n_m – количество одновременно работающих подъемных машин на стволе. Возможное число подъемов за 1 ч при полной глубине ствола

$$n_{\bar{r}} = \frac{3600}{T_{\bar{r}}},$$

где $T_{\bar{r}}$ – продолжительность цикла подъема бады (промежуток времени между подъемами груженых бадей одной машиной), с.

Для одноконцевой подъемной машины

$$T_{\bar{r}} = 2t + t_n, \text{ с.}$$

Для двухконцевой подъемной машины

$$T_{\bar{r}} = t + t_n, \text{ с.}$$

где t – продолжительность движения бады в одну сторону, с;
 t_n – продолжительность пауз, связанных с перецепкой бадей, подачей сигналов, разгрузкой бады, с ($t_n = 120 - 140$ с).

Максимальная скорость движения бады по правилам безопасности не должна превышать значения, рассчитанного по формуле:

$$V = 0,4 \sqrt{H}, \text{ м/с},$$

где H – глубина ствола, м.

При планировании скорости необходимо также ориентироваться на возможности существующих подъемных машин. Продолжительность движения бадьи определяется по графикам (рис. 51). График строится в следующем порядке: на эскизе ствола отмечаются все места, где ограничивается скорость движения бадьи и указываются расстояния между ними (забой – проходческий полок – нулевая площадка – площадка разгрузочного станка). Указывается допустимая правилами безопасности скорость на отдельных участках ствола и допустимое ускорение при переходе с одного участка на другой – графы I и II. В соответствии с этими данными вычерчивается график движения бадьи.

Представим движение бадьи по графику (рис. 51, а) на примере проходки ствола глубиной 800 м. После сигнала машинисту бадя медленно, с ускорением $0,3 \text{ м/с}^2$, набирает скорость $1,5 \text{ м/с}$. Медленное движение бадьи в начале подъема позволяет проходчикам на ходу устранить ее раскачивание. Со скоростью $1,5 \text{ м/с}$ бадя без направляющих движется до подвесного полка. Перед входом в раструбы подвесного полка она снижает скорость до $0,5 \text{ м/с}$ и движется с этой скоростью пока не выйдет из раструбов. На выходе из раструбов бадя подхватывает направляющую рамку и, вместе с ней, двигаясь по направляющим, быстро набирает максимальную скорость. Затем снижает ее, чтобы войти в проемы нулевой площадки со скоростью $0,5 \text{ м/с}$. С этой скоростью она перемещается в разгрузочном станке, пока не остановится над ним для разгрузки. После разгрузки бадя опускается вниз, повторяя те же маневры, только в обратном порядке.

Несколько иной вид имеет график движения бадей двухбарабанной подъемной машины. Поскольку бадьи подвешены к спаренным барабанам одной и той же подъемной машины, то маневры одной бадьи вынужденно повторяет другая. В одном цикле подъема машинист поочередно проводит через все места ограничений скорости ту и другую бадю. Поэтому график симметричен относительно середины пути движения бадей (рис. 51, б).

Продолжительность подъема бадьи складывается из отрезков времени, затраченных на прохождение отдельных участков.

Подсчет времени ведется в следующем порядке:

1. Определяют затраты времени на участке, где бадья движется с ускорением (участки К, Ж, Д, В, А), путем деления разницы скоростей на ускорение: участок (К) $(1,5 - 0) / 0,3 = 5$ с;

(Ж) $(1,5 - 0,5) / 0,3 = 3,3$ с;

(Д) $(10 - 0,5) / 0,5 = 19$ с; (В) $(10 - 0,5) / 0,5 = 19$ с;

(А) $(0,5 - 0) / 0,3 = 1,7$ с; Результаты подсчета заносятся в графу IV.

2. Определяют расстояния, пройденные за время ускорения, путем умножения средней скорости на это время: (К) $[(1,5 + 0) / 2] \cdot 5 = 3,75$ м; (Ж) $[(0,5 + 1,5) / 2] \cdot 3,3 = 3,3$ м; (Д) $[(0,5 + 10) / 2] \cdot 19 = 99,8$ м;

(В) $[(10 + 5) / 2] \cdot 19 = 99,8$ м; (А) $[(0,5 + 0) / 2] \cdot 1,7 = 0,43$ м.

Полученные результаты заносятся в графу III.

3. Определяют протяженность остальных участков – 3, Г.

4. Расстояния участков 3, Г, Е, Б делят на соответствующие им скорости, получают время их прохождения, которое заносят в графу IV, заполняя, таким образом, оставшиеся в ней места.

5. Суммируют время, затраченное на проход бадьи отдельных участков, и находят продолжительность подъема бадьи из забоя на поверхность.

Тогда, продолжительность цикла подъема будет:

для однобарабанной машины $T_{цик} = 2t + t_n = 2 \cdot 148 + 120 = 416$ с,

для двухбарабанной $T_{цик} = t + t_n = 186 + 140 = 326$ с.

Возможное количество подъемов в час:

для однобарабанной машины $n_n = 3600 / T_{цик} = 3600 / 416 = 8,7$

для двухбарабанной $n_n = 3600 / T_{цик} = 3600 / 326 = 11$.

Объем породы, выдаваемой за цикл подъема (емкость бадьи):

для однобарабанной машины $V = Q_{II} / 8,7, \text{ м}^3$,

для двухбарабанной $V = Q_{II} / 11, \text{ м}^3$,

Ниже приводится характеристика бадей, направляющих рамок к ним и прицепных устройств.

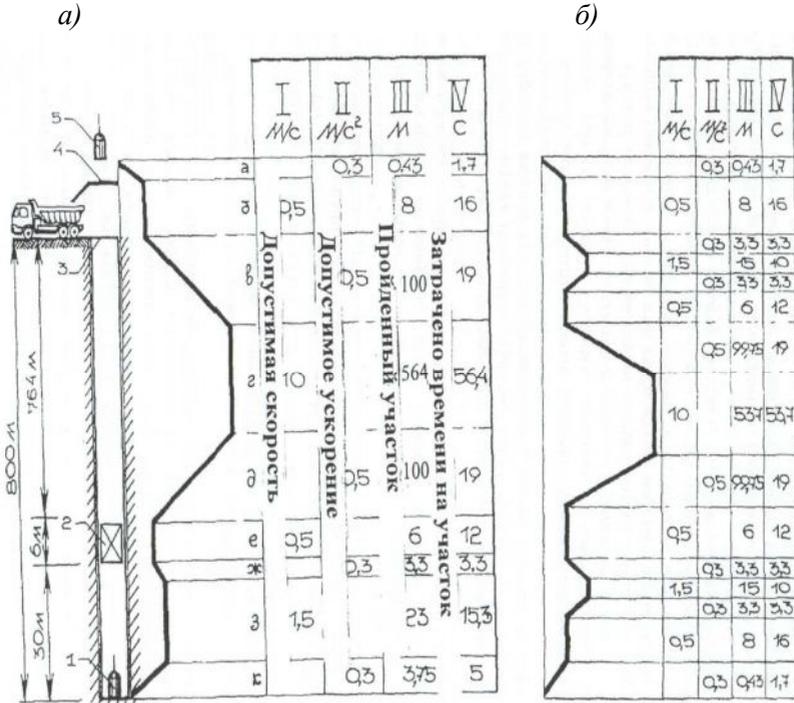


Рис. 51. График движения бадьей:

- а – однобарбанная подъемная машина; б – двухбарбанная;
1 – бадья на забое; 2 – подвесной полок; 3 – нулевая площадка;
4 – разгрузочный станок; 5 – бадья над разгрузочным станком

Концевая нагрузка на канат

$$Q_k = Q_6 + Q_n + Q_v + Q_n + Q_{np}, \text{ кН},$$

где – $Q_6 + Q_n + Q_v + Q_n + Q_{np}$ – вес, соответственно, бадьи, породы, воды, заполняющей пустоты между кусками породы, направляющей рамки и прицепного устройства, кН.

Масса бадьи, направляющей рамки и прицепного устройства указаны в табл. 16.

Таблица 16

Техническая характеристика бадей, направляющих рамок и прицепных устройств

Показатели	Бадья							
	БПС -1	БПС -1,5	БПС -2	БПС- 2,5	БПС -3	БПС -4	БПС -5	БПС -6,5
Вместимость бадьи, м ³	1 400	1,5 650	2 770	2,5 920	3 1050	4 1560	5 1700	6,5
Масса бадьи, кг	1150	1300	1400	1600	1600	1600	2050	2050
Наружный диаметр, мм								2050
Направляющая рамка								
Высота, мм	4020	5100	5200	4675	4675	6050	5800	6450
Ширина, мм	1420	1575	1725	1905	1905	1905	2430	2430
Масса, кг	377	545	350	760	760	1000	1000	1060
Расстояния по осям								
Прицепное устройство								
ТИП	УДП -2,8	УПП -5	УПП -5	УПЗ -8-25	УПЗ- 8-25	УПЗ- 11-33	УПЗ- 15-36	УП- 15-36
Грузоподъемность, у	2,75	4,91	4,91	7,85	7,85	10,8	14,72	14,72
Диаметр каната, мм	18-26	20-35	20-35	25	25	33	36	36
Масса, кг	92	118	118	148	148	185	225	225

Вес породы

$$Q_f = \frac{V}{K_p} \rho_f \cdot 9,8 \cdot \dot{e} \dot{l} ,$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы, $K_p = 1,7$;

ρ_n – плотность породы в целике, т/м³.

Вес воды

$$Q_f = \left(V - \frac{V}{K_p} \right) \cdot \rho_w \cdot 9,8 \cdot \dot{e} \dot{l} ,$$

где ρ_w – плотность загрязненной воды, $\rho_w = 1,2$ т/м³.

Канат должен выдержать концевую нагрузку, собственный вес и обеспечить запас прочности не менее 7,5, т. е. должно быть справедливо уравнение

$$S_n[\sigma] \geq 7,5 (Q_K + Q_{KT}),$$

где S_n – суммарная площадь сечений всех проволочек каната, м^2 ;
 $[\sigma]$ – временное сопротивление стали разрыву, кПа .

Для изготовления канатов проходческих подъемных машин используется сталь с временным сопротивлением разрыву

$$[\sigma] = 1372 \cdot 10^3 \div 1764 \cdot 10^3, \text{кПа}.$$

В шахтном подъеме нежелательно применять канаты с пределом прочности проволок $> 1764 \times 10^3$ кПа . С повышением предела прочности уменьшаются пластические свойства металла и повышается склонность каната к усталостному разрушению.

Вес каната

$$Q_{KT} = S_n \cdot L \cdot \rho_c \cdot 9,81, \text{кН},$$

где ρ_c – плотность канатной стали, т/м^3 ;

L – длина каната от точки схода со шкива до забоя, м ;

$$L = H + h, \text{м}$$

h – высота копра, м .

Решаем два последних уравнения относительно суммарной площади сечений проволок каната

$$S_i = \frac{7,5Q_k}{[\sigma] - 7,5 \cdot \rho_c \cdot L \cdot 9,81}, \text{м}^2.$$

Масса 1 м каната

$$P = S_{II} \cdot \rho_c, \text{т}.$$

Сечение каната

$$S_k = \frac{S_{II}}{K_3}, \text{м}^2$$

где K_3 – коэффициент заполнения проволоками сечение каната.

Расчетный диаметр каната

$$d_k = \sqrt{\frac{4S_k}{\pi}}, \text{ м.}$$

Коэффициент заполнения проволоками сечения многорядного каната – $K_3 = 0,5 - 0,55$, закрытого каната – $K_3 = 0,8 - 0,85$.

При выборе каната необходимо обратить внимание на прицепное устройство, принятое ранее в комплекте с бадьей и направляющей рамкой, (табл. 16). В таблице указан максимальный диаметр каната, на который рассчитана конструкция прицепного устройства.

По каталогу выбирают канат, диаметр которого ближе совпадает с расчетным и проверяют его на запас прочности

$$m_d = \frac{z}{Q_k + p_d \cdot l \cdot 9,81},$$

где z – суммарное разрывное усилие всех проволок выбранного каната, кН;

p_d – масса 1 м каната, выбранного по каталогу, т.

Запас прочности должен удовлетворять требованию:

для исключительно людских подъемов $m \geq 9$;

для грузо-людских подъемов $m \geq 7,5$;

для, исключительно грузовых $m \geq 6,5$.

При установке подъемной машины на поверхности диаметр ее барабана должен удовлетворять условию $D_b \geq 80d_k$, при установке под землей

$D_b \geq 60 d_k$, мм, где d_k – диаметр выбранного каната, мм.

Ширина барабана должна быть такой, чтобы разместить на нем все витки каната с минимальным количеством слоев.

$$B = \frac{(\hat{a} + 3)(d_k + \varepsilon)}{c}, \text{ и} \hat{a} = \frac{\dot{I}}{\pi \cdot \ddot{A}_d}, \text{ и} \hat{a} ,$$

где c – количество намотанных на барабан витков каната при подъеме бадьи из забоя на поверхность;

z – количество витков, которое необходимо оставлять на барабане при разматывании каната на всю глубину ствола (витки трения);

ε – зазор между витками, мм ($\varepsilon = 2,5 - 3$ мм);

c – допустимое количество слоев навивки каната на барабан.

Желательно канат наматывать в один слой. При многослойной навивке канат быстрее изнашивается и его приходится чаще менять.

По каталогу выбирают машину, у которой основные параметры барабана – диаметр, ширина – равны или больше рассчитанных. При этом допустимое для машины максимальное статическое натяжение каната должно быть больше вместе взятых, концевой нагрузки и веса всего каната

$$Q_m \geq Q_k + \rho_q \cdot L \cdot 9,8 \cdot \dot{\varepsilon} \text{ .}$$

При расположении подъемных машин руководствуются ограничениями (рис. 52):

а) угол наклона струны каната φ должен быть не менее 33° ;

в) угол отклонения каната на барабане от продольной оси шкива (угол девиации) не должен превышать $\alpha < 1^\circ 30'$, иначе канат может сойти со шкива.

Наиболее важным и жестким является последнее требование.

Из расчетной схемы (рис. 52) находим расстояние между осью подъемной машины и осью ствола.

$$L_c = \frac{B}{2 \cdot \operatorname{tg} 1^\circ 30'} \text{ , м.}$$

где B – ширина барабана, м.

$$l = \sqrt{L_c^2 - (h_k - c)^2} \text{ , м;}$$

где c – превышение оси барабана над поверхностью, м.

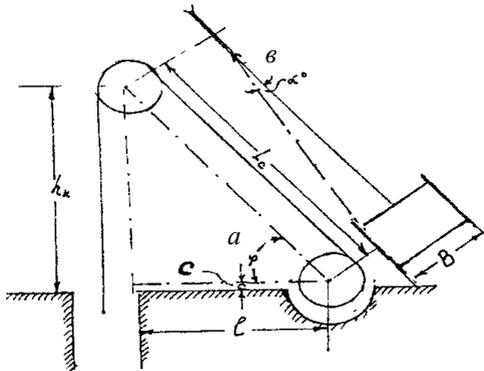


Рис. 52. К определению расположения подъемной машины относительно ствола

Угол наклона струны каната к горизонту при этом составит

$$\varphi = \arccos \frac{l}{L_c}, \text{ где } L_c$$

Расчет проходческих лебедок осуществляется аналогично расчету подъемных машин.

Определяют канат, прочность которого достаточна, чтобы выдержать концевую нагрузку от подвешенного оборудования и собственный вес с необходимым запасом прочности. Определяют необходимый диаметр барабана, соответствующий выбранному канату. Выбирают лебедку, имеющую такой диаметр барабана и канатоемкость, достаточную для проходки ствола. Диаметр барабана лебедок должен удовлетворять условию

$$D_b > 20 d.$$

Число слоев навивки каната зависят от высоты реборды барабана, и колеблется от 6 до 10.

Контрольные вопросы:

- 1. Какое оборудование относится к проходческому подъему?*
- 2. Какие типы подъемных машин применяются при проходке стволов шахт, из каких основных узлов они состоят?*
- 3. По каким параметрам выбираются подъемные машины для проходки конкретного ствола?*
- 4. Как рассчитать параметры подъемной машины, которая обеспечивала бы заданную производительность по уборке породы?*
- 5. Как рассчитать необходимый диаметр подъемного каната?*

6. ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Вспомогательное оборудование обеспечивает нормальные условия для производительной и безопасной работы по проходке ствола. К вспомогательному оборудованию относятся: подвесной проходческий полок, оборудование для освещения, связи и сигнализации, спасательную лестницу, проходческие лебедки и т. п. [4].

Подвесные проходческие полки служат для предохранения людей, находящихся в забое ствола, от случайно упавших предметов и для крепления направляющих канатов. На подвесном полке устанавливается лебедка для подвески грузчика с ручным вождением или к нему крепят круговой монорельс, и подвешивается погрузочная машина с механизированным вождением грейфера. На полке размещаются светильники, оборудование электрической сигнализации и связи. Подвесной проходческий полок используется в качестве рабочей площадки для наращивания трубопроводов, тампонирующего закрепного пространства и армирования. Подвесные проходческие полки имеют два или несколько этажей. Каждый этаж представляет собой круглую раму, перекрытую листовым железом. Для пропуска бадей, подвесного насоса и другого подвесного оборудования в настилах полка предусматриваются проемы, закрываемые створками или ограждаемые раструбами. Зазоры между полком и крепью (140 – 150 мм) перекрываются откидными фартуками. Этажи между собой соединяются стойками, равномерно расположенными по периметру. Стойки делают несколько длиннее, чем расстояние между полками. Края их скругляются, и они служат в качестве лыж при перемещении полка, предотвращая его зацепы за крепь ствола. Расстояние между основными этажами принимается равное шагу армировки, что позволяет при армировании с верхнего этажа монтировать ярус расстрелов и одновременно с нижнего готовить лунки в бетоне для очередного яруса расстрелов.

Каркас полка изготавливается из прокатной стали: швеллеров, двутавров, уголков. Конструкция его зависит от размеще-

ния подвесного проходческого оборудования в сечении ствола. Поэтому полок проектируется и изготавливается индивидуально для проходки конкретного ствола. Донгипрооргшхтострой предложил типовые схемы размещения горнопроходческого оборудования для стволов разных сечений и в соответствии с этим разработал унифицированные конструкции подвесных проходческих полков. В предложенных конструкциях значительно сокращено количество деталей и хорошо продуманы узлы их соединений, что позволяет значительно сократить время на монтаж полков и использовать их повторно. В стволе полки в рабочем положении фиксируются гидродомкратами. Для этого на нижнем этаже устанавливается маслостанция. Проходческие полки подвешиваются за две ветви одного каната, огибающего три блока (рис. 53), или четыре ветви двух канатов, огибающих по два блока (рис. 54). Возможны другие варианты подвески. В любом случае подвеска не должна мешать свободному размещению центрального отвеса.

Разработан шагающий полк. Нижний и верхний этажи жестко соединены между собой, а средний этаж – подвижной и соединен с верхними тремя вертикальными гидравлическими цилиндрами. Ход цилиндров равен расстоянию между лунками, оставленными в крепи для расстрелов армировки. На верхнем и среднем этажах установлены выдвигные кронштейны – ригеля, которые заводятся в лунки

Перемещение полка осуществляется в следующем порядке. Убираются из лунок ригеля, средний этаж опускается вниз и устанавливается при помощи ригелей в новом ярусе лунок. Затем освобождаются ригеля верхнего этажа и он опускается до лунок где до этого находились ригеля среднего этажа, и там закрепляется своими ригелями. До очередного спуска полк временно опирается на все ригели верхнего и среднего этажей. Лунки в крепи оставляют в процессе укладки бетонной смеси с таким расчетом, чтобы впоследствии они могли быть использованы для установки расстрелов армировки.

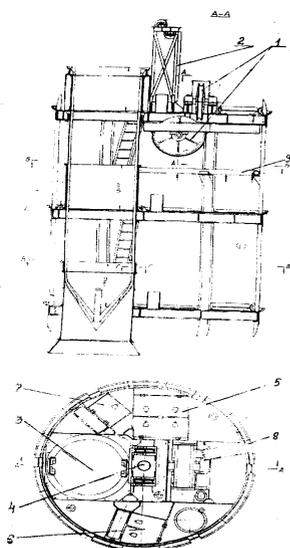
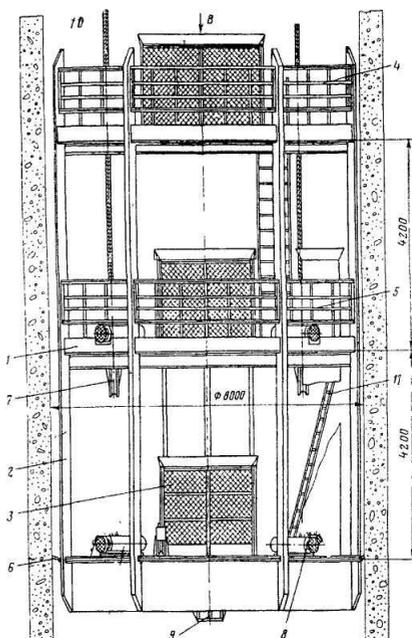


Рис. 53. Трехэтажный проходческий полок с подвеской за две ветви одного каната:
 1 – шкивы каната подвески;
 2 – стойка для удержания полка в горизонтальном положении;
 3 – проем для бабьи; 4 – проем для центрального отвеса; 5, 6, 7 – створки, перекрывающие проемы подвесного проходческого насоса спасательной лестницы и люстры; 8 – домкраты для распора полка; 9 – коллектор сжатого воздуха

Рис. 54. Трехэтажный проходческий полок с подвеской на четырех ветвях двух канатов:
 1 – этажное перекрытие;
 2 – стойки; 3 – ограждение проема для бабьи;
 4–5 – ограждения на перекрытиях; 6 – фартуки;
 7 – шкивы подвески;
 8 – гидродомкраты; 9 – опора для радиального монорельса пневмогрузчика;
 10 – канаты подвески;
 11 – междуэтажные лестницы



Нулевая рама (рис. 55) предназначена для перекрытия ствола на поверхности. Основу рамы представляет система горизонтальных балок, жестко соединенных между собой. Перекрываются они рифленным металлическим листом толщиной 6 – 8 мм. В перекрытии предусмотрены проемы для бадей и другого подвесного проходческого оборудования. Проемы для бадей, подвесного насоса и спасательной лестницы перекрываются створками – лядами. На закрытых лядях нулевой площадки производится погрузка в бадью и выгрузка материалов из бадьи, садятся и высаживаются из бадьи проходчики при их спуске и подъеме из ствола, крепятся к канату длинномеры (расстрелы, проводники) перед спуском их в ствол.

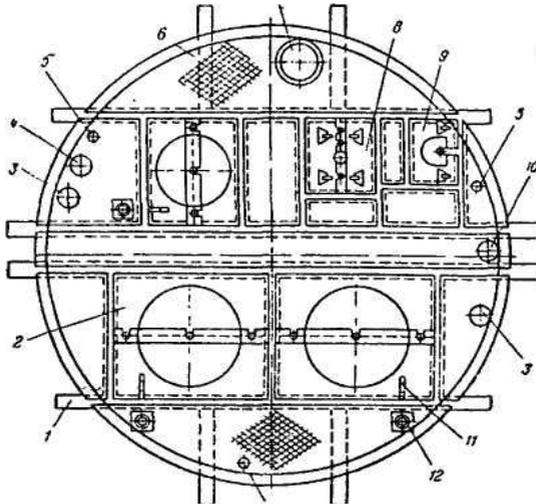


Рис. 55. Проходческая (нулевая) рама:

- 1 – стальные балки рамы; 2 – ляды для бадьи; 3 – проем для трубы подачи бетонной смеси; 4 – проем для трубы сжатого воздуха;
- 5 – проем для каната подвесной опалубки;
- 6 – настил из рифленой стали; 7 – проем для трубы вентиляции;
- 8 – лядя для подвесного насоса; 9 – лядя для спасательной лестницы;
- 10 – проем для трубы водоотлива; 11 – кронштейн ляды для бадьи;
- 12 – пружинный упор для ляды

Спасательная лестница (рис. 56) предназначена для подъема людей из ствола шахты в случае неисправности подъемной установки. Спасательная лестница собирается из отдельных секций, каждая из которых рассчитана на 5 – 6 человек. Количество секций принимается такое, чтобы одновременно можно было выдать на поверхность самое большое количество людей, которое может оказаться в стволе. Это случается, например, в момент, когда вновь прибывшие на работу проходчики заменяют проходчиков, отработавших свою смену непосредственно в забое. Люди на спасательной лестнице располагаются сидя и пристегиваются спасательными поясами. Лестница всегда должна находиться в призабойном пространстве с таким расчетом, чтобы ее можно было беспрепятственно опустить на забой.

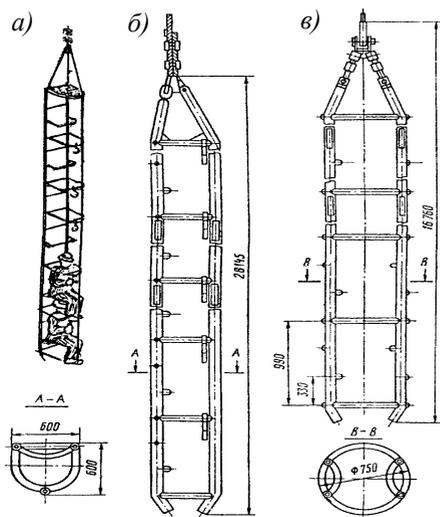


Рис. 56. Спасательные лестницы:
 а – посадка людей на лестницу; б – лестница ЛС1; в – лестница ЛС2

Лестница подвешивается к канату лебедки с механическим и ручным приводом. Лебедка оборудуется тормозами и храповыми стопорами.

Освещение. Хорошее освещение в горных выработках повышает безопасность работ, облегчает труд рабочих по обслуживанию механизмов и способствует повышению производи-

тельности труда. Освещенность должна быть не менее 10 лк. Освещенность, создаваемая одним светильником, определяется по формуле

$$E = \frac{(1-r/10)L_0}{h^2}, \text{ лк,}$$

где r – расстояние от точки забоя, над которой висит светильник, до места, где определяется освещение, м;

h – высота подвески светильника над забоем, м;

L_0 – сила света светильника, лм. Сила света указывается в характеристике светильника. Конструкция одного из светильников, которые применяются для освещения забоя ствола и подвесного проходческого полка показана на рис. 57. Он состоит из корпуса 1, подвески 2, вводного патрубка 3, патрона 4, лампы 5, стекла 6.

Подлежит освещению и пройденная часть ствола. По всему стволу через 30 м к подвешенному на канате кабелю освещения подсоединяются лампочки, каждая мощностью не менее 60 Вт.

Кроме общего освещения проходчика, на случай отключения света, должны иметь индивидуальное освещение – аккумуляторные светильники.

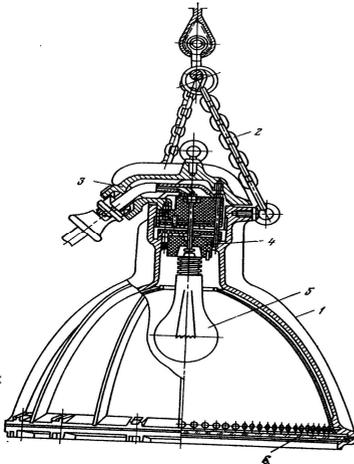


Рис. 57. Светильник ППН-500 для проходки стволов

Связь и сигнализация. Оперативная связь между проходчиками и персоналом на поверхности для решения всевозможных вопросов, возникающих в процессе проходки ствола, осуществляется по телефону.

Работа подъемных машин и лебедок при перемещении в стволе бадей и другого подвешеного оборудования управляется путем подачи серии коротких звуковых сигналов. Для каждой подъемной машины предусматривается своя электрическая и ударная сигнализация.

Подача электрического сигнала из ствола осуществляется четкими и фиксированными движениями рукоятки, обеспечивающими надежный контакт двух жил сигнального кабеля. При этом звонок, установленный на нулевой площадке, издает короткие звуки (гудки). Гудки дублируются зажиганием красной лампы. Рабочий, обслуживающий работу подъемной машины на нулевой площадке (стволовой), передает сигналы машинисту подъема. Машинист подчиняется только сигналам стволового. Возле ствола устанавливается щит с кодом сигналов. Их должны знать все работающие на проходке ствола. Из них три первых сигнала неизменно относятся к подъемной машине:

- 1 (один) – стоп!;
- 2 (два) – подъем бадьи (груза);
- 3 (три) – спуск бадьи (груза).

Другие – условно принимаются на время перемещения по стволу другого оборудования, например, 4 – подъем проходческого насоса, 5 – спуск проходческого насоса, и т. д. Четное количество коротких сигналов относится к подъему, а нечетное – к спуску оборудования. Всякий непонятно поданный сигнал воспринимается как «стоп».

В сильно обводненных стволах электрическая сигнализация часто отказывает. В этих случаях переходят на ударную сигнализацию (рис. 58). Она состоит из колокола, выполненного в виде тарелки 1, закрепленной на основании, стойки 3, молота 2 шарнирно подсоединенного к стойке за середину рукоятки. К концу рукоятки подсоединен тонкий (4 – 6 мм) трос 5, спущенный до забоя. При резком рывке за трос, молот ударяет о колокол, издавая четкий и громкий звук.

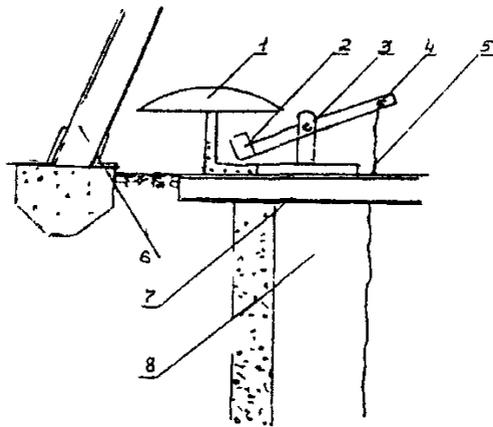


Рис. 58. Ударно-звуковая сигнализация:

1 – колокол; 2 – молот; 3 – стойка; 4 – рычаг; 5 – тросик;
6 – нога копра; 7 – нулевая площадка; 8 – ствол

Центральный отвес (рис. 59) служит для контроля вертикальности ствола в процессе его проходки. Отвес подвешивается на тросе лебедки, установленной на нижней приемной площадке (нулевой). Тело отвеса представляет собой тяжелую (20 – 30 кг) болванку с одной стороны сточенную в виде конуса. В торце болванки имеется гнездо с резьбой под польный винт, внутри которого закреплен трос. Болванка опускается в ствол каждый раз в баде с поверхности и только на забое подсоединяется к спущенному на тросе винту. Затем лебедкой приподнимается на необходимый уровень. Полностью погасить колебания отвеса на большой глубине ствола практически невозможно. Чтобы не тратить много времени на успокоение отвеса, за центр ствола принимают среднее его положение между противоположными отклонениями. Поэтому для троса отвеса в подвесном проходческом полке должен быть оставлен достаточно большой проем – 200 – 300 мм, обеспечивающий свободные колебания отвеса.

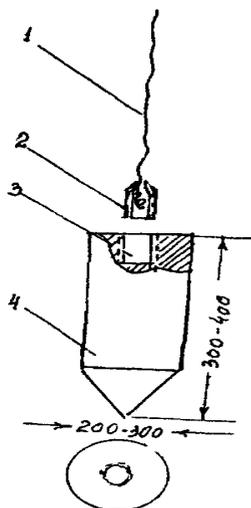


Рис. 59. Центральный отвес:
1 – трос; 2 – полый винт; 3 – гнездо с
винтовой нарезкой; 4 – тело отвеса

Контрольные вопросы:

1. Перечислите оборудование для проходки стволов шахт.
2. Требования к конструкции лебедки спасательной лестницы.
3. Какие функции выполняет подвесной проходческий полок?
4. Как обеспечивается связь между забоем и поверхностью, сигналам кого подчиняется машинист подъемной машины?

7. ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ ПРОХОДЧЕСКОГО УЧАСТКА

7.1. Общие сведения

Оборудование, используемое для стволов шахт, в основном оснащается электрическими двигателями. По разным причинам они часто выходят из строя. Во избежание длительных простоев возникает необходимость срочно заменять их на двигатели, имеющиеся на складе предприятия, или восстанавливать в них электрическую обмотку в местном электроцехе. Новый электродвигатель должен быть достаточной мощности, чтобы справиться с нагрузкой, иначе он сгорит. Поэтому не только инженеру-проектировщику, но и инженеру на производстве полезно уметь определять необходимую мощность двигателей для установки их на тот или другой агрегат (машину, лебедку, насос и т. п.), а также решать задачи, связанные с распределением электроэнергии внутри строительного участка.

Для решения этих задач достаточно школьных знаний. Однако, как показывает практика, большинство студентов забыли многое, что изучали в школе. Для них повторяем некоторые сведения из школьной программы, необходимые для решения указанных задач.

Единицей силы является «Ньютон» (Н). Ньютон – величина силы, которая массе в 1 кг сообщает ускорение 1 м/с^2 .

$$H = \hat{e} \tilde{a} \frac{i}{\tilde{n}^2}.$$

К сожалению, в старых, но еще действующих справочниках, вес тела обозначается в килограммах. Это вносит путаницу в расчеты. Поясним – вес тела это сила, с которой тело притягивается к центру планеты и находится по формуле

$$F = m \cdot g, H,$$

где m – масса тела, кг;
 g – ускорение свободного падения, м/с^2 .

На Земле тело массой 1 кг весит 9,81 Н; на Луне 1 кг весит в 6 раз меньше, т. к. там во столько же раз меньше притяжение и, следовательно, ускорение свободного падения.

За *единицу работы* принят «Джоуль» (Дж). Джоуль равен работе, в результате которой тело (груз) перемещено на расстояние 1 м силой в 1 Ньютон:

$$Дж = Н \cdot м.$$

Мощность – количество работы, выполненное за единицу времени, измеряется «Ваттами» (Вт). Если работа в 1 Дж выполняется за 1 с, то исполнитель ее обладает мощностью в 1 Вт.

$$\hat{A}\hat{o} = \frac{\hat{A}\hat{e}}{\hat{n}} = \frac{i \cdot i}{\hat{n}} = \hat{I} \frac{i}{\hat{n}}.$$

Соотношение размерностей показывает, что мощность определяется произведением силы на скорость

$$N = F \cdot v, \text{ Вт},$$

где F – сила, перемещающая тело, Н;

v – скорость перемещения тела м/с.

Различают мощность на валу двигателя и мощность потребляемую от электросети.

Мощность на валу двигателя – это мощность необходимая только для перемещения груза, т. е. полезная мощность

$$N_{\text{в}} = F \cdot v.$$

Мощность, потребляемая от сети двигателем во время его работы

$$N_{\text{с}} = \frac{N_{\text{в}}}{\eta \cdot \cos \varphi},$$

где η – КПД двигателя, учитывает часть мощности, затрачиваемую на преодоление трения в двигателе и редукторе;

$\cos \varphi$ – коэффициент мощности, учитывает потерю мощности в электрической сети, питающей двигатель.

Понятие о $\cos \varphi$. В сети переменного тока можно выделить активную и реактивную составляющие полного тока. Если на оси абсцисс графика (рис. 60) отложить активную составляющую тока I_a , а на оси ординат реактивную составляющую I_p , то полная сила тока, потребляемая электродвигателем (токоприемником), составит их геометрическую сумму:

$$I_n = \sqrt{I_a^2 + I_p^2} \quad \text{и следовательно,} \quad N_n = \sqrt{N_a^2 + N_p^2}.$$

Электродвигатель потребляет полную силу тока, а полезную работу производит только активная составляющая, реактивная затрачивается на нагревание двигателя и относится к прямым потерям.

Коэффициент мощности – это отношение активной (полезной) мощности к полной (потребляемой):

$$\cos \varphi = \frac{N_a}{N_r}.$$

Реактивная составляющая мощности не зависит от нагрузки на двигатель и всегда постоянна для данной электрической сети. Поэтому основными причинами снижения коэффициента мощности является работа «вхолостую» или на не полную мощность установленных электродвигателей и трансформаторов.

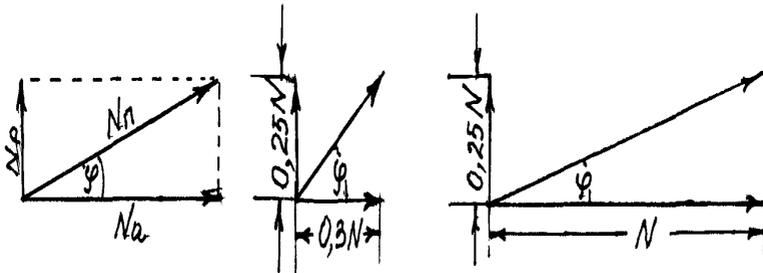


Рис. 60. К расчету коэффициента мощности

Таким образом, $\cos \varphi$ является показателем, насколько качественно (по-хозяйски) используется электроэнергия, отпускаемая строительному участку (предприятию). По нормам бывшего СССР допустимая величина $\cos \varphi$ для предприятий считалась не менее 0,75. При меньшем значении предусматривались штрафные санкции.

Потребляемая энергия подъемных установок. При определении необходимой мощности электродвигателя подъемных установок задача заключается в определении силы, перемещающей тело – F , и скорости его перемещения – v .

Пример. Определить потребляемую мощность из сети двигателем подъемной машины при условии: концевая нагрузка $Q_K = 50$ кН, вес каната $q_K = 27,3$ кН, максимальная скорость движения бады $v = 10$ м/с, $\eta = 0,85$, $\cos \varphi = 0,75$.

Решение. Сила, развиваемая двигателем при подъеме груза:

$$F = Q_K + q_K = 50 + 27,3 = 77,3 \text{ кН} .$$

Потребляемая мощность электродвигателем:

$$N = \frac{F \cdot v}{\eta \cdot \cos \varphi} = \frac{77,3 \cdot 10}{0,8 \cdot 0,75} = 1288 \text{ кВт} .$$

Примечание – здесь и далее мощность определяется по упрощенной методике. Для более точного расчета необходимо полное учитывать динамику работы оборудования.

Потребляемая энергия двигателем подвешенного проходческого насоса

Электрический двигатель подвешенного проходческого насоса работает в экстремальных условиях – сверху на него падает вода, воздух предельно насыщен влагой, насос работает практически без остановки, пока не выйдет из строя какой-нибудь его узел. В таких условиях чаще всего выходит из строя электродвигатель насоса. Чтобы ствол не затопило необходимо срочно заменять электродвигатель. Мощность нового электродвигателя должна быть достаточной для надежной откачки воды из ствола

шахты. Для перемещения воды по трубопроводу насос действует на нее с силой, достаточной, чтобы преодолеть: вес столба воды, высота которого равна высоте ее подъема, силу трения воды о внутренние стенки трубопровода и местные сопротивления (сопротивление колен, задвижек, обратных клапанов и т.п.). При подъеме воды на большую высоту можно пренебречь местными сопротивлениями, т. к. они относительно невелики. Тогда расчет значительно упрощается

$$N_n = F \cdot v, \text{ Вт},$$

где F – вес столба воды высотой H ;
 v – скорость подъема воды

$$F = H \cdot S \cdot \gamma, \text{ Н};$$

γ – вес 1 м³ воды, с учетом загрязненности

$$v = \frac{Q_H}{S}, \text{ м/с}$$

Пример. $H = 200$ м, $Q_H = 0,02$ м³/с. Мощность на валу электродвигателя равна

$$N_b = H \cdot S \cdot \gamma \cdot \frac{Q_H}{S} = \frac{200 \cdot S \cdot 10000 \cdot 0,02}{S} = 40000 \text{ Вт} = 40 \text{ кВт}.$$

Мощность, потребляемая двигателем из сети равна

$$N_c = \frac{N_a}{0,8 \cdot \eta_{ос\phi}} = \frac{40}{0,8 \cdot 0,75} = 66,7 \text{ кВт}.$$

Величина напора насоса (сила, приложенная к единице площади поперечного сечения потока воды в трубопроводе) равна

$$h = \frac{F}{S} = \frac{200 \cdot S \cdot 1000 \cdot 9,81}{S} = 1962000 \frac{i}{i^2} (\ddot{I}\ddot{a}) = 1962 \ddot{e}\ddot{I}\ddot{a} .$$

По каталогу выбирается насос, который при напоре 1962 кПа обеспечивает заданную производительность 0,02 м³/с или 72 м³/ч, а установленный на нем двигатель имеет мощность не ниже 66,7 кВт.

В некоторых справочниках (каталогах) напор насоса указывается в метрах водяного столба (м. в. с.). В этом случае найденное значение напора, выраженное в кПа, делится на объемный вес чистой воды, выраженный в кН/м³. Если не учитывать местные сопротивления, то полученное значение будет соответствовать высоте подъема воды

$$h' = \frac{h}{\gamma} = \frac{1962}{9,81} = 200 \text{ м. в. с.}$$

Энергоснабжение. Участковая подстанция при проходке ствола получает электроэнергию от районной подстанции или местной ЦЭС по двум воздушным линиям высокого напряжения 3000 или 6000 В.

При выборе схемы распределения электроэнергии внутри проходческого участка следует стремиться к минимальному расходу кабелей и распределительной аппаратуры. Желательно как можно ближе подвести к приемникам электроэнергию высокого напряжения, а затем ее трансформировать на низкое напряжение, на которое рассчитаны приемники. При транспортировании энергии высокого напряжения потери, связанные с выделением тепла, будут меньшими, чем при транспортировании энергии низкого напряжения. Подводящие энергию кабели целесообразно укладывать в закрытые траншеи, чтобы они не мешали наземному транспорту. На каждом отходящем фидере подстанции устанавливаются защитные автоматы, при небольшой силе тока (менее 200 А) можно ограничиться распределительными ящиками с предохранителями.

Проектирование схемы распределения энергии осуществляется в следующем порядке. Вычерчивается план расположения проходческого оборудования (рис. 61). Согласно этому плану составляется схема прокладки кабелей. Схема прокладки

электрических кабелей должна быть составлена с учетом экономии кабелей и распределительной аппаратуры. Желательно кабели располагать по контуру строительного участка, чтобы не мешать работам нулевого цикла. Рассчитывается необходимое сечение кабеля и по каталогу выбирается кабель стандартного сечения.

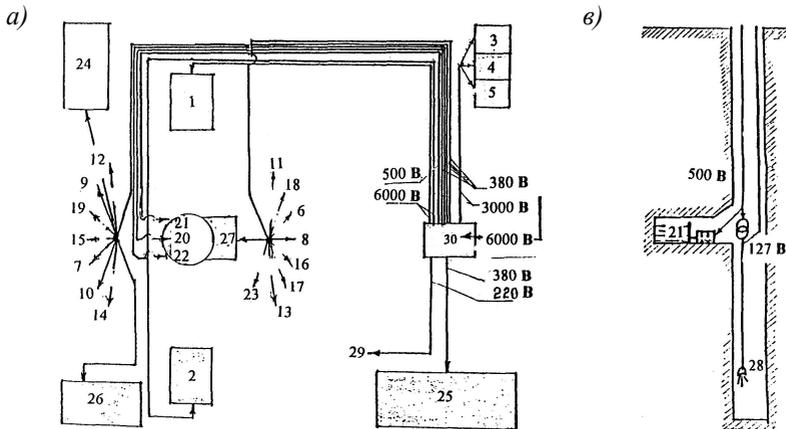


Рис. 61. Схема прокладки электрических кабелей:
 а – на поверхности; б – в стволе шахты (цифрами обозначены потребители электроэнергии, приведенные в табл. 27)

8. АРМИРОВАНИЕ СТВОЛОВ

8.1. Общие сведения

Постоянные подъемные сосуды (клетки, скипы) двигаются по стволу с высокой скоростью – до 20 м/с. Поэтому сосуд, подвешенный на канате, не должен колебаться и разворачиваться во время движения. Для этого служат проводники. Подъемные сосуды, охватывая своими башмаками проводники, скользят по ним, благодаря чему обеспечивается их фиксированное движение. В качестве проводников применяют рельсы, швеллера, попарно сваренные в короб (коробчатые проводники), деревянные брусья сечениями 12 x 15, 15 x 18, 18 x 20 см и длиной 6 м. В глубоких стволах (> 1000 м) в качестве проводников иногда используются канаты.

Проводники, кроме канатных, крепятся к поперечным балкам -расстрелам. Расстрелы изготавливаются из швеллеров, двутавров и брусев. Металлический проводник крепится только к металлическому расстрелу. В этом случае армировку называют металлической. Деревянный проводник может крепиться как к деревянному, так и к металлическому расстрелу. Если деревянный проводник крепится к деревянному расстрелу, армировка называется деревянной, если к металлическому – смешанной. Расстрелы, установленные в одной горизонтальной плоскости, называются ярусом армировки. Расстояние между ярусами называется шагом армировки. Отдельные звенья проводников стыкуются на середине расстрела. Поэтому если одно звено металлического проводника стандартной длины 12,5 м закреплено на расстрелах пяти ярусов, шаг армировки равен 3,127 м, если на четырех – 4,168 м. При использовании деревянных проводников расстояние между расстрелами принимается 2 м.

Во вспомогательных стволах (клетевых) устраиваются лестничные отделения. При шаге армировки 4,168 м лестницы устанавливаются между каждыми смежными ярусами. Для этого на каждом ярусе оборудуется полка с лазом. Сторона лаза поперек лестницы равна 0,6 м, по длине лестницы – 0,7 м. Такие

размеры лаза рассчитаны на беспрепятственное перемещение по лестничному отделению горноспасателей с респираторами за спиной.

В целях безопасности лазы смежных полок не совмещаются между собой. Если кто-то случайно уронит какой-нибудь предмет (инструмент), он задержится на нижней полке и не травмирует ниже идущего. При шаге армировки 3,127 м полки могут устанавливаться на каждом ярусе или через один ярус. В любом случае расстояние между полками не должно превышать 8 м, а лестница должна устанавливаться под углом 75 – 80°. Устройство лестничного отделения показано на рис. 62. Как правило, применяются металлические лестницы и настил полки из листового рифленого железа. Ограждение лестничного отделения выполняется в виде рамки из уголкового стали к которой крепится проволочная сетка или решетка из круглых прутьев. Крепление парных рельсовых проводников к расстрелу показано на рис. 63. К верхним и нижним плоскостям расстрела 1 приварены накладки 3, имеющие выемки (лежки) для фиксации рельсовых проводников 5. Специальные зажимные скобы (скобы Бриара) 2 устанавливаются выше и ниже расстрела и стягиваются болтами. Чтобы закрепить одинарный рельсовый проводник скобами Бриара, к другой стороне расстрела прикладывают только отрезок рельса так называемый ложный проводник. При другом варианте одинарный проводник крепится специальной односторонней скобой типа СОЛ (рис. 63, б). Между стыками проводников оставляют зазор величиной 4 мм на случай изменения их длины от температурных колебаний, а также для удобства их замены. Для увеличения надежности стыка и удобства монтажа в яблоке торцов рельсовых проводников высверливают углубления диаметром 10 – 16 мм и глубиной 30 – 40 мм, в которые вставляют металлические шпильки длиной 50 – 70 мм.

Коробчатые проводники крепят специальными болтами и соединительными угольниками, которые приваривают к верхней и нижней плоскостям расстрелов. На рис. (63, в) показано крепление коробчатого проводника к двутавровому расстрелу. К расстрелу 7 приваривают уголки 8 с отверстиями в стенках.

В проводнике делают сквозной вырез продолговатой формы, в который вставляют болт 10 с Т-образной головкой. Затем головки поворачивают на 90° и затягивают гайкой. При стыковке коробчатых проводников к концу одного проводника приваривают полосы – штыри 9, которые входят в конец другого проводника и предотвращают взаимное смещение рабочих поверхностей.

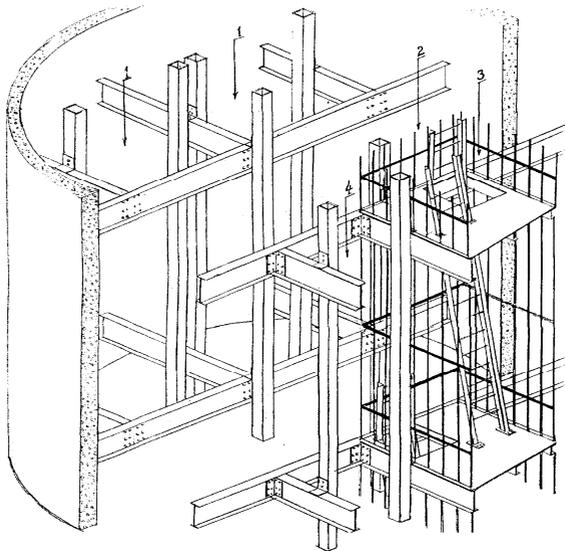


Рис. 62. Скипо-клетевой ствол:

1 – скиповое отделение; 2 – клетевое отделение; 3 – лестничное отделение; 3 – отделение для противовеса клетки

К элементам армировки относятся также трубное и кабельное отделение.

Расположение проводников относительно подъемных сосудов может быть боковым односторонним (рис. 64, *а*), боковым двусторонним (рис. 64, *б*) и лобовым (рис. 64, *з*).

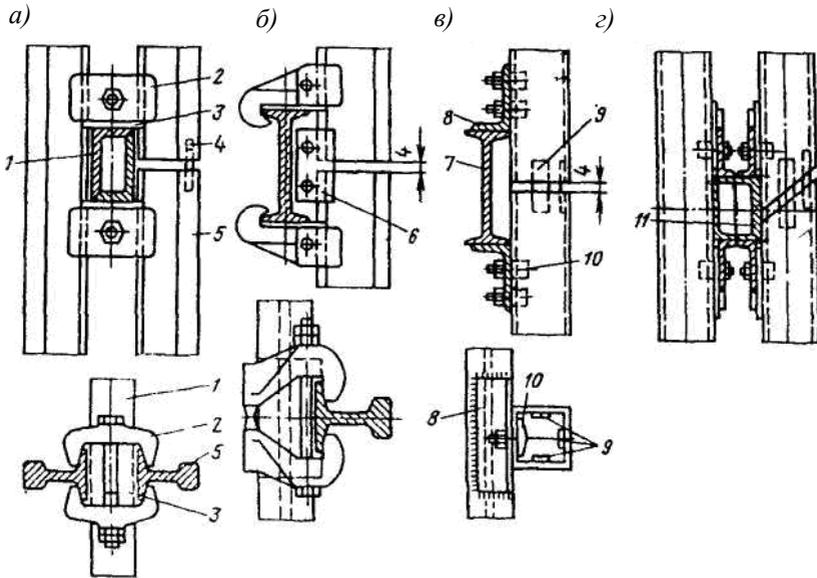


Рис. 63. Схемы крепления проводников к расстрелам:
 1 – коробчатый проводник; 2 – скоба Бриара; 3 – накладка;
 4 – шпилька; 5 – рельсовый проводник; 6 – стыковой захват;
 7 – расстрел; 8 – уголок; 9 – полоса; 10 – болт; 11 – «ложный»
 расстрел

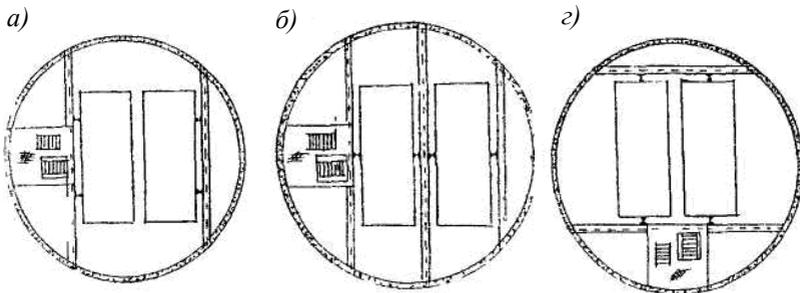


Рис. 64. Расположение проводников относительно
 подъемных сосудов:
 а – одностороннее боковое; б – лобовое; г – двухстороннее боковое

Концы расстрелов замоноличиваются в бетоне крепи или крепятся к фланцам тьюбингов. На сопряжениях ствола с рудничными дворами для крепления расстрелов устанавливают стойки из такого же профиля, что и расстрелы. Стойки своим основанием опираются на расстрелы яруса, установленного на уровне почвы, а верхние торцы стоек крепятся к расстрелам яруса, установленного на уровне кровли рудничного двора. Стойки, вместе с закрепленными к ним расстрелами, образуют пространственную жесткую конструкцию, которая называется *рудничным станком*.

Обычно, армирование круглых стволов осуществляется после проходки их на полную глубину. Есть примеры, когда стволы армируют одновременно с проходкой. В последнем случае процесс проходки ствола получил название *проходка ствола с одновременным армированием*.

В состав работ по армированию входят: укладка расстрелов; навеска проводников; устройство лестничного отделения; монтаж трубопроводов; монтаж конструкций (балок) под опорные стулья и компенсаторов трубопроводов; кронштейнов (скоб) для крепления кабелей; посадочных балок и рам под клетки; рудничных станков и балок под кулаки; балок под бункер для улавливания рудной мелочи в скиповых стволах; кронштейнов в стволе для грузочных устройств и других конструкций, предусмотренных проектом. Однако основной объем работ по армированию заключается в установке расстрелов и навеске проводников. В зависимости от того, как и в какой последовательности они выполняются, различают несколько схем армирования. Если установка расстрелов и навеска проводников производится одновременно, схема называется совмещенной, если разновременно, схема называется последовательной.

8.2. Последовательная схема армирования

После проходки ствола на конечную глубину для его армирования выполняются подготовительные работы. Демонтируется призабойная металлическая опалубка, подвесной проходче-

ский полк поднимается до нулевой площадки. Попутно, с подвесного полка демонтируются все трубопроводы: вентиляционный став, став сжатого воздуха и бетонопровод. Поднимается до нулевой площадки подвесной проходческий насос с одновременным демонтажом нагнетательного става. Переоборудуется подвесной проходческий полк для армирования: снимаются с него раструбы, которые мешают работам по установке расстрелов, а проемы перекрываются створками. Ниже нулевой рамы устанавливается первый ярус армировки под контролем маркшейдерской службы, который будет служить шаблоном для установки всех остальных ярусов. На контрольном ярусе закрепляются кронштейны, через отверстия которых пропускаются тросики армировочных отвесов.

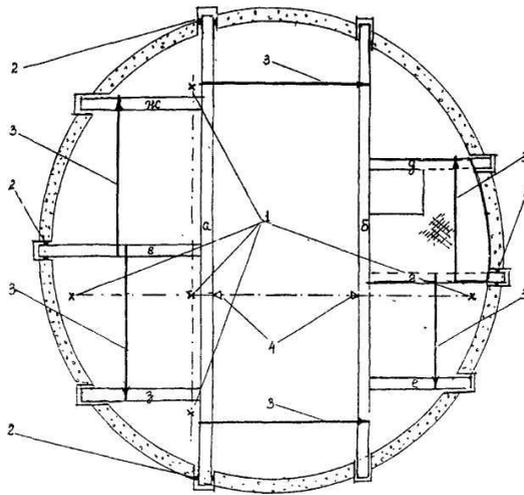


Рис. 65. Пример расположения армировочных отвесов при установке армировки:

- 1 – отвесы; 2 – конец расстрела, закрепленный в лунке;
 3 – горизонтальный шаблон-фиксатор; 4 – метки для контроля
 продольного положения расстрела; а, б, в, г, д, е, ж, з – обозначает
 порядок спуска и установки расстрелов

Количество отвесов и их размещение должно позволить установить все расстрелы в шахте в соответствии с проектом. Желательно чтобы каждый отвес находился в створе двух других. Это обеспечивает оперативное наблюдение за правильным положением самих отвесов. Если какой-нибудь отвес окажется вне створа, значит, его тросик вверху за что-то задевает. При длинном тросике даже случайно упавшая рукавица на расстреле, может значительно отклонить отвес. На рис. 65 в качестве примера приводится возможное расположение отвесов при армировании клетьевого ствола. Отмеченные подготовительные работы занимают до 25 суток.

Установка расстрелов. Каждый ярус армировки заранее проходит контрольную сборку на поверхности, все элементы его маркируются и складываются таким образом, чтобы без затруднения их можно было доставлять на нулевую площадку и спускать в ствол с заранее продуманной последовательностью. Расстрелы устанавливаются с верхнего этажа подвесного полка, одновременно с нижнего готовятся лунки под расстрелы очередного яруса. Расстрелы опускаются в ствол на канате подъемной машины. Спущенный расстрел заводится в лунку и освобождается от каната подъемной машины. Затем подвешивается к соответствующему расстрелу ранее установленного яруса при помощи вертикальных шаблонов (рис. 66, б). Подвешенный расстрел центрируется в горизонтальной плоскости по отвесам и закрепляется в лунке при помощи набора металлических прокладок и клиньев. Время центрирования зависит от удачного сочетания подобранных клиньев для каждой конкретной лунки. Поэтому на центрирование иногда тратится очень много времени. Значительно быстрее устанавливается и центрируется расстрел в лунках с применением распорных винтов (рис. 66, в). Стержень с резьбой 1 пропускается в отверстие стойки швеллера и при помощи втулок (трубок) 2 и гаек 3 распирается между стенками лунок. Затем гайками 4 расстрел перемещается по стержню в ту или другую от отвеса сторону и фиксируется в нужном положении. Приспособление не извлекается, а замоноличивается в крепи вместе с концом расстрела.

Центральный расстрел после его закрепления используют как опору для установки параллельных к нему расстрелов при помощи горизонтальных шаблонов с зажимами (рис. 66, а).

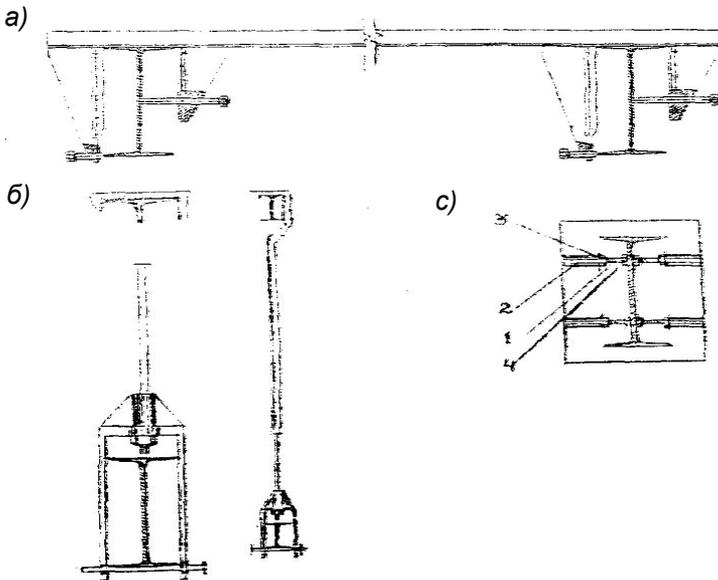


Рис. 66. Установка расстрелов:

а – горизонтальный шаблон-фиксатор; б – вертикальный шаблон-подвеска; с – приспособление для центрирования и закрепления расстрела в лунке

Устройство лунок. Одновременно с установкой расстрелов с нижнего этажа подвесного проходческого полка долбят лунки для очередного яруса. Положение лунок размечают при помощи отвесов (рис. 67, б), который представляет собой рамку, обозначающую контур лунки. Рамка подвешивается на тросике к штанге с крюком. Крюк штанги накидывается на соответствующий расстрел ранее установленного яруса. Важно, строго контролировать как размер лунок, так и их направление, ибо исправлять лунку в условиях заведенного в нее расстрела очень

трудно. Для контроля одновременно в противоположные лунки вводятся ящики, поперечные размеры которых равны поперечным размерам расстрела, и между их серединами натягивается шнур. Натянутый шнур и ящики, установленные по направлению шнура, должны соответствовать положению расстрела, который впоследствии будет устанавливаться в эти лунки.

Лунки долбятся отбойными молотками вручную. Работа эта очень трудоемкая. За смену один проходчик может выдолбить две-три лунки.

В последнее время лунки начали выбуривать специально приспособленным для этого станком. Он представляет собой три пневмоударника, расположенных друг над другом и связанных в один пакет. Вращение буровым штангам всех пневмоударников передается от одного пневмодвигателя. Короткие буровые штанги оснащаются коронками, диаметр которых равен поперечному размеру лунки. Верхний и нижний пневмоударники станка бурят две отдельные скважины, а средний с отставанием, разрушает перемышку между скважинами, образуя сплошную лунку. Станок устанавливается на поворотную раму, шарнирно закрепленную за центральную опору проходческого полка (рис 67, а). При помощи поворотной рамы станок по круговому монорельсу перемещается с лунки на лунку. Кроме того, сам станок может разворачиваться относительно поворотной рамы, что обеспечивает необходимое направление бурения каждой лунки.

Для размещения центрального расстрела в лунках одна из них (заводная) выдалбливается в два раза глубже. Выдалбливать такую лунку очень трудно. Чтобы избавиться от лишней трудоемкой работы центральный расстрел делается разрезным. Соединяют его части после завода в лунки при помощи накладок. После закрепления расстрела клиньями на лунки устанавливается опалубка и они заполняются цементно-песчаным раствором. Опалубка представляет собой металлический щиток из двух половин с вырезами для полок расстрела. Наверху вырезается окно с отогнутым козырьком. Половинки щитка стыкуются и закрепляются на расстреле. Бетонная смесь подается в лунку совком

вручную, при этом для ее уплотнения слегка постукивают по расстрелу и опалубке.

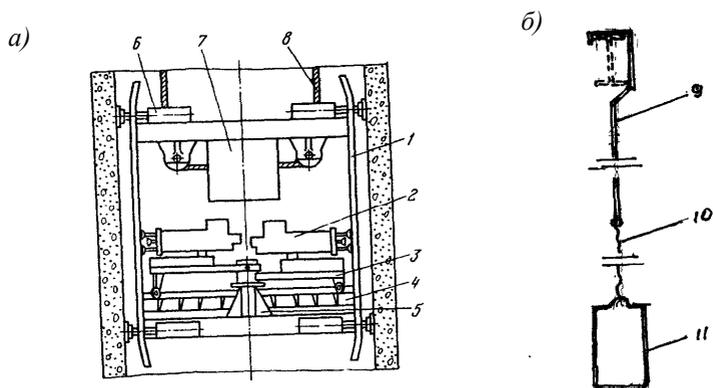


Рис. 67. Устройство лунок для установки расстрелов:
а – специальный армировочный полок с двумя станками СБЛ;
б – отвес для разметки лунок; 1 – полок; 2 – станок СБЛ;
 3 – поворотная рама станка; 4 – круговой монорельс;
 5 – центральная опора; 6 – гидродомкраты распора полка;
 7 – маслостанция; 8 – канаты подвески полка;
 9 – штанга с крюком; 10 – тросик; 11 – рамка

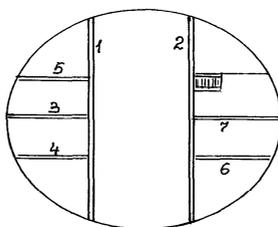
В стволах, закрепленных тубингами, расстрелы крепятся к металлическим косынкам, которые в свою очередь крепятся к болтам, соединяющим ребра тубингов. Как правило, после центрирования расстрелов приходится сверлить новые отверстия, вместо сделанных ранее для крепления расстрелов.

На монтаж яруса армировки составляется график. Звено проходчиков разбивается попарно. Последовательность спуска и установки элементов яруса принимается такой, чтобы максимально занять проходчиков работой. На рис. 68 в качестве примера приводится график монтажа яруса армировки. Скипольтевого ствола.

Навеска проводников. После установки расстрелов на всю

глубину ствола демонтируют подвесной проходческий полок и навешивают люльки для подвески проводников. Люльки подвешиваются к канатам тихоходных лебедок. Они представляют собой длинный четырехугольный каркас, изготовленный из уголкового стали (рис. 69). Люлька имеет четыре полки (этажа) с ограждениями. Расстояние между этажами равно расстоянию между ярусами расстрелов. Таким образом, четыре проходчика, расположившиеся по одному на каждом этаже, могут крепить спущенный проводник сразу за четыре расстрела.

№ п/п	ОПЕРАЦИИ	ЧАСЫ СМЕНЫ					
		1	2	3	4	5	6
1	Спуск подв. полка на шаг армировки и арм. отвесов	[Горизонтальная линия]					
2	Спуск и установка 1-го расстрела	[Горизонтальная линия]					
3	Спуск и установка 2-го расстрела	[Горизонтальная линия]					
4	Спуск и установка 3-го расстрела	[Горизонтальная линия]					
5	Спуск и установка 5,6,7 расстрелов	[Горизонтальная линия]					
6	Спуск и установка лестничной полки	[Горизонтальная линия]					
7	Спуск и установка лестницы и ограждения	[Горизонтальная линия]					
8	Установка опалубки на лунки	[Горизонтальная линия]					
9	Заливка лунок бетоном	[Горизонтальная линия]					
10	Устройство лунок для следующего яруса	[Горизонтальная линия]					

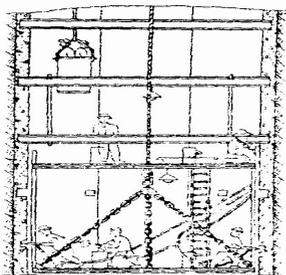


Работа первой пары проходчиков —————
 Работа второй пары проходчиков - - - - -
 Работа третьей пары проходчиков - · - · -

Рис. 68. График монтажа яруса армировки

стрелов. Расстрелы устанавливаются с подвешного проходческого полка, а проводники – с дополнительно подвешенных люлек (рис. 70). За счет совмещения во времени установки расстрелов и навески проводников продолжительность армирования значительно сокращается.

а)



в)

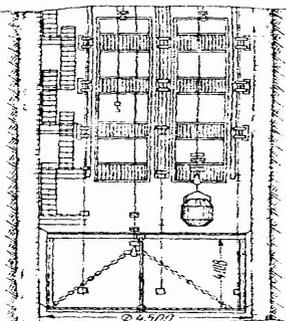


Рис. 70. Совмещенная схема армирования:
а – установка расстрелов с подвешного проходческого полка;
в – навеска проводников с люлек над подвешным проходческим полком

8.4. Совмещенная схема армирования снизу вверх

После проходки ствола используемый для этого двухэтажный подвешной проходческий полок заменяется на шестизэтажный. С верхнего этажа долбят лунки и демонтируются трубопроводы. Со второго этажа устанавливаются расстрелы, с остальных четырех этажей навешиваются проводники. Для пропуска расстрелов при подъеме полка в перекрытиях пяти нижних этажей оставляются сквозные щели, т. е. нижняя часть под-

весного полка представляет собой ряд своеобразных люлек, подвешенных на стойках к его верхнему этажу. При установке расстрелов и навески проводников щели на этажах временно перекрываются выдвижными фартуками. За счет совмещения во времени работ по демонтажу трубопроводов, установке расстрелов и навески проводников продолжительность армирования заметно сокращается. При простой конструкции армировки эта схема может оказаться целесообразной.

9. ПРОХОДКА СТВОЛА С ПАРАЛЛЕЛЬНЫМ АРМИРОВАНИЕМ

По этой схеме армирование осуществляется вслед за углубкой ствола. В свое время, этой схеме шахтостроители уделяли много внимания. С одновременным армированием было пройдено несколько стволов на месторождениях Донбасса и Кривого Рога. Но по ряду причин она не получила широкого распространения. Месторождения типа Донбасса или Кривого Рога вскрываются, как правило, стволами большого сечения. Следовательно, здесь особое значение приобретает производительность подъема. В то же время размеры свободных отделений армировки не позволяют разместить в них бадьи большой емкости. Ниже приводятся размеры стволов в свету и наибольшие размеры скипов и клетей в плане, которыми оборудуются эти стволы и которые определяют габариты бадей.

Таблица 17
Сечения стволов шахт и габариты клетей (скипов), которыми оснащаются эти стволы

Размеры ствола в свету		Скипы		Клетьи	
диаметр, м	сечение, м ²	размеры в плане, мм	количество	размеры в плане, мм	кол-во
4	12,56	—	—	3100x1400	1
5	19,63	1250x1350	1	3100x1400	1
6	28,27	1250x1350	2	4500x1540	2
7	38,48	1630x1880	2	5600x1580	1
8	50,27	1910x2350	2	6500x1580	1

Как видно из таблицы, в случае одновременного армирования в ствол с сечением 50,27 м² приходится вписывать почти такую же малую бадью, что и в ствол сечением 12,56 м².

Из-за снижения производительности породного подъема

стволы больших сечений не выгодно проходить с одновременным армированием. Это обстоятельство нельзя не учитывать, оценивая опыт шахтостроителей Донбасса или Кривого Рога с точки зрения целесообразности переноса его на проходку стволов малого сечения полиметаллических месторождений Казахстана. В условиях полиметаллических месторождений нет особых причин, сдерживающих развитие способа проходки с одновременным армированием. В стволах малых сечений, так или иначе, применяются бабьи ограниченной емкости.

В то же время одновременное армирование позволяет удачно решить ряд вопросов, связанных непосредственно с проходкой стволов малых сечений. При одновременном армировании часть проходческого оборудования может быть размещена на ярусах армировки, облегчается монтаж водоулавливающих устройств, обеспечивается свободный выход на поверхность в случае какой-либо неисправности на подъеме. Последний фактор очень важен с точки зрения безопасности, т. к. в стволах малого сечения, где нельзя разместить более двух бадей, применяется одна подъемная машина.

Институт ЦНИИПодземшахтострой в своих исследованиях также приходит к выводу, что с одновременным армированием наиболее целесообразно осуществлять проходку стволов малых сечений. Но проходка ствола с одновременным армированием требует более тщательного подхода к организации труда и разработке ряда технических средств [8].

Институт ВНИИЦветмет, в свое время занимавшийся вопросами повышения эффективности проходки стволов шахт на полиметаллических месторождениях Казахстана, предложил работы по проходке осуществлять по схеме, согласно которой расстояние от подвешного полка до опалубки всегда сохраняется постоянным. Проходка ведется короткими заходками, равными шагу армировки (4,168 м). Вслед за проходкой непосредственно на отбитую породу устанавливается передвижная опалубка с рабочей высотой, равной этой заходке. На это же расстояние опускается подвешной проходческий полк. Бетонная смесь с поверхности за опалубку передается по трубам. Все процессы

по укладке бетонной смеси за опалубку (перемещение бетоновода по периметру опалубки, уплотнение бетонной смеси) механизуются и производятся с подвешеного проходческого полка. Освободившиеся люди на время крепления выводятся из забоя и используются на работах по армированию. Установка расстрелов с навеской на них проходческих труб и оборудование лестничного отделения производятся с подвешеного полка и во времени совмещаются с укладкой бетонной смеси.

Навеска постоянных проводников и постоянных трубопроводов осуществляется после проходки всего ствола. Если постоянные проводники могут быть использованы как направляющие для проходческих бадей, то навеска их также совмещается с креплением.

Предварительные испытания предложенной технологической схемы, проведенные на проходке ствола шахты «Скиповая» показали, что эта схема позволяет рационально решить ряд существенных вопросов по проходке с одновременным армированием.

9.1 Оставление лунок в бетоне под расстрелы армировки

Работы по выдалбливанию лунок в монолитном бетоне в процессе армирования ствола по трудоемкости занимают 35 – 50 %. В 1960 году трестом «Кривбассшахтопроходка» был объявлен конкурс на лучшее предложение по оставлению лунок в монолитном бетоне при проходке стволов шахт. Однако вопрос оставления лунок до сих пор не получил удовлетворительного решения. Сложность заключается, собственно, не в устройстве лунок в бетоне, а в точности расположения их во время крепления. В практике известно много примеров, когда лунки оставались во время бетонирования, но почти всегда их приходилось передалбливать. Ошибка в устройстве лунки обнаруживается обычно во время центрирования уже смонтированного яруса. В этом случае приходится или ярус разбирать, или передалбливать лунку в условиях заведенного в нее расстрела. В том или другом случае дополнительно тратится много времени.

При проходке ствола по предложенной схеме вопрос остав-

ления лунок в бетоне решается иначе. Призабойная металлическая опалубка используется одновременно и как шаблон для расположения лунок в бетоне. Коробки под лунки крепятся в окнах опалубки всегда в определенном положении относительно ее оси. Чтобы точно расположить все лунки в бетоне достаточно ось опалубки совместить с соответствующей осью ствола. Для этого на горизонтально спланированную породу в створе двух отвесов ложится рейка, длина которой равна диаметру ствола в свету. Середина рейки располагается под центральным отвесом. Груз бокового отвеса подвешивается на тросике определенной и постоянной длины к расстрелу последнего яруса. Предварительно расширенная до рабочего положения опалубка устанавливается на породу так, чтобы метки, расположенные по оси опалубки совместились с краями шаблона.

На рис. 71 показана схема установки опалубки при креплении ствола шахты «Скиповая» с оставлением лунок в бетоне. Коробки под лунки изготавливались из деревянных досок толщиной 20 мм, заделывались они в окнах так, чтобы часть коробки выступала внутрь ствола (рис 71, б). При извлечении коробку разбивали ударами кувалды по выступающей части. Крепилась она к опалубке двумя деревянными клиньями, которые забивались между ней и верхней кромкой окна. Опалубка вместе с коробками устанавливалась за 40–50 минут. Как показали испытания при использовании предложенного способа центрирования лунки располагаются с достаточной точностью. Таким образом, при небольшом отставании армировки от забоя вопрос оставления лунок в бетоне решается проще, т. к. положение опалубки и, следовательно, лунок в бетоне проверяется по расстрелам последнего яруса.

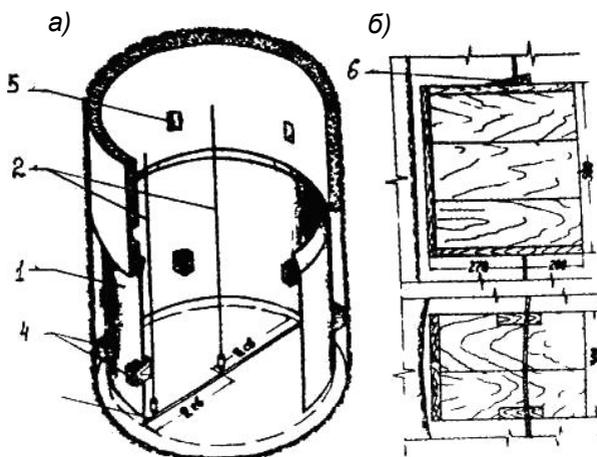


Рис. 71. Оставление лунок в бетоне:

а – установка опалубки; *б* – установка коробок под лунки в опалубке;
1 – опалубка; *2* – центральный и боковой отвесы; *3* – рейка (шаблон);
4 – коробки; *5* – лунка; *6* – клин

9.2. Установка ярусов армировки

Ярус расстрелов устанавливается после проходки ствола на шаг армировки. За это время бетон, которым заделываются концы расстрелов, набирают достаточную прочность, что дает возможность к ранее установленному ярусу подвешивать расстрелы при монтаже очередного яруса. Для этого применяется специальный комплекс монтажных приспособлений, которым ярус удерживается до сцепления с бетоном. На рис. 72 изображена схема монтажа яруса армировки, применяемая на проходке ствола шахты «Скиповая». По этой схеме центрируются и раскрепляются в лунках два расстрела – центральный *1* и боковой *2*, остальные соединяются с ними при помощи специальных горизонтальных шаблонов *3*. При помощи всех этих приспособлений ярус армировки удерживается в необходимом положении до тех пор, пока бетон в лунках не набирает достаточную прочность.

При монтаже яруса закрепляются только три конца рас-

стрелов. Ровные стенки заранее оставленных лунок позволяют применять для этого специальные центрирующие болты. Благодаря отмеченным усовершенствованиям продолжительность установки яруса армировки сокращается более, чем в два раза.

Рассматриваемая технологическая схема проходки ствола не исключает и другие решения по армированию. Есть предложения для монтажа яруса армировки применить кондуктор, выполненный в виде кольца, на котором имеются гнезда для расстрелов. По отвесам устанавливается сам кондуктор, а на нем уже проходчики собирают ярус армировки, не беспокоясь о точности установки его отдельных элементов.

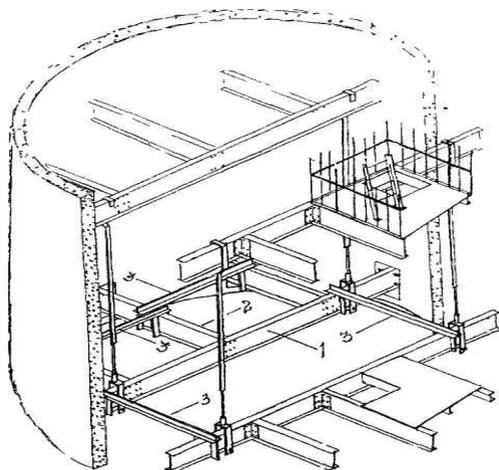


Рис. 72. Схема монтажа яруса армировки скипо-клетьевого ствола

Несмотря на хорошее решение, предложение это не применяется, т. к. кондуктор нельзя убирать до тех пор, пока бетон, которым заделываются концы расстрелов, не наберет достаточную прочность и, следовательно, в случае применения его при обычной организации работ, получился бы простой рабочих. При рассматриваемой технологической схеме все преимущества предлагаемого устройства могут быть успешно использованы.

9.3. Укладка бетонной смеси за призабойную опалубку

По схеме подвесной проходческий полк всегда находится на определенном расстоянии от опалубки (шаг перемещения полка фиксируется по лункам). Это дает возможность механизировать процесс бетонирования и производить его без людей в забое.

Укладка бетонной смеси механизировается при помощи лебедок. Для этого к концу каждого бетоновода подсоединяются оттяжной канат. Бетоновод заводится за козырек опалубки при помощи оттяжного каната. Далее производится медленный подъем нижней трубы бетоновода. При этом конец ее скользит по козырьку до тех пор, пока бетоновод не займет вертикальное положение, благодаря чему достигается равномерное распределение бетонной смеси за опалубкой. При дальнейшем подъеме нижняя труба выходит из-за козырька, после чего отклоняющим канатом перемещается на четверть периметра опалубки в другую сторону, и процесс перемещения бетоновода повторяется. Схема перемещения бетоновода показана на рис. 71 стрелками. Другая половина опалубки обслуживается вторым бетоноводом, перемещение которого осуществляется аналогично первому. Этот способ оказался простым, надежным и позволяет производить бетонирование без людей в забое, благодаря чему обеспечиваются безопасные условия для совмещения армирования с креплением.

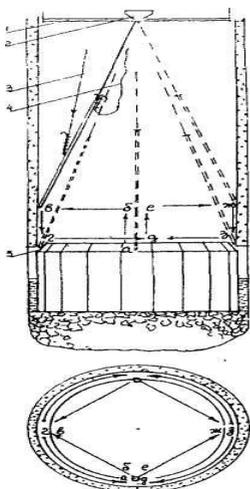


Рис. 73. Распределение бетонной смеси за опалубкой с подвесного проходческого полка (без людей в забое):
 1 – подвесной проходческий полк;
 2 – приемная воронка телескопического бетоновода; 3 – отклоняющий канат;
 4 – канат подвески наружной трубы телескопического бетоновода;
 5 – козырек опалубки; а, б, в, г, д, е, ж, з – порядок перемещения конца бетоновода

9.4. Спуск подвесного полка на шаг армировки

При перемещении полка время в основном затрачивается на спуск направляющих канатов, кабелей, отвесов и на центрирование полка.

Для механизации работ по спуску полка в новой технологии нашли применение следующие технические решения. Для быстроты и точности установки полка на новой заходке используются лунки, оставленные для расстрелов армировки, в которых полок фиксируется при помощи выдвижных ригелей. Для сокращения продолжительности подготовки полка к спуску бухты с кабелями располагаются на подвесном полке. Конструкция бухт обеспечивает свободное (автоматическое) разматывание кабелей по мере спуска полка. Размотанная часть кабеля закрепляется на расстрелах. Такое решение сокращает также количество проходческих лебедок и снижает расход канатов. Для сокращения времени на подготовку к армированию разработан специальный отвес, конструкция которого позволяет опускать его одновременно со спуском полка (рис. 74).

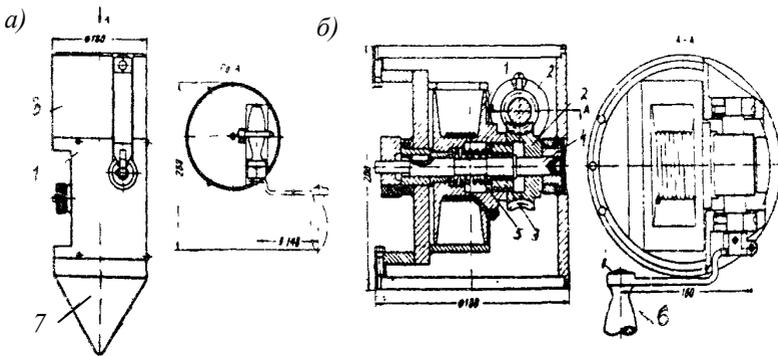


Рис 74. Армировочный отвес со встроенным подъемным механизмом:
а – общий вид; *б* – механизм для перемещения отвеса; 1 – барабан;
 2 – червячный редуктор; 3 – сцепление; 4 – валик; 5 – пружина;
 6 – корпус механизма; 7 – конус; 8 – крышка

Отвес состоит из цилиндрического корпуса 1, конической головки 2 и крышки 3. В корпус отвеса вмонтирован механизм, состоящий из барабана 1 для размещения троса, червячной передачи 2, муфты сцепления 3, винтового валика 4 с пружиной 5 и откидной рукоятки 6.

Масса отвеса путем замены его головки может изменяться от 30 до 100 кг. Емкость барабана рассчитана на 100 м длины троса диаметром 3 мм или 200 м рояльной проволоки диаметром 2 мм. Запас троса, необходимый для армирования ствола на всю глубину, размещается на лебедке, расположенной выше.

Перед спуском подвешенного рабочего полка отвесы кладут в специальные гнезда на полке, и барабаны отвесов при помощи винтового валика освобождаются из зацепления с червячными шестернями. По мере спуска полка тросы отвесов свободно разматываются с барабанов. По окончании спуска барабаны снова вводятся в зацепление с червячными шестернями и, вращением рукоятки, каждый отвес устанавливается на необходимый уровень над рабочим полком.

Контрольные вопросы:

- 1. Какие элементы входят в состав армировки?*
- 2. По каким схемам армируются стволы шахт?*
- 3. Как осуществляется установка расстрелов армировки?*
- 4. Как осуществляется установка проводников на расстрелы армировки?*

10. ПРОХОДКА СОПРЯЖЕНИЯ КЛЕТЬЕВОГО СТВОЛА С РУДНИЧНЫМ ДВОРОМ

Горные работы на очередном горизонте начинаются с рассечки сопряжения клетьевого ствола с рудничным двором. На рудных месторождениях рабочие горизонты располагаются через 50 – 60 м. Проходить сопряжения из уже готового ствола не представляется возможным без значительного его разрушения. Поэтому, рассечки сопряжений осуществляются по мере проходки ствола. Сопряжения проходятся не менее чем на 10 м. Такое удаление забоя рудничного двора необходимо, чтобы впоследствии не повреждать взрывными работами готовый ствол. Это также позволяет разместить на горизонте погрузочную машину и, для начала, один вагон. Грузенные вагоны выдаются на поверхность в клетки.

Ширина рудничного двора в месте сопряжения принимается, примерно, равная диаметру ствола. Высота сопряжения должна позволять заводить в рудничный двор длинномеры, спускаемые под клетью: рельсы, брусья, трубы и т. п. Необходимая высота сопряжения может быть определена из расчетной схемы (рис. 75)

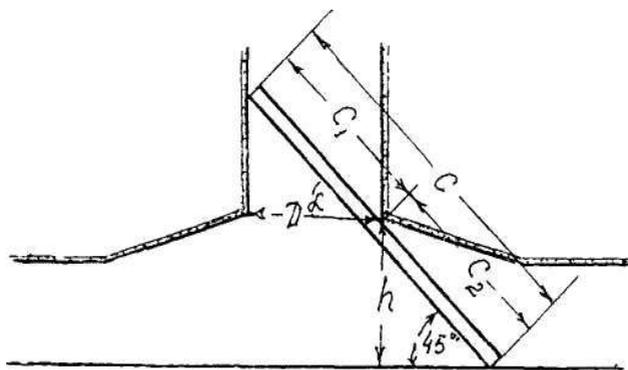


Рис. 75. Схема расчета необходимой высоты рудничного двора в месте сопряжения со стволом

$$C = C_1 + C_2; \quad C_1 = D/\cos\alpha; \quad C_2 = h/\sin\alpha;$$
$$C = D/\cos\alpha + h/\sin\alpha; \quad h = C \cdot \sin\alpha - D \cdot \operatorname{tg}\alpha,$$

где C – размер длинномера,

D – длина хорды окружности ствола в месте подвески спускаемого длинномера.

Минимальная высота, при которой обеспечивается разворот длинномера, спускаемого в рудничный двор, соответствует углу $\alpha = 45^\circ$. Отсюда

$$h = 0,7C - D.$$

Длину хорды можно принять равной 0,7 диаметра ствола. Тогда

$$H = 0,7(C - D_c),$$

где D_c – диаметр ствола в свету.

Например, при $D_c = 6$ м, $C = 12,5$ м высота сопряжения должна быть не менее

$$h \geq 0,7(12,5 - 6) \geq 4,55 \text{ м.}$$

Высота сопряжения от ствола постепенно снижается и на расстоянии 6 – 10 м становится равной высоте других выработок рудничного двора.

Работы по расчистке отличаются сложностью и большой трудоемкостью. Здесь невозможно использовать высокопроизводительное оборудование в едином комплексе. Приходится выполнять многие операции вручную. Трудоемкость выемки 1 м³ породы при проходке сопряжения рудничного двора в 10 – 15 раз выше чем при проходке ствола.

В районе сопряжения возникает повышенная концентрация напряжений, в то же время здесь массив породы дважды подвергается сейсмическому воздействию взрывных работ. Один раз при проходке ствола, другой – при проходке сопряжения. Породы в кровле рудничного двора на участке, непосредственно примыкающему к стволу, подвержены одностороннему давлению массива и всегда склонны к вывалу. Все это требует повы-

шенного внимания к вопросам безопасности при организации работ.

На практике применяются несколько схем проходки сопряжений. Целесообразность использования той или другой схемы определяется, прежде всего, устойчивостью пород. Однако при разных схемах соблюдаются общие правила организации работ, которые заключаются в следующем: нельзя оставлять высоко над головами незакрепленную кровлю и необходимо стремиться широкую выработку проходить узкими заходками. Соблюдение первого правила позволяет проходчикам постоянно контролировать состояние кровли простым и надежным способом: специальной штангой обстукивается кровля, по звуку определяется наметившийся закол, который сразу же снимается этой же штангой (закольником). Второе правило учитывает, что чем уже выработка, тем ниже свод естественного равновесия и тем устойчивее кровля. Кроме того, породы в пределах свода, склонные к обрушению, могут быть заранее сняты в процессе проходки.

Из всех известных схем рассечек рудничного двора отметим две наиболее часто применяемых на горнорудных предприятиях: рассечка слоями сверху вниз по всей ширине сопряжения и рассечка сопряжений узкими бортовыми выработками снизу вверх.

Рассечка слоями сверху вниз по всей ширине сопряжения применяется в крепких и средней крепости породах. Порядок выемки породы показан на рис. 76. Сначала проходится ствол до уровня почвы первого слоя. Высота первого слоя принимается равной проектной высоте свода рудничного двора – 2 – 2,5 м. Такая высота позволяет бурить горизонтальные шпурсы при проходке первого слоя в сторону сопряжения ручными перфораторами непосредственно с почвы, не устраивая подмостков. После двух-трех буровзрывных циклов образовавшийся породный "козырек" закрепляется анкерами. Иногда установленные анкера связываются канатами, которые дополнительно страхуют "козырек" от обрушения. При дальнейшей проходке первого слоя кровля, по мере обнажения, крепится анкерами или анкерами и

металлической сеткой. В последнее время предпочитают крепить кровлю металлическими подхватами, подвешиваемыми к анкерам. На подхваты ложатся короткие доски (затяжка). Таким образом, создается сплошное ограждение, надежно предохраняющее проходчиков от выпадения отдельных кусков породы из кровли (рис. 77).

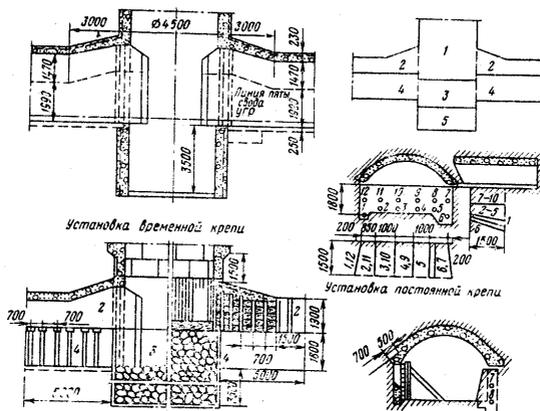


Рис. 76. Рассечка сопряжения ствола с рудничным двором слоями сверху вниз

После проходки первого слоя на намеченную длину, в основании свода выбивается штраба для опорного башмака бетонной крепи кровли. Затем бетонируется кровля. При устройстве опалубки в качестве кружал используются подхваты. Когда подхваты служат в качестве временной крепи, они прижимаются к кровле при помощи коротких трубок, надетых на выступающие концы анкеров и удерживаемых гайками. При бетонировании кровли трубки снимаются, а подхваты опускаются на толщину бетона, и на них вместо затяжки ложатся доски опалубки.

После возведения монолитной бетонной крепи кровли приступают к выемке следующих слоев: сначала углубляют ствол на высоту очередной заходки, потом снимают слой породы в засечке рудничного двора. При выемке породы во втором и по-

следующих нижних слоях сопряжения рудничного двора шпурсы располагают вертикально. При взрывании зарядов в вертикально расположенных шпурах порода отбрасывается в ствол и там грузится в бадью грейферными грузчиками. По мере обнажения, стенки ствола и рудничного двора крепятся штангами. При неблагоприятной структуре породного массива на штанги дополнительно навешивается металлическая сетка.

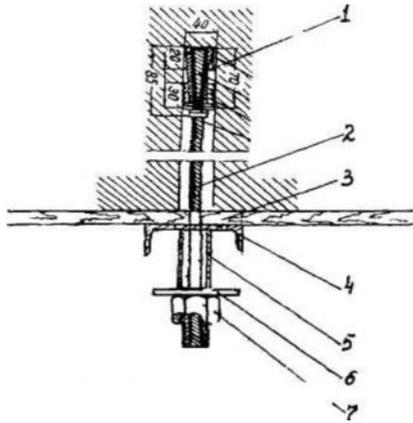


Рис. 77. Крепление кровли при помощи подхватов:

1 – замок штанги; 2 – штанга; 3 – затяжка, 4 – подхват (швеллер);
5 – отрезок трубы, 6 – шайба; 7 – гайка

Закончив выемку всей породы в пределах сопряжения, приступают к креплению пройденной части ствола и стен рудничного двора монолитным бетоном. В основании сопряжения на предварительно распланированную отбитую породу устанавливается передвижная металлическая опалубка ствола. К ней вплотную подводятся торцы досок опалубки горизонтальной части сопряжения. Распределяется бетонная смесь за опалубочным пространством равномерными слоями сразу по всему контуру ствола и сопряжения. После бетонирования первой заходки поднимается опалубка ствола и наращивается деревянная опалубка сопряжения на следующую заходку, и снова заопалубоч-

ное пространство заполняется бетонной смесью, и так далее пока она не состыкуется с ранее возведенной крепью.

Рассечка сопряжений узкими бортовыми выработками снизу вверх (рис. 78) применяется в относительно слабых породах ($f \leq 4$). В районе сопряжения ствол проходится с временным креплением сразу несколько ниже почвы рудничного двора. В качестве временного крепления используются штанги с металлической сеткой или металлические кольца с деревянной затяжкой. Затем приступают к рассечке рудничного двора узкими забоями. Вначале делаются заходки в нижних углах сечения рудничного двора. Ширина заходки 1,2 – 1,5 м, высота – 1,5 – 2 м. В процессе выемки породы в заходках устанавливаются неполные деревянные рамы. Внешние стойки рам устанавливаются в некотором удалении от породных стенок из расчета, чтобы впоследствии к ним можно было пришивать доски опалубки при возведении монолитной бетонной крепи. Работы обычно ведутся одновременно в двух заходках. Порода отбивается путем взрывания рассредоточенных зарядов в шпурах или при помощи отбойных молотков. Отбитая порода удаляется в ствол скрепером. Скреперная лебедка устанавливается в нише (засечке) на другой стороне ствола. Для крепления блока головного каната в забое бурится короткий шпур. В очень слабых породах у забоя устанавливается механическая распорная колонка, а к ней крепится блок. После выемки породы бетонируются обнаженные стенки в заходке. Аналогично вынимается порода и возводится крепь в верхних заходках. Отбиваемая в их забоях порода сбрасывается в нижние заходки и частично убирается с таким расчетом, чтобы работы в верхней заходке можно было вести непосредственно с отбитой породы.

После проведения бортовых выработок (заходок) на длину 10 – 12 м и крепления стен монолитным бетоном приступают к выемке породы в кровле сопряжения. Шаг заходки в кровле принимается равным 1 – 1,5 м. По мере выемки породы устанавливают временную распорную крепь. Как только вся порода в своде в пределах намеченного шага будет вынута, бетонируют кровлю. Бетон кровли опирается на ранее возведенные бетонные стенки.

Аналогично вынимается порода и возводится крепь свода в очередных заходках кровли, пока полностью не будет закреплено сопряжение рудничного двора. В последнюю очередь убирается породный целик, оставленный внутри сопряжения.

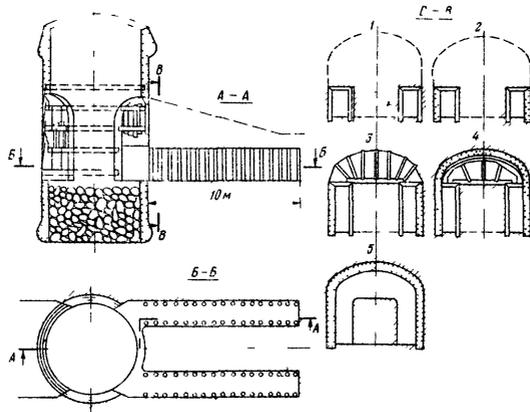


Рис. 78. Рассечка сопряжения ствола с рудничным двором снизу вверх узкими бортовыми выработками

В слабых породах сопряжение крепится монолитным железобетоном. Технология возведения железобетонной крепи в принципе не отличается от технологии возведения монолитной крепи. Вначале на месте вяжется арматурный каркас из двух сеток, скрепленных между собой, затем сооружается опалубка. Заопалубочное пространство заполняется бетонной смесью. При наличии арматурного каркаса бетонная смесь в процессе укладки дополнительно уплотняется вибраторами. Смесь подается с поверхности прямо за опалубку. Для этого к бетонопроводу подсоединяется гибкий рукав, собранный из воронкообразных звеньев (горшковых труб), скрепленных между собой двумя канатами. Такой рукав легко наращивается и укорачивается. Иногда предпочитают подавать бетонную смесь с поверхности вначале в бункер, установленный в рудничном дворе, а из него, при помощи бетоноукладчика, за опалубку.

11. ПРОХОДКА ЗАГРУЗОЧНЫХ КАМЕР СКИПОВОГО СТВОЛА

Добытая руда на рабочих горизонтах через систему рудоспусков перепускается на основной откаточный горизонт, а по нему доставляется к скиповому стволу. У ствола вагоны разгружаются в бункер. Из бункера через наклонную выработку руда попадает в дозатор, а оттуда – в скип и по стволу выдается на поверхность. Проходка комплекса приствольных выработок, предназначенных для перегрузки руды из вагонов в скипы, технологически связана с проходкой ствола. Организация работ по проходке выработок зависит от их количества, объема и взаимного расположения. Но на практике соблюдается общий порядок их проходки. Вначале проходится и крепится совместно со стволом дозаторная камера, потом проходится восстающий, соединяющий ствол с рудничным двором откаточного горизонта. Затем, сверху вниз, путем расширения, в соответствующих местах восстающего, последовательно оформляются бункер под опрокидом, камера дробильного отделения, бункер дробленой руды, рудоспуск с ходком. Такой порядок позволяет свести к минимуму ручные работы, связанные с уборкой породы. Почти вся отбиваемая порода скатывается в ствол, где грейферным грузчиком грузится в бады и по стволу выдается на поверхность. Пройденный восстающий обеспечивает сквозную вентиляцию при ведении буровзрывных работ по расширению восстающего под камеры. Строительство комплекса камер сверху вниз позволяет простыми средствами механизировать укладку бетонной смеси за опалубку при их креплении монолитным бетоном.

Проходка дозаторной камеры осуществляется совместно со стволом слоями сверху вниз (рис. 79). Вначале проходится ствол на нижнюю отметку каждого слоя, а затем вынимается порода из дозаторной камеры. Высота верхнего слоя принимается равной 2 – 2,5 м. Такая высота позволяет бурить горизонтальные шпурсы, при засечке первого слоя в камере, ручными перфораторами с пневматических поддержек. По мере обнажения кровля временно закрепляется штангами, штангами с сеткой

или штангами с подхватами и деревянной затяжкой. Особое внимание уделяется участку кровли, непосредственно примыкающему к стволу, так называемому козырьку, как наиболее слабому месту. Его крепят удлиненными штангами, выступающие концы которых дополнительно перевязывают канатами. После надежного закрепления кровли приступают к выемке породы в следующих слоях. Уступы в камере, которые образуются после опережающей проходки ствола, отбиваются вертикальными шпурами. При этом порода силой взрыва отбрасывается в ствол. По ходу проходки породные стенки ствола временно закрепляются штангами и металлической сеткой. После выемки последнего слоя породы приступают к возведению монолитной бетонной крепи. На распланированную породу на уровне подошвы камеры вначале устанавливается передвижная металлическая опалубка ствола. К ней впритык пристраивают деревянную опалубку стен дозаторной камеры. Бетонную смесь подают по трубам с поверхности и равномерно распределяют за опалубкой по всему замкнутому контуру сопряжения. Закончив бетонирование первой заходки, поднимают опалубку ствола на ее рабочую высоту, на эту же высоту наращивают опалубку стен камеры. Для бетонирования кровли камеры опалубку опирают на уже возведенные бетонные стенки. Для проходки восстающего оставляется проем в закрепленной кровле.

Проходка восстающего может осуществляться разными способами. Выбор способа зависит от высоты восстающего, его наклона и прямолинейности. При планировании проходки восстающего его трасса последовательно прокладывается через места расположения, рудоспуска, камеры дробления, бункера. Если при этом восстающий окажется прямолинейным, он может проходиться всеми известными способами. Неприемлем только способ проходки путем секционного взрывания глубоких скважин, при котором возможно разрушение крепи ствола и дозаторной камеры. Если направление восстающего приходится изменять по его длине, то выбор ограничивается способом проходки с возведением лестничного отделения или способом проходки с помощью самоходного полка.

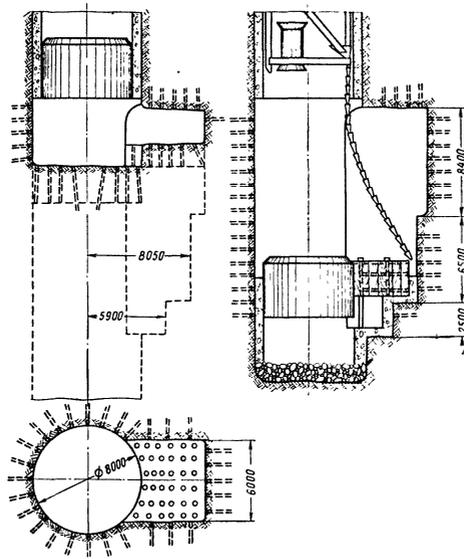


Рис. 79. Схема проходки дозаторной камеры одновременно с проходкой ствола

После сбойки восстающего с выработкой рудничного двора откаточного горизонта начинают сверху вниз расширять восстающий до полного оформления камер. Для предохранения проходчиков от падения восстающий перекрывается полком, который подвешивается к канату лебедки. Лебедку устанавливают на откаточном горизонте, канат пропускают через блок, закрепленный в кровле горизонтальной выработки над восстающим. По мере обнажения стенки камеры крепятся анкерами или анкерами с сеткой. Как только камера будет расширена до проектных размеров, возводится постоянная бетонная или железобетонная крепь в этой камере. Закончив крепление, приступают к расширению и последующему креплению нижерасположенной камеры и т. д. Опалубка строится из досок, пришиваемых к деревянным стойкам. Стойки, в свою очередь, удерживаются в нужном положении анкерами, заделанными в породные стенки.

По мере заполнения заопалубочного пространства бетонной смесью опалубка постоянно наращивается. Укладка бетона небольшими слоями позволяет хорошо уплотнять ее вибраторами. Бетонная смесь подается сверху по трубам и при помощи гибкого рукава равномерно распределяется по всему периметру камеры. Бетономешалка устанавливается на рудничном дворе рядом с восстающим. Тяжелые закладные детали опускаются лебедкой. Проходчики в камеры опускаются с рудничного двора. Для этого устраивается лестничный ходок с перилами и ограждением.

Контрольные вопросы:

- 1. В чем заключается сложность проходки сопряжений ствола с камерами рудничного двора?*
- 2. Какой принимается порядок рассечки рудничного двора в зависимости от крепости пород?*
- 3. Как осуществляется строительство комплекса перегрузочных камер, примыкающих к скиповому стволу?*

12. УГЛУБКА СТВолов ШАХТ

12.1. Общие сведения

В большинстве случаев стволы шахт не проходят сразу на конечную глубину. Вскрытые верхние горизонты рудного тела обычно обрабатываются десятки лет. Чтобы не «омертвлять» большие капиталы, стволы вначале проходят на ограниченное количество горизонтов, добыча которых может вестись одновременно. В процессе добычи на этих горизонтах ведется дополнительная разведка нижерасположенного массива месторождения: уточняются контуры рудных тел, запасы руды и получают другие сведения, необходимые для планирования дальнейшей добычи. К концу отработки верхних горизонтов вскрываются очередные нижние. Обычно за один прием стволы углубляются на два-три горизонта.

Сложность углубки заключается в особых требованиях к организации проходческих работ. Работы по углубке ствола должны совмещаться с выдачей руды, породы, спуском материалов по этому же стволу. На практике применяется несколько схем углубки, которые позволяют проходить нижнюю часть ствола и не прерывать добычу руды. К ним относятся: углубка через лестничное отделение, углубка через слепой ствол, углубка путем расширения предварительно пройденного восстающего и комбинированная схема углубки [2].

12.2. Углубка ствола через лестничное отделение

Для подъема породы, спуска материалов при углубочных работах в сечении действующего ствола отводится место, не занятое постоянными подъемными сосудами (скипами, клетями). Таким местом может служить лестничное отделение или специально предусмотренное проектом углубочное отделение.

Подготовка к углубке ведется в следующем порядке. Откачивается из зумпфа вода. Место, отведенное для углубки, ограждается от остальной части зумпфа перемычкой. В лестнич-

ном отделении на высоте 16 – 18 м от рудничного двора устанавливаются отклоняющий шкив для каната проходческой подъемной машины и два шкива для направляющих канатов. Ниже их убираются лестницы и лестничные полки. В сопряжении ствола с рудничным двором устраивается разгрузочный станок. Проходится камера для подъемной машины, канатный ходок для пропуска подъемного каната от машины через шкив и устанавливается разгрузочный станок (рис. 80). После монтажа подъемной машины приступают к выемке породы узким сечением в пределах лестничного отделения. Через 8 – 12 м узкая выработка расширяется на полное сечение ствола. Оставшийся выше породный целик должен быть такой толщины, чтобы надежно защитить проходчиков в случае обрыва каната клетки или скипа. От сильного удара оторвавшегося подъемного сосуда возможны отколы породы снизу целика. Поэтому под целиком дополнительно устанавливаются металлические балки, на которые ложатся 2 – 3 слоя бревен, образуя деревянную подушку. Концы металлических балок вначале ложатся на стремянки, заведенные в горизонтально пробуренные шпурь, затем замоноличиваются в бетоне крепи, которая возводится после отхода забоя ствола на 6 – 8 м от целика. На 2,5 – 3 м ниже подушки устраивается перекрытие ствола с проемами для бабды, насоса, спасательной лестницы, центрального отвеса и светильников. На перекрытии и в нишах, высеченных на уровне перекрытия, размещаются лебедка для подвески грейферного грузчика, лебедки для подвески призабойной металлической опалубки (если принята совмещенная схема проходки) и лебедки для подвесного проходческого полка. Лебедки для направляющих канатов, подвески кабелей устанавливаются в рудничном дворе. В рудничном дворе могут быть установлены и некоторые из ранее перечисленных лебедок, но тогда их канаты пропускаются через узкий проем целика и распределяются по местам при помощи системы отклоняющих шкивов. Трубопровод сжатого воздуха, бетонопровод, вентиляционный трубопровод крепятся к стенкам ствола. Бетонотемпалка устанавливается в рудничном дворе. Для подачи бетонной смеси с рудничного двора в ствол пробуривается наклонная скважина.

Проходка осуществляется по последовательной или совмещенной схеме. Первая чаще применяется, когда ствол углубляется на один горизонт – 50 – 60 м. При углублении же сразу на два – три горизонта, применяется совмещенная схема. Дополнительные затраты, связанные с изготовлением и монтажом призабойной секционной опалубки, в последнем случае экономически оправдываются. При проходке первых 30 м движение бадей осуществляется без направляющих канатов. Далее монтируется подвесной проходческий полок, который подвешивается на высоте 15 – 20 м от забоя. К нему крепятся направляющие канаты и движение бадьи осуществляется с направляющей рамкой. Операции проходческого цикла при углубке ствола и при его первоначальной проходке в принципе не отличаются. Однако оснащение ствола проходческими лебедками при углубке осуществляется в очень стесненных условиях. Поэтому здесь применяется более легкое и, следовательно, менее производительное оборудование. Для бурения шпуров используются ручные перфораторы, для уборки породы применяется грейферный грузчик с ручным вождением. Для облегчения призабойной опалубки высота ее ограничивается 1,5 – 2 м и используется она без каркаса. Для подъема породы устанавливается одна одноконцевая подъемная машина, рассчитанная на бадью относительно малой емкости – 1 – 1,5 м³. Бадьи разгружаются на рудничном дворе рабочего горизонта в вагоны, которые доставляются к породному бункеру или выдаются клетью на поверхность. После проходки до намеченной отметки приступают к армированию. Расстрелы устанавливают сверху вниз с подвесного проходческого полка, затем на них снизу вверх навешивают проводники с подвесных люлек.

Предохранительный целик разбирается в последнюю очередь. Предварительно перекрывается проем в целике, чтобы порода не просыпалась в пройденную часть ствола. Для уборки породы над целиком подвешивается грейферный грузчик. Лебедка грузчика устанавливается на временном полке, настилаемом на расстрелах выше расположенного яруса армировки. После выемки целика разбирается деревянная подушка, срезаются

и убираются металлические балки, бетонируется освобожденный от предохранительного целика участок ствола, устанавливаются расстрелы армировки и соединяются нитки проводников нижней и верхней части ствола. Затем убирается подшивная площадка и восстанавливается лестничное отделение. Во время выемки целика и последующих работ, связанных с углубкой, движение скипов и клетей прекращается.

12.3. Углубка через слепой ствол

Если действующий ствол не имеет лестничного отделения и в нем не предусмотрено углубочное отделение, его углубляют через слепой ствол (рис. 81).

Слепой ствол принимают прямоугольного сечения. На высоту 10 – 12 м проходят копровую часть ствола, высекают камеру под подъемную машину, монтируют подъемную машину, устанавливают шкив для каната в копровой части и приступают к проходке слепого ствола. Чтобы не разбить разгрузочный станок, два-три буровзрывных цикла выполняют без него. Из ствола породу выбрасывают вручную. Затем устанавливают разгрузочный станок, после чего порода выдается бадьями с погрузкой в них вручную. После ухода забоя на 10 – 12 м от почвы рудничного двора монтируют нулевую площадку, подвешивают пневмогрузчик и далее ствол проходят по обычной схеме.

По окончании проходки и армирования вместо бадьи навешивается клеть. От слепого ствола проходится выработка к углубляемому стволу. Подготовка последнего к углубке осуществляется аналогично подготовке к проходке слепого ствола.

Углубляемая часть ствола проходится по последовательной или совмещенной схеме. Бадья разгружается в вагон, который в клетки по слепому стволу выдается на рабочий горизонт. Армирование пройденной части ствола и выемка предохранительного целика производится аналогично ранее описанному способу.

Преимущество углубки через слепой ствол заключается в полной обособленности проходческих работ в стволе от работы постоянного подъема. К недостаткам относятся большой объем

подготовительных работ и необходимость одновременно содержать два подъема на время углубки.

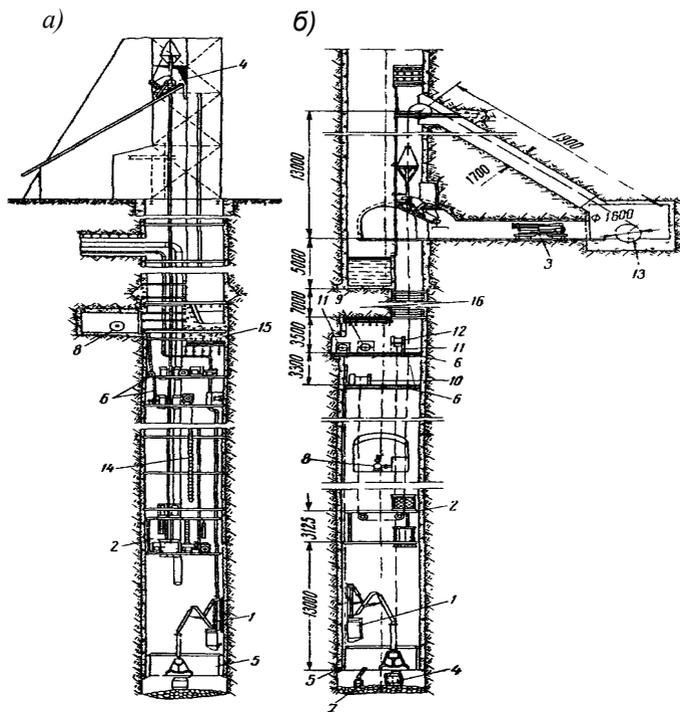


Рис. 80. Углубка ствола:

- а* – через специально предусмотренное в сечении ствола углубочное отделение (порода выдается на поверхность); *б* – через лестничное отделение с выдачей породы на рабочий горизонт; 1 – погрузчик; 2 – подвесной проходческий полок; 3 – бурильная установка; 4 – бадья; 5 – опалубка; 6 – стационарные полки для размещения лебедок; 7 – забойный насос; 8 – перекачная станция; 9, 10, 11, 12 – лебедки для подвески проходческого оборудования; 13 – подъемная машина; 14 – спасательная лестница, 15 – предохранительный полок; 16 – предохранительный щиток

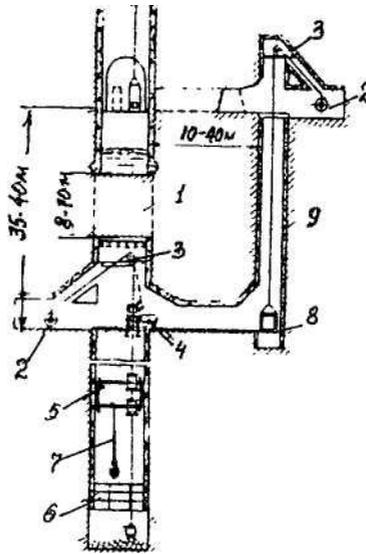


Рис. 81. Углубка через слепой ствол:

- 1 – породный целик; 2 – подъемная машина; 3 – подкивная площадка;
4 – разгрузочный станок; 5 – подвесной проходческий полок;
6 – опалубка; 7 – пневмогрузчик; 8 – клеть; 9 – слепой ствол

12.4. Углубка путем расширения предварительно пройденного восстающего

Месторождение вскрывается как минимум тремя стволами. Если один из них уже углублен, то углубка остальных значительно упрощается. От ранее углубленного и действующего ствола на нижнем горизонте проходится горизонтальная выработка к стволу, который намечен к углубке. Из этой выработки по центру сечения будущей части ствола снизу вверх проходится выработка (восстающий). Сечение восстающего принимается в зависимости от способа его проходки. При проходке с устройством лестничного отделения сечение принимается равным 2 x 3 м, при проходке с помощью самоходного полка или подвесной клетки – 2 x 2 м.

Не дойдя 8 – 12 м до зумпфа, в верхней части восстающий расширяется на полное сечение ствола. Из расширенной части проходится людской ходок с выходом на рудничный двор, а с противоположной стороны – наклонная выработка для спуска оборудования и прокладки трубопроводов с рудничного двора в ствол. Под оставленным предохранительным породным целиком делается деревянный настил. Путем расширения восстающего ствол проходится сначала ниже предохранительного целика на 8 – 10 м с последующим возведением монолитной бетонной крепи. Бетонная смесь на этом участке укладывается за деревянную опалубку. Затем устраиваются два перекрытия, одно на уровне основания людского ходка, другое – на 3 – 4 м ниже (рис. 82).

В нишах, высеченных на уровне верхнего перекрытия, и на самом перекрытии устанавливаются малогабаритная подъемная машина, лебедки и шкивы для подвески проходческого оборудования. Нижнее перекрытие используется как нулевая площадка для спуска материалов в ствол, спуска и приема бурового оборудования. На нем осуществляется посадка проходчиков в бадью перед спуском в забой и их выход из бадьи после подъема. После устройства людского ходка, соединяющего углубляемую часть ствола с рудничным двором рабочего горизонта, восстающий освобождается от монорельса или лестничного отделения и используется только для спуска отбиваемой породы в процессе его расширения. Отбиваемая порода из восстающего падает на почву нижней выработки и оттуда грузится в вагоны. Вагоны доставляются к рабочему стволу и выдаются на поверхность. По мере расширения ствола возводится монолитная бетонная крепь. Секционная металлическая опалубка применяется с поддоном и устанавливается на 0,5 – 1 м выше забоя. Во время работы в забое восстающий перекрывается решеткой, подвешенной к лебедке. Приподнимается она только перед взрыванием шпуров. Углубка ствола путем расширения восстающего по отношению к другим способам является более экономичной.

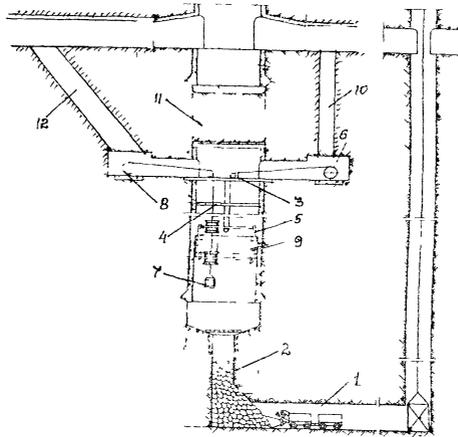


Рис. 82. Углубка ствола путем расширения предварительно пройденного восстающего:

1 – подходная выработка; 2 – восстающий; 3 – подшкифная площадка; 4 – приемный полок; 5 – подвесной проходческий полк; 6 – лебедка полка; 7 – бадья; 8 – лебедка бадьи; 9 – опалубка; 10 – людской ходок; 11 – породный целик; 12 – наклонная выработка для спуска материалов и оборудования

12.5. Комбинированный способ углубки

Комбинированный способ применяется при углубке ствола на два и более горизонтов. На первый горизонт ствол углубляется путем предварительной проходки восстающего по центру будущего ствола и последующего его расширения на полное сечение последнего. На остальные горизонты ствол углубляется сверху вниз на полное сечение, при этом ранее пройденная часть ствола выполняет функции копра. Здесь устанавливаются шкивы для подъемного и направляющих канатов, сооружается разгрузочный станок, на уровне почвы рудничного двора устраивается приемная площадка. Малогабаритная подъемная машина (лебедка), ранее используемая только для спуска и подъема людей, бурового оборудования и взрывчатых материалов, заме-

няется более мощной машиной, рассчитанной на подъем породы. Подъемная машина устанавливается в камере, пройденной на уровне рудничного двора вскрытого горизонта. Из камеры к подшивной площадке проходится наклонная выработка для каната подъемной машины. В остальном, процесс проходки осуществляется как обычно. Схема углубки ствола комбинированным способом показана на рис. 83.

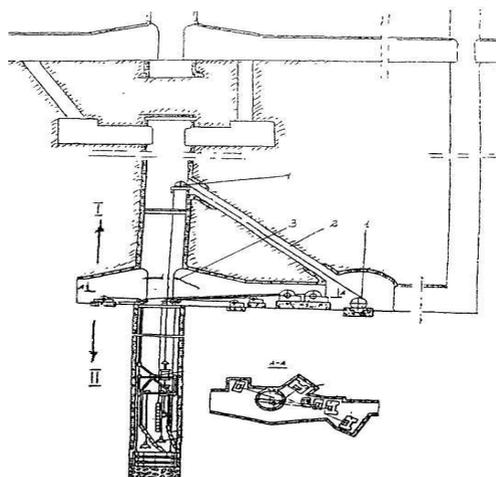


Рис. 83. Комбинированный способ углубки ствола:

- I – углубка на первый горизонт снизу вверх; II – углубка на второй и следующие горизонты сверху вниз; 1 – подъемная машина; 2 – наклонная выработка для подъемного каната; 3 – разгрузочный станок; 4 – шкивы подъемного и направляющих канатов*

Контрольные вопросы:

- 1. В каких особых условиях осуществляется работа по углубке стволов шахт?*
- 2. Какие и в каких случаях применяются схемы углубки?*
- 3. Какое оборудование применяется при углубке ствола?*

13. СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ

Проходка выработок по неустойчивым и сильно обводненным породам осуществляется специальными способами. Сущность специальных способов заключается в создании вокруг ствола искусственных ограждений от воды и неустойчивых пород. К ним относятся проходка ствола с забивной или опускной крепью, замораживанием горных пород, предварительным тампонированием и искусственным водопонижением [11].

13.1. Проходка шахтных стволов с замораживанием горных пород

Суть этого способа заключается в ограждении ствола на время его проходки ледопородным цилиндром с достаточно толстыми стенками для надежной защиты от проникновения воды и неустойчивых пород.

Вокруг ствола на расстоянии 1,0 – 2 м друг от друга бурят скважины, в которые опускают замораживающие колонки. Замораживающая колонка состоит из стальной трубы диаметром 146 мм, заглушенной внизу. Внутри ее размещается труба меньшего диаметра – 40 – 60 мм. В устье колонки устанавливается головка, обеспечивающая ввод и вывод рассола при его циркуляции. Охлажденный до 20 – 40 °С рассол подается насосом в нижнюю часть замораживающей колонки по внутренней трубе, оттуда по кольцевому зазору между трубами поднимается вверх, охлаждая стенки внешней трубы, а через них – породы вокруг скважины. Выйдя из скважины, он опять направляется в ванну, где охлаждается и снова подается в замораживающую колонку. Холодный рассол в одинаковых количествах одновременно подается в замораживающие колонки всех скважин. В результате образовавшиеся ледопородные цилиндры вокруг каждой скважины постепенно увеличиваются, а затем смыкаются в один общий цилиндр, ограждающий место будущего ствола.

Замораживающие станции оборудуют холодильными установками, которые состоят из четырех основных элементов: ком-

прессора, конденсатора, регулирующего вентиля и испарителя. В качестве хладагента чаще используется аммиак. Холодильная установка работает по следующему циклу: пары аммиака компрессором отсасываются из испарителя и сжимаются до $8 - 12^{10}$ Па. Сжатые и, следовательно, имеющие высокую температуру газы аммиака подаются в конденсатор, где отдают тепло воде, омывающей трубы конденсатора, в результате аммиак из газообразного переходит в жидкое состояние. Жидкий аммиак через регулирующий вентиль подается в испаритель, который представляет собой батарею коротких труб с большим суммарным сечением. В результате перепада давления, жидкий аммиак в испарителе снова превращается в газообразный с резким снижением температуры. Затем он отсасывается и вновь сжимается компрессором – таким образом, цикл повторяется. Испаритель погружается в ванну с рассолом, где интенсивно охлаждает последний для подачи его в замораживающие колонки. Схема холодильной установки и ее оборудование показана на рис. 84.

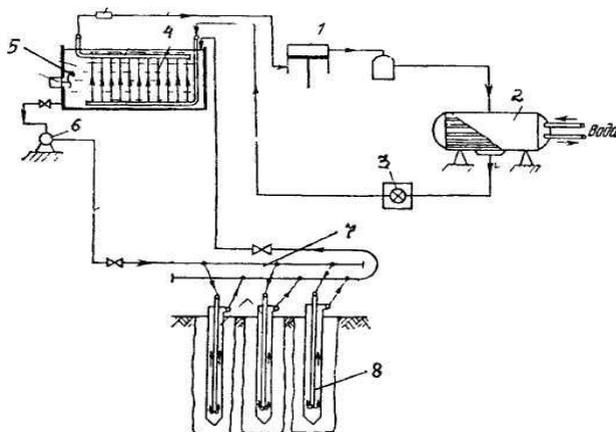


Рис. 84. Принципиальная схема замораживающей станции:
1 – компрессор; 2 – конденсатор; 3 – регулировочный вентиль;
4 – испаритель; 5 – рассольный бак; 6 – насос рассольной сети;
7 – распределитель рассола (коллектор);
8 – замораживающие колонки

Различают периоды активного и пассивного замораживания. Активное замораживание – это процесс создания ледопородного цилиндра до проходки ствола, пассивное – процесс его поддержания на период проходки и крепления ствола. Способ проходки горных выработок с предварительным замораживанием пород, благодаря своим преимуществам, получил большое распространение. Он успешно применяется при проходке вертикальных, наклонных и горизонтальных выработок в слабых водонасыщенных породах. Во многих случаях, например, при проходке плавунов большой мощности рассматриваемый способ является единственно возможным.

При планировании процесса замораживания инженер-шахтостроитель сталкивается с решением ряда задач, выделим из них следующие: определение необходимой толщины ледопородного ограждения, рациональных параметров процесса замораживания, минимальной продолжительности активного замораживания, а также выбор оборудования для комплектования замораживающей станции. Решение указанных задач покажем на примере проходки ствола. Процесс замораживания сложен, численные значения его параметров зависят от многих факторов, они постоянно меняются во время замораживания, для упрощения расчета используются усредненные показатели.

Давление на ледопородное ограждение. Если порода насыщена водой, т. е. вода содержится не только в ее порах, но и заполняет полости между отдельными кусками, то давление на ледопородное ограждение складывается из горного и гидростатического давления:

$$P = P_z + P_c, \text{ кПа},$$

где P_z – горное давление, учитывает давление минерального скелета, кПа;

P_c – гидростатическое давление, учитывает давление воды, кПа.

Порядок расчета давления определяется гидрогеологическим разрезом пород в месте заложения горной выработки (рис. 85).

Характеристики пород рассматриваемого примера указаны на рисунке.

1. Давление у поверхности

$$P_I = 0.$$

2. Давление у почвы пород, не насыщенных водой

$$P_1 = h_1 \cdot \gamma_1 \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi_1}{2} \right), \text{ еИ / м}^3.$$

3. Давление у кровли водонасыщенных пород

$$P_2 = h_1 \cdot \gamma_1 \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi_2}{2} \right), \text{ кН / м}^3.$$

4. Давление минерального скелета у почвы водонасыщенных пород

$$P_1 = (h_1 \cdot \gamma_1 + h_2 \cdot \lambda'_m) \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi_2}{2} \right), \text{ кПа},$$

где \mathcal{Y}'_m – вес минеральных частиц, содержащихся в 1 м³ водонасыщенной породы с учетом выталкивающей силы воды

$$\mathcal{Y}'_m = V_m (\gamma_m - \gamma_v), \text{ кН},$$

где V_m – абсолютный объем минеральных частиц в 1 м³ породы, м³,
 γ_m – удельный вес минеральных частиц, Н/м³,
 γ_v – удельный вес воды, Н/м³.

5. Гидростатическое давление у почвы водонасыщенных пород

$$P_c = h_1 \cdot \gamma_1 \cdot \operatorname{tg}^2 \left(\frac{90 - \varphi}{2} \right) = h_2 \cdot \gamma_s, \text{ кПа},$$

где φ_1 – угол внутреннего трения воды, равен нулю.

Эпюра давления на ледопородное ограждение показана на рис. 83.

Толщина ледопородного цилиндра Вокруг ствола создается ограждение из ледопородного цилиндра. При определении его толщины необходимо учитывать реологические свойства замороженной породы – способность расплзаться под давлением в свободные стороны, не разрушаясь. После выемки породы во время проходки создается одностороннее давление на ледопородный цилиндр и он начинает деформироваться в сторону ствола до тех пор, пока внутренней стенкой не упрется в установленную крепь.

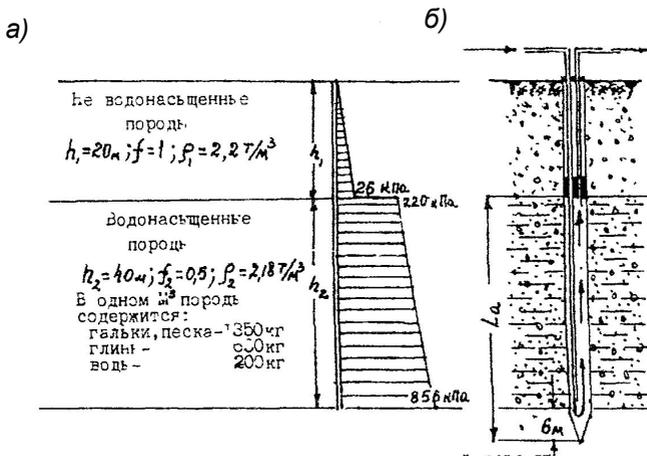


Рис. 85. Схема к расчету давления на ледопородное ограждение: а – этюра давления на ледопородный цилиндр; б – замораживающая колонка при зональном замораживании участка. Стрелками показано движение хладоносителя

Поведение части ледопородного ограждения, зажатой между постоянной крепью и породой, практического интереса не представляет. В опасном положении находится участок ограждения от места защемления его крепью до забоя – h . На этом участке замороженная порода испытывает сложное напряжение от сжатия и изгиба. Изгибающий момент, действующий на ледопородное ограждение, пропорционален высоте обнажения его

внутренней стенки. Высота обнажения зависит от схемы проходки ствола. При совмещенной схеме проходки с возведением постоянной крепи из тубингов толщину ледопородного цилиндра можно определить по формуле:

$$E = \frac{1,73 \cdot P \cdot h}{\sigma}, \text{ м}$$

где P – максимальное давление на ледопородный цилиндр, кПа;

σ – предел прочности замороженной породы на одноосное сжатие, кПа;

h – максимальное расстояние от забоя до нижней границы контакта ледопородного цилиндра с крепью, м (рис. 86.).

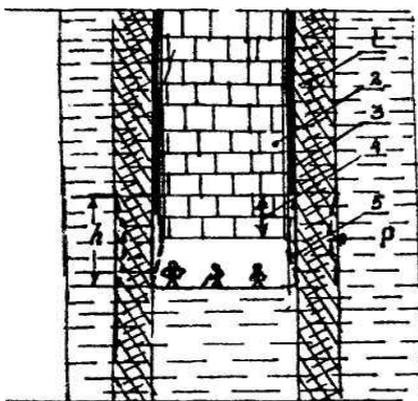


Рис. 86. Схема к расчету толщины ледопородного ограждения:
1 – ледопородный цилиндр; *2* – тубинговая крепь; *3* – тампонаж затюбингового пространства; *4* – незатюбингованная часть тубинговой крепи; *5* – возможная деформация ледопородного цилиндра; *h* – расстояние от забоя до затюбингованной части крепи

При немедленном заполнении цементно-песчаным раствором зазора между породой и тубинговыми кольцами вслед за их

навеской, расстояние h можно принять равным 4 м. При периодическом заполнении, что чаще делается на практике – 6 м. Если отставание тампонажных работ от навески колец крепи превышает 10 м толщину ледопородного ограждения рекомендуется определять по другим формулам.

Внешний диаметр ледопородного цилиндра

$$D_e = D_c + 2E, \text{ м,}$$

где D_c – диаметр ствола в черне, м.

Объем ледопородного цилиндра

$$V_e = \frac{\pi \cdot (\ddot{A}_a^2 - \ddot{A}_4^2) \cdot L_a}{4}, \text{ м}^3,$$

где L_a – активная длина замораживающих колонок, м.

Расчет холода. Количество тепла, удаляемое от ледопородного цилиндра

$$Q_l = V_l \cdot q, \text{ кДж,}$$

где q – количество тепла, которое необходимо отнять от 1 м³ породы, чтобы заморозить ее до заданной температуры, кДж.

$$q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4, \text{ кДж.}$$

1. Количество теплоты, отнимаемое от воды, содержащейся в 1 м³ породы для понижения ее температуры от естественной до 0 °С

$$q_1 = m_1 \cdot c_1 \cdot t_1, \text{ кДж,}$$

где m_1 – масса воды, кг;

c_1 – удельная теплоемкость воды, $c_1 = 4,19 \text{ кДж/кг} \cdot \text{°С}$;

t_1 – естественная температура породы, °С.

2. q_2 – количество теплоты, затрачиваемое на преобразование воды в лед. Процесс преобразования происходит при постоянной температуре, равной 0 °С

$$q_2 = m_1 \cdot c_2, \text{ кДж,}$$

где c_2 – скрытая удельная теплота льдообразования, $c_2 = 335,2 \text{ кДж/кг}$.

3. Количество теплоты, отнимаемое от льда, для понижения его температуры от $0\text{ }^{\circ}\text{C}$ до заданной температуры $-t_2$.

$$q_3 = m_1 \cdot c_3 \cdot t_2, \text{ кДж},$$

где c_3 – удельная теплоемкость льда, $\text{кДж/кг}\cdot^{\circ}\text{C}$; $c_3 = 2,1 \text{ кДж/кг}\cdot^{\circ}\text{C}$.

4. Количество теплоты, отнимаемой от минерального скелета для понижения его температуры от естественной до заданной

$$q_4 = m_4 \cdot c_4 \cdot (t_1 + t_2), \text{ кДж},$$

где c_4 – удельная теплоемкость минеральных включений, $\text{кДж/кг}\cdot^{\circ}\text{C}$.

Производительность замораживающей станции ограничивается суммарной поверхностью замораживающих колонок. Чем больше замораживающих колонок, тем больше тепла можно передать через их поверхность от окружающей породы хладонносителю за то же самое время. Однако бурение скважин и оборудование их замораживающими колонками связано с большими затратами. На практике расстояние между колонками принимается от 1 до 2 м. Примем расстояние между колонками – L . Тогда количество замораживающих колонок будет

$$N = \frac{\pi \cdot \dot{A}_e}{L},$$

где D_k – диаметр окружности, по которой располагаются замораживающие колонки, м. Холод от замораживающих колонок во внутреннюю сторону ледопородного цилиндра распространяется быстрее, чем во внешнюю. Поэтому замораживающие колонки располагаются по окружности, расположенной ближе к внешней поверхности ледопородного цилиндра. Ее диаметр определяется по формуле:

$$D_k = D_c + 2 \cdot 0,6 \cdot E + 0,01 \cdot H, \text{ м},$$

где 0,01– допустимое отклонение скважин в процессе бурения, отнесенное к 1 м их длины, м.

Суммарная поверхность замораживающих колонок

$$S = \pi \cdot d_k \cdot L_a \cdot N, \text{ м}^2,$$

где d_k – диаметр замораживающей колонки, м;

L_a – длина замораживающего цилиндра, м.

Плотность теплового потока через поверхность замораживающих колонок определяется выражением:

$$q_f = \Gamma \cdot \lambda, \text{ кДж/м}^2\text{ч},$$

где Γ – градиент температуры у контакта породы с внешней поверхностью замораживающих колонок, °С/м;

λ – теплопроводность замороженной породы, кДж/м·ч·°С.

Теплопоглощающая способность всех замораживающих колонок (производительность колонок).

$$Q_k = S \cdot q_f, \text{ кДж/ч}$$

Теплоприток к ледопородному цилиндру со стороны окружающих пород за час

$$Q_{II} = S_{II} \cdot q_{II}, \text{ кДж/ч},$$

где S_{II} – внешняя поверхность ледопородного цилиндра, м²;

q_{II} – приток тепла к 1 м² поверхности ледопородного цилиндра за час со стороны окружающих пород, кДж/м²·ч.

Значение q_{II} – зависит от начальной температуры пород: при $t_1 = 10^\circ\text{C}$ $q_{II} = 22 \text{ кДж/м}^2 \cdot \text{ч}$, при $t_1 = 20^\circ$, $q_{II} = 36 \text{ кДж/м}^2 \cdot \text{ч}$.

Промежуточные значения определяются методом интерполяции.

Продолжительность активного замораживания

$$T_a = \frac{Q_e}{Q_e - Q_f}, \text{ ч}.$$

Холодопроизводительность замораживающей станции принимается равной

$$Q_{ст} = \varphi \cdot Q_{к}, \text{ кДж/ч},$$

где φ – коэффициент, учитывающий потери холода в сети холодоносителя, $\varphi = 1,15 - 1,2$.

13.2. Проходка стволов с применением забивной крепи

При проходке устья ствола часто встречаются весьма неустойчивые породы. Ими могут быть лессовые глины, насыщенные водой, или пlyingуны. Увлажненные плотные лессовые глины на первый взгляд кажутся устойчивыми, вскоре после вскрытия разбухают и отваливаются от стенок ствола большими глыбами, тут же они сами по себе разрушаются и превращаются в грязь. Если не предпринять экстренных мер по закреплению глин, процесс их обрушения прогрессирует и распространяется на верхние слои пород. В результате образуются большие пустоты за ранее установленной крепью, что может привести к ее разрушению. Еще более сложные условия возникают при пересечении пlyingунов – пород, состоящих из мельчайших глинистых частичек, находящихся в воде во взвешенном состоянии. Чтобы избежать больших осложнений необходимо заранее готовиться к проходке ствола по этим породам. Перед проходкой неустойчивых пород по всему контуру ствола через оставленный на границе с неустойчивыми породами целик (0,5 – 1 м) забивают деревянные или металлические шпунты, подогнанные друг к другу, создавая таким образом сплошное ограждение.

Деревянное ограждение (рис. 87) применяется при мощности водоносного пласта не более 5 м, металлическое – не более 15 м и отсутствии в породах крупных включений – валунов. Для забивки шпунтов устраивают направляющие – спаренные металлические кольца или венцы с зазорами, через которые пропускаются шпунты. Шпунты забиваются механическими молотами, вибромолотами, вибропогружателями. Проведение ствола с помощью металлической забивной крепи показано на рис. 88.

кладывая под нее брусья, последние потом убираются. Ускоряют проседание отстающей стороны путем подмыва породы через трубы, которые специально устанавливаются для этого по периметру опускной колонны крепи.

Для снижения трения боковой поверхности крепи с окружающей породой кольцевое пространство за крепью заполняют тикструпным глинистым раствором. После проходки неустойчивых пород, под колонной опущенной крепи возводится опорный башмак из монолитного бетона, и она становится частью постоянной крепи.

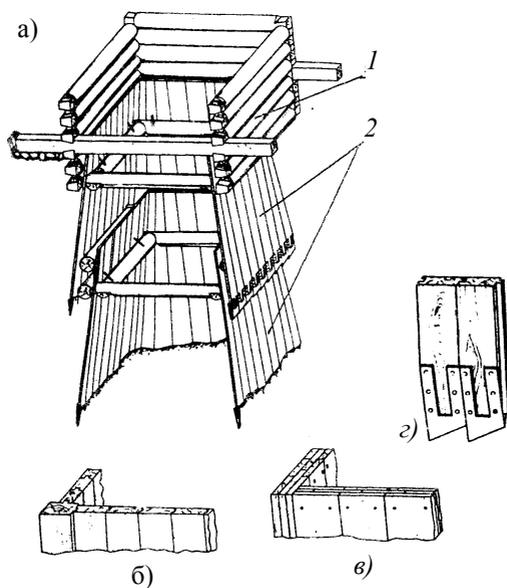


Рис. 87. Деревянное шпунтовое ограждение:
а – общий вид ограждения; б – шпунты из брусьев; в – шпунты сшитые из досок; г – металлические наконечники; 1 – сплошная венцовая крепь ствола (шурфа); 2 – шпунтовое ограждение

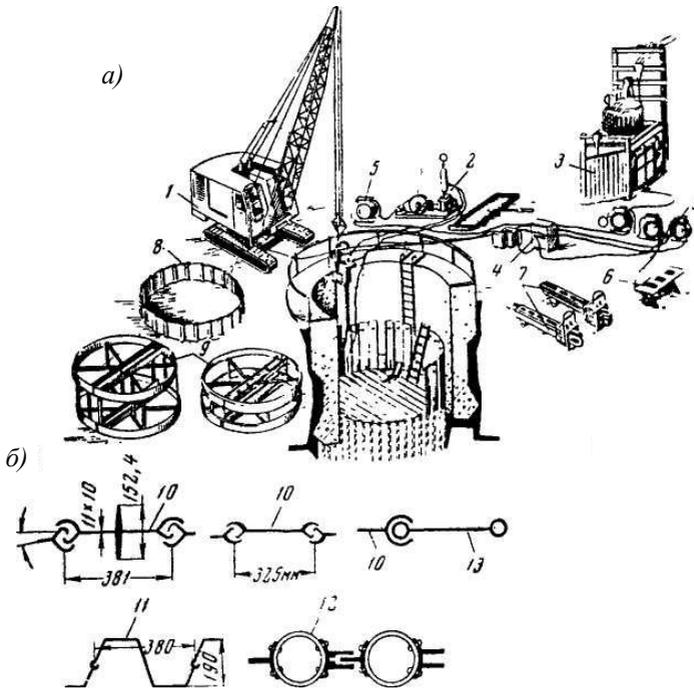


Рис. 88. Проведение ствола с помощью металлической забивной крепи:

- а* – общая схема работ; 1 – кран-экскаватор;
 2 – насос и емкость для гидродымыва; 3 – трансформаторный киоск; 4 – электросварочный аппарат; 5 – пускатели;
 6 – измерительные приборы, 7 – вибропогрузатели;
 8 – эталонное кольцо; 9 – внутренние шаблоны;
б – металлические шпунты; 10 – плоские; 11 – корытные;
 12 – трубчатые; 13 – двухтрубные

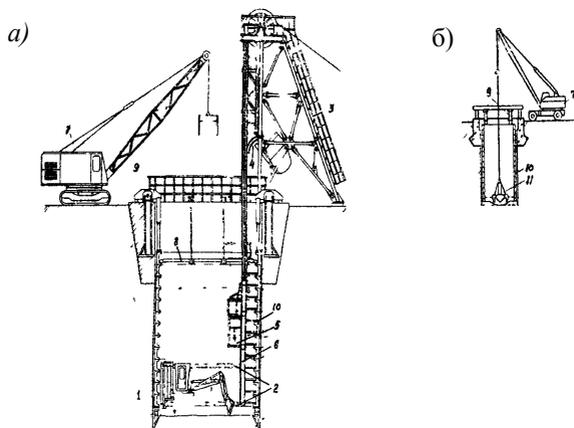


Рис. 89. Проходка устьев стволов с опускной крепью:
а – с использованием комплекса КС-14; б – с использованием
грейферного грузчика; 1 – ковшовая погрузмашина;
2 – монорельс для перемещения погрузмашины по периметру
ствола; 3 – копер; 4 – разгрузочные кривые; 5 – скипо-клеть;
6 – направляющие; 7 – кран; 8 – подвесной полок;
9 – гидродомкраты; 10 – опускная крепь; 11 – грейфер

13.4. Проходка ствола с искусственным водопонижением

Способ проходки с искусственным водопонижением заключается в понижении уровня воды в районе проходки ствола за счет активной ее откачки глубинными насосами. Вокруг места заложения будущего ствола бурится серия скважин, в которых размещаются насосы. Расстояние между скважинами определяется водопроницаемостью пород и колеблется в пределах 1,5 – 2 м. В результате одновременной работы всех насосов образуется депрессивная воронка, исключая приток воды в ствол во время проходки (рис. 90). Сложности возникают при проходке участка рыхлых пород на границе водоупорных глин.

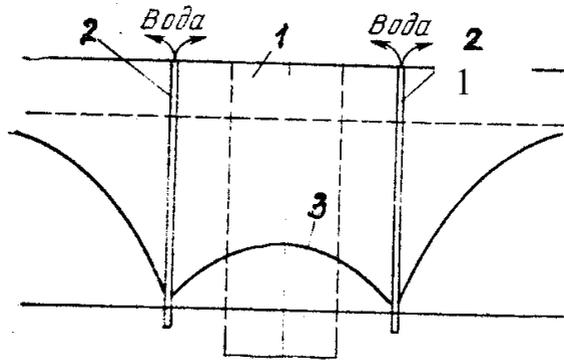


Рис. 90. Принципиальная схема проходки ствола с искусственным водопонижением:

1 – ствол шахты; 2 – скважины; 3 – депрессионная кривая

13.5. Проходка ствола с предварительным тампонируванием горных пород

Тампонирувание применяется при проходке крепких пород, имеющих открытые трещины, по которым вода может в больших количествах поступать в ствол. Трещины под давлением заполняются тампонажным материалом. В зависимости от применяемого материала процесс тампонирувания получил названия: цементация, глинизация, битумизация. Наибольшее распространение получила цементация – нагнетание в трещины цементного или цементно-песчаного раствора. Когда трещиноватые породы имеют большую мощность и залегают не глубоко, цементацию производят с поверхности. В других случаях цементацию осуществляют из забоя ствола.

Предварительное тампонирувание с поверхности. Для обеспечения надежного заполнения трещин тампонирувание с поверхности ведется ограниченными заходками – 25 – 50 м. Вначале тампонируют верхний участок. После некоторой выдержки скважины снова разбуриваются по цементно-песчаным пробкам и углубляются на новую заходку,

тампонируется следующий участок пород и так далее, пока не закончится тампонаж на полную мощность трещиноватых пород. Перед нагнетанием раствора трещины промываются водой. О степени трещиноватости и характере трещин судят по удельному водопоглощению:

$$\hat{a} = \frac{Q}{H \cdot h},$$

где Q – расход воды, нагнетаемой в скважину, л/мин;

h – глубина заходки для тампонирувания, м;

H – напор воды на уровне тампонируемого участка пород, м. в. с.

Консистенция тампонажного раствора принимается в зависимости от удельного водопоглощения. Удельное водопоглощение в каждой заходке рекомендуется определять при трех ступенях давления – $H_0 + 5$ м, $H_0 + 10$ м, $H_0 + 15$ м (H_0 – гидростатический напор в испытываемой заходке, м. в. с). Опыт показывает, что цементацию трещиноватых водоносных пород целесообразно проводить, если удельное водопоглощение превышает 0,05 л/мин. Если в процессе цементации удельное водопоглощение будет равно или меньше 0,05 л/мин, то цементация считается удовлетворительной.

Различают следующие способы нагнетания тампонажного раствора в скважины: циркуляционный, зажимной и полуциркуляционный.

При *циркуляционном* способе (рис. 91) раствор нагнетают при постоянном давлении, которое определяется глубиной скважины. Часть раствора, не поглощенная скважиной при этом давлении, возвращается на поверхность и поступает в емкость, откуда снова нагнетается в скважину. Циркуляционный способ применяют для тампонажа горных пород со средней и крупной трещиноватостью. При тонкой трещиноватости применяют зажимной способ нагнетания. При *зажимном* способе количество раствора, подаваемое в скважину в единицу времени, постоянное. По мере заполнения трещин давление раствора

возрастает. При чрезмерно большом давлении переходят на полуциркуляционный способ нагнетания. Для этого задвижку 5, которая была закрыта при зажимном способе нагнетания, постепенно приоткрывают.

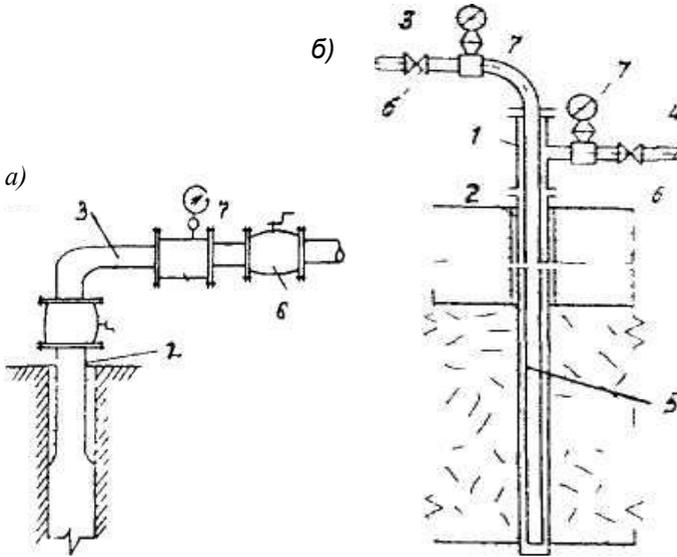


Рис. 91. Схемы нагнетания тампонажного раствора:
а – цементационная головка по зажимной схеме;
б – цементационная головка по циркуляционной схеме;
1 – тройник; 2 – кондуктор; 3 – нагнетательная труба;
4 – отводящая труба; 5 – питающая труба; 6 – запорный кран;
7 – манометр

Работы по тампонажу горных пород с поверхности обычно проводят в период оснащения ствола проходческим оборудованием. На рис. 92 представлен комплекс оборудования КЦП – для цементации с поверхности земли.

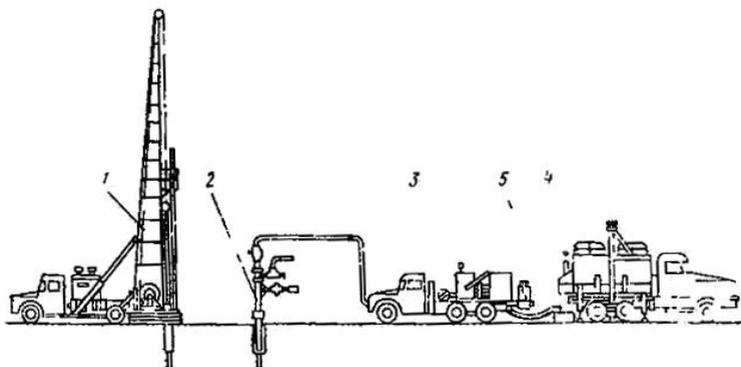


Рис. 92. Комплекс оборудования КЦП-1 для цементации с поверхности земли:

- 1 – самоходная буровая установка УРБ-ЗАМ;
2 – цементационная универсальная головка; 3 – цементационный агрегат ЦА-320М; 4 – смесительная машина 2СМ (2СМ-20) ;
5 – емкость для раствора

Тампони́рование горных пород из забоя ствола. При тампонаже горных пород из забоя ствола цементационные скважины бурят по окружности, отступая от стенок ствола на 70 – 80 см. Диаметр их зависит от типа бурового оборудования. Направление скважинам задают такое, чтобы как можно больше пересечь крутопадающих трещин. Тангенциальный угол их преимущественно составляет 110 – 135 град. а зенитный выбирают таким, чтобы концы их выходили за контур проектного сечения ствола на 1,5 – 2 м (рис. 93). Тампони́рование осуществляют заходками 25 – 30 м. На первой заходке обычно устраивают тампонажную подушку, препятствующую выходу тампонажного раствора в ствол в процессе его нагнетания в породы. Размеры подушек определяют расчетом исходя из давления, при котором нагнетают тампонажный раствор. При большой подъемной силе расчетная толщина подушек может быть значительной – 3 – 5 м. На остальных заходках вместо подушек оставляют затампони́рованную часть породного целика предыдущей заходки – 6 – 8 м.

При наличии в забое притока воды тампонажную подушку

сооружают следующим способом. В забое оставляют слой разрушенной породы толщиной 0,4 – 0,5 м. В центре делают приямок и в него помещают перевернутый ящик. Если в стенках ящика недостаточно щелей для свободного дренажа воды, дополнительно высверливают отверстия. Через дно в ящике помещают трубу так, чтобы впоследствии она выступала над подушкой. В трубу вставляют всасывающий рукав подвешенного проходческого насоса и включают последний в работу.

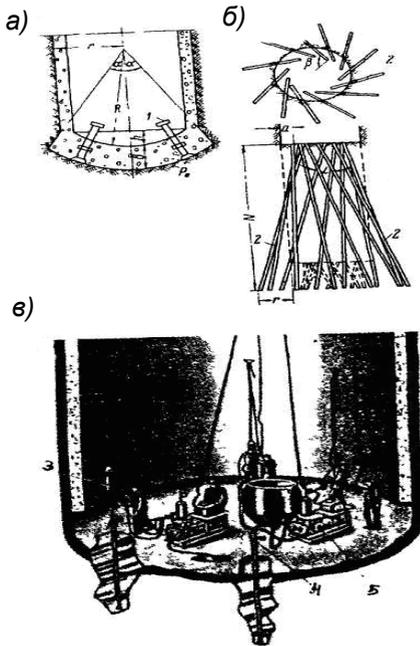


Рис. 93. Предварительная цементация из забоя:
а – предохранительная сферическая подушка;
б – расположение цементационных скважин;
в – комплекс оборудования КЦЗ-1 – кондуктора;
2 – цементационные скважины; 3 – буровая машина; 4 – цементационная головка; 5 – насос для нагнетания тампонажного раствора

На отбитую породу, выполняющую роль дренажного слоя, укладывают гидроизоляционную пленку, которую покрывают жирным цементным раствором толщиной 100 – 150 мм. После затвердевания цементной стяжки устанавливают кондуктора для каждой скважины, после чего укладывают бетон подушки. Кондуктора представляют собой отрезки труб, через которые

осуществляется бурение скважин, а затем к их фланцам крепится шланги, через которые нагнетается тампонажный раствор. В случае большого притока воды, при котором подвесной проходческий насос не в состоянии осушить забой, ствол подтапливают на высоту, при которой поступление воды прекращается. Затем сооружается бетонная подушка методом подводного бетонирования. На забое устанавливаются несколько бетонопроводов. По ним на забой подается “жирная” бетонная смесь. По мере укладки бетонной смеси бетонопроводы приподнимаются, но с таким расчетом, чтобы концы их всегда находились на 1 – 1,5 м ниже верхнего слоя смеси. После того, как бетон набирает достаточную прочность, воду откачивают и приступают к бурению скважин с последующим нагнетанием тампонажного раствора. При отсутствии кондуктора цементационная головка закрепляется в бетонной подушке с помощью специального зажимного устройства – пакера.

Выбор способа тампонажа горных пород. Каждый из рассмотренных способов тампонажа имеет свои преимущества и недостатки. При тампонаже из забоя ствола имеется возможность визуально изучать характер трещиноватости пород в процессе проходки. На обнаженных стенках ствола четко просматриваются трещины, хотя уже затампонированные. Тем не менее их изучение с большой достоверностью позволяет прогнозировать трещиноватость очередной заходки: ширину трещин, степень их раскрытости, преобладающее направление и другие параметры. Это дает возможность постоянно корректировать параметры процесса тампониования: количество и направление скважин, консистенцию тампонажного раствора, давление и режим нагнетания. Качество тампониования из забоя выше, чем тампониования с поверхности. К недостаткам этого способа следует отнести длительные перерывы в процессе проходки ствола, связанные с работами по тампониованию, что сопряжено с экономическими потерями.

При тампонаже с поверхности все работы, связанные с процессом тампониования, более механизированы и выполняются до начала проходки ствола. Тампонажные скважины

бурятся станками высокой производительностью. Однако при тампонаже с поверхности трудно установить степень и характер трещиноватости и, следовательно, оптимальные параметры нагнетания раствора.

Для выбора способа тампонажа в каждом конкретном случае руководствуются технико-экономическими расчетами. Предполагают, что расходы, связанные с нагнетанием тампонажного раствора, в рассматриваемых вариантах одинаковы. Разница заключается в стоимости бурения скважин.

Стоимость работ по бурению скважин с поверхности складывается из следующих элементов:

$$A = m\{c(H + \delta) + c_2[d + h_1(n - 1) + h_2(n - 2) + h_3(n - 3) + \dots + h_{n-1}]\}$$

Стоимость работ по бурению скважин из забоя

$$B = \frac{m \cdot c}{\cos \varphi} [H + b(n - 1)] + a + \delta,$$

где m – количество скважин;

c – стоимость бурения 1 м скважины по породе;

c_2 – стоимость разбуривания 1 м скважины по цементной пробке;

H – мощность водоносных пород, м;

D – глубина запегания зеркала подземных вод от поверхности, м;

h, h_2, h_3 – величины очередных заходок, начиная с уровня зеркала подземных вод, м;

n – количество заходок, на которые разделена мощность водоносных пород (H);

b – затампонированная часть породного целика предыдущей заходки, оставленная для нагнетания раствора в очередную заходку, м;

φ – угол наклона скважин, пробуренных из забоя, град;

a – стоимость возведения бетонной подушки;

d – стоимость разборки бетонной подушки.

При тампонаже из забоя к затратам, связанным с бурением, необходимо добавить затраты, вызванные простоем ствола во время тампонажа. Эти затраты состоят, в основном, из общешахтных расходов и достигают 70 – 100 % по отношению к прямым затратам. Нормативная скорость проходки ствола по ранее затампонируемым породам составляет 42 м/мес. Средняя скорость проходки ствола с применением тампонажа из забоя – 20 м/мес. Отсюда можно подсчитать, что простой ствола, отнесенный к 1 м водоносных пород составляет 0,75 суток. Тогда затраты, связанные с простоем ствола, будут составлять

$$\Pi = 0,75 \cdot H \cdot c_3,$$

где c_3 – стоимость общешахтных расходов (услуги общешахтных цехов), отнесенные к одним суткам.

При $A > B + \Pi$ следует тампонирование производить из забоя ствола, если $A < B + \Pi$ – необходимо отдать предпочтение тампонированию с поверхности земли.

Контрольные вопросы:

1. Какие способы проходки стволов применяются в сложных гидрогеологических условиях?

2. В чем заключается сущность способа проходки ствола с предварительным замораживанием горных пород и когда он применяется?

3. В чем заключается сущность способа проходки ствола с предварительным тампонируванием горных пород и когда он применяется?

14. ПРОВЕДЕНИЕ СТВОЛОВ ШАХТ БУРЕНИЕМ

Способ проходки ствола бурением относится к наиболее прогрессивным, исключаяющим присутствие людей в стволе шахты. Он позволяет полностью механизировать все операции.

При отсутствии людей в стволе шахты основные технические задачи, связанные с проходкой, решаются иначе, чем при обычном способе. К ним следует отнести: разрушение породы в забое, подъем разрушенной породы на поверхность, поддержание стенок ствола в процессе выемки породы и возведение постоянной крепи [11].

14.1. Разрушение породы в забое ствола

Порода разрушается за счет перемещения резцов или шарошек по забою. Определенное количество резцов или шарошек, закрепленных на общем основании, образуют бур. Под буром порода подвергается сложному воздействию: контактному раздавливанию, скалыванию и истиранию. Поэтому разрушенная порода является очень неоднородной по своему гранулометрическому составу. Вместе с кусками 10 – 15 см в забое ствола образуется много песка и пылевидных частиц. Вращение буру от силового агрегата, установленного на поверхности, передается через бурильную колонну. Силовой агрегат размещается на рабочем столе, приподнятом на 8 – 10 м над оголовком ствола. Он состоит из привода, коробки скоростей и ротора. Внутри ротора проходит шестигранная штанга буровой колонны. Ротор, подобно головке накладного ключа, от двигателя передает вращение штанге и одновременно позволяет ей свободно перемещаться по оси. Нагрузка на бур создается весом самого бура и буровой колонны. Когда необходимо увеличить нагрузку, между буром и буровой колонной устанавливают утяжеленные трубы.

Породы относительно невысокой крепости ($f < 4$) разрушаются шарошками по всему забою. В этом случае проходка ствола большого сечения осуществляется в несколько приемов, так называемых фаз. Например, установкой УЗТМ-8,75 (Уральский

завод тяжелого машиностроения) ствол диаметром 8,75 м проходится в три фазы. В первой фазе проходится передовая скважина диаметром 3 м, во второй – скважина расширяется до 5,75 м, в третьей – до проектного диаметра. Установка рассчитана на глубину бурения 800 м. Схема установки представлена на рис. 94.

По более крепким породам проходка ствола осуществляется установкой УКБ (установка kernого бурения, (рис. 95). Порода разрушается буровым механическим инструментом только по периметру ствола, что существенно снижает энергозатраты. Образующийся внутри керн выдается на поверхность.

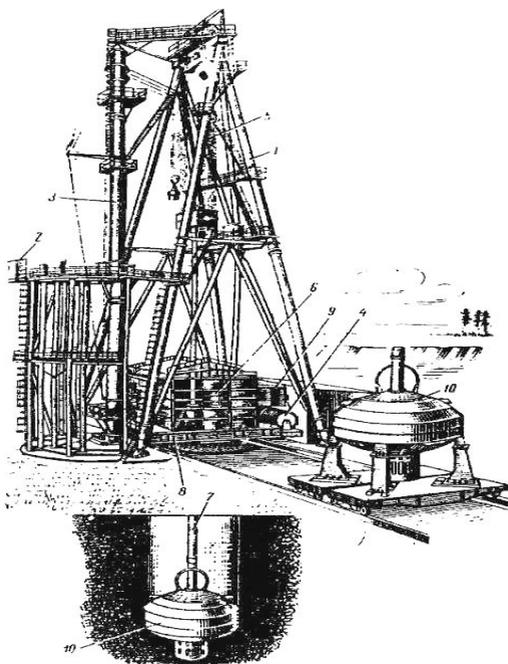


Рис. 94. Буровая установка УЗТМ-8,75:

- 1 – вышка; 2 – эстакада для буровых труб; 3 – поворотный кран;
- 4 – буровая лебедка; – талевая система; 6 – ротор; 7 – буровая колонна; 8 – раздвижная платформа; 9 – кабина машиниста;
- 10 – расширитель

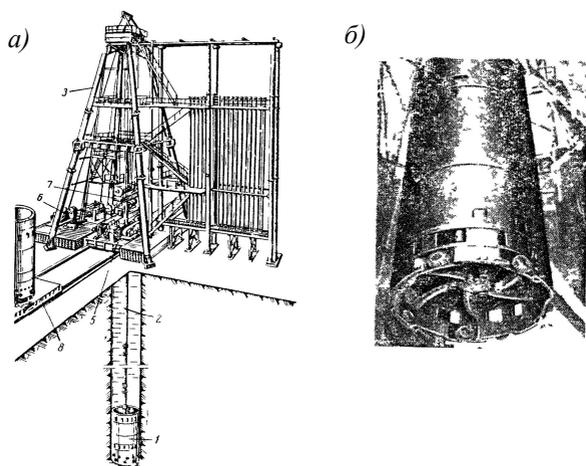


Рис. 95. Буровая установка УКБ-5у:

- а* – общий вид; *б* – буровой снаряд для кернового бурения;
1 – буровой снаряд; 2 – буровая колонна; 3 – вышка; 4 – эстакада для буровых труб; 5 – раздвижная платформа; 6 – буровая лебедка;
7 – блок-эlevator; 8 – тележка для транспортирования бура

Буровой снаряд представляет собой перевернутый металлический стакан диаметром, равным диаметру ствола. По торцу снаряда крепятся шарошечные долота (рис. 95, б). При вращении снаряда порода разрушается долотами по периметру ствола, образуя кольцевую щель. Породный керн перед выдачей на поверхность подрезается выдвижными кронштейнами, установленными в теле бурового снаряда. Керн вместе с буровым снарядом поднимается на поверхность лебедкой при помощи талевого системы, подвешенной к копру, затем он перегружается на подставленную платформу и транспортируется в отвал.

14.2. Удаление разрушенной породы на поверхность при бурении

Разрушенная порода из под шарошек выносятся на поверхность потоком промывочной жидкости. Различают три схемы

промывки: прямую, обратную и совмещенную. Последняя из-за технической сложности применяется редко и здесь не рассматривается. Прямая схема промывки показана на рис. 96. Из емкости 1 насосом 2 промывочная жидкость через трубу 3 и вертлюг подается в буровую колонну 4, по которой доставляется в бур. Выходя через сопла бура, промывочная жидкость интенсивно оmyвает забой, подхватывая разрушенную породу, и вместе с ней поднимается на поверхность. Эффективность бурения в большой степени зависит от своевременного удаления из забоя отделившихся от целика кусков породы. При недостаточной скорости восходящего потока жидкости крупные куски породы осаждаются на забое и снова попадают под шарошечные долота. На их повторное измельчение дополнительно затрачивается энергия, при этом снижается скорость бурения ствола. Восходящий поток, имеющий скорость 0,01 м/с, выносит частицы породы размером не более 3–5 см. Удовлетворительной считается скорость потока равная 0,15 м/с. При производительности насосной станции 1000 м³/ч или 0,3 м³/с. такая скорость потока может быть создана в выработке, имеющей сечение $s = 0,3/0,15 = 2 \text{ м}^2$. Поэтому прямую схему применяют при проходке скважин и стволов малого сечения.

Чтобы создать высокую скорость восходящего потока применяют обратную схему промывки.

Обратная схема промывки показана на рис. 97. Из отстойника 1 промывочная жидкость по наклонному желобу свободно сливается в ствол шахты 3, *перемещается* вниз к забою. Оmyв бур 4, жидкость вместе с буровой мелочью поступает в буровую колонну 5 и через кольцевой зазор, образованный между внутренней поверхностью бурильной колонны и трубой, размещенной внутри ее, попадает в наклонную трубу 8 и сливается в емкость (отстойник).

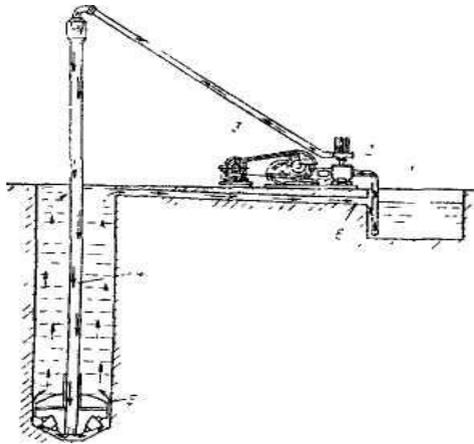


Рис. 96. Схема прямой промывки:

*1 – емкость; 2 – насос; 3 – трубопровод подачи жидкости;
4 – буровая колонна; 5 – бур; 6 – желоба*

Циркуляция жидкости обеспечивается путем интенсивной подачи сжатого воздуха во внутрь буровой колонны. Воздух, смешиваясь с промывочной жидкостью, снижает ее плотность с $1,1 - 1,2 \text{ г/см}^3$ до $0,65 - 0,8 \text{ г/см}^3$. За счет разности плотности жидкости в стволе и жидкости, смешанной с воздухом, последняя с большой скоростью поднимается вверх по буровой колонне, увлекая куски разбуренной породы. Переход промывочной жидкости из вращающейся буровой колонны в неподвижную трубу 8 осуществляется через сальниковое устройство 7. Для нормальной работы эрлифта диаметр буровой колонны должен быть не менее 250 мм, диаметр труб для подачи сжатого воздуха 50 – 100 мм.

Достоинством обратной схемы промывки является высокая скорость движения жидкости, что обеспечивает вынос кусков породы массой до 10 кг. К недостаткам следует отнести то, что за время перемещения с периферии забоя к буровому ставу большая часть кусков породы снова попадает под шарошки. В результате происходит повторное дробление разбуренной породы.

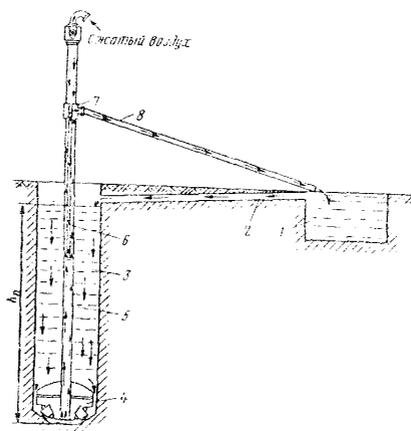


Рис. 97. Схема обратной промывки:

- 1 – емкость; 2 – желоба; 3 – ствол шахты; 4 – буровой инструмент;
5 – буровая колонна; 6 – труба сжатого воздуха;
7 – тройник; 8 – обратный трубопровод

На поверхности промывочная жидкость поступает в отстойники, где разбуренная порода выпадает в осадок. Делают не менее трех отстойников. Один из них заполняется промывочной жидкостью вместе с поднятой породной мелочью, в другом отстаивается жидкость, третий освобождается от породной мелочи, которая грузится в транспорт и доставляется в отвал. Очистка раствора от более мелких частиц породы осуществляется в центрифугах или гидроциклонах. Очищенная жидкость вновь поступает в ствол и таким образом циркуляция ее не прерывается.

14.3. Поддержание породных стенок ствола до возведения постоянной крепи

Породные стенки ствола в процессе бурения удерживаются той же промывочной жидкостью, которая одновременно используется и для выноса породной мелочи на поверхность. Промывочная жидкость представляет собой глинистый раствор.

Какая-то часть глинистого раствора проникает в боковые стенки и там фильтруется. Осаждаясь в тонком слое стенок рыхлых пород, глина образует непроницаемую пленку. Изнутри ствола на пленку, а через нее и на стенки, давит глинистый раствор. С обратной стороны пленка испытывает давление пород и давление воды, если породы насыщены водой.

Давление раствора, породы и воды выразим соответствующими формулами:

$$P_p = H \cdot \gamma_p \cdot A_p; \quad P_n = H(\gamma_n - \gamma_w) \cdot A_n; \quad P_w = H \cdot \gamma_w \cdot A_w,$$

где H – глубина ствола, м;

$\gamma_p, \gamma_w, (\gamma_n - \gamma_w)$ – объемные веса глинистого раствора, воды и породы за вычетом выталкивающей силы воды, если породы насыщены ею, Н/м^3 ;

A_p, A_n, A_w – коэффициенты горизонтального распора глинистого раствора, породы и воды.

Породные стенки не будут обрушаться только в том случае, если давление глинистого раствора больше суммарного давления породы (горного давления) и давления воды (гидростатического давления),

$$P_p = P_n + P_w.$$

Для жидкостей коэффициент горизонтального распора равен единице. Тогда, заменив давления их значениями получим выражение

$$H \cdot \gamma_p \geq H(\gamma_n - \gamma_w) \cdot A_n + H \cdot \gamma_w.$$

Отсюда находим необходимый вес раствора для удержания стенок ствола в водонасыщенных породах

$$\gamma_p \geq (\gamma_n - \gamma_w) \cdot A_n + \gamma_w, \quad \text{Н/м}^3.$$

Вес раствора в не насыщенных водой породах

$$\gamma_p \geq \gamma_n \cdot A_n, \quad \text{Н/м}^3.$$

Для надежного удержания стенок ствола принимают

давление раствора на 10 – 15 % больше горного давления:

Найденный вес одного кубического метра раствора складывается из веса, содержащейся в нем глины и воды

$$\gamma_P = V \cdot \gamma_G + (I - V) \cdot \gamma_{\text{в}}, \text{ Н/м}^3,$$

где V , $(I - V)$ – объем глины и воды в одном кубометре раствора, м^3 .

Решаем последнее уравнение относительно V и находим объем глины в 1 м^3 раствора:

$$V = \frac{\gamma_P - \gamma_{\dot{a}}}{\gamma_{\dot{A}} - \gamma_{\dot{a}}}, \text{ м}^3$$

При малом горном давлении и отсутствии гидростатического давления расчетное значение V может оказаться со знаком минус. Это говорит о том, что в данном случае давление даже чистой воды достаточно для удержания породных стенок ствола. Однако при проходке слабых пород воду в чистом виде применять нельзя. При отсутствии глинистой пленки вода легко проникает в породные стенки и со всех сторон одинаково давит на отдельные куски породы, в результате последние свободно обрушаются. Для создания надежной водонепроницаемой пленки на контакте с породой раствор должен содержать глины не менее 100 кг в 1 м^3 раствора. Следует иметь в виду что при слишком большом содержании глины (более 300 кг) раствор становится вязким. При повышенной вязкости затрудняется циркуляция раствора и его очистка. Однако при большом давлении со стороны породных стенок требуется очень тяжелый раствор, для приготовления 1 м^3 которого 300 кг глины недостаточно. В этом случае часть глины заменяется утяжелителями. В качестве утяжелителей используются: барит, гематит, колошниковая пыль и другие компоненты, плотность которых равна 4 – 5 т/м^3 . Раствор должен отвечать стандартным требованиям, в частности, долгое время быть однородным, не расслаиваться. Для этого естественную глину дополнительно

измельчают и обрабатывают химическими реагентами: кальцинированной содой, фтористым натрием и др.

В заключение отметим, что глинистый раствор одновременно выполняет три функции: удаляет из ствола разбуренную породу, удерживает от обрушения породные стенки ствола и охлаждает шарошки бура.

14.4. Возведение постоянной крепи в стволах, пройденных бурением

Постоянная крепь возводится также без присутствия людей в стволе шахты. Все операции по креплению крепи осуществляются на поверхности. Применяются два способа возведения крепи: секционный и погружной.

При *секционном* способе (рис. 98) работы по креплению выполняются в следующей последовательности. На передвижной платформе, установленной под кранбалкой копра, собирается звено крепи высотой 4,5 – 5 м. Затем, платформа вместе со звеном крепи по широко расставленным рельсам перемещается и устанавливается на центр ствола. Звено подвешивается к талевой системе и приподнимается лебедкой над платформой. Освободившаяся платформа убирается, а звено опускается в верхнюю часть ствола, где временно подвешивается на монтажной балке. Балка просовывается в проемы крепи, специально предусмотренные для подвески. Аналогично доставляется следующее звено крепи, которое устанавливается на ранее спущенное. Состыкованные звенья соединяются между собой при помощи электросварки. Сваренные звенья приподнимают на 20 – 30 см, чтобы вытащить монтажную балку из проемов и снова опускают в форшахту на высоту наращенного звена и снова подвешивают, но уже за проемы верхнего звена. Освободившиеся проемы завариваются. Таким образом из отдельных звеньев собирают секцию крепи высотой 15 – 20 м. В верхнем звене монтируют прицепное устройство и на бурильных трубах секцию опускают в ствол. Первая секция устанавливается следующим образом: после проверки правильности положения секцию приподнимают на 0,3 – 0,5 м и заливают

цементным раствором на высоту 2 м. После схватывания цементного раствора отсоединяют прицепное устройство, а буровую колонну по мере подъема разбирают. Затем опускают новую секцию и устанавливают на ранее зафиксированную первую секцию. Для соосного соединения секций в нижних торцах каждой их них привариваются направляющие кронштейны. Аналогично опускаются и устанавливаются очередные секции пока не будет возведена полностью крепь. Пространство между породными стенками и крепью заполняется цементно-песчаным раствором сразу после установки каждой секции. Для этого в прицепном устройстве имеется распределительная коробка, к которой еще на поверхности подсоединяют 3 – 4 шланга, их противоположные концы соединяют с тампонажными отверстиями, расположенными равномерно по периметру нижней части секции. Цементно-песчаный раствор в закрепное пространство секции подается через бурильную колонну. После нагнетания расчетного количества раствора выводят из зацепления прицепное устройство, и поднимая его, срывают нижние концы шлангов со штуцеров тампонажных отверстий.

Чтобы еще не схватившийся тампонажный раствор не выходил из-за крепи отверстия снабжаются обратными клапанами.

К недостаткам секционного способа возведения крепи относятся: большое количество неуплотненных стыков, которые необходимо впоследствии замоноличивать для снижения водопроницаемости крепи; плохо управляемый процесс тампонажа закрепного пространства и его прерывность, что также неблагоприятно сказывается на качестве крепи; большое количество спускоподъемных операций, связанных с доставкой в ствол отдельных секций крепи.

Средняя скорость возведения крепи с учетом подготовительных работ и тампонирования зависит от многих факторов и составляет 2 – 10 м в сутки.

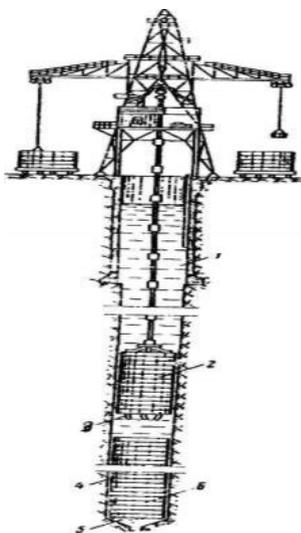


Рис. 98. Секционная крепь:
1 – промывочный раствор;
2 – 15-метровая секция;
3 – направляющие кронштейны;
4 – тампонажный раствор;
5 – цементно-песчаная фиксирующая
подушка; 6 – фиксирующая секция

При возведении **погружным** способом (рис. 99) вся крепь собирается над стволом. По мере наращивания колонна крепи погружается в ствол, заполненный глинистым раствором, и удерживается на плаву.

Вначале на передвижной платформе у ствола сооружают железобетонное днище, на котором устанавливаются несколько колец крепи. Собранный в виде стакана цилиндр опускают в форшахту на глинистый раствор. Затем плавающий стакан наращивается звеньями, которые собираются и доставляются в форшахту аналогичным образом. Стыки между металлическими тубингами звена и самими звеньями тщательно соединяются при помощи электросварки.

По мере наращивания крепь погружается в ствол. Собственного веса крепи не хватает для погружения. Поэтому во внутреннее пространство крепи периодически закачивается глинистый раствор.

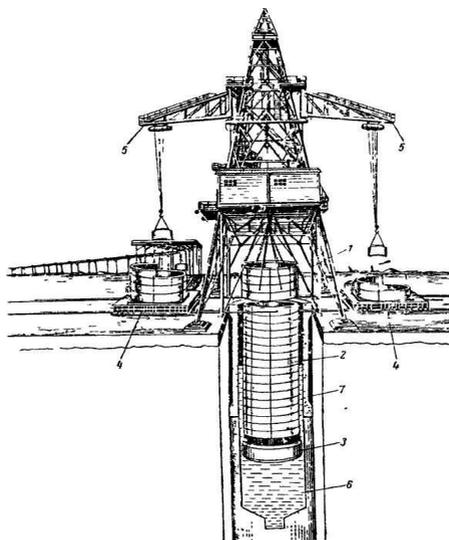


Рис. 99. Погружная крепь:

- 1 – наращиваемая секция тубингов;
- 2 – плавучая крепь;
- 3 – железобетонное днище;
- 4 – самоходная платформа;
- 5 – консольно-поворотный кран;
- 6 – глинистый раствор;
- 7 – форшахта

После возведения крепи на всю глубину ствола пространство между породными стенками и внешней поверхностью крепи заполняется тампонажным раствором по методу подводного бетонирования. Для этого за погруженной колонной крепи опускают к ее основанию несколько трубопроводов, равномерно расположенных по периметру ствола. Цементно-песчаная смесь подается одновременно во все трубы. По мере заполнения закрепного пространства трубы приподнимаются с таким расчетом, чтобы их концы всегда находились ниже уровня раствора на 1 – 2 м. Поскольку удельный вес цементно-песчаной смеси больше, чем у глинистого раствора, последний вытесняется из закрепного пространства.

Достоинство погружного способа возведения заключается в

высоком качестве крепи. Крепь представляет собой единую монолитную колонну без стыков. Она не требует дополнительной гидроизоляции.

Однако рассматриваемый способ имеет ряд недостатков. Во время монтажа на плыву колонна крепи с внешней стороны испытывает чрезвычайно большое неуравновешенное давление глинистого раствора. Поэтому при проходке глубоких стволов толщину крепи завышают по отношению к той, которая необходима для нормальной эксплуатации ствола, т. е. рассчитана только на горное давление. Иногда применяют крепь из двух колонн чугунных тубиков с бетонным или железобетонным заполнением кольцевого пространства между ними. Это приводит к значительному увеличению стоимости крепи. Для погружения крепи требуется увеличивать диаметр ствола на 0,5 – 0,7 м, что кроме излишне вынутой породы, приводит к значительному перерасходу тампонажного раствора. Средняя скорость возведения крепи с учетом тампонажных работ составляет 6 – 8 м в сутки.

После возведения постоянной крепи откачивают глинистый раствор и приступают к армированию ствола в обычном порядке.

14.5. Комбайновый способ проходки ствола

При безлюдных способах проходки стволов все работы, связанные с бурением и креплением выполняются с поверхности. Достоинства этих способов очевидны. Однако они имеют общий недостаток – большие затраты труда, связанные со спускоподъемными операциями. При механическом разрушении породы буровые инструменты (шарошки, резцы) быстро изнашиваются и их часто приходится заменять. Чтобы поднять изношенный бур, разбирается вся бурильная колонна. После замены бура она собирается снова. Стойкость бурового инструмента (количество метров, пройденных буром до его замены) зависит от многих факторов, но определяющим из них является крепость породы. В породах средней крепости бур заменяют через каждые 15 – 20 м. Поэтому на спускоподъемные

операции затрачивается очень много времени, что значительно снижает эффективность проходки бурением.

Спускоподъемных операций можно избежать, если привод буровой установки расположить непосредственно у забоя ствола. К таким бурильным агрегатам относятся ствольные проходческие комбайны.

Применение стволопроходческих комбайнов с механическим разрушением горных пород позволяет совместить во времени основные трудоемкие операции: – разрушение породы в забое, выдачу породы и крепление ствола.

Основой комбайна ПД-2 (рис. 100) является трехэтажный каркас 3, на котором смонтированы все основные механизмы и оборудование. Вращающиеся диски 2 планетарного исполнительного органа комбайна разрушают породу резцами или шарошками по всему забою. По мере разрушения диски постоянно перемещаются вниз в пределах своей заходки. Затем на величину этой заходки опускается весь комбайн. Благодаря сферической форме забоя, разрушенная порода в виде пульпы скапливается в центре ствола, откуда засасывается пневмоэлеватором 1 и подается в бункер 10. Из бункера порода перегружается в скипы 5 и выдается на поверхность.

В процессе разрушения породы каркас полка неподвижен. Он распирается гидравлическими домкратами в нижней части о породу, в верхней – в бетонную крепь. Крепление ствола во времени совмещается с разрушением породы. Быстротвердеющая бетонная смесь укладывается за металлическую передвижную опалубку 4. Высота опалубки 3 м. На верхнем этаже комбайна предусмотрен телескопический подъемник для рабочего, занятого наращиванием трубопроводов.

Комбайн обслуживает бригада из трех человек: машиниста и двух помощников. Пульт управления комбайном 6 расположен на втором этаже рядом с редуктором главного привода 7.

Конструкция комбайна постоянно совершенствуется. Однако для повышения эффективности бурения стволов необходимо создать более износостойкие сплавы, из которых изготавливаются рабочие инструменты – шарошки и резцы.

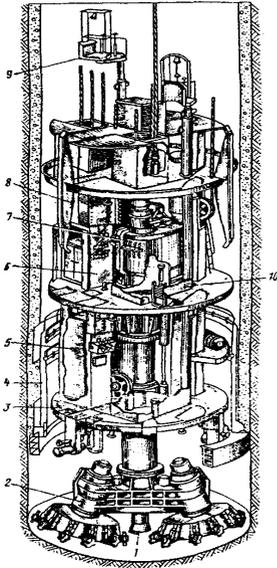


Рис. 100. Стволопроходческий комбайн ПД-2

Контрольные вопросы:

1. Какие типы буровых установок применяются для строительства стволов шахт бурением?
2. Как разрушается порода на забое ствола?
3. Как удаляется разрушенная порода из забоя на поверхность?
4. Как осуществляется схема обратной промывки ствола?
5. Каким образом возводится постоянная крепь при полном заполнении ствола глинистым раствором?
6. Как осуществляется разрушение породы, выдача ее на поверхность и крепление ствола при комбайновом способе проходки ствола?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Бейсебаев А.М., Пшеничный А.Я.* Проведение горных выработок. Айкос, 1999.
2. *Веселов Ю.А., Покожий В.В.* Оснащение стволов при их сооружении и углубке. М.: Недра, 1982.
3. *Калмыков Е.П.* Тампонирование горных пород при сооружении вертикальных стволов. М.: Недра, 1979.
4. *Маливанов Д.И.* Справочник механика шахтостроителя. М.: Недра, 1986.
5. *Кошурько П.М., Толкушев Г.И., Кравченко С.П., Мохов Н.В.* Проведение горно-разведочных выработок. М.: Недра, 1971.
6. *Миндели Э.О., Тюркян Г.А.* Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт. М.: Недра, 1982.
7. *Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н.* Технология строительства подземных сооружений. М.: Недра, 1992.
8. *Пшеничный А.Я.* Использование резервов для увеличения темпов проходки стволов шахт на полиметаллических месторождениях Казахстана. //Шахтное строительство. № 11, 1965.
9. *Пшеничный А.Я.* К определению оптимальной глубины шпуров при проходке стволов шахт: //Сб. науч. тр. КазПТИ, 1973.
10. *Пшеничный А.Я.* Влияние взрывных работ на прочность шахтной крепи //Горное дело. № 10, 1974.
11. *Седов Б.Я., Николаенко А.Т., Бессмертный А.С., Трупаков Н.Г.* Справочник инженера шахтостроителя. Т1, Т 2. М.: Недра, 1972.
12. *Чупрунов Г.Д.* Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1970.
13. *Тельнов Б.К.* Изготовление сборного железобетона. Трудрезервиздат, 1959.

ГЛОССАРИЙ

Горная выработка – полости (пустоты), полученные в результате горных работ в недрах земли.

Кровля – поверхность горных пород, которая ограничивает выработку сверху.

Почва – поверхность, ограничивающая выработку снизу.

Стенки или Бока выработки – поверхность, ограничивающая выработку сбоку.

Устье выработки – начало подземной выработки, которой она примыкает к поверхности или к другой выработке.

Забой выработки – поверхность, ограничивающая в противоположном устью конце выработки и перемещающаяся в результате проходки

Сопряжение – место пересечения двух или более подземных горных выработок..

Сечение выработки в свету – площадь поперечного сечения выработки без учета площади, которую занимают крепь и дорожное строение.

Сечение в черне – площадь сечения выработки по проекту с учетом крепи и дорожного строения.

Сечение в проходке – поперечное сечение незакрепленной выработки с учетом неровностей. При проходке буровзрывным способом излишнее сечение за счет неровностей допускается до 5 %.

Схема проходки – взаимосвязь основных видов работ во времени и в пространстве.

Ствол шахты – вертикальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность.

Слепой ствол – вертикальная горная выработка, не имеющая выход на поверхность, проходимая для вскрытия и обслуживания нижележащих рабочих горизонтов.

Зумпф – нижняя часть ствола (4–5 м), пройденная ниже почвы последнего горизонта для временного сбора шахтной воды.

Восстающий – вертикальная или наклонная горная выработка, проходимая с нижнего горизонта на верхний с целью спуска руды и породы, доставки материалов и других целей.

Горное давление – изменение состояния горного массива в результате проведения горной выработки (смещение пород, перераспределение напряжения вокруг выработки)

Коэффициент крепости пород – безразмерная численная характеристика крепости пород.

Коэффициент горизонтального распора – обозначает часть вертикального давления, которая передается на крепь вертикальной выработки.

Горная крепь – искусственное сооружение, возводимое в горных выработках для предотвращения обрушения и вспучивания горных пород окружающих выработку.

Циклограмма проходки – графическое изображение порядка выполнения проходческих операций и их продолжительность.

Материалы горной крепи – строительные материалы, используемые для крепления горных выработок.

Проходческий цикл – комплекс проходческих операций, который периодически повторяется.

Шпур – искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м.

Скважина – искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром более 75 мм и глубиной более 5 м.

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

Заряд ВВ – определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву.

Заряжение – процесс размещения ВВ в зарядной камере.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ПРОВЕДЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ.....	4
1.1. Формы сечений стволов шахт.....	4
1.2. Подготовительные работы.....	4
1.3. Проходка устья ствола.....	6
1.4. Проведение прямоугольных стволов шахт.....	11
1.5. Схемы проходки стволов шахт круглого сечения.....	15
2. ОПЕРАЦИИ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛА.....	23
2.1. Уборка породы.....	23
2.2. Бурение шпуров в забое ствола.....	29
2.3. Заряжание шпуров и монтаж электровзрывной сети.....	33
2.4. Расчет электровзрывной цепи.....	37
2.5. Проветривание ствола.....	43
2.6. Выбор рациональной глубины шпуров и построение циклограммы проходки ствола.....	48
2.7. Организация труда при проходке ствола шахты.....	54
3. КРЕПЛЕНИЕ СТВОЛОВ ШАХТ КРУГЛОГО СЕЧЕНИЯ.....	58
3.1. Давление на крепь ствола шахты.....	58
3.2. Толщина бетонной крепи стволов шахт.....	61
3.3. Расчет состава бетона.....	63
3.4. Организация работ по креплению ствола монолитным бетоном.....	67
3.5. Оборудование для крепления ствола монолитным бетоном.....	74
3.6. Предохранение бетонной крепи от вредного влияния взрывных работ.....	79
3.7. Предохранение свежесложенного бетона от разрушающего действия шахтной воды.....	82
3.8. Возведение сборной крепи стволов шахт.....	83
3.9. Возведение набрызг-бетонной крепи стволов шахт.....	88
4. ВОДООТЛИВ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ ШАХТ.....	92

5.	ПРОХОДЧЕСКИЙ ПОДЪЕМ.....	100
5.1.	Выбор проходческой подъемной машины.....	109
6.	ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ.....	120
7.	ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ ПРОХОДЧЕСКОГО УЧАСТКА	129
7.1.	Общие сведения.....	129
8.	АРМИРОВАНИЕ СТВОЛОВ.....	136
8.1.	Общие сведения.....	136
8.2.	Последовательная схема армирования.....	140
8.3.	Совмещенная схема армирования сверху вниз.....	147
8.4.	Совмещенная схема армирования снизу вверх.....	148
9.	ПРОХОДКА СТВОЛА С ПАРАЛЛЕЛЬНЫМ АРМИРОВАНИЕМ	150
9.1.	Оставление лунок в бетоне под расстрелы армировки.....	152
9.2.	Установка ярусов армировки.....	154
9.3.	Укладка бетонной смеси за призабойную опалубку.....	156
9.4.	Спуск подвесного полка на шаг армировки.....	157
10.	ПРОХОДКА СОПРЯЖЕНИЯ КЛЕТЬЕВОГО СТВОЛА С РУДНИЧНЫМ ДВОРОМ.....	159
11.	ПРОХОДКА ЗАГРУЗОЧНЫХ КАМЕР СКИПОВОГО СТВОЛА.....	166
12.	УГЛУБКА СТВОЛОВ ШАХТ.....	170
12.1.	Общие сведения.....	170
12.2.	Углубка ствола через лестничное отделение.....	170
12.3.	Углубка через слепой ствол.....	173
12.4.	Углубка путем расширения предварительно пройденного восстающего.....	175
12.5.	Комбинированный способ углубки.....	177
13.	СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ.....	179
13.1.	Проходка шахтных стволов с замораживанием горных пород.....	179
13.2.	Проходка стволов с применением забивной крепи.....	188
13.3.	Проходка ствола с применением опускной крепи.....	189
13.4.	Проходка ствола с искусственным водопонижением.....	192

13.5. Проходка ствола с предварительным тампонируванием горных пород.....	193
14. ПРОВЕДЕНИЕ СТВОЛОВ ШАХТ БУРЕНИЕМ.....	201
14.1. Разрушение породы в забое ствола.....	201
14.2. Удаление разрушенной породы на поверхность при бурении.....	203
14.3. Поддержание породных стенок ствола до возведения постоянной крепи	206
14.4. Возведение постоянной крепи в стволах, пройденных бурением.....	209
14.5 Комбайновый способ проходки ствола.....	213
15. БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	216
16. Глоссарий.....	217

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ПРОВЕДЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ.....	5
1.1. Формы сечений стволов шахт.....	5
1.2. 1.2 Подготовительные работы.....	5
1.3. Проходка устья ствола.....	7
1.4. Проведение прямоугольных стволов шахт.....	12
1.5. Схемы проходки стволов шахт круглого сечения.....	16
2. Операции проходческого цикла при проходке ствола.....	24
2.1. Уборка породы.....	24
2.2. Бурение шпуров в забое ствола.....	30
2.3. Заряжание шпуров и монтаж электровзрывной сети.....	35
2.4. Расчет электровзрывной цепи.....	38
2.5. Проветривание ствола.....	44
2.6. Выбор рациональной глубины шпуров и построение циклограммы проходки ствола.....	50
2.7. Организация труда при проходке ствола шахты.....	56
3. КРЕПЛЕНИЕ СТВОЛОВ ШАХТ КРУГЛОГО СЕЧЕНИЯ.....	60
3.1. Давление на крепь ствола шахты.....	60
3.2. Толщина бетонной крепи стволов шахт.....	63
3.3. Расчет состава бетона.....	65
3.4. Организация работ по креплению ствола монолитным бетоном.....	69
3.5. Оборудование для крепления ствола монолитным бетоном.....	76
3.6. Предохранение бетонной крепи от вредного влияния взрывных работ.....	81
3.7. Предохранение свежесуложенного бетона от разрушающего действия шахтной воды.....	84
3.8. Возведение сборной крепи стволов шахт.....	85
3.9. Возведение набрызг-бетонной крепи стволов шахт.....	90
4. ВОДООТЛИВ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ ШАХТ.....	94
5. ПРОХОДЧЕСКИЙ ПОДЪЕМ.....	102
5.1. Выбор проходческой подъемной машины.....	111
6. ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ.....	122

7.	ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ ПРОХОДЧЕСКОГО	
7.1.	УЧАСТКА	131
	7.1. Общие сведения.....	131
8.	АРМИРОВАНИЕ СТВОЛОВ.....	138
8.1.	Общие сведения.....	138
8.2.	Последовательная схема армирования.....	142
8.3.	Совмещенная схема армирования сверху вниз.....	149
8.4.	Совмещенная схема армирования снизу вверх.....	150
9.	ПРОХОДКА СТВОЛА С ПАРАЛЛЕЛЬНЫМ	
	АРМИРОВАНИЕМ	151
9.1.	Оставление лунок в бетоне под расстрелы армировки.....	153
9.2.	Установка ярусов армировки.....	155
9.3.	Укладка бетонной смеси за призабойную опалубку.....	157
9.4.	Спуск подвешенного полка на шаг армировки.....	158
10.	ПРОХОДКА СОПРЯЖЕНИЯ КЛЕТЬЕВОГО СТВОЛА	
	С РУДНИЧНЫМ ДВОРОМ.....	160
11.	ПРОХОДКА ЗАГРУЗОЧНЫХ КАМЕР СКИПОВОГО	
	СТВОЛА.....	167
12.	УГЛУБКА СТВОЛОВ ШАХТ.....	171
12.1.	Общие сведения.....	171
12.2.	Углубка ствола через лестничное отделение.....	171
12.3.	Углубка через слепой ствол.....	174
12.4.	Углубка путем расширения предварительно	
	пройденного восстающего.....	176
12.5.	Комбинированный способ углубки.....	178
13.	СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРОХОДКИ	
	СТВОЛОВ.....	180
13.1.	Проходка шахтных стволов с замораживанием	
	горных пород.....	180
13.2.	Проходка стволов с применением забивной крепи.....	189
13.3.	Проходка ствола с применением опускной крепи.....	190
13.4.	Проходка ствола с искусственным водопонижением.....	193
13.5.	Проходка ствола с предварительным тампонированием	
	горных пород.....	194
14.	ПРОВЕДЕНИЕ СТВОЛОВ ШАХТ БУРЕНИЕМ.....	202
14.1.	Разрушение породы в забое ствола.....	202
14.2.	Удаление разрушенной породы поверхность при	
	бурении.....	204

14.3. Поддержание породных стенок ствола до возведения постоянной крепи	207
14.4. Возведение постоянной крепи в стволах, пройденных бурением.....	210
14.5 Комбайновый способ проходки ствола.....	214
15. БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	218
16. Глоссарий.....	219

Учебное издание

Пшеничный Анатолий Яковлевич

СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК
1 часть

Учебное пособие

Нач. РО НТИЦ
Редактор
Компьютерная верстка

З.А. Губайдулина
Ш. Т. Касымбекова
Д.Ш. Тажиева

Подписано в печать _____ 2011 г.
Бумага офсетная. Формат 60x84 1/16
Усл. п. л. 12,9. Уч. -изд.л. 13,9. Тираж
Заказ №____. Цена договорная.

Издание Казахского национального технического университета
имени К.И. Сатпаева
Научно-технический издательский центр, г.Алматы, ул. Ладыгина, 32

ISBN 978-601-228-294-8



9 786012 282948



ПШЕНИЧНЫЙ АНАТОЛИЙ ЯКОВЛЕВИЧ – горный инженер, специалист по шахтному строительству. После окончания горно–металлургического института (в 1952 г.) работал в системе треста «Алтайсвинцецихтострой» на строительстве шахт. В 1962 г. перевелся в научно–исследовательский институт (ВНИИЦВЕТМЕТ), где научная деятельность была связана с повышением эффективности горнопроходческих работ на рудном Алтае.

С 1972 г. работает доцентом кафедры «Разрушение горных пород и шахтное строительство» КазНТУ.

Из опубликованных научных трудов более 50 посвящены совершенствованию горнопроходческих работ на рудниках Казахстана.