

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика»

В. А. Бабичев

Конспект лекций

**по дисциплине «Шахтное и подземное строительство.
Реконструкция горных предприятий и подземных сооружений»**

для обучающихся уровня профессионального образования "специалист" по направлениям подготовки 21.05.04 «Горное дело» всех форм обучения

РАССМОТРЕНО
на заседании кафедры
экономики предприятия
Протокол № 7 от 21.02.2020

УТВЕРЖДЕНО
на заседании Учебно-издательского
совета ДОННТУ
Протокол № 2 от 26.02.2020

Донецк
2020

СОДЕРЖАНИЕ

1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ПО РЕКОНСТРУКЦИИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ	4
1.1 Виды работ и капитальных затрат	4
1.2 Цели, причины и основные направления реконструкции	8
2 ВСКРЫТИЕ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ	11
2.1 Общие сведения	11
2.2 Вскрытие нового горизонта проходкой стволов на новой промышленной площадке	13
2.3 Вскрытие нового горизонта с проходкой новых и углубкой существующих вертикальных стволов	14
2.4 Вскрытие новых горизонтов на шахтах с наклонными стволами	16
3 УГЛУБКА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ	18
3.1 Общие сведения	19
4 РАБОТЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА ПРИ УГЛУБКЕ СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ	22
5 ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ УСТРОЙСТВА	32
5.1 Породные целики	31
5.2 Предохранительные полки	41
6 УГЛУБКА СТВОЛОВ СПОСОБОМ СВЕРХУ ВНИЗ	50
6.1 Углубка стволов с разгрузкой породы на земной поверхности (схема 1)	50
6.2 Углубка стволов с разгрузкой породы на рабочем горизонте (схема 2)	54
7 УГЛУБКА СТВОЛОВ С РАЗГРУЗКОЙ ПОРОДЫ НА РАБОЧЕМ ГОРИЗОНТЕ (СХЕМА 3)	55
8 КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ УГЛУБКИ (СХЕМА 4)	59
9 УГЛУБКА СТВОЛОВ СНИЗУ ВВЕРХ (СХЕМА 5)	62

9.1 Углубка стволов на несколько горизонтов	63
10 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ УГЛУБКЕ СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ	65
10.1 Буровзрывные работы	65
10.2 Вентиляция	73
10.3 Погрузка и подъём породы	75
10.4 Возведение крепи	78
10.5 Комплексы оборудования для углубки стволов	80
11 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ УГЛУБКИ СТВОЛОВ	83
11.1 Основные направления повышения технико-экономических показателей углубки стволов	87
12 РЕМОНТ, ВОССТАНОВЛЕНИЕ И ПОГАШЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	90
12.1 Ремонт крепи вертикальных стволов	90
13 РЕМОНТ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	110
13.1 Подрывка почвы	118
13.2 Восстановление горных выработок	120
14 ОТКАЧКА ВОДЫ ИЗ ЗАТОПЛЕННЫХ ВЫРАБОТОК	126
14.1 Классификация способов ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт и условия их применения	126
14.2 Ликвидация внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью открытого водоотлива	129
14.3 Ликвидация внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью строительства водонепроницаемых перемычек и открытого водоотлива	136
14.4 Ликвидация внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью тампонирувания с поверхности земли	146

14.5 Ликвидация внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью подводного бетонирования	152
15 ПРОХОДКА СЛЕПЫХ СТВОЛОВ	165
15.1 Проходка выработок, сопрягающихся со стволом	168
16 РЕКОНСТРУКЦИЯ ПОВЕРХНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ	181
16.1 Общие положения	181
16.2 Комплекс подъёма	185
16.3 Комплекс вентиляции	189
16.4 Комплекс энергоснабжения	192
16.5 Комплекс санитарно-бытовых помещений	193
16.6 Комплекс природоохранных сооружений	194
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	202

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ПО РЕКОНСТРУКЦИИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

1.1. ВИДЫ РАБОТ И КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ

В горнодобывающей промышленности различают понятия: новое строительство, расширение горного предприятия, реконструкция, техническое перевооружение и поддержание мощности. Характер и вид строительства определяются при утверждении задания на проектирование на основании технико-экономического обоснования или технико-экономических расчетов. Применительно к угольной промышленности эти понятия имеют следующие содержания*.

К новому строительству относится строительство комплексов объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения вновь создаваемых предприятий, зданий и сооружений, а также филиалов и отдельных производств, которые после ввода в эксплуатацию будут находиться на самостоятельном балансе. Это строительство осуществляется на новых площадках в целях создания новой производственной мощности.

Если строительство предприятия или сооружения намечается осуществлять очередями, то к новому строительству относятся первая и последующие очереди до ввода в действие всех запроектированных мощностей на полное развитие предприятия (сооружения).

К новому строительству относится также строительство на новой площадке предприятия такой же или большей мощности взамен ликвидируемого, дальнейшая эксплуатация которого по техническим и экономическим условиям признана нецелесообразной, а также в связи с необходимостью, вызываемой производственно-технологическими или санитарно-техническими требованиями.

К расширению действующих предприятий относится строительство дополнительных производств на действующем предприятии, а также строительство новых и расширение существующих отдельных цехов и объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения на территории действующих предприятий или примыкающих к ним площадках для создания дополнительных или новых производственных мощностей.

* «Указания о видах работ, затратах и мероприятиях, которые следует относить к новому строительству, расширению, реконструкции, техническому перевооружению и поддержанию мощностей действующих предприятий по Министерству угольной промышленности СССР». Утверждены 15.05.86 г. по согласованию с Госпланом СССР, Госстроем СССР, Стройбанком СССР 10.05.86 г.

К расширению действующих предприятий относится также строительство филиалов и производств, входящих в их состав.

Если в процессе проектной проработки выявилась необходимость и экономическая целесообразность одновременно с расширением предприятия осуществлять реконструкцию действующих цехов и объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения, то соответствующие работы и затраты включаются в состав проекта расширения предприятия.

При расширении действующего предприятия увеличение его производственной мощности должно осуществляться в более короткие сроки и при меньших удельных затратах по сравнению с созданием аналогичных мощностей путем нового строительства с одновременным повышением технического уровня и улучшением технико-экономических показателей предприятия в целом.

На действующих шахтах и разрезах к расширению также относится комплекс строительных и горных работ по подготовке и эксплуатации новых отдельных блоков или участков месторождений, технологически связанных с основным предприятием и расположенных в границах горного отвода этого предприятия или примыкающих к нему и обеспечивающих прирост мощности всего предприятия.

К реконструкции действующих предприятий относится переустройство существующих цехов и объектов основного, подсобного и обслуживающего назначения, как правило, без расширения имеющихся зданий и сооружений основного значения, связанное с совершенствованием производства и повышением его технико-экономического уровня на основе достижений научно-технического прогресса и осуществляемое по комплексному проекту на реконструкцию предприятия в целом в целях улучшения производственных мощностей в основном без увеличения численности работающих при одновременном улучшении условий их труда и охраны окружающей среды.

При реконструкции должны обеспечиваться: увеличение производственной мощности предприятия прежде всего за счет устранения диспропорций в технологических звеньях; сокращение числа рабочих мест, повышение производительности труда, снижение себестоимости продукции; повышение фондоотдачи и улучшение других технико-экономических показателей действующего предприятия.

К реконструкции действующих предприятий относится также: комплекс работ на действующих шахтах, разрезах, обогатительных фабриках и других предприятиях угольной промышленности с частичным или полным переустройством технологического комплекса, расширением или реконструкцией отдельных зданий и сооружений основного назначения и строительством новых зданий, цехов и объектов подсобного и обслуживающего назначения на

существующей или новой площадке в границах горного отвода, совершенствованием горного хозяйства;

объединение нескольких шахт, разрезов и их полей (горных отводов) с созданием единой схемы капитальных и подготовительных выработок и единого технологического комплекса поверхности, имея в виду частичное использование действующих основных производственных фондов (очистные забои, транспортное и очистное оборудование, здания и сооружения на поверхности, подъездные дороги, линии электрической передачи и др.), обеспечивающее увеличение производственной мощности предприятия или улучшение его экономических показателей;

подготовка новых горизонтов и блоков на шахтах и обособленных участков на разрезах (в границах горного отвода или примыкающих к нему), выполняемых по единому проекту в целях поддержания или прироста установленной мощности угледобывающего предприятия.

К техническому перевооружению действующих предприятий относится комплекс мероприятий по повышению технико-экономического уровня отдельных производств и участков на основе внедрения передовой техники и технологии, механизации и автоматизации производства, модернизации и замены устаревшего и физически изношенного оборудования новым более производительным, а также по совершенствованию общезаводского хозяйства и вспомогательных служб.

Цель технического перевооружения действующих предприятий — всемерная интенсификация производства, увеличение производственных мощностей, выпуска продукции и улучшение ее качества при обеспечении роста производительности труда, сокращении рабочих мест, снижении материалоемкости и себестоимости продукции, экономии материальных и топливно-энергетических ресурсов, улучшении других технико-экономических показателей работы предприятия в целом.

При техническом перевооружении действующих предприятий могут осуществляться: установка дополнительно на существующих производственных площадях оборудования и машин, внедрение автоматизированных систем управления и контроля, применение радио, телевидения и других современных средств в управлении производством, модернизация и техническое переустройство природоохранных объектов, отопительных и вентиляционных систем, присоединение предприятий, цехов и установок к централизованным источникам тепло- и электроснабжения. При этом допускаются частичная перестройка* и расширение существующих производственных зданий и сооружений, обусловленные габаритами размещае-

* К частичной перестройке относятся усиление несущих конструкций, замена перекрытий, изменение планировки существующих зданий и сооружений и другие мероприятия.

мого нового оборудования, и расширение существующих или строительство новых объектов подсобного и обслуживающего назначения (например, объектов складского хозяйства, компрессорных, котельных, кислородных и других объектов, если это связано с проводимыми мероприятиями по техническому перевооружению).

На действующих шахтах, разрезах и обогатительных фабриках к техническому перевооружению следует относить также:

комплекс работ на действующих горизонтах шахт и разрезов с установкой более производительного добычного, проходческого, горнотранспортного и другого оборудования, обеспечивающих прирост мощности или улучшение технико-экономических показателей угледобывающих предприятий;

мероприятия по внедрению: новых более прогрессивных систем отработки пласта, блока, участка действующего горизонта, видов транспортных и погрузочных средств на действующих шахтах, разрезах и обогатительных фабриках, технологически связанных с процессом производства (включая строительство аккумулирующих и погрузочных бункеров с автоматизированными усреднительными устройствами, вагонопрокидывателей, обустройство железнодорожных путей и станций), процессов обогащения (включая строительство фильтр-прессовых и сушильных установок), строительство закладочных комплексов на шахтах;

расширение зданий и сооружений, обусловленное габаритами устанавливаемого нового оборудования, обеспечивающего увеличение производительности (пропускной способности) основных технологических звеньев;

расширение, а в отдельных случаях строительство новых электроподстанций в связи с оснащением разрезов более производительными добычными (вскрышными) экскаваторами и заменой технологического и транспортного оборудования, включая мероприятия по переустройству и присоединению их к источникам электроснабжения;

мероприятия по улучшению условий труда, техники безопасности и промсанитарии;

замену оборудования, а также строительно-монтажные работы, связанные с его монтажом и производимые согласно планам технического перевооружения действующих предприятий производственных объединений, комбинатов, трестов.

К поддержанию действующих мощностей относятся мероприятия, связанные с постоянным возобновлением выбывающих в процессе производственной деятельности основных фондов без изменения установленной мощности по добыче или переработке полезных ископаемых, в том числе:

подготовка отдельных участков на шахтах и разрезах (в границах горного отвода);

проведение отдельных горных выработок на действующих шахтах и разрезах по перечню, установленному Инструкцией о по-

рядке планирования, финансирования и учета работ по проведению капитальных горных выработок на действующих угольных и сланцевых шахтах и разрезах;

мероприятия по расконсервации запасов (если они не включены в проект реконструкции);

комплекс работ на действующих и строительство: новых хвостохранилищ, отвалов породы; шламонакопителей взамен действующих; зданий подъемных машин, компрессоров, механических мастерских и других аналогичных зданий и сооружений производственного назначения, не относящихся к техническому перевооружению и не входящих в состав проекта реконструкции или расширения, обеспечивающих нормальную эксплуатацию действующих шахт, разрезов и обогатительных фабрик;

осушение шахт и разрезов и мероприятия по защите горных выработок от прорыва подземных вод;

замена выбывающего оборудования на оборудование аналогичного технического уровня.

1.2. ЦЕЛИ, ПРИЧИНЫ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕКОНСТРУКЦИИ

1.2.1. Цели реконструкции

Реконструкция действующих шахт (рудников) рассматривается как вид капитальных работ на действующих шахтах с целью улучшения ее технико-экономических показателей на основе внедрения передовых достижений науки и техники во всех технологических звеньях добычи, транспорта и переработки угля и руды, применения комплексно-механизированных и автоматизированных производственных процессов, концентрации горных работ, совершенствования схем вскрытия и вентиляции, увеличения производственной мощности шахт (рудника) и продления времени их эксплуатации. При реконструкции решаются вопросы снижения трудоемкости работ, создания комфортных условий как в шахте, так и на поверхности, повышения безопасности работ, централизации и концентрации вспомогательных служб и цехов.

После реконструкции не должно быть диспропорции между производственными возможностями взаимосвязанных звеньев. Степень совершенства отдельных звеньев и производственных процессов, а также общие технико-экономические показатели должны быть на уровне технического прогресса.

В результате реконструкции увеличиваются срок службы и производственная мощность предприятия, снижается число трудящихся и, как следствие, повышается производительность труда, снижаются издержки производства, уменьшается себестоимость 1 т угля (руды), улучшаются санитарно-гигиенические условия труда.

1.2.2. Причины реконструкции

Основными причинами реконструкции шахт являются:

ограниченные запасы угля и, как следствие, небольшой срок службы малых нерентабельных шахт;

большая протяженность поддерживаемых выработок и плохое их состояние, что обуславливает значительные затраты средств и труда на их поддержание, а также недостаточное количество воздуха, сложная схема вентиляции, неправильное распределение воздуха по забоям, большие утечки и сопротивление воздушной струи;

несовершенная технология и недостаточная степень механизации основных и вспомогательных процессов; малая пропускная способность отдельных видов оборудования и узлов технологической цепи (подъема, поверхностного комплекса, вентиляторных установок); отсутствие механизации отдельных процессов на поверхности шахты (рудника);

наличие сложной многоступенчатой схемы подземного транспорта, что снижает его пропускную способность и увеличивает стоимость транспортных работ; применение транспортных средств малой производительности;

неудовлетворительные экономические показатели работы шахты (рудника) — высокая себестоимость добычи угля и малая производительность труда.

В горнорудной промышленности, в частности в Криворожском бассейне, основными причинами реконструкции являются:

большое число шахт с малой производственной мощностью, низкими технико-экономическими показателями, построенных для отработки верхних горизонтов. При отработке нижележащих горизонтов эти шахты попадали в зону сдвижения пород лежащего бока. Взамен ликвидируемых шахт необходимо строить новые;

производственная мощность шахт по горным возможностям с годами возрастала, увеличивались рудные площади месторождений, включались новые залежи. Производительность существовавших подъемных установок и увеличение глубины стволов сдерживали рост добычи железной руды;

малое (40—50 м) расстояние между горизонтами обуславливает большой объем горных работ; техника и технология проходки горизонтальных и восстающих выработок не обеспечивали высоких скоростей проведения и производительности труда; в общем технологическом комплексе узкими местами были оборудование для бурения скважин, подземное дробильно-сортировочное оборудование, подземный транспорт;

технологическая схема дробильно-сортировочных фабрик на поверхности не соответствовала новым требованиям к качеству руды.

1.2.3. Основные направления реконструкции

При реконструкции создается горнодобывающее предприятие нового качества с более высокими технико-экономическими показателями. Для создания такого предприятия в основу реконструкции закладываются следующие мероприятия.

Объединение нескольких шахт в одну административную единицу со сбойкой горных выработок с общей системой транспорта и вентиляции. Закрытие мелких нерентабельных шахт. В СССР за последние 25 лет число шахт (технических единиц) уменьшилось в 2 раза, а административных единиц — в 1,5 раза.

Сокращение числа шахт за это же время произведено в капиталистических странах: в США — в 2,2 раза, в Великобритании — в 2,4 раза, в ФРГ — в 2,2 раза, в Бельгии — в 3,6 раза, в Голландии — в 2 раза, в Японии — в 6,8 раза.

Применение более совершенной схемы вскрытия шахтных полей с проходкой новых и углубкой действующих стволов. Широкое применение системы длинными столбами по простиранию, падению и восстанию пластов. Сокращение числа очистных забоев с повышением нагрузки на лаву до 1000 т/сутки и больше за счет увеличения длины лавы до 180—200 м, применения узкозахватных комбайнов и комплексов с механизированными крепями.

Продление срока службы шахты за счет увеличения размеров шахтного поля по простиранию и падению пластов. Увеличение производительности подъема с широким применением башенных копров с многоканатными подъемными машинами и скипами вместимостью 20—50 м³.

Внедрение высокопроизводительного конвейерного транспорта от лавы до бункера скипового подъема, а на шахтах с наклонными стволами — до поверхностного бункера, а также более мощных электровозов с вагонетками вместимостью 3—5 м³.

Совершенствование вентиляции путем проходки фланговых стволов и скважин, сокращение протяженности вентиляционных выработок и применение более мощных вентиляторных установок.

Широкое внедрение комплексной механизации проведения горных выработок путем увеличения объема комбайновой проходки, совершенствования буровзрывных работ, механизации бурения шпуров и погрузки породы.

Применение новых типов околоствольных дворов с эффективной схемой движения груженых и порожних составов с механизацией и автоматизацией процессов. Переоборудование поверхностного комплекса со снижением трудоемкости работ, внедрением централизованных складов и механических мастерских.

Улучшение санитарно-бытовых условий труда, в частности внедрение холодильных установок для охлаждения воздуха, поступающего в забой при разработке пластов на больших глубинах. Совершенствование системы управления путем внедрения АСУ.

2. ВСКРЫТИЕ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ

2.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При реконструкции шахт и рудников обычно производится подготовка новых горизонтов. Исключение составляют шахты, разрабатывающие месторождения с горизонтальным (до 5°) залеганием пластов угля.

Схема вскрытия новых горизонтов является важным вопросом реконструкции и зависит от многих факторов. Назовем главные из них:

горно-геологические условия (число, мощность, угол падения, газообильность и выбороопасность пластов); наличие геологических нарушений;

размеры нового после реконструкции шахтного поля. При объединении мелких шахт по горным работам размеры новой шахты увеличиваются до 10 км по простиранию и до 2,6 км — по падению. При обработке такого поля применяется блочная система с соответствующей схемой вскрытия;

новая после реконструкции схема вентиляции. С увеличением глубины разработки, как правило, возрастает газообильность и повышенная после реконструкции производственная мощность шахты обуславливает необходимость подачи большего количества свежего воздуха. Для снижения общешахтного сопротивления воздушной струи проходятся воздухоподающие и вентиляционные стволы и горизонтальные выработки;

существующие до реконструкции схема вскрытия и сложившееся состояние горных выработок. Важное значение имеют состояние, расположение и глубина вертикальных и наклонных стволов и возможность использования их при реконструкции для подъема полезного ископаемого или вентиляции;

производительность и канатоемкость подъемных машин на существующих стволах. Часто существующие подъемные машины не могут обеспечить увеличенную при реконструкции производственную мощность предприятия с новых более глубоких горизонтов. В этом случае проходят новые стволы со скиповым (скипклетевым) подъемом;

возможность полной или частичной остановки подъема на эксплуатационном стволе для его углубки;

сроки подготовки новых горизонтов. В производственной практике нередки случаи, когда из-за несвоевременной проходки новых стволов или углубки существующих вынужденно принимается неэффективное решение — вскрытие новых горизонтов уклонами.

При выборе схемы вскрытия учитываются также максимальное использование существующих горных выработок, целесообразность проведения выработок нового горизонта встречными забоями из условия проветривания и окончания работ в установленный срок, обеспечение надежного электроснабжения и водоотлива с минимальными затратами, возможность независимой работы по подготовке нового горизонта от эксплуатации шахты (рудника), организация скоростной проходки горных выработок нового горизонта с комплексной механизацией работ и др.

Выбор схемы вскрытия в каждом конкретном случае определяется путем сравнения вариантов и выбора наиболее эффектив-

ного, отвечающего целям и задачам реконструкции и требующего наименьших затрат, средств, времени и труда.

В производственной практике получили распространение несколько схем вскрытия новых горизонтов.

2.2. ВСКРЫТИЕ НОВОГО ГОРИЗОНТА ПРОХОДКОЙ СТВОЛОВ НА НОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОЙ ПЛОЩАДКЕ

Эта схема имеет два варианта. Вариант I применяется при объединении нескольких шахт по горным работам и расположении промышленной площадки на новом месте. В данном случае на новой промышленной площадке проходят два-три ствола (скиповой, клетевой, скипоклетевой, вспомогательный) для подъема полезного ископаемого и породы, спуска и подъема людей, оборудования и материалов. Для вентиляции используются новые и существующие подъемные стволы, проходятся новые вентиляционные фланговые стволы. Иногда существующие стволы используются для спуска и подъема людей и материалов.

Примером такой схемы вскрытия может служить шахта «Капитальная» ПО «Южкузбассуголь» (рис. 2.1), которая построена для замены действовавших шахт «Капитальная — II», № 4, 9. На новой промышленной площадке пройдены два скиповых ствола и один клетевой глубиной 500 м. Скиповые стволы № 1 и 2 диаметром 6,5 м в свету оборудованы двумя двухскиповыми подъемами (угольный и породный) со скипами вместимостью 12 т. Клетевой ствол диаметром 8 м в свету оборудован двухклетевым подъемом с двухэтажными клетями. На флангах пройдено пять вентиляционных стволов. На новом горизонте пройдены выработки околоствольного двора и капитальные выработки — квершлагги и штреки.

Вариант II применяется в следующих случаях. Существующая шахта была построена для отработки верхних горизонтов. При увеличении глубины разработки снизилась мощность шахты и ухудшились технико-экономические показатели. Для вскрытия нижних горизонтов на новой площадке проходят два-три ствола с поверхностным комплексом. Старые шахты обычно ликвидируются. Этот вариант применяли в Кузбассе на шахтах «Зименка-Капитальная» (ныне «Зименка»), «Абашевская», «Судженская», «Байдаевская», «Зенковская» и др. В Донбассе по такому варианту реконструировались шахты им. Лутугина, им. Ильича, им. XXII съезда КПСС и др.; в Кривбассе — рудники им. Фрунзе, им. К. Либкнехта, им. Р. Люксембург, им. Кирова и др.

К достоинствам рассматриваемой схемы относятся полная независимость работ по вскрытию нового горизонта от эксплуатации шахты, возможность применения современной техники и технологии при проведении горных выработок и строительстве поверхностного комплекса, внедрение прогрессивной схемы отработ-

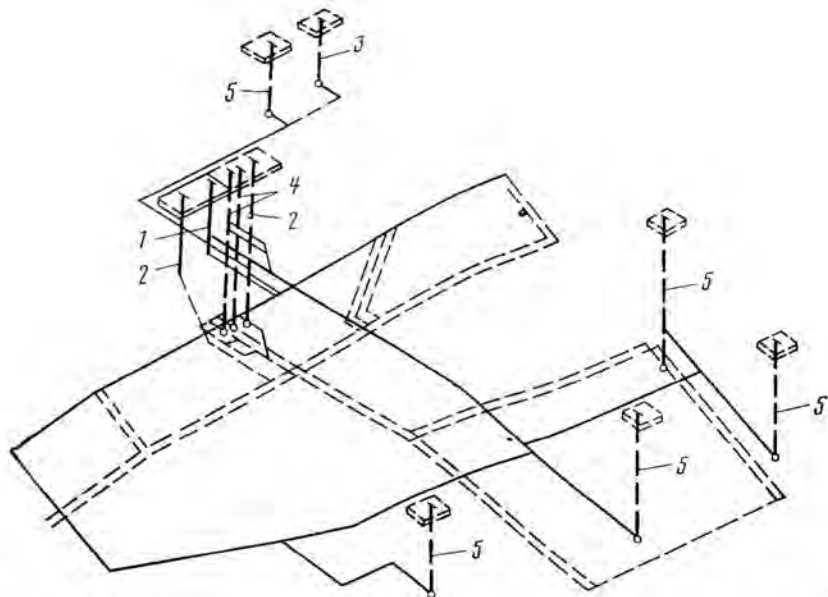


Рис. 2.1. Схема вскрытия горизонтов —60 и —160 м шахты «Капитальная» ПО «Южзубассуголь»:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевые стволы; 3 — вентиляционный ствол; 4 — скиповые стволы № 1 и 2; 5 — вентиляционные стволы

ки шахтного поля, более совершенный поверхностный комплекс; к недостаткам — значительные капитальные затраты, которые приближаются к затратам на строительство новой шахты.

2.3. ВСКРЫТИЕ НОВОГО ГОРИЗОНТА С ПРОХОДКОЙ НОВЫХ И УГЛУБКОЙ СУЩЕСТВУЮЩИХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Эта схема (рис. 2.2.1) имеет три варианта.

Вариант I — для вскрытия нижних горизонтов на существующей промышленной площадке проходят один или два новых ствола (рис. 2.2.1,а) с высокопроизводительным скиповым подъемом. Существующие стволы используются как вспомогательные и для проветривания. На флангах шахтных полей проходят вентиляционные или воздухоподающие стволы.

Такой вариант, к примеру, применялся на шахте «Березовская» ПО «Северкузбассуголь», где на существующей промышленной площадке был пройден новый скиповый ствол, предназначенный для подъема угля с подготавливаемого горизонта. На южном крыле пройдены воздухоподающий и вентиляционный стволы. Аналогичное вскрытие нижних горизонтов производилось на шахтах «Физкультурник», «Западная», «Чертинская» и др.

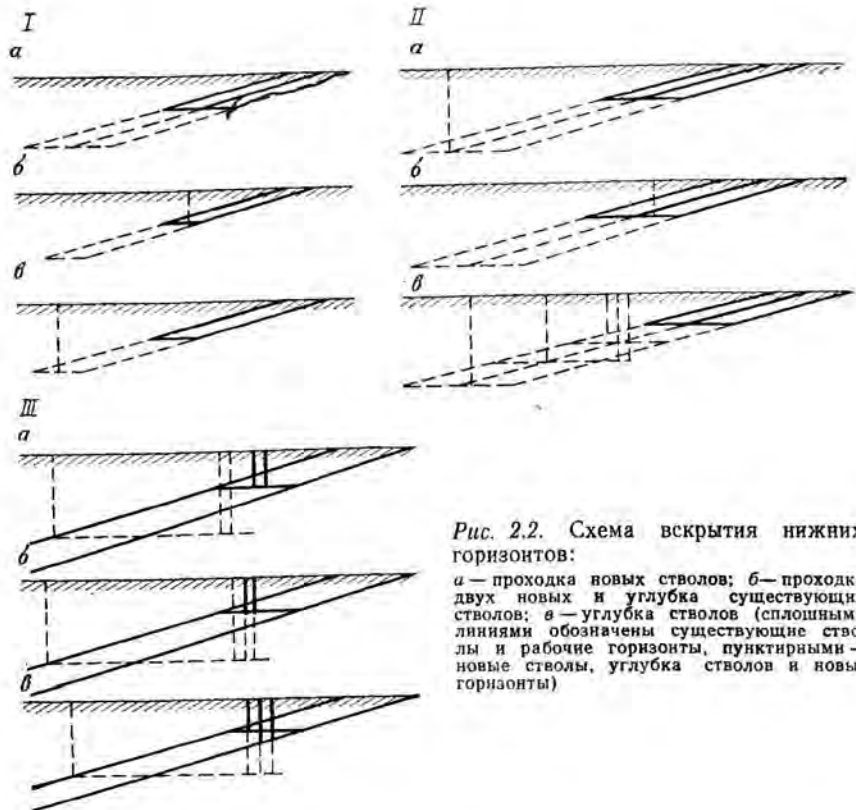


Рис. 2.2. Схема вскрытия нижних горизонтов:

a — проходка новых стволов; *b* — проходка двух новых и углубка существующих стволов; *в* — углубка стволов (сплошными линиями обозначены существующие стволы и рабочие горизонты, пунктирными — новые стволы, углубка стволов и новые горизонты)

Вскрытие нижних горизонтов двумя центрально-сдвоенными стволами производилось на шахтах «Чурубай-Нуринская», им. Костенко, № 120 и 121 в Караганде, на шахтах им. Ленина и «Западная-Капитальная» ПО «Ростовуголь», № 1—2 «Новгородка», им. Челюскинцев в Донбассе, «Комсомолец» и «Полысаевская» в Кузбассе. Для ускорения подготовки новых горизонтов на многих шахтах проходят уклоны или слепые стволы.

К достоинствам варианта I относятся независимость работ по вскрытию нового горизонта от эксплуатационных работ и использование существующих стволов и горизонтальных выработок.

Вариант II — вскрытие нижнего горизонта производят проходкой нового ствола на промышленной площадке шахты и углубкой одного или двух действующих стволов (рис. 2.2, I, б).

Такая схема имеет широкое применение на крутых и наклонных пластах в Донецком и Кузнецком бассейнах. В зависимости от условий новый ствол может быть скиповым, клетевым, скипоклетевым. Действующие стволы после углубки могут менять

свое назначение. Такой вариант применяется, например, на шахте «Ноградская» в Кузбассе, где были пройдены новые скипоклетевой и вентиляционный стволы на промышленной площадке и углублен действующий клетевой ствол. Подготовка нового горизонта производилась через новые стволы с оборудованием временного клетевых и бадьевого подъемов. Аналогичный вариант вскрытия нижнего горизонта применяли в Донбассе на шахтах им. Румянцева, им. Артема, «Северная», «Красный Октябрь» и др.

Вариант III — вскрытие нижних горизонтов производится углубкой двух действующих стволов. Такая схема широко применяется на месторождениях с пологим и наклонным залеганием пластов (рис. 2.2,1,в).

В Кузбассе вскрытие нижних горизонтов углубкой трех действующих стволов производилось в Прокопьевско-Киселевском районе при разработке мощных крутых пластов на шахтах «Тайбинская», им. Вахрушева, «Киселевская», «Тырганская», «Прокопьевская» и др. На шахте «Тайбинская» углубка стволов производилась дважды. В обоих случаях для подготовки новых горизонтов был передан клетевой ствол, который углублялся первым. Вторым углублялся скиповой ствол, последним — породоуглубочный. Для проветривания проходили фланговые вентиляционные стволы. На шахтах «Прокопьевская» и «Киселевская» первым углублялся породоуглубочный ствол, затем скиповой и клетевой.

При этом варианте полностью используются существующие стволы, что уменьшает капитальные затраты на реконструкцию. Недостаток варианта — сложные и трудоемкие работы по углубке стволов. Вариант может применяться в случаях, когда для подготовки нового горизонта имеется возможность передать шахтостроителям один из эксплуатационных стволов, а существующие подъемные установки обеспечивают выдачу угля с нижних горизонтов.

Если по производственным условиям невозможно передать шахтостроителям один из эксплуатационных стволов, то углубка стволов производится с рабочего или углубочного горизонта.

2.4. ВСКРЫТИЕ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ НА ШАХТАХ С НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ

В угольной промышленности имеется много шахт, вскрытых наклонными стволами (рис. 2.2.11). Только в Донбассе таких шахт более 200. Примерно 90 % шахт имеют среднюю добычу не более 950 т/сут. Добыча угля шахтами с наклонными стволами производится в диапазоне глубин 150—850 м, средняя глубина порядка 400 м. Большинство шахт разрабатывают один пласт и несколько шахт — два-три. Шахтное поле вскрыто двумя-тремя наклонными стволами, оснащенными скиповым, конвейерным,

концевым и бесконечным подъемами. В производственной практике для вскрытия нижних горизонтов применяют следующие варианты.

Вскрытие нижних горизонтов при объединении нескольких шахт. В основу вскрытия закладываются следующие положения: оставшиеся запасы обрабатываются по единому календарному плану, отдельные наклонные стволы и уклоны объединяемых шахт погашаются или используются для вентиляции и вспомогательных целей, по простиранию шахты объединяются штреками, вкрест простирания — квершлагами, поверхностные сооружения на ликвидированных шахтах используют для других целей.

Вариант I — объединение производится на базе шахты, у которой один из существующих или вновь пройденный наклонный ствол оснащается ленточным конвейером для выдачи угля. Вскрытие нижнего горизонта производится углубкой существующих или проходкой нового наклонного ствола (рис. 2.2, I, а). В отдельных случаях на нижней границе проходят вентиляционный ствол.

Вариант II — на рабочий горизонт проходят один вертикальный ствол для выдачи угля и породы (рис. 2.2, I, б). Нижние горизонты вскрываются углубкой стволов или уклонами.

Вариант III — для обработки нижних горизонтов проходят два вертикальных ствола с новым поверхностным комплексом. Для вентиляции бремсберговой части используются наклонные стволы объединяемых шахт (рис. 2.2, I, в), в уклонной части проходят вертикальные вентиляционные стволы.

Вскрытие нижних горизонтов индивидуальных шахт производится по следующим вариантам (рис. 2.2, II):

углубкой наклонных стволов или уклонов без проведения вертикальных стволов (рис. 2.2, II, а). При необходимости по условиям подъема и вентиляции проходят новый наклонный ствол с установкой ленточного конвейера;

с помощью проходки вертикального ствола на рабочий горизонт, который используется для вентиляции, спуска и подъема людей, материала и оборудования (рис. 2.2, II, б). Наклонные стволы углубляются;

проходят вертикальный вентиляционный ствол на нижнюю границу шахтного поля (рис. 2.2, II, в). Наклонные стволы углубляют.

3. УГЛУБКА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

При реконструкции шахт (рудников) вопрос о проходке вертикальных стволов не рассматривается, так как она ничем не отличается от выполнения таких работ при новом строительстве.

При рассмотрении вопросов углубки вертикальных стволов

описываются только отличительные от проходки вертикальных стволов особенности некоторых проходческих процессов (буровзрывные работы, погрузка породы, возведение крепи, разработка сопрягающихся выработок, армирование).

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Углубка ствола — увеличение глубины действующего на шахте (рудника) ствола для вскрытия и в дальнейшем для эксплуатации новых нижележащих горизонтов.

В последние 10 лет в горнодобывающей промышленности ежегодно производят работы по углубке более 50 стволов (в угольной промышленности 23—26 стволов, в горнорудной — 25—30) с общим объемом углубки 2,5—3,75 км (в угольной промышленности 0,96—1,92 км, в горнорудной 0,9—2,25 км) (рис. 3.1).

В угольной промышленности основные работы по углубке стволов проводят в Донецком, Кузнецком, Карагандинском и Печорском бассейнах. В горнорудной промышленности основной объем углубочных работ выполняется в Кривбассе, где ежегодно углубляется 20—25 стволов с общим объемом до 1,5 км.

По сравнению с проходкой стволов углубка имеет ряд специфических условий, которые осложняют производство работ: углубка ствола производится на эксплуатационной шахте, что обуславливает необходимость подчинения (координации) углубочных работ режиму работ действующей шахты; малая протяженность углубки усложняет применение высокопроизводительного горнопроходческого оборудования для бурения шпуров, погрузки и

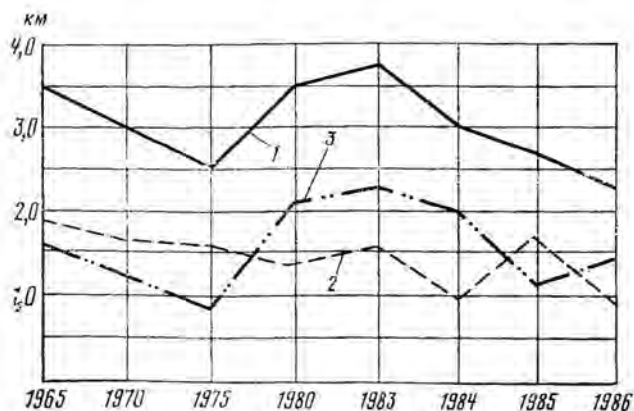


Рис. 3.1. Изменение объемов работ по углубке стволов по годам:

1 — всего; 2 — угольная промышленность; 3 — горнорудная промышленность

подъема породы; осложняются условия вентиляции, водоотлива, транспортирования породы, приготовления и спуска бетонной смеси, спуска и подъема людей, материалов и оборудования. При углубке стволов необходимо строить, а после углубки ликвидировать в отдельных случаях предохранительные устройства, проходить временные горные выработки для монтажа оборудования. По указанным причинам скорости углубки стволов в 2,5—3 раза, а производительность труда в 1,5—2 раза ниже этих показателей при проходке стволов. По длительности времени работы, связанные с углубкой стволов, занимают 30—50 % общего времени подготовки новых горизонтов.

Параметры углубляемых стволов. Диаметр углубляемых стволов, как правило, равен диаметру эксплуатационных стволов и изменяется от 5 до 8 м и с интервалами по диаметру через 0,5 м.

Шаг углубки, т. е. протяженность участка ствола, на которую он углубляется, обычно равен расстоянию по вертикали между горизонтами. На горнорудных месторождениях и на пологих пластах в угольной промышленности шаг углубки составляет 80—100 м, на месторождениях с крутым падением пластов шаг углубки достигает 150 м. На некоторых шахтах угольной промышленности, например на шахтах № 6 «Карбонит», «Дуванная-Южная», № 12, «Михайловская» в Донбассе, на шахтах № 29, 30 и 32 в ПО «Воркутауголь», стволы углублялись на 2—3 горизонта и шаг углубки составлял 250—413 м. В Кривбассе на шахте «Гвардейская» ствол «Новый» углублялся на 580 м (с гор. 552 до 1132 м).

Под термином «способ углубки» подразумевается направление перемещения забоя углубляемого ствола. Различают три способа углубки (рис. 3.2): сверху вниз — забой углубляемого ствола перемещается вниз; снизу вверх — забой перемещается вверх; комбинированный — сначала в углубляемой части ствола снизу вверх проходят восстающую выработку малого сечения, а затем сверху вниз эта выработка расширяется на полное сечение ствола. В производственной практике наибольшее распространение имеет способ углубки сверху вниз. Комбинированный способ начал применяться в последние годы и получает все большее распространение. Углубка ствола снизу вверх применяется редко.

Термин «схема углубки» характеризует место разгрузки породы из бадьи или место транспортирования породы при углубке ствола.

При углубке ствола сверху вниз в зависимости от места разгрузки породы из бадьи различают следующие схемы: I — разгрузка породы из бадьи производится на земной поверхности; II — разгрузка породы на рабочем горизонте; III — разгрузка породы на специальном углубочном горизонте.

При комбинированном способе углубки (схема IV) и углубке снизу вверх (схема V) порода из забоя ствола спускается на по-

Способы и схемы углубки

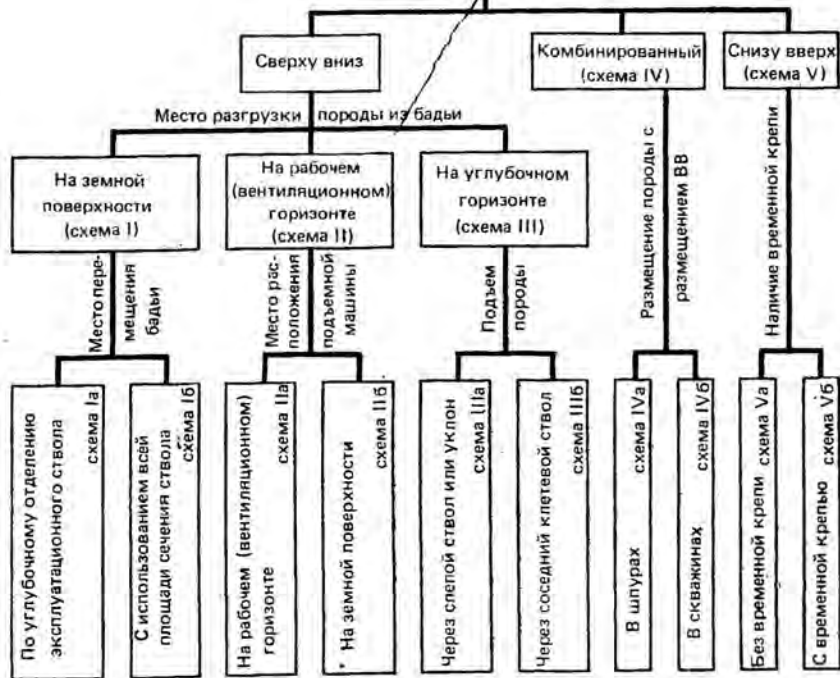


Рис. 3.2. Способы и схемы углубки вертикальных стволов

вый, подготовляемый горизонт, где она грузится в вагонетку и транспортируется на земную поверхность. Эти пять основных схем углубки в зависимости от технологических факторов имеют различные варианты (см. рис. 3.2).

Выбор способа и схемы углубки зависит от конкретных условий горнодобывающего предприятия и определяется сравнением вариантов. Предпочтение отдается варианту, при котором время и стоимость углубки наименьшие и нарушение эксплуатационного режима шахты (рудника) минимальное.

3.6. РАБОТЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА ПРИ УГЛУБКЕ СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ

Общие сведения. При углубке стволов различают три периода — подготовительный, основной и заключительный.

В подготовительный период производят строительные-монтажные работы, необходимые для углубки ствола: реконструкция (приспособление) постоянных зданий и сооружений (надшахтного здания, постоянного копра, постоянной подъемной машины), для целей углубки, проходка временных горных выработок, строи-

тельство предохранительных полков, оборудование проходческого бадьевого подъема, отшивка бадьевого подъема от отделения действующего стационарного подъема, монтаж горнопроходческого оборудования и др.

В основной период производятся непосредственная углубка ствола, проходка сопряжений и камер загрузочных устройств, армирование.

В заключительный период осуществляются ликвидация предохранительных полков, соединение армировки, демонтаж горнопроходческого оборудования, перепуск подъема с рабочего горизонта на новый.

Работам подготовительного периода предшествуют разработка проектно-сметной документации и решение организационных вопросов.

Проект углубки стволов является составной частью проекта вскрытия и подготовки нового горизонта, который составляется с учетом применения научно-технического прогресса и организационно-технических решений, обеспечивающих сокращение сроков и снижение стоимости вскрытия и подготовки нового горизонта.

В проект вскрытия и подготовки нового горизонта входят: сводный календарный план работ по месяцам; объемы горных, строительных и монтажных работ в физическом выражении и по укрупненным показателям; потребность в основных материалах и общешахтном оборудовании по месяцам; затраты на подготовительный период; объем капиталовложений по кварталам; сметная стоимость строительно-монтажных работ. Календарный график организации вскрытия и подготовки нового горизонта составляется с учетом плана горных работ и продолжительности строительства и является основой для дальнейшего проектирования.

Проект по углубке ствола разрабатывается с учетом работы эксплуатационной шахты. Сначала выбираются способ и схема углубки. В соответствии с выбранной схемой углубки определяется расположение проходческого оборудования, проектируются временные горные выработки, разрабатывается график организации работ и т. п.

Исходным материалом для разработки проекта организации работ по углубке ствола служат: генплан и стройгенплан шахты; план и разрез шахтных зданий; сведения об источниках обеспечения электроэнергией, теплом, водой и сжатым воздухом с указанием места присоединения к существующим сетям подрядной организации, которой будет поручено производство работ; горнотехнические и гидрогеологические условия углубки стволов; схема вскрытия нового горизонта; сечение углубляемого ствола с армировкой; продольный разрез углубляемой части ствола с отметками ярусов, расстрелов, посадочных и отбойных брусьев, рудничного станка в сопряжении; чертежи загрузочного устройства сопряжения ствола с околоствольным двором; планы околостволь-

ного двора рабочего и подготавливаемого горизонтов; схема вентиляции; прогнозы газоносности и выбросоопасности пересекаемых при углубке пластов; схемы постоянных подъемов; краткие сведения о режиме работы эксплуатационной шахты и др.

Проект углубки ствола состоит из пояснительной записки с технико-экономическими расчетами, чертежей, схем, технологических карт и смет. Пояснительная записка содержит следующие разделы: основные параметры углубляемого ствола и выбор технологической схемы углубки; работы подготовительного, основного и заключительно периодов.

В этих разделах отражаются следующие вопросы: способ и схема углубки; данные по условиям углубки (тип и количество проходческого оборудования и его размещение); временные здания, сооружения и горные выработки, необходимые для углубки; использование постоянных зданий; подъем, электроснабжение, обеспечение бетонной смесью и сжатым воздухом; освещение, сигнализация, вентиляция и средства борьбы с внезапными выбросами; водоотлив и транспортирование породы; предохранительное устройство, его сооружение и ликвидация; схемы и способы проходки технологического отхода и сопряжения; буровзрывные работы, погрузка породы и возведение постоянной крепи; расчет трудозатрат по горнопроходческим работам и график цикличности. К пояснительной записке прикладываются чертежи по указанным выше вопросам.

При углубке ствола по схеме I в подготовительный период производятся следующие работы: герметизация надшахтного здания; строительство здания и монтаж подъемной машины или приспособление существующей машины для бадьевого подъема; усиление постоянного копра; устройство фундаментов и монтаж проходческих лебедок; монтаж разгрузочного комплекса нулевой рамы, ляд с лебедками к ним; монтаж шкивов; отшивка бадьевого отделения, монтаж в стволе трубопроводов для подачи бетонной смеси, сжатого воздуха, водоотлива и вентиляции; устройство приспособления для подачи бетонной смеси; монтаж силовых и слаботочных кабелей; очистка зумпфа, проходка гезенка и строительство предохранительного устройства; проходка технологического отхода и монтаж в нем подвесного полка, призабойной опалубки и другого оборудования.

Герметизация надшахтного здания (при необходимости) производится с целью предотвратить нарушение схемы вентиляции. Для герметизации на нулевой отметке пристраивается шлюзовая камера сечением примерно 2×2 м и длиной не менее 13 м. Камера оборудуется по торцам воротами (шиберами). При спуске оборудования и материалов открываются наружные ворота, спускаемый материал завозится в камеру, наружные ворота закрываются, а внутренние открываются. Лоток (желоб), в который разгружается порода из бадьи, герметизируется двумя шиберами.

В копре монтируется разгрузочное устройство с лядами на нижней и верхней площадках. Открывание и закрывание ляд производится лебедками. На верхней приемной площадке порода разгружается из бадьи в лоток (желоб). С нижней приемной площадки осуществляется спуск и подъем людей, материалов и оборудования, прошедших шлюзовую камеру.

Над разгрузочным устройством монтируется подшивная площадка, на которой устанавливаются шкивы для направляющих канатов, подвески полка, ставов труб, спасательной лестницы и кабелей. При установке шкивов на копер возникает дополнительная нагрузка. Производится усиление копра. Если позволяют условия, то часть шкивов размещают на нулевой раме. При использовании для углубки ствола постоянной подъемной машины она переоборудуется для бадьевого подъема.

Если нет возможности использовать постоянную подъемную машину, то применяется передвижная подъемная установка или строится здание и монтируется временная подъемная машина. Расчет бадьевого подъема производится по формулам расчета подъема при проходке стволов. При углубке стволов часто применяются подъемные машины Ц-2×1,5; Ц-2,5×2; Ц-3×2,2; 2Ц-2×1,1, с самопрокидными бадьями вместимостью 1; 1,5; 2 м³. Целесообразно применять передвижные подъемные машины ППМ-2×1; 5АЦ; МПП-6,3; МПП-2,5×2А. Проходческие лебедки монтируются около копра на свободной площадке. Тип и число проходческих лебедок определяются расчетом в зависимости от их назначения и глубины ствола. Варианты размещения лебедок даны на рис. 3.10. Целесообразно применять передвижные проходческие лебедки типа ПЛПЭ-10АМ; ПЛП-18Б; ПЛПЭ-5А, а ставы труб сжатого воздуха, вентиляции и спуска бетонной смеси подвешивать на расстрелах и бетонной крепи.

Бадьевое отделение должно быть изолировано от отделения, по которому перемещаются клетки и скипы. Изоляция бадьевого отделения производится следующим образом. К расстрелам хомутами прикрепляются брусья сечением 20×20 см. К брусьям гвоздями прибиваются щиты из досок толщиной 40 мм. Длина щитов равна расстоянию между расстрелами. Иногда отшивка бадьевого отделения производится металлическим листом.

После монтажа оборудования углубочного подъема, отшивки бадьевого отделения и монтажа в стволе ставов труб производятся устройство предохранительного сооружения (целика) и проходка технологического отхода.

При углубке стволов по схеме II работы подготовительного периода проводят в два этапа. На первом этапе на рабочем горизонте проходят временные выработки (камеры), в которых монтируют углубочную подъемную машину, проходческие тихоходные лебедки, вентилятор, бетономешалку и другое оборудование.

Объем камер для машин Ц-1,2×1 и 2Ц-1,6×1,2 равен соответ-

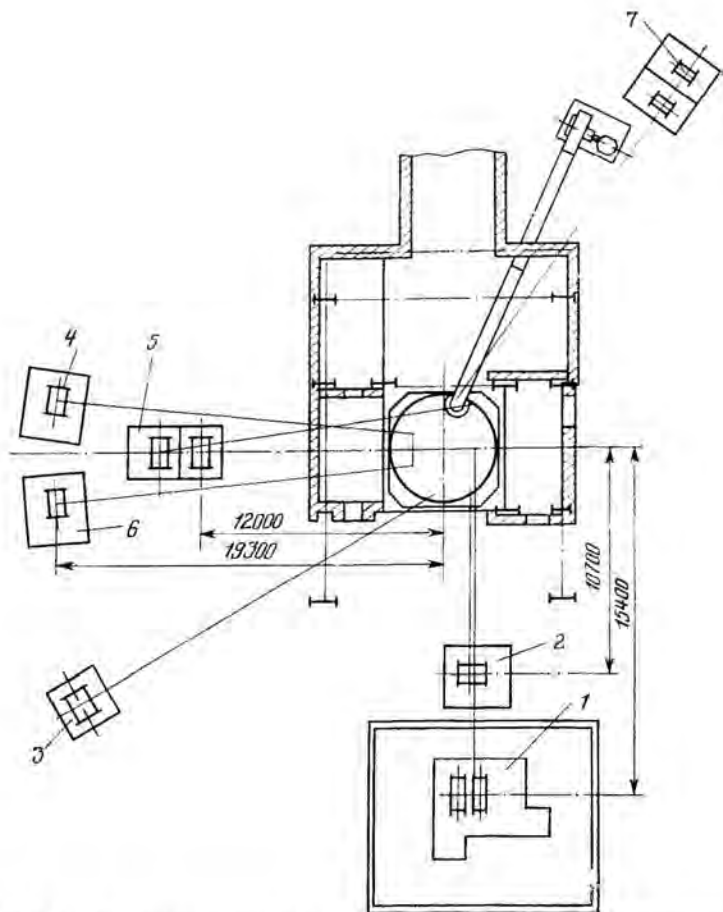


Рис. 3.10. Схема расположения лебедок при углубке стволов по схеме I:

1 — подъемная машина; 2, 3, 4, 5, 6 и 7 — проходческие тихоходные лебедки для подвески соответственно полка, спасательной лестницы, опалубки, кабеля взрывания, освещения и направляющих канатов

стенно 85 и 180 м³ в свету, канатного ходка — 50—120 м³, камер тихоходных лебедок 30—100 м³. Суммарный объем камер 350—650 м³. Примеры расположения камер даны на рис. 3.11. Для уменьшения количества и объема камер целесообразно подъемную машину, часть тихоходных лебедок размещать на земной поверхности или в сопряжении на вентиляционном горизонте и применять специальные углубочные тихоходные лебедки ЛПП и ЛППР с пневматическими двигателями, со статическим натяжением каната соответственно 49,1 и 19,6 кН и канатоемкостью барабана 300 м, а также лебедки 2ЛПЭ с электрическим приводом

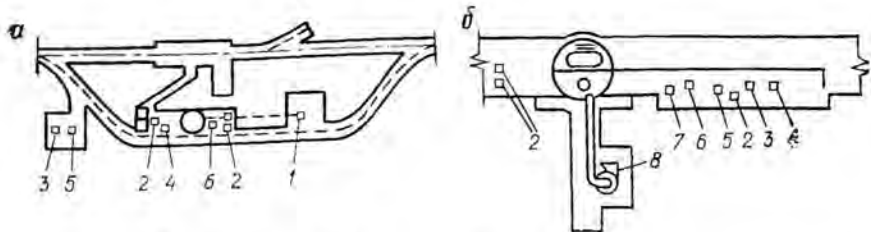


Рис. 3.11. Схема расположения лебедок на рабочем горизонте:

a — в сопряжении; *б* — с расширением откачной выработки; *в* — в камерах (нишах):

1 — подъемная машина; 2, 3, 4, 5, 6 и 7 — лебедки для подвески опалубки, подвесного полка, направляющих канатов, спасательной лестницы, взрывного кабеля, освещения и сигнализации; 8 — вентилятор

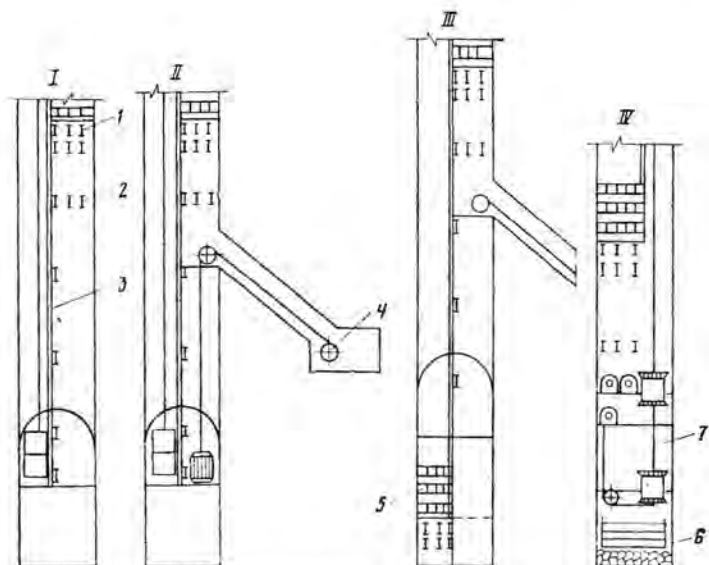
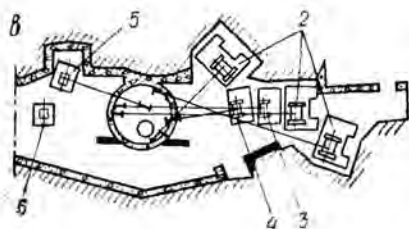


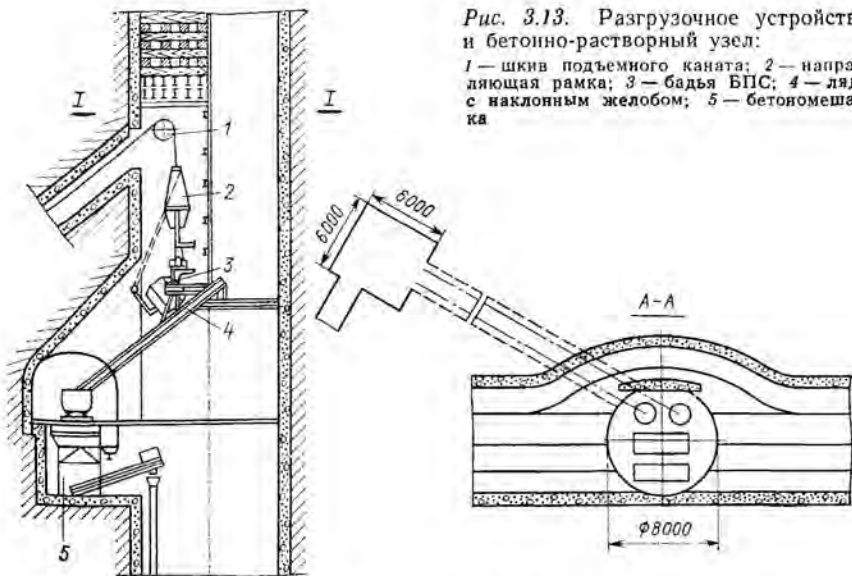
Рис. 3.12. Последовательность работ подготовительного периода при углубке ствола по схеме II:

Фазы: I — строительство предохранительного полка, подшивной площадки, отшивки бадьевого отделения; II — проходка временных горных выработок и монтаж оборудования; III — строительство нижнего предохранительного полка; IV — проходка технологического отхода и монтаж оборудования в стволе;

1 — верхний предохранительный полок; 2 — подшивная площадка; 3 — отшивка бадьевого отделения; 4 — подъемная машина; 5 — нижний предохранительный полок; 6 — призабойная опалубка; 7 — подвесной полок

Рис. 3.13. Разгрузочное устройство и бетоно-растворный узел:

1 — шкив подъемного каната; 2 — направляющая рамка; 3 — бадья БПС; 4 — ляды с наклонным желобом; 5 — бетономешалка



со статическим натяжением каната 98,1 кН и канатоемкостью барабана 600 м.

В стволе строят верхний предохранительный полок над бадьевым отделением и полки для установки шкивов, отшивают бадьевое отделение (рис. 3.12, фазы I и II), устанавливают нулевую раму и на ней монтируют разгрузочный станок (рис. 3.13).

Для сокращения продолжительности подготовительного периода работы в стволе и на рабочем горизонте следует максимально совмещать. По окончании оснащения углубочного подъема приступают к работам второго этапа: производят чистку зумпфа, сооружают нижний предохранительный полок (рис. 3.12, фаза III) под эксплуатационным подъемом, проходят технологический отход (фаза IV), в котором монтируют подвесной полок, направляющие канаты, погрузочную машину, спасательную лестницу, ставы труб, связь и сигнализацию.

Общее время подготовительных работ при углубке ствола по схеме II зависит от объема работ по проходке камер, интенсивности работ и изменяется от 6 до 9 мес, а на некоторых шахтах больше.

Углубка стволов по схеме III отличается большим объемом работ подготовительного периода. Работы подготовительного периода при этой схеме можно разделить на четыре этапа.

I этап — вскрытие углубочного горизонта. Для подъема породы, спуска и подъема людей, материала и оборудования углубочный горизонт должен быть соединен с рабочим горизонтом. Вскрытие углубочного горизонта производят проходкой слепого ствола

и горизонтальной подходящей к стволу выработкой (см. рис. 3.6,а) или проходкой наклонного ствола (см. рис. 3.6,б). На отдельных шахтах, где осуществлена предварительная углубка клетового ствола, вскрытие углубочного горизонта производят проведением горизонтальной выработки от клетового ствола к углубляемому стволу. Слепой ствол и уклоны оснащаются соответствующими им подъемами. Одновременно проходят выработку для вентиляции.

II этап — проведение горных выработок на углубочном горизонте. К этим выработкам относятся камера подъемной машины, канатный ходок, камеры для размещения проходческих тихоходных лебедок и бетономешалки. Производится монтаж соответствующего оборудования.

III этап — проведение копровой части вертикальной выработки выше углубочного горизонта, в которой размещаются шкивы, разгрузочное устройство, иногда малые лебедки. Диаметр копровой части равен диаметру ствола, высота 15—20 м. Проходка копровой части производится в следующей последовательности: сначала проходится восстающая (рис. 3.14, фаза I) до нижней кромки породного целика, затем восстающая расширяется на полное сечение ствола и под породным целиком устанавливаются двутавровые балки (фаза II). Проходится вентиляционная сбойка (скважина) с рабочим горизонтом.

Далее восстающую сверху вниз расширяют на полное сечение ствола до углубочного горизонта, а затем снизу вверх возводят бетонную крепь (фаза III). Крепь возводят с применением деревянной опалубки. При возведении крепи устанавливают балки и настил подшкивных полков. Подъем бетонной смеси осуществляется в бадьях углубочным подъемом. После возведения крепи

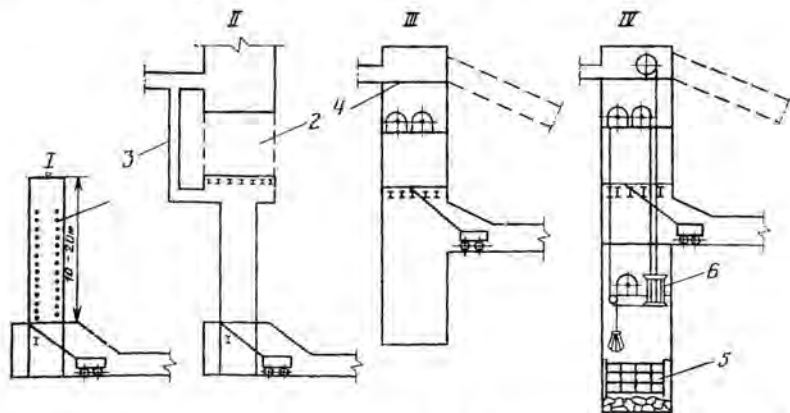


Рис. 3.14. Схема проходки копровой части углубляемого ствола по фазам I-IV: 1 — восстающая; 2 — породный целик; 3 — вентиляционная сбойка (скважина); 4 — подшкивная площадка; 5 — опалубка; 6 — подвесной полк

производят углубку ствола на 3—5 м, устанавливают нулевую раму, монтируют разгрузочный полок и призабойную металлическую опалубку.

IV этап — проходка технологического отхода и монтаж оборудования в стволе (фаза IV). Глубина технологического отхода 18—25 м, и в нем монтируются подвесной полок, ставы труб, спасательная лестница, связь и сигнализация. После этих работ начинается непосредственно углубка ствола.

Время подготовительных работ при углубке ствола по схеме III — 16—20 мес и более.

Заканчивая рассмотрение работ подготовительного периода, необходимо отметить, что организация и интенсивность работ подготовки ствола к углубке в значительной степени определяют конечные результаты — сроки углубки. Даже при низких скоростях углубки (15—20 м/мес) и шаге углубки 50—100 м время непосредственно углубки составляет 4—6 мес. Фактически же время углубки ствола в этих условиях — 1,5—2 года. Решая вопрос о сокращении времени углубки стволов и связанной с этим подготовке новых горизонтов, необходимо прежде всего сокращать время проведения подготовительных работ.

Технологический отход — это верхний участок углубляемой части ствола, в котором размещаются предохранительный целик или полок и оборудование, необходимое для дальнейшей углубки ствола. Диаметр технологического отхода равен диаметру ствола. Длина складывается из высоты предохранительного устройства и горнопроходческого оборудования с условием, чтобы это оборудование не было повреждено при взрыве породы. Минимальная длина технологического отхода

$$h_0 = h_n + h_d + h_{пп} + h_b,$$

где h_n — высота предохранительного устройства — породного целика или полка, м; h_d — расстояние от нижней кромки предохранительного устройства до подвесного полка, м; $h_{пп}$ — высота подвесного полка, м; h_b — минимальное безопасное расстояние от забоя до полка, при котором во время взрыва не происходит повреждения полка, равное 15—18 м.

Обычно общая высота технологического отхода изменяется в пределах 25—30 м, иногда больше.

Работы по проходке технологического отхода производятся после окончания монтажа углубочного подъема и сооружения породного целика или предохранительного полка. Сначала ствол углубляют на 3—5 м. Буровзрывные работы в это время осуществляют с максимальной предосторожностью, чтобы не нарушить предохранительного устройства. Шпуров глубиной 1,0—1,5 м с малой величиной заряда взрывчатого вещества. На этом участке монтируют призабойную металлическую опалубку и погрузочную машину КС-3. Затем ствол углубляют на полную глубину техно-

логического отхода. Порода грузят машиной КС-3. Бетонная крепь возводится с использованием призабойной опалубки. В технологическом отходе монтируются подвесной двухэтажный полук, спасательная лестница, ставы труб сжатого воздуха, бетонопровод, связь и сигнализация. По окончании указанных работ начинается непосредственно углубка ствола.

Работы по проходке технологического отхода трудоемки, для них характерна большая доля ручного труда. При углубке стволов по схемам I и II время проходки технологического отхода в значительной степени зависит от режима работы эксплуатационного подъема — сколько часов в сутки выделяется на сооружение предохранительного устройства и подъема породы.

В целях сокращения времени проходки технологического отхода, а следовательно, общего времени подготовительного периода на некоторых шахтах (рудниках) проходка технологического отхода производится заранее. Сущность этого варианта заключается в следующем. После окончания углубки ствола до проектной отметки (на полный шаг) производятся работы по сооружению предохранительного устройства и углубке ствола на 25—30 м ниже подготовляемого горизонта, т. е. для последующей углубки. Достоинства этого варианта: проходка технологического отхода не зависит от работы эксплуатационного подъема; выполняется рабочими, освоившими специфику углубочных работ; имеется возможность заблаговременного монтажа оборудования.

Предварительная проходка технологического отхода целесообразна на шахтах (рудниках), где предусмотрено несколько углубок стволов.

3.9. ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ УСТРОЙСТВА

Согласно ПБ, забой углубляемого ствола должен быть изолирован от действующих подъемов рабочего горизонта предохранительным устройством. Строительство предохранительных устройств является трудоемкой, дорогостоящей работой и занимает 50—90% подготовительного времени к углубке ствола. На отдельные конструкции предохранительных устройств расходуется до 200 т металла, более 100 м³ леса, их стоимость достигает 100 тыс. руб. и более.

В зависимости от вида основного материала предохранительные устройства разделяются на естественные (породные целики) и искусственные (предохранительные полки).

3.9.1. Породные целики

Породные целики представляют собой массив породы (рис. 3.28), который перекрывает сечение ствола. Верхняя грань целика покрывается бетоном и обычно служит водосборником. Нижняя грань целика бывает плоская или сферическая. При плоской нижней грани (рис. 3.28,а) устраивают сплошной настил из двутавровых балок. Пространство между двутавровыми балками и целиком заполняется накатником из бревен. Настил исключает падение в забой углубляемого ствола отслоившихся кусков породы и усиливает грузонесущую способность целика.

При сферической форме (рис. 3.28,б) нижней грани в виде полого параболоида горизонтальные напряжения в целике снижаются до минимума, а осевые имеют нулевые значения. При такой форме нижняя грань может быть закреплена анкерами с металлической сеткой и набрызгбетоном.

Предохранительные целики бывают двух типов — перекрывающие все сечение ствола (рис. 3.28,а, б) или перекрывающие часть ствола (рис. 3.28,в). Породные целики, перекрывающие все сечение ствола, применяют при углубке стволов по схемам III и IV. При углубке ствола по схеме I в породных целиках устраивают проемы для бадьевого отделения или применяют целики, перекрывающие часть сечения ствола. Бадьевого проем имеет форму сегмента, прямоугольника или круглую (рис. 3.29). Место расположения бадьевого проема зависит от расположения в сечении ствола отделения углубочного подъема. Делать бадьевого проем площадью поперечного сечения более 5—7 м² не рекомендуется. При больших сечениях бадьевого проема возрастают напряжения

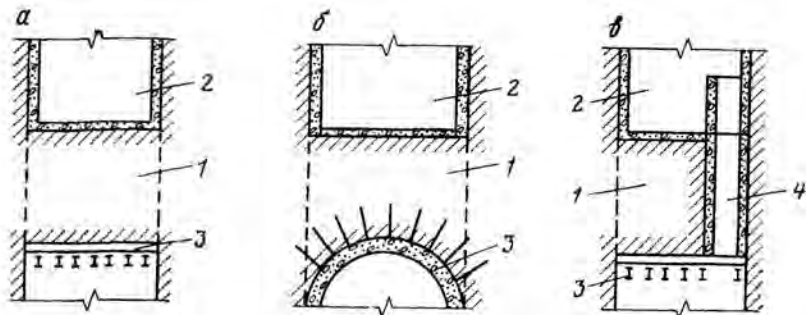


Рис. 3.28. Конструкция породных целиков:

a — сплошной с плоской нижней гранью; *б* — сплошной со сферической нижней гранью; *в* — с бадьевым проемом; *г* — с бадьевым отделением; *1* — породный целик; *2* — существующий ствол; *3* — настил из двухтавровых балок; *4* — бадьевое отделение

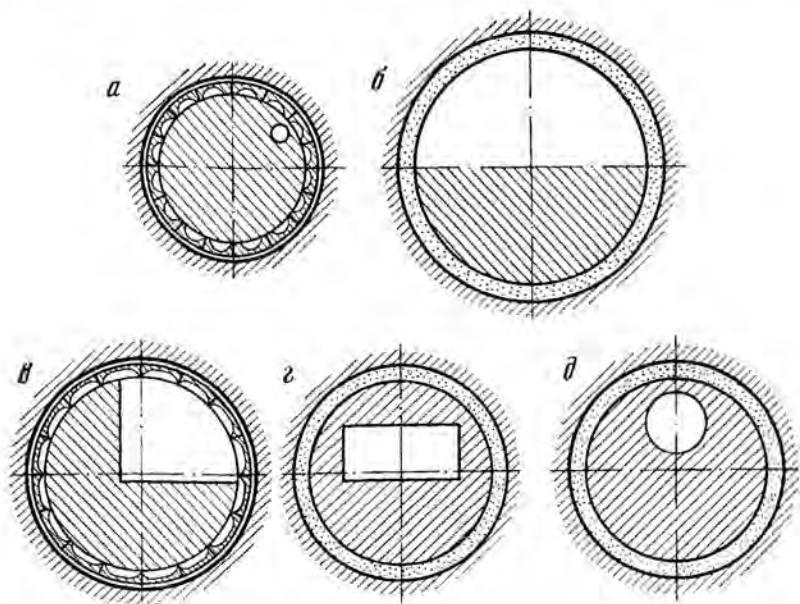


Рис. 3.29. Породные целики:

a — сплошной с вентиляционной скважиной; *б* — перекрывающий часть ствола; *в* — с сегментным проемом; *г* — с прямоугольным проемом; *д* — с круглым проемом

в целике. Бадьевого проем крепят железобетоном, деревом, редко — анкерами. Крезь бадьевого проема должна быть выше уровня воды, собирающейся над породным целиком. В случаях, если породный целик перекрывает половину или близкую к ней часть сечения ствола, по обнаженной вертикальной стороне целика и над целиком устраивается вертикальная стена из двутавровых

балок, уложенных через 0,5—0,7 м, которая обшивается с внутренней стороны листовой сталью толщиной 8—10 мм.

Породные целики проводят в крепких ($f > 5-6$), монолитных, не склонных к внезапным выбросам и размоканию породах. Нельзя располагать породные целики в слабых и крепких, но трещиноватых, слоистых, склонных к внезапным выбросам и размоканию породах, а также в массивах, состоящих из нескольких видов пород.

В этих условиях должны строиться предохранительные полки.

В производственной практике в зависимости от крепости пород, массы подъемного сосуда и глубины расположения породного целика его высота принимается равной от одного до двух диаметров ствола в свету. Так, например, на 15 углубляемых стволах в Донбассе и Кривом Роге диаметром 6—6,5 м в свету при глубине углубки до 500 м в породах с $f = 5-6$ (на четырех стволах $f = 10-14$) при массе подъемного сосуда 8—13 т высота породных сплошных и перекрывающих часть ствола целиков была 10 м и только на двух стволах 8—9 м.

По данным [24], из 89 углубляемых стволов в Донбассе, Кузбассе, на Урале и в Кривом Роге 55 стволов (62%) имели породные целики в том числе 38 стволов (43%) — целики под частью ствола, 17 стволов (19%) — сплошные целики. Наибольшее распространение породные целики имеют в Донбассе, где из 49 углубляемых стволов породные целики были на 34 стволах (70%). В горнорудной промышленности из 23 углубляемых стволов породные целики были на 14 стволах (60%).

Основные достоинства породных целиков по сравнению с предохранительными полками — меньшие затраты (на строительство и ликвидацию) времени, средств, труда и материала (металлические балки, лес); недостаток — ограниченная по крепости пород область применения.

Предохранительные породные целики должны применяться везде, где позволяют горно-геологические условия.

Способ строительства породных целиков зависит от схемы углубки, организации подготовительных работ, наличия около углубляемого ствола вертикальных выработок, пройденных до нового горизонта, и других факторов.

При углубке ствола по схеме I с разгрузкой бадьи на земной поверхности породный целик сооружается через бадьевое отделение или через горизонтальную подходную выработку.

При строительстве целика через бадьевое отделение в стволе должны быть закончены работы по монтажу углубочного подъема, т. е. смонтирована или приспособлена подъемная машина, отшито углубочное отделение и навешаны направляющие канаты для бадьи и т. п. Непосредственно работы по строительству породного целика проводятся в следующей последовательности: из зумпфа откачивают воду, убирают ил и возводят вертикальную

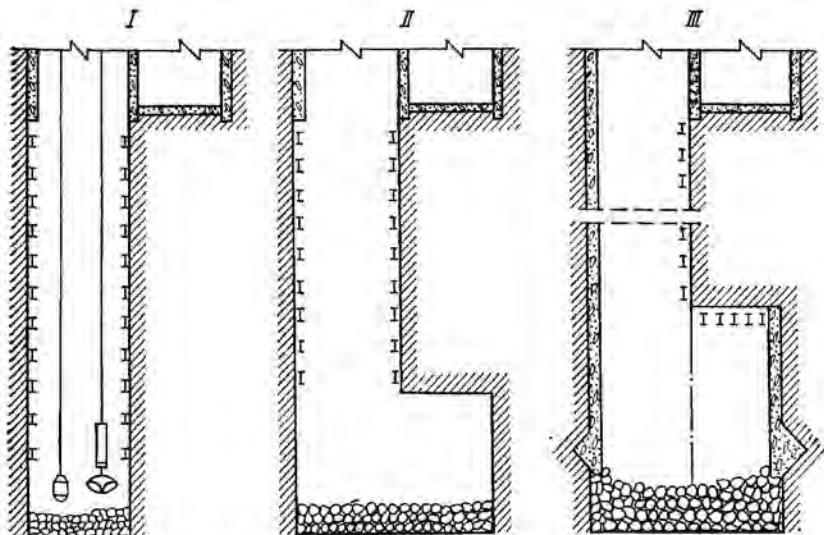


Рис. 3.30. Последовательность работ по строительству породного целика через бадьевого проем по фазам I—III

стенку, проходят бадьевое отделение на 2,5—3 м глубже нижнего торца целика (рис. 3.30, фаза I); из бадьевого отделения в сечении ствола проходят горизонтальную выработку размером 2,0××2,5 м (фаза II). Кровля этой выработки совпадает с нижним торцом целика; производится выемка породы под целиком по всему сечению ствола. После выемки породы устанавливаются двутавровые балки и укладывается деревянный настил между балками и целиком (фаза III).

Достоинства сооружения породного целика через бадьевого проем: исключается проходка вспомогательных горных выработок; упрощается подъем породы и спуск материалов. Главный недостаток этого способа — сооружение предохранительного целика лежит на критическом пути общего комплекса работ, что удлиняет время углубки ствола.

В случаях, когда для углубочного подъема используется одно из отделений эксплуатационного подъема, демонтаж этого подъема производится раньше на время сооружения целика, что ухудшает эксплуатационный режим шахты.

Строительство предохранительного целика через горизонтальную выработку производится следующим образом. От ранее пройденной вертикальной выработки I (рис. 3.31) к углубляемому стволу проходят горизонтальную выработку 2. Вертикальной выработкой может быть ранее углубленный клетевой ствол, слепой ствол, пройденный вблизи углубляемого ствола для проходки гор-

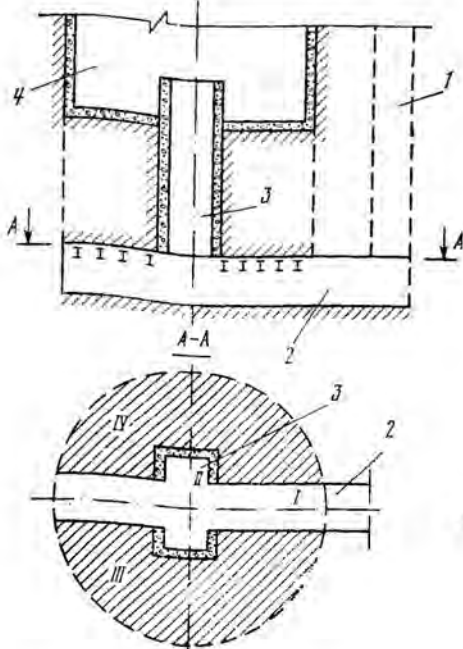
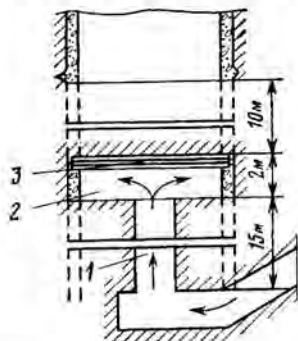


Рис. 3.31. Схема возведения породного целика через подводящую выработку:

I, II, III, IV — последовательность выемки породы

Рис. 3.32. Схема возведения породного целика при углубке ствола по схеме III



ных выработок на новом горизонте, и др. В отдельных случаях проходят уклон. Горизонтальную выработку сечением $2,0 \times 2,5$ м проходят по сечению ствола. Кровля этой выработки совпадает с нижним торцом целика. Из горизонтальной выработки проходят бадьевое отделение 3 до зумпфа 4, а затем производят выемку породы по всему сечению ствола с дальнейшей установкой двутавровых балок. Разрушенную породу грузят вручную в вагонетки, по горизонтальной и вертикальной выработкам выдают на рабочий горизонт и далее — на земную поверхность. Материал спускается с рабочего горизонта.

Главное достоинство этого способа — работы по строительству породного целика производят параллельно и независимо от оснащения углубленного подъема, что сокращает время подготовительных к углубке ствола работ в 1,5—2,0 раза. Недостаток — необходимо проходить вспомогательные выработки, осложняется подъем породы и спуск материалов.

При углубке ствола по схеме III с разгрузкой породы на углубочном горизонте строят сплошной породный целик. После проходки выработок углубочного горизонта из горизонтальной выработки в центре ствола проходят восстающую выработку 1 (рис. 3.32). Под нижним торцом целика восстающая расширяется на полное сечение ствола 2.

Разрушенная порода спускается по восстанавливаемой в горизонтальную выработку, где она грузится в вагонетки. После выемки породы на все сечение под целиком устанавливают двутавровые балки и укладывают деревянный настил 3. Затем сверху вниз производится выемка породы в подкопровой части ствола, т. е. от целика до нулевой рамы. При выемке породы возводят временную крепь — швеллерные кольца или анкеры. Затем снизу вверх возводят бетонную крепь с одновременным устройством подшивных полков.

Строительство предохранительных целиков при углубке стволов по схеме IV производят таким же способом. Разница заключается в том, что в данном случае восстающую проходят с нового горизонта.

При всех способах строительство породного целика, разрушение породы под целиком и проходку бадьевого отделения должны производить с максимальной предосторожностью, не нарушая цельности массива целика и вмещающих пород. Следует применять взрывчатые вещества с малой работоспособностью в патронах диаметром 32—36 мм, в шпурах глубиной 1,0—1,3 м. Обнаженный торец целика должен крепиться металлическими анкерами длиной 1,2—1,5 м, устанавливаемыми по сетке от 0,7×0,7 до 1×1 м. Проветривание осуществляется вентилятором, установленным на свежей струе рабочего горизонта. Став вентиляционных труб прокладывается по вспомогательным выработкам.

Ликвидацию (разборку) предохранительного полка или породного целика разрешается производить только после окончания углубки и проведения необходимого объема горнопроходческих работ на горизонте углубочными средствами, а также после окончания армирования вновь пройденной части ствола. Ликвидация породных целиков производится несколькими способами в зависимости от схемы углубки и конструкции целика.

Первый способ — сверху вниз слоями высотой 1,0—1,2 м. Бурение шпуров производится ручными перфораторами. Погрузка породы в бадью осуществляется машиной КС-3. Грузовые бадьи углубочным подъемом поднимаются на земную поверхность. При этом способе необходима длительная остановка эксплуатационного подъема, поэтому он применяется редко.

Второй способ — сверху вниз со спуском породы вниз на капитальный полук, который сооружается на 3—4 м ниже породного целика (рис. 3.33). Для разрушения породы в верхней части целика бурят комплект шпуров глубиной 1,8—2,2 м. Взорванная порода через бадью проем или через специально пройденный для этих целей гезенк спускается вниз на полук. На полке порода машиной ППН-1 грузится в вагонетки или в бадьи и поднимается на рабочий горизонт. Затем в аналогичном порядке производятся разрушение и погрузка последующих слоев. Для сокращения времени и трудоемкости работ по спуску породы на неко-

торых шахтах применяю почвоуступную или наклонную форму забоя. При этом способе сокращаются время простоя эксплуатационного подъема и трудоемкость уборки породы.

Так, например, на скипоклетевом стволе шахты им. В. И. Ленина (Кривбасс) при ликвидации целика по этому способу 96 шпуров глубиной 2,8 м девять проходчиков перфораторами ПР-22 бурили в течение одной смены. Взрывание зарядов шпуров производилось в четыре серии. Наличие гезенка позволило увеличить киш до 0,98. Взорванная порода спускалась через гезенк на полок, где она грузилась в течение 2 смен. Полное разрушение целика было произведено за 13 смен. Эксплуатационный подъем останавливался только на время взрыва. Данный способ особенно эффективен, если подходящая выработка проходится заранее для устройства породного целика.

Третий способ — ликвидация целиков с помощью скважин диаметром 65 мм, пробуренных на всю толщину целика. Все скважины заряжаются и взрываются одновременно. Разрушенная порода падает на капитальный полок, где она грузится в вагонетки или в бадьи и выдается на промежуточный рабочий горизонт.

Достоинства этого способа: сокращается время простоя эксплуатационного подъема, погрузка породы механизирована. Недостаток — громоздкая конструкция капитального полка.

Пример применения этого способа — ликвидация породного целика на рудовыдающем стволе шахты им. Фрунзе (Кривбасс). Ствол диаметром 8,1 м вчерне и 7,5 м в свету был углублен с гор. 650 м для подготовки гор. 755 и 835 м. Породный целик имел высоту 7 м и устроен в амфиболитах с $f=15\div 18$. Для разрушения породного целика с нижнего полка перфораторами ПТ-36 снизу вверх было пробурено 42 шпура диаметром 65 мм и глубиной 6,7 м (недобур 30 см). Шпуры заряжали аммонитом № 6ЖВ. Конструкция заряда — рассредоточенная: между патронами ВВ укладывали деревянные прокладки — фальшпатроны. По всей длине шпура прокладывали детонирующий шнур. Масса заряда в шпуре: в отбойном — 8,1 кг, в оконтуривающем — 6,3 кг. Общая масса ВВ — 308 кг. Породный целик объемом 312 м³, об-

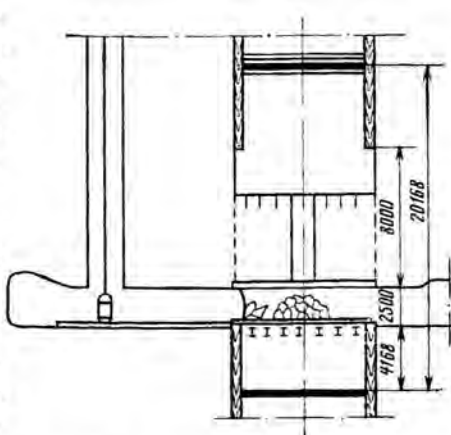


Рис. 3.33. Схема ликвидации породного целика со спуском породы через бадьювой проем

щей массой 850 т разрушался разделяло: сначала — отбойные шпурь с интервалом замедления между взрывами отдельных шпуров 0,25 с; в последнюю очередь взрывались периферийные шпурь в один прием с сериями замедления между шпурями 0,025 с. Разрушенная порода падала на капитальный полук, машиной КС-3 ее грузили в бадьи вместимостью 1 м³ и выдавали на гор. 650 м.

Участок пройденного ствола крепили снизу вверх с применением деревянной опалубки. Бетонную смесь спускали по трубам.

Расчет предохранительных целиков. Предохранительные устройства рассчитываются [28]:

для клетевых подъемов, снабженных парашютами с тормозными канатами или с многоканатной подвеской клетей с числом головных канатов 4 и более — на падение вагонеток, размещенных в клетки с увеличением массы вагонеток на 1/2 массы груза, размещенного в вагонетке;

для скиповых подъемов с многоканатной подвеской с числом канатов 4 и более на падение массы угля (породы), равной 1/2 массы груза скипа;

во всех остальных случаях — на падение груженого сосуда.

При расчете несущей способности предохранительного целика определяют:

состав и состояние горных пород в месте предполагаемого строительства целика. Для определения физико-механических свойств пород используются данные бурения разведочных скважин и при необходимости осуществляется бурение дополнительных скважин в стенках ствола под углом 45° к горизонту;

физико-механические свойства пород целика; размеры целика и перекрытия поддерживающего его снизу.

На основе лабораторных исследований физико-механических свойств пород целика строится паспорт прочности породы. Предельные касательные напряжения определяются из паспорта как предельные касательные напряжения при чистом сдвиге. Определяются потери кинетической энергии при падении подъемного сосуда. ВНИИОМШСом составлен график зависимости величины скорости падения подъемных сосудов от высоты их падения.

Перемещение

$$U = \sqrt{2,4L_n T_0 (1 - \eta_0) E_{\perp} + 2v_{\perp \parallel} E_{\parallel} / (E_{\parallel} E_{\perp} h_{\alpha} l_{\alpha})},$$

где η_0 — к. п. д. удара,

$$\eta_0 = P_1 (P_1 + P_0) g^{-1},$$

где P_0 — масса сосуда, т; P_1 — масса предохранительного целика, т.

Расчет балок перекрытия производится с учетом пластических деформаций по формуле

$$Q_0' = 4W_{\pi} \sigma_T l^{-1},$$

где $Q\sigma'$ — сосредоточенная сила, действующая на одну балку, кН; W_n — статический момент полусечения двутавра, m^3 ; σ_T — предел текучести стали, кПа; l — пролет балки, м.

По данным ВНИИОМШСа, целик разрушается с образованием полости в форме неправильной усеченной пирамиды, нижнее основание которой повторяет нижнюю грань целика, а верхнее — площадку контакта подъемного сосуда и верхней грани. Над поверхностью целика между углублением и эксплуатационным отделением устанавливается вертикальная стенка из двутавровых балок высотой

$$h_{в.с} = h_c + 0,01H_0,$$

где $h_{в.с}$ — высота стенки, м; h_c — высота подъемного сосуда, м; H_0 — глубина ствола до целика, м.

Расстояние по вертикали между осями соседних балок принимается не более 0,7 м. Для ударника массой до 10 т принимаются балки № 30, от 10 до 15 т — № 40, от 15 до 20 т — № 45. Внутренняя сторона стенки обшивается металлическим листом толщиной 10—12 мм.

Энергия удара

$$T_0 = 9,81 P_0 H,$$

где P_0 — масса подъемного сосуда, т; H — приведенная высота падения подъемного сосуда, м;

$$H = 0,5v_n g^{-1},$$

где v_n — определенная по графику истинная скорость падения сосуда, м/с; g — ускорение свободного падения, равное $9,81 \text{ м/с}^2$.

При расчете породного целика касательные напряжения по наиболее опасному сечению целика, вызываемые ударом подъемного сосуда, определяются из условия

$$\tau_p = 0,167R_d (h_{ц} l_{ц})^{-1},$$

где τ_p — расчетные касательные напряжения, кПа; R_d — расчетное значение силы, воздействующей на целик, кН; $h_{ц}$ — высота целика, м; $l_{ц}$ — периметр наиболее опасного сечения, м.

За наиболее опасное сечение принимается боковая поверхность прямоугольного параллелепипеда, верхняя грань которого является поверхностью контакта подъемного сосуда и целика.

Условие прочности

$$\tau < [\tau] = 0,167\tau_{пред.}$$

Динамическая сила воздействия на целик по наиболее опасному сечению

$$R_d = E_{\parallel} E_{\perp} h_{ц} l_{ц} U / [(E_{\perp} + 2\nu_{\perp\parallel} E_{\parallel}) L_{н} \gamma],$$

где E_{\parallel} , E_{\perp} — модули упругости соответственно параллельно и перпендикулярно к слоистости, кПа; $\nu_{\perp\parallel}$ — отношение деформации в направлении, перпендикулярном к слоистости, к деформации

ции в направлении, параллельном слоистости при сжатии в направлении, параллельном слоистости; $L_n = 0,67L_{ц}$ — приведенная высота сегмента целлика, м (для целиков, занимающих все сечение ствола, $L_n = 0,33L_{ц}$); U — перемещение целика по данному сечению от динамического усилия упавшего подъемного сосуда, м; γ — коэффициент, равный 1,2.

3.9.2. Предохранительные полки

Предохранительные полки являются искусственным предохранительным устройством, сооружаемым в стволе из металлоконструкций, бетона, дерева и других материалов.

Предохранительные полки, как и породные целики, бывают сплошные, перекрывающие все сечение ствола, и полки, перекрывающие часть ствола. Сплошные предохранительные устройства применяют при углубке ствола по схемам I, III и IV в случаях, когда невозможно использовать породный целик. Предохранительные полки, перекрывающие часть ствола, применяют при углубке ствола по схеме II. При этом сооружают два полка: один — над подшивной площадкой углубочного подъема, другой — под эксплуатационным подъемом, ниже зумпфа.

Предохранительные полки бывают водопропускающие и водособирающие (зумпф-полки), одноэтажные и двухэтажные, сплошные балочные и в виде ферм, стационарные и сборно-разборные.

Стационарные, горизонтальные, водопропускающие, балочные полки, перекрывающие половину сечения ствола, состоят (рис. 3.34, а) из одного, двух и реже — больше рядов двухтавровых ба-

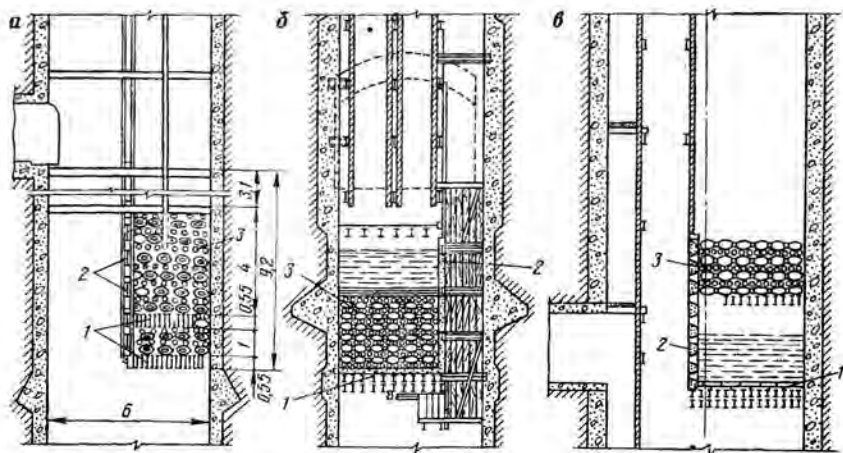


Рис. 3.34. Конструкция стационарных полков:
 а — водопропускающий; б — одинарный зумпф-полк; в — двойной зумпф-полк (размеры в м)

лок 1, концы которых заделаны в крепь ствола; ограждающих балок 2, установленных на высоту 4—5 м, с расстоянием между балками 1—1,5 м; и деревянных брусьев 3. Балки нижнего ряда 1 укладывают вплотную или на расстоянии 0,3—0,5 м друг от друга и редко больше.

На шахтах с большим притоком воды предохранительный полук выполняет функцию зумпфа, т. е. сооружается зумпф-полук. В этом случае (рис. 3.34,б) на горизонтальных балках укладывается монолитная железобетонная плита, а ограждающие балки также замоноличиваются бетоном.

Для этих стволов ВНИИОМШС предложил двойные зумпф-полки (рис. 3.34,в), в которых водосборник расположен между рядами двутавровых балок. Верхний полук рассчитывается на поглощение кинетической энергии падающего подъемного сосуда, нижний полук, который устанавливается на 1,5—2 м от верхнего, рассчитывается на удержание подъемного сосуда и верхнего разрушенного полка.

На строительство предохранительных горизонтальных полков расходуется 100—200 т металла и затрачивается 9—17 мес. Сметная стоимость таких полков составляет от 45 до 100 тыс. руб.

Клиновые предохранительные полки (рис. 3.35) были предложены проф. С. А. Федоровым. Идея клиновых полков заключается в том, что большая часть энергии падающего сосуда передается на стенки ствола при помощи клинообразных боковых поверхностей полка. Эти поверхности и являются несущими. Рабочие плоскости полка упрочняются металлическими балками 1. Пространство 2 между стенками ствола и наклонными поверхностями заполняется бетоном, бетонитовой, кирпичной или бутовой кладкой, иногда деревянными брусьями, укладываемыми вплотную. Чтобы, деформируясь при ударе, подъемный сосуд не мог пролететь в зазор между наклонными плоскостями, устанавливается деревянная пробка 3. Подъемный сосуд, ударившись о пробку, отдает часть кинетической энергии и, смещая вниз пробку, будет сжимать ее. Пробка, двигаясь в наклонных плоскостях, вследствие трения и сжатия будет поглощать кинетическую энергию падающего сосуда. По форме пробки могут быть круглые и в виде усеченного клина. При наличии двух подъемных сосудов необходимо изготавливать два клина для каждого сосуда.

На рис. 3.35,в изображен клиновой наклонный полук с нишей, куда падающий подъемный сосуд отбрасывается после удара о наклонную плоскость.

Ферменные полки (рис. 3.36) разработаны ВНИИОМШСом и представляют собой четыре-пять ферм 1, концы которых заделаны в крепь и породный массив. Для распределения нагрузки по фермам и обеспечения их устойчивости на фермах уложена площадка 2 из двутавровых балок меньшего сечения. Поверх площадки из двутавровых балок уложены амортизирующая подушка

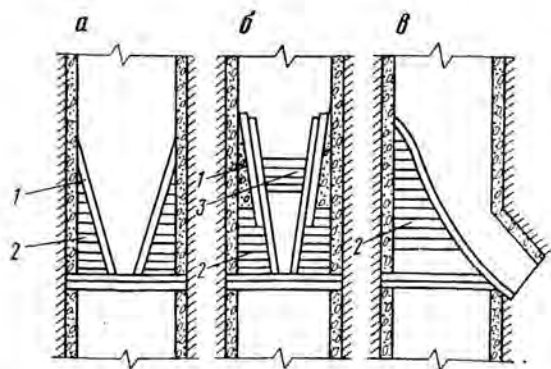


Рис. 3.35. Клиновые предохранительные полки:

а — клиновой; б — клиновой с пробкой; в — с отводом подъемного сосуда в нишу

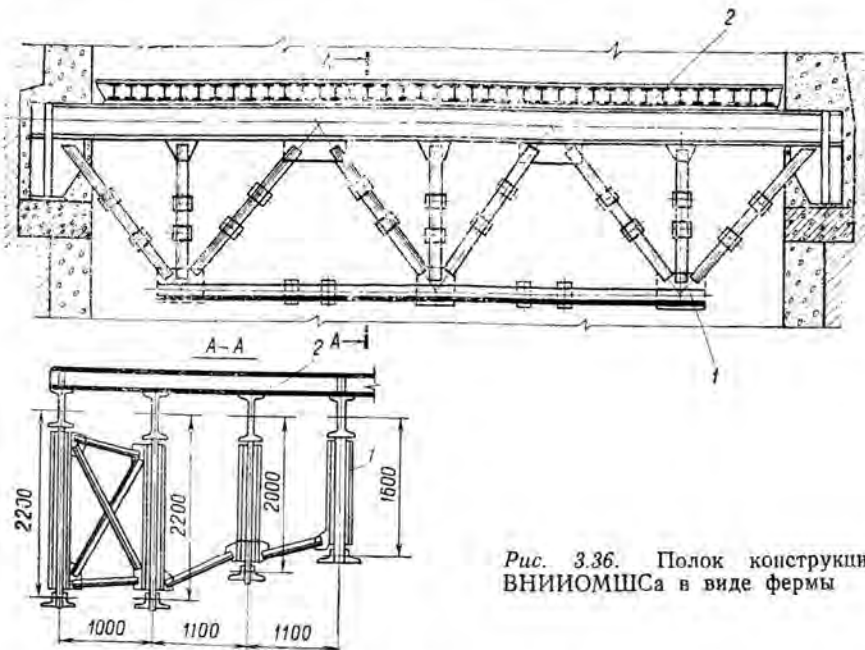


Рис. 3.36. Полки конструкции ВНИИОМШСа в виде фермы

из окантованных на два канта бревен и распределительная плита из монолитного железобетона. На монтаж такого полка по расчету затрачивается около 10 смен, экономия (по сравнению со стационарными балочными полками) металла до 50 т, средств — от 30 до 60 тыс. руб.

На углубке главного ствола шахты им. В. И. Ленина (Кривбасс) применялись треугольные фермы 1 (рис. 3.37) с буферными балками 2 и настилом из балок 3. Устройство искусственных полков начинается с монтажа нижних несущих двутавровых ба-

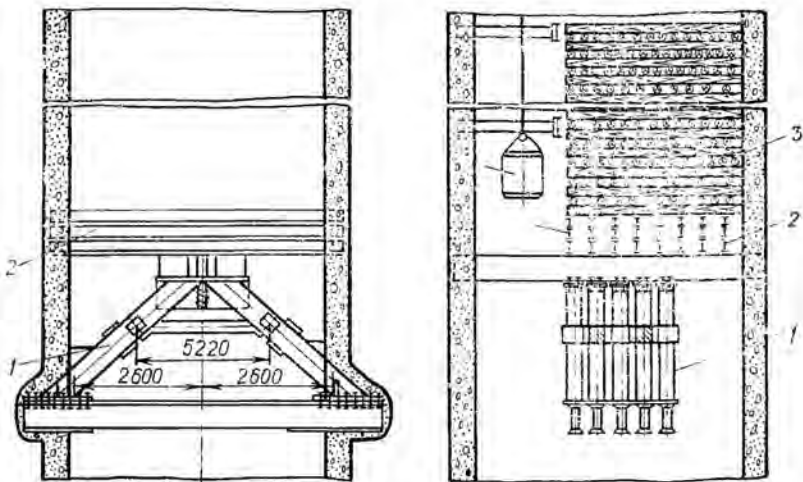


Рис. 3.37. Конструкция полка с фермами треугольной формы

лок с последующим устройством верхней части. Ликвидация полоков производится сверху вниз с выдачей материала на разгрузочный горизонт.

Предохранительные балочные полки получили распространение в Кузбассе и на Урале. В последнее время они стали применяться в Донбассе и Кривбассе. По данным ВНИИОМШСа, из 79 обследованных углубляемых стволов предохранительные полки использовались на 23 стволах (29,2%). В основном они применялись при углубке стволов по схемам I и II.

Предохранительные полки с несущими элементами из стальных канатов разработаны Криворожским горнорудным институтом (руководитель разработки д-р техн. наук А. М. Задорожный). При полном перекрытии ствола полок состоит из следующих элементов (рис. 3.38,а): опорная часть из нескольких рядов двутавровых балок 1, деревянный настил по металлическим балкам, зашитый вплотную досками 2, несущий элемент из одной или нескольких канатных сетей 3, кольцо для закрепления канатных сетей 4, покрытие канатной сети из двух слоев транспортной ленты и металлического листа 5 толщиной 10—12 мм, упругоподатливое основание 6 из сыпучих материалов или ковра из деревянных брусьев.

При частичном перекрытии ствола (рис. 3.38,б) в предохранительный полок включаются следующие дополнительные элементы: подпорная стенка 7 из двутавровых балок, зашитых металлическим листом, диаметральный луч 8, разделительная сетка 9 между верхним и нижним полком из вертикально натянутых

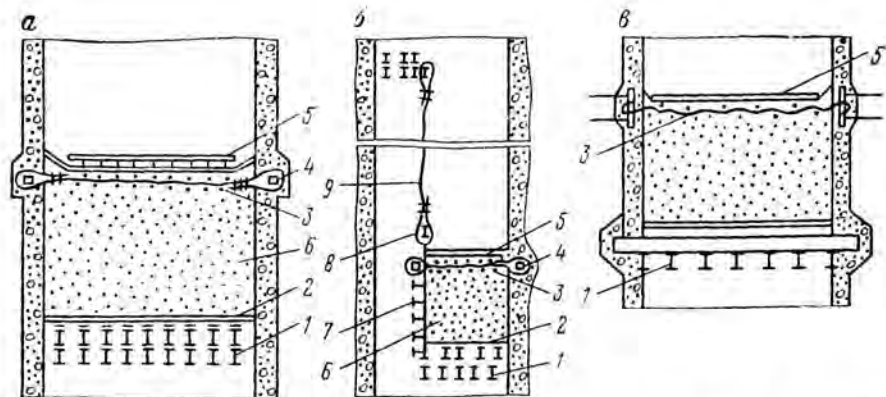


Рис. 3.38. Предохранительные полки с несущими элементами из стальных канатов:

а — при полном перекрытии ствола; б — при частичном перекрытии ствола; в — облегченной конструкции

стальных канатов с закрепленными к ним металлическими листами.

Разработана конструкция облегченных предохранительных полков (рис. 3.38, в), которые отличаются от вышеуказанных уменьшением металлоемкости опорной части, креплением опорного кольца канатной сети самоклинящимися анкерами или податливым закреплением кольца в крепи ствола.

Сборно-разборный предохранительный полок конструкции Свердловского горного института (автор Б. Ф. Горбунов) (рис. 3.39) состоит из амортизирующего устройства 1, распределительно-утяжеляющего блока 2, несущей конструкции 3, опор 4, анкерных болтов 5, ниши 6, монтажного перекрытия 7, гидронепроницаемого перекрытия 8. Монтажное перекрытие предназначено для сооружения и последующей разборки полка и выполняется из заделываемых в крепь ствола двуглавых балок со сплошным настилом из брусев.

Несущая конструкция полка представляет собой круговой свод (купол), выполненный из установленных параллельно друг другу двухшарнирных арок. Арки собираются из отдельных секций, изготовленных из литой стали. Каждая арка включает 1—4 (в зависимости от диаметра перекрываемого ствола) основные секции — две опорные секции и две опоры ящичного типа. Основные секции соединяются между собой и с опорными секциями с помощью соединительных элементов (накладок), стягиваемых болтами. Опорные секции шарнирно соединены с опорами. Опоры закреплены к бетонной крепи ниши анкерными болтами. Арки соединены между собой болтами-шпильками, что обеспечива-

ет их совместную работу. Поверх несущей конструкции полка в пределах отделений подъемных сосудов и противовесов располагается распределительно-утяжеляющий блок, собираемый из стальных надарочных секций, укладываемых вплотную перекрестными рядами. Первый ряд укладывается поперек несущих арок и включает секции нескольких разновидностей. Все последующие ряды выполняются из однотипных секций. Распределительно-утяжеляющее устройство может быть выполнено в виде железобетонной плиты соответствующей формы. За пределами подъемных отделений несущая конструкция перекрывается одним рядом надарочных секций. Надарочные секции с несущими арками соединяются болтами.

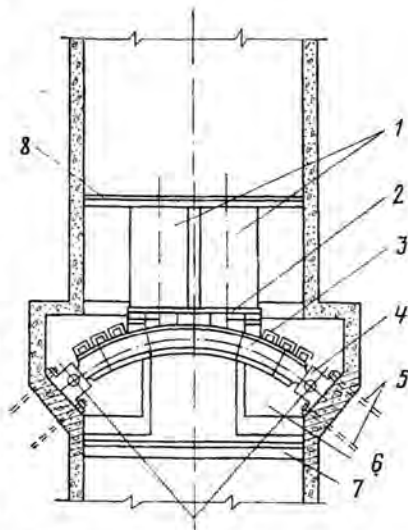


Рис. 3.39. Сборно-разборный предохранительный полк

На распределительно-утяжеленном блоке устанавливаются распределительные устройства, отдельно для каждого подъемного отделения ствола, рассчитанные на центральное нагружение. Устройства выполняются в виде клеток из сосновых брусьев, соединяемых между собой строительными скобами. Нижний ряд брусьев болтами крепится к распределительно-утяжеляющему блоку.

Над амортизирующим устройством располагается гидронизоляционное устройство, защищающее полк от обводнения и заиливания. Оно выполняется в виде перекрестного настила из двух рядов брусьев с трехслойным рулонным ковром между рядами. Сверху брусья перекрываются стальными листами толщиной 2—3 мм. Перекрытие опирается на амортизирующее устройство.

Для опирания несущей конструкции полка в стенках ствола устраиваются ниши с монолитными бетонными фундаментами. Кровля и стены ниши закреплены также железобетоном. Фундамент и ниши изготавливаются заблаговременно при проходке ствола. При перекрытии предохранительным полком части сечения ствола полк имеет ограждающую стенку, как и при обычных полках. Рассматриваемый полк защищает от падения тяжелых тел малого поперечного сечения (рельсы, балки, трубы), обладающих большой пробивной силой. Сквозное пробивание полка исключается наличием распределительно-утяжеляющего блока.

Монтаж сборно-разборных полков производят в следующей

последовательности. Устанавливается монтажное перекрытие и сооружается ниша с железобетонным креплением. Монтируются опоры и несущие арки. Собирают распределительно-утяжеляющий блок, амортизирующее устройство и гидроизоляционное устройство. Демонтаж полка производят в обратной последовательности. Спуск в ствол элементов полка осуществляется подъемной машиной через углубочное отделение.

Разработаны четыре типоразмера сборно-разборных полков для стволов диаметром 4—8,5 м в свету и глубиной 800—1500 м. Высота полков 6—10 м, масса 60—150 т. Опытно-промышленный образец сборно-разборного полка успешно прошел испытания на скиповом стволе шахты № 11 им. М. Горького в Донбассе. Комиссией рекомендованы эти полки к широкому промышленному внедрению.

По сравнению с капитальными предохранительными устройствами (полками) сборно-разборные полки имеют следующие преимущества: малую конструктивную высоту, что уменьшает высоту технологического отхода; многократность использования металлоконструкций; индустриальный метод сооружения полка; сокращение в 2—3 раза времени сооружения полка; универсальность, т. е. возможность использования элементов полка в стволах диаметром от 4 до 8 м в свету, глубиной до 1500 м; снижение стоимости полка на 20—30%; сокращение времени углубки стволов на 6—8 мес. Время строительства сборно-разборного полка — 2—3 мес, трудозатраты — 460 чел.-дней.

Расчет горизонтальных предохранительных полков. Искусственные горизонтальные предохранительные полки проектируются [28] на основании расчетов: буферной распределительной плиты; амортизирующего костра полка; несущей конструкции перекрытия полка; вертикальной ограждающей стенки полка.

Буферная распределительная плита является наиболее нагруженным элементом предохранительного полка, она воспринимает и рассеивает механическую энергию удара П:

$$P = T_0 \eta,$$

где η — к. п. д. удара.

Масса распределительной плиты P_1 , изготовляемой из горелых пород на тощем цементном растворе и металлической арматуры, принимается 50—400 т.

Высота плиты при известной площади основания и плотности материала плиты

$$h_n = P_1 (\gamma \varphi)^{-1}.$$

Амортизирующий костер рассчитывается на поглощение кинетической энергии поступательного движения плиты. Высота амортизирующего костра, состоящего из деревянных брусьев, уложенных клеткой, в зависимости от площади полка φ равна $L \leq \sqrt{\varphi}$.

Необходимая площадь смятия амортизирующего костра

$$F = GLE_1^{-1},$$

где G — жесткость амортизирующего полка; E_1 — статический модуль упругости древесины на смятие поперек волокон. Число площадок смятия амортизирующего костра из брусьев 10×10 или 20×20 см

$$K = FF_c^{-1},$$

где F — площадь одной площадки; F_c — площадь смятия амортизирующего костра.

Горизонтальные ряды двутавровых балок укладываются в два и более этажа, что увеличивает несущую способность балочного перекрытия.

Величина равномерно распределенной нагрузки на n_b балок в вертикальном ряду

$$q = Q_n \varphi_0^{-1} b_0,$$

где Q_n — общая нагрузка по всей площади несущего перекрытия полка; φ_0 — площадь ствола, перекрываемая несущей конструкцией; b_0 — ширина полки двутавра при последовательной укладке или приведенная ширина полка при совмещенной укладке, м.

Число балок заданного типоразмера в горизонтальном ряду

$$n_r = 0,8 f_0 b_0^{-1},$$

где f_0 — высота сегмента перекрываемой части ствола, м.

Число балок в вертикальном ряду

$$n_b = \Sigma W W_L^{-1},$$

где W_L — момент сопротивления одного двутаврового профиля, м^3 ; ΣW — момент сопротивления вертикального ряда балок, м^3 ;

$$\Sigma W = 0,125 q l^2 (\sigma)^{-1}.$$

Ограждающая стенка служит для разделения углубочного и эксплуатационного отделений, обеспечения устойчивой работы амортизирующего костра, поглощения энергии вращательного движения буферной распределительной плиты и предотвращения падения тела после удара за пределы полка. Ограждающая стенка предохранительного полка устраивается выше поверхности буферной распределительной плиты на величину $h_{в.ст}$, которая для полков, рассчитываемых на падение груженных сосудов и вагонок, определяется так же, как и для породных целиков, а для полков, рассчитываемых на просыпание содержимого скипов:

$$h_{в.ст} = 2V_c \varphi^{-1},$$

где V_c — объем скипа.

При углубке с рабочего горизонта (схема II) ограждающая стенка сооружается между нижним и верхним предохранительными полками.

Ограждающая стенка сооружается, как и при породных целиках, из двутавровых балок № 30, 40 и 45 и может быть заменена равнопрочной из канатов.

3.2. УГЛУБКА СТВОЛОВ СПОСОБОМ СВЕРХУ ВНИЗ

3.2.1. Углубка стволов с разгрузкой породы на земной поверхности (схема I)

При этой схеме (рис. 3.3) разгрузка породы из бадьи производится на земной поверхности в эксплуатационном копре, в котором монтируется разгрузочный станок с лядами и желобом. Для подъема бадьи используется одна из существующих подъемных машин или монтируется новая подъемная машина. Около ствола

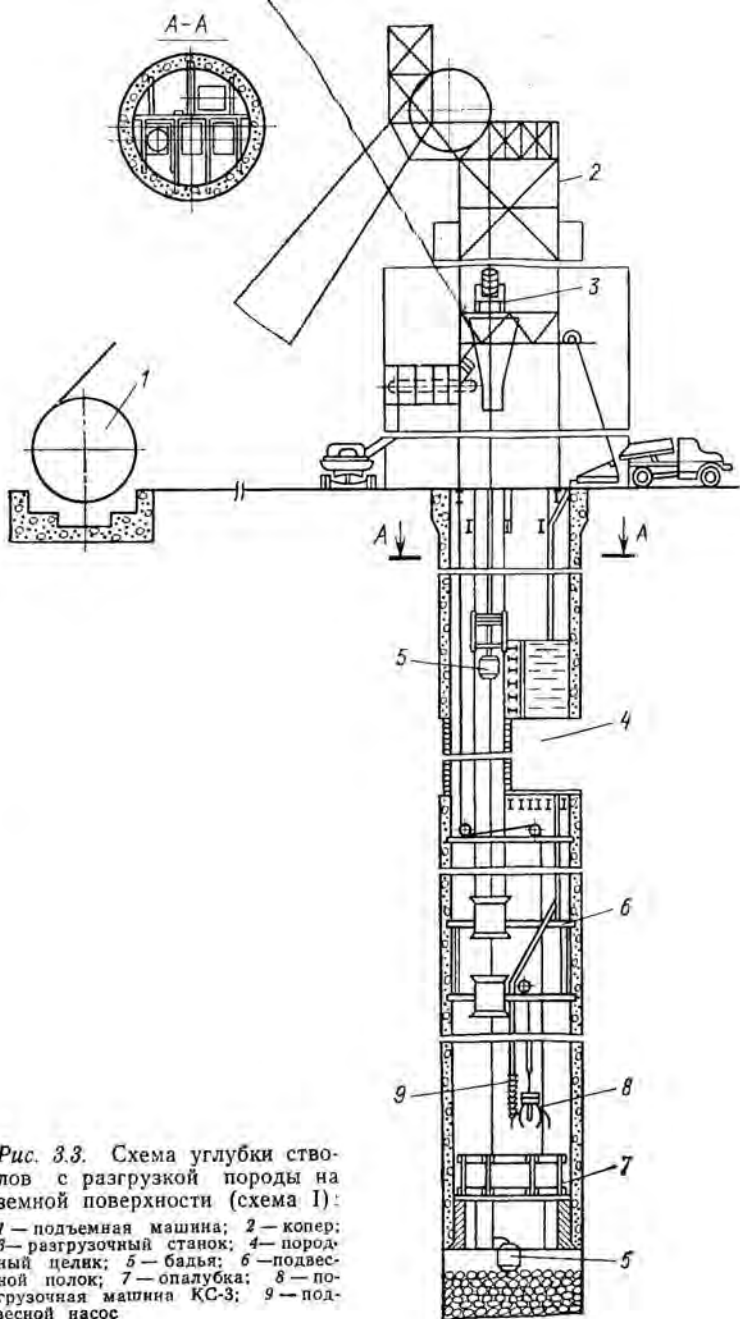


Рис. 3.3. Схема углубки стволов с разгрузкой породы на земной поверхности (схема I):
 1 — подъемная машина; 2 — копер; 3 — разгрузочный станок; 4 — породный целлик; 5 — бадейка; 6 — подвесной полок; 7 — опалубка; 8 — погрузочная машина КС-3; 9 — подвесной насос

устанавливаются проходческие тихоходные лебедки для подвески в стволе полка, опалубки, ставов труб и другого оборудования. В стволе устраиваются предохранительные полки, оборудуется бадьевое отделение и монтируются подвесной полук, опалубка и ставы труб. В зависимости от площади сечения ствола, оснащения его постоянным подъемом и эксплуатационного режима работы шахты в практике применяют три варианта устройства бадьевого отделения:

I — без прекращения работы стационарных подъемов. Этот вариант применяется, если в сечении ствола имеется свободное место для размещения бадьевого отделения или это отделение было заранее предусмотрено при проходке ствола (рис. 3.4,а); бадьевого подъем размещается в лестничном отделении после демонтажа лестниц (рис. 3.4,б). Во всех случаях для бадьевого подъема монтируется проходческая подъемная машина;

II — с временным демонтажом подъемных сосудов стационарного подъема. Бадьевое отделение устраивается в свободном сечении ствола, которое образуется путем демонтажа двух сосудов одной подъемной установки (рис. 3.4,в) или одного сосуда с противовесом (рис. 3.4,г). Для бадьевого подъема используется освободившаяся стационарная машина; в стационарной подъемной установке демонтируется один подъемный сосуд (рис. 3.4,д). Возможны и другие варианты;

III — углубка ствола с использованием всего сечения ствола. Этот вариант обычно применяется при углубке вентиляционных стволов, оснащенных вспомогательным клетевым подъемом. При углубке демонтируются клетки, а подъемная машина и копер используются для бадьевого подъема. Техника и технология углубки такого ствола аналогичны проходке ствола.

Достоинства схемы I — полная независимость работ по углубке от эксплуатационных работ; возможность использования для углубки постоянных подъемных машин; небольшой объем подготовительных работ; централизованное приготовление бетонной смеси и спуск ее по трубопроводу с поверхности; размещение материала для углубки на земной поверхности, что упрощает его хранение и спуск. Углубка ствола с разгрузкой породы на земной поверхности наиболее эффективна. При этой схеме достигаются максимальные скорости углубки и производительность труда, минимальные сроки и стоимость подготовительных работ.

Недостатки схемы I: демонтаж подъемных сосудов и стационарных подъемных машин для устройства бадьевого отделения снижает общую производительность подъема и осложняет эксплуатационный режим шахты (рудника); для монтажа проходческой подъемной машины и лебедок требуется свободная площадка; необходимы дополнительные устройства для герметизации скипового и скипоклетевых стволов; с увеличением глубины снижается производительность углубочного подъема.

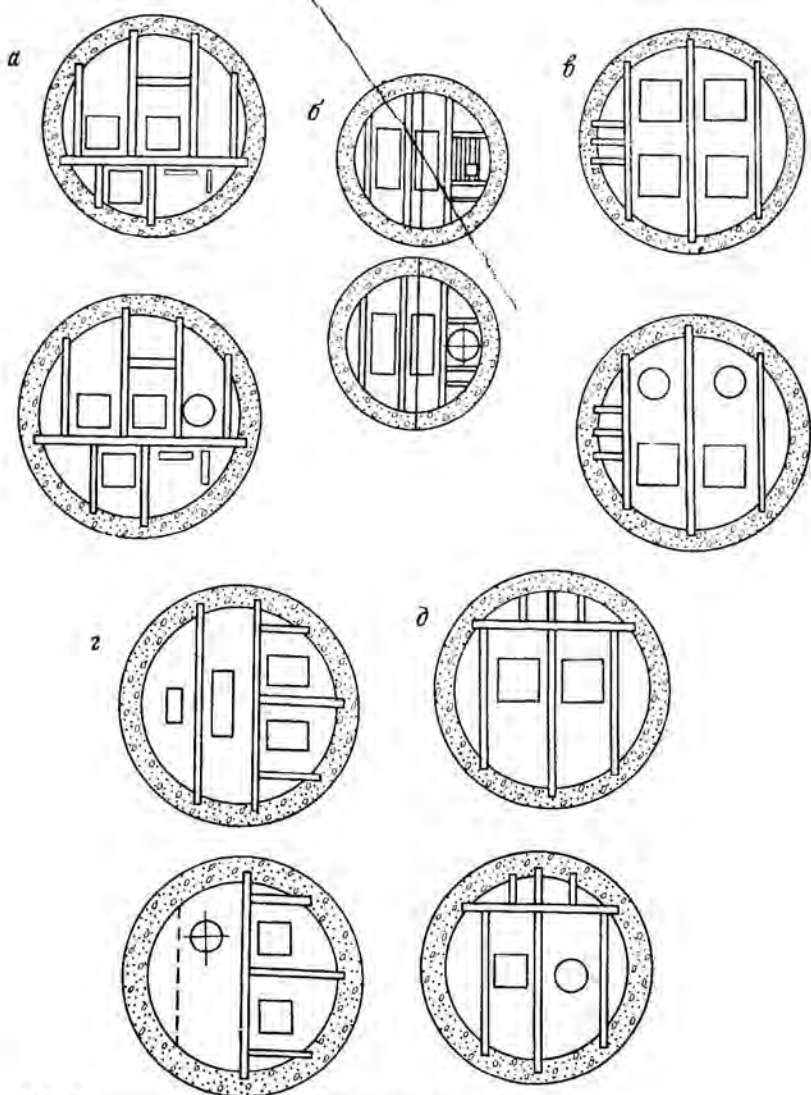


Рис. 3.4. Варианты устройства бадьевого отделения

По исследованиям ВНИИОМШСа и КузНИИШахтоостроя, схема I может быть рекомендована для углубки ствола с начальной глубиной до 500 м. Рассматриваемая схема получила распространение при углубке стволов в Кузнецком и Карагандинском бассейнах, а также на некоторых стволах Донецкого и Криворожского бассейнов.

3.2.2. Углубка стволов с разгрузкой породы на рабочем горизонте (схема II)

При углубке стволов по схеме II подъем породы из забоя углубляемого ствола производится до рабочего горизонта, где порода из бадьи разгружается в вагонетки (рис. 3.5). В вагонетках порода транспортируется на земную поверхность. Материалы и оборудование, необходимые для углубки ствола, в вагонетках спускаются на рабочий горизонт, складываются у ствола, а затем в бадьях спускаются в забой. Подъемная машина и тихоходные проходческие лебедки обычно располагаются на рабочем горизонте в специальной камере с ходком для канатов.

На шахтах, где позволяют условия, подъемная машина монтируется на земной поверхности, а подъемный канат располагается в стволе, при этом бадьевого подъем работает от забоя углубляемого ствола до рабочего горизонта.

В стволе устанавливаются два предохранительных полка: один — выше сопряжения, над углубочным отделением, другой — под зумпфом ствола. На некоторых шахтах оборудование для углубки ствола и разгрузки породы размещается на вентиляционном горизонте. Бадьевое отделение располагается в лестничном, клетевом (скиповом) отделениях, подъемы которых на период углубки работают до вышележащего горизонта.

Достоинства схемы II — небольшая, равная шагу углубки высота подъема; небольшой (до 400 м³) по сравнению со схемой III объем проходки камер для размещения подъемной машины и проходческих лебедок.

Недостатки схемы II — зависимость углубочных работ от эксплуатационных; необходимость прохождения горных выработок для размещения оборудования; стесненные условия складирования и спуска материалов и оборудования для углубки ствола, приготовления и спуска бетонной смеси.

Углубка ствола по схеме II производится в случаях, когда невозможно применить схему I, а также в стволах при начальной глубине углубки более 500 м. В Кривбассе удельный объем применения схемы II составляет более 40 %, в Донбассе — до 30 %, что объясняется большой глубиной стволов.

3.2.2. Углубка стволов с разгрузкой породы на рабочем горизонте (схема II)

При углубке стволов по схеме II подъем породы из забоя углубляемого ствола производится до рабочего горизонта, где порода из бадьи разгружается в вагонетки (рис. 3.5). В вагонетках порода транспортируется на земную поверхность. Материалы и оборудование, необходимые для углубки ствола, в вагонетках спускаются на рабочий горизонт, складываются у ствола, а затем в бадьях спускаются в забой. Подъемная машина и тихоходные проходческие лебедки обычно располагаются на рабочем горизонте в специальной камере с ходком для канатов.

На шахтах, где позволяют условия, подъемная машина монтируется на земной поверхности, а подъемный канат располагается в стволе, при этом бадьею подъем работает от забоя углубляемого ствола до рабочего горизонта.

В стволе устанавливаются два предохранительных полка: один — выше сопряжения, над углубочным отделением, другой — под зумфом ствола. На некоторых шахтах оборудование для углубки ствола и разгрузки породы размещается на вентиляционном горизонте. Бадьевое отделение располагается в лестничном, клетевом (скиповом) отделениях, подъемы которых на период углубки работают до вышележащего горизонта.

Достоинства схемы II — небольшая, равная шагу углубки высота подъема; небольшой (до 400 м³) по сравнению со схемой III объем проходки камер для размещения подъемной машины и проходческих лебедок.

Недостатки схемы II — зависимость углубочных работ от эксплуатационных; необходимость прохождения горных выработок для размещения оборудования; стесненные условия складирования и спуска материалов и оборудования для углубки ствола, приготовления и спуска бетонной смеси.

Углубка ствола по схеме II производится в случаях, когда невозможно применить схему I, а также в стволах при начальной глубине углубки более 500 м. В Кривбассе удельный объем применения схемы II составляет более 40 %, в Донбассе — до 30 %, что объясняется большой глубиной стволов.

3.2.3. Углубка стволов с разгрузкой породы на углубочном горизонте (схема III)

Эта технологическая схема предусматривает устройство специального углубочного горизонта, располагаемого на 35—40 м ниже рабочего горизонта (рис. 3.6).

На углубочном горизонте проходят камеры, в которых размещаются подъемная машина и проходческие лебедки, наклонный ходок для подъемного каната. Выше углубочного горизонта снизу вверх проходят копровую часть ствола высотой 10—15 м, в кото-

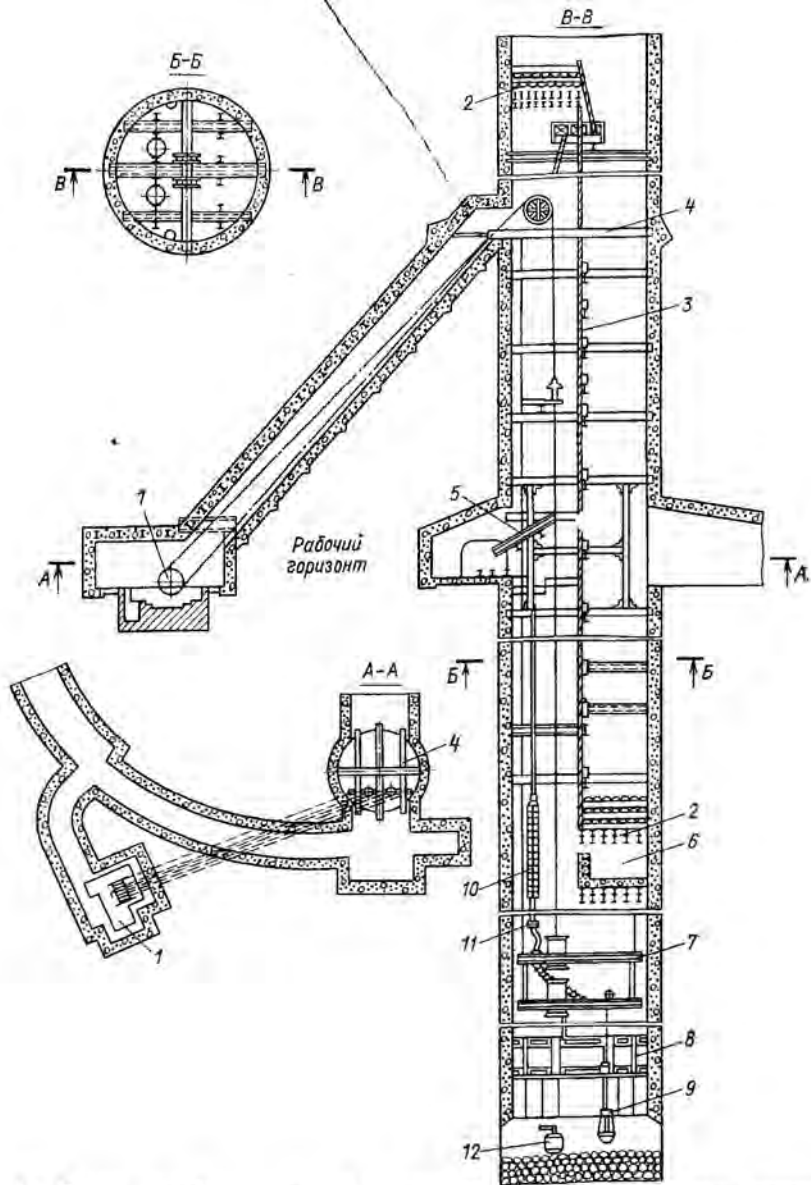


Рис. 3.5. Схема углубки ствола с разгрузкой породы на рабочем горизонте (схема II):

- 1 — подъемная машина; 2 — предохранительные полки; 3 — отливка бадьевого отделения;
- 4 — подшивная площадка; 5 — разгрузочное устройство; 6 — емкость для воды; 7 — подвесной подок;
- 8 — призабойная опалубка; 9 — погрузочная машина КС-3; 10 — спасательная лестница;
- 11 — став для спуска бетонной смеси; 12 — бадья

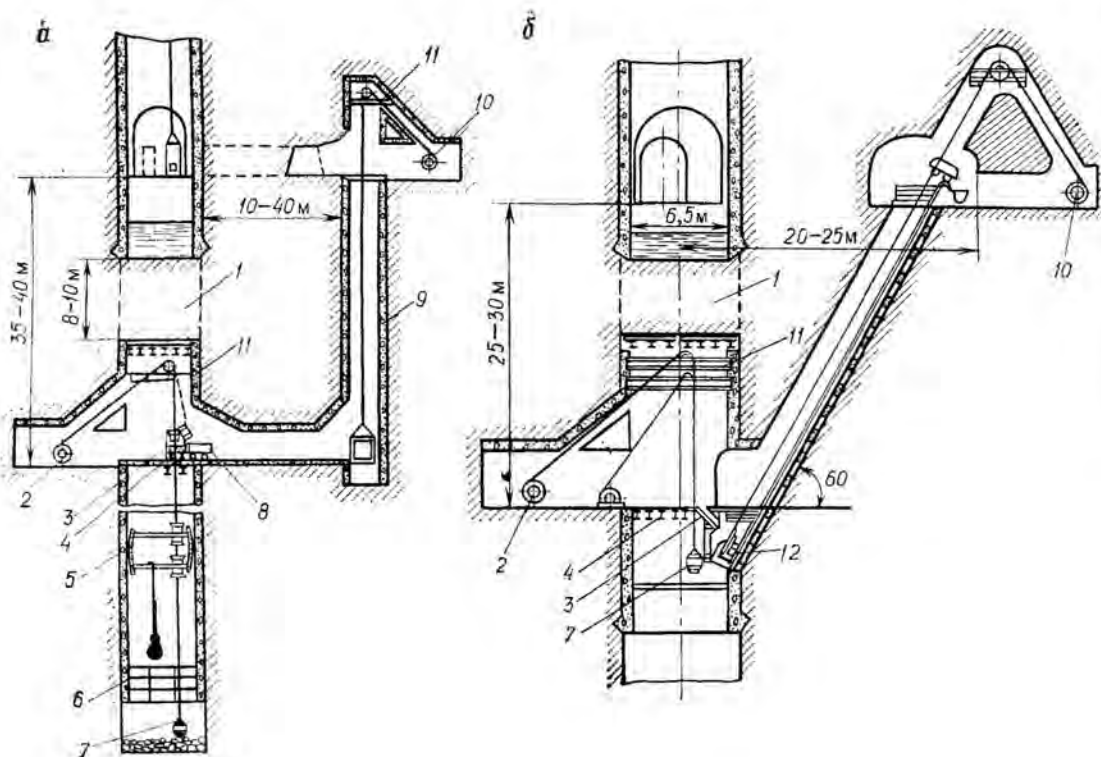


Рис. 3.6. Схема углубки ствола с разгрузкой породы на углубочном горизонте (схема III).

Вскрытие углубочного горизонта: а — следом стволом; б — уклоном; 1 — породный целик; 2 — подъемная машина; 3 — разгрузочный станок; 4 — нулевая рама; 5 — подвесной полук; 6 — опалубка; 7 — бадня; 8 — вагонетка; 9 — следовой ствол; 10 — подъемная машина следового ствола (уклона); 11 — подшивная площадка; 12 — скип

рой размещается подкливная площадка. Иногда в этой части устраиваются дополнительные площадки, на которых монтируются малые углубочные лебедки. Проходится устье углубляемого ствола, которое перекрывается нулевой рамой. На нулевой раме монтируется разгрузочный станок с желобом. При углубке ствола разгружаемая из бадьи порода по желобу поступает в вагонетку. Грузовая вагонетка по уклону (рис. 3.6,б) или слепому стволу (рис. 3.6,а) поступает на рабочий горизонт. При углубке центрально-сдвоенных стволов грузовые вагонетки могут подниматься на земную поверхность по соседнему, ранее углубленному клетевому эксплуатационному стволу. К эксплуатационному стволу вагонетки перемещаются по сбойке. По уклону и слепому стволу производятся спуск материалов для углубки ствола и перемещение людей.

Достоинства схемы III — меньшая по сравнению с предыдущими схемами зависимость от эксплуатационных работ шахты.

Недостатки схемы III — значительный (1500—3000 м³) объем горных работ, который необходимо провести для подготовки углубочного горизонта, что определяет большие продолжительность и стоимость работ подготовительного периода; ступенчатая и трудоемкая схема подъема породы и спуска материала; стесненные условия по монтажу горнопроходческого подъема.

Схема III получила распространение при реконструкции шахт в Печорском бассейне. Объем применения схемы III в Кривбассе составляет 35 %, в Донбассе — 20 % общего числа углубляемых стволов.

3.3. КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ УГЛУБКИ (СХЕМА IV)

Углубка ствола по этой схеме (рис. 3.7) производится в два этапа. Сначала снизу вверх в центре углубляемого ствола проходят восстающую выработку (гезенк). Затем сверху вниз производят расширение ствола на полное сечение, при этом взорванная порода по восстающей выработке спускается вниз на новыйготавливаемый горизонт, где она грузится в вагонетки. Грузовые вагонетки по уклону или слепому стволу поднимаются на рабочий горизонт или по ранее углубленному клетевому стволу на земную поверхность. Восстающие выработки проходят бурением комбайнами 1КВ1, 2КВ или буровзрывным способом с применением комплекса КПВ-1, подвесных и переносных полков.

Для спуска и подъема людей, оборудования и материалов в углубочную часть ствола при расширении восстающей (гезенка) до полного сечения ствола оборудуется однобадейный вспомогательный подъем.

Применяют три варианта углубки: I — через углубочный горизонт с проходкой слепого ствола (рис. 3.7, слева); II — через свободное сечение ствола с расположением подъемной машины

3.3. КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ УГЛУБКИ (СХЕМА IV)

Углубка ствола по этой схеме (рис. 3.7) производится в два этапа. Сначала снизу вверх в центре углубляемого ствола проходят восстающую выработку (гезенк). Затем сверху вниз производят расширение ствола на полное сечение, при этом взорванная порода по восстающей выработке спускается вниз на новый подготовляемый горизонт, где она грузится в вагонетки. Грузенные вагонетки по уклону или слепому стволу поднимаются на рабочий горизонт или по ранее углубленному клетевому стволу на земную поверхность. Восстающие выработки проходят бурением комбайнами 1КВ1, 2КВ или буровзрывным способом с применением комплекса КПВ-1, подвесных и переносных полков.

Для спуска и подъема людей, оборудования и материалов в углубочную часть ствола при расширении восстающей (гезенка) до полного сечения ствола оборудуется однобадейный вспомогательный подъем.

Применяют три варианта углубки: I — через углубочный горизонт с проходкой слепого ствола (рис. 3.7, слева); II — через свободное сечение ствола с расположением подъемной машины

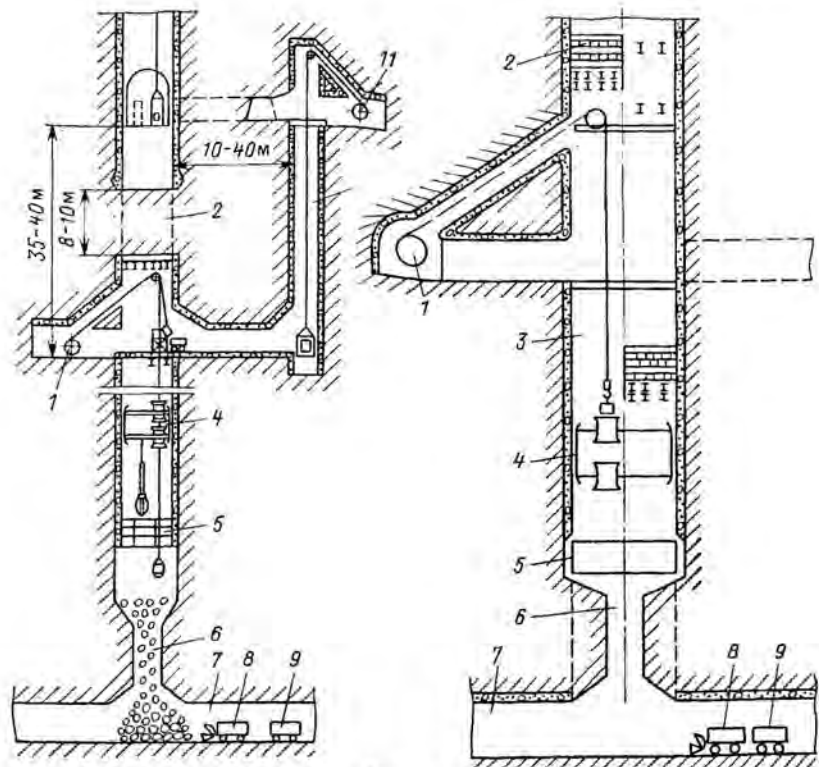


Рис. 3.7. Схема углубки ствола комбинированным способом (схема IV):

слева — через углубочный горизонт с проходкой слепого ствола; справа — через свободное сечение ствола с размещением подъемной машины на рабочем горизонте; 1 — подъемная машина; 2 — предохранительные цепи (полки); 3 — бадьевое отделение; 4 — подвесной полук; 5 — опалубка; 6 — восстающая выработка (гезенк); 7 — горизонтальная выработка нового горизонта; 8 — погрузная машина; 9 — вагонетка; 10 — слепой ствол, вскрывающий новый горизонт; 11 — вспомогательная подъемная машина

на рабочем горизонте (рис. 3.7, справа); III — подъемная машина располагается на земной поверхности — бадья перемещается в углубочном отделении. Оснащение ствола горнопроходческим оборудованием аналогично этим работам при углубке по схемам I и II.

Расширение восстающей выработки на полное сечение ствола осуществляется с применением буровзрывных работ. В производственной практике при расширении восстающей применяют два способа буровзрывных работ — шпуровой и скважинный (см. разд. 3.8).

Достоинства рассматриваемого способа: из проходческого цикла исключается трудоемкая операция — уборка породы, что позволяет существенно сократить продолжительность проходческого цикла и облегчить труд проходчиков; наличие дополнительной

плоскости обнажения позволяет уменьшить число шпуров на 20—25 % и увеличить число до 0,95—1,0, а также уменьшить расход ВВ. При разрушении породы скважинными зарядами бурение скважин частично совмещается с монтажом горнопроходческого оборудования; отпадает водоотлив насосами из забоя ствола; упрощается вентиляция, которая осуществляется за счет общешахтной депрессии; повышается безопасность работ, так как отсутствуют погрузка и подъем породы в бадьях; повышаются скорость непосредственно углубки и производительность труда.

Недостатки способа: необходимость производить дополнительную работу по проходке восстающей выработки-гезенка, что увеличивает общее время углубки; ограниченное применение по горно-геологическим условиям — восстающая выработка может проходиться в устойчивых породах; значительное препятствие к применению комбинированного способа (в частности, в центральных районах Донбасса) — наличие большого числа выбросоопасных пластов, вскрытие которых восстающей выработкой с применением взрывчатых веществ согласно ПБ без дополнительных мероприятий запрещено.

3.4. УГЛУБКА СТВОЛОВ СНИЗУ ВВЕРХ (СХЕМА V)

Углубка стволов снизу вверх (рис. 3.8) производится в случаях, когда заранее осуществлено вскрытие нового подготовляемого горизонта, а горизонтальные выработки нового горизонта пройдены до углубляемого ствола. При этом способе взорванная порода падает в горизонтальную выработку нового горизонта, где

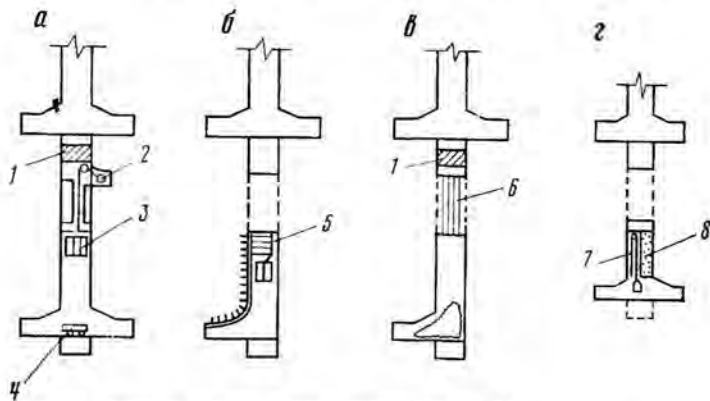


Рис. 3.8. Схема углубки ствола снизу вверх (схема V):

а — с использованием полка, подвешенного на канате; б — с применением комплекса КПВ; в — с разрушением породы секционным взрыванием глубоких скважин; г — с разрушением породы шпуровыми зарядами; 1 — предохранительный щиток; 2 — подъемная машина; 3 — подвесной полок (клеть); 4 — платформа; 5 — комплекс КПВ; 6 — взрывные скважины; 7 — отделение для подъема людей и материалов; 8 — породное отделение

3.4. УГЛУБКА СТВОЛОВ СНИЗУ ВВЕРХ (СХЕМА V)

Углубка стволов снизу вверх (рис. 3.8) производится в случаях, когда заранее осуществлено вскрытие нового подготовляемого горизонта, а горизонтальные выработки нового горизонта пройдены до углубляемого ствола. При этом способе взорванная порода падает в горизонтальную выработку нового горизонта, где

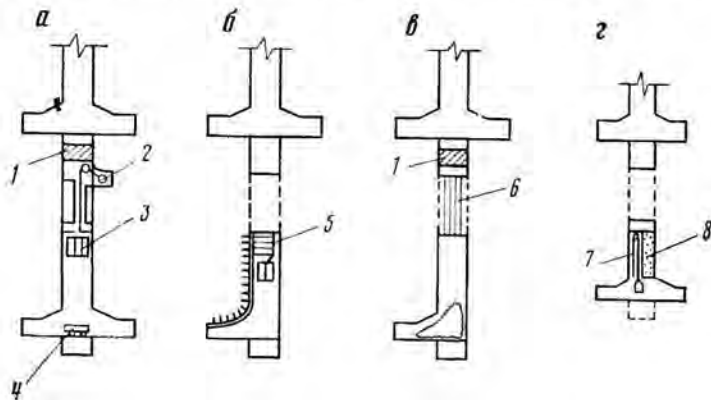


Рис. 3.8. Схема углубки ствола снизу вверх (схема V):

а — с использованием полка, подвешенного на канате; *б* — с применением комплекса КПВ; *в* — с разрушением породы секционным взрыванием глубоких скважин; *г* — с разрушением породы шпуровыми зарядами;

1 — предохранительный щиток; *2* — подъемная машина; *3* — подвесной полок (клеть); *4* — платформа; *5* — комплекс КПВ; *6* — взрывные скважины; *7* — отделение для подъема людей и материалов; *8* — породное отделение

она грузится в вагонетки. В крепких устойчивых породах ствол углубляется без временной крепи (рис. 3.8,а, б, в) с последующим возведением постоянной крепи. В породах средней крепости ствол углубляется с возведением временной или постоянной крепи и магазинированием породы (рис. 3.8,г).

Разрушение породы производится взрыванием зарядов шпуров (рис. 3.8,а, б) или секционным взрыванием глубоких скважин (рис. 3.8,в).

Достоинства этой схемы: работы по углубке не влияют на эксплуатационные работы шахты, упрощается оснащение ствола для углубки, отсутствует трудоемкий процесс погрузки породы в бадьи, повышается эффективность буровзрывных работ. Недостатки схемы: ограниченная область применения по крепости пород; опасность ведения работ при вскрытии пластов, выделяющих метан; ограниченный шаг углубки; сложные условия подъема в забой людей и материалов. В производственной практике этот способ применяется редко.

3.5. УГЛУБКА СТВОЛОВ НА НЕСКОЛЬКО ГОРИЗОНТОВ

При углубке стволов в пределах одного горизонта на каждом горизонте сооружается предохранительное устройство, проходятся технологический отход и временные горные выработки, монтируется оборудование для углубки.

В целях сокращения сроков подготовки новых горизонтов, уменьшения объема и времени подготовительных работ на некоторых рудниках производят углубку стволов сразу на два-три горизонта. В производственной практике применяют два способа: при первом углубка ствола производится по схемам I, II и III сразу на два или три горизонта; при втором — с помощью общешахтного углубочного комплекса (рис. 3.9). Общешахтный углубочный комплекс представляет собой капитальный слепой ствол с клетевым подъемом, который проходит на расстоянии 20—40 м от одного из углубляемых основных стволов.

Из слепого ствола проходят выработки углубочного горизонта, на котором размещаются тихходные лебедки для подвески оборудования в стволе. Из нижнегоготавливаемого горизонта в центре углубляемого ствола проходят восстающую выработку. Если проходка восстающей невозможна (выбросоопасные или сильно загазованные пласты, обводненные породы и т. п.), то бурят скважину. Собственно углубка заключается в расширении ствола до проектного сечения и в возведении крепи. Порода при расширении по восстающей спускается вниз и по слепому стволу поднимается на рабочий горизонт. При подготовке последующих горизонтов углубляется слепой ствол, а нижний горизонт используется для монтажа лебедок. В отдельных случаях слепой ствол проходят сразу на глубину отработки месторождения.

Достоинства углубки ствола на несколько горизонтов: полная независимость работ по углубке ствола от эксплуатационных работ; отпадает необходимость остановки эксплуатационного подъема; сокращается объем подготовительных работ при углубке на два горизонта примерно в 2 раза; слепой углубочный ствол может быть использован для проходки на новом горизонте выработок околоствольного двора, загрузочных камер скипового ствола, камер дробильного комплекса и разведочных выработок.

Недостатки схемы: необходимы предварительные затраты, которые окупаются после ввода в эксплуатацию нового горизонта; увеличиваются расходы на водоотлив с нижних горизонтов. Целесообразность углубки ствола на два горизонта зависит от глубины ствола, схемы и шага углубки, притока воды и срока отработки рабочего горизонта. При углубке на два горизонта появляются дополнительные затраты на откачку воды с нижних горизонтов. Эти затраты зависят от притока воды и времени откачки, которое примерно равно времени отработки рабочего горизонта. По исследованиям ВНИИОМШСа, в стволах диаметром 6—8 м в свету и при шаге углубки 150 м углубка на два горизонта эффективна при следующих сроках отработки рабочего горизонта: при углубке по схеме I — менее 4,8—6,5 года; по схеме II — менее 5, 6—7 лет; по схеме III — менее 4—5 лет. Меньшее значение срока отработки рабочего горизонта при притоке воды 300 м³/ч, большее — при притоке 100 м³/ч.

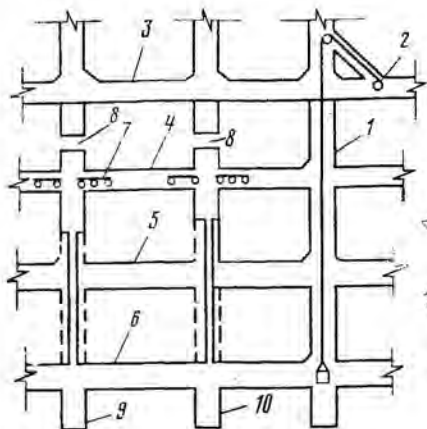


Рис. 3.9. Схема углубки ствола на два горизонта:

1 — слепой ствол; 2 — подъемная машина; 3 — рабочий горизонт; 4 — углубочный горизонт; 5, 6 — новые горизонты; 7 — проходческие лебедки; 8 — породный целик; 9, 10 — эксплуатационные углубляемые стволы

3.6. РАБОТЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА ПРИ УГЛУБКЕ СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ

Общие сведения. При углубке стволов различают три периода — подготовительный, основной и заключительный.

В подготовительный период производят строительные работы, необходимые для углубки ствола: реконструкция (приспособление) постоянных зданий и сооружений (надшахтного здания, постоянного копра, постоянной подъемной машины), для целей углубки, проходка временных горных выработок, строи-

3.7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ УГЛУБКЕ СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ

Технологические процессы при углубке стволов сверху вниз (схемы I, II и III) выполняются в той же последовательности, что и при проходке стволов: бурение, зарядание и взрывание зарядов шпуров, проветривание, приведение ствола в безопасное состояние, уборка породы, возведение крепи и вспомогательные работы — наращивание ставов труб, водоотлив и др. Специфические условия углубки стволов по схемам I, II и III оказывают влияние на механизацию и выполнение отдельных работ: подъем породы, водоотлив, вентиляцию и др. При углубке стволов по схемам IV и V технологические процессы выполняются в иной последовательности.

3.7.1. Буровзрывные работы

При углубке стволов применяют взрывчатые вещества, приведенные в перечне промышленных взрывчатых материалов, рекомендуемых Межведомственной комиссией по взрывному делу. Вы-

бор взрывчатых веществ производится в зависимости от крепости пород, газового и пылевого режимов.

В шахтах, не опасных по газу и пыли, применяют неприехранительные ВВ; в шахтах, опасных по газу или пыли, — предохранительные ВВ.

В шахтах, опасных по газу всех категорий или опасных по пыли, при углубке стволов по породе с действующих горизонтов шахт допускается применение неприехранительных ВВ и электродетонаторов замедленного действия при соблюдении следующих условий: забой углубляемого ствола должен непрерывно проветриваться; в забое не должны содержаться угольные пласты или пропластки; отсутствует выделение метана; перед заряданием должен производиться замер метана газоанализатором. При подходе забоя к угольному пласту на расстояние 5 м и при пересечении угольных пластов на 20 м обязательно применение предохранительных ВВ и электродетонаторов мгновенного или короткозамедленного действия.

Для стволов площадью поперечного сечения менее 20 м² применяют ВВ в патронах диаметром 32—36 мм, более 20 м² — в патронах диаметром 36—45 мм. Взрывание шпуров производится электродетонаторами. Для шахт, не опасных по газу или пыли, выпускаются электродетонаторы мгновенного действия ЭД8-Э, ЭД8-Ж и короткозамедленного действия ЭДКЗ. Для шахт, опасных по газу и пыли, выпускаются электродетонаторы ЭДКЗ-ПМ и электродетонаторы ЭДКЗ-П.

Расчет основных параметров буровзрывных работ сводится к определению расхода ВВ, числа шпуров и их расположения по площади забоя. Расход взрывчатого вещества на цикл:

$$Q = S_{вч} l_{ш} q \eta,$$

где $S_{вч}$ — площадь поперечного сечения ствола вчерне, м²; $l_{ш}$ — глубина шпуров, м; η — коэффициент использования шпура; q — удельный расход ВВ, кг/м³. Удельный расход ВВ (кг/м³) при углубке стволов следует определять по формуле

$$q = (c + 0,1f) K_{пe},$$

где f — коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодея-конова; c — эмпирический коэффициент, зависящий от диаметра ствола d :

d , м	4—5	5,1—6,2	6,3—7,1	Более 7,2
c	1,55—1,65	1,2—1,35	1,1	0,7—0,8

Меньшее значение c принимается для пород $f \leq 14$, большее — для пород с $f \geq 15$; $K_{п}$ — коэффициент, учитывающий диаметр патрона ВВ, равный 1 для патронов диаметром 32—36 мм и равный 0,8 для патронов диаметром 45 мм; e — коэффициент, учитывающий тип ВВ, равный $A_{эТ}/A_{в}$, где $A_{эТ}$ — полная идеальная

работа взрыва скального аммонита № 1, равная 4,47 МДж/кг; A_B — то же, для принятого ВВ. Для различных ВВ e равен следующему значению:

Коэффициент	e
Скальный аммонит № 1, скальный аммонал № 3, детонит 10 А	1
Аммонит № 6 ЖВ	1,24
Победит ВП-4	1,15
Аммонит АП-5ЖВ	1,36
Аммонит ПЖВ-20	1,47
Т-19	1,43

Число шпуров

$$N = 1,27qS_{вч}/ad_{п}^2\Delta K,$$

где a — коэффициент заполнения шпура; $d_{п}$ — диаметр патрона, мм; Δ — плотность ВВ в патронах, кг/м³; при заряджании обычными патронами $K=1$, при заряджании патронами с надрезанной оболочкой $K=1,2$.

Для $d_{п}=32, 36$ и 40 мм $a=0,4\div 0,5$ при $j=3\div 9$ и $a=0,5\div 0,65$ при $j=10\div 20$; для $d_{п}=45$ мм a соответственно равно $0,35-0,45$ и $0,45-0,5$.

Глубина шпуров при углубке стволов принимается с учетом физико-механических свойств пород, сечения ствола и применяемого оборудования для бурения шпуров, погрузки и подъема породы. В общем случае глубина шпуров должна быть такой, чтобы затраты труда и средств на углубку 1 м ствола были наименьшие.

В зависимости от производительности горнопроходческого оборудования глубина шпуров при совмещенной схеме проходки

$$l_{ш} = \frac{T_{ц} - \left(\frac{Nt_3}{\varphi_3 n_3} + t_B + t_0 + \Sigma t_{вс} \right)}{\frac{N}{Q_6} + \frac{S_{вч}\mu\eta K_p}{P_{п}} + \frac{V_6\eta\varphi_K}{P_6}}.$$

где $T_{ц}$ — продолжительность цикла, ч; N — число шпуров; t_3 — время заряджания шпура, равное $0,07-0,1$ ч; n_3 — число проходчиков, занятых на заряджании; φ_3 — коэффициент одновременности работы проходчиков на заряджании, равный $0,7-0,8$; t_B — время проветривания забоя ствола, равное $0,5$ ч; $\Sigma t_{вс}$ — время вспомогательных работ (подъем полка перед взрывом, осмотр ствола и спуск полка после взрыва), равное $0,7-1,0$ ч; t_0 — время отрыва, спуска и центрирования опалубки, равное $1,5-2,0$ ч; Q_6 — производительность бурения, м/ч; $S_{вч}$ — площадь поперечного сечения ствола вчерне, м²; μ — коэффициент излишка сечения (К. И. С.), равный $1,0-1,1$; η — коэффициент использования шпура, равный $0,8-0,95$; K_p — коэффициент разрыхления породы, равный $1,8-2,2$; $P_{п}$ — производительность погрузки породы, м³/ч в разрыхленном состоянии; V_6 — объем бетона на 1 м ствола, м³;

Таблица 3.1

Показатели	Диаметр патрона ВВ, мм	$f=2\div 6$	$f=7\div 10$
$D_{вр}$, м	36	1,6—2,2	1,6—2,2
	45	1,8—2,6	1,8—2,6
$N_{вр}$	36	5—7	7—10
	45	4—6	5—7

φ_k — коэффициент совмещения работ по возведению крепи с погрузкой породы, равный 0,8—1,0; P_6 — производительность укладки бетонной смеси за опалубку, равная 4—6 м³/ч.

В производственной практике глубина шпуров принимается: при бурении ручными перфораторами в породах с $f=2\div 9$ $l_{ш}=2,0\div 2,5$ м; в породах с $f>9$ $l_{ш}=1,5\div 2$ м; при бурении установками БУКС-1М, СМБУ-4 $l_{ш}=2,5\div 4,0$ м. Диаметр шпура при электрическом взрывании принимается на 4—7 мм больше диаметра патрона:

Диаметр патрона ВВ, мм	32	36	45
Диаметр шпура, мм	36	43	52

Расположение шпуров в забое ствола такое же, как и при проходке стволов. Врубовые шпуры бурят на 30—40 см больше глубины отбойных шпуров с увеличением величины заряда на 20—25%. При расположении шпуров в забое должен быть обеспечен примерно одинаковый объем разрушенной породы, приходящийся на один шпур.

Объем разрушенной породы, приходящийся на один отбойный и один оконтуривающий шпур:

$$V_{ор} = 0,78 l_{ш} (D_{вч}^2 - D_{вр}^2) / (N - N_{вр}),$$

где $l_{ш}$ — глубина шпура; N — общее число шпуров; $N_{вр}$ — число врубовых шпуров; $D_{вч}$ — диаметр ствола вчерне; $D_{вр}$ — диаметр окружности врубовых шпуров. Значения $D_{вр}$ и $N_{вр}$ даны в табл. 3.1.

Большее значение принимается в стволах диаметром вчерне более 7 м.

Расстояние между окружностями отбойных шпуров

$$W_{ор} = \sqrt{V_{ор} / (m l_{ш})},$$

где m — коэффициент сближения; для пород средней крепости $m=0,8$, для крепких пород $m=1$. Расстояние между шпурами в окружности

$$a_0 = m W_{ор}.$$

Таблица 3.2

Число окружностей		Расчетная формула
Всего	В том числе отбойных шпуров	
3	1	$D_{от} = (D_{вр} + D_{ок})/2$
4	2	$D'_{от} = (2D_{вр} + D_{ок})/3$ $D''_{от} = (D_{вр} + 2D_{ок})/3$
5	3	$D'_{от} = (3D_{вр} + D_{ок})/4$ $D''_{от} = (D_{вр} + D_{ок})/2$ $D'''_{от} = (D_{вр} + 3D_{ок})/4$

Число окружностей отбойных шпуров

$$N = \frac{0,5 (D_{вч} - D_{вр})}{W_{ор}} - 1.$$

Диаметр окружностей расположения оконтуривающих шпуров

$$D_{ок} = D_{вч} - 2C,$$

где C — расстояние от оконтуривающего шпура до проектной окружности ствола в черне, равное 0,2—0,3 м.

Диаметр окружностей расположения оконтуривающих шпуров определяется по формулам, приведенным в табл. 3.2.

При углубке стволов *бурение шпуров* производится в основном ручными бурильными машинами (перфораторами), реже — установками СМБУ-4. При большом шаге углубки (200—300 м) и погрузке породы машинами КС-2у/40 шпуры бурят установками БУКС-1М.

Бурение шпуров при углубке стволов производится сверху вниз, что позволяет применять тяжелые перфораторы ПР-24ЛУ, ПР-24ЛУБ, ПР-30ЛУ, ПР-30ЛУС, ПР-25Л, ПР-30К. Число перфораторов n_n , одновременно работающих в забое:

$$n_n = S_{вч}/S_y,$$

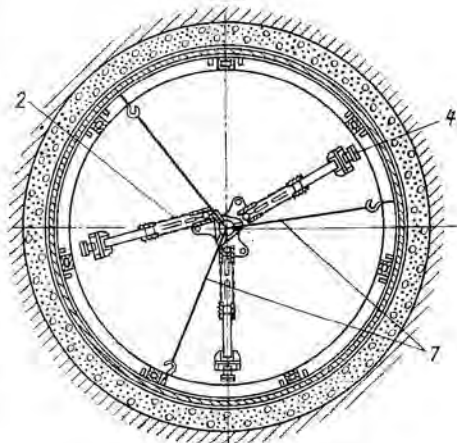
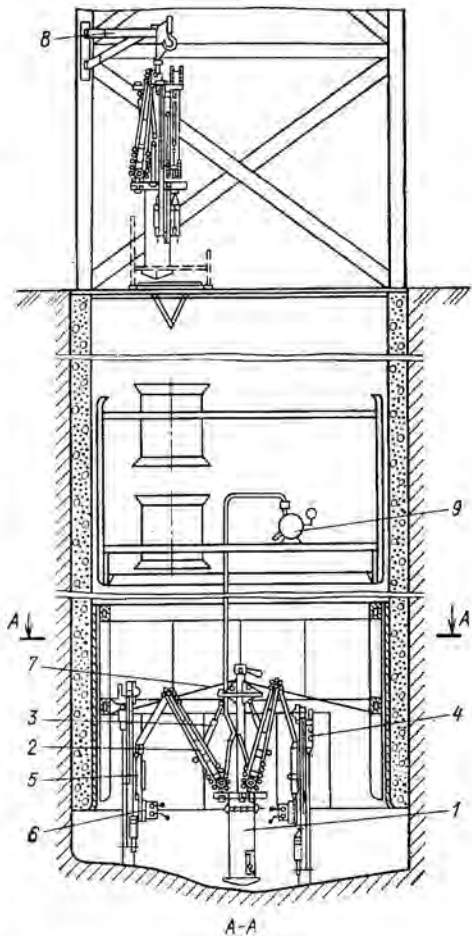
где S_y — площадь забоя на один перфоратор, равная 4—6 м².

В забое должно находиться 2—3 исправных резервных перфоратора. Бурильные штанги — пустотелые марки БШ-22. Комплект штанг имеет длину 0,7; 1,3; 1,8; 2,5; 3,0 м. В хрупких трещиноватых породах применяют коронки долотчатые КДШ и трехперые КТШ, в вязких породах — крестообразные ККП. Для уменьшения вибрации перфораторов используют антивибрационные устройства КВ-1 и КВС-1. Последовательность работ при бурении шпуров следующая: зачистка забоя, спуск бурового инструмента, разметка шпуров, присоединение шлангов к ставу сжатого воздуха, не-

Рис. 3.15. Бурильная установка СМБУ-4М

посредственно бурение. При разметке шпуров в забой опускается отвес, определяется центр ствола, в центре бурят шпур глубиной 0,5—0,7 м, в который вставляется ось шаблона. При помощи шаблона размещают окружности шпуров, а по окружности — устья шпуров. По окончании бурения каждого шпура он продувается, а в устье шпура забивается деревянный колышек. Достоинства бурения шпуров ручными перфораторами — надежность процесса и простое регулирование общего времени бурения шпуров. Надежность процесса заключается в том, что бурение шпуров производится непрерывно, без остановки. При неисправности одного или нескольких перфораторов последние быстро заменяются работоспособными. Сокращение времени бурения шпуров осуществляется путем увеличения числа бурильщиков, создаются специальные бригады бурильщиков, работающих по вызову.

Недостаток — тяжелый труд проходчиков и низкая производительность труда одного проходчика. Степень механизации работ (затраты ручного труда) при бурении шпуров ручными перфораторами составляет всего 30—50%, а трудоемкость в 2—2,7 раза больше, чем при бурильных установках.



Бурение шпуров установкой СМБУ-4м позволяет облегчить труд проходчиков, повысить степень механизации до 88—95% и производительность труда одного проходчика.

Бурильная установка СМБУ-4м (рис. 3.15), разработанная КузНИИшахтостроем, состоит из колонны 1, на которой смонтированы три манипуляторные стрелы 2. Стропы раздвигаются гидродомкратами 3. На манипуляторных стрелах установлены бурильные машины 4 типа БУ-1 или БГА-1 с гидроподъемниками 5 и пунктами управления 6. В стволе установка раскрепляется тремя канатами-растяжками 7, а в копре подвешивается на кронштейне 8. Для промывки шпуров на полке устанавливается бак с водой 9.

Последовательность работ при бурении шпуров СМБУ-4м: в центре ствола бурят шпур, в забой спускается бурильная установка, раскрепляется растяжками и начинается бурение шпуров. Каждая бурильная машина, обслуживаемая одним проходчиком, бурит шпуры в своем сегменте. По окончании бурения всех шпуров установка СМБУ-4м поднимается на безопасное расстояние.

Производительность бурения Q_6 (количество шпурометров, пробуренных за 1 ч), м/ч:

$$Q_6 = \frac{60\varphi n v K_v K_d K_n}{1 + vt},$$

где φ — коэффициент одновременности работы бурильных машин; n — число бурильных машин; v — средняя техническая скорость бурения, равная $v_0 K$, м/мин; v_0 — начальная техническая скорость бурения (табл. 3.3); K — коэффициент средней скорости бурения; K_v — коэффициент, учитывающий приток воды Q_v в ствол. При $Q_v \leq 6$ м³/ч $K_v = 1$; при $Q_v = 7 \div 13$ м³/ч $K_v = 0,9$; при $Q_v > 13$ м³/ч $K_v = 0,83$; K_d — коэффициент, учитывающий диаметр шпура. При $d_{ш} = 52$ мм $K_d = 1$, при $d_{ш} = 40 \div 43$ мм $K_d = 1,2$; K_n — коэффициент надежности процесса; t — время вспомогательных работ, отнесенное к 1 м шпура. Значения φ , K_n и t при различном оборудовании (бурильные установки/ручные перфораторы) приведены ниже:

φ	0,75/0,85
K_n	0,8/0,9
t , мин/м	1/2,3

Таблица 3.3

Коэффициент крепости пород f	Начальная техническая скорость бурения (м/мин) при типе бурильных машин		
	ПР-30ЛС	ПР-24ЛС	БУ-1
3—6	0,42—0,38	0,52—0,47	2—1,4
7—10	0,26—0,22	0,32—0,28	1,2—0,8
12—16	0,13—0,11	0,16—0,14	0,7—0,5

При давлении сжатого воздуха 0,45—0,5 МПа скорость бурения шпуров уменьшается соответственно на 20—15%.

Коэффициент средней скорости бурения K различным оборудованием для различной глубины шпуров приведен ниже (ручные перфораторы/бурильные установки).

Глубина шпуров, м	2	3	4	5
Коэффициент K	0,92/0,97	0,85/0,93	0,77/0,9	0,7/0,86

Общее время бурения шпуров:

$$T_{\text{б}} = \frac{Nl_{\text{ш}}}{Q_{\text{б}}} + t_{\text{п.з.}}$$

где N — число шпуров; $l_{\text{ш}}$ — глубина шпура, м; $t_{\text{п.з.}}$ — время подготовительных (спуск бурового оборудования, присоединение к сети сжатого воздуха и др.) и заключительных (подъем оборудования) работ. При бурении ручными перфораторами $t_{\text{п.з.}} = 10 \div 25$ мин, бурильными установками $t_{\text{п.з.}} = 40 \div 60$ мин.

Заряжание и взрывание зарядов шпуров при углубке стволов производятся в следующей последовательности. Из забоя ствола убирают оборудование и материалы. Подвесной полук поднимается на безопасное расстояние — на 20—25 м от забоя. Рабочие, не принимающие участия в заряжании, выезжают из ствола. В забой в бадье спускаются патроны ВВ. Боевые патроны в сумках или специальных ящиках, обитых войлоком, спускаются отдельно в бадьях в сопровождении мастера-взрывника. Скорость спуска бадьи с ВМ по направляющим — не более 2 м/с, без направляющих — не более 1 м/с. Патроны-боевики изготавливают при углубке ствола по схеме I — на земной поверхности в зарядных будках, расположенных на расстоянии не менее 50 м от ствола; при углубке по схемам II и III — по согласованию с республиканскими органами Госгортехнадзора на одном из горизонтов в специальной камере.

Заряжание шпуров производят без перерыва, опуская патроны в шпур по одному, а затем осторожно досылают патрон-боевик. Верхняя часть шпура заполняется гранулированным шлаком, крупнозернистым песком, полиэтиленовыми ампулами, заполненными водой, песчано-глиняными пыжами. Забоечный материал уплотняется деревянным забойником. После заряжания всех шпуров производится монтаж электросети — провода электродетонаторов соединяются с антенными проводами по последовательной, параллельной и комбинированной схемам. Выбор схемы соединения определяется расчетом. Антенные провода закрепляются к колышкам на высоте 0,5 м от забоя. Выезжают проходчики, участвующие в заряжании шпуров, а мастер-взрывник (взрывник) подсоединяет антенные провода к магистральному проводу с резиновой или пластиковой изоляцией. На подвесном полке магистральный провод соединяют со взрывным кабелем; мастер-взрывник и полковой рабочий выезжают на земную поверхность (схе-

ма I) или на рабочий горизонт (схемы II и III). Взрывание зарядов шпуров производится с земной поверхности или с рабочего горизонта. Во время взрывания постоянный подъем в стволе не работает. После взрыва производится проветривание ствола. Общая продолжительность заряджания и взрывания шпуров

$$T_3 = \frac{Nt_3}{\varphi_3 n_3} + t_{п.з.},$$

где N — число шпуров; t_3 — время заряджания одного шпура, включая монтаж электросети, равное 5—7 мин; φ_3 — коэффициент, учитывающий уменьшение числа проходчиков при монтаже электросети, равный 0,8; n_3 — число проходчиков, принимающих участие в заряджании, определяется из расчета 1 проходчик на 6—8 м² площади забоя; $t_{п.з.}$ — время спуска ВВ и его разгрузки в забое, равное 10—15 мин.

Общее время буровзрывных работ

$$T_{бв} = T_6 + T_3 + T_п,$$

где $T_п$ — время подъема полка, равное 15—20 мин.

3.7.2. Вентиляция

При углубке ствола вентиляция осложняется тем, что углубка производится в условиях эксплуатационной шахты и схема проветривания ствола должна быть увязана со схемой вентиляции шахты в целом. Схема вентиляции углубляемого ствола зависит от схемы углубки, глубины ствола, направления вентиляционной струи по эксплуатационному стволу, категории шахты по газу и других факторов. Вентиляция углубляемого ствола производится вентиляторами местного проветривания по нагнетательной и комбинированной схемам и сквозной струей.

При углубке по схемам I и II клетового ствола, по которому обычно подается в шахту свежий воздух, применяется нагнетательная или комбинированная схема (рис. 3.16,а). Вентилятор 1 устанавливается в сопряжении или в стволе выше сопряжения и по ставу труб 2 нагнетает свежий воздух в забой ствола. Вентилятор 3 по трубопроводу 4 длиной 15—20 м засасывает из ствола воздух и по ставу 5 подает его к скиповому стволу. По согласованию с горнотехнической инспекцией вентилятор 3 может работать только на очистке ствола от продуктов взрыва — 0,5—1,0 ч после взрыва. В стволах небольшой глубины при углубке по схеме I вентилятор 1 может устанавливаться на земной поверхности, а став 5 — прокладываться по стволу.

При углубке скипового ствола, по которому из шахты выдается воздух, проветривание ствола осуществляется по нагнетательной схеме (рис. 3.16,б). При этом вентилятор устанавливается в сопряжении. При неглубоких стволах вентилятор может устанавливаться на земной поверхности.

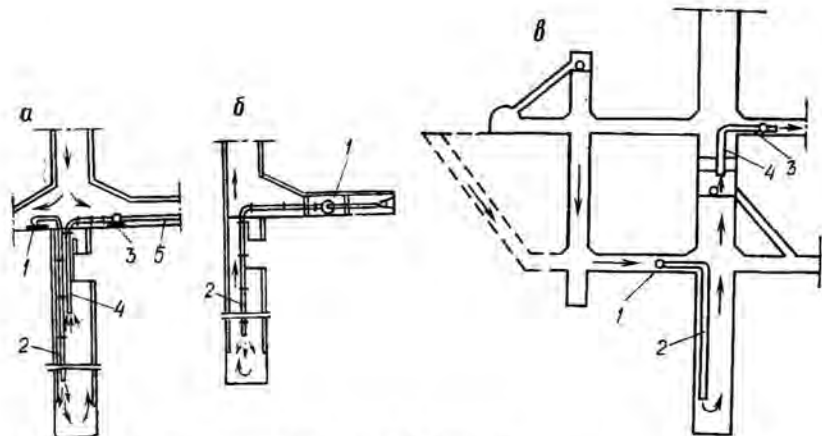


Рис. 3.16. Схема вентиляции при углубке стволов

При углубке по схеме III клетового ствола вентилятор 1 (рис. 3.16, в), нагнетающий свежий воздух, устанавливается на углубочном горизонте, а всасывающий вентилятор — на рабочем горизонте. При этом свежий воздух по слепому стволу или уклону поступает к вентилятору 1 и по ставу труб 2 нагнетается в забой ствола. Далее продукты взрыва по ставу 4 всасываются вентилятором 3 и по ставу 5 нагнетаются к скиповому стволу.

Вентилятор 3 работает 40—60 мин после взрыва. По согласованию с горнотехнической инспекцией вентилятор 1 можно устанавливать в стволе под предохранительным полком, при этом продукты взрыва будут выходить из забоя ствола по слепому стволу или уклону. Во всех случаях в предохранительном устройстве должен быть предусмотрен проем для ставов вентиляционных труб.

При углубке скипового ствола на углубочном горизонте монтируется только вентилятор 1. Продукты взрыва выходят на земную поверхность с исходящей струей общешахтной вентиляции.

Расчет вентиляции и выбор вентиляционного оборудования производится так же, как и при проходке стволов.

В производственной практике при углубке стволов проветривание забоя обычно производится вентиляторами ВМ-4м, ВМ-5м, ВМ-6м по ставу металлических труб диаметром 0,4—0,7 м. На нижнем конце става подвешивается гибкий прорезиненный рукав соответствующего диаметра и длиной 10—15 м. Став металлических труб подвешивается к крепи ствола.

После проветривания сменным техническим надзором и мастером-взрывником (взрывником) производится осмотр забоя. По указанию сменного надзора приводятся в безопасное состояние ствол и находящееся в нем оборудование. С подвесного полка

убираются куски взорванной породы, поврежденное взрывом оборудование приводится в рабочее состояние. Подвесной полок спускается к забою ствола и производятся подготовительные работы к уборке породы.

3.7.3. Погрузка и подъем породы

Погрузка породы при углубке стволов производится машинами с ручным вождением погрузчика КС-3, погрузочной машиной ОСК и в исключительных случаях — при большом (300—400 м) шаге углубки — машиной с механическим вождением погрузчика КС-2у/40.

Число машин КС-3, одновременно работающих в забое, принимается из расчета 13—16 м² площади забоя на одну машину.

Для погрузки породы при углубке стволов целесообразно применять облегченный стволочный комплекс ОСК конструкции КузНИИшахтостроя (рис. 3.17).

Управление работой грейфера (спуск-подъем грейфера, раскрытие и закрытие челюстей грейфера) и перемещение кареток подвески грейфера сосредоточено в кабине машиниста.

Основные преимущества машины ОСК по сравнению с погрузчиком КС-3 — механическое вождение грейфера по забою, применение грейфера вместимостью 0,65 м³ вместо 0,22 м³, сокращение числа проходчиков на погрузке породы в 2—3 раза, производительность погрузки ОСК равна производительности двух-трех грейферов КС-3, улучшение условий труда проходчиков. Преимущества комплекса ОСК по сравнению с КС-2у/40: уменьшается стоимость, исключается монтаж сложного полка-каретки, снижается время монтажа.

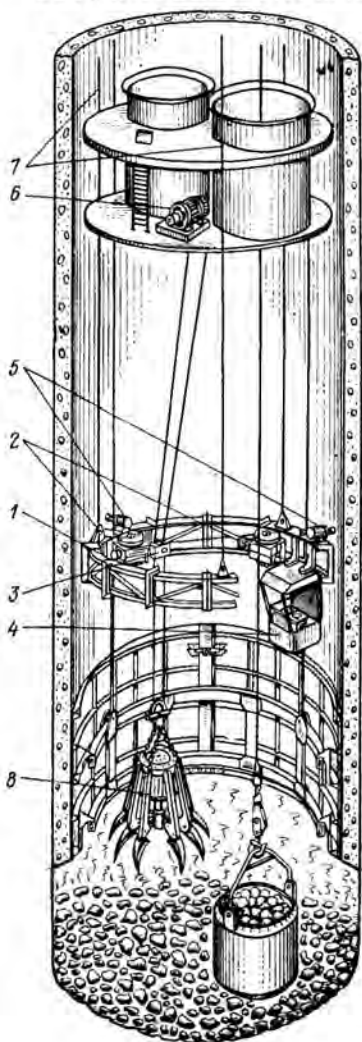


Рис. 3.17. Погрузочная машина ОСК:

1 — несущее кольцо; 2 — каретка; 3 — рама направляющей; 4 — кабина машиниста; 5 — распорные гидромкраты; 6 — пневмолебедка; 7 — канаты подвески несущего кольца; 8 — грейфер

Техническая характеристика ОСК, КС-3 и КС-2у/40 приведена ниже.

	ОСК	КС-3	КС-2у/40
Погрузочная машина			
Диаметр ствола в свету, м	5—8	Любой	5,5—6,5
Необходимый технологический отход, м	8—20	8—20	40
Техническая производительность, м ³ /ч	55	15	72
Вместимость грейфера разрыхленной породы, м ³	0,4—0,65	0,22	0,65
Максимальный расход воздуха, м ³ /мин	45	8,25	50
Масса машины, т	9,3	0,9	19,2

КузНИИшахтостроем разработана гидравлическая погрузочная машина ПМС-ГТ, которая может также успешно применяться при углубке стволов.

Производительность погрузки породы $P_{п}$ (м³/ч) в разрыхленном состоянии

$$P_{п} = \frac{1}{\varphi\alpha \left(\frac{1}{n_{м}P_{т}K_{о}K_{п}} + \frac{t_{п}}{V_{б}K_{з}} \right) + \frac{(1-\alpha)\varphi}{n_{р}P_{у}}}$$

где φ — коэффициент неравномерности работы по погрузке, равный 1,15—1,2; α — доля породы фазы I, равная 0,9—0,93 для погрузчика КС-3 и 0,85—0,9 для машин ОСК; $n_{м}$ — число погрузочных машин; $P_{т}$ — техническая производительность машин, м³/ч; $K_{о}$ — коэффициент одновременности работы машин (при $n_{м}=1$ $K_{о}=1$; при $n_{м}=2$ $K_{о}=0,95$; при $n_{м}=3-4$ $K_{о}=0,85-0,7$); $K_{п}$ — коэффициент просыпания породы при разгрузке грейферов в бадью, равный 0,8—0,9; $t_{п}$ — время перецепки бадьи, равное 0,01—0,17 ч; $V_{б}$ — вместимость бадьи, м³; $K_{з}$ — коэффициент заполнения бадьи, равный 0,9; $n_{р}$ — число рабочих, занятых на уборке породы во II фазе погрузки; $P_{у}$ — производительность проходчиков во II фазе погрузки (м³/ч) (приведена ниже):

Коэффициент крепости породы	3—6	7—10	12—16
Производительность проходчиков при подгребании породы:			
пневмомонитором	2,6	1,9	1,3
вручную	1,6	1,2	0,8

Общее время погрузки породы

$$T_{п.п} = S_{вч} t_{ш} \eta \mu K_{р} / P_{п} + t_{п.з.}$$

где $S_{вч}$ — площадь поперечного сечения ствола в черне, м²; $t_{ш}$ — глубина шпура, м; μ — КИС; η — КИШ; $K_{р}$ — коэффициент разрыхления породы; $P_{п}$ — производительность погрузки породы, м³/ч; $t_{п.з.}$ — время подготовительных и заключительных работ при погрузке, равное 1—1,5 ч.

Обеспечение сжатым воздухом. Для работы бурильных и погрузочных машин, занятых на углубке ствола, сжатый воздух подается по ставу труб диаметром 150—200 мм, подсоединенным к

общешахтной сети сжатого воздуха на рабочем горизонте. Став сжатого воздуха монтируется в бадьево́м отделении (углубка по схемам I и II), в слепом стволе или уклоне (углубка по схеме III). При углубке стволов небольшой глубины по схеме I став сжатого воздуха подсоединяется к коллекторным трубопроводам у воздухооборнников компрессорной станции и монтируется в стволе в бадьево́м отделении. В углубляемой части ствола став сжатого воздуха подвешивается к крепи или на канатах.

Необходимо производить проверочный расчет общешахтного расхода сжатого воздуха с учетом обеспечения работы механизмов, занятых на углубке ствола. Разводка сети в забое и расчет потребности сжатого воздуха производятся так же, как и при проходке стволов.

Подъем породы. Стесненные условия работ по углубке ствола не позволяют применить высокопроизводительные подъемные машины с бадьями большой (4—6 м³) вместимости. Обычно при углубке ствола для подъема породы применяют несамопрокидные бадьи вместимостью 1—1,5 м³ и самопрокидные БПС-1, БПС-1,5, БПС-2 и редко БПС-3 с прицепными устройствами для прядевых канатов УПП-2,8 и УПП-5 и для закрытых канатов УПЗ-1/20, УПЗ-2/22.

В качестве подъемных машин применяют одноконцевые подъемные машины Ц-1,6×1,2; Ц-2×1,5; Ц-2,5×2. При углубке по схеме I используется освободившаяся постоянная подъемная машина или монтируется передвижная подъемная установка. Выбор подъемного оборудования производится по формулам, применяемым при расчете подъема для проходки стволов.

Производительность подъема (м³/ч)

$$P_{\text{под}} = 3600 V_6 K_3 / T_{\text{цп}} K,$$

где V_6 — вместимость бадьи, м³; K_3 — коэффициент заполнения бадьи, равный 0,9; K — коэффициент неравномерности работы подъема, равный 1,3—1,5; $T_{\text{цп}}$ — продолжительность цикла подъема, с.

Для совмещенной схемы проходки и одноконцевого подъема

$$T_{\text{цп}} = \frac{2H - 37}{v} + 2,6v + 144,$$

где H — высота подъема, м; v — средняя скорость движения бадьи, равная 3—5 м/с.

Производительность подъема на конечной глубине ствола должна быть больше производительности погрузки в фазе I.

При углубке ствола *транспортирование* породы по схеме I производится автосамосвалами. При углубке по схеме II порода из бадьи разгружается в вагонетку и далее по клетевому стволу поднимается на земную поверхность или разгружается в пород-

ный бункер скипового ствола. При углубке по схеме III порода из бадьи разгружается в вагонетку, вагонетка по слепому стволу или уклону поднимается на рабочий горизонт и далее транспортируется к клетевому или скиповому стволу. Важный вопрос при углубке стволов — обеспечение порожними вагонетками. В производственной практике часто из-за несвоевременного обеспечения порожними вагонетками задерживается погрузка породы, что снижает скорость углубки.

При углубке стволов *откачка воды*, как правило, производится насосами по двухступенчатой схеме: из забоя вода пневматическими насосами Н-1М; БН-15×4; «Малютка» подается в приемный бак подвешенного насоса НП-2, который перекачивает воду в водосборник насосной станции рабочего горизонта. Применяются подвесные насосы типа ППН-50-12; ППН-30×250; ВП-2; НП-2; при углубке стволов по схеме I и при незначительных притоках откачка воды может производиться в бадьях, как и при проходке стволов.

Забойные насосы имеют диаметр шлангов: воздушного — 19—22 мм, нагнетательного водяного — 50—60 мм. Диаметр нагнетательного става подвесных насосов 100 мм.

3.7.4. Возведение крепи

При углубке стволов крепление повсеместно производится монолитным бетоном и реже железобетоном. Крепь возводится сверху вниз с применением призабойной металлической секционной опалубки. Бетонная смесь за опалубку спускается по бетоноводу с гасителем скорости. Бетоноводы подвешивают к крепи, реже на канатах. Расчет толщины крепи, подбор состава бетонной смеси, технология возведения крепи такие же, как и при проходке стволов. Специфическая особенность возведения бетонной крепи при углубке стволов — приготовление и транспортирование бетонной смеси к бетоноводу. При углубке стволов по схеме I, как и при проходке стволов, бетонная смесь готовится на центральных бетонных заводах или в шахтном бетонно-растворном узле, автосамосвалами подвозится к стволу, разгружается в приемный бункер и по бетонопроводу, смонтированному в углубочном отделении, спускается за опалубку (рис. 3.18,а).

При углубке стволов по схемам II и III приготовление и транспортирование бетонной смеси производится тремя способами.

Первый — бетонная смесь готовится на земной поверхности в бетонно-растворном узле, загружается в шахтные вагонетки и доставляется на рабочий (углубочный) горизонт, где вагонетки разгружаются в приемный бункер. Из приемного бункера бетонная смесь перегружается в бетонопровод. При этом способе обеспечиваются высокое качество и полная механизация

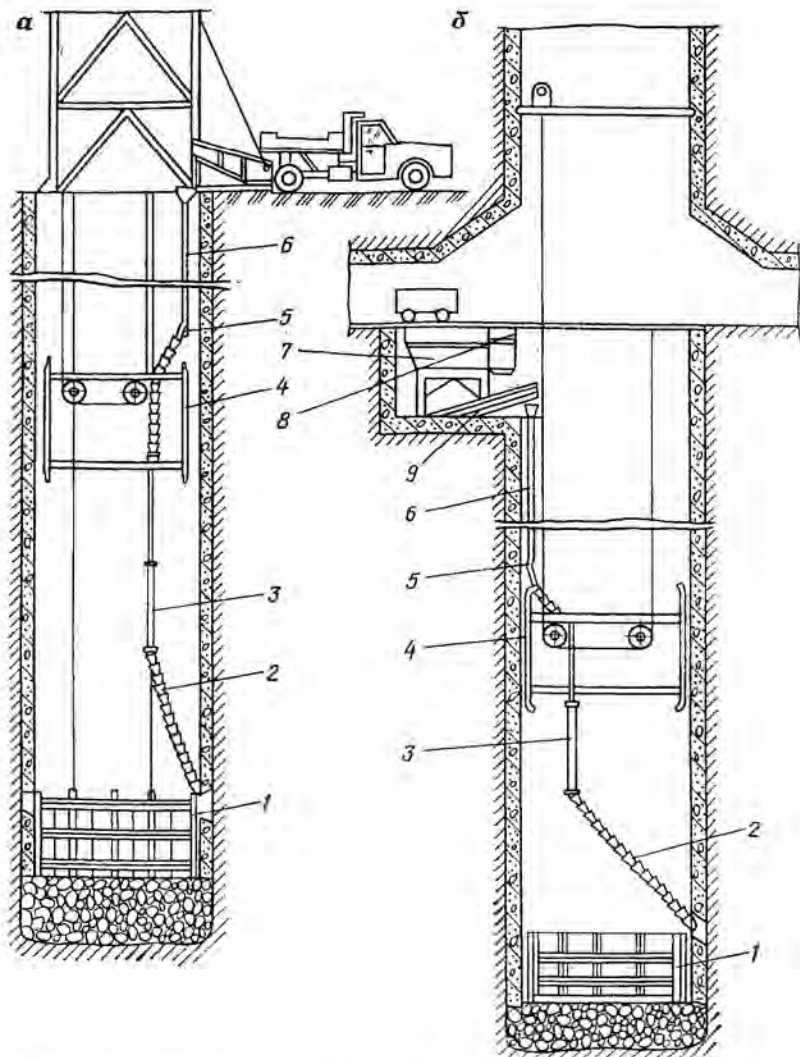


Рис. 3.18. Возведение бетонной крепи при углубке стволов по схемам:

a—1; *б*—11: 1 — опалубка; 2 — гибкий бетонопровод; 3 — телескопическое устройство; 4 — подвесной полок; 5 — гаситель скорости; 6 — бетонопровод; 7 — дозатор инертных; 8 — дозатор цемента; 9 — бетономешалка

приготовления бетонной смеси. Транспортирование вагонеток с бетонной смесью должно производиться четко по графику. Время нахождения вагонетки в пути — от загрузки до разгрузки бетонной смеси — должно быть меньше времени начала ее схватывания. В противном случае начнется твердение бетонной смеси в вагонетке.

При втором способе на рабочем горизонте, вблизи ствола, монтируется бетономешалка и устраивается склад цемента и инертных материалов. Цемент и инертные материалы доставляются с земной поверхности в вагонетках. Приготовленная бетонная смесь из бетономешалки поступает в бетонопровод. Этот вариант применяется при отсутствии на шахтной площадке бетоно-растворного узла и небольшом объеме бетонных работ при углубке. На рис. 3.18,б изображен бетоно-растворный узел, установленный в специальной камере у углубляемого ствола. Узел имеет бункера для цемента и инертных материалов, баки для воды и химических добавок, дозаторы и шнековый смеситель. Возможна установка и обычной бетономешалки. Инертные материалы и цемент с земной поверхности доставляются в вагонетках.

Третий способ — для приготовления бетонной смеси используется БУК или «Монолит-2», который применяется для возведения бетонной крепи в горизонтальных выработках. Из этого комплекса могут быть использованы оборудование для транспортирования инертных материалов и цемента, загрузчик-дозатор и смесительная установка. Транспортирование с земной поверхности в шахту бетонной смеси, инертных материалов и цемента целесообразно производить в вагонетках с донной разгрузкой типа ВДК или в вагонетках с глухим кузовом, приспособленных для разгрузки материала.

Время возведения крепи T_k на рабочую высоту опалубки

$$T_k = (S_{вч}\mu - S_{св})h_0K_0/P_0 + t_0,$$

где $S_{вч}$, $S_{св}$ — площадь поперечного сечения ствола соответственно в черне и в свету, m^2 ; μ — киш; h_0 — высота опалубки; P_0 — производительность подачи бетонной смеси за опалубку, зависящая от схемы углубки, способа приготовления и транспортирования бетонной смеси к бетонопроводу, равная $2 \div 4 m^3/ч$. Максимальное значение (по пропускной способности одного бетонопровода) $P_0 = 6 m^3/ч$; K_0 — коэффициент неравномерности подачи бетонной смеси, равный $1,2-1,3$; t_0 — время установки опалубки (выравнивание породы в забое, отрыв, спуск и центрирование опалубки), равное $1,5-2 ч$.

Вспомогательные работы. Нарращивание ставов труб сжатого воздуха, вентиляции и бетонопровода, связь, сигнализация и маркшейдерское обслуживание при углубке стволов аналогичны этим работам при проходке стволов.

3.7.5. Комплексы оборудования для углубки стволов

Высокие технико-экономические показатели углубки стволов могут быть достигнуты при комплексной механизации основных производственных процессов — бурения шпуров, погрузки и подъема породы, возведения крепи. При углубке стволов применяют

комплексы КБ-1, КС-2у и ОСК. Техническая характеристика комплексов приведена ниже.

	КБ-1	ОСК	КС-2у
Диаметр ствола в свету, м	4—7	4—6	5,5—7
Тип бурильной установки	ПР-30ЛС; ПР-24ЛС	СМБУ-4м	БУКС-1м
Максимальная глубина шпуров, м	2,5	4,0	4,5
Погрузочная машина	КС-3	ОСК	КС-2у/40
Вместимость грейфера, м ³	0,22	0,4—0,65	0,65
Эксплуатационная производительность погрузочной машины, м ³ /ч	15	50	78
Вместимость бадей, м ³	1,0—1,5	1,5—2	2—3
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	50	55—70	60
Масса оборудования, смонтированного в стволе, т	10—15	15—20	70

При работе комплекса КБ-1 (рис. 3.19) крепь возводят с применением при забойной опалубки со спуском бетонной смеси по трубам. В стволе подвешен на канатах двухэтажный полок.

Основные достоинства комплекса КБ-1 — небольшая масса оборудования, что позволяет произвести оснастку ствола с минимальными затратами времени и средств, низкая стоимость эксплуатации машин и надежность процесса, так как вышедшие из строя бурильные и погрузочные машины быстро заменяются исправными. Недостаток комплекса — тяжелый труд проходчиков при бурении шпуров и вождении машины КС-3, малая производительность погрузки породы. Производительность труда при углубке стволов комплексом КБ-1 в 1,5—2 раза меньше, чем комплексом КС-2у.

Комплекс КС-2у применяют в случаях, когда шаг углубки более 150—180 м и имеется возможность применить высокопроизводительный подъем. В стволе монтируется полка-каретка, возведение крепи — с применением секционной опалубки.

Достоинство комплекса КС-2у — полная механизация бурения шпуров и погрузки породы, высокая производительность уборки взорванной породы. Недостаток комплекса — большая масса оборудования, более длительное время мон-

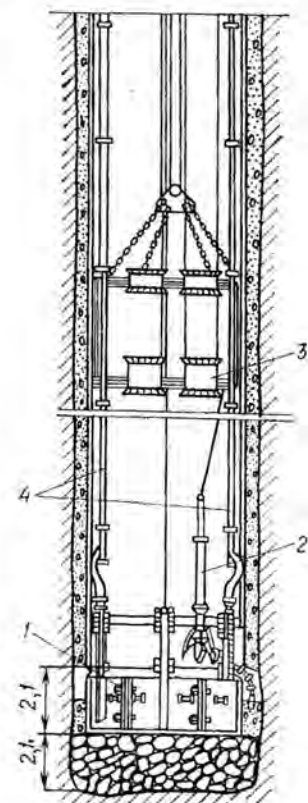


Рис. 3.19. Комплекс КБ-1: 1 — опалубка; 2 — погрузочная машина КС-3; 3 — подвесной двухэтажный полк; 4 — бетонпровод (размеры в м)

тажа, большой (до 60 м³/мин) расход сжатого воздуха.

В состав комплекса ОСК входят подвесной полок и призабойная опалубка. В этом комплексе полностью механизированы бурение шпуров и погрузка породы. По сравнению с комплексом КС-2у в комплексе ОСК меньше масса оборудования, а следовательно, меньше стоимость и время его монтажа.

3.8. УГЛУБКА СТВОЛОВ КОМБИНИРОВАННЫМ СПОСОБОМ (СХЕМА IV)

При углубке ствола комбинированным способом из подходящей к стволу горной выработки в центральной части ствола проходят восстающую выработку или скважину большого диаметра, которая в дальнейшем расширяется на полное сечение ствола. Порода от расширения спускается по восстающей выработке или скважине вниз на новый горизонт, где она грузится в вагонетки и по вскрывающей выработке транспортируется на рабочий горизонт и далее — на земную поверхность. Непременное условие применения комбинированного способа — вскрытие нового горизонта и проходка выработок к углубляемому стволу.

Основное достоинство комбинированного способа — резкое снижение трудоемкости работ и времени по уборке породы. При углубке стволов способом сверху вниз (схемы I, II и III) время уборки породы составляет 55—60% времени цикла, при углубке по схеме IV — 15—20%. К недостаткам схемы IV можно отнести дополнительные работы по проходке восстающих.

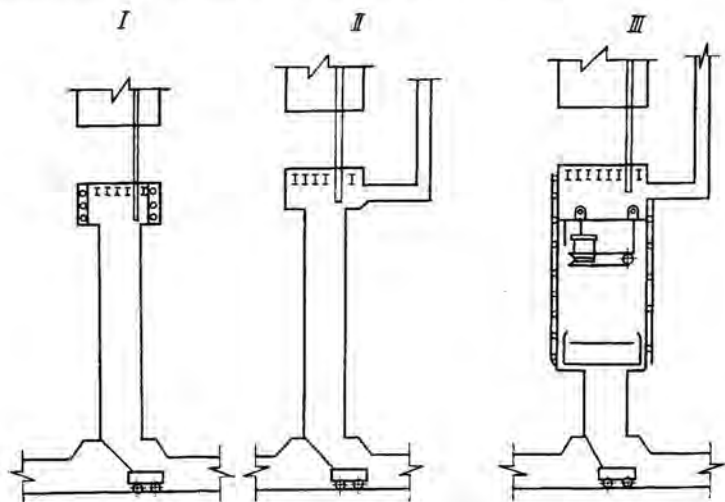


Рис. 3.20. Схема последовательности работ подготовительного периода при углубке ствола по схеме IV (I—III фазы)

3.14. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ УГЛУБКИ СТВОЛОВ

При углубке стволов к технико-экономическим показателям относят: время производства работ, скорость и стоимость углубки, производительность труда.

Общее время углубки ствола ΣT_y складывается из времени подготовительного периода T_n , времени непосредственной углубки T_y , времени проведения сопряжений T_o , времени армирования T_a и времени на разборку предохранительных устройств и перепуск подъемов на новый горизонт T_3 :

$$\Sigma T_y = T_n + T_y + T_o + T_a + T_3.$$

Время проведения работ подготовительного периода зависит от многих факторов, и в первую очередь от принятой схемы углубки, диаметра и глубины ствола, эксплуатационного режима работы шахты (сколько времени предоставляется для проведения работ в стволе), от организации и интенсивности проведения работ.

При углубке стволов по схемам I и II время подготовительных работ обычно составляет 6—9 мес. На отдельных шахтах при углубке ствола по схеме I, приспособлении эксплуатационной подъемной машины для бадьевого подъема, полном совмещении монтажа тихоходных лебедок с работами в копре и сооружении породных целиков время подготовительных работ снижается до 4,5—6 мес.

В тресте «Горловскуглестрой» время подготовительных работ занимает 1,5—2 года — 43 % общего времени углубки. Значитель-

ное время подготовительных работ в этом тресте объясняется большой глубиной шахт, углубкой стволов по схеме II, пылегазовым режимом шахт, напряженной работой подъема.

В ПО «Кривбассруда» время подготовительных работ занимает 35—50 % общего времени углубки. При углубке ствола по схеме III, где большой объем горных работ, время подготовительных работ составляет 14—16 мес, а на отдельных шахтах — до 20—25 мес.

Время непосредственно углубки ствола

$$T_y = h_y / v_y,$$

где h_y — шаг углубки за вычетом технологического отхода, м; v_y — нормативная скорость углубки, равная 25 м/мес.

Время проходки сопряжения

$$T_o = t_{п.с} + V_c / v_{н.с},$$

где $t_{п.с}$ — время подготовительных работ к проходке сопряжения, равное 0,2—0,3 мес; V_c — объем сопряжения, м³; $v_{н.с}$ — нормативная скорость проходки сопряжения: $v_{н.с} = 400$ м³/мес.

Время армирования ствола

$$T_a = t_{п.а} + h_a / v_{н.а},$$

где $t_{п.а}$ — время подготовительных к армированию работ, равное 0,3—0,5 мес; h_a — протяженность участка ствола, на котором производится армирование; $v_{н.а}$ — нормативная скорость армирования, равная 300 м/мес.

Время заключительных работ T_3 — разборка предохранительного устройства, соединение армировки, строительство посадочной площадки, демонтаж углубочного оборудования, перепуск подъемных сосудов — равно 1,5—2,5 мес.

Принимая $\Sigma T_{п} = t_{п.с} + t_{п.а} + t_3 = 2,0 + 3,3$ мес и подставляя значения T_y ; T_o ; T_a в общее время углубки, получаем

$$\Sigma T = T_{п} + \frac{h_y}{v_y} + \frac{V_c}{v_{н.с}} + \frac{h_a}{v_{н.а}} + \Sigma T_{п.}$$

Затраты времени на углубку стволов в тресте «Горловскугледстрой» приведены в табл. 3.6.

Скорость углубки. Различают среднюю техническую и календарную скорости углубки.

Средняя техническая — скорость непосредственно углубки ствола (выемки породы и возведения крепи) определяется как частное от деления объема углубки на время углубки:

$$v_{т.у} = (h_y - h_o - h_{п.у}) / T_y,$$

где h_y — шаг углубки, м; h_o — длина технологического отхода, м; $h_{п.у}$ — высота предохранительного устройства, м; T_y — время непосредственно углубки, мес.

Таблица 3.6

Производственные процессы	Продолжительность работ, мес (% от общего времени)	
	проектная	фактическая
Оснащение ствола под углубку	6 (25)	14 (32)
Технологический отход длиной 30 м	—	5 (11)
Углубка на два горизонта объемом 220 м	10 (43)	12 (28)
Строительство камеры сопряжений объемом 1200 м ³	6 (25)	6 (14)
Армирование ствола глубиной 250 м	1,5 (7)	2,5 (6)
Демонтаж предохранительного устройства, стыковка армировки, перепуск подъемных сосудов	— (-)	4 (9)
Всего	23,5 (100)	43,5 (100)

Средняя техническая скорость характеризует технику, технологию и организацию работ при углубке ствола.

Год	1980	1981	1983	1984	1985	1986
Скорость углубки стволов шахт, м/мес:						
угольных	18.9	15.7	16.8	15.8	20	18.5
рудных	17.7	15.9	15.8	15.0	16.5	16.1
Производительность труда рабочих на шахтах, м ³ /чел.-смену:						
угольных	0.89	0.86	0.85	0.81	0.83	0.79
рудных	1.13	1.15	1.31	1.30	1.25	1.07

Отсюда следует, что за последние годы средняя техническая скорость не увеличивалась, оставаясь низкой — в 1,3—1,5 раза меньше нормативной скорости (25 м/мес).

Основные причины низкой скорости углубки — сложные технические условия работ и большая зависимость работ по углубке от эксплуатационного режима шахты; невозможность применения высокопроизводительного горнопроходческого оборудования; недостаточная производительность подъема. Фактическая производительность подъема составляет 35—50 % необходимой по расчету; недостатки в организации работ — перебои с доставкой материалов, обеспечение квалифицированными кадрами и др.

Вместе с тем на отдельных шахтах, где уделяется должное внимание организации работ и оснащению горнопроходческим оборудованием, достигнуты высокие скорости углубки, превышающие в 1,5—2 раза нормативные (табл. 3.7).

Календарная скорость — частное от деления объема углубки на общее время, включая подготовительный, основной и заключительный периоды:

$$v_K = h_y / \Sigma T.$$

Таблица 3.7

Бассейн, шахта, ствол	Шаг углубки, м	Диаметр ствола, м	Скорость средняя (максимальная), м/мес
Схема I			
<i>Кузнецкий</i>			
«Центральная»: скипо-клетевой	108	6	38,4 (65,2)
клетевой	100	6	40,3 (42,4)
«Тайбинская», скиповой	122	6	30,5 (54,1)
<i>Карагандинский</i>			
«Топарская», скиповой	—	7	32,1 (53,6)
Им. Горбачева, клетевой	44	7,5	44 (44)
«Саранская», клетевой	238	6,5	32,2 (36)
Им. Костенко, центрально-отнесенный	306	5	15,7 (44)
Схема II			
<i>Кузнецкий</i>			
«Коксовая», вентиляционный	106	4,5	51 (54,7)
«Центральная», вентиляционный	106	5,25	24 (30)
Им. Дзержинского, клетевой	200	6	19 (42,5)
<i>Криворожский</i>			
«Северная-Вентиляционная», вентиляционный	225	5	21,2 (40,2)
«Слепая-вспомогательная»	300	6	18 (42)
Схема III			
<i>Печорский</i>			
№ 29, клетевой	406	6	19,2 (29,7)
№ 30, скиповой	352	6	22,5 (30)
№ 40:			
клетевой	254	6	19,8 (32,2)
скиповой	262	6	28,3 (33,5)
<i>Донецкий</i>			
«Донецкая», клетевой	225	4,5	15,4 (30,7)
«Белореченская», скиповой	175	4,5	38 (48,9)
Схема IV			
<i>Донецкий</i>			
Им. Гаевского, клетевой	120	6,25	— (68)
Им. Ворошилова, клетевой	220	4,5	— (111)
<i>Горная Шория</i>			
Казский рудник	245	6	79 (106,5)
Таштагольское месторождение, «Южная»	300	6	90 (118)

В настоящее время календарная скорость углубки в 2—3 раза меньше средней технической скорости и составляет 4—6 м/мес.

Производительность труда (м³/чел.-смену) при углубке стволов определяется так же, как и при проходке стволов:

$$P = h_{y,m} S_{св} / nm,$$

где $h_{y,m}$ — объем работ по углубке за месяц, м; $S_{св}$ — площадь поперечного сечения ствола в свету, м²; n — число человеко-смен (выходов, отработанных проходчиками в сутки); m — число рабочих дней по углубке в месяц, составляющее 25—26 дней.

При углубке стволов производительность труда в 1,5—2 раза ниже, чем при проходке стволов, что объясняется низкими скоростями углубки стволов. Основные направления повышения производительности труда те же, что и направления повышения скорости углубки.

3.15. ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ УГЛУБКИ СТВОЛОВ

Назовем основные направления повышения технико-экономических показателей углубки стволов.

1. Применение для углубки стволов схемы I. Возможность применения этой схемы следует предусматривать заранее в проектах строительства и реконструкции шахт и рудников. Углубка ствола по схеме I позволяет увеличить скорость углубки по сравнению со схемой II и III в 1,5—2 раза.

Средняя техническая скорость (м/мес) углубки стволов угольных (рудных) шахт при различных схемах углубки следующая: схема I (выдача породы на поверхность) — 21 (24,5); II — с рабочего горизонта — 15,2 (11,8); III — с углубочного горизонта — 12 (11,2).

2. Широкое внедрение комбинированного способа углубки ствола (схема IV) и отделение работ по углубке ствола от эксплуатационной работы шахты. Вскрытие подготовляемого горизонта вертикальными стволами позволит отделить работу шахтостроителей по проведению горных выработок и углубке стволов от эксплуатации шахты и обеспечить их нормальную работу. Дополнительные затраты на проходку стволов окупаются сокращением времени подготовки горизонтов и реконструкции шахты в целом.

3. Углубку ствола, где это эффективно, проводят сразу на два горизонта, что сокращает время и объем работ по проведению временных горных выработок, монтажу оборудования и предохранительных устройств.

4. Сокращение времени подготовительного периода путем максимального совмещения производственных процессов и высокой организации работ, применения сборно-разборных предохранительных полков (конструкции Свердловского горного института), предварительной проходки технологического отхода и др.

5. Совершенствование техники и технологии углубки ствола. Широкое применение для бурения шпуров установки СМБУ-4, а для погрузки породы при большом (150 м и более) шаге углубки — применение машин КС-2у/40. Применение СМБУ-4 на углубке ствола № 3 шахты им. М. И. Калинина ПО «Артемуголь» позволило сократить время бурения шпуров в 1,4 раза, число проходчиков, занятых на бурении, в 2,5 раза и увеличить скорость углубки до 26 м/мес.

Применение на углубке ствола шахты им. Коминтерна ПО «Кривбассруда» машины КС-2у/40 позволило увеличить по сравнению со средними показателями по бассейну: скорость углубки — среднюю с 10,5 до 29,5 м/мес, максимальную — с 18 до 37,5 м/мес; производительность труда — среднюю с 0,84 до 1,76 м³/чел.-смену, максимальную — с 1,2 до 2,4 м³/чел.-смену.

Значительное влияние на скорость углубки оказывает производительность подъема. По данным ВНИИОМШСа, при углубке ствола диаметром 6 м и глубиной 300—500 м по схеме I увеличение вместимости бадьи с 1,5 до 2 м³ повышает скорость углубки в 1,3 раза, а при углубке ствола по схемам II и III и увеличении вместимости бадьи с 0,75 до 1,5 м³ скорость возрастает в 2,2 раза.

Создание и серийное изготовление оборудования с учетом специфических условий стволов, в частности, малогабаритной подъемной машины с концевой нагрузкой 80 кН, лебедок ЛПП-5/300, ЛППР-2/300, бурильных установок для проходки восстающих 1КВ1 и 2КВ во взрывобезопасном исполнении и высотой бурения до 160 м, малогабаритных насосов с подачей 20 м³/ч и напором 250 м.

Приготовление бетонной смеси на рабочем горизонте в бетономешалке С-733 с трудоемкой ручной загрузкой из вагонеток и загрузкой в бетономешалку цемента и инертных не удовлетворяет современным требованиям. Необходимо разработать и изготовить комплектный бетонный узел с комплексной механизацией погрузочно-разгрузочных работ и дозировкой компонентов.

Обеспечение нормального (0,6 МПа) давления сжатого воздуха вместо существующего 0,4 МПа. Этого можно достигнуть путем прокладки специального става труб от компрессорной до забоя углубляемого ствола или применения «дожимных» компрессоров. Замена существующих тихоходных лебедок ЛМГ-1 на ЛПП-5/300; ЛКПУ-2 на ЛППР-2/300.

6. Сокращение времени строительства камер и сопряжений, демонтажа предохранительных устройств и армирования углубляемой части ствола. Эти работы занимают около года, или 30 % общего времени углубки. При армировании ствола одной из трудоемких работ является долбление лунок под расстрелы и заделка концов расстрелов в бетонной крепи. Эти работы производятся вручную. Существующие машины для устройства лунок СБЛ и РЛ-1м громоздки и непригодны для углубки стволов. Нужна но-

вая малогабаритная машина. При строительстве сопряжений положительные результаты получены при транспортировании породы к подъему породопогрузочной машиной ПТ-4.

7. При углубке стволов необходимо внедрять комплексную механизацию всех технологических процессов.

8. Совершенствование организации работ, материально-технического снабжения, планово-предупредительного ремонта оборудования. Обеспечение углубки стволов высококвалифицированными проходчиками в необходимом количестве. Обеспечение финансирования в объеме, предусмотренном проектом.

5. РЕМОНТ, ВОССТАНОВЛЕНИЕ И ПОГАШЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

5.1. РЕМОНТ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

5.1.1 Общие сведения

Вертикальные (наклонные) стволы — главная и наиболее ответственная горная выработка предприятий с подземной добычей полезного ископаемого. Безаварийная эксплуатация стволов обеспечивает нормальный режим работы шахт и рудников. При аварийном состоянии стволов подъемные установки, а следовательно, и предприятие в целом работают с перебоями.

В настоящее время состояние многих стволов шахт и рудников не соответствует техническим требованиям и вызывает тревогу. Так, например, обследованием крепи стволов шахт Донбасса, проведенным Донецким политехническим институтом, установлено, что требует ремонта: 35 % стволов, закрепленных монолитным бетоном с применением деревянной опалубки; почти все стволы с кирпичной крепью; 60 % стволов, закрепленных бетонитами, и около 30 % стволов с монолитной бетонной крепью с применением металлической призабойной опалубки. На некоторых стволах состояние крепи таково, что дальнейшая эксплуатация их становится опасной. Аналогичное положение со стволами в других бассейнах.

Увеличение срока службы предприятий немыслимо без высокого эксплуатационного качества состояния стволов. Эксплуатационное качество ствола оценивается надежностью — способностью крепи и армировки сохранять первоначальные параметры в течение всего срока службы. Надежность ствола закладывается в процессе проектирования и обеспечивается при его строительстве. При проектировании должны быть изучены и учтены все условия эксплуатации ствола и приняты такие решения, которые исключают нарушения крепи и армировки от воздействия механических и физико-химических факторов. При строительстве ствола следует выполнять требования проекта по материалу крепи и технологии ее возведения. Надежность ствола должна быть близкой к 100 %, т. е. ствол должен эксплуатироваться бесперебойно в течение всего срока службы. Время, в течение которого с перерывами на ремонт ствол сохраняет свои эксплуатационные свойства, называют *долговечностью* ствола. Различают физическую и технологическую (моральную) долговечность. Физическая долговечность — сохранение стволом эксплуатационных свойств, нормальная, бесперебойная работа подъема. Она обеспечивается состоянием крепи и армировки. Техническая (моральная) долговечность — соответствие ствола своему первоначальному назначению.

Для сохранения надежности и долговечности стволов необходимо производить контроль технического состояния ствола и своевременный ремонт. Контроль состояния ствола разделяется на визуальный и инструментальный.

Согласно ПБ (§ 139), крепь и армировка вертикальных и наклонных стволов должны осматриваться директором (начальником) или главным инженером шахты не реже одного раза в месяц. Армировка стволов должна осматриваться главным механиком или его заместителем не реже одного раза в неделю. Результаты осмотра и принимаемые меры по устранению нарушений заносятся в Книгу осмотра ствола шахты. При обнаружении нарушений крепи и армировки (в наклонных стволах рельсового пути) движение по стволам должно быть немедленно прекращено. Возобновление движения разрешается после приведения выработки в безопасное состояние.

К инструментальному контролю технического и климатического состояния стволов относятся: измерение температуры, влажности и содержания газов в атмосфере ствола; прочность, водопроницаемость и дефекты крепи; состояние армировки — износ проводников, состояние заделки расстрелов в крепи и др. Способы и приборы инструментального контроля изложены в специальной литературе [16]. Контроль позволяет установить состояние ствола и причины нарушений, а своевременное устранение нарушений — бесперебойную долговечность ствола.

5.1.2. Причины и виды деформации крепи стволов

Разнообразные причины деформации и разрушения крепи стволов можно разделить на механические и физико-химические.

К механическим причинам относят следующие.

1. Увеличение нагрузки на крепь вследствие сдвижения пород в закрепном пространстве. Сдвижение пород в закрепном пространстве происходит в случаях проведения очистных работ вблизи ствола. Это явление наиболее часто встречается на месторождениях с крутым залеганием полезного ископаемого — вымывание песчаных частиц через крепь ствола, пройденных по водоносным породам. Песчаные частицы с водой выносятся в ствол через неплотности (горизонтальные швы) крепи. В закрепном пространстве образуются пустоты с дальнейшим обрушением породы и неравномерной нагрузкой на крепь.

2. Несоответствие проектной грузонесущей способности крепи (занижены толщина крепи и прочность материала) фактическим нагрузкам.

3. Горные удары и другие динамические нагрузки.

4. Несоблюдение проектной технологии возведения крепи. В стволах с бетонной крепью низкое качество цемента и инертных, нарушение состава, приготовления и транспортирования бетонной смеси, вымывание цементного раствора при укладке бетонной смеси за опалубку и др. В результате фактическая грузонесущая способность крепи ниже проектной и крепь деформируется.

По указанным причинам в крепи стволов образуются трещины, заколы и вывалы, а иногда и полное разрушение с вывалами породы.

К физико-механическим причинам относят следующие.

1. Изменение температуры в стволах — попеременное обмерзание и оттаивание крепи. Перемещающаяся по стволу вода по трещинам и порам проникает в толщу материала крепи. В зимний период при неудовлетворительной работе калориферной установки и отрицательной температуре в стволе вода в трещинах и порах замерзает, образуются кристаллы льда с увеличением объема на 9%, которые разрушают материал крепи.

При многократном замораживании и оттаивании поверхности крепи происходит чешуйчатое отслаивание бетона и кирпича. Во время оттаивания крепи мелкие кусочки ее диаметром 5—10 мм и толщиной 1—5 мм осыпаются. С увеличением числа циклов обмерзания и оттаивания процесс разрушения прогрессирует. На поверхности крепи образуются площади разрушения или высыпание отдельных элементов.

Разрушение крепи чаще происходит в верхней части воздухоподающих стволов большого диаметра.

2. Нагнетаемый вентилятором в ствол воздух содержит пыль,

газы и другие загрязнители. Основные загрязнители воздуха — горящие терриконики и продукты, выходящие из труб при сгорании угля в топливных агрегатах фабрик, заводов и т. п. Загрязнение воздуха газами и твердыми частицами в зимнее время выше и зависит от типа топлива. Наиболее загрязняет атмосферу пылевидное топливо, при сжигании которого вместе с дымом выносятся зола и пыль. Основные продукты сгорания топлива — углекислый (CO_2) и сернистый (SO_2) газы. При растворении углекислого газа в воде образуется уголекислота, которая разрушающе действует на крепь. Пары серной кислоты, оседая на крепи ствола, превращают известняки в сульфаты, а последние, растворяясь, вымываются из нее. Кроме уголекислоты и серной кислоты в дымах образуются и другие (свыше 100) вредные вещества, которые способствуют разрушению крепи. Степень агрессивности воздуха в стволе зависит от относительной влажности, температуры и скорости обмена. При влажности воздуха до 50—60 % интенсивность коррозии незначительна, при влажности более 70—80 % коррозия возрастает в сотни раз.

3. Коррозия крепи фильтрующей через нее водой. При строительстве и эксплуатации стволов по ним перемещаются воздух и вода, проникающие через крепь. По исследованиям ВНИИОМШСа, из 80 обследованных стволов, пройденных обычным способом, в Донбассе остаточные притоки воды были: на 28 стволах (35 %) — до 5 м³/ч, на 24 стволах (30 %) — от 5,1 до 10 м³/ч, на 12 стволах (15 %) — от 10,1 до 15 м³/ч и на 16 стволах (20 %) — от 15,1 до 30 м³/ч. Стволы с большим (от 10 до 30 м³/ч) остаточным притоком находятся в Донецкой обл. Из 36 обследованных стволов в этой области 14 стволов (39 %) имеют приток более 10 м³/ч. Установлено, что остаточный приток воды в ствол не зависит от диаметра ствола и толщины крепи. С увеличением глубины ствола уменьшаются средние величины удельных остаточных водопритокков. На степень обводненности ствола влияют геолого-технические и производственные факторы. Основное влияние на обводненность стволов оказывают водоносные пласты песчаников и известняков. Фильтрующаяся через крепь вода производит коррозию бетонной крепи. Различают три вида коррозии.

Коррозия первого вида заключается в следующем. При твердении бетона выделяется гидрат окиси кальция — весьма активная щелочь, хорошо растворимая в воде. Фильтрующаяся через бетон вода растворяет гидрат окиси кальция и выносит его. Увеличиваются пористость и водопроницаемость бетона и уменьшается его прочность. Эта коррозия называется выщелачиванием.

Признак выщелачиваемой коррозии — появление на поверхности крепи белых пятен и подтеков и образование сталактитов углекислого кальция.

Коррозия второго вида называется углекислой магнизиальной и общекислотной агрессией. Агрессивная углекислота, содержащаяся в фильтрующей через крепь воде, взаимодействуя с гидратом окиси кальция и углекислым кальцием, выделяющимися при твердении портландцемента, образует более растворимый и легко выщелачивающийся бикарбонат кальция. Внешний признак углекислотной агрессии такой же, как и при агрессии первого рода.

Коррозия третьего вида — сульфатная агрессия. При сульфатной агрессии находящиеся в воде ионы SO_4^{4-} воздействуют на цемент и образуют в бетоне кристаллы гипса или гидросульфат алюминия. По мере роста кристаллов бетон разрушается. Признаком сульфатной агрессии является образование отслаивающихся вздутий и вытекание сметанообразной массы.

Сульфатная агрессия имеет наибольшее распространение в стволах.

Виды деформации нарушения крепи.

Деформация и нарушения крепи зависят от условий эксплуатации ствола. Встречающиеся в производственной практике деформации и нарушения крепи можно разделить на следующие.

1. Нарушение крепи с сохранением проектных размеров. К этой группе относятся увеличение пористости крепи, появление различных размеров трещин.

2. Деформация и нарушения с изменением проектных размеров крепи. К этой группе относятся появление трещин, заколов, отслаивание материала крепи. Толщина крепи уменьшается, иногда изменяется и конфигурация крепи.

3. Разрушение крепи — крепь представляет собой отдельные блоки, разделенные горизонтальными и вертикальными крупными трещинами, вывалы крепи и породы.

При деформации и нарушениях первых двух групп крепь сохраняет грузонесущую способность, но эта грузонесущая способность значительно меньше проектной. При разрушении крепи она полностью теряет грузонесущую способность.

Примеры нарушения крепи даны на рис. 5.1.

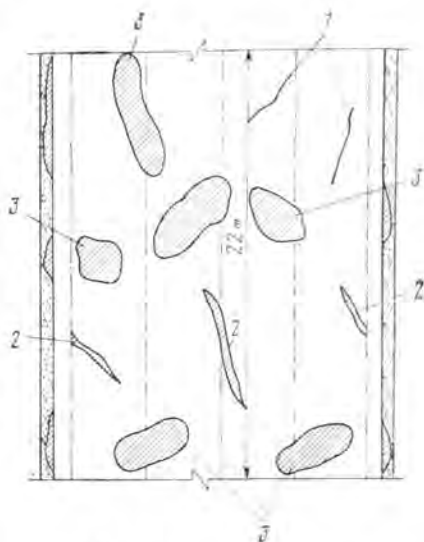


Рис. 5.1. Виды нарушений крепи стволов:

1 — трещина; 2 — закол; 3 — вывал

5.1.3. Способы ремонта и восстановления крепи стволов

Способы ремонта и восстановления крепи стволов зависят от вида деформации и нарушения крепи, оснащения и эксплуатационного режима ствола, горных пород, окружающих ствол в местах нарушений, и других факторов.

На рис. 5.2 дана классификация способов ремонта и восстановления крепи стволов, применяемых в производственной практике.

Ремонт крепи может быть с сохранением ее параметров: толщина крепи не увеличивается, а диаметр ствола в свету не уменьшается и с увеличением толщины крепи с соответствующим уменьшением диаметра ствола в свету.

Основными методами ремонта крепи с сохранением проектной толщины являются тампонаж закрепного пространства, набрызгбетон и перекрепление. Ремонт крепи с увеличением ее толщины производится набрызгбетоном, возведением бетонной или из чугунных тюбингов «рубашки». До начала ремонта крепи она должна быть тщательно обследована, а все нарушения крепи нанесены на ее развертку. Должна быть проведена съемка профиля крепи по ярусам армировки. На основе материалов обследования и съемки профиля определяются причины нарушения крепи и способ ремонта.

5.1.4. Ремонт крепи способом тампонажа закрепного пространства

Этот метод применяется при повышенной пористости крепи, наличии в крепи мелких трещин и фильтрации через крепь воды. К достоинствам тампонажа относится упрочнение крепи и вмещающих пород, что повышает грузонесущую способность и водо-



Рис. 5.2. Способы ремонта и восстановления крепи

непроницаемость крепи, снижает нагрузку на крепь: относительно малые затраты времени, труда и средств на ремонт крепи. Тампонаж нарушенной крепи производится сверху вниз участками, а в пределах участка — снизу вверх.

Работы по ремонту крепи способом тампонажа закрепного пространства разделяются на подготовительные и непосредственно тампонаж.

В подготовительный период в стволе устанавливаются рабочие полки, производится бурение тампонажных шпуров и их оборудование, монтируется став труб для спуска тампонажного раствора. На земной поверхности заготавливается цемент и песок, монтируется растворомешалка.

Шпуры для тампонажа располагаются горизонтальными рядами в шахматном порядке. Расстояние между рядами и между шпурами в ряду 1,0—2,0 м. Диаметр шпуров 50—60 мм. Если нарушенная крепь расположена в водоносных песках и супесях, то тампонируются как поры крепи, так и контакт крепи с породой, а глубина шпуров принимается равной толщине крепи. Когда нарушенная крепь расположена в устойчивых трещиловатых водоносных породах, тампонируются и крепь, и вмещающие породы. Тампонаж (упрочнение) особенно необходим, если крепь расположена в неустойчивых трещиловатых породах, например в геологических нарушениях или зонах их влияния. В этом случае глубина шпуров принимается 1,5—2,0 м (рис. 5.3). В пробуренные шпуры вставляются кондуктора — трубы длиной 0,4—0,5 м, диаметром 43—51 мм. Кондуктора уплотняются ветошью и расклиниваются. На выступающие в ствол конусы кондукторов наверстываются запорные краны. После окончания подготовительных работ и бурения шпуров в пределах участка приступают к тампонажу — нагнетанию в шпуры цементного раствора.

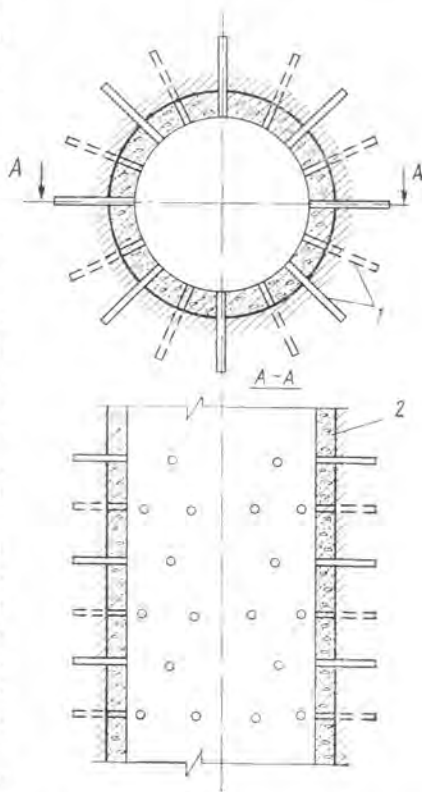


Рис. 5.3. Схема расположения тампонажных шпуров при укреплении крепи и вмещающих пород:

1 — тампонажные шпуры; 2 — крепь

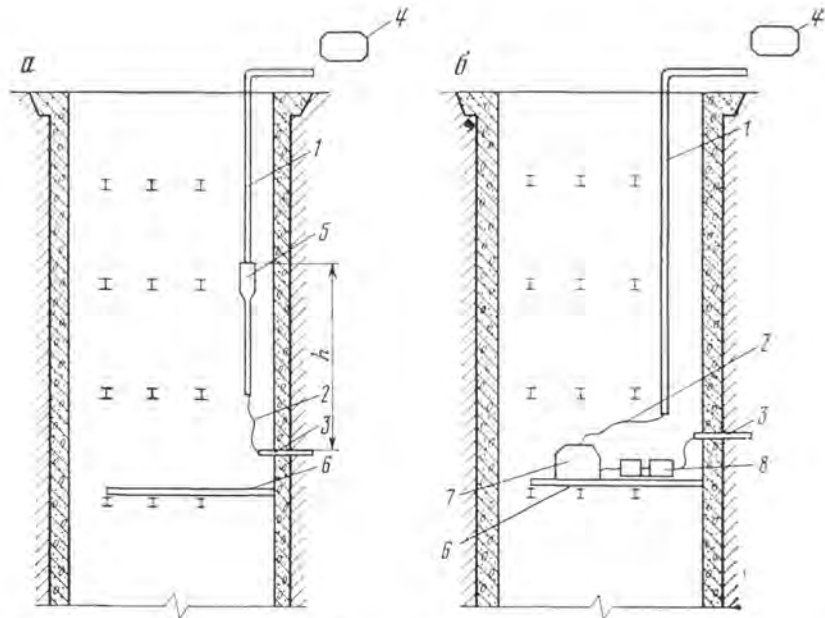


Рис. 5.4. Технологические схемы тампонажа закрепного пространства с подачей тампонажного раствора в шпур:

а — по ставу труб, смонтированных в стволе; *б* — насосом, расположенным на полке

Применяют две технологические схемы тампонажа.

При первой схеме тампонажный раствор подается в шпур по ставу труб, смонтированному в стволе. Нижний конец става 1 резиновым шлангом 2 соединяется с запорным краем кондуктора шпура 3 (рис. 5.4,а).

Цементный раствор из растворомешалки 4 по ставу труб закачивается в шпур. Начало и окончание заливки раствора в став регулируются при помощи телефонной и ударной связи. В стволах большой глубины, где давление раствора в ставе превышает допустимую нагрузку на крепь, в ставе монтируется «разрывной» бак 5. Длина нижней части става — от бака до шпура — определяется из условия $h\gamma \leq P$, где γ — объемный вес раствора, P — допустимая сосредоточенная нагрузка на крепь.

При второй схеме (рис. 5.4,б) на полке 6 располагаются бак 7 и насос 8. Из растворомешалки 4 раствор по ставу 1 закачивается в бак 7, а из бака насосом 8 — в шпур 3. Это наиболее сложная схема. Ее достоинство: упрощается регулирование давления раствора, нагнетаемого в шпур.

Когда закачивают раствор в шпур, запорные краны соседних шпуров открыты. При появлении в соседних шпурах раствора их краны закрываются. Максимальное давление при нагне-

тания раствора определяется с учетом состояния крепи. Оно не должно превышать расчетных нагрузок на крепь. Обычно давление нагнетания составляет 0,3—0,5 МПа. Когда давление нагнетания достигает максимального значения, подача раствора в шпур прекращается, перекрывается запорный кран на кондукторе шпура, а шланг присоединяется к соседнему шпуру. В указанной последовательности проводят тампонаж через все шпуры. Проведением первичного тампонажа не всегда удается прекратить поступление воды в ствол. В этих случаях на участках, где фильтруется вода, производят повторный тампонаж.

Состав тампонажного раствора подбирается в зависимости от пористости крепи, притока воды и породного массива. Обычно применяют цементный раствор состава Ц:В от 1:0,6 до 1:3 с химическими добавками для сокращения сроков схватывания. При крупных трещинах в породах применяют цементно-песчаный раствор состава Ц:П от 1:1 до 1:4. Повторный тампонаж всегда производится цементным раствором.

Рассмотренная зажимная схема нагнетания тампонажных растворов иногда не обеспечивает удовлетворительного качества тампонажа. Это связано с тем, что зажимная схема нагнетания не позволяет выбрать оптимальное соотношение поглощающей способности скважины и величины расхода раствора в нее. При малой поглощающей способности скважин давление нагнетания при зажимной схеме резко возрастает. Раствор в скважине и устьях трещин уплотняется, и движение его прекращается. Для получения удовлетворительной гидроизоляции в таких случаях приходится бурить густую сеть тампонажных скважин, прибегать к контрольным нагнетаниям.

В таких случаях лучшие результаты может дать полуциркулярная схема нагнетания.

Полуциркулярная схема нагнетания позволяет выбрать оптимальный режим нагнетания, обеспечивающий распространение растворов на большие расстояния при тех же давлениях и плотное заполнение трещин и пустот цементационным материалом. Это, как показывает практический опыт, позволяет резко сократить число тампонажных скважин и отказаться от контрольных нагнетаний.

Положительный эффект можно получить и при зажимной схеме нагнетания, если применить насос с плавно регулируемой подачей (расходом), например растворонасос, оборудованный пневмодвигателем.

При большой пористости и трещиноватости крепи и значительных притоках воды, нагнетаемый в шпуры цементный раствор выносится в ствол вместе с водой. В этих случаях применяются ограждающие щиты. По периметру крепи ствола устанавливается сборный металлический щит длиной по хорде 3—4 м, высотой 2—3 м. Конструкция щита — швеллерная рама с пере-

городками. С внешней стороны рамы приварен стальной лист толщиной 5 м. Между щитом и крепью укладывается транспортная лента. Щит прижимается к крепи анкерными болтами. В щите предусмотрены отверстия для тампонажных шпуров, через которые нагнетается сначала цементно-песчаный, а затем цементный раствор. После окончания тампонажа в пределах щита он переносится на соседний участок. Остаточный приток ликвидируется повторным тампонажем.

С помощью щитов были ликвидированы фильтрация воды с песком с притоком 12 м³/ч через бетонную крепь в стволе № 1 на Михайловском руднике КМА и прорыв воды с притоком 100 м³/ч на главном стволе шахты «Быстрянская» в Донбассе. Этот метод может применяться при ремонте крепи при больших трещинах, заколах и вывалах, а также при прорывах воды. Недостаток метода — необходимость применять сложное оснащение в виде щитов, изготавливаемых по индивидуальному проекту. Монтаж щитов в условиях эксплуатационного ствола вызывает определенные трудности. В неармированных стволах монтаж щитов облегчается.

Тампонаж является наиболее эффективным способом ремонта крепи ствола. При нагнетании цементного раствора в шпур раствор проникает в поры крепи, заполняет пустоты в закрепном пространстве и трещины вмещающего породного массива. После твердения раствора увеличивается плотность материала крепи, а к крепи примыкают зацементированные породы. Конечный результат тампонажа — увеличение прочности бетона, а следовательно, и грузонесущей способности крепи, ликвидация притока воды в ствол и снижение нагрузки на крепь от вмещающих пород.

5.1.5. Ремонт крепи набрызгбетоном

Ремонт крепи стволов набрызгбетоном можно производить с увеличением толщины крепи и с сохранением проектной толщины крепи. В первом случае ремонтируется крепь с мелкими и крупными трещинами, заколами, вывалами. По внутреннему периметру набрызгбетоном возводится дополнительная усиливающая крепь — набрызгбетонная «рубашка» толщиной 10—15 см и редко больше. Во втором случае набрызгбетоном заполняются пустоты, вывалы, заколы на внутренней поверхности крепи, при этом толщина крепи не увеличивается.

Технология ремонта крепи набрызгбетоном заключается в следующем. В бетономешалкеготавливается сухая смесь из цемента, песка и щебня мелкой (до 25 мм) фракции. Сухая смесь поступает в машину набрызгбетона типа БМ-60, БМ-68, БМ-70, БМС-5 и другие производительностью 4—6 м³/ч. Из набрызгбетонной машины сухая смесь сжатым воздухом по ставу труб и резинового шлангу поступает в сопло. Одновре-

мненно по другому ставу и шлангу в сопло поступает вода с химическими добавками — ускорителями твердения. Из сопла бетонная смесь с высокой (до 100 м/с) скоростью наносится равномерным слоем толщиной 5—7 см на ремонтируемую крепь. После твердения первого слоя через 2—3 ч наносится второй слой и, если нужно, — третий.

Ремонт крепи набрызгбетоном может производиться и в сочетании: анкерная крепь — набрызгбетон; анкерная цепь — металлическая сетка и набрызгбетон.

К достоинствам ремонта крепи набрызгбетоном относятся: высокий уровень механизации работ, большая механическая прочность и водонепроницаемость наносимого набрызгбетона. При нанесении набрызгбетона частицы цемента и песка проникают в трещины крепи, восстанавливая ее монолитность и увеличивая ее грузонесущую способность, хорошая адгезия (сцепление) с нарушенной крепью.

Недостатками набрызгбетона являются: при нанесении набрызгбетона часть (до 20 %) бетонной смеси отскакивает, что приводит к потере материала, набрызгбетон может наноситься на сухую и влажную поверхности. Если через крепь фильтруется вода, то ее необходимо улавливать.

Для набрызгбетона применяются портландцемент, шлакопортландцемент, а в агрессивных водах — сульфатостойкий портландцемент марки 400 и выше. Для сокращения сроков начала схватывания и твердения применяют добавки — хлористый кальций (2—3 % от массы цемента), жидкое стекло (5—8 %), алюминат натрия (2—3 %) и др. В последние годы разработаны специальные быстротвердеющие и быстросхватывающиеся цементы для набрызгбетона со сроком схватывания 8—15 мин (начало — конец).

К инертным заполнителям предъявляются те же требования, что и к инертным для бетонной смеси. Водоцементное отношение 0,4—0,6. Прочность набрызгбетонной крепи $R_{нб}$ при предварительных расчетах

$$R_{нб} = 0,18R_c(2,5Ц/В - 1),$$

где R_c — марка цемента; Ц/В — цементно-водное отношение.

Расчет состава бетонной смеси набрызгбетона изложен в работе [8].

Производство работ по ремонту крепи набрызгбетоном разделяется на подготовительные работы и непосредственно нанесение набрызгбетона. Подготовительные работы, в свою очередь, разделяются на работы на земной поверхности и в стволе. На земной поверхности монтируются (рис. 5.5) машина для набрызгбетона 1, аккумулирующий бункер или транспортер 2, бетономешалка 3, скип для подъема компонентов 4, воздухооборник вместимостью 0,6—1 м³, резервуары для воды и химических реагентов.

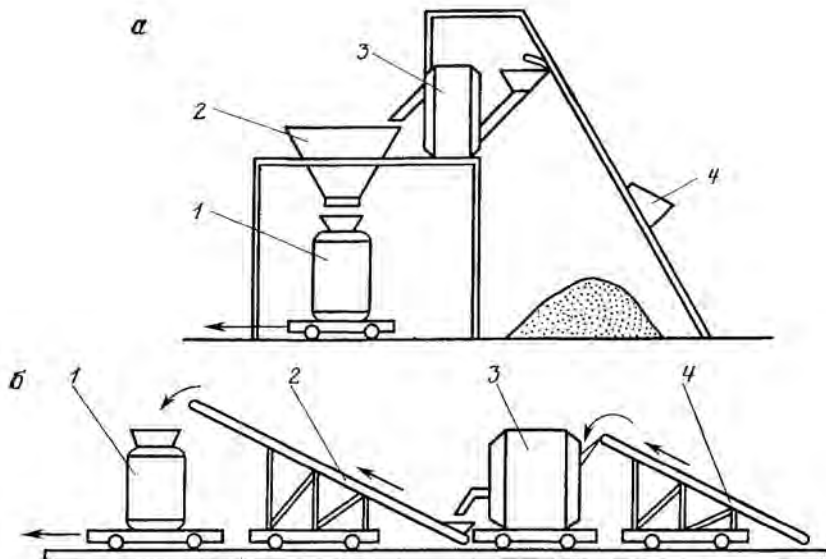


Рис. 5.5. Схема расположения оборудования для приготовления сухой бетонной смеси при ремонте крепи набрызгбетоном при схеме:
а — вертикальной; *б* — горизонтальной

Воздухосборник соединяется трубопроводами с магистральным ставом труб сжатого воздуха и с машиной для набрызгбетона, емкость для воды — со ставом труб, смонтированным в стволе. Строятся склады для цемента и инертных, завозятся потребные материалы. В стволе монтируются ставы труб для подачи бетонной смеси, воды и став труб сжатого воздуха.

Ставы труб подвешиваются к расстрелам или на канатах и заканчиваются быстроразъемными соединениями для подключения резиновых шлангов. Подъемные сосуды — клетки, скипы — оборудуются съемными временными полками. Для свободного доступа к любой точке крепи навешиваются откидные полки. Для стволов, не имеющих армировки, используется подвесной полок. На некоторых шахтах на базе вагонетки изготавливают рабочие раздвижные полки. Перед началом ремонтных работ вагонетку ставят в клеть, опускают к месту ремонтных работ и раздвигают полки. Крылья полков устроены так, что в раздвинутом состоянии они прилегают по периметру к крепи ствола. После установки полков натягивают канатное предохранительное ограждение. Место ремонтных работ оборудуется телефонной громкоговорящей и ударной связью с земной поверхностью — с узлом приготовления сухой смеси.

Вода, поступающая в ствол через крепь или падающая сверху, размывает свежесложенный слой набрызгбетона и создает его

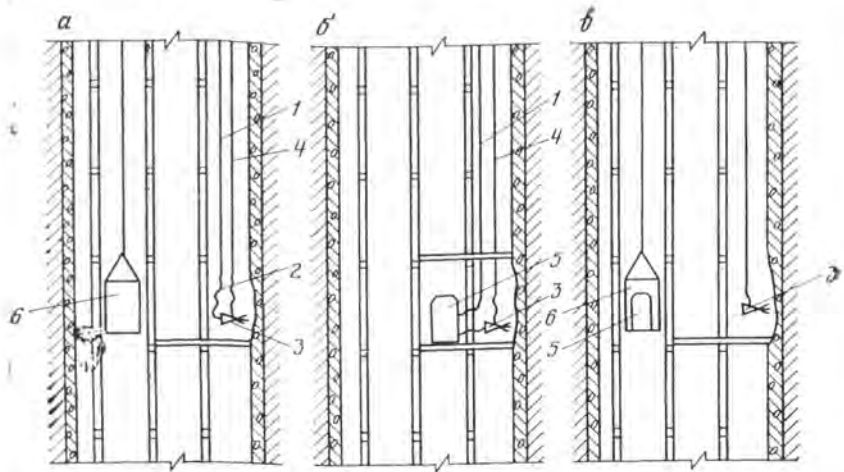


Рис. 5.6. Технологические схемы ремонта крепи набрызгбетоном. Сухая бетонная смесь спускается:

а — по ставу труб к соплу; б — по ставу труб в машину для набрызгбетона; в — в ствол в машину для набрызгбетона

оползни. Для предотвращения оползней и размыва воду необходимо улавливать. В местах интенсивной фильтрации воды через крепь бурят шпуров, которые оборудуют фильтрами. Вода от фильтров по резиновым шлангам спускается в зумпф. Поступающая вода сверху улавливается путем устройства водоулавливающих колец и полков, перекрывающих свободное от подъема сечение ствола.

Перед нанесением набрызгбетона производится подготовка ремонтируемых участков крепи. Крепь тщательно обследуется и все нарушения наносятся на «развертку», которая для удобства разделяется по участкам и ярусам армировки. В дальнейшем эта «развертка» используется как исполнительный график. Нарушенная крепь остукивается, обираются отслоившиеся куски, оmyваются струей воды под давлением 0,5—1,0 МПа и устанавливаются «маяки».

Нанесение набрызгбетона производится по трем технологическим схемам.

Первая схема — приготовленная на поверхности сухая смесь по ставу труб 1 (рис. 5.6,а) спускается в ствол. Нижний конец става резиновым шлангом 2 соединен с соплом 3. По другому ставу труб 4 к соплу подводится вода. В сопле сухая смесь перемешивается с водой и далее наносится на ремонтируемую крепь. Эта схема отличается высокой производительностью, но усложняется регулирование напора бетонной смеси в сопле. Дан-

ная схема применяется при ремонте крепи на небольшой глубине ствола.

Вторая схема — в клетке или на полке устанавливается машина для набрызгбетона 5 (рис. 5.6,б). Сухая бетонная смесь по ставу труб I подается в машину для набрызгбетона. Из машины сжатым воздухом бетонная смесь подается к соплу. Разновидность этой схемы — сухая бетонная смесь спускается в ствол в бадье с донной разгрузкой. Из бадьи смесь разгружается в бункер, а из бункера — в машину для набрызгбетона. Вторая схема широко применяется в производственной практике. Ее достоинства: высокая производительность и работы по ремонту крепи не зависят от глубины ствола.

Третья схема — сухая бетонная смесь на земной поверхности загружается в машину для набрызгбетона 5, которая в клетке 6 (рис. 5.6,в) спускается в ствол к месту ремонта крепи. К машине подсоединяется шланг с соплом. При этой схеме снижается производительность работ. Выбор технологической схемы зависит от условий ремонтных работ.

Ремонт крепи набрызгбетоном производится участками (заходками) сверху вниз, а в пределах участка — снизу вверх. Длина участка зависит от состояния ремонтируемой крепи и принимается 10—20 м. Такой порядок позволяет организовать водоплавление на весь участок, уменьшает отскок бетонной смеси и ее сползание. При нанесении набрызгбетона в первую очередь замоноличиваются концы расстрелов и большие нарушения углубления в крепи. При увеличении В/Ц набрызгбетон оплывает, при уменьшении — появляются сухие пятна. Давление воды обычно в пределах 0,1—0,15 МПа. Режим работы машины набрызгбетона должен быть таким, чтобы бетонная смесь выходила из сопла со скоростью 80—120 м/с. При других скоростях увеличивается отскок и снижается качество набрызгбетона. В сухих стволах набрызгбетон периодически смачивается. Проверка качества набрызгбетона производится остукиванием затвердевшего бетона. В местах, вызывающих сомнения (глухой звук), пробиваются окна, через которые осматривается сцепление набрызгбетона с крепью. Если набрызгбетон отслоился от крепи, то он разбирается и наносится новый слой. Прочность набрызгбетона проверяется отбором кубиков.

Хорошие результаты по ремонту крепи достигаются в случаях, когда применяется комбинированная крепь — металлическая сетка, анкеры и набрызгбетон (рис. 5.7). Такая технология значительно увеличивает грузопесущую способность нарушенной крепи.

Ремонт крепи набрызгбетоном производится в дни, когда не работает эксплуатационный подъем в стволе: в выходные, праздники и в специально отведенное время. График организа-

Рис. 5.7. Схема укрепления деформированной бетонной крепи с помощью набрызгбетона с усилением его анкерами и стальной арматурой: 1 — бетонная крепь; 2 — контуры деформированной бетонной крепи; 3 — набрызгбетонная крепь; 4 — анкеры; 5 — арматурный каркас

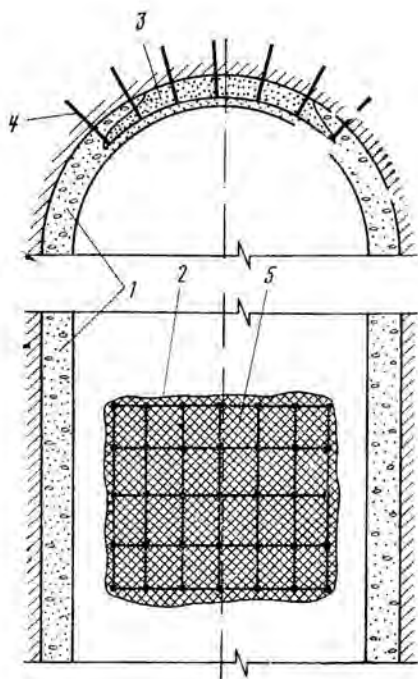


Рис. 5.8. График организации работ по ремонту крепи набрызгбетоном в специально отведенную четвертую смену

Наименование работ	Число рабочих	Смена					
		Часы					
		19	20	21	22	23	24.
Спуск и подъем смены		■					
Подготовка комплекса к работе	3	■					
Приведение в рабочее и безопасное состояние инструмента и приспособлений	3		■				
Приведение ствола в безопасное состояние	3		■				
Спуск проходчиков и подготовка участка поверхности ствола для ремонта	3			■			
Производство набрызгбетона	3			■	■	■	■
Подготовка клеток к подъему	3						■
Подъем проходчиков							■
Подготовка бетонной смены по поверхности	3	■	■	■	■	■	■
Заключительные операции на поверхности	3						■
Управление комплексом и связью	1	■	■	■	■	■	■
Итого	7						

ции работ по ремонту крепи в отведенную четвертую смену приведен на рис. 5.8.

Стоимость 1 м набрызгбетонной рубашки в стволах диаметром 6—8 м, толщиной 50—100 мм по прямым затратам 100—150 руб., стоимость 1 м² покрытия—5—7 руб.; производительность труда—3—4 м² на одного рабочего.

5.1.6. Усиление деформированной крепи с возведением внутренней оболочки

Сущность этого метода заключается в том, что в местах нарушенной крепи возводят внутреннюю оболочку—«рубашку». Внутренняя оболочка возводится из набрызгбетона, укладкой бетонной смеси за опалубку, кирпичная, из швеллерных колец и редко из чугунных тюбингов. Возведение «рубашки» набрызгбетоном изложено выше. Работы по возведению бетонной (железобетонной) рубашки производятся в следующей последовательности: в стволе устанавливаются полки, очищается ремонтируемая крепь, устанавливается деревянная опалубка, за которую по трубам спускается бетонная смесь. Затем полук переносится выше и работы повторяются. Усиление чугунными тюбингами производится в стволах с высоким горным давлением. Тюбинговые кольца возводят снизу вверх и редко сверху вниз. В армированных стволах при возведении колец из чугунных тюбингов производится демонтаж и затем монтаж армировки. Пространство между вновь возводимой крепью из чугунных тюбингов и существующей заполняется цементным раствором. Швеллерные кольца устанавливаются сверху вниз и для жесткости соединяются распорками. Сегменты колец и распорки соединяются электросваркой или болтами.

Данный метод ремонта крепи применяется в случае, когда можно уменьшить сечение ствола в свету с сохранением допустимых зазоров между подъемными сосудами и крепью, когда крепь имеет значительные нарушения и потеряла свою грузонесущую способность.

5.1.7. Перекрепление ствола

Перекрепление ствола—замена нарушенной крепи новой—производится в случаях, когда существующая крепь деформирована, монолитность крепи нарушена крупными разнонаправленными трещинами, имеются крупные заколы и вывалы, крепь потеряла грузонесущую способность.

В производственной практике применяются три способа перекрепления.

Первый способ—с предварительной установкой временной крепи (рис. 5.9). При этом способе работы по перекреплению производятся в три стадии. Сначала весь деформированный участок в направлении сверху вниз усиливают кольцами вре-

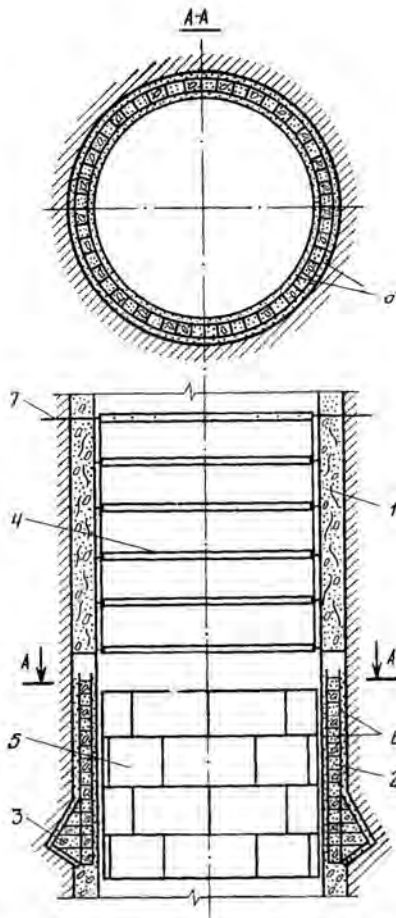


Рис. 5.9. Схема перекрепления деформированной бетонной крепи с предварительной установкой временной крепи:

1 — деформированная бетонная крепь; 2 — вставку возводимая железобетонная крепь; 3 — железобетонный основной венец; 4 — временная крепь; 5 — опалубка; 6 — стальная арматура; 7 — анкеры

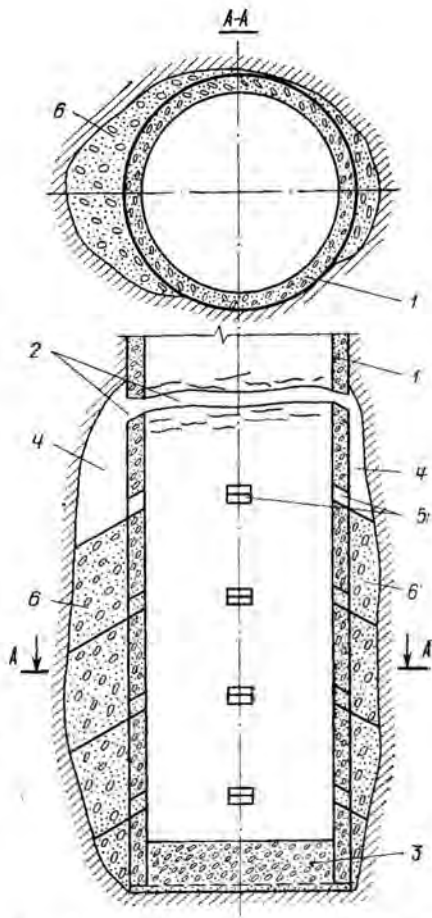


Рис. 5.10. Схема перекрепления деформированной бетонной крепи с предварительным заполнением за ней тощим бетоном образовавшихся пустот:

1 — бетонная крепь; 2 — место разрыва крепи; 3 — бетонная полушка; 4 — пустоты за крепью; 5 — окна в крепи для заполнения пустот; 6 — тощий бетон

менной крепи. Затем в направлении снизу вверх заходками по 1,0—1,5 м разбирают временную и деформируемую крепь, устанавливая деревянную опалубку и возводят железобетонную крепь. После перекрепления всего участка деформированной крепи производят тампонаж закрепного пространства. Перекрепление с временной крепью применяется, когда крепь не потеряла

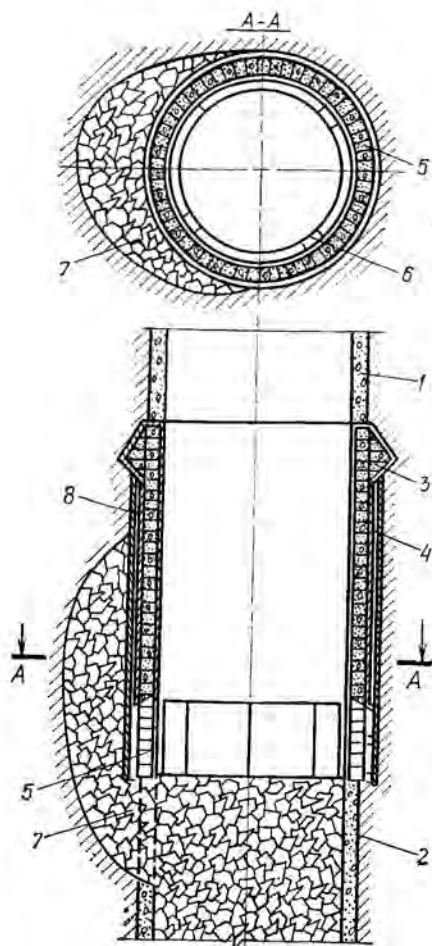


Рис. 5.11. Схема перекрепления деформированной бетонной крепи с предварительной засыпкой ствола горной породой:

1 — бетонная крепь; 2 — деформированная бетонная крепь; 3 — железобетонный основной венец; 4 — вновь возведенная железобетонная крепь; 5 — стальная арматура; 6 — опалубка; 7 — засыпанная порода; 8 — кольца временной крепи

полной сплошности и не разрушена порода вокруг ствола. Достоинство способа — небольшой объем подготовительных работ, который сводится к возведению временной крепи.

Второй способ — с предварительным заполнением закрепных пустот тощим бетоном (рис. 5.10). При этом способе вначале в стволе сооружают бетонную подушку и из закрепного пространства выпускают разрушенную породу. Затем в крепи пробивают окна, через которые пустоты за крепью заполняют тощим бетоном или породой с последующим тампонажем. После заполнения закрепных пустот сверху вниз производят замену нарушенной крепи новой железобетонной крепью. Этот способ применяется в случаях,

когда за нарушенной крепью имеется раздробленная порода, а состояние крепи не позволяет укрепить эту породу тампонажем. Способ может применяться также в случаях, когда за нарушенной крепью образовались пустоты в результате выноса частиц породы при фильтрации воды через крепь.

Третий способ — с предварительной засыпкой ствола (рис. 5.11). Этот способ применяется в случаях, когда крепь деформирована, имеет крупные нарушения, полностью потеряла грузонесущую способность и невозможно применить другие способы восстановления крепи. В данном случае ниже нарушенной крепи устраивается капитальный полук и участок ствола с нарушенной крепью засыпается породой. Затем сверху вниз производится перекрепление — убирается из ствола порода на 1,0—

1,5 м, устанавливается деревянная опалубка, возводится железобетонная крепь, тампонируются цементным раствором порода и пустоты в закрепном пространстве. Затем убирается из ствола порода на следующую заходку и работы повторяются. В такой последовательности производится перекрепление всей нарушенной крепи.

Способ полной замены крепи дорогостоящий, занимает продолжительное время, производится с полной остановкой работы эксплуатационного подъема и демонтажа армировки. Так, например, стоимость ремонта 1 м ствола № 4 шахты «Комсомолец» (Донбасс) составила 3338 руб., ствола № 3 шахты им. Калинина около 2000 руб., ствола № 1 шахты им. Ильича 2750 руб., что в 8—10 раз превышает первоначальные прямые нормируемые затраты (330—380 руб.). Перекрепление производится в случаях, когда невозможно применить другие способы восстановления и ремонта крепи.

5.1.8. Ремонт армировки стволов

В процессе эксплуатации стволов, кроме ремонта крепи, ремонтируют армировку. Основными нарушениями жесткой армировки являются: коррозия расстрелов и проводников; ослабление крепления расстрелов в крепи; расширение или сужение колеи проводников, износ проводников, ослабление крепления проводников к расстрелам, уступы в стыках проводников и др.

Коррозия металлоконструкций ствола зависит от многих факторов агрессивной воды и воздушной атмосферы, блуждающих токов и др. По данным ВНИИОМШСа, интенсивность коррозии расстрелов в Донбассе изменяется от 0,13 до 0,55 мм/год, в среднем составляя 0,31 мм, а на шахтах Кузбасса — 0,3 мм/год. При проектировании стволов шахт за рубежом принимается скорость коррозии 0,15 мм/год. Измерение коррозии элементов армировки производят электрическим методом замеров толщины металла и взвешиванием коррозионной пленки, снятой с единицы площади металла. Основной метод уменьшения коррозии — изготовление элементов армировки из специальной стали и покрытие их смолами. Положительные результаты получены при изготовлении расстрелов из двутавра № 36 из стали 15ХСНД. Примененные ранее покрытия на основе битумных и каменноугольных смол оказались недолговечными — в агрессивной среде покрытия разрушились через 3—8 мес. Устойчивы к агрессивной шахтной среде защитные покрытия на основе эпоксидных и поливинилхлоридных смол, тиоколовые и цинк-силикатные краски при нанесении их на поверхность, обработанную пескоструйными аппаратами или преобразователями ржавчины. На шахтах ФРГ элементы армировки поставляют после горячего цинкования, что обеспечивает длительную антикоррозийную защиту.

Ослабление крепления проводников к расстрелам и неровности в стыках проводников устраняются подтягиванием болтов креплений. При сужении или расширении колен производится замена элементов армировки. Ослабление крепления концов расстрелов в крепи устраняется путем разборки существующего крепления и заделки (бетонирования) их повторно.

В заключение о ремонте стволов нужно отметить следующее. Большое число стволов с деформированной и нарушенной крепью и армировкой — результат несоответствия проекта крепи условиям их эксплуатации и несоблюдение технологии работ по креплению. В проектах не всегда учитываются многообразные факторы, снижающие качество крепи при эксплуатации ствола. Возведение крепи иногда производится с применением материалов, не отвечающих требованиям ГОСТа. Нарушаются основные положения транспорта и укладки за опалубку бетонной смеси. Элементы армировки не защищены от коррозии.

Повышение качества проекта и соблюдение технологии позволят сэкономить значительные средства на ремонте крепи и армировки и обеспечат нормальную работу эксплуатационной шахты (рудника).

5.2. РЕМОНТ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Реконструкция шахт и рудников производится после 20—25 лет их эксплуатации. За это время увеличивается протяженность поддерживаемых выработок и ухудшается их состояние. За последние 30 лет общая протяженность поддерживаемых выработок в угольной промышленности увеличилась в 3 раза. По отдельным бассейнам протяженность поддерживаемых выработок увеличилась в Донбассе в 2,3 раза, в Кузбассе — в 1,3 раза, в Карагандинском и Печорском бассейнах — соответственно в 3,4 и 1,6 раза. На многих шахтах протяженность поддерживаемых выработок достигает значительных величин: на шахте «Долинская» ПО «Карагандауголь» — более 160 км; на шахте «Комсомольская» ПО «Воркутауголь» — более 135 км; на шахте им. Ленина ПО «Южкузбассуголь» — более 125 км; на шахте им. Абакумова ПО «Донецкуголь» — более 155 км и др. Увеличилась средняя протяженность отдельных выработок: квершлагов — от 142 до 236 м; транспортных штреков — от 440 до 570 м; вентиляционных штреков — от 332 до 450 м; уклонов и бремсбергов — от 276 до 545 м. Важные показатели условий эксплуатации горных выработок — срок службы и глубина расположения. В последние годы срок службы более 6 лет имеют: 70 % квершлагов и полевых штреков; 45 % транспортных штреков; 60 % бремсбергов и уклонов. Увеличение глубины расположения выработок ухудшает условия их эксплуатации. Так, например, на глубоких

ствах Донбасса с 1970 г. средняя несущая способность крепи возросла более чем в 2 раза, а затраты на поддержание увеличились в 2,4 раза.

Значительный объем поддерживаемых горных выработок и ухудшение условий их эксплуатации обуславливают большой объем работ по их ремонту и восстановлению. В угольной промышленности ежегодно ремонтируется до 2,5 тыс. км выработок, что составляет более 10 % от общего объема поддерживаемых выработок.

Наибольший объем работ по ремонту выработок производится в Донбассе, Кузбассе, Карагандинском и Печорском бассейнах. Из общего объема ремонтируемых выработок ремонт транспортных выработок занимает 40 %, уклонов и бремсбергов — 20 %, вентиляционных штреков — 18 %, квершлагов — 6 %.

Донецким политехническим институтом [13] проведено обследование 225 км горных выработок глубоких шахт Донбасса. В обследованных выработках было деформировано 70 % металлической податливой крепи, в том числе 20 % полностью деформировано, 48 % металлобетонной, 62 % смешанной и 32 % бетонной. В металлобетонной, смешанной и бетонной крепях от общего объема деформированной крепи 40—50 % полностью деформировано. На отдельных шахтах Донбасса перекрепляется в год 2,5—3,3 км/год выработок, что составляет 18—20 % от общего объема поддерживаемых выработок. Затраты на перекрепление на шахте составила 700—800 тыс. руб/год (220—340 руб. на 1 м выработки). В Донбассе ежегодно перекрепляется до 10 % выработок околоствольного двора, около 20 % квершлагов, 25 % уклонов и 12 % бремсбергов.

Основными причинами нарушения первоначального (паспортного) состояния горных выработок являются следующие.

1. Несоответствие грузонесущей способности крепи горно-геологическим условиям ее применения. Крепь не способна воспринимать без деформаций нагрузку от проявления горного давления. При этом возможны следующие случаи: недостаточная грузонесущая способность крепи для данных конкретных геологических условий; неправильно выбраны тип и конструкция крепи; непрекращающееся сдвигание породного массива, что обычно наблюдается в зонах тектонических нарушений; повторное нарушение установившегося равновесного состояния породного массива в результате проведения выработок вблизи поддерживаемой, ведения очистных работ и др.; несоответствие направлений наибольших смещений пород направлению податливости крепи и величины смещений пород величине податливости. Крепи обычно имеют вертикальную податливость — под углом 90° к почве выработки. В практике часто нагрузка на крепь имеет косое направление — под углом $30-60^\circ$ к подошве. В этом случае происходит интенсивная деформация крепи.

2. Воздействие внешних факторов — нарушение крепи при взрывах породы в забое, выбросы породы, горные удары; ведение массовых взрывов. Действие указанных факторов кратковременно и обычно сопровождается значительными деформациями крепи.

3. Пучение породы в почве выработки обуславливает поддирку почвы и перекрепление.

4. Низкое качество возведения крепи — неправильная установка рам, некачественная забутовка породой закрепного пространства, особенно в кровле, низкое качество бетонных работ и т. д. По данным проф. К. В. Кошелева [13], фактическая грузонесущая способность крепи на шахтах Донбасса в среднем составляет 60 % от расчетной и изменяется от 20 до 90 %. Во всех изученных крепях расчетная нагрузка была больше фактической.

5. Совместное влияние указанных причин.

Важным технико-экономическим показателем эксплуатации горных выработок является межремонтный период — продолжительность работы крепи от момента ее возведения до производства ремонтных работ. Межремонтный период позволяет определить целесообразность применения той или иной конструкции крепи в данных конкретных условиях и объективно оценить стоимость выработки с учетом затрат на ее ремонт. Межремонтный период зависит от типа крепи, соответствия грузонесущей способности крепи горно-геологическим условиям, влияния внешних факторов, качества возведения крепи и других факторов. По данным [13], средневзвешенный межремонтный период выработок, пройденных вкрест простирания в породах с прочностью на сжатие до 40 МПа, составляет для металлической податливой крепи 4,4 года, для бетонной и металлобетонной крепей — 4,1 года. В этих выработках, пройденных в породах с прочностью более 40 МПа, межремонтный срок увеличивается на 35—45 %. По сравнению с выработками, пройденными вкрест простирания, межремонтный срок выработок, пройденных под углом к напластованию, уменьшается на 20—40 %, а по простиранию с металлическими податливыми крепями — в 1,4—1,7 раз, с бетонными и металлобетонными крепями — в 2—2,5 раза.

Оценка межремонтного периода в зависимости от вида крепи и условий ее применения позволит объективно решать вопросы выбора способа и средств поддержания выработки с наименьшими затратами и возможным исключением ремонтных работ.

Для увеличения межремонтного периода и уменьшения деформации крепи необходимо проводить специальные мероприятия, направленные на повышение устойчивости породных обнажений и крепи и повышающие безопасные и экономичные условия эксплуатации выработки в течение всего срока службы. К таким мероприятиям относятся следующие.

Укрепление пород — искусственное их омоноличивание с целью повышения несущей способности за счет увеличения плотности и уменьшения трещиноватости. При этом мероприятия возрастает способность вмещающих пород воспринимать повышенные нагрузки без деформаций. Основной наиболее эффективный способ укрепления породного массива — нагнетание во вмещающие породы цементного раствора.

Предупреждение деформации вмещающих пород путем оставления предохранительных целиков, выбор допустимого закругления выработки.

Разгрузка породного массива — искусственного снижения напряженного состояния вмещающих пород путем проведения выработок широким ходом, увеличение начального сечения выработки, выбор формы поперечного сечения выработки и соответствующей податливости крепи по величине и направлению, взрывоцелевая разгрузка породного массива.

Комбинированный способ — активная разгрузка и последующее укрепление породного массива.

Для увеличения межремонтного периода эксплуатации выработок должны быть устранены технологические причины нарушения крепи: нарушения крепи при взрывах пород, низкое качество возведения крепи — неправильная установка рам, некачественная забутовка закрепного пространства, низкое качество бетонных работ и др.

Контроль за состоянием выработок. Для обеспечения рабочего (паспортного) состояния горных выработок важное значение имеют контроль за их состоянием и своевременное принятие мер по ликвидации нарушений.

Для проведения контроля проводятся паспортизация и пикетирование выработок. В паспорте выработки указываются основные параметры, необходимые для нормальной ее эксплуатации. *Пикетирование* — система разделения горных выработок на участки в целях облегчения ориентировки и организации надзора за их состоянием и своевременным ремонтом. Пикеты располагаются на высоте 1,5 м в капитальных выработках на расстоянии 20 м, в подготовительных — на расстоянии 50 м.

На шахтах применяют три вида контроля: текущий, маркшейдерский, горнотехнического надзора и технической инспекции профсоюза.

Текущий контроль осуществляется лицами надзора, в ведении которого находится выработка. При контроле проверяются наличие нарушенной крепи, зазоры между крепью и подвижным составом в местах нарушений; состояние рельсового пути и водоотводной канавки. Результаты текущего контроля регистрируются в журнале, который является неотъемлемой частью паспорта выработки. Встречаются различные формы этих журналов, в том числе и двойные, в первой части которых регистрируются

результаты текущего контроля, во второй — принимаемые решения по устранению отмеченных нарушений паспорта выработки.

Ведение указанных журналов наблюдений не только обеспечивает должный контроль за устранением отмеченных отклонений от паспорта выработки, но и полезно для анализа состояния выработок. Эти же журналы могут быть использованы для регистрации результатов маркшейдерского контроля.

Маркшейдерский (инструментальный) контроль обычно проводится в сроки, установленные для данного региона, но не менее двух раз в год, при пучащихся породах почвы — ежемесячно.

Контроль госгортехнадзора и технической инспекции профсоюза, направленный на проверку соблюдения Правил безопасности и обеспечения комфортных условий труда, обычно выполняется представителями указанных организаций с привлечением должностных лиц предприятия (подразделения).

Значимость контроля — не только в оценке состояния рабочих мест, в том числе и горных выработок, но и в его последующей результативности. Предписания данного контроля обязательны для выполнения в установленные сроки. Согласно § 140 ПБ, инженерно-технические работники обязаны принимать немедленные меры по восстановлению выбитой или нарушенной крепи, а в выработках без крепи или с анкерной крепью — по удалению отслоившихся с боков и кровли кусков породы и угля.

Производство ремонтных работ. В зависимости от характера и объема работ различают следующие виды ремонта: *текущий* (частичный) — замена деформированных рам или их элементов, замена затяжек, заделка трещин и небольших вывалов в монолитных бетонных и железобетонных крепях; *средний* — замена крепи на отдельных небольших участках выработки, установка промежуточных рам, замена затяжек с выпуском породы; *капитальный* — сплошная замена крепи (перекрепление) по всей длине или значительной части длины выработок с расширением до проектных размеров поперечного сечения выработки. При бетонной и железобетонной крепи — устройство внутренней рубашки.

На шахтах, где контроль за состоянием выработок ведется тщательно и своевременно принимаются меры по ликвидации нарушений паспортов выработок, основным видом ремонтных работ является текущий, как исключение — средний. На шахтах, где контролю за состоянием выработок уделяется недостаточное внимание, преобладает капитальный ремонт, сопровождаемый значительными затратами средств и труда. С течением времени деформация крепи увеличивается и по протяженности, и по выпучиванию вовнутрь выработки. Своевременное проведение ремонтных работ позволяет значительно уменьшить затраты средств и труда на ремонт.

Основные требования к ремонтным работам — ремонтные работы должны производиться в направлении от ствола шахты,

что обеспечивает безопасное сообщение со стволом; перед началом ремонтных работ должно производиться укрепление соседних рам, а также подкрепление верхняка деформированной рамы временными стойками; до начала ремонтных работ должны быть завезены необходимые материалы и механизмы.

При среднем и капитальном ремонтах производится осмотр состояния крепи, составляется паспорт ремонтных работ. Паспорт состоит из пояснительной записки и графической части. В пояснительной записке указываются место и объем ремонта, порядок производства работ, потребные материалы и механизмы, состав бригады, мероприятия по безопасности работ. Особенно много внимания уделяется предупреждению развития нарушения крепи и образованию пустот. Обосновывается порядок ремонтных работ. Графическая часть содержит проектное сечение выработки с указанием основных размеров, характер нарушения крепи и породных обнажений с размерами смещения и прогибов крепи, усиление деформированной и примыкающей к ней крепи, схему расположения оборудования.

Паспорт среднего и капитального ремонта разрабатывается техническими работниками подразделения, согласовывается с техническими службами предприятия, подписывается руководителем участка и утверждается главным инженером шахты (шахтоуправления или шахтостроительного управления). С паспортом должны быть ознакомлены все лица, занятые на ремонте выработок.

При осмотре выработки и составлении паспорта ремонтных работ необходимо установить причину деформации крепи. Обычно причиной деформации считают увеличение горного давления. Это утверждение часто бывает справедливым. Но следует выяснить, почему возросло горное давление. Нужно знать, что произошло в породном массиве и как это может отразиться на участках выработки, примыкающей к деформированной крепи. Изучив состояние породного массива, необходимо предотвратить дальнейшее распространение деформации в данной и других выработках.

Могут быть и другие причины — некачественное возведение крепи, нарушение крепи взрывом и т. п. В этих случаях должны быть приняты меры, устраняющие эти причины.

Ремонт рамной крепи — работы по замене деформированных рам. Под верхняк ремонтируемой и соседних рам (не менее трех с каждой стороны) устанавливают временные стойки; затем открепляют стяжки и отжимают стойки в выработку; разбирают затяжки, выпускают разрушенную за стойками породу и устанавливают новые стойки. Затем убирают усиливающую временную стойку, деформированный верхняк и устанавливают новый верхняк. Устанавливают затяжки и производят забутовку закрепного пространства мелкой породой. Положительные результаты достигаются при применении твердеющего забутовочного

(тампонажного) материала с цементно-песчаным раствором состава Ц:П=1:5—1:8. Создание равномерного забутовочного слоя за крепью способствует выравниванию нагрузок на крепь при возможном дальнейшем развитии деформаций породного массива.

Выпуск породы при производстве ремонтных работ не только увеличивает затраты на их выполнение, но и снижает устойчивость крепи смежных участков, поэтому целесообразно производить предварительное (перед заменой крепи) укрепление пород.

При ремонте рамной крепи из железобетонных стоек замене подлежат стойки (жесткие и податливые), разрушенные в верхней и средней частях с поперечными трещинами свыше 10 мм, железобетонные верхняки с поперечными трещинами по пролету и значительными разрушениями в опорах, металлические верхняки (в смешанных крепях) с прогибами свыше 0,02 их длины, элементы с разрывами или деформациями подвесных устройств. Разрушенные стойки заменяются следующим образом. Под верхняк подбивают ремонтину и над верхняком выпускают породу. Затем верхняк поднимают домкратами, удаляют боковые затяжки, извлекают разрушенную стойку и устанавливают новую. Если верхняк поднять не удастся, то стойку удаляют сдвиганием верхней части ее на 10—15 см в сторону породы или разбивкой бетона в средней части стойки. При замене верхняка под него и соседние рамы подбивают ремонтину. Выпускают породу над заменяемым верхняком и выбивают клинья в замке. Если при этом снять верхняк не удастся, то выпускают породу из-за боковых элементов ремонтируемой рамы и сдвигают стойку, чтобы она вышла из обхватов верхняка. После снятия верхняка стойки возвращают на свое место, укладывают новый верхняк, раму расклинивают, устанавливают затяжки и заполняют мелкой породой пустоты за крепью.

Ремонт анкерной крепи следует производить возведением рамной металлической крепи или дополнительной установкой анкеров с верхняками или металлической сеткой. Извлекать анкера можно только при полной безопасности работ после возведения усиливающей крепи.

Ремонт монолитной бетонной крепи. В монолитных бетонных крепях при появлении трещин необходимо проследить за дальнейшей деформацией крепи — установить, что трещина (а следовательно, и деформация крепи) стабилизирована или продолжает расширяться. Для этого на трещине устанавливают маяки — приклеивают бумагу или цементным раствором прикрепляют кусок стекла. Если бумага или стекло с течением времени разорвутся, то трещина расширяется и крепь продолжает деформироваться. Стабилизированные трещины расширяют, углубляют и затирают жирным цементным раствором состава

1 : 0,5; 1 : 1. Таким же цементным раствором затираются раковины и небольшие вывалы.

Если трещина с течением времени расширяется, то следовательно, нагрузка на крепь больше ее грузонесущей способности. Нужно уменьшить нагрузку и увеличить грузонесущую способность. Это можно достигнуть путем тампонажа закрепного пространства — нагнетать цементный раствор в шпурь, пробуренные через крепь в породе. Цементный раствор заполняет пустоты во вмещающем массиве пород — замоноличивает породы, заполняет пустоты в закрепном пространстве, трещины и поры в бетонной крепи. Создается единый монолит — крепи и породы. При большом числе трещин, вывалов бетонных кусков и заколов на небольших участках ремонт крепи производится тремя способами.

Первый способ — нарушенная крепь удаляется и заменяется новой. Сначала на всем участке нарушенная крепь усиливается временной. Затем в направлении от замка к фундаменту отбойными молотками разбирается нарушенная крепь. По мере обнажения породы устанавливается вторая временная крепь с затяжкой.

Длина звена выработки, на которой удаляется нарушенная крепь, принимается 1—2 м и более. Она определяется в зависимости от устойчивости крепи с тем, чтобы временная крепь обеспечила надежное удержание пород. После разборки нарушенной крепи возводят новую железобетонную крепь. Если вторая временная крепь не зажата породой, то при укладке бетона она демонтируется. В противном случае ее оставляют, что предотвратит просыпание породы в бетонную смесь. После возведения бетонной крепи производится тампонаж закрепного пространства цементным раствором.

Второй способ — частично или полностью разбирается нарушенная крепь, устанавливается арматура, по которой наносятся 3—4 слоя набрызгбетона. В качестве арматуры применяют сетку с ячейками 10×12 из прутков диаметром 10—15 мм.

Третий способ — бетонную (железобетонную) нарушенную крепь усиливают железобетонной рубашкой толщиной 10—20 см. Этот способ может применяться в случаях, когда размеры выработки позволяют уменьшить сечения.

Ремонт набрызгбетонной крепи производится путем нанесения новых двух-трех слоев набрызгбетона. Предварительную нарушенную крепь следует простучать молотком и в местах с глухим звуком, где крепь не имеет сцепления с породой, ее необходимо разобрать. Затем нарушенную крепь промывают водой или обдувают сжатым воздухом. После этих подготовительных работ на нарушенную крепь наносят новую набрызгбетонную крепь. При необходимости нарушенную крепь усиливают анкерами или анкерами с металлической сеткой.

5.3. ПОДРЫВКА ПОЧВЫ

При смещении породы в почве уменьшается высота выработки и нарушается работа транспорта из-за искривления (перекоса) рельсового пути. Основным способ борьбы с пучением ликвидация последствия пучения, т. е. подрывка (поддирка) почвы. Ежегодно подрывка почвы производится примерно в 3 тыс. км выработок и изменяется по высоте в широких пределах от 20 см до 1 м и более. По длине выработки подрывка производится на отдельных участках и по всей длине выработки. Работы по подрывке почвы производятся с перестилкой и без перестилки рельсового пути, ручным инструментом, специальными машинами и горнопроходческими комбайнами.

Подрывка почвы без перестилки рельсового пути производится в случаях, когда нельзя остановить движение транспорта по выработке и нет необходимости в замене рельсового пути. Работы по выемке почвы производятся частями на участках 10—14 м с применением ручного инструмента — отбойных молотков, пневмомоломов, а в породах с $f > 6$ — с разрушением породы небольшими зарядами ВВ. Вначале разрушают породу между шпалами на всем участке пучения, а затем вынимают породу под шпалами (рис. 5.12). Затем указанные работы выполняют на следующем участке, а на предыдущем — опускают рельсовый путь. После подрывки породы на всем ремонтируемом участке проверяют болтовые соединения стыков рельса, крепление рельсов к шпалам, при необходимости заменяют шпалы, производят рихтовку и балластируют путь. Вынутую при подрывке породу грузят в вагонетки.

Для поддирки почвы без перестилки рельсовых путей применяется почвоподдирочная машина (рис. 5.13), в которой разрушение породы производится кольцевыми барами 1 (с некоторыми изменениями) комбайна «Донбасс-1». Бар вращается электродвигателем 2 через редуктор. Внутри бара размещены два эксцентриковых барабана с лыжами, которые во время подрывки почвы скользят по головке рельса. Кольцевой бар разборный, режущая его цепь имеет семь линий резания и пять звеньев со скребками, захватывающими куски отбитой породы

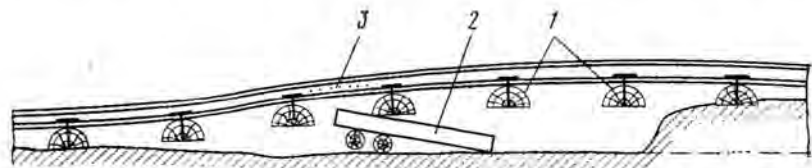


Рис. 5.12. Схема подрывки почвы без перестилки рельсового пути:

1 — шпалы; 2 — ремонтники; 3 — рельсы

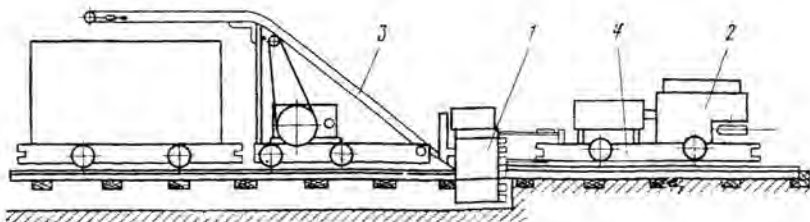


Рис. 5.13. Почвоподрыточная машина

и подающими их на перегружатель 3. Эксцентриковые барабаны позволяют регулировать глубину подрывки почвы от уровня головки рельса. Механизм подачи смонтирован на ходовой тележке вагонетки 4 и состоит из подающей части Г-442 от комбайна «Донбасс-1Г», электродвигателя и механизма для подъема рабочего органа и перевода его в транспортное положение. При сборке и подготовке машины к работе предварительно устраняется щель глубиной 600, длиной 700 и шириной 2200 мм.

Средняя производительность машины — 80 м/смену, обслуживают ее 4—5 чел. Глубину подрывки машина обеспечивает до 550 мм с захватом по ширине до 2150 мм.

Подрывку почвы с перестилкой рельсового пути целесообразно производить комбайнами избирательного действия ГПКС, 4ПП-2, ПК-3р и др. Рельсовый путь впереди комбайна срыгается при помощи самоходной лебедки, смонтированной на шасси породопогрузочной машины. Тяговый канат перебрасывается через ролик, укрепленный на верхняке, и закрепляется на срываемом рельсовом звене. От сорванного звена отбиваются шпалы. Рельсы переносятся и укладываются позади комбайна. Исправные шпалы используются повторно. Рабочий орган комбайна разрушает породу в почве и грузит на подвесной конвейер, который перемещается по монорельсовой балке. Конвейер перегружает породу в вагонетки. По мере передвижения комбайна за ним настилается рельсовый путь. Подрывка почвы комбайном увеличивает производительность труда и скорость подрывки по сравнению с подрывкой ручным инструментом в 3 раза.

В двухпутных выработках подрывку почвы можно выполнять по следующей схеме. Сначала убирают один рельсовый путь и производят подрывку на половине ширины выработки. Второй путь сохраняется для откатки. Затем откатку переводят на восстановленный после подрывки путь, разбирают второй и производят подрывку породы в оставшейся части.

Перед подрывкой почвы проверяют профиль выработки, определяют объем (глубину) подрывки и через 3—5 м указывают его на дощатой табличке, прикрепленный к крепи. До начала

подрывки выработку очищают от посторонних предметов и, если нужно, — ремонтируют крепь.

При подрывке почвы подлежит полному восстановлению водоотводная канавка. Породу в водоотводной канавке вынимают отбойными молотками, а в крепких породах — с применением небольших зарядов ВВ. В слабых ($f < 6$) породах канавку крепят деревом, асбоцементными или бетонными лотками. Канавки перекрывают деревянными щитами или железобетонными плитами.

5.4. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

5.4.1. Общие сведения

При полном разрушении крепи и тогда, когда порода вместе с крепью заполняет выработку, образовывается завал. Для дальнейшей эксплуатации выработки необходимо очистить ее от вывалившейся породы и элементов разрушенной крепи и возвести новую крепь. Работа по очистке выработки от породы и возведению крепи этого участка, т. е. ликвидация завала, называется *восстановлением* горных выработок.

Причинами завала являются: внезапное и значительное увеличение нагрузки на крепь, например горные удары, выброс породы, ведение массового взрыва и др. В этих случаях крепь испытывает кратковременную, но значительную нагрузку и разрушается, отделившаяся от массива порода заполняет выработку. Такое явление чаще всего наблюдается в выработках, в которых не производится транспортирование полезного ископаемого.

В местах завалов между верхней поверхностью вывалившейся породы и породным массивом образуется свободное пространство (купол). Величина этого свободного пространства зависит от размеров выработки и объема вывалившейся породы и изменяется в широких пределах. Расстояние от верхней поверхности вывала до породного массива изменяется от 0,5 до 3 м.

Формы породного массива над вывалом выработки (купола) могут быть:

сводчатая, характерная для однородных пород. Высота свода до 1 м и редко до 1,5 м;

конусная, характерная для трещиноватых обводненных пород. Высота свода обычно более 2 м. Так, например, на шахте «Нагольчанская № 1—2» ПО «Антрацит» при проведении квершлага гор. 985 м в трещиноватых песчаниках высота конусных вывалов составляла 3,2—6,8 м; на шахте им. газеты «Комсомолец Донбасса» ПО «Шахтерскантрацит» высота конусных вывалов на участке действующего вентиляционного квершлага, гор. 311 м составила 6—9 м;

призматическая, характерная для зон геологических нарушений относительно слабых пород, расположенных под слоем крепких пород. Высота свода до 8 м.

По ширине вывалообразования могут быть равные, больше или меньше на 20—30 % ширины выработки. По длине выработки завалы бывают 5—25 м и чаще всего в пределах 5—10 м.

По характеру поведения породные обнажения (обнажение породного массива) завалов могут быть: стационарные — вновь образованное обнажение породного массива относительно устойчивое; развивающиеся — породное обнажение неустойчивое, наблюдаются повторные вывалы.

Производство работ по восстановлению выработок. При восстановлении выработки — ликвидации завала — важное значение имеет безопасность работ. Люди работают в районе обнаженного и незакрепленного массива пород. Возможны отслаивание кусков породы и травматизм. Непременным условием восстановления выработки являются разработка и соблюдение мероприятий, обеспечивающих полную безопасность работ; сроки проведения работ. При завале прекращается эксплуатация выработки, что нарушает режим работы участка и шахты в целом. Поэтому восстановление выработки должно производиться в сжатые сроки.

Время восстановления выработки разделяется на две части: *подготовительный период* и *непосредственно восстановление выработки*.

5.4.2. Работы подготовительного периода

В подготовительный период выполняются следующие работы. Производится обследование завала и примыкающих к нему участков выработки. При обследовании завала устанавливаются причины вывала породы, параметры (длина, ширина, высота) завала, устойчивость вновь образованного обнажения породного массива, возможность распространения завала по длине выработки. Для предупреждения распространения завала производится усиление крепи, примыкающей к завалу. При разборке завала в вентиляционном квершлага шахты им. газеты «Комсомолец Донбасса» ПО «Шахтерскантрацит» (гор. 311 м) именно невыполнение этого мероприятия при ликвидации завала на участке протяженностью 15 м привело к вторичному вывалу на участке 22 м. Характерными признаками развития деформационного состояния породного массива, которое может привести к вторичным завалам или дополнительным опасным деформациям крепи, являются интенсивное трещинообразование в монолитных крепях, повышенные смещения податливых крепей (выдавливание и интенсивная деформация затяжек), усиливающееся просыпание породы, шумовой эффект (разрыв сплошности отдельных элементов породного массива или элементов крепи).

Осмотр завала производится комиссией, назначенной главным инженером, которая составляет описание завала с необходимыми чертежами. На основании описания завала составляется проект производства работ (ППР) по восстановлению выработок.

В ППР рассматриваются последовательность и технология выполнения отдельных видов работ, механизация, необходимые материалы, количество, расстановка и обязанности рабочих, мероприятия по технике безопасности, сроки выполнения работ и другие вопросы. ППР утверждается в установленном порядке.

В соответствии с ППР к завалу доставляются материалы, механизмы, инструмент и комплектуется бригада рабочих. Для обеспечения нормальных и безопасных условий работы материалы располагаются на расстоянии 15—20 м, а оборудование — на расстоянии 25—30 м от начала завала. К ликвидации завала допускаются высококвалифицированные рабочие, имеющие опыт на подобных работах. Каждый рабочий должен знать, что и как он должен делать. При восстановлении главных транспортных выработок, где работы должны быть выполнены в сжатые сроки, составление ППР, доставка материалов и комплектация бригады совмещаются. При восстановлении выработки, связанном с освобождением людей за завалом или в завале, работы производятся по особой организации.

5.4.3. Производство работ по восстановлению горных выработок

Восстановление выработки производится по двум схемам: с полным выпуском породы и последующей закладкой образовавшихся над выработкой пустот (куполов); с частичным выпуском породы, когда часть вывалившейся породы остается в закрепном пространстве.

Восстановление выработки с полным выпуском породы целесообразно производить при высоте купола до 1,5—2 м. В зависимости от сечения выработки, типа крепи, величины завала и крепости пород применяются различные способы восстановления выработки. Однако существуют определенные положения и последовательность работ, которые получили практическое применение.

При восстановлении выработки с рамной крепью применяют следующий порядок работы (рис. 5.14,а). На участке выработки, примыкающем к завалу по длине 5 м (в случаях возможного развития завала по длине до 25 м), производится усиление крепи — устанавливаются промежуточные рамы; восстанавливаются разрушенные ставы сжатого воздуха, вентиляции и кабели; бригадир или звеньевой, находясь под защитой постоянной крепи, обстукивает кровлю и опускает оборником нависшие куски породы; устанавливается временная крепь — выдвигаются опорные

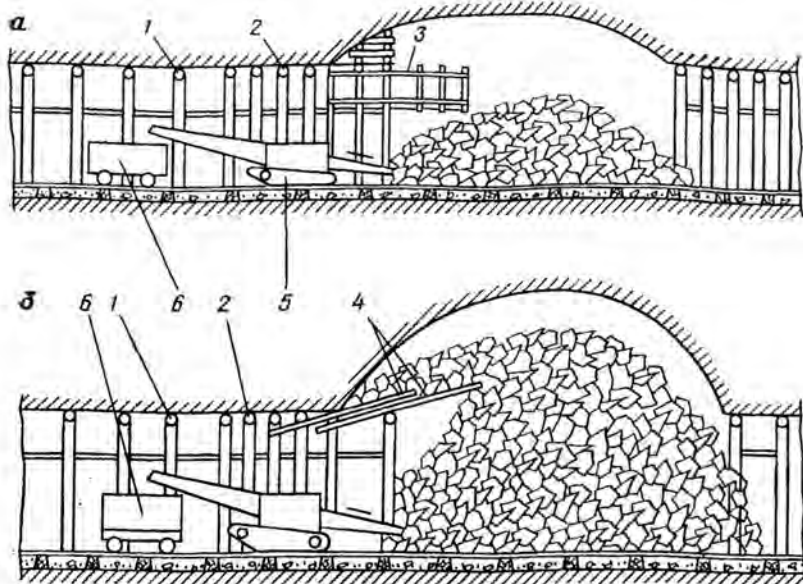


Рис. 5.14. Схема восстановления горных выработок с выпуском породы:
а — полным; *б* — частичным; 1 — постоянная крепь; 2 — усиливающая (промежуточная) крепь; 3 — временная крепь; 4 — передовая крепь; 5 — погрузочная машина; 6 — вагонетка

трубы, которые закрепляются к стойкам постоянной крепи тремя хомутами, на трубы укладываются деревянные щиты. Щиты укладывает звеньевой или опытный проходчик в направлении от постоянной крепи; производится уборка породы и элементов разрушенной крепи на величину межрамного расстояния. Порода убирается погрузочной машиной в вагонетку. Негабариты (крупные куски породы) разрушаются накладными шашками ВВ или небольшими зарядами ВВ (на негазовых шахтах), которые помещаются в пробуренные шпурсы; устанавливается рама постоянной крепи, которая расклинивается в боковых породах и закрепляется к рамам ненарушенной постоянной крепи.

Укладываются затяжки и, где возможно, заполняется закрепное пространство породой; для заполнения образовавшейся над выработкой пустоты выкладываются клетки — сруб из стоек диаметром 15—18 см с предварительным замером газа. Деревянные клетки укладываются при деревянных крепях или металлических с деревянной затяжкой.

Выкладку клеток производят трое рабочих, звеньевой находится на установленной раме и выполняет работы по выкладке клетки. Двое рабочих через окна в затяжках подают короткие стойки для выкладки клетки. Клеть расклинивается. При высоте

клетки более 1 м стойки соединяются скобами. При необходимости перед возведением клетки устанавливается временная крепь — одиночная стойка (штемпель) диаметром 16—18 см под обрезок доски (обапола), которая пришивается к торцу стойки гвоздями. При благоприятных условиях клетки могут возводиться на двух-трех рамах. В указанной последовательности производятся дальнейшие работы по восстановлению выработки — передвижка временной крепи, оборка обнаженной породы, уборка породы и элементов разрушенной крепи на величину межрамного расстояния, установка рамы постоянной крепи, установка затяжек с забутовкой боков и выкладка клетки. При разборке завала необходимо строгое соблюдение трудовой дисциплины и осуществление непрерывного надзора техническим персоналом. После уборки породы по длине всего завала производится очистка путей и водосточной канавки, соединяются нарушенные трубопроводы и кабели и начинается прерванная эксплуатация выработки.

Восстановление выработок с монолитной бетонной крепью производится в два этапа. Сначала производится, как изложено выше, разборка завала с возведением рамной крепи. А затем возводят бетонную (железобетонную) крепь. При этом рамная крепь выполняет функции временной крепи и как усиление бетонной крепи. Рамная крепь имеет форму и размеры, равные монолитной крепи. При длине завала до 8—10 м уборку породы и возведение рамной крепи производят на величину завала, а затем возводят монолитную крепь. При больших длинах завала работы выполняют заходками по 3—5 м.

Восстановление выработки с частичной уборкой породы (рис. 5.14,б) производится с опережающей забивной крепью. В качестве забивной крепи могут использоваться доски (брусья) толщиной более 5 см, старые арматурные стержни, буровые штанги, трубы. Забивная крепь должна опережать постоянную (опорную) на 1,5—2,0 м. Передняя часть забивной крепи, внедряясь в завал, опирается на породу; средняя часть — на верхняк призабойной (вновь установленной) рамы, а задняя — под элемент второй от забоя рамы. Под защитой забивной крепи производят выемку породы и установку новой рамы крепи. После этого производят забивку нового звена передовой крепи и т. д. В неустойчивых породах и при высоте купола не более половины ширины выработки следует производить заполнение пустот тампонажным раствором. Тампонаж производят заходками 3—5 м по мере восстановления выработки.

При значительных и развивающихся вывалообразованиях в отдельных случаях проходят новую обходную выработку.

Особенности ремонта и восстановления наклонных выработок. Ремонт и восстановление выработок с углом наклона до 10° производятся так же, как и горизонтальных выработок. В выработках с углом наклона более 10° необ-

ходимо проводить дополнительные мероприятия, обеспечивающие безопасность работ. Для предотвращения скатывания или сползания складированного материала, который используется при ремонте или восстановлении, сооружается барьер. Барьер представляет собой две стойки, распертые в почву и усиленные рамами с обшивкой досками толщиной более 50 мм. На расстоянии не более 20 м от места ремонта или восстановления выработки устанавливается предохранительный барьер для остановки сорвавшейся вагонетки. Транспортирование породы и материала при ремонте или восстановлении должно производиться в соответствии с ПБ.

6. ОТКАЧКА ВОДЫ ИЗ ЗАТОПЛЕННЫХ ВЫРАБОТОК

При строительстве и эксплуатации шахт на месторождениях полезных ископаемых, залегающих в сложных горно-геологических условиях, довольно часто происходят внезапные прорывы воды в горные выработки. Источниками внезапных прорывов воды в горные выработки являются окружающие их или пересекаемые ими водоносные горные породы, затопленные горные выработки соседних шахт или отработанных участков действующих шахт, поверхностные водоемы, подрабатываемые горными работами, а также ливневые и паводковые воды.

Внезапные прорывы воды в горные выработки сопровождаются часто не только большими дополнительными притоками воды, но и значительным выносом вместе с водой размытых горных пород, что значительно осложняет ликвидацию прорывов. В результате внезапных прорывов воды часто происходят частичное или полное затопление выработок, деформация и разрушение их крепи и, как следствие, прекращение в них работ на значительное время, необходимое для ликвидации аварий.

Внезапными прорывами воды называются дополнительные ее притоки, неожиданно возникающие при пересечении горными выработками водоносных пород или отдельных водоносных трещин и карстовых полостей, вывалов породы и тектонических нарушений, сообщающихся с подземными водоносными горизонтами, затопленными горными выработками или *поверхностными водоемами*.

Из общего числа внезапных прорывов воды в горные выработки шахт примерно только 10—15% приходится на прорывы воды из поверхностных водоемов, ливневых и паводковых вод, из старых затопленных горных выработок; 85—90% приходится на прорывы воды из подземных водоносных горизонтов.

Небольшие притоки воды из прорывов в горные выработки шахт, если они не связаны с большим давлением прорвавшейся воды или большим выносом размытых горных пород, не представляют затруднений при ликвидации прорывов; с повышением же притоков воды из прорывов борьба с ними значительно усложняется и требует применения специальных способов и специальных приемов производства работ по ликвидации аварий.

6.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ЛИКВИДАЦИИ ВНЕЗАПНЫХ ПРОРЫВОВ ВОДЫ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ШАХТ И УСЛОВИЯ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Все внезапные прорывы можно разбить на две характерные группы: I — прорывы воды без выноса или с незначительным выносом размытых горных пород; II — прорывы плывунов или воды с большим выносом размытых горных пород.

Таблица 6.1

Группа	Способ ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки	Условия применения методов ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки
I. Способы ликвидации внезапных прорывов без предварительного закрытия ее притоков в горные выработки	<p>Открытый водоотлив</p> <p>Открытый водоотлив с сооружением фильтрующих перемычек</p> <p>Водопонижение и открытый водоотлив</p>	<p>При прорывах воды в горные выработки из затопленных выработок, а также из трещиноватых и карстовых водоносных горных пород, без выноса или с незначительным выносом твердых частиц их и при притоках воды из прорыва, не превышающих вместе с нормальным притоком воды в шахту производительности шахтных водоотливных установок, включая резервные насосы</p> <p>При прорывах воды в горные выработки из слабых несвязных и мягких скальных водоносных горных пород со значительным выносом легко отфильтровываемых частиц их и при притоках воды из прорыва, не превышающих вместе с нормальным притоком производительности шахтных водоотливных установок, включая резервные и запасные насосы</p> <p>При крупных и катастрофических прорывах воды из слабых несвязных и крепких скальных водоносных горных пород в горные выработки действующих и строящихся шахт, при притоках воды, превышающих мощность шахтных водоотливных установок, а также при полном или частичном затоплении при прорывах пройденных горных выработок</p>
II. Способы ликвидации внезапных прорывов воды с частичным закрытием ее притоков в горные выработки	<p>Отвод воды и открытый водоотлив</p> <p>Строительство водонепроницаемых перемычек и открытый водоотлив</p>	<p>При прорывах в горные выработки шахт ливневых и паводковых вод, а также при прорывах воды из отдельных поверхностных водоемов, рек, озер, водохранилищ, прудов, ручьев и других водотоков по трещинам, воронкам и провалам, тектоническим нарушениям</p> <p>При прорывах в горные выработки шахт воды из слабых несвязных и скальных водоносных горных пород, при притоках воды, превышающих вместе с нормальным ее притоком производительность шахтных водоотливных установок, а также при прорывах воды с большим выносом плохо отфильтрованных частиц горных</p>

Группа	Способ ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки	Условия применения методов ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки
<p>III. Способы ликвидации внезапных прорывов воды с полным закрытием ее притоков в горные выработки</p>	<p>Спуск воды из затопленных горных выработок по буровым скважинам</p>	<p>пород, но с постепенно уменьшающимся во времени притоком</p> <p>При крупных и катастрофических прорывах воды в горные выработки шахт из скальных водоносных горных пород при притоках, превышающих производительность имеющихся водоотливных средств, и затоплении выработок, при наличии вблизи затопленных выработок, из которых возможны бурение водоспускных скважин и спуск воды</p>
	<p>Строительство водонепроницаемых перемычек и тампонирующие горных пород без затопления выработок</p>	<p>При прорывах воды с большим напором из забоев горных выработок, проходимых по трещиноватым и карстовым скальным водоносным породам, и при необходимости тампонирующая водоносных горных пород при дальнейшей проходке выработки</p>
	<p>Тампонирующие горных пород в местах прорыва воды с поверхности земли при затопленных выработках</p>	<p>При прорывах воды в горные выработки шахт из трещиноватых и карстовых водоносных горных пород при недостаточной производительности имеющихся на шахте водоотливных установок и затопления горных выработок</p> <p>В качестве вспомогательного для заполнения образовавшихся пустот при ликвидации внезапных прорывов воды из слабых несвязных водоносных горных пород другими способами</p>
	<p>Строительство подводных водонепроницаемых перемычек в затопленных выработках с помощью подводного бетонирования</p> <p>Строительство водонепроницаемых перемычек с оставлением затопленных выработок навсегда и проходка вместо них новых обходных выработок</p>	<p>При крупных и катастрофических прорывах воды в горные выработки шахт из трещиноватых и карстовых скальных горных пород, при недостаточной производительности имеющихся водоотливных средств и затоплении горных выработок</p> <p>При прорывах в горные выработки шахт пльвунов и воды с большим выносом размытых горных пород, плохо отдающих воду, и затопленных ими части пройденных горных выработок и при небольшой ценности теряемого при этом полезного ископаемого</p>

Группа	Способ ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки	Условия применения методов ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки
	Замораживание горных пород в местах прорыва воды при затопленных выработках	При прорывах в горные выработки шахт пльвунов и воды с большим выносом слабых несвязных горных пород, плохо отдающих воду, и заполнении ими всех или части пройденных горных выработок

Для ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт в настоящее время имеется ряд способов, основанных на применении открытого водоотлива, водопонижения и отвода воды, сооружении водонепроницаемых перемычек, а также применении специальных способов и специальных приемов производства работ с использованием подводного бетонирования, цементации, замораживания горных пород.

Применение того или иного способа ликвидации внезапного прорыва воды в горные выработки зависит от горно-геологических условий, характера и места прорыва воды, величины притоков воды из прорыва и выноса с нею размывших горных пород, гидростатического давления воды в месте прорыва, последствий прорыва, наличия на месте необходимых материалов и оборудования для ликвидации прорыва и возможности их быстрого получения. Все современные способы ликвидации внезапных прорывов воды могут быть разделены на три основные группы: I — способы ликвидации прорывов без предварительного закрытия притоков воды из них; II — с частичным закрытием притоков воды из них; III — с полным закрытием притоков воды из них.

Е. П. Калмыковым [11] разработана классификация современных способов ликвидации прорывов (табл. 6.1).

6.2. ЛИКВИДАЦИЯ ВНЕЗАПНЫХ ПРОРЫВОВ ВОДЫ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ШАХТ С ПОМОЩЬЮ ОТКРЫТОГО ВОДООТЛИВА

Открытый водоотлив шахтными водоотливными установками является самым распространенным способом ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки.

С помощью открытого водоотлива успешно может производиться ликвидация прорывов чистой или слабозагрязненной воды во всех случаях, когда общая производительность шахтной водоотливной установки Q_n превышает суммарный приток воды (из прорыва и нормальный), поступающий в горные выработки данной шахты:

$$Q_n = Q_{отн} > Q_{пр} + Q,$$

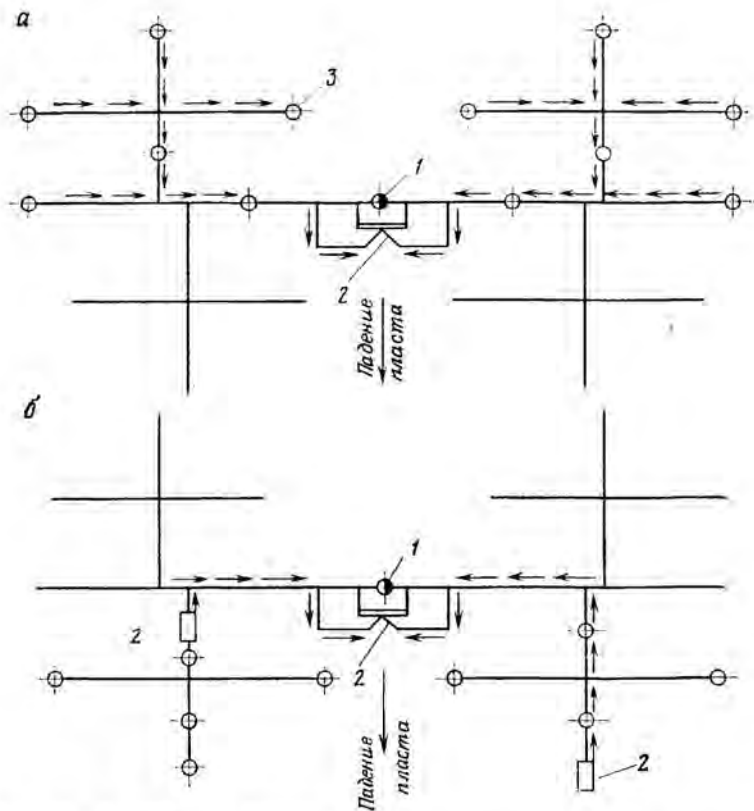


Рис. 6.1. Схемы открытого водоотлива:

1 — ствол; 2 — насосная установка; 3 — возможные места прорыва воды (стрелками показано направление потока воды из прорывов)

где Q_0 — подача насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$; n_n — число насосов, занятых откачкой воды; $Q_{\text{пр}}$ — приток воды из прорыва, $\text{м}^3/\text{ч}$; Q — нормальный приток воды в горные выработки, $\text{м}^3/\text{ч}$.

В зависимости от места внезапных прорывов воды относительно шахтных водоотливных установок могут применяться две принципиальные схемы их ликвидации с помощью открытого водоотлива:

I (рис. 6.1,а) — с помощью стационарных шахтных водоотливных установок;

II (рис. 6.1,б) — с помощью стационарных шахтных водоотливных установок и временных или постоянных перекачных водоотливных установок.

Схему I применяют в случаях, когда прорывы воды произошли в горных выработках, расположенных на уровне расположения

стационарной шахтной водоотливной установки или выше уровня ее расположения в бремсберговых полях.

Схему II применяют в случаях, когда прорывы воды произошли в горных выработках, расположенных ниже уровня расположения стационарной шахтной водоотливной установки в уклонных полях.

В обоих случаях при ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью открытого водоотлива вначале принимают необходимые меры по безопасности людей, работающих в шахте, и их выводу из горных выработок, которым угрожает затопление. Одновременно на шахте включают в работу все рабочие и резервные насосы центральной насосной и участковой насосных установок на все время, необходимое для откачки воды, до иссякания источника прорыва или значительного падения притока воды из прорыва. В необходимых случаях принимают меры к усилению шахтного водоотлива путем установки в горных выработках дополнительных резервных насосов и прокладки резервных ставов водоотливных труб.

Далее, при ликвидации внезапного прорыва воды по схеме I в первую очередь выполняют работы по направлению потока воды из прорыва по наиболее короткому пути в сети горных выработок к водосборникам центрального или участкового водоотлива. При этом производят расчистку и расширение водоотливных канавок, устройство перепусков и соединительных водоотливных канавок, наращивание бортов над водоотливными канавками для увеличения их пропускной способности, сооружение в горных выработках лотков для перепуска и стока воды и другие работы, объем которых определяется в зависимости от притока воды из прорыва, его местоположения и фактического состояния горных выработок шахты.

Одновременно с выполнением этих работ производят работы по предохранению действующих выработок от затопления путем устройства в необходимых случаях в этих выработках ограждений (перемычек).

На время, необходимое для ликвидации внезапного прорыва воды, на шахте устанавливается систематический надзор за местом прорыва воды, притоком и потоком воды из него по горным выработкам, а также за работой насосных агрегатов шахтных водоотливных установок. В связи с тем что в период ликвидации внезапного прорыва воды шахтные водоотливные установки работают со значительно сниженным резервом или совсем без него, необходимо для их бесперебойной работы во время ликвидации внезапных прорывов воды обеспечивать их исправными запасными насосными агрегатами.

Если рабочие насосы не справляются с притоком воды, то их следует вместе с резервными и запасными заменить на насосы большей подачи или расширить насосную камеру и уста-

новить в ней необходимое дополнительное число насосных агрегатов той же подачи для приведения насосной установки в соответствие с правилами безопасности, а также проложить еще один дополнительный резервный став водоотливных труб, если при этом проложенные ставы водоотливных труб не имеют необходимой пропускной способности, или заменить проложенные по стволам ставы труб на трубы большего диаметра.

При ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью открытого водоотлива по схеме II выполняют в полном объеме и в описанной последовательности все работы на основном горизонте, на котором расположена главная шахтная водоотливная установка. Наряду с этим выполняют аналогичные работы в горных выработках, расположенных ниже основного горизонта, в районе которых произошел внезапный прорыв воды, если в результате последнего они не были затоплены. В горных выработках, в которых произошел внезапный прорыв воды, ниже основного горизонта могут быть установлены участковые перекачивающие установки.

При затоплении горных выработок в результате внезапного прорыва воды в них ниже основного горизонта откачку воды из затопленных выработок на основной горизонт производят перекачными насосными агрегатами, смонтированными на платформах или лежнях на уровне воды и постепенно опускаемыми по мере ее откачки. До начала производства работ по откачке воды из затопленных выработок должны быть разработаны меры по обеспечению безопасности работ при водоотливе, в которых особо предусмотрены мероприятия при приближении уровня воды к сопряжениям откачиваемых горных выработок с затопленными, откуда скопившиеся газы могут проникать в откачиваемые выработки к местам нахождения людей и электрооборудования.

Вода, откачиваемая перекачными насосными агрегатами из затопленных выработок на основной горизонт, направляется к центральной водоотливной установке шахты и откачивается последней на земную поверхность.

Ликвидация внезапного прорыва воды считается законченной после полной откачки воды из затопленных горных выработок и усиления в необходимых случаях шахтных водоотливных установок для обеспечения откачки ими увеличившихся после прорыва притоков воды. При ликвидации внезапных прорывов воды со значительным выносом частиц горных пород первоочередная задача — прекращение их выноса в горные выработки возведением фильтрующих перемычек.

В зависимости от местных условий в горных выработках, в которых произошли внезапные прорывы, устраивают 2—4 фильтрующие перемычки, которые устанавливают на расстоянии 6—12 м друг от друга. Первую фильтрующую перемычку необходимо устанавливать возможно ближе к месту прорыва воды,

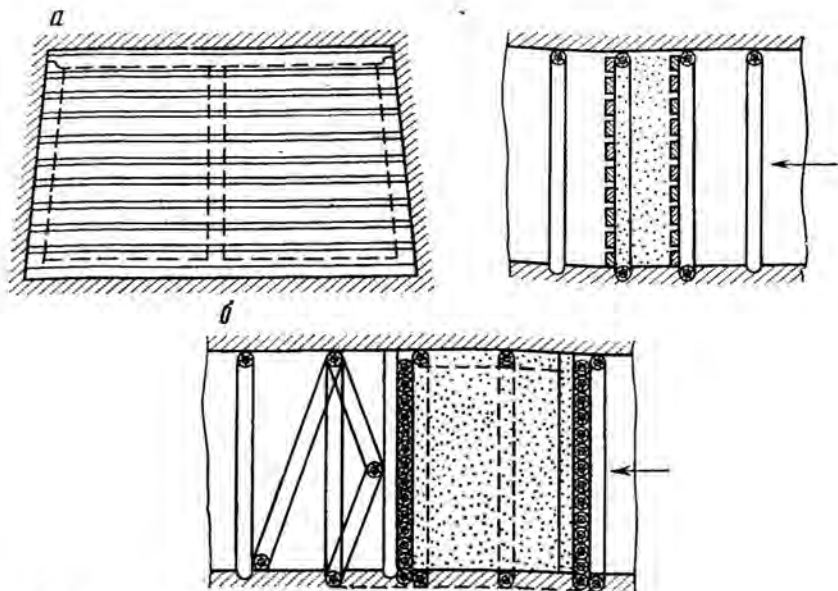


Рис. 6.2. Фильтрующие перемычки:
 а — из досок; б — из рудничных стоек

однако на безопасном расстоянии от него, обеспечивающем не только безопасность находящихся в выработке людей, но и необходимую емкость для снижения скорости течения потока воды и задержания выносимых с ней частиц размывших горных пород. Одновременно с установкой фильтрующих перемычек поток воды из прорыва направляется кратчайшим путем в сети горных выработок к водосборникам шахтной водоотливной установки, в которой пускают в работу все имеющиеся в ней насосные агрегаты для обеспечения откачки на земную поверхность всего поступающего в горные выработки шахт притока воды, нормального и из прорыва.

Фильтрующие перемычки, применяемые при ликвидации внезапных прорывов воды, должны быть простыми по конструкции, обеспечивать быстроту их сооружения в горных выработках, а также надежность отфильтрования ими воды и задержания выносимых с водой твердых частиц горных пород. Конструкции фильтрующих перемычек весьма разнообразны.

При ликвидации внезапных прорывов воды с песком наибольшее применение имеют фильтрующие перемычки, устраиваемые из досок (рис. 6.2,а) и рудничных стоек (рис. 6.2,б).

Фильтрующие перемычки состоят из двух вертикальных стенок с засыпанным между ними фильтрующим материалом. В качестве фильтрующего материала лучше применять крупный песок

с размерами зерен 3—5 мм или мелкий гравий с размерами зерен 6—10 мм. Применение крупного песка целесообразно в случаях, когда вместе с водой выносятся большое количество мелких глинисто-илистых частиц, а применение мелкого гравия — в случаях прорыва воды с песком, не содержащим в своем составе мелких фракций и глинисто-илистых частиц.

При деревянной крепи горных выработок в месте устройства фильтрующих перемычек в качестве их рам используют установленные в горных выработках крепежные рамы с дополнительной их расклинкой и укреплением.

Дошчатые фильтрующие перемычки применяют обычно в качестве первых перемычек, устанавливаемых со стороны прорывов воды с песком, а также в случаях выноса безнапорными водами сравнительно небольшого количества твердых включений. Фильтрующие перемычки из рудничных стоек устраивают при сравнительно больших выносах с водой частиц размытых горных пород и при напорных водах.

Поперечные размеры фильтрующих перемычек чаще всего соответствуют поперечному сечению горных выработок, в которых они установлены. Толщину фильтрующих перемычек на практике принимают 0,5—10 мм и более (фильтрующие камеры). Меньшие толщины перемычек соответствуют меньшим напорам и притокам воды и меньшему выносу с нею крупного песка и частиц разрушенных горных пород, большие толщины перемычек — большим напорам и притокам воды и выносу большего количества песка со значительным содержанием мелких фракций.

В случае, если фильтрующие перемычки не отфильтровывают воду от выносимых с нею частиц разрушенных горных пород, следует отказаться от ликвидации внезапного прорыва с помощью открытого водоотлива с установкой фильтрующих перемычек и найти другой, более надежный в этих условиях способ.

Примеры из практики. На шахте «Первомайская» в Донбассе при проведении 6-го южного штрека по пласту угля k_8 мощностью 0,65 м в 1948 г. была пересечена сбросовая трещина, сообщавшаяся с залегающим ниже пласта угля на глубине 6—8 м трещиноватым водоносным песчаником мощностью 32 м, подземные воды которого находились под большим давлением. Из пересеченной штреком сбросовой трещины (рис. 6.3) произошел внезапный прорыв воды с первоначальным притоком 3000 м³/ч, в результате которого горные выработки 6-го и 5-го действующих горизонтов были затоплены и шахта на 53 сут была выведена из строя. Через 1 сут после внезапного прорыва воды пробной откачкой было установлено, что приток ее из прорыва снизился с 5000 до 250 м³/ч.

Ликвидация внезапного прорыва воды осуществлялась с помощью открытого водоотлива усиленной центральной водоотливной установкой шахты и временными перекачными водоотлив-

ными устройствами, построенными в горизонтальных выработках и на уклонах. После откачки воды из затопленных выработок, их расчистки и частичного укрепления были возобновлены работы по эксплуатации на 5-м и 6-м горизонтах шахты. В 6-м южном штреке было обнаружено, что вода фонтанировала из расположенной в почве штрека трещины размером $2 \times 0,6$ м, вытянутой своей длинной стороной вдоль сброса. В штреке возле трещины были обнаружены выброшенные из нее куски песчаника и значительное количество мелкого обломочного материала.

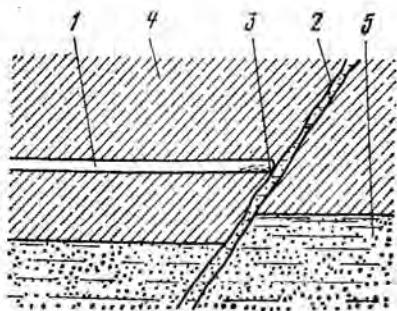


Рис. 6.3. Схемы прорыва воды в забой 6-го южного штрека из сбросовой трещины на шахте «Первомайская» (Донбасс):

1 — 6-й южный штрек; 2 — сбросовая трещина; 3 — место прорыва воды; 4 — глинистые и песчаные сланцы; 5 — водоносные песчаники

На этой же шахте из водоносного трещиноватого песчаника, залегающего ниже почвы угольного пласта k_8 , в декабре 1952 г. произошел второй внезапный прорыв воды в 9-й северной лаве. При выемке угля из этой лавы было пересечено диагональное сбросовое нарушение. После очередного взрывания комплекта шпуров по углю из почвы пласта угля в месте пересечения сбросового нарушения появился фонтан воды с первоначальным притоком $20—30$ м³/ч, затем приток воды стал увеличиваться и через 5 м после появления фонтана произошел внезапный прорыв воды с притоком 1100 м³/ч, в результате которого горные выработки 9-го горизонта были затоплены. Уровень воды поднялся по уклону № 1 и достиг на 2-е сутки отметки на 40 м ниже 8-го горизонта. Ликвидация внезапного прорыва воды, как и в предыдущем случае, осуществлялась с помощью открытого водоотлива, на уклоне были смонтированы перекачные насосы, с помощью которых в течение 16 сут из затопленных выработок было откачено 30 тыс. м³ воды, не считая постоянного притока ее в шахту, который составлял 300 м³/ч. После откачки воды в течение 6 сут горные выработки были расчищены и отремонтированы. Ликвидация внезапного прорыва воды в данном случае заняла 22 сут.

На шахте «Тайбинская» в Кузбассе в 1962 г. при проходке откаточного штрека на втором подготовляемом горизонте $+150$ м по пласту «Прокопьевскому» в забое произошел внезапный прорыв воды из горельников с притоком 8500 м³/ч. В течение 9 ч на шахте были полностью затоплены горные выработки общим объемом 75 тыс. м³. Уровень воды в течение этого времени под-

нялся на 75 м и достиг отметки +224,5 м. Очистные работы велись до прорыва только на гор. +250 м. На гор. +150 м была полностью закончена проходка капитальных горных выработок и велись работы по проходке промежуточных квершлагав и откаточных штреков, а на гор. 243 м проходила вентиляционные квершлагаи и штреки.

В результате внезапного прорыва воды горные выработки на гор. +150 м были полностью затоплены и в течение 3 мес горные работы на этом горизонте не велись. Ликвидация внезапного прорыва воды осуществлялась с помощью открытого водоотлива перекачными насосными установками. Воду откачивали из затопленных выработок на гор. +150 м в течение 3 мес.

После откачки воды выработки на гор. +150 м частично были очищены от шлама, частично укреплены и на гор. +150 м были возобновлены работы по дальнейшей проходке выработок с необходимыми мерами предосторожности.

6.3. ЛИКВИДАЦИЯ ВНЕЗАПНЫХ ПРОРЫВОВ ВОДЫ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ ШАХТ С ПОМОЩЬЮ СТРОИТЕЛЬСТВА ВОДОНЕПРОНИЦАЕМЫХ ПЕРЕМЫЧЕК И ОТКРЫТОГО ВОДООТЛИВА

Ликвидацию внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью сооружения водонепроницаемых перемычек и открытого водоотлива производят, как правило, в случаях, когда приток воды из прорыва вместе с нормальным (постоянным) притоком воды в горные выработки шахты равен или несколько превышает полную производительность шахтной водоотливной установки с учетом резервных насосов:

$$Q_n = Q_{op} n \leq Q_{пр} + Q.$$

При заблаговременной установке водонепроницаемых перемычек с дверьми до проведения выработок на прорывоопасных участках и до перекрытия герметическими дверьми при внезапных прорывах с последующим регулированием выпуска воды из-за перемычек по дренажным трубам задвижками можно ликвидировать внезапные прорывы воды в горные выработки с притоками воды из них, значительно превышающими первоначальную производительность шахтных водоотливных установок с последующим их расширением и усилением под прикрытием водонепроницаемых перемычек.

При наличии ниже места расположения водонепроницаемых перемычек достаточной емкости горных выработок, которые можно затопить на время сооружения перемычек, с помощью последних возможно ликвидировать прорывы воды в горные выработки с притоками, значительно превышающими имеющуюся мощность шахтных водоотливных установок.

При ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью сооружения водонепроницаемых перемычек и открытого водоотлива в первую очередь вводят в работу все имеющиеся в шахтных водоотливных установках рабочие, резервные и запасные насосные агрегаты и принимают меры по обеспечению безопасности занятых под землей работников шахты: их оповещают о происшедшем прорыве воды, прекращают работы и выводят рабочих из горных выработок, опасных по первоочередному затоплению, ограждают место прорыва воды и не допускают к нему случайных заходов рабочих. Далее устанавливают наблюдение за притоком воды из прорыва и производят отвод поступающей из него воды по наикратчайшему пути в сети горных выработок от места прорыва до водосборников главной шахтной водоотливной установки. При этом производят работы по расчистке и расширению водоотливных канавок, устройству над ними для увеличения их пропускной способности деревянных бортов, а в некоторых случаях деревянных лотков, устройству у пересечений выработок на пути движения потока воды из прорыва ограждающих стенок, препятствующих поступлению воды в пересекаемые потоком поперечные выработки, залегающие ниже уровня потока воды, и предохранению их от полного или частичного затопления и другие необходимые работы, объем которых, как и в предыдущем случае, определяют притоки воды из прорыва.

Наряду с указанными работами производят выбор места расположения водонепроницаемых перемычек в сети горных выработок шахты. Выбор места расположения водонепроницаемых перемычек при внезапных прорывах воды в горные выработки производят с учетом наиболее благоприятных горно-геологических условий в месте сооружения перемычек, возможно меньшего объема затопления горных выработок за ними, устройства минимального числа перемычек, необходимых для изоляции прорыва воды от сети горных выработок. При прорывах воды в тупиковые горные выработки для изоляции прорыва обычно бывает достаточно одной водонепроницаемой перемычки. При прорывах воды в районе разветвленной сети горных выработок для изоляции прорыва приходится устраивать 1—4 водонепроницаемые перемычки в зависимости от места прорыва воды, схемы вскрытия и подготовки шахтного поля.

Далее ликвидация внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью водонепроницаемых перемычек и открытого водоотлива осуществляется постепенным выпуском воды из прорыва по дренажным трубам, заделанным в перемычки и снабженным задвижками в объемах, откачиваемых шахтной водоотливной установкой, до полной сработки статических запасов воды, питающих прорывы. Если после сработки статических запасов воды динамический приток воды из прорыва вместе с нор-

мальным шахтным притоком превышает нормальную производительность шахтного водоотлива, то производится его усиление за счет установки более производительных насосных агрегатов или за счет установки дополнительных насосных агрегатов той же производительности.

Для ликвидации внезапных прорывов воды, предотвращения пройденных горных выработок от затопления, а также обеспечения безопасности работ при их дальнейшем проведении строят подземные водонепроницаемые перемычки. Подземные водонепроницаемые перемычки применяют как сплошные, так и с герметическими дверьми.

Конструкции сплошных подземных водонепроницаемых перемычек, применяемых при ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки без их затопления, разделяются на клинчатые (рис. 6.4) и безврубные — прямоугольные (рис. 6.5). Как те, так и другие в своем поперечном сечении повторяют поперечное сечение горных выработок, в которых они сооружаются.

Особенностью конструкций клинчатых водонепроницаемых перемычек, показанных на рис. 6.4, является то, что они опираются боковыми гранями на горные породы, в связи с чем они работают на сжатие и срезывание.

Прямоугольные (безврубные) водонепроницаемые перемычки, показанные на рис. 6.5, не опираются на горные породы, в связи с чем они оказывают сопротивление действующему на них гидростатическому давлению воды за счет сил сцепления их боковой поверхности с окружающими горными породами.

Подземные клинчатые водонепроницаемые перемычки разделяют на *одноступенчатые* (см. рис. 6.4) и *многоступенчатые* (рис. 6.6).

Конструкции клинчатых перемычек применяют при сравнительно небольших и средних гидростатических давлениях воды.

В современной практике считается технически и экономически целесообразным при толщине клинчатых подземных водонепроницаемых перемычек более 2,5—3 м переходить на многоступенчатые конструкции.

Многоступенчатые конструкции клинчатых водонепроницаемых перемычек применяют при больших гидростатических давлениях подземных вод.

Достоинство всех рассмотренных конструкций клинчатых водонепроницаемых перемычек — большая надежность, прочность и устойчивость действующему на них гидростатическому давлению воды, более плотная связь их с окружающими горными породами и при прочих равных условиях меньшая толщина по сравнению с прямоугольными безврубными водонепроницаемыми перемычками.

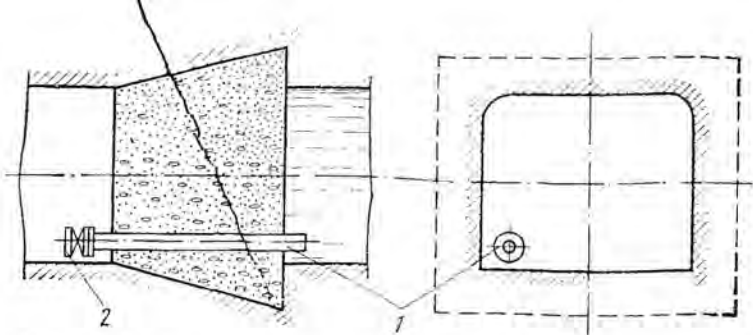


Рис. 6.4. Схема одноступенчатой клинчатой водонепроницаемой перегородки:

1 — дренажная труба; 2 — задвижка

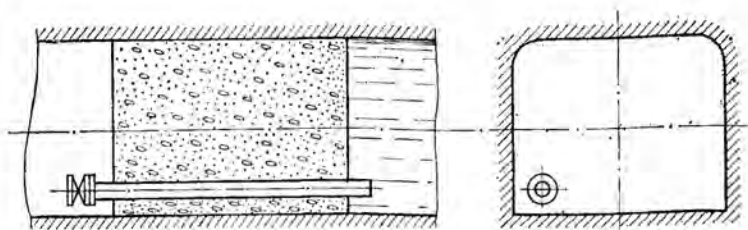


Рис. 6.5. Схема безврубовой прямоугольной водонепроницаемой перегородки

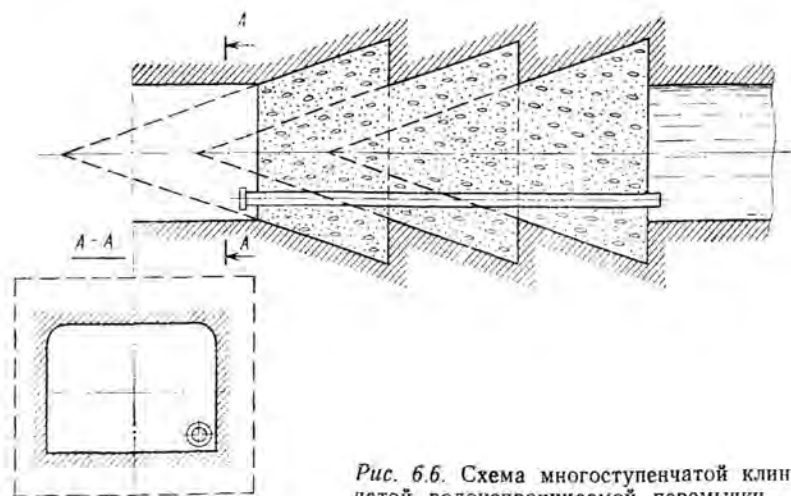


Рис. 6.6. Схема многоступенчатой клинчатой водонепроницаемой перегородки

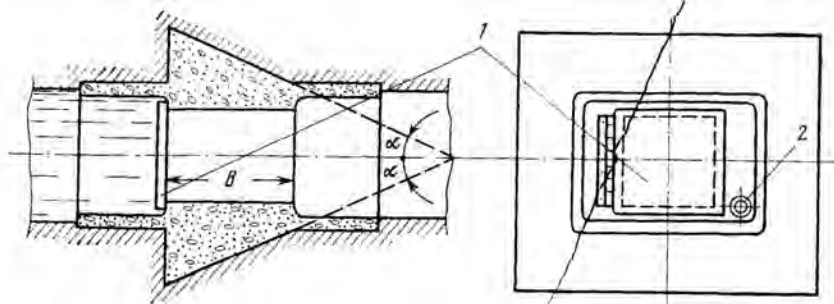


Рис. 6.7. Схема одноступенчатой клинчатой водонепроницаемой перемычки с герметической дверью:

1 — металлическая дверь; 2 — дренажная труба

Недостаток всех рассмотренных конструкций клинчатых водонепроницаемых перемычек — сложное производство работ по их сооружению в условиях ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки, что заставляет в некоторых случаях отказаться от их применения, например в слабых породах, не допускающих обнажения, и переходить на сооружение прямоугольных безврубовых конструкций подземных водонепроницаемых перемычек, показанных на рис. 6.5. Эти перемычки по сравнению с клинчатыми менее надежны в работе, обладают худшей связью с окружающими горными породами, в связи с чем имеют меньшую устойчивость и сопротивляемость действующему на них гидростатическому давлению подземных вод. Однако они более просты при возведении, и в ряде случаев их применение бывает технически и экономически оправдано, особенно при небольших гидростатических давлениях воды и окружающих выработку слабых горных породах.

В зависимости от гидростатического давления подземных вод, прочности материала, а также конструкции подземных водонепроницаемых перемычек толщина их изменяется от 2 до 23 м и всякий раз должна определяться расчетом.

На рис. 6.7 показана клинчатая водонепроницаемая перемычка с металлической дверью. Конструкции таких перемычек с герметическими дверями сооружаются заблаговременно в горных выработках при подходе к прорывоопасным участкам. При прорыве воды после вывода людей из горных выработок, отгораживаемых перемычкой, двери перекрываются, чем обеспечиваются предотвращение затопления горных выработок, находящихся по другую сторону от перемычки, и благоприятные условия для ликвидации прорыва и откачки воды из затопленных выработок, отгораживаемых водонепроницаемой перемычкой с дверью. Все водонепроницаемые перемычки, если горные выработки за ними не забрасываются навсегда, имеют дренажные трубы с задвижками или кранами для выпуска из-за перемычек воды.

Лучшим видом материала для сооружения обычных подземных водонепроницаемых перемычек для ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт без их затопления являются быстротвердеющие бетоны марки не ниже 200, приготовленные на обычных портландцементях с добавками хлористого кальция в размере 2—3 % от веса цемента или на быстротвердеющих цементях. Марку бетона для обычных водонепроницаемых перемычек или тампонажных в зависимости от максимального гидростатического давления воды или тампонажного раствора принимают:

Давление на перемычку, МПа	Не более 5	5—10	10—15	15—20	Свыше 20
Марка бетона	200	250	300	400	500

Состав бетона должен обеспечивать удобоукладываемость бетонной смеси и получение необходимой прочности в заданные сроки. Максимальное водоцементное отношение для бетонов марки 200 и выше в зависимости от степени агрессивности воды — среды при сооружении обычных водонепроницаемых или тампонажных перемычек рекомендуется следующее:

Степень агрессивности воды — среды	Слабая	Средняя	Сильная
Водоцементное отношение	0,55	0,50	0,45

Применение водоцементного отношения более 0,6 для бетонов водонепроницаемых перемычек не рекомендуется. Бетонная смесь должна иметь в момент укладки необходимую подвижность, измеряемую осадкой конуса в пределах 5—12 см.

Ориентировочный расход цемента в зависимости от прочности бетона может быть следующим:

Прочность бетона, МПа	20	25	30	40	50
Расход цемента, кг/м ³	300	340	380	440	480

Прочность бетона в зависимости от водоцементного отношения и возраста бетона приведена в табл. 6.2.

Строительство клинчатых водонепроницаемых перемычек начинают с проведения подготовительных работ, которые заключа-

Таблица 6.2

Водоцементное отношение	Прочность бетона (% от прочности цемента) через сут				Водоцементное отношение	Прочность бетона (% от прочности цемента) через сут			
	1	2	3	28		1	2	3	28
0,30	30	47	57	110	0,50	16	27	34	63
0,35	28	45	55	100	0,55	14	22	28	56
0,40	25	38	48	90	0,60	12	19	25	50
0,45	20	32	40	75					

ются в заготовке на земной поверхности необходимых материалов и изделий, в расчистке горной выработки, снятии части крепи и рельсов со шпалами в месте устройства перемычки, в расчистке водоотливной канавки, а в некоторых случаях ее расширении или строительстве лотков для улучшения стока воды.

По окончании подготовительных работ в горной выработке, пройденной в крепких горных породах, пневматическими бурильными молотками или электросверлами бурят наклонные шпуров для образования вруба под клинчатую перемычку. По окончании бурения наклонных шпуров их заряжают и снимают оставшуюся крепь в месте сооружения перемычки (если состояние горных пород позволяет это сделать). Далее производят взрывание наклонных шпуров тремя-четырьмя стадиями замедления. В первую стадию взрывают шпуров в почве выработки, во вторую и третью стадии — в боковых стенках выработки и в последнюю стадию — в кровле выработки.

После проветривания и приведения выработки в безопасное состояние приступают к уборке взорванной породы. Уборку взорванной породы производят погрузочной машиной до уровня почвы горной выработки. Далее работы по уборке взорванной породы приостанавливают и приступают к устройству дренажа. Для этой цели со стороны прорыва воды устраивают деревянную или кирпичную стенку высотой 1,0—1,5 м, в которую заделывают один конец дренажной стальной трубы диаметром 300—500 мм (в зависимости от притока воды) на высоте не менее 0,3—0,5 м от почвы выработки. Другой конец трубы со стороны выработки на той же высоте устанавливают на деревянную или кирпичную стенку с таким расчетом, чтобы весь приток воды, поступающей из прорыва, направлялся через участок выработки, в котором сооружается перемычка, по дренажной трубе. В некоторых случаях при больших притоках воды из прорывов устанавливают по две дренажные трубы. По окончании устройства дренажной стенки и установки дренажной трубы производят уборку взорванной породы из нижнего уступа перемычки ниже почвы горной выработки. Затем отбойными молотками выравнивают стенки вруба под перемычку, устанавливают со стороны забоя опалубку по всей высоте выработки и производят зачистку и промывку водой вруба, после чего приступают к укладке бетона.

Укладку бетона производят с помощью бетоноукладчиков или бетононасосов без перерыва до конца сооружения перемычки. По мере укладки бетона устанавливают стальные тампонажные трубки (кондукторы) для последующего тампонирования как самой перемычки (в случае фильтрации через нее воды после твердения бетона), так и горных пород на контакте с перемычкой. По окончании укладки бетон в течение 1—3 сут твердеет, после чего заглушку или задвижку, установленную со стороны выработки на дренажной трубе, перекрывают и производят за-

гружение перемычки. На дренажной трубе или на одном из кондукторов (сквозном) устанавливают манометр, по которому ведут наблюдения за действующим на перемычку давлением воды. Когда давление воды за перемычкой достигнет своего максимального значения (по показаниям манометра), производят тщательный осмотр перемычки, и если вода не фильтрует через нее или на контакте с горными породами, то сооружение перемычки и перекрытие притока воды из прорыва на этом считают законченными. Если фильтрация воды происходит, то через кондукторы, заделанные в перемычку при ее сооружении, а в необходимых случаях и через вновь пробуренные в ней специальные скважины, производят цементацию перемычки и контактной зоны ее с горными породами до полного прекращения фильтрации. После этого сооружение клинчатой водонепроницаемой перемычки считается законченным и под ее прикрытием можно вести дальнейшие работы по ликвидации аварии — внезапного прорыва воды в горные выработки. Схема строительства одноступенчатой клинчатой водонепроницаемой перемычки показана на рис. 6.8.

При строительстве многоступенчатых клинчатых водонепроницаемых перемычек в описанной выше последовательности возводят сначала первую ступень, ближайшую к забою выработки

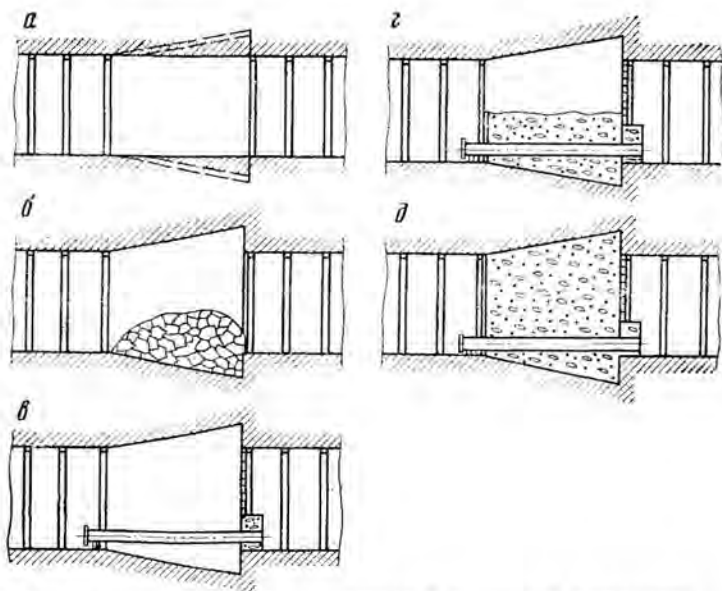


Рис. 6.8. Схема строительства одноступенчатой клинчатой перемычки:
 а — удаление крепи и бурение шпуров; б — последовательность выполнения работ после взрывания шпуров под вруб; в — установка дренажной трубы; г — бетонирование; д — готовая перемычка

(к месту прорыва), затем в той же последовательности возводят последующие ступени перемычки. При этом перед бетонированием каждой последующей ступени в необходимых случаях производят наращивание дренажной трубы на фланцах.

При укладке бетона в последнюю ступень или в последние две ступени в зависимости от гидростатического давления воды в них устанавливают тампонажные трубы (кондукторы) для бурения тампонажных скважин и тампонирования как самой перемычки, так и водоносных горных пород на контакте с нею.

Строительство прямоугольных (безврубных) водонепроницаемых перемычек в горизонтальных горных выработках при ликвидации внезапных прорывов воды значительно проще, чем клинчатых водонепроницаемых перемычек.

Вначале, так же как и при сооружении клинчатых перемычек, производят подготовительные работы, затем при металлической рамной крепи выработки в месте сооружения перемычки удаляют затяжки и обирают породу, а при деревянной рамной крепи меняют деревянные крепежные рамы на металлические. После этого приступают к устройству дренажа аналогично описанному выше при сооружении клинчатых перемычек. Дренажные устройства должны быть выполнены с таким расчетом, чтобы вода из прорыва была полностью уловлена и направлена по трубе за пределы сооружаемой перемычки. По окончании устройства дренажа со стороны забоя по всей высоте выработки у обреза перемычки устанавливают опалубку и затем приступают к укладке бетона в перемычку. Укладку и уплотнение бетона ведут непрерывно. При большой длине перемычки бетонирование производят участками длиной по 2 м на полную высоту горной выработки. После полного окончания бетонирования одного участка приступают к бетонированию следующего участка. При бетонировании в перемычке устанавливают трубы для тампонирования самой перемычки и контактов ее с горными породами в случае фильтрации через нее воды, а также для тампонирования водоносных горных пород в месте прорыва воды.

После твердения бетона в перемычке задвижку, установленную на дренажной трубе, перекрывают и перемычку ставят под нагрузку.

В связи с тем что при закрытии притоков воды при внезапных прорывах восстановление статического уровня подземных вод, а следовательно, и напора происходит в месте прорыва в течение короткого времени, необходимо загружать перемычки только по достижении бетоном соответствующей прочности (не ниже принятой при расчете перемычек).

При ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью водонепроницаемых перемычек и открытого водоотлива за выпуском воды из-за перемычек устанавливают постоянное наблюдение. Выпуск воды из-за водоне-

проницаемых перемычек в действующие горные выработки должен быть тесно увязан с работой шахтного водоотлива и регулироваться в зависимости от работы последнего и изменения притока воды из прорыва с помощью задвижки на дренажных трубах перемычек.

Поток воды, выпускаемой из-за водонепроницаемой перемычки, вместе с нормальным притоком воды в горные выработки шахты не должен превышать производительности шахтной водоотливной установки с учетом работы резервных насосов. При внезапном отключении электроэнергии и прекращении работы шахтной насосной установки или выходе из строя по каким-либо другим причинам всех резервных насосных агрегатов задвижки на дренажных трубах водонепроницаемой перемычки должны быть перекрыты наглухо. Полное или частичное открытие задвижек на дренажных трубах водонепроницаемой перемычки может производиться только после пуска в работу всех насосов шахтной водоотливной установки вместе с резервными насосами.

При поступлении вместе с водой из-за перемычки вредных газов горная выработка, в которой устроена перемычка, должна интенсивно проветриваться с помощью установки вентилятора частичного проветривания соответствующей производительности. В некоторых случаях при большом поступлении с водой вредных газов, например сероводорода, целесообразно отводить воду из-за перемычек по трубопроводам, подсоединенным к дренажным трубам перемычек непосредственно в водосборники водоотливных установок.

Примеры из практики. На шахте № 7 Кальинского рудника СУБРа из главного откаточного штрека гор. +100 м была пройдена разведочная выработка до контакта известняков всячего бока с надрудными глинистыми сланцами. На контакте разведочной выработки была пересечена трещина, заполненная глинистыми материалами. Прорыву предшествовало длительное устойчивое состояние разведочной выработки, работы по проходке которой были прекращены задолго до прорыва.

Самопроизвольный катастрофический внезапный прорыв воды в пройденной разведочной выработке произошел из пересеченной ею трещины на контакте известняков с надрудными глинистыми сланцами в результате постепенного размягчения и вымывания глинистого материала, заполнявшего трещину, а также приконтактного сланцевого прослоя.

Максимальный приток воды из прорыва составил до 4300 м³/ч. Через 1 ч 55 мин после прорыва на шахте были затоплены полностью все выработки гор. +100 м, а еще через 3 ч 45 мин — и все горные выработки гор. +130 м. Через 17 ч после прорыва уровень воды в стволах поднялся до отм. +140 м, соответствующей положению уровня депрессионной поверхности до прорыва, и шахта была полностью затоплена.

6.4. ЛИКВИДАЦИЯ ВНЕЗАПНЫХ ПРОРЫВОВ ВОДЫ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ С ПОМОЩЬЮ ТАМПОНИРОВАНИЯ С ПОВЕРХНОСТИ ЗЕМЛИ

Ликвидацию внезапных прорывов воды в горные выработки шахт с помощью тампонирования с поверхности земли применяют при крупных и катастрофических прорывах воды из скальных и смешанных водоносных горных пород и при затоплениях водой горных выработок. Тампонирование с поверхности земли применяют также в качестве вспомогательного средства для заполнения пустот в горных породах при ликвидации внезапных прорывов воды другими способами.

При ликвидации внезапных прорывов воды с помощью тампонирования с поверхности земли работы выполняют в следующей последовательности. Вначале маркшейдер переносит проекции места прорыва воды и оси горной выработки, в которую он произошел, на земную поверхность. Далее намечают точки для заложения тампонажных скважин, после чего подводят к ним электроэнергию и воду, затем устанавливают буровое оборудование и одновременно завозят необходимые для бурения материалы. Цементационное оборудование устанавливают в процессе бурения тампонажных скважин. После установки бурового станка им сначала бурят скважину под кондуктор, затем производят ее обсадку трубами и тампонаж затрубного пространства, по окончании которого ведут бурение тампонажной скважины до конечной глубины, т. е. до пересечения с местом прорыва воды в горную выработку или вблизи него.

Число скважин для тампонирования водоносных горных пород в местах прорывов воды из них в горные выработки принимают 1—4. При удачном пересечении скважиной водоносных горных пород непосредственно в месте прорыва воды из них в горную выработку или вблизи него часто для закрытия притока воды из прорыва достаточно бывает одной буровой скважины.

Конструкция тампонажных скважин зависит от пересекаемых ими горных пород и глубины. Чаще всего она состоит из одной обсадной трубы, перекрывающей наносы, и незакрепленной скважины в коренных горных породах. Глубина скважины определяется расстоянием от поверхности земли до места прорыва и необходимой толщиной тампонажной зоны ниже его. Конечный диаметр тампонажных скважин, учитывая необходимость измерения их кривизны при бурении существующими приборами, а также спуска по скважинам в необходимых случаях зарядов взрывчатых веществ для торпедирования из них горных пород, принимают равным 90—110 м. В зависимости от конечного диаметра, глубины и конструкции тампонажных скважин их начальный диаметр принимают в пределах 140—200 мм.

В связи с небольшим числом тампонажных скважин, применяемых при ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки (1—3), их бурение ведут последовательно одним буровым станком. Вначале забуривают скважину на глубину не менее 5 м под направляющую обсадную трубу; далее производят установку в скважине направляющей обсадной трубы кондуктора и цементацию пространства между ней и горными породами. Забуривание скважины и установка направляющей обсадной трубы должны выполняться особенно тщательно и обеспечивать заданное направление буровой скважины. Направляющая обсадная труба должна выступать над поверхностью земли на 0,3—0,5 м и иметь фланец. После окончания твердения цементного раствора в затрубном пространстве направляющей трубы в течение 24 ч приступают к бурению тампонажной скважины, которое ведется с непрерывной промывкой. Для уменьшения искривления скважины при бурении применяют утяжелители и производят через каждые 30—50 м измерение их отклонения от заданного направления. В случае искривления скважины ее выпрямляют.

При бурении тампонажных скважин их крепление обсадными трубами производят только в неустойчивых горных породах и в случаях обрушения стенок скважин. В зоне тампонирования скважины должны быть открыты для свободного проникновения по ним в трещины горных пород тампонажного раствора. По окончании бурения скважины до проектной глубины ее промывают до выхода из нее незагрязненной воды и определяют ее водопоглощение, в зависимости от которого устанавливают связь пробуренной скважины с местом прорыва воды. При незначительном водопоглощении в скважину опускают заряд ВВ, который взрывают на уровне места прорыва воды в горные выработки. Если после взрыва водопоглощение скважины резко возрастает, то скважину вторично промывают водой, после чего тампонируют. Если водопоглощение скважины не увеличилось и после вторичного взрыва в ней заряда ВВ осталось незначительным, то скважина ликвидируется и вместо нее бурят другую скважину.

По окончании бурения тампонажной скважины производят оборудование ее цементационной головкой и прокачку в нее с поверхности насосами воды, измеряя удельное водопоглощение. Если оно значительно и при прокачке воды несколько повышается уровень воды в затопленных выработках (что указывает на сообщение скважины с местом прорыва воды), то приступают к нагнетанию в скважину тампонажного раствора и тампонированию через нее водоносных горных пород в месте прорыва воды в горную выработку. Нагнетание в скважины тампонажного раствора выполняют без перерыва до закачки всего проектного объема или до прекращения его поглощения сква-

жиной при нагнетании тампонажного раствора в объеме меньше проектного. Тампонирование горных пород с поверхности земли при ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки может производиться с помощью цементационных насосов. Цементационные насосы с цементомешалками устанавливают вблизи буровых скважин и соединяют трубами или высоконапорными шлангами с цементационными головками, укрепленными с помощью фланцевых соединений на направляющих обсадных трубах. Чтобы при нагнетании тампонажного раствора направляющая обсадная труба не была вырвана из скважины под действием давления тампонажного раствора, она должна быть заделана в скважине на необходимую глубину, которая определяется расчетом.

Схема приготовления и нагнетания цементного раствора в буровую скважину с помощью цементно-смесительной машины

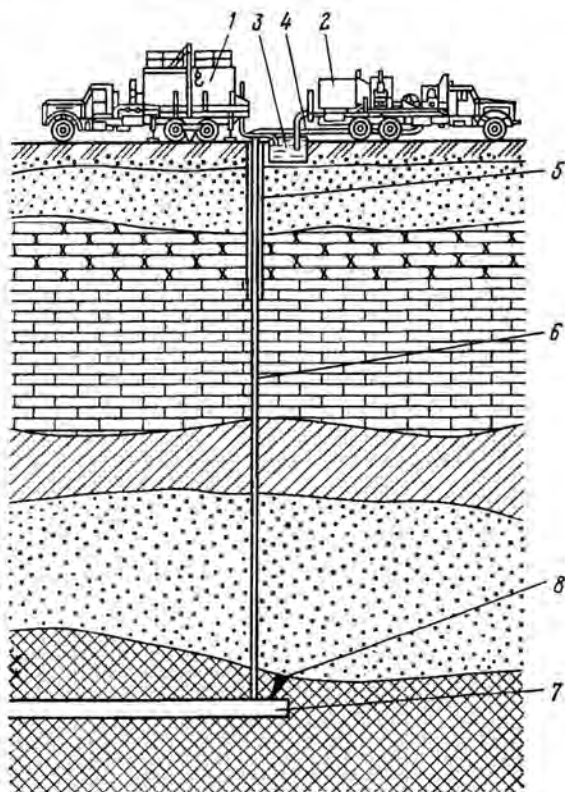


Рис. 6.9. Схема нагнетания тампонажного раствора в скважину с помощью цементационного агрегата ЦА-320 М:

1 — смесительная машина 2 СМ; 2 — цементационный агрегат ЦА-320 М; 3 — емкость для цементного раствора; 4 — нагнетательный трубопровод цементного раствора; 5 — направляющая обсадная труба; 6 — тампонажная скважина; 7 — горная выработка; 8 — место прорыва воды

2СМ и цементационного агрегата ЦА-320М при ликвидации внезапного прорыва воды в горную выработку приведена на рис. 6.9.

При ликвидации внезапных прорывов применяют зажимной способ нагнетания цементного раствора в скважины. Нагнетание цементного раствора производят через тампонажную и направляющую головки и направляющую обсадную трубу (кондуктор) непосредственно в незакрепленную буровую скважину. Нагнетание цементного раствора в незакрепленную буровую скважину применяют при отсутствии в геологическом разрезе пород выше водоносного горизонта, из которого произошел прорыв воды в горные выработки, других водоносных или водопоглощающих горизонтов. При наличии выше водоносного горизонта, из которого произошел прорыв воды в горные выработки, других водоносных или водопоглощающих горизонтов для их изоляции при тампонировании целесообразно до начала работ по нагнетанию цементного раствора перекрыть их специально спущенной в скважину колонной обсадных труб с заполнением кольцевого пространства между ними и стенками скважины цементным раствором в нижней части колонны на необходимую высоту.

Изоляция в скважинах с помощью специальной колонны обсадных труб верхних водоносных и водопоглощающих горизонтов позволяет избежать при ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки лишние тампонирования.

При ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки для тампонирования водоносных горных пород в местах прорывов из них воды в зависимости от степени трещиноватости пород и объема образовавшихся в них при прорыве пустот принимают цементные или цементно-песчаные растворы. К нагнетанию цементного раствора в скважины приступают после их промывки и определения удельного водопоглощения.

Вначале нагнетают раствор более жидкой концентрации, который в процессе нагнетания постепенно сгущается до предельной концентрации, обеспечивающей необходимую подвижность раствора и его проходимость по трубам и трещинам. Для нагнетания непригодны растворы, при которых происходит закупорка иньекторов или скважин. Если при нагнетании густых растворов давление у насоса повышается до проектного задолго до окончания нагнетания раствора более жидкой концентрации до окончательного нагнетания проектного объема раствора, то следует перейти на нагнетание всего проектного объема. Для обеспечения высокого качества тампонирования нагнетание цементного раствора в скважины от начала и до конца должно производиться в один прием. Нагнетание цементного раствора в цементные скважины прекращается при нагнетании 110—120 % проектного объема раствора и достижении насосом проектного давления или при закачке 150—160 % проектного объема раствора при давлении меньше проектного.

После этого дается на выстаивание и твердение закачанного в скважины цементного раствора необходимое время, но не менее, чем 2—3 сут. Меньшее время выстаивания и твердения цементного раствора принимают при нагнетании его с большими давлениями и большее время выстаивания и твердения цементного раствора — при нагнетании его в скважины с меньшими давлениями. При больших давлениях нагнетания цементного раствора его твердение происходит значительно быстрее, чем при меньших давлениях. По окончании выстаивания и твердения цементного раствора в скважинах последние разбуривают и измеряют в них удельное водопоглощение. Если последнее менее 0,1 л/мин, то работы по тампонированию скважин считают законченными, если же удельное водопоглощение более 0,1 л/мин, то в тампонажные скважины вторично нагнетают цементный раствор.

В случае принятия решения об окончании тампонирования горных пород в месте прорыва воды по результатам контрольного разбуривания скважин или бурения новых контрольных скважин производят пробную откачку воды и, если ее приток не превышает нормального, ведут откачку затопленных при прорыве горных выработок до их полного осушения. После этого производят восстановление и ремонт откачанных горных выработок. При подходе к месту прорыва восстановительные работы в пределах затампонируемой зоны и вблизи нее ведут особенно тщательно и с необходимыми предосторожностями, к числу которых относятся передовое и боковое бурение из горных выработок через кондукторы, оборудованные соответствующей запорной арматурой, усиленную крепь горных выработок и другие.

При обнаружении контрольными скважинами, пройденными в затампонируемой зоне, значительных притоков воды последние, во избежание вторичного ее прорыва в горные выработки, должны тампонироваться. После восстановления и проведения выработок по затампонируемой зоне ликвидация аварии считается законченной. Далее работы ведут по проведению выработок нормально, но с передовым бурением скважин для предупреждения последующих внезапных прорывов воды в горные выработки.

Пример из практики на строительстве шахты № 1 им. Губкина (КМА). При проведении по железистым кварцитам южного штрека на гор. 145 м по мере продвижения забоя штрека были замечены усиливающаяся влажность кварцитов и появление в забое капеза. После взрывания очередного комплекта шпуров в забой штрека из пересеченной им трещины, соединенной с залегающими выше железистыми кварцитами водоносных песков, произошел внезапный прорыв воды со значительным выносом песка. Приток воды при прорыве составлял 400 м³/ч. Вода с песком, выбивавшаяся из трещины под давлением 1,2 МПа, вы-

посила из забоя куски железистого кварцита массой до 20 кг и быстро заполняла штрек. Немедленно после прорыва воды с песком на шахте были пущены в работу три горизонтальных насоса подачей до 150 м³/ч каждый, установленные в насосной камере околоствольного двора, которые едва справлялись с откачкой притока воды. Для задержания движения песка в южном штреке были сооружены три деревянные фильтрующие перемычки, которые были снесены напором воды с песком. После этого в месте сопряжения южного штрека с квершлагом было уложено 500 мешков с песком, которые временно приостановили движение песка по штреку, однако вскоре сильным напором воды перемычка из мешков с песком была разрушена. Действующие на шахте насосы были выведены из строя, и горные выработки через 3 сут были затоплены. Действующими после этого в стволе двумя подвесными насосами подачей по 200 м³/ч каждый удалось только несколько понизить уровень воды в стволе — до отм. 97 м от поверхности земли. Ниже этой отметки при непрерывной работе обоих насосов уровень воды не снижался. После этого ликвидацию внезапного прорыва воды с песком в южный штрек было решено осуществить с помощью цементации с поверхности земли.

Для этого по оси штрека на расстоянии 80 м от его забоя с поверхности земли была пробурена буровая скважина с конечным диаметром 110 мм и глубиной 145 м. Вследствие искривления при бурении скважина не попала в сечение штрека, а прошла мимо на расстоянии 1,5—2 м около его боковой стенки. При нагнетании в пробуренную скважину воды под давлением насоса 5 МПа она не проходила из скважины в штрек, что указывало на отсутствие между ними гидравлической связи. Тогда для сбойки буровой скважины со штреком в нее с поверхности был спущен заряд динамита массой 7 кг с четырьмя электродетонаторами и взорван на уровне пересечения скважины со штреком.

После взрыва в скважине заряда динамита прокачиванием воды было установлено, что скважина свободно сообщается с южным штреком. По окончании промывки скважины в нее был спущен став цельнотянутых стальных труб диаметром 40 мм, к которому был подсоединен цементационный насос подачей 6 м³/ч, давлением 5,0 МПа. Далее приступили к цементации скважины. Вначале в скважину нагнетали при нулевом давлении цементный раствор состава (Ц : В) 1 : 10. Далее концентрацию раствора также при нулевом давлении постепенно сгущали и довели до 1 : 1,5.

После 13-часового непрерывного нагнетания цементного раствора при нулевом давлении и нагнетании в скважину 16 т цемента нагнетание было прервано на 3 сут для твердения цементного раствора. По окончании трехсуточного перерыва скважину промыли водой при давлении 0,5—1,5 МПа и приступили к вторичному нагнетанию в нее цементного раствора, которое вначале велось

при нулевом давлении, а затем при давлении у насоса 0,5—1,5 МПа. Концентрация цементного раствора при вторичном нагнетании составляла вначале 1:10, а в конце нагнетания достигла 1:1 и 1:0,6. Вторичное нагнетание цементного раствора вели непрерывно в течение 16 ч, при этом было израсходовано 11,5 т цемента, после чего нагнетание было прервано на 2 сут.

По окончании двухсуточного выстаивания скважина была разбурена и в нее произведено контрольное нагнетание цементного раствора жидкой концентрации при давлении 2,0—2,5 МПа, которое было приостановлено после нагнетания 1 т цемента.

После этого было решено зацементировать геологоразведочную скважину, находящуюся впереди забоя южного штрека на расстоянии 6—7 м и сообщающуюся гидравлически с местом прорыва воды в штрек.

Цементацию геологоразведочной скважины вели при концентрации цементного раствора от 1:10 до 1:1 при давлениях нагнетания у насоса от 0 в начале нагнетания до 5 МПа в конце нагнетания. На цементацию этой скважины был израсходован 21 т цемента.

Одновременно с работами по цементации геологоразведочной скважины основная скважина была разбурена и ее забой углублен на 2 м ниже почвы штрека. В скважине ниже отметки подошвы штрека был взорван динамитный заряд массой 9 кг.

Через 1 сут. скважина была промыта и в нее в течение 28 ч вторично нагнетали цементный раствор при давлении от 0 до 5 МПа с концентрацией от 1:10 до 1:1. На вторичную цементацию было израсходовано 27 т цемента. Всего на цементацию обеих скважин было израсходовано 76,5 т цемента. После твердения цементного раствора в скважине приступили к откачке воды из ствола двумя вертикальными подвесными насосами подачей до 200 м³/ч каждый. В течение 10 сут ствол и все горизонтальные выработки шахты были откачаны полностью. В результате цементации с поверхности земли горные породы в месте прорыва были зацементированы и в южном штреке была создана цементно-песчаная пробка, закрывшая полностью приток воды из прорыва. На этом ликвидация внезапного прорыва воды была успешно закончена. На ликвидацию аварии было затрачено 4 мес.

6.5. ЛИКВИДАЦИЯ ВНЕЗАПНЫХ ПРОРЫВОВ ВОДЫ В ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ С ПОМОЩЬЮ ПОДВОДНОГО БЕТОНИРОВАНИЯ

Подводное бетонирование применяют при ликвидации крупных и катастрофических прорывов воды в горные выработки при их затоплении.

После того как установлено, что приток воды, поступающей в горные выработки из прорыва, имеющимися средствами шахтного водоотлива откачать невозможно и затопление их неизбежно, ре-

шается вопрос о выборе метода ликвидации аварии. При этом способе необходимо, не дожидаясь окончания затопления всех выработок, выполнить подготовительные работы по ликвидации аварии, в состав которых входят: составление мероприятий или проекта ликвидации внезапного прорыва воды, изыскание и транспортирование к месту аварии необходимого оборудования (буровых станков, оборудования для приготовления и транспорта бетона и раствора, насосных агрегатов для последующей откачки воды из затопленных выработок и др.) и материалов (труб, цемента, песка, гравия и др.), выбор на плане горных работ места сооружения подводной водонепроницаемой перемычки под землей и вынесение его проекции в натуре на поверхность, разбивка устьев буровых скважин, подвод электроэнергии и воды к месту установки оборудования для бурения скважин и приготовление бетона или раствора.

Разбивка устьев буровых скважин над местом сооружения подводных перемычек должна выполняться особенно тщательно с таким расчетом, чтобы ось выработки, в которой будет сооружаться с помощью подводного бетонирования подводная перемычка, точно совпадала с осью, на которой располагаются устья скважин на поверхности. После разбивки устьев скважин на поверхности приступают к их бурению и установке кондукторов, которая должна выполняться очень тщательно и исключать возможность малейшего их отклонения от вертикали. Далее через установленные кондукторы ведут бурение скважин до пересечения их с затопленной горной выработкой, в которой намечается сооружение подводной перемычки.

При бурении скважин особенно тщательно необходимо следить за соблюдением их вертикальности, которую периодически проверяют специальными приборами. В случае искривления скважин их необходимо исправить, так как это может привести к значительному отклонению скважины от горной выработки. После окончания бурения скважин до их пересечения с затопленной горной выработкой производят спуск в них вертикальных ставов труб для подводного бетонирования. Трубы спускают до пересечения с почвой затопленной горной выработки и оборудуют в верхней части воронками для загрузки бетона или цементного раствора и подъемными приспособлениями. С поверхности земли через трубы, установленные в скважинах, производят работы по подводному бетонированию, с помощью которого сооружается подводная водонепроницаемая перемычка. Общая схема сооружения подводной водонепроницаемой перемычки показана на рис. 6.10. К подводному бетонированию приступают только после полного затопления горных выработок и прекращения по ним циркуляции воды. В противном случае не гарантируется необходимое качество сооружения подводной водонепроницаемой перемычки.

В отличие от обычных, подводные водонепроницаемые перемычки сооружают в более тяжелых условиях под водой в затопленных

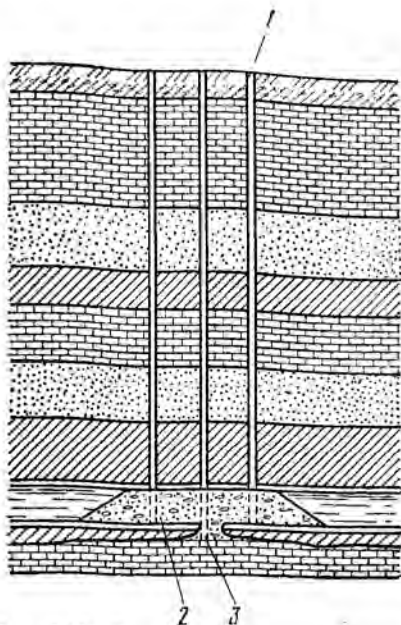


Рис. 6.10. Схема строительства водонепроницаемой перемычки с помощью подводного бетонирования: 1 — буровые скважины; 2 — подводные перемычки; 3 — место прорыва воды

щающихся труб она должна обладать необходимой текучестью, полностью исключающей возможность закупорки труб в процессе бетонирования, однако бетонная смесь не должна быть излишне жидкой.

Для подводного бетонирования марку бетона принимают не менее 200. Материалы, применяемые для подводного бетона, должны отвечать общим требованиям, предъявляемым к гидротехническим бетонам и действующим ГОСТам. Цементы должны применяться марки не ниже 400 и только при наличии заводского паспорта. Выбор вида цемента должен производиться в зависимости от степени агрессивности шахтных вод, определяемой путем их лабораторного анализа. В зависимости от марки подводного бетона могут быть рекомендованы следующие марки цемента:

Марка бетона	200	300	400	500
Марка цемента	400	500	600	700

В качестве мелкого заполнителя применяют пески двух фракций с наибольшей крупностью 5 мм. Они должны содержать около 5% по весу пылевидных частиц менее 0,14 мм и до 20% мелких

выработках по буровым скважинам с поверхности земли, однако конструкции их отличаются простотой и зависят от расположения перемычек, формы поперечного сечения горных выработок и технологии производства работ по их сооружению.

Бетон, применяемый для сооружения подводных водонепроницаемых перемычек, должен обладать необходимой прочностью, плотностью и водонепроницаемостью в заданные сроки и гарантировать успешность ликвидации аварии. Кроме того, бетонная смесь должна обладать хорошей связностью, исключающей ее расслоение при движении по трубам и укладке под водой, а также иметь хорошую подвижность, обеспечивающую достаточное ее распространение от места укладки и наиболее полное заполнение ею всех пустот в пределах возводимой подводной перемычки. При укладке бетонной смеси с помощью вертикально переме-

частиц крупностью менее 0,3 мм. В качестве крупного заполнителя применяют гравий с числом фракций не менее двух. Число наибольших по крупности кусков не должно превышать 15%, а число кусков пластинчатой и игольчатой формы — не более 5% по весу.

Максимальный размер кусков крупного заполнителя (гравия), применяемого для приготовления подводного бетона, не должен превышать 1/4 диаметра трубы.

Гранулометрический состав заполнителей оказывает значительное влияние на подвижность и связность подводного бетона. Смеси подводного бетона с большим содержанием крупной составляющей (гравия) имеют меньшую подвижность и значительно большую склонность к расслоению при укладке под водой, чем смеси подводного бетона с меньшим содержанием крупных составляющих и с повышенным содержанием мелких составляющих (песка).

Текучесть смеси подводного бетона больше в случаях, когда частицы инертных составляющих имеют более окатанные края, и меньше в смесях, частицы которых имеют острые края, в связи с чем применение щебня для подводного бетона не рекомендуется.

Максимальная крупность заполнителей в подводных бетонах, укладываемых с помощью вертикально перемещающихся труб, в зависимости от их диаметра и глубины укладки бетона не должна превышать следующих величин:

Диаметр труб (глубина укладки бетона, м), мм	200—250 (до 50)	160—200 (50—100)	120—160 (100—200)
Максимальная крупность заполнителей, мм	60	40	20

Подводный бетон, применяемый для сооружения подводных перемычек, должен гарантировать успешную ликвидацию аварий — внезапных прорывов воды в горные выработки, в связи с чем к его подбору должны предъявляться более жесткие требования по сравнению с обычными бетонами, укладываемыми насухо. Необходимость более жестких требований к подводным бетонам также вызывается более тяжелыми условиями укладки и твердения бетонов под водой, невозможностью контроля за процессом укладки и твердения бетона непосредственно под водой и меньшей прочностью подводного бетона по сравнению с обычным бетоном того же состава, укладываемым насухо.

В результате лабораторных и экспериментальных исследований установлено, что подводные бетоны по сравнению с обычными бетонами того же состава, укладываемыми насухо, обладают большей плотностью и водонепроницаемостью и вместе с тем меньшей прочностью.

Прочность подводных бетонов одного и того же состава при подводном бетонировании с помощью вертикально перемещающихся труб и при отдельном подводном бетонировании с полной изоляцией бетона и раствора при их укладке в воду в среднем

составляет 75—80 % от прочности обычных бетонов того же состава, укладываемых насухо.

Более высокой прочностью при прочих равных условиях обладают подводные бетоны с повышенным (избыточным) содержанием песка, которое улучшает удобообрабатываемость бетона, повышает его текучесть и уменьшает возможность расслоения бетона и вымывания из него цемента.

Подводные бетоны, приготовленные на быстротвердеющих цементах, по сравнению с подводными бетонами на обычных портландцементях имеют большую вязкость и пластичность и на 30—45 % — большую прочность.

Консистенцию подводного бетона при укладке его вертикально перемещающимися трубами применяют пластичную или литую с осадкой конуса от 12 до 20 см. Угол растекания бетона изменяется от 1:5 до 1:10.

Цементы для подводного бетона применяли в большинстве случаев высокомарочные быстротвердеющие. Водоцементное отношение принималось 0,6—0,7. Соотношение мелких и крупных инертных с целью придания подводным бетонам большей подвижности и уменьшения вымывания цемента было близким к 1:1. Соотношение составных частей подводного бетона колебалось в зависимости от необходимой прочности сооружений от 1:1,8:1,8 до 1:2,5:2,5. В качестве крупной инертной принимался гравий, имеющий окатанные углы и обладающий по сравнению со щебнем большей подвижностью.

На свойства подводного бетона по сравнению с обычным бетоном, укладываемым насухо, в значительно большей степени влияют: гранулометрический состав, консистенция и пропорция составных частей бетонной смеси, к подбору которых следует подходить весьма тщательно.

Для получения одинаковой прочности подводных бетонов по сравнению с обычными того же состава необходимо при их приготовлении увеличивать на 10—15 % расход цемента. Увеличение расхода цемента в подводных бетонах повышает связность и текучесть бетонной смеси и уменьшает возможность ее расслоения при укладке под водой. При подборе состава подводного бетона его прочность должна назначаться на 10 % выше прочности, предусмотренной проектом.

Бетонная смесь должна готовиться только механическими смесителями. Во всех случаях целесообразнее бетоносмесители устанавливать вблизи буровых скважин, по которым производят укладку бетона в перемычки, и его выгрузку из смесителей производить непосредственно в бункера или воронки вертикально перемещающихся труб, установленных в скважинах. Подвижность бетонной смеси должна сохраняться в течение всего времени, необходимого для ее транспортирования и укладки в воде, с сохранением нормального режима бетонирования. Показатель под-

вижности смеси подводного бетона должен быть не менее 40 мин. Бетонная смесь должна обладать связностью и подвижностью (текучестью), обеспечивающей ее свободное прохождение по трубам и распространение ее в затопленных горных выработках на необходимое расстояние без расслоения. Водоотделение бетонной смеси, характеризующее ее связность и определяемое количеством воды, выделенной бетонной смесью при спокойном ее отстаивании в закрытом сосуде в течение 2 ч, должно находиться в пределах 1—2 %.

Бетонная смесь, укладываемая по трубам под воду в начальный период бетонирования, при заполнении труб и образовании у них холмика затвора должна иметь подвижность, измеряемую осадкой конуса в пределах 140—160 мм, в период установившегося бетонирования в пределах 160—200 мм. При этом конус должен плавно оплывать, а не распадаться. Бетонные смеси, в которых конус не оплывает, а распадается, непригодны для подводного бетонирования. Подвергая бетонную смесь испытанию на сегрегацию (водоотделение) отстаиванием и определяя осадку стандартного конуса, можно весьма близко подойти к оценке однородности и подвижности бетонной смеси и ее пригодности для подводного бетонирования. Выбор состава подводного бетона должен производиться в лаборатории.

При раздельном подводном бетонировании для заполнения пустот в каменной наброске (гравии) могут применяться чистые цементные растворы и цементно-песчаные растворы. Как те, так и другие должны обеспечивать свободное растекание их под водой в каменной наброске с уклоном 1/5. Подвижность раствора, применяемого для первоначального заполнения заливочных труб, должна характеризоваться уклоном, равным 1/3—1/4. Раствор должен обладать связностью, обеспечивающей удержание в нем всех составляющих в пределах радиуса его растекания в пустотах каменного заполнителя, который для цементно-песчаных растворов не должен превышать 3 м. Водоотделение раствора должно быть в пределах 1,5—3,0 %. В качестве мелкого заполнителя в цементно-песчаных растворах применяют пески с максимальной крупностью частиц 2,5 мм, модулем крупности 1,5—2, содержащие в своем составе не менее 50 % частиц величиной менее 0,6 мм. Крупный заполнитель (гравий), спускаемый по трубам, должен быть чистым, иметь максимальную крупность кусков не более 40 мм и объем пустот не более 45 %.

Цементные растворы должны обладать хорошей связностью и подвижностью при подводной заливке, не быть слишком жидкими или густыми и обеспечивать при своем твердении необходимую прочность, плотность и водонепроницаемость. Водоцементное отношение для чистых цементных растворов принимают равным 0,6—0,7, а для цементно-песчаных 0,8—0,9. Наиболее употребительный состав цементно-песчаных растворов (цемент:песок) 1:2,5

по весу с содержанием $2/3$ крупного песка с размерами частиц от 0,15 до 2,5 мм и $1/3$ мелкого с размерами частиц от 0,08 до 0,15 мм.

Скважины, пробуренные с поверхности земли в затопленные горные выработки, должны быть строго вертикальны, так как все пробуренные скважины должны обязательно пересечь горную выработку, в которой сооружают подводную водонепроницаемую перемычку. Буровые скважины, не пересекшие горную выработку, не могут быть использованы для подводного бетонирования и должны перебуриваться. Диаметр буровых скважин определяют в зависимости от диаметра труб, принимаемых для спуска по ним подводного бетона, и необходимых зазоров между этими трубами и стенками скважины или внутренними стенками обсадных труб. Число скважин, применяемых для сооружения подводных водонепроницаемых перемычек, зависит от толщины перемычек, и допустимое расстояние между скважинами колеблется от 3 до 5 м. Расположение скважин при сооружении перемычек с помощью подводного бетонирования производится исключительно по оси выработки в одну линию. Расстояние между буровыми скважинами в зависимости от толщины подводных перемычек и радиуса растекания подводного бетона составляет 3—7 м.

Для закрытия притоков воды из прорывов в затопленные горные выработки могут применяться следующие способы подводного бетонирования: укладка готового бетона с поверхности земли под воду с помощью вертикально перемещающихся труб; раздельная укладка с поверхности под воду по трубам сначала гравия, а затем заполнение в нем пустот восходящим цементным раствором.

Бетонирование методом вертикально перемещающейся трубы наиболее прогрессивно, и его следует применять во всех случаях, когда это возможно по условиям производства работ. Раздельное подводное бетонирование с применением восходящего цементного раствора рекомендуется применять в тех случаях, когда по условиям производства работ или местным условиям бетонирование методом вертикально перемещающейся трубы не может быть осуществлено.

При бетонировании методом вертикально перемещающейся трубы укладку под водой новых порций бетона производят по трубам снизу вверх внутрь ранее уложенного бетона, чем достигается полная изоляция бетона от воды при его укладке. Аналогично при раздельном бетонировании цементный раствор, подаваемый по трубам под воду, распространяясь от них в стороны и поднимаясь снизу вверх, заполняет постепенно пустоты в ранее засыпанном по трубам гравии, вытесняя из них воду. При этом свежие порции раствора поступают все время внутрь ранее уложенных, чем достигается изоляция от воды укладываемого раствора

и исключаются его взмучивание и расслоение, а также вымывание из него цемента.

Для обеспечения необходимого качества подводного бетона под водой бетонную смесь или цементный раствор укладывают непрерывно в один прием до полного окончания сооружения подводной водонепроницаемой перемычки.

Для подачи с поверхности под воду бетонной смеси следует применять бесшовные трубы диаметром 120—250 мм в зависимости от принятого диаметра скважин и максимальной крупности гравия. Соединения труб должны обладать герметичностью, не допускающей просачивания воды, цементного раствора или воздуха. Ставы труб перед спуском в скважины должны быть испытаны на соответствующее гидростатическое давление. Верхняя часть ставов труб должна быть снабжена металлическими воронками или бункерами для обеспечения непрерывного питания их бетонной смесью при укладке подводного бетона. Устройства и приспособления для подвески вертикально перемещающихся труб, размещения оборудования, механизмов и обслуживающего персонала должны обеспечивать возможность заполнения воронок труб бетонной смесью при любом их рабочем положении, возможность спуска и подъема труб на необходимую величину в процессе бетонирования, удержания труб при смене и снятии их верхних звеньев, а также при опускании труб перед началом бетонирования и извлечении их по окончании бетонирования. Кроме этого, они должны обеспечивать возможность наблюдения за процессом бетонирования, заполнением труб, их заглублением, временем опорожнения воронок и др. Механизмы, применяемые для подъема и опускания труб, в процессе подводного бетонирования должны обеспечивать их вертикальное перемещение вверх или вниз с точностью до 5 см и возможность мгновенного сбрасывания (травления) труб на 30—50 см.

Первоначально трубы бетонной смесью заполняют с применением предохранительных пробок или клапанов, обеспечивающих равномерное заполнение труб без воздушных пробок и сокращение бетонной смеси с водой.

После заполнения труб бетонной смесью приступают к подводному бетонированию, приподнимая трубы на 50—80 см над почвой затопленной горной выработки, освобождая под давлением столба бетона пробки или клапаны и выпуская постепенно из труб бетонную смесь в горную выработку. Выпуск бетонной смеси из труб должен все время соответствовать такому же поступлению в них бетонной смеси из воронок или бункеров с тем, чтобы трубы были полностью заполнены на весь период бетонирования бетонной смесью.

Укладку бетона по трубам производят все время внутрь ранее уложенного бетона, чем достигается полная изоляция его от воды и исключаются его разубоживание и вымывание из него це-

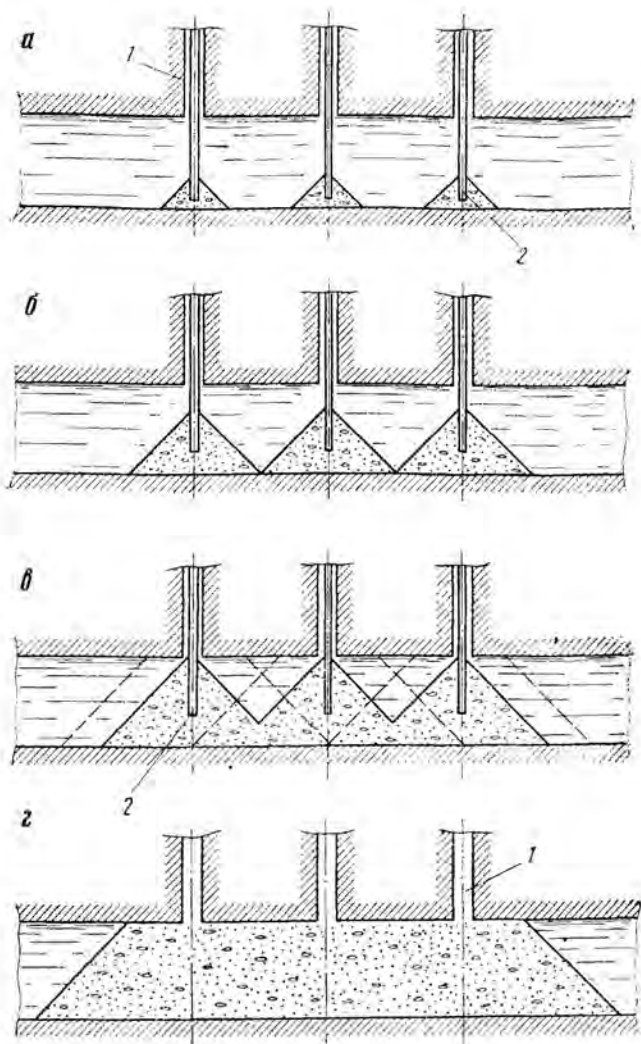


Рис. 6.11. Схема подводного бетонирования при строительстве подводной водонепроницаемой перемычки в затопленной выработке:

a — образование бетонных ходников-затворов у вертикально перемещающихся труб; *б* и *в* — укладка вертикально перемещающихся трубами бетона внутрь ранее уложенного; *г* — построенная подводная перемычка;
1 — буровые скважины; *2* — вертикально перемещающиеся трубы

мента, который частично подвигается только боковая поверхность уложенного бетона, соприкасающаяся с водой.

Схема подводного бетонирования показана на рис. 6.11.

При укладке бетона необходимо непрерывно следить за уплотнением трубами бетонной смеси из воронок или бункеров, не допуская полного опорожнения последних.

Скорость подачи бетона по трубам регулируют подниманием и опусканием трубы на высоту 5—10 см. Радиус действия труб при подводном бетонировании следует принимать не более 3—3,5 м. Большой радиус действия труб не рекомендуется в связи со значительным отложением крупных инертных составляющих (гравия) вблизи труб и опасностью получения неоднородного бетона.

Скорость движения бетонной смеси в трубах должна быть такой, чтобы уровень ее не опускался ниже устья воронок или бункеров и не превышал 0,3 м/с. Уменьшение скорости движения бетона в трубах достигается увеличением их заглубления в свежеложенный бетон. Подъем труб в процессе подводного бетонирования следует производить равномерно, не допуская превышения устьев смежных труб более чем на $1/15$ — $1/20$ расстояния между ними. Трубы поднимают только при заполненных бетонной смесью воронках. Уклон поверхности бетонной смеси при укладке не должен превышать 1:5.

При ликвидации аварий подводное бетонирование следует прекращать после укладки под воду проектного объема бетонной смеси с учетом 20—25 % резерва. По окончании подводного бетонирования трубы должны быть подняты в буровых скважинах на необходимую высоту и бетонная смесь из них должна быть полностью выпущена, после чего трубы поднимаются на земную поверхность, по мере подъема разбираются на звенья и очищаются от остатков бетонной смеси путем промывки их водой.

После твердения бетона в течение 5—14 дней приступают к пробному откачиванию воды из горных выработок. И если приток ее не превышает нормального притока, имевшегося до прорыва (что свидетельствует о закрытии подводной перемычкой притока воды из прорыва), то откачивание воды из горных выработок ведут насухо и затем под прикрытием подводной перемычки производят очистку и восстановление выработок. В случаях, если подводная перемычка пропускает воду, ее дополнительно укрепляют с помощью цементации.

При сооружении подводных водонепроницаемых перемычек с помощью раздельного бетонирования сначала производят засыпку в горные выработки по буровым скважинам крупной составляющей (гравия), а затем заполнение в ней с поверхности по заливочным трубам пустот цементным раствором.

Засыпку гравия в горные выработки в местах сооружения подводных водонепроницаемых перемычек производят по обсадным трубам буровых скважин, диаметр которых должен быть не

менее четырехкратного размера максимальных кусков гравия. Для исключения образования в трубах пробок при засыпке гравия она должна осуществляться с одновременной промывкой труб водой. После засыпки в выработку проектного объема крупной составляющей (гравия) производят опускание в буровые скважины заливочных труб вместе с шахтными перфорированными трубами или без них в зависимости от принятого метода подводной цементной заливки. В обоих случаях нижние концы заливочных труб должны быть опущены до начала подводной цементной заливки на почву выработок. Это достигается вращением и задавливанием труб, нижний конец которых снабжается коронкой. Для заливки цементного раствора в крупном каменном заполнителе применяют бесшовные цельнотянутые трубы диаметром 40—80 мм, рассчитанные на соответствующее гидравлическое давление и снабженные сверху воронками, обеспечивающими постоянное их заполнение цементным раствором. Меньшие диаметры труб (40—60 мм) применяют при заливке чистых цементных растворов, большие (60—80 мм) — при заливке цементно-песчаных растворов.

Подводное бетонирование восходящим цементным раствором применяют двух видов.

1. Безнапорное, при котором заливочные трубы устанавливаются внутри ограждающих перфорированных шахтных труб большего диаметра. При этом растекание цементного раствора в пустотах крупного каменного заполнителя происходит свободно.

2. Напорное, при котором заливочные трубы устанавливают непосредственно в каменный заполнитель без ограждающих перфорированных шахтных труб. При этом растекание цементного раствора в каменном заполнителе происходит под напором столба раствора в трубах. Устройства, механизмы и приспособления для спуска-подъема заливочных труб аналогичны применяемым при спуске-подъеме труб для бетона.

Цементный раствор в гравий заливают без перерывов. При производстве работ по сооружению подводных водонепроницаемых перемычек с помощью раздельного бетонирования необходимо соблюдать непрерывность работ при заливке цементного раствора и вести работы с таким расчетом, чтобы уровень раствора за все время работ не понижался в воронках ниже устья труб. Только при этом условии можно гарантировать прочность подводных перемычек, сооружаемых рассматриваемым способом. Цементный раствор, поступая по заливочным трубам в воду, откладывается вокруг них в каменной наброске, при этом поступление свежих порций раствора происходит внутрь ранее уложенных, чем достигается его полная изоляция от воды. Соприкасаются с водой и бывают разубожены только наклонные плоскости раствора на глубину 20—25 см. Радиус действия заливочных труб не должен превышать 3 м. Интенсивность заливки цементного раствора долж-

на быть не менее $0,2 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ Укладываемый раствор плотно заполняет в гравии пустоты, схватывается с ним и породными стенками горных выработок и, твердея, образует монолитные бетонные подводные перемычки, плотно закрывающие притоки воды при прорывах. Лобовые плоскости этих перемычек вдоль горных выработок имеют откосы с уклоном $1/4-1/5$.

После откачки затопленных выработок в случае необходимости у подводной перемычки сооружают обычную тампонажную перемычку, под прикрытием которой производят тампонирувание горных пород в месте прорыва. По окончании тампонирувания и окончательного закрытия с его помощью источника прорыва ликвидация аварии считается законченной.

При строительстве одной из угольных шахт в *Китайской Народной Республике* при проведении штрека по углю в $145-150 \text{ м}$ от поверхности земли из подстилающих его сильнотрещиноватых и водоносных известняков произошел внезапный прорыв воды с дебитом $3500 \text{ м}^3/\text{ч}$ и все пройденные на шахте горные выработки были затоплены.

Откачать воду из выработок через стволы при таком притоке воды в них оказалось невозможным, и ликвидацию внезапного прорыва решено было осуществить с предварительным закрытием источника прорыва воды в горные выработки с помощью подводного бетонирования с поверхности земли.

Перед ликвидацией аварии маркшейдерами на земной поверхности была вынесена проекция оси штрека и на ней точно нанесено место прорыва воды в штрек. Далее по оси проекции штрека в месте прорыва воды была намечена буровая скважина и по обе стороны от нее на расстоянии 5 м намечены еще две буровые скважины. После этого приступили к бурению скважин станком вращательного бурения типа ЗИФ-650А. Вначале была пробурена центральная скважина, а затем по очереди — две периферийные скважины конечным диаметром 150 мм .

По окончании бурения с поверхности в скважины были опущены ставы обсадных труб и по ним в затопленную выработку был засыпан гравий с максимальной крупностью кусков до 40 мм . После образования в затопленной выработке у скважин конусов гравия (рис. 6.12,а) по скважинам под давлением $0,3-0,5 \text{ МПа}$ нагнетали воду, которая разрушала образовавшиеся у скважин конусы гравия и обеспечивала постепенное заполнение им горной выработки между буровыми скважинами (рис. 6.12,б). По окончании засыпки по буровым скважинам в затопленный штрек гравия в скважины были опущены ставы труб диаметром 60 мм и через них с земной поверхности приступили к заливке в гравийную засыпку цементного раствора состава $1:1$ до $1:0,6$ (цемент:вода), которая велась самотеком под давлением собственного веса столба раствора (рис. 6.12,в). После твердения цементного раствора под давлением $1,0-1,5 \text{ МПа}$ произвели повторное

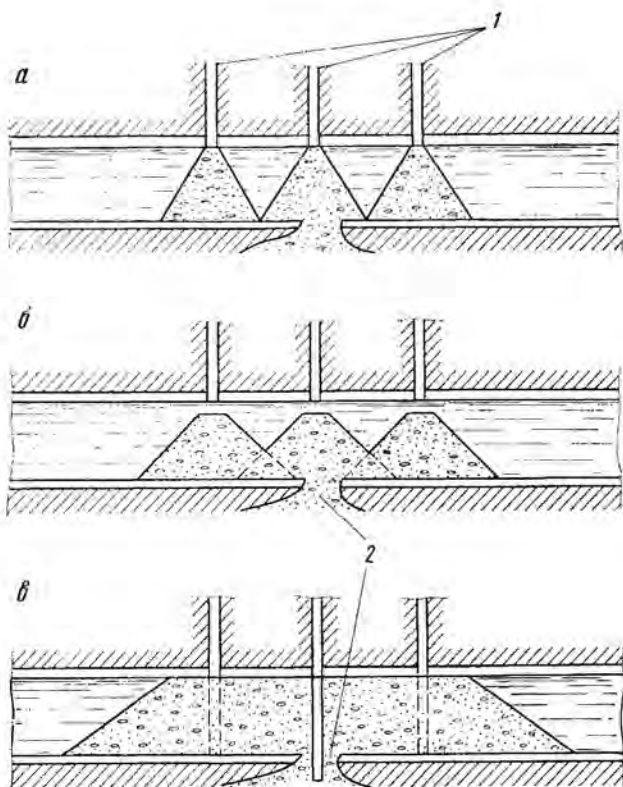


Рис. 6.12. Схема строительства водонепроницаемой перемычки и закрытия притока воды из прорыва с помощью раздельного подводного бетонирования:

а, б — последовательность засыпки по скважинам в затопленную выработку гравия; *в* — нагнетание в гравий цементного раствора и образование водонепроницаемой перемычки; *1* — буровые скважины; *2* — место прорыва воды

нагнетание цементного раствора 1 : 1 до 1 : 2 и с помощью подвесных проходческих насосов ППН-50 произвели пробное откачивание воды из стволов шахт. Пробное откачивание показало, что с помощью подводной перемычки, уложенной с поверхности по буровым скважинам, приток воды из прорыва закрыт и в затопленные горные выработки поступает только нормальный приток воды, имевшийся в них до прорыва. Далее через вертикальные стволы насосами ППН-50 полностью откачали воду из затопленных выработок шахты.

3.11. ПРОХОДКА СЛЕПЫХ СТВОЛОВ

В производственной практике вскрытие новых горизонтов часто производится проходкой или углубкой слепых стволов. Техника и технология непосредственно проходки слепых стволов аналогичны проходке стволов с земной поверхностью. Специфическая особенность проходки слепых стволов — сооружение копровой части ствола, расположение подъемной машины и тихоходных лебедок.

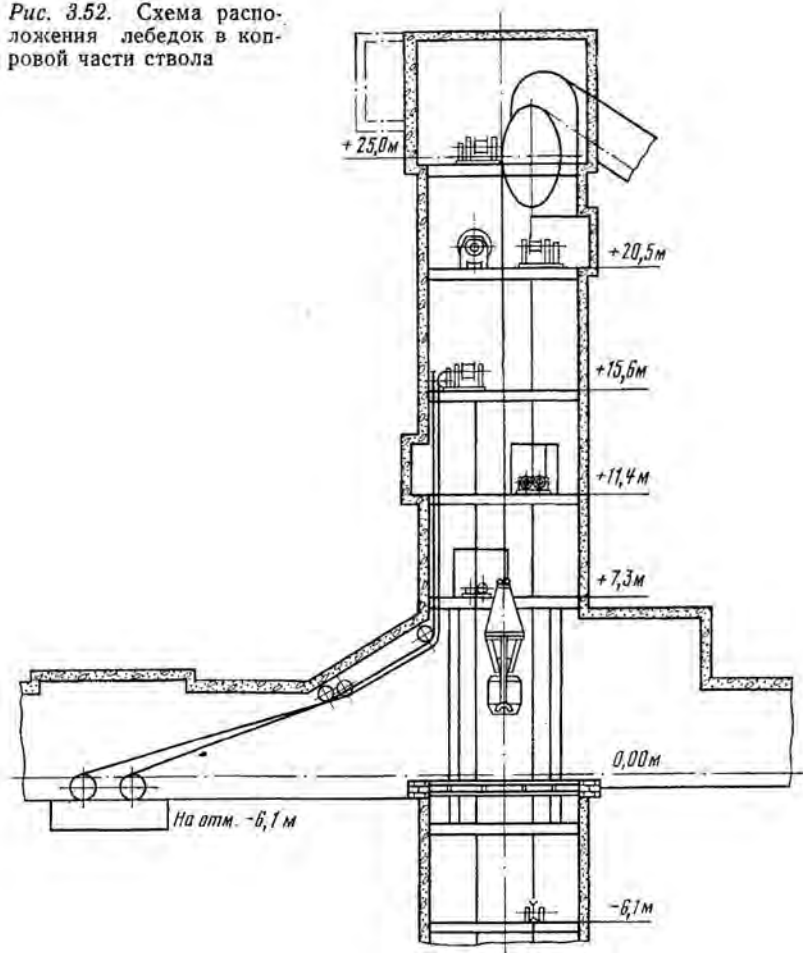
Копровая часть ствола предназначена для установки подъемных шкивов, тихоходных лебедок и площадки для разгрузки бадей. Копровая часть обычно имеет круглую форму диаметром, равным диаметру ствола, и высоту до 25 м. Крепь — монолитный бетон. Проходка копровой части производится двумя способами — комбинированным и снизу вверх на полное сечение. При комбинированном способе сначала снизу вверх комплексом КПВ-1Б (рис. 3.50) на всю высоту копровой части проходят восстающую выработку, которая сверху вниз расширяется на полное сечение ствола. При расширении породы по восстающей спускают вниз и возводят временную крепь — анкеры или швеллерные кольца на крючьях. Затем снизу вверх возводят бетонную крепь с деревянной опалубкой. Бетонная смесь поднимается в бадьях проходческим подъемом. Одновременно с возведением бетонной крепи укладываются двутавровые балки стационарных полков.

Работы по проходке копровой части на полное сечение аналогичны работам по углубке ствола снизу вверх по схеме V.

Подъемная машина обычно располагается на рабочем горизонте, с которого производится проходка слепого ствола в специальной камере. Камера размещается так, чтобы угол наклона подъемного каната был в пределах 45—55°, а расстояние между осью ствола и осью барабана подъемной машины было 18—22 м. Из камеры подъемной машины к стволу проходят наклонный ходок для каната подъемной машины. Тихоходные проходческие лебедки для подвески оборудования в стволе располагаются по трем вариантам.

При первом варианте (рис. 3.51) все лебедки размещаются в камерах или выработках рабочего горизонта, с которого производится проходка слепого ствола. Шкивы для канатов лебедок размещают на нулевой раме и в копровой части ствола. При этом варианте упрощается монтаж лебедок, но необходимо проходить камеры для их монтажа.

Рис. 3.52. Схема расположения лебедок в копровой части ствола



При втором варианте все лебедки размещают в копровой части ствола. Пример такого размещения показан на рис. 3.52. В копровой части сооружено пять полков, на которых смонтированы шкивы и лебедки, отметки которых приведены ниже:

Отметка полка, м

Оборудование, смонтированное на полке

- | | |
|-------|--|
| +25 | Шкивы подъемной машины, лебедки для подвески кабеля, труб и спасательной лестницы |
| +20.5 | Три лебедки для подвески опалубки и направляющие установки |
| +15.6 | Отклоняющие шкивы канатов для подвески полка и лебедка для взрывного кабеля |
| +11.4 | Лебедки для вспомогательных работ |
| +7.3 | Лебедки для открывания и закрывания ляд |
| -6.1 | Отклоняющие шкивы канатов для подвески полка и якоря для крепления концов каната подвески опалубки |

Все тихоходные лебедки — пневматические. Достоинство этого варианта — отпадает необходимость в проходке камер для монтажа лебедок; недостаток — усложняются работы по монтажу лебедок и сооружению полков.

При третьем варианте совмещаются два предыдущих — часть лебедок монтируется в копровой части ствола и часть — в выработках околоствольного двора.

При всех вариантах устье ствола перекрывается нулевой рамой, на которой монтируется станок для разгрузки бадей.

3.12. ПРОХОДКА ВЫРАБОТОК, СОПРЯГАЮЩИХСЯ СО СТВОЛОМ

Углубка стволов технологически связана с проходкой примыкающих к ним сопряжений и камер.

Сопряжение — это горизонтальная выработка околоствольного двора, непосредственно примыкающая к клетевому стволу. К скиповому стволу примыкают камера дозаторов и накопительные бункера.

Поперечное сечение сопряжений зависит от типа крепи и бывает арочным, сводчатым с коробовым сводом и редко круглым. Арочная форма применяется при металлической арочной крепи. Сводчатая форма с коробовым сводом применяется при бетонной (железобетонной) крепи. При наличии давления со стороны почвы применяется сводчатая форма с обратным сводом. При большом давлении горных пород применяется железобетонная (металлобетонная) крепь подковообразного сечения или круглой формы.

Монолитную бетонную крепь сопряжения применяют в устойчивых породах ($f=4\div 6$) при ширине сопряжения до 5 м и в крепких породах ($f=7\div 9$) при ширине сопряжения более 5 м.

Железобетонную крепь с гибкой арматурой применяют в устойчивых породах ($f=4\div 6$) при ширине сопряжения более 5 м. Железобетонную крепь с жесткой арматурой применяют в слабых породах и в условиях высокого горного давления.

Высота сопряжения h в месте пересечения его со стволом определяется из условия пропуска длинномерного материала (рельсов, труб):

$$h=0,7(C-D),$$

где C — длина рельсов (труб), м; D — диаметр ствола в свету.

Для стволов, оснащенных двухэтажными клетями, высоту сопряжений определяют из условия одновременной посадки людей в обе клетки. Согласно ПБ, высота сопряжений должна быть не менее 4,5 м. Высота сопряжений противоположного торца принимается равной высоте, примыкающей к сопряжению горизонтальной выработки околоствольного двора. Длина сопряжения должна быть не менее 10 м от оси ствола. Ширина сопряжения обычно

равна диаметру ствола в свету, а с противоположного конца — ширине прилегающей выработки.

Обычно сопряжения бывают двусторонними, т. е. сопряжения располагаются с обеих сторон ствола. На фланговых вентиляционных стволах иногда применяют односторонние сопряжения.

Работы по проходке сопряжений сложны и трудоемки. Затраты труда на 1 м³ сопряжения в 8—10 раз больше, чем при углубке ствола.

Особенности проходки сопряжения: значительная высота сопряжений и связанная с этим большая площадь обнаженных пород; выемка породы слоями с увеличением времени на вспомогательные работы; несовершенная техника погрузки и транспортирования породы; большой объем бетонных работ с индивидуальной деревянной опалубкой; в начале работ — буровзрывные работы с малой глубиной шпуров и величиной заряда.

Под технологическими схемами проходки сопряжений понимается взаимосвязь во времени и в пространстве выемки породы и возведения постоянной крепи.

Различают следующие технологические схемы проходки сопряжений: сплошным забоем, послойной выемкой породы сверху вниз, послойной выемкой породы снизу вверх, бортовыми выработками (независимым забоем) и комбинированную. Выбор технологической схемы зависит в основном от крепости пород и размеров сопряжения.

Проходку сопряжения сплошным забоем применяют в крепких ($f \geq 7$) породах в сопряжениях шириной до 6 м. При ширине сопряжения 3—4,5 м эта схема может применяться в породах с $f = 4 \div 6$.

При этой схеме порода по всему сечению вынимается на полную глубину сопряжения. Затем от забоя к стволу возводят постоянную бетонную крепь. По мере выемки породы возводят временную анкерную крепь.

В трещиноватых породах применяют анкерную крепь с металлической сеткой или швеллерными арками. Для бурения шпуров сооружают сборно-разборные подмости или делают забой уступной формы. Размеры уступа по высоте и по длине — 1,8—2 м. Комплект шпуров бурят с подвесного полка или с призабойной опалубки. Опалубка для возведения бетонной крепи — деревянная. Бетонную смесь спускают по трубам и за опалубку укладывают при помощи гибкого става. Фазы работ по рассечке сопряжений показаны на рис. 3.53.

Проходка сопряжений сплошным забоем отличается простой организацией, широким фронтом работ и обеспечивает высокие скорости проходки. Она должна применяться во всех случаях, когда геологические условия соответствуют ее применению.

Проходку сопряжений слоями сверху вниз применяют в сла-

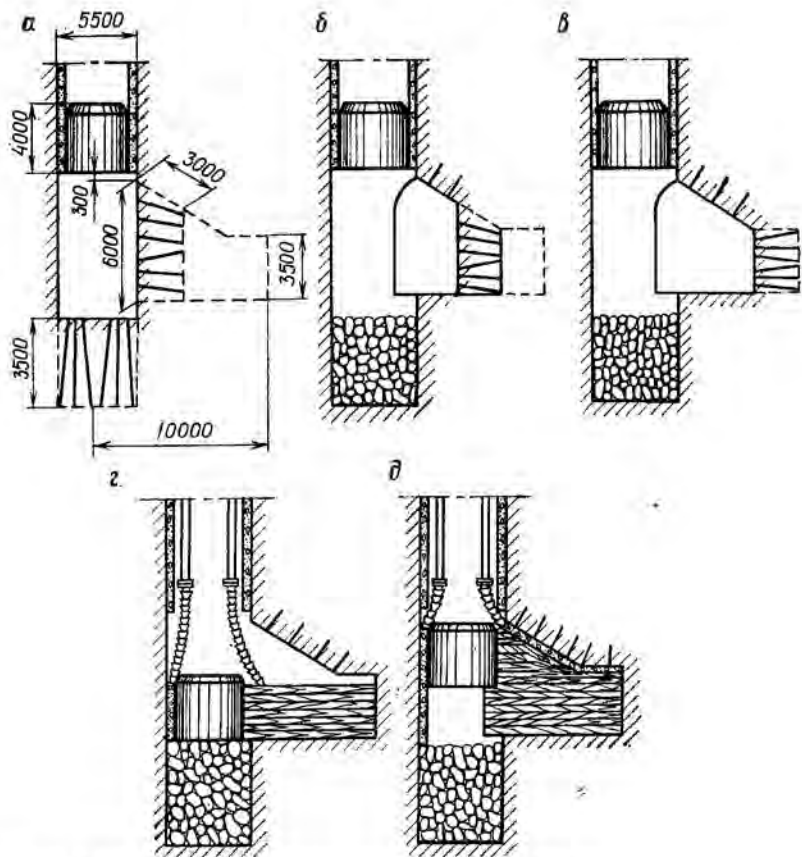


Рис. 3.53. Схема проходки сопряжений сплошным забоем:
 а, б, в — выемка породы в сопряжении; г, д — возведение крепи

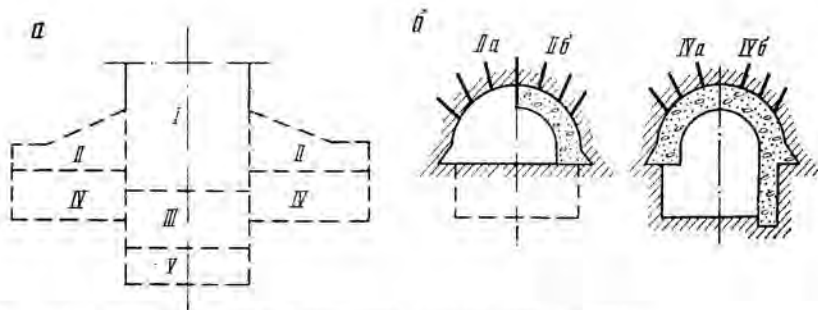


Рис. 3.54. Схема проходки сопряжений слоями сверху вниз:
 а — очередность работ; б — фазы проходки

рых ($f=4\div 6$) породах при ширине сопряжений до 6 м и в крепких ($f>7$) породах при ширине сопряжений более 6 м.

Сопряжение разделяется на два слоя (рис. 3.54), реже — на три. Высота слоя принимается 1,8—2,5 м. Ствол углубляют до нижней кромки верхнего слоя (фаза I). Далее работы проводят в следующей последовательности: фаза IIa — выемка породы в верхнем слое на всю длину сопряжения с возведением временной анкерной крепи; фаза IIб — возведение от забоя сопряжения к стволу постоянной бетонной или железобетонной крепи. В пяте свода делается небольшой опорный венец, который предотвращает опускание крепи при разработке нижнего слоя. Иногда в пяте свода устанавливают анкеры. Одновременно возводят бетонную крепь в стволе; фаза III — ствол углубляют до нижней кромки сопряжения; фаза IVa — выемка породы в нижнем слое; фаза IVб — возведение постоянной бетонной крепи (стен) сопряжения и ствола.

Недостатки схемы: увеличивается по сравнению с предыдущей схемой время проходки сопряжения; монолитная бетонная крепь имеет горизонтальные холодные швы, которые ослабляют ее прочность.

Схема проходки сопряжений слоями сверху вниз с аккумулярованием взорванной породы разработана комбинатом Кривбассшахтопроходка и применяется в горнорудной промышленности. Работы по проходке сопряжения проводят в следующей последовательности (рис. 3.55).

Ствол проходят с таким расчетом, чтобы взорванная порода была ниже сопряжения на 1,5—2 м. Бурят первую серию шлуров в сопряжении. Затем производят погрузку породы из ствола и бурят вторую серию шлуров в сопряжении. После взрывания ВВ приступают к погрузке взорванной породы до уровня уступа в сопряжении (рис. 3.55,а). Затем возводят крепь ствола и свода сопряжения. Дальше ствол проходят на 15—18 м ниже сопряжения с возведением бетонной крепи, таким образом создается емкость для аккумулярования породы при проходке сопряжения. Проходческий полук поднимают выше сопряжения, а на уровне почвы сопряжения укладывают временный инвентарный полук из двух двутавровых балок (рис. 3.55,б). Проходят и крепят верхнюю часть сопряжения на проектную глубину (рис. 3.55,в). Бетонную смесь для крепи сопряжения подают по трубам от бетоноукладчика, который устанавливается на полке у конца бетонопровода. Из забоя сопряжения порода подается скреперной установкой к стволу. Перед взрывом ВВ скреперная лебедка поднимается на полук.

Аналогично проходят и крепят нижнюю часть сопряжения (рис. 3.55,г). После окончания работ в сопряжении из ствола выгружают взорванную породу и возобновляют проходку ствола (рис. 3.55,д). Изложенная схема сокращает время проходки со-

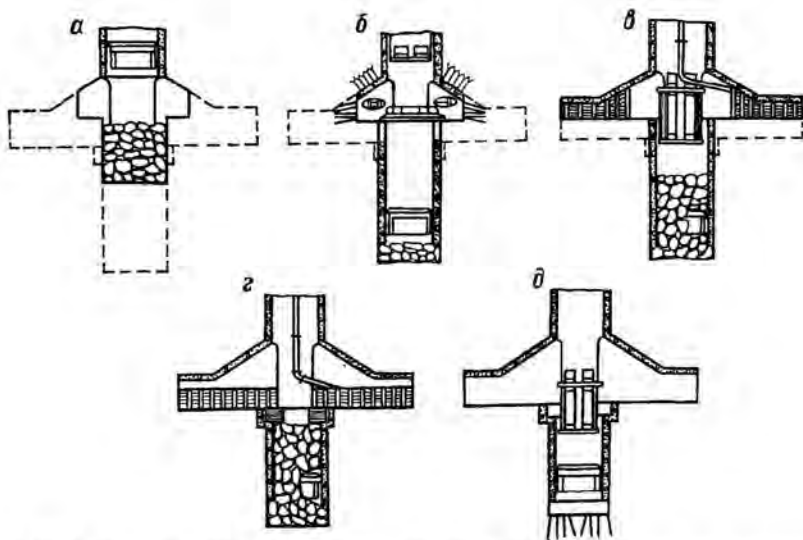


Рис. 3.55. Схема проходки сопряжений слоями сверху вниз с аккумулярованием породы в стволе

пряжений и повышает производительность труда в 2—3 раза (до $4,35 \text{ м}^3/\text{чел.}\cdot\text{смену}$).

Проходку сопряжения слоями снизу вверх производят в следующей последовательности: ствол проходят до почвы сопряжения, затем вынимают породу в нижнем слое с возведением временной деревянной крепи; от забоя к стволу возводят стены постоянной бетонной крепи сопряжения; после этого производят выемку породы в верхнем слое с возведением временной деревянной или анкерной крепи. При выемке породы часть ее аккумуляруется в нижнем слое, а часть выдается на земную поверхность; затем возводят постоянную бетонную крепь свода; выгружают породу и при необходимости возводят обратный свод сопряжения. Данная схема характеризуется большой трудоемкостью проходческих работ и применяется редко.

Проходку сопряжений бортовыми выработками производят в слабоустойчивых ($f \leq 3$) породах или в сопряжениях на большой глубине при высоком давлении горных пород.

Работы проводят в несколько фаз (рис. 3.56): *I* — по краям сопряжения проходят бортовые выработки с временной деревянной крепью. Сечение выработок: ширина 1,8—2,0 м, высота 2,0—2,5 м. Временную деревянную крепь устанавливают с таким расчетом, чтобы в дальнейшем к стойкам с внешней стороны можно было прибить опалубку для возведения постоянной крепи сопряжения; *II* — в бортовых выработках возводят бетонные стены сопряжения;

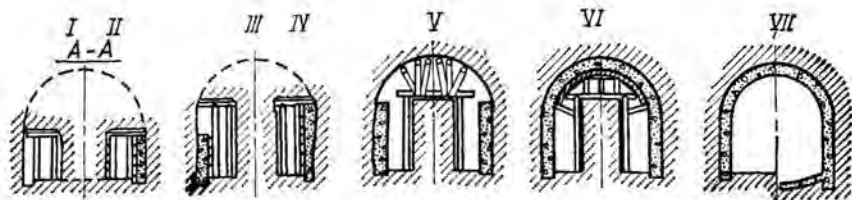


Рис. 3.56. Схема проходки сопряжений бортовыми выработками

III—IV — второго ряда сопряжения аналогичны фазам I и II. При выемке второго ряда порода магазинируется в ранее пройденные бортовые выработки: V — вынимают породу в сводчатой части сопряжения с возведением деревянной временной крепи; VI — устанавливают опалубку и от забоя к стволу возводят бетонную крепь в своде; VII — производят погрузку породы из ядра и бортовых выработок. При малой (3,5—4,5 м) высоте сопряжений второй ряд бортовых выработок не проходят.

Указанную схему применяют при строительстве сопряжения прямоугольной формы. Крепь таких сопряжений состоит из железобетонных стен и плоского перекрытия из двутавровых балок. Балки укладывают на расстоянии 0,5—0,7 м друг от друга. Пространство между балками заполняют монолитным бетоном. Наличие двутавровых балок исключает необходимость возведения временной крепи и опалубки, что упрощает организацию труда и снижает трудоемкость работ.

Схема с бортовыми выработками характеризуется большой трудоемкостью и значительным объемом ручного труда. Скорости проходки сопряжений малые и не превышают 120—150 м³/мес. Применение схемы обусловлено сложными горно-геологическими условиями.

Комбинированную схему проходки сопряжений с передовой выработкой в своде применяют при большой глубине расположения сопряжений.

При этой схеме (рис. 3.57) с применением бортовых и центральных выработок разрабатывают породу в верхнем слое. После возведения постоянной крепи свода вынимают породу в нижнем слое. Применяют следующие фазы работ: I — в верхнем слое проходят центральную выработку с временной деревянной или анкерной крепью; II — проходят две бортовые выработки также с временной крепью и возводят монолитную бетонную (железобетонную) крепь в своде. В пяте свода сооружают опорный венец; III — под перекрытием бетонной (железобетонной) крепи свода вынимают породу в нижнем слое и возводят бетонную (железобетонную) крепь стен сопряжения; IV — укладка бетона в обратные своды сопряжения.

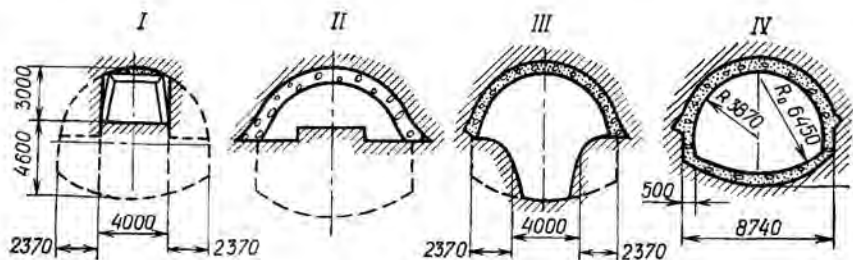


Рис. 3.57. Схема проходки сопряжений с передовой выработкой в своде

Эта схема также характеризуется высокой трудоемкостью и большим объемом ручного труда. Ее достоинство: работы по выемке породы в нижнем слое производят под прикрытием постоянной крепи верхнего свода. Применяют схему в сложных горно-геологических условиях.

При всех технологических схемах проходки сопряжений выполнение основных технологических процессов производится с максимальным использованием оборудования, применяемого для углубки стволов. Бурение шпуров производят ручными перфораторами с пневмоподдержками. В первых заходках глубину шпуров принимают 1—1,2 м с уменьшенной величиной заряда. По мере удаления забоя от ствола глубина шпуров и величина заряда увеличиваются. Расчет паспорта буровзрывных работ производится по аналогии с проведением горизонтальных выработок. Проветривание сопряжения осуществляется вентилятором по трубам, смонтированным в стволе.

Породу грузят в бадьи грейферными погрузочными машинами. На первых 3—4 м от ствола основная масса взорванной породы размещается в стволе и ее погрузка не вызывает дополнительных затрат труда. При удалении забоя сопряжения от ствола взорванную породу необходимо транспортировать в ствол. Для этих целей применяют скреперные установки и ленточные конвейеры длиной 5—7 м. Для транспортирования и погрузки целесообразно применять ковшовые погрузочные машины на колесно-рельсовом ходу ППН-1 или на гусеничном ходу ППН-2г. Эти машины зачерпывают взорванную породу в забое сопряжения, перемещаются к стволу и разгружают породу в бадьи. При удалении забоя от ствола на 7—10 м для погрузки породы могут быть использованы погрузочно-доставочные машины 1ПДН-2.

В Криворожском бассейне по мере удаления забоя в сопряжении настилают рельсовый путь, по которому перемещают погрузочную машину ППН-1с и платформу с бадьями. Машина грузит породу в бадью, платформа с грузеной бадьей перемещается к стволу, где она заменяется на порожнюю. Эта схема позволяет

сократить время погрузки и исключить перекидку. Ее недостаток в том, что ширина сопряжения 4—6 м, а фронт погрузки ППН-1с—2 м и необходимо 30—40 % породы подкидывать к машине. На других шахтах в сопряжении укладывают два рельсовых пути и перекатную платформу, что снижает объем подкидки до 10—15 %.

Для возведения бетонной крепи обычно применяют деревянную опалубку, которая состоит из прогонов, стоек, поперечной распорки, полукружальной арки и обшивочных досок. В стволах, где возводят несколько однотипных сопряжений, применяют металлическую инвентарную опалубку. Инвентарная опалубка сокращает трудоемкость работ по возведению крепи.

Транспортирование бетонной смеси с поверхности земли за опалубку производят по бетонопроводу. При этом гибкий став наращивают на соответствующую длину и заводят за опалубку. Бетонную крепь возводят в направлении от забоя сопряжений к стволу.

Камеры загрузочных устройств примыкают непосредственно к стволу и предназначены для размещения дозаторов и оборудования для загрузки скипа. Конфигурация и размеры камер определяются диаметром ствола, типом скипа и загрузочного оборудования. В плане размеры этих камер достигают 6×7 м, а по высоте — до 20 м.

Камеры загрузочных устройств проводят с использованием оборудования, смонтированного в стволе. В зависимости от очередности работ по проходке ствола и камеры различают две основные схемы: совмещенную и последовательную.

Совмещенная схема предусматривает одновременную углубку ствола и проведение камеры слоями сверху вниз. Различают два варианта схемы — с возведением постоянной крепи сверху вниз и снизу вверх.

Совмещенная схема с возведением постоянной крепи сверху вниз осуществляется в следующей технологической последовательности. Камера по высоте разбивается на несколько слоев. Высота слоя зависит от конфигурации камеры и обычно принимается 2—2,5 м.

Ствол углубляют до нижней кромки верхнего первого слоя — I фаза. Далее работы проводят в следующей последовательности (рис. 3.58): II — выемка породы в первом слое с возведением временной деревянной или анкерной крепи, затем возводят постоянную крепь первого слоя. Эта крепь обычно делается из двутавровых балок, концы которых заводят на 0,3—0,4 м в породу и заделывают бетоном. Крепь стен делают из монолитного железобетона (бетона). В нижней части стен сооружают опорный венец, который предотвращает их опускание. В кровле оставляют проем для течки бункера; III — проходка ствола на высоту второго слоя и возведение постоянной крепи; IV — выемка породы второго слоя и возведение постоянной железобетонной (бетонной) крепи. В дальнейшем

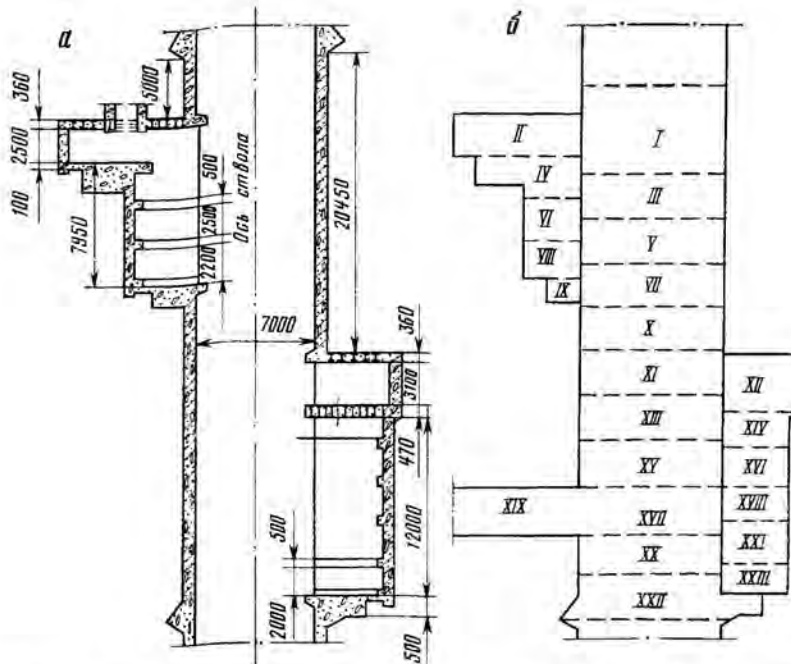


Рис. 3.58. Схема проходки камеры загрузочного устройства по совмещенной схеме:

a — общий вид камеры; *b* — фазы работ

работы проводят аналогично *III* и *IV* фазам до строительства камеры на полную высоту. В крепких устойчивых породах иногда выемку породы в стволе и камере проводят одновременно. Взорванную породу из камеры грузят в бадьи стволовой погрузочной машиной. Бетонная смесь для крепления спускается по трубам.

Рассмотренная схема характеризуется простой технологией и организацией работ, относительной малой трудоемкостью и небольшим объемом подготовительных работ. Все работы в камере проводят под прикрытием постоянной крепи.

Недостатки схемы: крепь камеры имеет холодные швы, дополнительные затраты на устройство опорных венцов, постоянную крепь подвергают действию взрыва. Данную схему применяют в устойчивых породах, когда достаточно сцепление бетонной крепи с породой.

Совмещенная схема с последующим возведением постоянной крепи осуществляется в следующей технологической последовательности. Ствол углубляют до нижней кромки верхнего слоя, вынимают породу в верхнем слое, укладывают балки перекрытия, концы которых заводят в породу, и заделывают бетоном. Далее

производят послойную выемку породы в стволе и камере с возведением временной крепи. В качестве временной крепи в стволе применяют швеллерные полукольца, а в камере — швеллерные балки с затяжкой. Полукольца и балки подвешивают на крючья и дополнительно укрепляют анкерами. Применяют также анкерную крепь с металлической сеткой или швеллерами. После выемки породы по всему объему камеры снизу вверх возводят постоянную бетонную крепь ствола и камеры. В стволе крепь возводят с подвесного полка, а в камере сооружают деревянный настил. Достоинство данного варианта — монолитная крепь без холодных швов. Выемка породы, а затем возведение крепи упрощают организацию работ. Однако сооружение подмостей и возведение временной крепи увеличивают стоимость, трудоемкость и время проведения работ.

Совмещенная схема с последующим возведением крепи может применяться в крепких устойчивых породах, в которых допускают значительное обнажение поверхности на длительное (10—15 дней) время.

Последовательная схема (рис. 3.59) предусматривает разновременное проведение работ по углубке ствола и камеры. Сначала углубляют ствол на полную глубину (или до нижней кромки камеры) с возведением постоянной крепи (рис. 3.59,а). В крепи ствола оставляют проемы для камеры. Затем проводят камеру слоями сверху вниз (по изложенной выше технологии) или слоями снизу вверх и с бортовыми выработками.

При проведении камеры снизу вверх производят выемку породы нижнего слоя (рис. 3.59,б) и возводят бетонные (железобетонные) стены камеры. Кровля поддерживается временной деревянной крепью. На стыке камеры со стволом возводят кирпичную перемычку. Затем вынимается порода в следующем слое камеры (рис. 3.59,в) с возведением временной крепи для кровли камеры и постоянной крепи стен. Взорванная порода частично магазинируется в первом слое. В аналогичном порядке вынимают породу и возводят постоянную крепь в последующих выше расположенных слоях.

После выемки породы в верхнем слое в кровле укладывают двутавровые балки. Пространство между балками бетонируют. В завершение работ производят разборку кирпичной перемычки и погрузку породы, которая аккумулировалась в камере. Погрузку породы в бады производят ствольными погрузочными машинами.

Данная схема характеризуется незначительным обнажением породы кровли на малое время и дополнительными работами по возведению кирпичной перемычки, погрузке аккумулированной породы и возведению временной крепи. Последовательную схему с выемкой породы слоями снизу вверх применяют при проходке камер в слабоустойчивых породах.

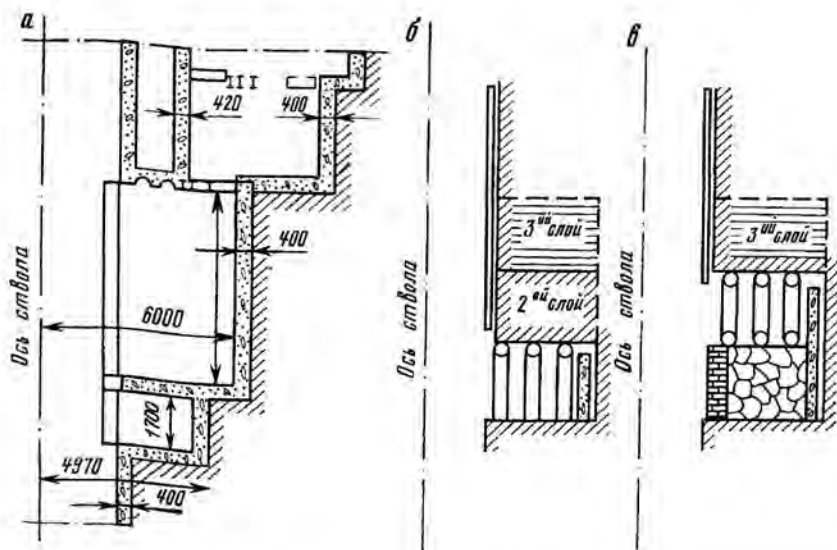


Рис. 3.59. Схема проходки камеры загрузочного устройства по последовательной схеме слоями снизу вверх

Последовательную схему с бортовыми выработками применяют в слабых, малоустойчивых породах, не допускающих значительного обнажения кровли. Работы проводят по аналогии с проходкой сопряжений с бортовыми выработками в следующей последовательности. По бокам камеры проходят выработки размером $1,8 \times 2,2$ м с деревянной крепью. После проходки выработок на глубину камеры возводят железобетонные стены. Затем проходят аналогичные выработки в следующем слое и так на всю высоту камеры. При проходке выработок верхних слоев разрушенная порода частично аккумулируется в выработках нижних слоев. После возведения крепи стен камеры вынимается порода в верхнем слое и укладываются балки перекрытия. В завершение работ производится погрузка породы в целике ядра.

Эта схема характеризуется большой трудоемкостью работ и применяется в сложных горно-геологических условиях.

Проходка бункерных камер. Конструкция, расположение и объем бункера определяются производительностью подъема, сортностью полезного ископаемого, видом транспорта в горизонтальных выработках. Объем бункера изменяется от 180 до 500 м³.

Наибольшее распространение имеют бункера наклонного или вертикального расположения, в которых горная масса перемещается под действием собственного веса.

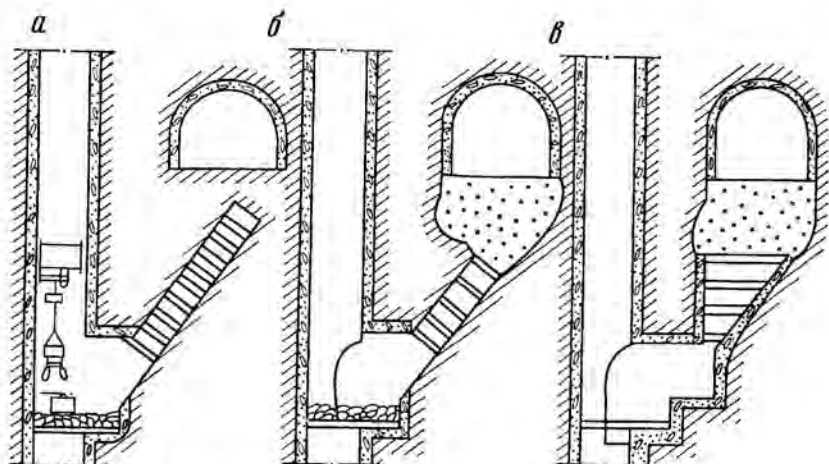


Рис. 3.60. Схема проходки бункера скипового подъема:
а, б, в — последовательность работ

Различают два способа сооружения бункеров: I — с передовой выработкой и последующим ее расширением до проектных размеров бункера и II — строительство полным сечением.

I способ — проведение бункера с передовой выработкой и последующим ее расширением — осуществляется в три фазы (рис. 3.60).

Первая фаза — в контуре поперечного сечения будущего бункера снизу вверх проходят временную выработку небольшого сечения — гезенк. Он соединяет камеру загрузочного устройства с камерой опрокидывателя. В дальнейшем этот гезенк используется как ходок для спуска породы, вентиляции и прокладки труб различного назначения.

Гезенк закрепляют деревянными венцами и разделяют на два отделения — лестничное и породное. Иногда делают третье отделение для подъема материала. Внизу породного отделения устанавливают течку с затвором.

Вторая фаза — расширяют гезенк до проектного сечения бункера. Разрушенная порода поступает в породное отделение и далее самотеком через люк в бадю, которая выдается на поверхность земли. Породные стенки бункера закрепляют временной крепью — анкерами, анкерами с сеткой или распорной деревянной и металлической крепью.

Форму забоя, число и расположение шпуров, величину заряда и тип временной крепи устанавливают в зависимости от физико-механических свойств пород, формы и размеров бункера.

При проходке бункерных камер порода после взрыва должна самотеком поступать в породное отделение гезенка; временная

крепь должна надежно раскреплять стены бункера, предотвращая вывалы породы, и не разрушаться при взрыве.

Третья фаза — возводят постоянную железобетонную крепь бункера. Крепь возводят снизу вверх после выемки породы в полном объеме бункера. Форма и размеры деревянной опалубки зависят от конфигурации бункера. Бетон за опалубку подают из камеры опрокидывателя по трубам.

Достоинства способа: простая технология работ, погрузка породы в бадья и подъем ее на поверхность земли, вентиляция и водоотлив производятся техническими средствами, которые применяются для проходки стволов; недостатки — трудоемкая работа по проходке гезенка. Способ проведения бункера с передовой выработкой может быть применен, когда ствол оснащен проходческим бадьевым подъемом.

II способ — проведение бункера сверху полным сечением без предварительной пройденной выработки. При этом способе работы проводят в две фазы. Первоначально производят выемку породы сверху вниз на полное сечение бункера, а затем снизу вверх возводят постоянную железобетонную крепь.

Породу разрушают буровзрывным способом. Для подъема породы и спуска материала в камере опрокидывателя монтируют лебедки и разгрузочный станок. Порода из бадьи разгружается в вагонетки, которые транспортируются к клетевому стволу. Водоотлив осуществляется забойными насосами Н-1М, «Байкал-2» и т. п. Проветривание забоя производится вентиляторами по прорезанным трубам. Вентилятор устанавливают в выработке околоствольного двора с таким расчетом, чтобы продукты взрыва не засасывались в вентилятор.

Во время выемки породы возводят временную крепь, которая состоит из швеллерных колец с затяжками. Кольца подвешивают на крючьях. В устойчивых породах применяют анкерную крепь, анкеры с сеткой или балками.

Постоянную железобетонную крепь возводят снизу вверх после выемки породы в полном объеме бункера; опалубка деревянная. Бетонную смесь доставляют по клетевому стволу в вагонетках и разгружают в бункер. Из бункера за опалубку бетонная смесь поступает по трубам.

Главные недостатки второго способа — трудоемкая работа по погрузке и подъему породы, сложная вентиляция и водоотлив. Этот способ может применяться в случаях, когда нельзя производить подъем породы в бадьях через скиповый ствол.

7. РЕКОНСТРУКЦИЯ ПОВЕРХНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

7.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Из общего объема строительно-монтажных работ (СМР) по реконструкции шахт работы на поверхности занимают 30—50 %, иногда достигая 65 %. В табл. 7.1 в качестве примера приведена сметная стоимость реконструкции ряда шахт Кузбасса. Для сокращения продолжительности реконструкции работы по строительству зданий и сооружений на поверхности необходимо увязывать с одновременным производством горных работ. Это предусматривается графиком реконструкции шахты.

Реконструкция шахт производится с учетом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий, направлена на увеличение или поддержание проектной или достигнутой мощности и улучшение технико-экономических показателей добычи полезного ископаемого. Это достигается одним из следующих проектных решений:

объединением нескольких мелких шахт с организацией одной технологической цепочки по выдаче полезного ископаемого;

увеличением производственной мощности шахты за счет прирезки шахтного поля, подготовки нового горизонта или совершенствования технологии добычи с выдачей полезного ископаемого через существующий главный ствол;

поддержанием существующей мощности шахты с улучшением ее технико-экономических показателей;

улучшением санитарно-бытовых условий трудящихся за счет реконструкции существующих или строительства новых природоохранных сооружений;

совокупностью нескольких проектных решений.

В зависимости от принятого проектного решения и конкретных горнотехнических условий определяются состав и объем реконструкции поверхностных зданий и сооружений. При этом воз-

Таблица 7.1

Шахта	Годы реконструкции	Сметная стоимость, млн. руб.		СМР, млн. руб.		Затраты на строительные работы, %
		Есего	В том числе СМР	Горные работы	Строительные работы	
«Киселевская»	1980—1995	93,9	77,4	49,7	27,7	35,8
Им. Дзержинского	1980—1995	112,0	93,1	63,5	29,6	31,8
«Капитальная»	1971—1988	74,6	58,6	34,0	24,6	42,0
Им. В. И. Ленина	1978—1989	78,0	62,4	35,1	27,3	43,7
Им. 26 съезда КПСС	1985—1994	93,8	76,9	38,9	38,0	49,4

можно следующие основные варианты и виды работ на поверхности:

а) строительство комплекса по выдаче полезного ископаемого на новой технологической площадке. На площадке сооружаются вертикальные или наклонные стволы, комплекс поверхностных зданий и сооружений по разгрузке и транспортированию к погрузочному пункту или месту переработки полезного ископаемого. В данном случае реконструкция поверхностного комплекса ничем не отличается от нового строительства. По такому принципу в Кузбассе проводилась реконструкция шахт «Абашевская» и «Капитальная» ПО «Южкузбассуголь»;

б) увеличение производственной мощности горнодобывающего предприятия требует увеличения пропускной способности существующего главного ствола. Этого можно добиться заменой электрической части существующей подъемной установки путем увеличения скорости движения или вместимости подъемного сосуда или заменой существующей подъемной машины на более мощную. Замена подъемных сосудов на более вместительные связана, как правило, с заменой армировки ствола. Замена подъемной машины в существующем здании потребует реконструкции или замены фундаментов под подъемную машину и большого и трудоемкого монтажно-демонтажного объема работ. Замена подъемной машины со строительством здания подъема аналогична новому строительству;

в) увеличение добычи полезного ископаемого потребует дополнительного количества подаваемого в шахту воздуха и тепла для его подогрева, что приведет к реконструкции существующей или строительству новой котельной, расширению калориферной, увеличению мощности вентиляционных установок;

г) увеличение мощности потребителей может потребовать реконструкции электроподстанции;

д) увеличение численности трудящихся на главной технологической площадке за счет их перевода с объединенных мелких шахт потребует расширения существующего или строительства нового административно-бытового комбината;

е) увеличение объема хозфекальных и шахтных вод повлечет за собой расширение очистных сооружений или замену их механической очистки на биологическую, т. е. ведет к реконструкции или строительству новых очистных сооружений. В зависимости от принятого проектного решения реконструкции определяются наиболее характерные виды работ на поверхности.

Объединение нескольких мелких шахт. В этом случае характерно строительство комплекса по выдаче полезного ископаемого на новой технологической площадке. Если этот вариант экономически нецелесообразен, то выполняются работы по увеличению пропускной способности одного из главных стволов, по которому будет выдаваться полезное ископаемое на объединенной шахте.

Одновременно выполняются работы по увеличению мощности котельной, расширению калориферной и увеличению мощности вентиляционных установок и электроподстанции на главной площадке объединенной шахты.

Увеличение производственной мощности шахты с выдачей полезного ископаемого через существующий ствол — работы по реконструкции поверхности шахты связаны с увеличением производительности подъема, мощности котельной, калориферной и вентиляционных установок, мощности электроподстанции и, как правило, с реконструкцией очистных сооружений (см. п. п. б — е). Некоторые объекты могут не реконструироваться, если по ним на момент реконструкции имелся достаточный резерв.

Поддержание существующей мощности шахт с улучшенным ее технико-экономических показателей работы связаны с прирезкой шахтного поля, что удлиняет транспортную цепочку и увеличивает протяженность проветриваемых выработок, или переводом добычи полезного ископаемого на более глубокие горизонты, что, как правило, связано с увеличением газообильности пластов и поэтому требует увеличения подачи свежего воздуха в шахту. Объем строительных работ по реконструкции поверхностных зданий и сооружений аналогичен пп. в, г.

Улучшение санитарно-бытовых условий трудящихся и реконструкция существующих или строительство новых природоохранных сооружений — существующие санитарно-бытовые помещения часто не соответствуют действующим санитарным нормам, а механическая очистка хозфекальных вод не соответствует природоохранным нормам. Это положение обуславливает необходимость реконструкции или строительства новых бытовых и природоохранных сооружений, перевод механической очистки хозфекальных стоков на биологическую, что предусматривает строительство биофильтров или аэротенков и вторичных отстойников.

В ряде случаев при реконструкции одной или группы шахт целесообразно предусматривать строительство групповых очистных сооружений. Такое решение может уменьшить капитальные затраты на 1 м³ очистки стоков, снизить удельные эксплуатационные затраты, улучшить качество очистки, упростить контроль за работой очистных сооружений. Строительство групповых очистных сооружений аналогично новому строительству.

Совокупность нескольких проектных решений. В зависимости от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий может предусматриваться различный объем реконструкции и строительство отдельных зданий и сооружений.

Из сказанного выше следует, что шахта — это сложная производственная система, в которой взаимосвязаны все объекты поверхностного и подземного комплексов. Изменение одного из факторов системы приводит к изменению почти всех других факторов, поэтому подземные и поверхностные работы по реконструкции

можно рассматривать только совместно, во взаимосвязи. Из этого видно, что реконструкция шахт почти всегда более сложный строительный процесс, чем строительство новых шахт.

Реконструкция и техническое перевооружение шахт, карьеров и обогатительных фабрик производятся в условиях действующего предприятия, что отрицательно отражается на его работе и усложняет производство строительно-монтажных работ у строителей. Производство работ по реконструкции приводит к временной остановке работы отдельных объектов, одной из технологических цепочек или даже прекращению добычи полезного ископаемого. Так, во время ремонта армировки ствола шахты «Ново-Капитальная» Таштагольского рудоуправления выдача руды по стволу была прекращена на 25 сут [26].

Реконструкция зданий и сооружений на поверхности шахт проводится, как правило, в стесненных условиях существующей застройки на участках, насыщенных подземными и воздушными коммуникациями — кабельными и воздушными сетями, канализационными, водопроводными, теплофикационными и пневматическими трубопроводами. Перед началом производства работ необходимо произвести выноски коммуникаций, попадающих в зону строительства. Порядок, время и продолжительность отключения действующих коммуникаций на период врезки должны обязательно производиться по согласованию с эксплуатирующей организацией и ее силами или по договору силами подрядчика, но в присутствии представителя эксплуатирующей организации по наряд-допуску.

Перед началом реконструкции любого объекта шахтной поверхности при наличии работ, требующих разборки части здания, необходимо представителям строительной, эксплуатирующей (заказчика) и проектной организаций составить акт о сохранении устойчивости здания в случае разборки его части и о порядке производства работ по разборке.

При одновременной работе на объекте строительной и эксплуатирующей организаций необходимо совместным приказом по шахте и строительной организации определить функции и ответственность за соблюдение правил техники безопасности каждой организацией с назначением конкретных ответственных лиц за их контроль.

При необходимости производства огневых работ в копре, надшахтном здании, у горных выработок, имеющих выход на поверхность, проект производства работ должен быть согласован с эксплуатирующей организацией и оформлено разрешение на производство огневых работ в соответствии с Инструкцией по ведению огневых работ в подземных выработках и надшахтных зданиях (§ 497 ПБ) [21].

Строительно-монтажные работы на поверхности при реконструкции шахт делятся на:

временные работы, связанные с оснащением углубки и проходки вертикальных стволов и оснащением проходки наклонных стволов, и постоянные, необходимые для нормальной работы реконструируемого предприятия. Рассмотрим состав и объем строительного-монтажных работ на поверхности по комплексам.

7.2. КОМПЛЕКС ПОДЪЕМА

Оснащение вертикальных и наклонных стволов при углубке и проходке. Реконструкция шахт, как правило, предусматривает перевод очистных работ на нижележащие горизонты, что требует углубки существующих или строительства новых вертикальных стволов. В последние годы при реконструкции многих угольных шахт предусматривается их перевод на полную конвейеризацию, а железорудных — на выдачу руды на поверхность ленточными конвейерами. В этом случае предусматривается строительство наклонных стволов с углом наклона $10-16^\circ$. В Кузбассе перевод на конвейерную выдачу угля на поверхность предусмотрен при реконструкции шахт «Абашевская», «Шушталепская», «Бунгурская» ПО «Южкузбассуголь», на Кушеяковском участке шахты «Нагорная» ПО «Гидроуголь», шахтах «Октябрьская» и им. 7 Ноября ПО «Ленинскуголь». Крупнейшая в СССР шахта «Распадская» ПО «Южкузбассуголь» производственной мощностью 7,5 млн. т/год построена с полной конвейеризацией. Конвейерный транспорт находит все более широкое применение для транспортирования угля с шахты на центральную обогатительную фабрику (реконструкция шахты им. Калинина ПО «Карагандауголь») или транспортирования угля с разреза на ГРЭС (разрез «Березовский» № 1 ПО «Красноярскуголь»), причем протяженность конвейерной цепочки может превышать 10 км.

Большой опыт строительства наклонных стволов по породе в Кузбассе в различных горно-геологических условиях позволил выбрать оптимальную смену оснащения — выдачу породы от проходки производить одноконцевой подъемной установкой в скипах, вместимость которых зависит от сечения и протяженности наклонного ствола. При креплении наклонного ствола монолитным бетоном целесообразно использовать переставную металлическую опалубку ОМП конструкции Кузниишахтостроя с подачей бетонной смеси за опалубку пневмобетонагнетателями БУК конструкции ВНИИОМШСа и спуском бетонной смеси с поверхности по скважине. Этим определяется объем строительных работ по оснащению наклонного ствола (здание подъемной установки, эстакада, породный бункер с разгрузочными кривыми, вентиляционная установка с калориферной и теплотрасса от существующей котельной или строительство своей котельной).

При сооружении наклонных стволов по углю оснащение в зависимости от притока воды может быть как конвейерами, так и одноконцевым подъемом с выдачей угля вагонетками.

Оснащение наклонных стволов при реконструкции шахт аналогично оснащению их при новом строительстве. При этом нужно стремиться для целей проходки использовать постоянные подъемные машины. При креплении наклонных стволов металлической крепью с перетяжкой бортов железобетонной затяжкой при оснащении следует предусматривать установку козлового крана грузоподъемностью 3—5 т.

Оснащение проходки новых вертикальных стволов при реконструкции шахт ничем не отличается от нового строительства. Более сложно в техническом и организационном отношениях оснащение углубки вертикальных стволов.

Очередность выполнения работ по углубке стволов зависит от числа сближенных вертикальных стволов на одной технологической площадке и от оснащения этих стволов постоянными подъемными сосудами. В настоящее время на большинстве реконструируемых шахт на площадке имеются два или три сближенных вертикальных ствола. При двух стволах на площадке: один — скиповой, другой — клетевой. Наиболее часто скиповой ствол оборудуется двумя двухскиповыми подъемами. Возможны варианты:

каждая пара скипов выдает полезное ископаемое со своего горизонта;

одна пара скипов выдает полезное ископаемое, другая — пустую породу.

Оборудование клетевых стволов может иметь тоже два варианта:

ствол оборудуется двухклетевым подъемом и имеет трубное и лестничное отделения; ствол оборудуется двухклетевым подъемом и скиповым с противовесом.

В зависимости от того, какие отделения ствола или весь ствол отводятся для производства работ по углубке, выбирается схема углубки и определяется объем строительных работ на поверхности по подъемной установке и проходческим лебедкам.

Если для проветривания углубляемого ствола или горизонта требуется установка вентиляторов, то в зависимости от принятой схемы проветривания, увязанной со схемой проветривания шахты, на поверхности монтируются нагнетательный, всасывающий или тот и другой вентиляторы.

Углубка скипового ствола может иметь несколько особенностей.

В стволе может производиться полная замена армировки, т. е. в сечении ствола можно разместить бадьи необходимой (рациональной) вместимости. Нужно в данном случае проверить, бадьи какой вместимости могут разместиться в отделениях копра. Если отделения копра не позволяют разместить рациональную вместимость бадей, то необходимо рассмотреть вопрос о возможности удаления (вырезки) ряда стержней (связей) копра. Если

конструкция копра не позволяет это выполнить или эта работа экономически невыгодна и трудоемка, то вместимость бадей принимается по возможности их прохода в скиповом отделении копра.

В стволе остается существующая армировка — в этом случае вместимость бадей определяется возможностью их прохода по скиповому отделению.

При наличии двух сближенных вертикальных стволов на площадке наиболее часто для целей углубки строителям передаются два отделения одной пары скипов. В соответствии с этим принимается решение по выбору типа и числу подъемных установок для углубки ствола. При этом нужно рассматривать не только оснащение ствола для собственно углубки, но и оснащение ствола по подготовке нового горизонта. Нужно стремиться к минимальному объему переоснащений, так как всякое переоснащение приводит к увеличению продолжительности времени реконструкции.

Углубку клетевых стволов при вскрытии шахтного поля двумя стволами возможно выполнить с выдачей породы на поверхность (схема I) без нарушения режима работы стационарного двухклетевого подъема в случае, когда в клетевом стволе располагается скип с противовесом, отделение которого используется для размещения однобадьевой подъемной установки. Для выдачи породы от углубки возможно использование передвижной проходческой установки или переоборудоваться скиповой подъемной установкой.

При другом оборудовании клетевых подъемов при схеме углубки (схема I) с выдачей породы на поверхность клетевой ствол временно, на период углубки, передается строителям, а его функции по спуску-подъему людей передаются на фланговые стволы. В этом случае для выдачи породы могут использоваться две передвижные подъемные установки или следует переоборудовать клетевую подъемную установку на двухбадьевую.

Если функции клетевых подъемов нельзя переключить на другие подъемы шахты, то клетевой ствол углубляется со спуском породы на подготовляемый горизонт по скважине или гезенку и выдачей ее через скиповой ствол (схема IV). В этом случае для спуска-подъема людей с рабочего горизонта в забой ствола может использоваться передвижная подъемная установка с поверхности, что потребует монтажа дополнительного шкива на копре или подъемная установка монтируется в шахте на рабочем горизонте.

При трех стволах на площадке:

скиповой — оборудуется двумя парами скипов;

клетевой — оборудуется двухклетевым подъемом и имеет лестничное и трубное отделения;

скипоклетевой (породоуглубочный) — оборудуется клетью с противовесом и скипом с противовесом.

При трех стволах на площадке работы по углубке стволов

Таблица 7.2

Очередность углубки	I вариант		II вариант	
	Ствол	Схема углубки	Ствол	Схема углубки
1	Породоуглубочный Скиповой Клетевой	I I, II, IV I	Клетевой	I I, II, IV I
2			Скиповой	
3			Породоуглубочный	

несколько упрощаются, так как имеется большая возможность ствол для углубки временно полностью передавать строителям. Распространены два варианта очередности углубки стволов (табл. 7.2) [29].

опыт работы шахт без угольных складов показал необоснованность такого предложения. Простой шахт из-за отсутствия угольных складов привели к значительному снижению добычи. Поэтому в проектах реконструкции большинства шахт закладывается строительство угольных складов. Для предотвращения загрязнения атмосферы в последние годы угольные склады проектировались и строились закрытого силосного типа. Возведение силосов производилось в скользящей опалубке. Так, в Кузбассе при реконструкции шахт «Томская» и им. Дзержинского были сооружены закрытые склады угля силосного типа. Закрытые склады угля силосного типа вместимостью 40 тыс. т, диаметром 28 и 18 м были построены на шахте «Распадская» ПО «Южкузбассуголь», на разрезе «Нюрнгринский» в Якутии, на разрезе «Березовский» № 1 ПО «Красноярскуголь» и др.

При наличии на шахте аккумулирующих бункеров в связи с заменой подвижного железнодорожного состава предусматривалась их реконструкция. Реконструкция бункеров заключалась в увеличении габаритов течек, подъема их для обеспечения возможности загрузки большегрузных вагонов.

В реконструкции шахт предусматриваются работы по замене оборудования телефонной станции, работы по благоустройству технологической площадки и ряд других работ.

7.3. КОМПЛЕКС ВЕНТИЛЯЦИИ

Во время реконструкции шахты выполняются два вида работ по вентиляции:

I — необходимые на время производства работ по реконструкции (временные); II — по проекту реконструкции (постоянные).

Углубка стволов и подготовка новых горизонтов проводятся в условиях эксплуатационной шахты, поэтому схема проветривания углубляемого ствола и подготавливаемого горизонта должна обязательно увязываться со схемой проветривания шахты в целом. В зависимости от того, подается в шахту или выдается из нее воздух по углубляемому стволу, различают три основные схемы проветривания.

1. Схема проветривания углубляемых стволов сквозной струей воздуха применяется тогда, когда при углубке ствола проводится расширение гезенка с двумя отделениями: одним — для сквозного проветривания, другим — для магазинирования породы. При этом свежая струя главным вентилятором подается по стволу до забоя, а отработанная — по отделению гезенка для проветривания — поступает на подготавливаемый горизонт. Свежая струя к забою ствола может подаваться и за счет работы фланговых вентиляторов на всасывание. Но это возможно только при вскрытом подготавливаемом горизонте при наличии дополнительной выработки (слепой скат, уклон, скважина большого диаметра) между

подготавливаемым и рабочим горизонтами. В том и другом случаях работы по вентиляции на поверхности не требуются.

2. Комбинированная схема проветривания углубляемых стволов, подающих свежий воздух в шахту, заключается в том, что нагнетательный вентилятор устанавливается на свежей струе и по вентиляционным трубам подает свежий воздух в забой. Всасывающий вентилятор устанавливается на горизонте, через магаллические трубы всаса, опущенные на 7—10 м ниже горизонта, забирает отработанный воздух и по нагнетательному вентиляционному ставу направляет его на поверхность, в общую исходящую струю участка или шахты или в обособленную выработку для проветривания зарядной камеры или склада ВМ. В этом случае выдача исходящей струи на поверхность работы по вентиляции на поверхности заключается в монтаже нагнетательного трубопровода для отвода исходящей струи за пределы надшахтного здания или от всаса главного вентилятора.

3. Схема проветривания углубляемых стволов, выдающих воздух из шахты. В этом случае нагнетательный вентилятор с калорифером устанавливается на поверхности и по вентиляционным трубам нагнетает воздух в забой. Исходящая струя от забоя выдается по стволу на поверхность. На поверхности выполняются работы по монтажу вентилятора, калорифера и вентиляционного става.

При выборе схемы проветривания нужно учитывать следующее. При нагнетании свежего воздуха через клетевой ствол скиповой, как правило, предусматривается нейтральным по проветриванию. Через него на угольных шахтах выдается минимально необходимое количество воздуха для разжижения метана до допустимой концентрации. В этом случае вентилятор местного проветривания может устанавливаться как на поверхности, так и в шахте и по вентиляционным трубопроводам нагнетать свежий воздух в забой углубляемого скипового ствола. Исходящая струя воздуха по скиповому стволу обособленно будет выдаваться на поверхность.

Если через клетевой ствол осуществляется всасывающее проветривание за счет фланговых вентиляторов, то по скиповому стволу будет происходить подсос свежего воздуха, что может привести к обмерзанию верхней части скипового ствола и нарушить его эксплуатацию. В этом случае исходящую струю из забоя углубляемого ствола необходимо направить в общую исходящую струю участка (шахты) или в выработку для обособленного проветривания. В данном случае наиболее рациональным будет комбинированное проветривание с возможным размещением нагнетательного вентилятора как в шахте, так и на поверхности, а всасывающего — в шахте.

Проветривание при строительстве околоствольных дворов осуществляется следующим образом: свежий воздух поступает в око-

лоствольный двор по одному из стволов, а исходящая струя выдается по другому стволу или через гезенк в общую исходящую струю шахты на рабочий горизонт.

При строительстве горизонта схема его проветривания должна быть частью общей схемы проветривания шахты, позиции оперативной части плана ликвидации аварии должны быть включены в шахтовый план ликвидации аварий и ответственным руководителем по ликвидации аварий на шахтопроходческом участке назначается главный инженер шахты.

Реконструкция постоянного проветривания заключается в замене стационарных вентиляторов на более мощные или в строительстве новых дополнительных вентиляторов. При замене вентиляторов, как правило, строится новое здание и сооружается вентиляционный канал. В здании монтируется новый вентилятор, после опробования которого выполняются работы по приемыканию вентиляционного канала к существующему. Строительство дополнительных вентиляторов равносильно новому строительству.

Заслуживает внимания проект главных вентиляторных установок со сборно-монолитными фундаментами под вентилятор и здание. Проект разработан КузНИИШахтостроем и дает сокращение расхода материала, снижает трудоемкость работ.

Для фундаментов под вентилятор и опорных конструкций под входные каналы круглого сечения криволинейной формы использованы унифицированные дырчатые блоки УДБ.

Для вентиляционных каналов прямоугольного сечения стены приняты из сборных железобетонных Г- и Т-образных элементов из тяжелого бетона, днище — из сборных железобетонных плоских плит из тяжелого бетона, перекрытие — из сборных железобетонных трехслойных плит из тяжелого бетона с термовкладышами из ячеистого бетона или шлакобетона.

Для наземных и полуподземных каналов приняты стены из сборных легкобетонных Г- и Т-образных элементов с термовкладышами из эффективного утеплителя.

Предложена новая форма входного канала, позволяющая расчлнить его на повторяемые сборные элементы, которые могут быть изготовлены в заводских условиях из металла и смонтированы на строительной площадке.

Замена монолитного канала сборно-монолитным позволяет снизить расход бетона на 30 %, сократить постройочную трудоемкость в 3 раза.

Опытное строительство сборно-монолитной вентиляционной установки ВВД-30 осуществлено на реконструкциях шахт «Полысаевская» и «Октябрьская» ПО «Ленинскуголь» и намечается на других шахтах.

В настоящее время КузНИИШахтостроем разработаны новые объемно-планировочные решения вентиляционных установок типа

ВОД, которые позволяют уменьшить сметную стоимость строительства в 1,6 раза, трудоемкость строительства — в 2 раза и площадь застройки — в 2,3 раза.

7.4. КОМПЛЕКС ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЯ

Реконструкция и техническое перевооружение шахт, как правило, приводят к увеличению потребляемой мощности. Это обусловлено удлинением транспортной цепочки, увеличением мощности подъемных и вентиляторных установок, совершенствованием технологии добычи полезного ископаемого или увеличением производственной мощности шахты. Для покрытия дефицита требуемой мощности в проектах предусматривается реконструкция электрических подстанций и линий электропередач, а для покрытия дефицита тепла — реконструкция котельной.

Реконструкция электрических подстанций может заключаться в замене трансформаторов и электрооборудования в открытой (ОРУ) и закрытой (ЗРУ) частях подстанции на более мощные. В этом случае, если имеется свободная площадка, выполняются фундаменты под новые трансформаторы и опоры открытой части подстанции, к фундаментам трансформаторов подводят рельсовый путь. На рельсовом пути монтируют трансформатор, проводят его ревизию, заливку трансформаторным маслом и затем его накатывают на фундамент с помощью лебедки с полиспадами или гидродомкратами. После монтажа опор открытой части подстанции и выполнения всех коммуникаций производят опробование трансформатора и его включают в работу. Один из старых трансформаторов демонтируют. Затем приступают к монтажу второго трансформатора. Если по условиям площадки места для второго нового трансформатора не оказалось, то фундамент под него выполняют на месте демонтированного трансформатора. Дальнейшая работа аналогична работе по первому трансформатору. Строительные и монтажные работы при реконструкции электрических подстанций выполняются при обязательном присутствии представителя эксплуатирующей организации по наряд-допуску.

При реконструкции крупных предприятий электрические нагрузки могут возрасти настолько, что при существующем напряжении линии электропередач не в состоянии их пропустить. В подобном случае возникает потребность переводить линии электропередач на более высокое напряжение, что кроме реконструкции линии электропередач влечет за собой большой объем работ по открытой и закрытой частям подстанции.

Реконструкция линии электропередач предусматривает замену гирлянд (изоляторов) на старых опорах и при существующем проводе.

Так, в Кузбассе при реконструкции шахты им. В. И. Ленина ПО «Южкузбассуголь» и разреза «Томусинский» ПО «Кемерово-

уголь» электроподстанции были переведены с 35/6 на 110/35 кВа, при этом на шахте им. В. И. Ленина замена гирлянд изоляторов на существующей линии электропередач производилась без отключения линии, а на разрезе «Томусинский» была построена новая ЛЭП-110.

Увеличение тепловых нагрузок предусматривает установку дополнительных котлов в существующем здании котельной или в пристройке или замену старых котлов на более мощные. В последнем случае замена котлов производится поочередно. Сначала демонтируют один старый котел, производят необходимые работы по приспособлению существующего фундамента под новый или разборку существующего фундамента и сооружение нового. После завершения работ по монтажу, опрессовке и опробованию котла приступают к демонтажу второго и т. д.

Работы по реконструкции электроподстанций, линий электропередач и котельных трудоемки, опасны, поэтому требуют высокой квалификации и дисциплины исполнителей.

7.5. КОМПЛЕКС САНИТАРНО-БЫТОВЫХ ПОМЕЩЕНИЙ

Имеющиеся на реконструируемой шахте санитарно-бытовые помещения были построены по санитарным нормам, которые уже устарели и не соответствуют современным требованиям. Поэтому для улучшения санитарно-бытового обслуживания трудящихся производится расширение или строительство нового административно-бытового комбината. В бытовой части комбината реконструкции обычно подвергаются бани, помещения для сушки, хранения чистой и рабочей одежды, устраивается фотарий, расширяется ламповая или в ней заменяются зарядные столы и система вентиляции.

В административной части расширяется или увеличивается число комнат для проведения нарядов, для проектной группы, маркшейдерского отдела, оборудуется зал для проведения общих собраний и т. д.

Работы по реконструкции административно-бытового комбината (АБК) создают определенные неудобства для трудящихся действующего предприятия, поэтому должны производиться строго по графику, в котором предусмотрены очередность и сроки выполнения каждого вида работ.

Расширение административно-бытовых помещений может выполняться по следующим основным вариантам.

1. Пристройка к АБК части здания для размещения административного персонала с последующей реконструкцией бывшей административной части для бытовых нужд. Такой вариант применен на шахте «Томская» ПО «Южжубассуголь».

2. Пристройка к АБК части здания для бытовых нужд с пос-

ледующей реконструкцией старых бытовых помещений под административную часть.

3. Надстройка одного или двух этажей здания (обычно в зданиях из штучных материалов) для размещения в них административной или бытовой службы и с последующей реконструкцией нижних этажей.

4. Строительство нового АБК с приспособлением старого помещения для определенных целей — учебного пункта, библиотеки с читальным залом и т. д.

При реконструкции АБК может предусматриваться расширение помещений для буфета, столовой, магазина, киоска союзпечати, парикмахерской, здравпункта с процедурными кабинетами и других помещений.

7.6. КОМПЛЕКС ПРИРОДООХРАННЫХ СООРУЖЕНИЙ

Шахты, обогатительные фабрики, разрезы — источники загрязнения поверхности земли, водного и воздушного бассейнов. Большие площади земельных угодий — лугов, пашен, пастбищ — занимаются отвалами выданной из шахты породы и хвостами обогатительных фабрик (ОФ).

В результате выемки пластов угля земная поверхность проседает на величину 85—90 % мощности отработанных пластов, что приводит к заболачиванию или затоплению сельскохозяйственных земель и гибели леса. Такое явление наблюдается в пойме р. Самара в Западном Донбассе. В р. Самара из шахт Западного Донбасса ежегодно сбрасывается около 20 млн. м³ воды с минерализацией от 3 до 9 г/л, 60 млн. м³ таких вод поступает из Центрального Донбасса.

Шахты, подлежащие реконструкции, были построены или подвергались реконструкции 20—25 лет назад, когда в проекте предусматривались очистные сооружения в основном с механической очисткой, что приводило к загрязнению рек и озер. Горящие отвалы пород, дым от котельных загрязняли окружающую среду. Поэтому в Правилах технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт [22] имеется раздел по охране окружающей среды с главами: «Охрана водных ресурсов», «Охрана атмосферы» и «Охрана почвы».

По охране окружающей среды было принято несколько постановлений ЦК КПСС и Совета Министров СССР. Эти постановления касались как отдельных регионов — по оз. Байкал, по Ладожскому оз., по бассейну р. Томь и др., так и всей территории Советского Союза.

В настоящее время ни один проект на новое строительство или реконструкцию действующего предприятия не утверждается, если в нем не предусмотрены эффективные очистные сооружения. Реконструкция или строительство новых очистных сооружений —

неотъемлемая часть реконструкции шахты, поэтому практически всегда предусматривается в проекте реконструкции шахт.

Для уменьшения вредного влияния производства на окружающую среду применяется комплексное использование сырья, а при использовании воды для технических целей — замкнутый цикл.

При комплексном использовании сырья отходы производства перерабатываются в полноценную продукцию.

Только по Западному Донбассу в ближайшие 20 лет выход породы составит 230 млн. т. Для ее складирования потребуется 400 га сельскохозяйственных угодий [18]. Для того чтобы не допустить заболачивания или подтопления просевших участков земной поверхности, их засыпают шахтной породой и затем рекультивируют. Шахтную породу используют для отсыпки автомобильных дорог, защитных дамб. Это исключает необходимость разрабатывать карьеры, что также сохраняет сельскохозяйственные угодья.

В Кузбассе на Абашевской центральной обогатительной фабрике из породы, извлеченной из угля при обогащении, выпускают кирпич. Энергетические затраты на обжиг кирпича из этих пород значительно ниже, чем при производстве кирпича традиционным способом, так как не отделенный от породы уголь при обжиге снижает расход топлива.

В проекте реконструкции шахт предусматриваются работы по рекультивации земель, использованию шахтных вод и биологической очистке хозфекальных стоков. При рекультивации земель растительный слой земли в пределах зданий, сооружений, автодорог, дамб и т. п. снимается и вывозится на участки с неплодородной почвой, на участки, засыпанные шахтной породой в местах осадки поверхности, или на газоны при озеленении городов. Шахтные воды подвергаются механической очистке и используются для технических целей — орошения, пожаротушения и т. д. Хозфекальные воды подвергаются биологической очистке и используются на полях орошения или после контакта с хлором сбрасываются в водоемы.

Объем строительно-монтажных работ по природоохранным сооружениям при реконструкции шахт зависит от их состояния на шахте.

Наиболее часто реконструкции подлежат системы очистки выбросов котельной, очистные сооружения хозфекальных и шахтных вод. Затраты на природоохранные сооружения огромны. Так, при реконструкции шахты им. Калинина ПО «Қарагандауголь» только работы по снятию плодородного слоя земли, восстановлению нарушенных земель, пересадке деревьев и возмещению потерь сельскохозяйственному производству составили около 1,1 млн. руб.

Для грамотного выполнения работ по реконструкции шахты строителям нужно знать всю технологию реконструируемого производства, в том числе и природоохранных сооружений.

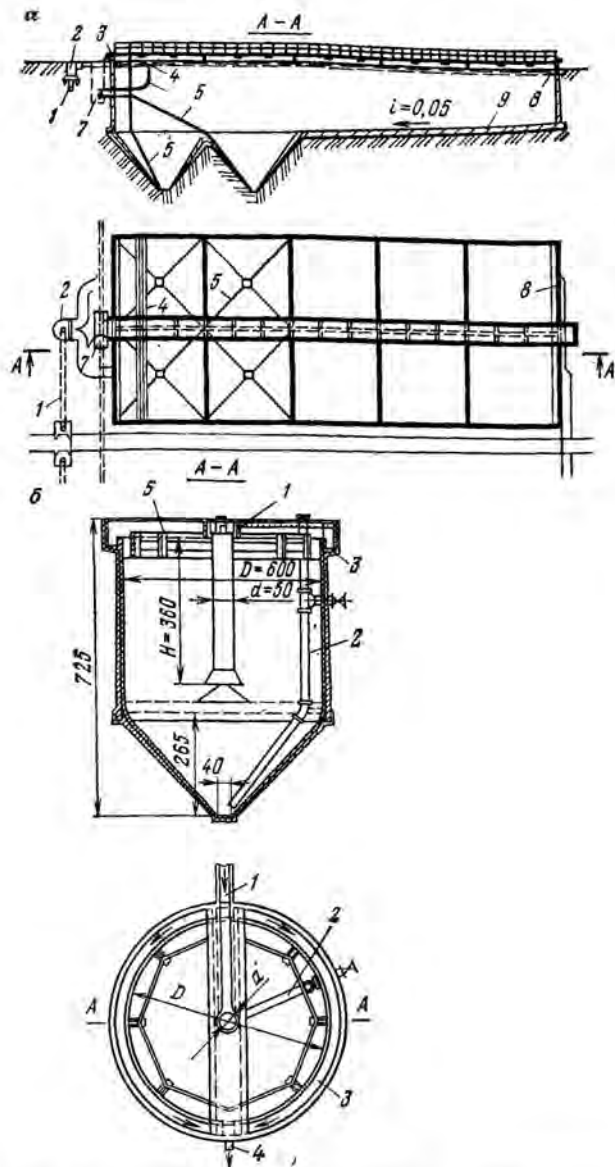


Рис. 7.7. Горизонтальный и вертикальный отстойники:
 а — горизонтальный отстойник; 1 — люкер; 2 — распределительная камера; 3 — лоток; 4 — жировой лоток; 5 — иловая труба; 6 — жировая труба; 7 — иловый колодец; 8 — сборный лоток; 9 — днище;
 б — вертикальный отстойник; 1 — подводящий лоток; 2 — иловая труба; 3 — сборный лоток; 4 — отводящий трубопровод; 5 — погруженные доски

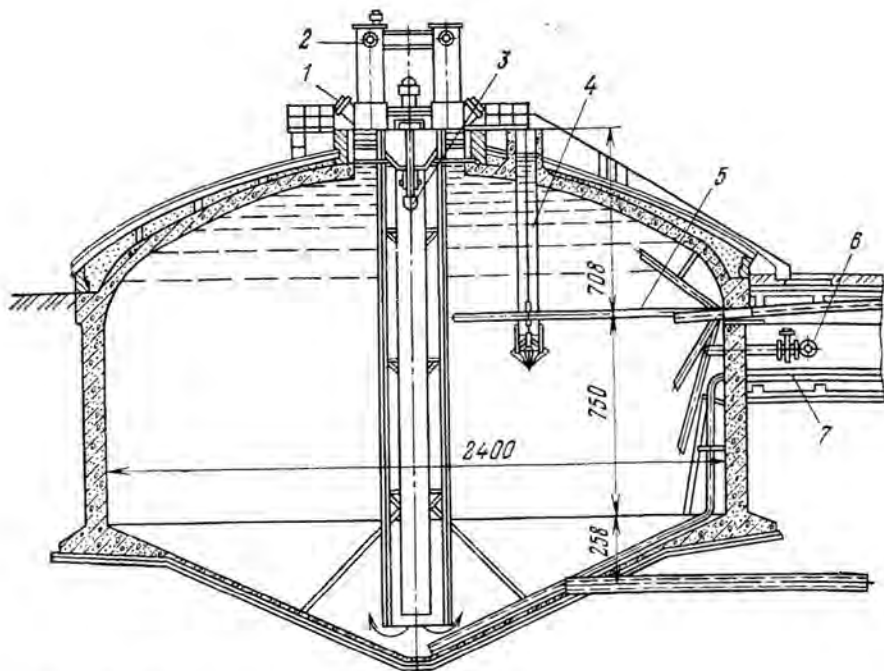


Рис. 7.8. Метантенк:

1 — смотровой люк; 2 — газопровод $d=200$ мм от газового колпака; 3 — пропеллерная мешалка; 4 — переливная труба; 5 — трубопровод $d=250$ мм для загрузки сырого осадка и активного ила; 6 — паровой инжектор $d=300$ мм для подогрева метантенков; 7 — трубопровод $d=250$ мм для выгрузки сброшенного осадка из конусной части метантенков

Одним из важнейших должен быть вопрос о незагрязнении водоемов.

Рассмотрим набор и назначение зданий очистных сооружений и объемы работ при их реконструкции для очистки стоков. В настоящее время применяют три метода очистки: 1 — механический, 2 — химический, 3 — биологический.

При механическом способе очистки крупные взвеси задерживаются решетками, более мелкие, имеющие объемный вес больше, чем вода, отстаиваются, а имеющие объемный вес меньше воды — всплывают и удаляются.

При химическом способе очистки в сточные воды вводят какое-либо вещество — реагент, которое нейтрализует стоки, растворяет или, наоборот, соединяет химические различные вещества с целью их обезвреживания.

При биологическом способе очистки используется жизнедеятельность микроорганизмов, способствующая окислению и минерализации органических веществ, находящихся в сточных водах.

Рассмотрим, что представляют здания и оборудование очистных сооружений.

Решетки служат для задержания из сточных вод крупных загрязнений. Они устанавливаются на всех очистных сооружениях. Решетки подразделяются на неподвижные, устанавливаемые под углом $60-70^\circ$, и подвижные с ручной или механической очисткой.

Размеры и конструкция зданий зависят от суточной производительности очистных сооружений. Они могут быть кирпичные, из сборного железобетона и из легких металлических конструкций (ЛМК) комплектной поставки с пролетом $6-18$ м.

Песколовки служат для выделения из сточных вод тяжелых минеральных примесей, главным образом песка. В песколовках должно задерживаться не менее 65% песка с гидравлической крупностью (скоростью выпадения) $18,7-24,2$ мм/с.

Песколовки подразделяются на горизонтальные и вертикальные и выполняются в основном из монолитного железобетона. Поперечное сечение горизонтальной песколовки представляет собой прямоугольник, разделенный на два отделения.

Вертикальная песколовка представляет собой железобетонный вертикальный цилиндр с нижней конической частью.

Отстойники служат для выделения из сточных вод грубодисперсных тонущих и всплывающих веществ. В зависимости от назначения они подразделяются на первичные и вторичные. На первичных отстойниках производится осветление сточных вод, прошедших сооружения для предварительной грубой очистки (решетки и песколовки). На вторичных отстойниках производится осветление сточных вод, прошедших биологическую очистку.

В зависимости от направления движения основного потока воды отстойники делятся на горизонтальные (рис. 7.7,а) и вертикальные (рис. 7.7,б). Разновидность горизонтальных — радиальные отстойники.

Нормами рекомендуется применять:

вертикальные отстойники в случае наличия плотных грунтов и низкого уровня грунтовых вод;

горизонтальные отстойники в слабых грунтах при высоком уровне грунтовых вод;

радиальные отстойники для больших станций.

Горизонтальный отстойник — это резервуар, в плане имеющий форму вытянутого прямоугольника. Выполняется обычно из монолитного или сборного железобетона.

Вертикальный отстойник представляет собой цилиндрические, а иногда квадратные или многоугольные в плане резервуары из монолитов или сборного железобетона. Нижняя часть отстойников имеет коническую или пирамидальную форму, куда осаждаются ил.

Метантенк (рис. 7.8) служит для перегнивания осадка при искусственном подогреве и перемешивании. В него поступают ил и

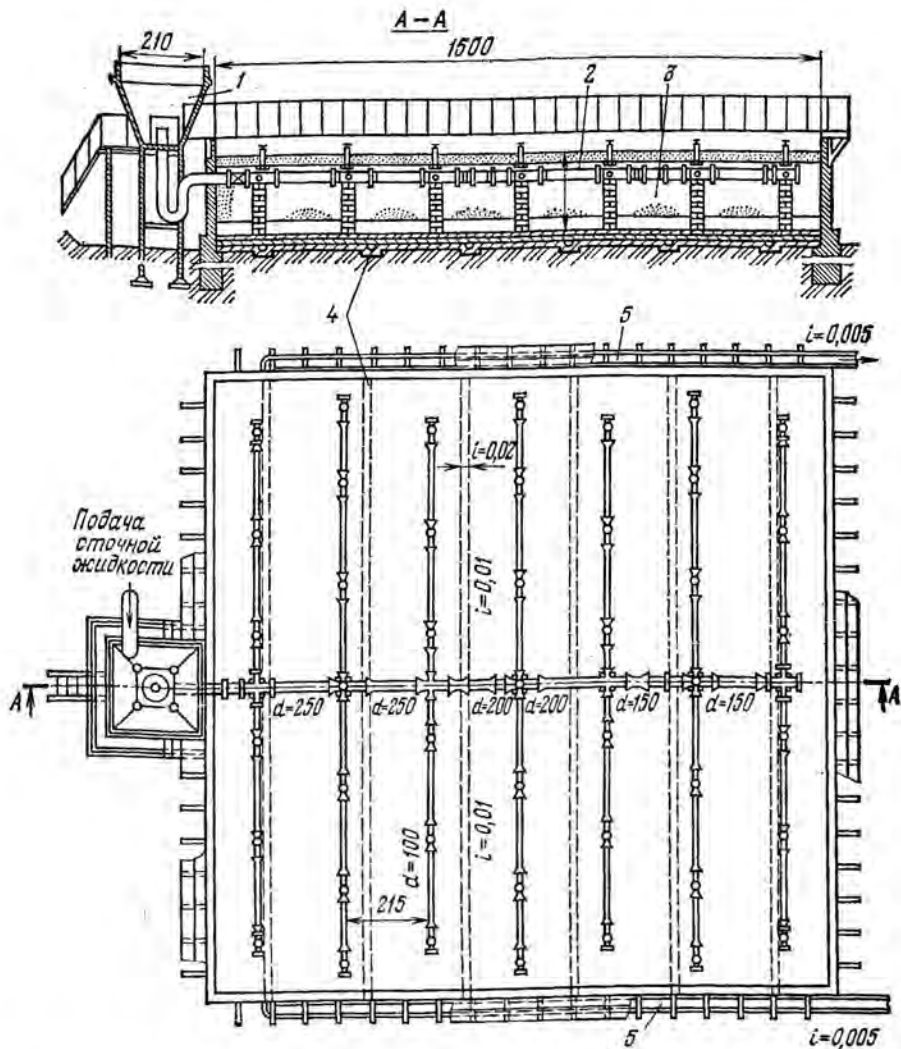


Рис. 7.9. Биофильтр:

1 — дозирующий бак; 2 — распределительная сеть; 3 — фильтрующая загрузка; 4 — дренаж; 5 — сборный лоток

отбросы после дробилки и пар или горячая вода для сокращения времени перегнивания и уменьшения его объема.

Обезвоживающие установки. Ил имеет влажность от 90 до 99,5 %, поэтому его подвергают обезвоживанию. Наиболее простой и распространенный способ обезвоживания — сушка ила на иловых площадках.

Иловые площадки могут устраиваться на естественном и ис-

кусственный основании. Если в основании залегают хорошо фильтрующий грунт (песок, гравий, супесь), уровень грунтовых вод находится на глубине более 1,25 м и по санитарным соображениям допускается просачивание иловых вод, то иловые площадки выполняются на естественном основании. В противном случае основание выполняется искусственным водонепроницаемым из жирной глины или бетона. При искусственном основании на иловых площадках выполняется дренаж, а иловая вода от дренажа подается в первичные отстойники.

Иловая площадка представляет собой горизонтальную площадку, разделенную земляными валиками на карты. Карты включаются в работу поочередно. Осевший и высохший ил после 2—3 выпусков вывозится на удобрения. Для механического обезвоживания осадка могут применяться центрифугирование и фильтрование (под вакуумом). Кроме этого, может применяться термическая сушка в сушильных барабанах. При механическом обезвоживании и сушке механические агрегаты располагаются в зданиях в кирпичном, сборном или из ЛМК исполнении.

Биофильтры (рис. 7.9) — это резервуары, заполненные фильтрующей загрузкой, через которую протекает сточная жидкость, очищающаяся в процессе фильтрации.

Основные части биофильтрации:

- а) фильтрующая загрузка биофильтра из шлака, гравия или щебня;
- б) распределительное устройство, обеспечивающее равномерное орошение поверхности загрузки биофильтра;
- в) днище с дренажом, с которого удаляется осветленная вода и поступает необходимый для окислительного процесса воздух.

Аэротенки (рис. 7.10) служат для биологической очистки осветленных в первичных отстойниках стоков путем аэрации активного ила.

Аэротенки представляют собой длинные монолитные или сборные железобетонные резервуары прямоугольного сечения глубиной и шириной от 2 до 8 м. По ним протекают вода из первичных отстойников и активный ил, который за счет аэрации находится во взвешенном состоянии. Для этого по днищу аэротенка устраивается канал, перекрываемый фильтросными плитками, выполненными из кокса или пористой керамики. Воздух от воздухоподводки подается в канал, проходя через фильтросные плитки, разбивается на мелкие пузырьки и хорошо аэрирует активный ил.

Контактные резервуары служат для дезинфекции хлором сточной воды. Они выполняются из монолитного или сборного железобетона. Дезинфекция может производиться хлорной известью или жидким хлором. Для хлорирования устраиваются особые помещения — хлораторные.

При современных требованиях к природоохранным сооружениям в проектах реконструкции шахт предусматривается перевод

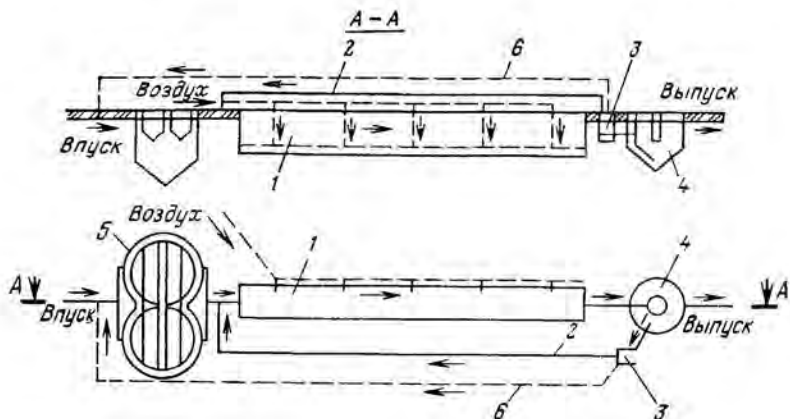


Рис. 7.10. Схема работы аэротенка:

1 — аэротенк; 2 — циркулирующий активный ил; 3 — насосная станция; 4 — вторичный отстойник; 5 — двухъярусный отстойник; 6 — избыточный активный ил

очистных сооружений с механической очисткой на биологическую с увеличением их производительности. В зависимости от степени очистки существующих очистных сооружений и применяемой схемы объем их реконструкции может быть различным.

Так, при реконструкции очистных сооружений с механической очисткой и переводом их на биологическую с полями орошения, фильтрации или прудами при той же производительности все существующие сооружения, кроме хлораторной и контактного бассейна, остаются работать в прежнем режиме, а дополнительно строятся поля орошения, фильтрации или пруды.

При переводе механической очистки на биологическую с биофильтром после песколовки перед отстойниками или совместно с ними сооружается приаэратная, отстойники переоборудуются в первичные, а при увеличении проектной производительности дополнительно пристраиваются первичные отстойники, сооружается здание биофильтров и сооружаются вторичные отстойники. При варианте с метантенком выполняются работы по строительству метантенка. В этом случае хлораторная и контактный резервуар сохраняются.

При переводе механической очистки в биологическую с аэротенком выполняются те же работы, что и при переводе очистных сооружений в биологическую очистку с биофильтром, только здесь вместо биофильтра сооружается аэротенк.

Для снижения загрязнения атмосферы от выбросов котельной монтируются газопылеочистительные установки, а для предотвращения загрязнения вредными газами горящих породных отвалов должны предусматриваться мероприятия по предупреждению их самовозгорания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Березин Г. Н., Рубан М. Е. Новая технологическая схема углубки стволов и сооружения подземных бункеров с использованием предварительно пройденной постоющей выработки. — Шахтное строительство, 1984, № 8, с. 9—12.
2. Бурчаков А. С., Малкин А. С., Устинов М. И. Проектирование шахт. М., Недра, 1985.
3. Бирюков Р. А., Скопин С. Г. Модернизация шахтного фонда Прокопьевско-Киселевского района Кузбасса. Науч. тр. ИГД им. А. А. Скочинского, 1982, вып. 213, с. 9—16.
4. Веселов Ю. А., Покотий В. В. Оснащение стволов при их сооружении в углубке. М., Недра, 1982.
5. Взрывные работы по разрушению фундамента двигателя скипового подъема при реконструкции шахт / А. Н. Разумов, Ю. Я. Савельев, А. С. Шинкарев и др. — Шахтное строительство, 1985, № 3.
6. Волочай Г. Д., Салкин Е. П., Шушарин Л. Г. Надвижка башенного копра способом скользяния. — Шахтное строительство, 1986, № 10.
7. Гелескул М. Н., Каретников В. Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. М., Недра, 1982.
8. Гусев А. Г., Компанец В. Ф. Ремонт крепи вертикальных стволов шахт набрызгбетоном. Донецк, «Донбасс», 1973.
9. Зинченко П. Г., Боронский И. В., Соколов Е. С. Углубка ствола со скоростью 106,5 м/мес. — Шахтное строительство, 1978, № 7, с. 21—24.
10. Инфантьев А. Н., Григорьянц Э. Л. Строительство подземных рудников. М., Недра, 1985.
11. Калмыков Е. П. Борьба с внезапными прорывами воды в горные выработки. М., Недра, 1973.
12. Колесникова Р. Т. Обоснование целесообразности реконструкции угольных шахт. Науч. тр. ИГД им. А. А. Скочинского, 1982, вып. 213. Совершенствование добычи угля подземным способом, с. 50—53.
13. Кошелев К. В., Томасов А. Г. Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок. М., Недра, 1985.
14. Лебедев Н. И., Писаренко Б. А. Реконструкция шахт Донбасса. Киев, Техника, 1977.
15. Малышев П. И., Чурсин Н. И. Скоростная углубка ствола на шахте им. К. Е. Ворошилова ПО «Артемуголь». — Шахтное строительство, 1983, № 6, с. 23—24.
16. Манец И. Г., Снегирев Ю. Д., Паршинцев В. П. Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов. М., Недра, 1987.
17. Максимчук А. А., Веселов Ю. А., Клычков Я. Л. Эффективная технология и организация углубки ствола с поверхности. — Шахтное строительство, 1979, № 8, с. 19—21.
18. Мочнов В. С., Бронштейн Б. Е., Гречин А. Я. Утилизация шахтных пород Западного Донбасса. — Шахтное строительство, 1985, № 10.
19. Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Ч. II. М., Недра, 1983.
20. Покотий В. В., Задорожный А. М. Углубка стволов и сооружение пристольных выработок. Киев, Техника, 1977.
21. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., Недра, 1986.
22. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М.,

23. *Проектирование и строительство околоствольных дворов* /Я. И. Тютюник, С. П. Каптилов, Ю. И. Свирский и др., М., Недра, 1983.
24. *Реконструкция глубоких шахт* /Ю. Я. Власенко, П. П. Гончарук, М. Г. Дзюбенко и др., М., Недра, 1973.
25. *Рекордная проходка слепого ствола* /Г. Е. Долгушев, Ф. Н. Тумашев, Н. К. Кухаренко и др. — Шахтное строительство, 1983, № 8, с. 21—23.
26. *Ремонт армировки ствола шахты «Ново-Капитальная» Тапшагольского рудоуправления* / П. Ф. Брунгард, В. К. Ширяев, Ф. Т. Тырышкан и др. — Шахтное строительство, 1986, № 10.
27. *Саховалер А. Ю., Суровская Ю. М.* Динамика капиталовложений основных фондов и издержек производства в угольной промышленности за рубежом. — ЦНИИУголь, вып. 5, М., 1981.
28. *Справочник инженера-шахтостроителя. Том I и II* /Под общей редакцией В. В. Белого. М., Недра, 1983.
29. *Строительство и реконструкция угольных шахт* /И. В. Баронский, Л. М. Ерофеев, Н. Р. Уминов, М. Г. Каравайцев, М., Недра, 1983.
30. *Технологические схемы проведения горных выработок околоствольных дворов*. Харьков, ВНИИОМШС, 1985.
31. *Технологические схемы углубки вертикальных стволов шахт*. Харьков, ВНИИОМШС, 1975.
32. *Трапенко Н. М., Разумов А. Н., Савельев Ю. Я.* Взрывные работы в реконструируемом здании шахтной компрессорной. — Шахтное строительство, 1985, № 11.
33. *Третьяченко А. Н., Максимчук А. А., Гончарук П. П.* Углубка и армирование вспомогательного ствола Запорожского ЖРК №1. — Шахтное строительство, 1981, № 8, с. 29—30.
34. *Углубка вертикальных стволов шахт* /Ю. П. Шутько, А. Е. Морозов, Р. Г. Мордухович, А. Д. Супрун, М., Недра, 1978.
35. *Устинов М. И.* Выбор технологических решений при подготовке новых горизонтов и реконструкции шахт, М., Недра, 1977.
36. *Ягодкин Ф. И.* Зарубежный опыт надвигки предварительно смонтированных шахтных копров. — Шахтное строительство, 1986, № 9.
37. *Яровой В. В., Васильев А. З.* Новая технологическая схема углубки стволов на действующих шахтах Центрального района Донбасса. — Шахтное строительство, № 9, 1980, с. 21—22.
38. *Яровой В. В.* Рекордная углубка ствола с действующего горизонта. — Шахтное строительство, 1979, № 5, с. 1—3.