

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО

2-е издание,
переработанное и дополненное

*Допущено Министерством образования
Российской Федерации
в качестве учебника для студентов высших
учебных заведений, обучающихся по направлению
подготовки бакалавров и магистров "Горное дело"
и по специальности "Шахтное и подземное строительство"
направления подготовки дипломированных специалистов
"Горное дело"*

ТОМ
I

Москва



2001

ББК 33.15
Ш11
УДК 622.25/26 + 624.19

Авторы:

***Б.А. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик, Ю.Н. Малышев,
В.И. Смирнов, В.Г. Лернер, Ю.П. Рахманинов, А.В. Корчак,
Б.А. Филимонов, В.И. Резуненко, А.М. Левицкий***

Рецензент —

проф., д-р техн. наук *Л.Г. Грабчак* (зав. кафедрой «Горное дело
и проведение горно-разведочных выработок» МГГА)

Шахтное и подземное строительство: Учеб. для вузов —
Ш11 2-е изд., перераб. и доп.: В 2 т. / Б.А.Картозия, Б.И. Федунец,
М.Н. Шуплик и др. — М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. —
Т. I. — 607 с.: илл.

ISBN 5-7892-0079-6

Изложены основные понятия и определения, приведены характеристика и классификация подземных объектов и условий строительства, а также различных способов воздействия на породный массив. Рассмотрены методология проектирования, технико-экономическое обоснование строительства, проектирование технологин и организации горно-строительных работ.

Описаны буровзрывной и комбайновый способы разрушения пород, приведены технологические схемы строительства протяженных и камерных выработок. Особое внимание уделено технологии строительства вертикальных, горизонтальных и наклонных выработок в обычных и сложных гидрогеологических, геомеханических и газодинамических условиях.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению подготовки бакалавров и магистров «Горное дело» и по специальности «Шахтное и подземное строительство» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело».

ISBN 5-7892-0078-8
ISBN 5-7892-0079-6

© Коллектив авторов, 1999
© Коллектив авторов, 2001,
с изменениями и дополнениями

ПРЕДИСЛОВИЕ

После выхода первого издания учебника прошло более двух лет, и уже можно подвести некоторые итоги. Высшие учебные заведения, осуществляющие подготовку инженеров в области подземного строительства, проектные организации и отдельные специалисты проявили к книге настолько большой интерес, что весь ее тираж разошелся в течение одного месяца. Таким образом, сегодня она уже стала библиографической редкостью. В известной степени это объясняется общим недостатком учебной и научно-технической литературы по горному делу, в том числе и в области подземного строительства. Со времени последнего издания фундаментальных трудов проф. Н.М.Покровского техника и технология горно-строительных работ, особенно в подземном строительстве, вышли на современный, более высокий научно-технический уровень. Однако есть и другие причины. Некоторые области инженерно-технической деятельности горняка-строителя получили новые приоритеты, например, экологическая безопасность шахтного и подземного строительства, микрощитовое строительство, строительство подземных газонефтехранилищ и т.п. Следует также отметить, что последние пять лет характеризуются резким возрастанием статуса горных наук и, в частности, формированием науки «Строительная геотехнология», которая в 1997 г. включена в новую классификацию горных наук. Естественно, что указанные позитивные изменения рано или поздно должны были найти свое логическое отражение в учебной литературе, и в этом смысле появление нового учебника оказалось своевременным.

Вместе с тем отзывы ученых-горняков и видных специалистов производства говорят о том, что главной причиной повышенного интереса к учебнику все-таки являются его содержание и методическая направленность.

Эта мысль наиболее четко прозвучала в обстоятельной рецензии чл.-корр. РАН Д.Р.Каплунова: *«Новый учебник, безусловно, способству-*

ет приобретению студентами знаний, необходимых для творческого решения задач проектирования и практической реализации технологических процессов строительства шахт и подземных сооружений, связанных с освоением различных георесурсов. Будущие бакалавры, инженеры и магистры, подготовленные на базе этого учебника, могут развивать важную для народного хозяйства и наук о Земле отрасль знаний не только в направлении научных исследований по строительной геотехнологии, но и в области практики проектирования горных систем.» (Горный журнал. — 2000. — № 4. — с. 83–84).

При написании учебника авторы использовали многолетний опыт преподавания указанной дисциплины на кафедре «Строительство подземных сооружений и шахт» Московского государственного горного университета и в других российских высших учебных заведениях горного профиля. Основываясь на современной концепции высшего образования, авторы сформулировали и попытались реализовать ряд требований, которым, по их мнению, должен удовлетворять любой учебник.

Первое из них состоит в необходимости учета особенностей реализации каждой конкретной дисциплины в учебном процессе. Выполнение этого требования обеспечивается, во-первых, достижением соответствия содержательной части учебника возможностям ее усвоения на уровне знаний, уже приобретенных студентом на данном образовательном этапе. И, во-вторых, согласованием перечня рассматриваемых вопросов, их объема и глубины изучения с требованиями, установленными новым Государственным образовательным стандартом.

Второе требование предполагает, что учебник формирует у студента систему базовых знаний, поэтому в нем должны излагаться в основном фундаментальные вопросы, имеющие наиболее общий характер для всей сферы инженерной деятельности специалиста данного профиля. Студент должен также приобретать необходимые знания, изучая научную литературу, производственный опыт, лично участвовать в решении технических задач, связанных со строительством горных выработок и подземных сооружений.

Третье требование заключается в обеспечении взаимосвязанности излагаемого материала, рассмотрении горно-строительных процессов с единых позиций, основанных на *общем научном подходе, а не на частных особенностях отраслевого характера*. Такой подход в сочетании с требованием фундаментальности знаний позволит будущему специалисту успешно адаптироваться в быстроизменяющейся конъюнктуре рынка труда и при необходимости в кратчайшие сроки дополнять свою базовую специальность новыми знаниями для получения различных специализаций и профилизаций. Выполнение этого требования, по мнению рецензентов и откликам специалистов, придало учебнику известную оригинальность и новизну.

И, наконец, *четвертое требование* сводится к убедительности в аргументации основных положений, особенно в части практических рекомендаций. После изучения очередных разделов дисциплины у студента не должно быть сомнений в правильности усвоения материала, а должно появиться стремление к поиску новых более эффективных путей решения той или иной технической задачи.

Во второе издание учебника с учетом мнения специалистов и рецензентов внесены некоторые добавления и исправления. Они, хотя и не носят принципиального характера, но, по мнению авторского коллектива, пойдут на пользу изданию. Сокращен текст некоторых разделов первого тома за счет удаления излишней детализации второстепенных вопросов. Разделы учебника дополнены контрольными вопросами. Расширен список рекомендуемой литературы, что поможет студентам различных ступеней образования (бакалаврам, инженерам и магистрам) ориентироваться в огромном потоке технической информации. Усилен раздел, связанный с особенностями мер безопасности при ведении работ в выработках большого поперечного сечения. Второй том дополнен главой, посвященной использованию геофизических методов контроля за горно-геологической ситуацией по трассе строительства тоннелей. Использование подобных методов позволяет в значительной степени снизить риск при строительстве.

В целом, как представляется авторскому коллективу, работа над вторым изданием учебника позволила улучшить его содержание, но вместе с тем авторы с благодарностью примут все конструктивные замечания и предложения читателей.

Дальнейшее совершенствование учебника видится в создании его электронной версии. Озвученное, анимированное, динамическое представление сложных горно-строительных процессов в трехмерном пространстве облегчит студенту понимание наиболее трудных для усвоения разделов дисциплины. Однако на сегодняшний день эта задача остается весьма сложной в методическом, техническом и финансовом отношениях. Думается, что решить ее смогут ученые, педагоги и специалисты — выпускники горных вузов третьего тысячелетия.

ВВЕДЕНИЕ ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО И ЕГО РОЛЬ В ОСВОЕНИИ НЕДР ЗЕМЛИ. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ДИСЦИПЛИНЫ

В развитии экономики России важнейшую роль играет освоение природных ресурсов и, в частности, недр земли. В широком смысле понятие «недра» включают в себя земную кору, мантию земли и ее ядро от поверхности до центра земного шара. В более узком понимании это часть земной коры, практически осваиваемая человеком. Необходимые потребности человеческого общества и уровень его научно-технических возможностей определяют глубину проникновения в недра и масштабы их освоения.

Следовательно, освоение недр земли — это область человеческой деятельности, связанная с изучением и практическим использованием земной коры в интересах создания требуемого уровня жизнеобеспечения общества.

Под практическим использованием земной коры в данном случае следует понимать освоение всех видов заключенных в ней ресурсов. Ресурсы недр (от французского *ressource* — ценности, запасы, возможности), или георесурсы, представляют собой *компоненты природы, которые на данном уровне развития производительных сил используются или могут быть использованы в качестве средств производства и предметов потребления.* К георесурсам относят месторождения твердых, жидких и газообразных полезных ископаемых; отвалы добытых забалансовых полезных ископаемых и горных пород, оставшихся после проходки вскрывающих выработок, в которых содержатся полезные ископаемые; отходы переработки обогатительного и металлургического производств; подземные гидроресурсы, включающие в себя пресные минеральные и термальные воды; внутреннее тепло недр земли.

Особое место в классификации георесурсов занимают природные и техногенные полости в недрах земли. К ним относят пещеры, горные выработки, пригодные для повторного использования после исчерпания своих основных функций, а также специально создаваемые подземные сооружения для различных целей народного хозяйства. С этих позиций отдельные участки земной коры, пригодные для размещения в них промышленных, хозяйственных и других объектов, с полным основанием

можно рассматривать как георесурсы. Область научной и производственной деятельности, связанную с использованием имеющихся в земной коре естественных полостей и строительством специальных подземных сооружений для размещения в них различных объектов жизнеобеспечения человеческого общества, в горно-технической литературе называют *освоением подземного пространства*.

Растущий в мире интерес к освоению подземного пространства в значительной мере обусловлен положительными качествами подземных сооружений. Использование подземного пространства для размещения объектов различного назначения, помимо повышения эффективности использования недр, экономии территории и сохранения экологической чистоты, позволяет уменьшить затраты энергии на отопление и охлаждение помещений, сократить эксплуатационные расходы по сравнению с расходами на альтернативные сооружения на поверхности, снизить влияние климатических условий.

Объекты, размещаемые в подземных горных выработках, характеризуются повышенной виброустойчивостью и акустической изоляцией по сравнению с наземными сооружениями. Эти свойства особенно благоприятны для размещения в подземном пространстве объектов, требующих полной акустической изоляции от внешней среды (станции геофизических наблюдений, студии звукозаписи, радио и телевидение, лаборатории и др.). Виброустойчивость подземных сооружений позволяет организовывать в подземных горных выработках производственные процессы, требующие полного отсутствия вибрации несущих и ограждающих конструкций. Способность породного массива защищать от внешних воздействий позволяет широко использовать подземные сооружения для укрытия людей от средств массового поражения и защиты от катастроф и стихийных бедствий. В подземных горных выработках соляных шахт лечат хронический бронхит, астму и другие заболевания. В подземных горных выработках и пещерах размещают театры, церкви и концертные залы.

Расширение практики использования подземного пространства для различных хозяйственных целей в значительной мере связано с процессом урбанизации, защитой окружающей среды от отрицательных воздействий транспортных систем и потенциально опасных производств.

Особого внимания заслуживают подземные объекты для следующих целей: водоснабжения, хранения нефти, нефтепродуктов и различных видов горючего газа.

В современных условиях перспективным является строительство подземных атомных электрических станций как одного из направлений развития энергетики и обеспечения безопасности использования ядерной энергии.

В связи с тем, что в мире с каждым годом накапливается все больше вредных отходов различных производств, остро встал вопрос их захоронения в подземном пространстве.

Во многих странах интенсивно развиваются прогрессивные направления подземного строительства. Так, например, подземные железные

дороги, скоростные трамваи и метрополитены, подземные гаражи и автостоянки позволяют уменьшить последствия перенаселенности больших городов, высвободить площади для жилой застройки на поверхности земли и создания дополнительных городских зон отдыха. Глубокие подземные тоннели инженерных систем больших городов позволяют использовать их для различных целей (устройство канализации, водопровода, сбор ливневых вод, транспорт) и на этой основе обеспечить современную систему жизнеобеспечения при освоении подземного пространства городов.

Таким образом, шахтное и подземное строительство — *это область горной науки и производства, которая включает в себя совокупность способов, методов и средств деятельности по проектированию, строительству и реконструкции горно-добывающих предприятий и подземных сооружений различного назначения с целью рационального освоения и использования георесурсов.*

Здесь уместно сделать принципиальное замечание: одновременное использование в горно-технической литературе двух терминов «шахтное строительство» и «подземное строительство» свидетельствует о стремлении подчеркнуть их отраслевую принадлежность. Первый термин обобщенно характеризует инженерную деятельность при строительстве горно-добывающих предприятий, а второй — напротив, подземное строительство, не связанное с извлечением полезных ископаемых. На самом деле и то, и другое — составные части единой сферы деятельности человека, именуемой «горное дело», так как любое проникновение в недра земли — *это горные работы по разведке, подземному строительству или добыче полезных ископаемых.*

К этому следует добавить, что у шахтного и подземного строительства единая научная основа, представляющая собой *совокупность закономерностей поведения сооружений в массиве горных пород, а также технических, экономических и организационных взаимосвязей технологических процессов при строительстве, реконструкции и восстановлении горно-технических объектов.*

Наука, обеспечивающая своими знаниями проектирование и строительство подземных горно-технических объектов, получила название *строительная геотехнология.*

Дисциплина «Шахтное и подземное строительство» состоит из двух крупных взаимосвязанных разделов. Раздел «Строительство горных выработок» включает в себя три части. *Первая часть* является общей для всей дисциплины, так как в ней с единых методических позиций изложены основные понятия и определения, даны характеристика и классификация подземных объектов и условий их строительства, раскрыто содержание основных процессов и производственных операций, различных способов воздействия на породный массив. Приведена методология проектирования, в том числе его организация и методы инженерного проектирования, технико-экономическое обоснование строительства, оптимизация принимаемых решений, проектирование технологии и организации горно-строительных работ.

Во *второй части* рассмотрены основные вопросы технологии строительства вертикальных горных выработок: подготовительный период, горно-проходческие работы в стволе, при расщепке сопряжений и строительстве камер в обычных и сложных горно-геологических условиях, а также работы по углубке стволов.

Третья заключительная *часть* первого раздела посвящена вопросам технологии строительства горизонтальных и наклонных горных выработок. Рассмотрены буровзрывной и комбайновый способы разрушения пород, приведены технологические схемы строительства протяженных и камерных выработок. Особое внимание уделено технологии строительства горизонтальных выработок в сложных гидрогеологических, геомеханических и газодинамических условиях. Все излагаемые положения иллюстрируются примерами лучших отечественных и зарубежных достижений при строительстве подземных горно-технических объектов.

Раздел дисциплины «Строительство подземных сооружений» также состоит из трех частей. *Первая* посвящена вопросам технологии строительства подземных сооружений тоннельного типа. Рассмотрены открытый способ возведения сооружений в котлованах с применением ограждающих конструкций и передвижных крепей. Подробно описана технология строительства тоннелей буровзрывным способом с применением щитов, горно-проходческих комбайнов, тоннелепроходческих машин, а также способ продавливания тоннельных конструкций. Особое внимание уделено новым прогрессивным способам строительства тоннелей, относящимся к категории высоких технологий. Рассмотрено строительство подземных сооружений в условиях плотной городской застройки, в сложных гидрогеологических условиях и под различными водными преградами.

Во *второй части* раздела изложена технология подземных сооружений камерного типа. Особый интерес представляет описание строительства подземных сооружений большого сечения — машинных залов ГЭС и АЭС, стадионов, подземных гаражей. Рассмотрены основы технологии строительства подземных сооружений для хранения нефтепродуктов и сжиженных газов нетрадиционными способами: выщелачиванием и с применением камуфлетного взрывания. В *третьей части* освещены вопросы экологической безопасности подземных сооружений и природоохранные технологии подземного строительства.

Целью изучения дисциплины «Шахтное и подземное строительство» является приобретение студентами знаний и умений, необходимых для самостоятельного творческого решения задач, которые связаны с проектированием и практической реализацией технологических процессов строительства шахт и подземных сооружений.

В результате изучения дисциплины студент *должен иметь представление* о структуре комплексов подземных горно-технических объектов и их функциональном назначении, *знать* методологию проектирования, состав и содержание проектной документации, методы инженерного проектирования, основные процессы и производственные операции, методы и способы ведения горно-строительных работ в обычных

и сложных горно-геологических условиях, способы защиты окружающей среды от вредного воздействия горных работ.

Студент *должен уметь* проектировать форму, конструктивные размеры сечения выработок, технологию горно-строительных работ, разрабатывать отдельные части проектов строительства горных предприятий и подземных сооружений специального назначения, рабочую документацию. Он *должен владеть* профессиональной терминологией, *знать* основные нормативные документы, метрологические правила и стандарты по управлению качеством строительства.

Дисциплину «Шахтное и подземное строительство» изучают на IV курсе, а на V курсе она дополняется дисциплинами по выбору, в зависимости от будущей специализации выпускников. Изучение дисциплины происходит путем прослушивания курса лекций, выполнения лабораторных и практических работ с последующим закреплением полученных знаний при курсовом проектировании и прохождении производственной практики.

Усвоение материала должно быть обеспечено знаниями, приобретенными на предыдущем этапе обучения в результате изучения дисциплин социально-экономического, естественнонаучного и общепрофессионального циклов учебного плана специальности.

Часть I

ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБЪЕКТОВ ШАХТНОГО И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

ГЛАВА 1 ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

1.1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Горная выработка — полость в толще горных пород, образованная в результате ведения горных работ и служащая для разработки месторождений полезных ископаемых, а также для других горнотехнических целей.

В зависимости от угла, составляемого продольной осью выработки с горизонтом, различают выработки вертикальные, наклонные и горизонтальные.

Шахтный ствол — вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля. Верхнюю часть ствола, примыкающую к поверхности и имеющую более прочную крепь, называют *устьем ствола*, а нижнюю часть, расположенную ниже последнего откаточного горизонта, — *зумфом*.

Шахтный ствол, служащий для подъема полезного ископаемого на поверхность, называют *главным стволом* шахты, ствол, служащий для спуска и подъема людей, спуска материалов и оборудования, подъема пустой породы, — *вспомогательным стволом*.

Ствол, по которому с помощью вентилятора свежий воздух нагнетают в подземные выработки шахты или отработанный удаляют из них, называют *вентиляционным*. Вентиляционным стволом может быть как главный, так и вспомогательный.

Шурф — вертикальная (реже наклонная) неглубокая горная выработка обычно прямоугольного сечения, проведенная с поверхности.

На действующих шахтах шурфы используют для вентиляции и спуска материалов на верхние горизонты шахтного поля.

Слепой ствол — вертикальная горная выработка, не имеющая выхода на земную поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ (подъема полезного ископаемого, вентиляции, спуска и подъема людей, спуска материалов и оборудования и других целей). Слепые стволы проходят при вскрытии части шахтного поля, расположенной ниже горизонта, вскрытого выработками, проведенными с поверхности.

Восстающий — вертикальная или наклонная горная выработка, проводимая по восстанию залежи (пласта) и служащая для проветривания, передвижения людей, спуска полезного ископаемого или породы, доставки материалов и оборудования, подачи энергии и воды, а также для разведочных целей.

Штольня — горная выработка, проведенная к месторождению с поверхности горизонтально или с незначительным подъемом, имеющая непосредственный выход на поверхность, предназначенная для обслуживания подземных горных работ. Штольня, как и ствол шахты, может быть главной, вспомогательной, вентиляционной.

Квершлаг — горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по вмещающим породам вкрест простирания месторождения и используемая для транспортирования, вентиляции, передвижения людей, водоотлива, прокладки электрических кабелей и линий связи. В зависимости от назначения или наименования вскрываемой части шахтного поля различают квершлаг откаточные, вентиляционные, этажные, участковые и др.

Штрек — горизонтальная горная выработка, проведенная по простиранию наклонно залегающего месторождения с углом наклона не более $0-3^\circ$ или в любом направлении при горизонтальном его залегании. Штрек, проведенный по полезному ископаемому, называется *пластовым*, а по породе — *полевым*. В зависимости от назначения штреки называют откаточными, вентиляционными, главными, этажными, промежуточными.

Гезенк — вертикальная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и предназначенная для спуска полезного ископаемого под действием собственной массы или в специальных сосудах механическим способом.

Орт — горизонтальная (с углом наклона не более $0-3^\circ$) выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и проведенная вкрест простирания месторождения (при крутом и наклонном падении). Орты проводят при разработке мощных пластов или рудных залежей. Они соединяют пластовые (рудные) штреки, проведенные у кровли висячего и почвы лежащего бока пласта или рудной залежи.

Просек — горная выработка, проводимая обычно в толще полезного ископаемого по простиранию пласта или залежи и предназначенная для проветривания, передвижения людей и транспортирования грузов. Просеки проводят параллельно штрекам; они служат для оконтуривания целиков.

Бремсберг — горная выработка, проведенная, как правило, по направлению восстания пласта или залежи полезного ископаемого и предназначенная для спуска полезного ископаемого на откаточный горизонт этажа или шахты. В зависимости от назначения различают бремсберги капитальные, панельные и участковые. Бремсберг может быть пластовым или полевым.

Уклон — наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для подъема полезного ископаемого. Уклон отличается от бремсберга направлением движения полезного ископаемого.

С к а т — наклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для спуска различных грузов под действием собственного веса.

Х о д о к — горизонтальная или наклонная выработка, оборудованная лестницами или трапами и предназначенная преимущественно для передвижения людей. Ходок обычно проводят параллельно бремсбергу или уклону. Люди могут ходить только по ходкам. Ходками соединяют камеры с откаточными или вентиляционными выработками шахты.

П е ч ь — горная выработка, проводимая по полезному ископаемому, по восстанию пласта или залежи и предназначенная для проветривания, передвижения людей и транспортирования грузов. Печь, проведенная с целью образования очистной выработки, называется *разрезной*.

К а м е р а — горная выработка, имеющая при сравнительно больших поперечных размерах небольшую длину и предназначенная для размещения оборудования, материалов и инвентаря или для санитарных и других целей. В зависимости от назначения камеры бывают насосные, подземной электроподстанции, подземного бункера и т.д.

Л а в а — очистная выработка большой протяженности (от нескольких десятков до нескольких сотен метров), один бок которой образован массивом полезного ископаемого (забоек лавы), а другой — стенкой закладочного материала или обрушенной породой выработанного пространства.

О к о л о с т в о л ь н ы й д в о р — совокупность выработок, служащих для соединения шахтного ствола (стволов) со всеми остальными выработками шахты и для размещения некоторых общешахтных производственных служб (водоотлива, электроподстанции, электровозного гаража, склада противопожарного инвентаря и т.д.).

П о д з е м н о е с о о р у ж е н и е — объект промышленного, культурного, оборонного и коммунального назначения, создаваемый в массиве горных пород под дневной поверхностью.

Т о н н е л ь — горизонтальное или наклонное подземное искусственное сооружение, предназначенное для транспорта, пропуска воды, размещения коммуникаций и других целей. Длина тоннеля обычно значительно превышает его поперечные размеры.

По назначению тоннели бывают нескольких видов.

Гидротехнические тоннели предназначены для перемещения больших объемов воды. К ним относят тоннели гидроэлектростанций, подводящие воду к турбинам и отводящие ее после использования; тоннели водоснабжения, подающие воду для населенных пунктов (иногда на расстоянии в десятки километров); тоннели, используемые для улучшения земель (иригационные и мелиоративные).

Транспортные тоннели предназначены для пропуска автомобильного и железнодорожного транспорта, поездов метрополитена и скоростного трамвая, специальных видов транспорта. Существуют также совмещенные тоннели для нескольких видов транспортных средств и пешеходов, судоходные тоннели и др.

Коммунальные тоннели предназначены для прокладки различных инженерных коммуникаций: электрических кабелей, кабелей связи, теплотетей, водостока, водо- и газопроводов, канализации.

Горно-промышленные тоннели обслуживают предприятия, добывающие полезные ископаемые.

К тоннелям специального назначения относят подземные автостоянки и гаражи тоннельного типа, тоннели для научных исследований (например, ускорители заряженных частиц, тоннели для аэродинамических испытаний), тоннели оборонного характера.

Камерная выработка — горная выработка, имеющая при сравнительно больших поперечных размерах небольшую длину.

По назначению камерные выработки бывают: хозяйственные (аграрные предприятия, хранилища, склады, гаражи, автостоянки); объектов гидроэнергетики (машинные залы, насосные станции); социального назначения (библиотеки, спортзалы, кинозалы, бассейны, больницы, музеи, научные центры); экологического назначения (хранилища-могильники для радиоактивных отходов и вредных веществ, опасные производства); оборонного назначения.

Проведением горной выработки называют комплекс работ, включающий выемку, погрузку и транспортирование горной массы, возведение крепи, наращивание транспортных устройств и коммуникаций, обеспечивающих определенную скорость продвижения забоя.

Строительством горной выработки называют комплекс работ, выполнение которых обеспечивает ее готовность к сдаче в эксплуатацию согласно техническому проекту. В состав комплекса входят подготовительные работы, проведение самой выработки и заключительные работы для сдачи ее в эксплуатацию.

Обычные условия проведения горной выработки — условия, при которых вмещающие породы допускают обнажение забоя выработки до возведения крепи без специальных методов или устройств для его поддержания и обеспечения безопасных условий труда проходчиков.

Сложные условия проведения горной выработки — условия, при которых горно-строительные работы следует сопровождать соответствующей подготовкой окружающего массива или организационно-техническими мероприятиями, позволяющими устранить или снизить отрицательные воздействия среды на показатели проходческих работ и устойчивое состояние выработки.

Проходческим циклом называют совокупность основных и вспомогательных процессов, при однократном выполнении которых за определенное время забой выработки подвигают на установленную величину.

Время выполнения одного цикла работ называют *продолжительностью цикла*. Скорость проведения выработки зависит от числа циклов, выполненных за месяц при одинаковом подвигании забоя за один цикл.

Проведение горных выработок обычно осуществляют по заранее разработанному графику цикличности, обеспечивающему высокую скорость проведения при комплексной механизации работ и увеличение производительности труда.

На графике цикличности изображают последовательность и длительность всех процессов цикла.

1.2. КЛАССИФИКАЦИЯ ОБЪЕКТОВ ШАХТНОГО И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

Выбор архитектурно-планировочных решений, способа строительства, вида конструкции, гидроизоляции, систем кондиционирования воздуха и т.п. зависит в основном от свойств массива вмещающих горных пород и назначения подземного сооружения.

Все подземные объекты могут быть отнесены к четырем важнейшим группам:

1. *Хозяйственного назначения:* энергетические и горно-промышленные комплексы, промышленные предприятия, транспортные магистрали, аграрные предприятия, хранилища, склады, гаражи, автостоянки;
2. *Социального назначения:* библиотеки, спортзалы, кинозалы, магазины, рестораны, бассейны, больницы, музеи, научные центры;
3. *Экологического назначения:* хранилища-могильники для радиоактивных отходов и вредных веществ, опасные производства;
4. *Оборонного назначения.*

Одна из наиболее крупных подгрупп подземных объектов — сооружения, в которых осуществляют добычу твердых полезных ископаемых. Значительна доля подземных объектов, служащих транспортными магистралями, — железно- и автодорожные тоннели, тоннели и станции метрополитена, а также сооружений: для перемещения воды (гидротехнические тоннели), нефти (магистральные нефтепроводы), природного газа (магистральные газопроводы), различных грузов (трубопроводы). Растет число подземных объектов тепло- и энергоснабжения и других производств.

Особое значение приобретает строительство подземных АЭС и ГАЭС, увеличение стоимости которых (на 30—35%) по сравнению с наземными компенсируется повышенной надежностью при авариях, стойкостью к сейсмическим воздействиям, защищенностью от средств нападения. Проектные мощности современных подземных АЭС достигают 1,3 тыс. МВт.

Предприятия по производству продуктов питания в подземных условиях размещают, главным образом, в горных выработках отработанных шахт, где особенно эффективно выращивание шампиньонов (общее мировое производство около 1 млн т/год), овощных культур, цветов, а также рыбы.

Подземные хранилища промышленных товаров устраивают в горных выработках, сечения которых позволяют применять средства механизации для внутрискладских работ, а также в таких, где экономически целесообразно поддерживать постоянную относительную влажность воздуха. Важной предпосылкой устройства крупных складов в отработанных шахтах является выбор варианта вскрытия штольнями, что позволяет в дальнейшем использовать для перемещения грузов магистральные железнодорожный или автомобильный транспорт. Площадь современных хранилищ в подземных сооружениях достигает нескольких десятков тысяч квадратных метров. Так, склад медикаментов в штате Миссури (США) занимает площадь 18,5 тыс. м².

Стабильность температуры и влажности окружающей среды, высокая пожарная безопасность, удобство охраны и т.п. послужили основой размещения в подземных сооружениях (возводимых как в обычных, так и в многолетнемерзлых породах) хранилищ скоропортящихся пищевых продуктов. При активном режиме складирования, когда ежегодно перерабатывают большое количество продуктов и материалов, для хранилищ обычно используют горизонтальные горные выработки, имеющие непосредственную транспортную связь с поверхностными железнодорожными или автомобильными коммуникациями. Одно из крупнейших подземных сооружений подобного рода — склад-холодильник вблизи Канзас-Сити (США), размещенный в выработках, проведенных по известнякам из бортов отработанных карьеров (полезная площадь около 5 га).

Подземными сооружениями, приспособленными под подземные хранилища нефти, газа и их производных, наряду с природными геологическими структурами служат специальные горные выработки, проводимые в газонепроницаемых породах (в том числе многолетнемерзлых), выработки отработанных шахт, в том числе камеры рассолопромыслов, полости в пластичных глинах, создаваемые взрыванием камуфлетных зарядов, а также соляных отложениях после выщелачивания полезного ископаемого. Преимущества подобных подземных сооружений перед наземными резервуарами следующие: уменьшение потерь от испарения, низкая пожароопасность, защищенность от внешних воздействий, высокая технико-экономическая эффективность и др. Эффективность подземного хранилища возрастает с увеличением его вместимости (особенно свыше 40 тыс. м³).

Эффективность размещения гаражей и автостоянок под землей обусловлена экономией городской территории как за счет площадей, необходимых для строительства самих сооружений, так и за счет сокращения их защитных зон.

Подземные лечебные учреждения располагают в выработках большого поперечного сечения (камеры) отработанных шахт. Целесообразность создания подземных медицинских учреждений подобного рода обусловлена относительным постоянством давления, влажности и температуры воздуха, ограниченным воздействием магнитного поля, отсутствием бактериальной флоры, солнечной радиации, шума, наличием естественной ингаляции (благодаря насыщенности среды химическими элементами).

Размещение в подземных сооружениях научно-исследовательских объектов эффективно благодаря высоким экранирующим свойствам массивов горных пород, хорошей сейсмостойкости помещений. Создают подобные учреждения на базе вторично используемых или специально проводимых выработок.

Для подземного захоронения вредных отходов наиболее эффективны соляные формации, гранитные массивы, плотные глины. Подземные сооружения этого рода включают буровые скважины (используемые для закачки), участки в непригодных для использования водоносных горизонтах и тому подобных геологических структурах или выработки отработанных шахт.

Особое место среди подземных сооружений занимают объекты оборонного назначения, которые создают в специально проводимых выработках стволового типа, подземная камера для единичных, так и соединяемых горизонтальными выработками. Для этих же целей иногда используют естественные полости в земной коре.

1.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ШАХТНОГО И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ СТВОЛА, ТИПИЗАЦИЯ СЕЧЕНИЙ СТВОЛОВ

Размеры поперечных сечений главных стволов определяют в зависимости от размеров подъемных сосудов (скипов или клетей), их числа и расположения в стволе, типа проводников и расстрелов, а также размеров лестничного и трубокабельного отделений. Размеры сечений вспомогательных стволов зависят от размеров скипов с учетом зазоров между ними, расстрелами и крепью ствола, которые установлены Правилами безопасности в угольных шахтах (в дальнейшем ПБ).

Для определения типа и числа скипов, размещаемых в стволе, необходимо знать величину поднимаемого груза, которую определяют следующим образом.

Производительность подъема, т/ч,

$$Q_{\text{ч}} = \frac{k_{\text{н}} A_{\text{г}}}{Nn},$$

где $k_{\text{н}}$ — коэффициент неравномерности работы подъема, равный 1,15; $A_{\text{г}}$ — производственная мощность шахты (рудника), т/год; N — число рабочих дней в году (при проектировании новых и реконструкции действующих шахт $N=305$); n — продолжительность работы подъема в сутки, $n = 18$ ч.

Наибольшая скорость движения загруженного скипа по стволу, м/с,

$$V \leq 0,4 \sqrt{H},$$

где H — высота подъема, м, $H = H_{\text{ст}} + h_{\text{п}}$; $H_{\text{ст}}$ — глубина ствола шахты, м; $h_{\text{п}}$ — высота приемной площадки над устьем ствола, м.

Средняя скорость движения скипа, м/с,

$$V_{\text{ср}} = \frac{V}{1,4}.$$

Продолжительность движения скипа по стволу с учетом ускорения и замедления, с,

$$t_{\text{с}} = \frac{H}{V_{\text{ср}}} + 25.$$

Продолжительность одного цикла подъема, с,

$$t = t_c + \Theta,$$

где Θ — продолжительность паузы на загрузку и разгрузку скипа, зависящая от его грузоподъемности. Для скипов грузоподъемностью до 8 т $\Theta = 8$ с, а свыше 8 т — 10 с.

Число подъемов за 1 ч

$$n_1 = \frac{3600}{t}.$$

Грузоподъемность скипа, т,

$$q_c = \frac{Q_n}{n_1}.$$

Вместимость скипа, м³,

$$V_c = \frac{q_c \Psi}{\gamma},$$

где Ψ — коэффициент разрыхления полезного ископаемого или породы; γ — плотность полезного ископаемого или породы в массиве, т/м³.

По полученному значению q_c или V_c принимают ближайший типовой скип и его размеры в поперечном сечении. Параметрический ряд угольных скипов: 11; 15; 20; 25; 35 м³; породных скипов: 5; 7; 9,5; 11; 15 м³.

Размеры сечения главных стволов, предназначенных для спуска (подъема) людей и спуска материалов и оборудования, зависят от размеров пола клетей, а также лестничного и трубокабельного отделений в стволе.

Тип, число и суммарная площадь пола клетей должны обеспечить такое размещение людей, чтобы продолжительность спуска (подъема) смены подземной группы рабочих на шахте была не более 30 мин.

Число рабочих, спускаемых (поднимаемых) в клеть, определяют из условия размещения на 1 м² пола клетки пяти рабочих.

Продолжительность спуска (подъема) клетки, с,

$$t_k = t_1 + t_0,$$

где t_1 — время движения клетки по стволу, с, оно может быть определено так же, как и при скиповом подъеме, но при этом скорость движения клетки не должна превышать 12 м/с; t_0 — продолжительность посадки людей в клеть, с.

При подъеме всей смены подземных рабочих необходимо соблюдать условие:

$$\frac{3600 M t_k}{m'} \leq 0,5,$$

где m' — число рабочих, спускаемых (поднимаемых) в клеть одновременно; M — число рабочих, занятых на подземных работах в шахте в смену, зависящее от сменной добычи полезного ископаемого $A_{см}$ и производительности одного подземного рабочего в смену $P_{см}$, т.е. $M = A_{см}/P_{см}$.

Допускаемые минимальные зазоры между подъемными сосудами и крепью ствола согласно ПБ должны быть равны 150 мм при металлической армировке и 200 мм при смешанной и деревянной. Зазор между встречными движущимися сосудами должен составлять не менее 300 мм.

Размеры лестничного отделения определяют в зависимости от размеров лазов в полках длиной 0,7 и шириной 0,6 м при расстоянии основания лестниц от стенки ствола не менее 0,6 м.

Размеры трубокабельного отделения зависят от числа, диаметра и способа крепления труб и кабелей к стенкам ствола или расстрелам.

Зная размеры подъемных сосудов, расстрелов, проводников, направляющих башмаков на подъемных сосудах и требуемые ПБ минимальные зазоры между ними, можно графически определить размеры подъемных и трубокабельных отделений, а следовательно, и размеры поперечного сечения ствола в свету в целом.

Определив таким образом размеры сечения ствола, принимают ближайшее большее типовое сечение (рис. 1.1).

На шахтах горнодобывающей промышленности средней производительности (1–1,5 млн т/год) принимают в основном стволы диаметром в свету 6–6,5 м, на шахтах большой производственной мощности (2,4–3,5 млн т/год) — 7–8 м. Стволы диаметром менее 6 м обычно располагают на флангах шахтного поля и используют для вентиляции, спуска материалов в шахту и как запасной выход. В транспортном и гидротехническом тоннелестроении применяют стволы диаметром в свету 5–6 м. На гидроэлектростанциях шинные и подъемные стволы имеют диаметр в свету 4,5–5,5 м, а уравнильные — 10–15 м.

В табл. 1.1 приведены основные данные параметрического ряда сечений, расположения армировки стационарных подъемов клетевых, а в табл. 1.2 — то же для скиповых стволов.

В городском подземном строительстве при проходке коллекторных тоннелей и тоннелей метрополитена диаметр стволов определяют по габаритам проходческих щитов, монтируемых в стволе, м,

$$D_{\text{св}} = \sqrt{D_{\text{щ}}^2 + L_{\text{щ}}^2} + m_{\text{щ}},$$

где $D_{\text{св}}$ — диаметр ствола в свету, м; $D_{\text{щ}}$ — диаметр проходческого щита, м; $L_{\text{щ}}$ — длина щита, м; $m_{\text{щ}}$ — зазор между стенкой ствола и щитом, м.

Обычно диаметр ствола в этом случае принимают 5,5–7 м, а иногда до 12 м.

Стволы больших диаметров (20–40 м) применяют при строительстве обогатительных фабрик (подземные камеры дробления), насосных перекачных станций, для фундаментов кузнечно-прессового оборудования, в доменном производстве, на объектах специального назначения.

Определив графически размеры сечения ствола и приняв типовое сечение, необходимо проверить его по скорости движения воздуха, которая не должна превышать норм, установленных ПБ. Максимально допустимую скорость движения воздуха по стволу определяют в зависимости от его назначения: в стволах для спуска (подъема) людей и груза она

Таблица 1.1

Диаметр ствола, м	Схема армировки	Число подъемов	Число клетей	Подъем	Глубина ствола, м
6		1	2	Одноканатный	600
6		1	1	То же	1000
6,5		1	2	Одно- и многоканатный	1200
7		2	2	То же	1200
7		2	2	..	1200
8		2	3	..	1200

равна 8 м/с, только груза — 12, в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемом, — 15 м/с.

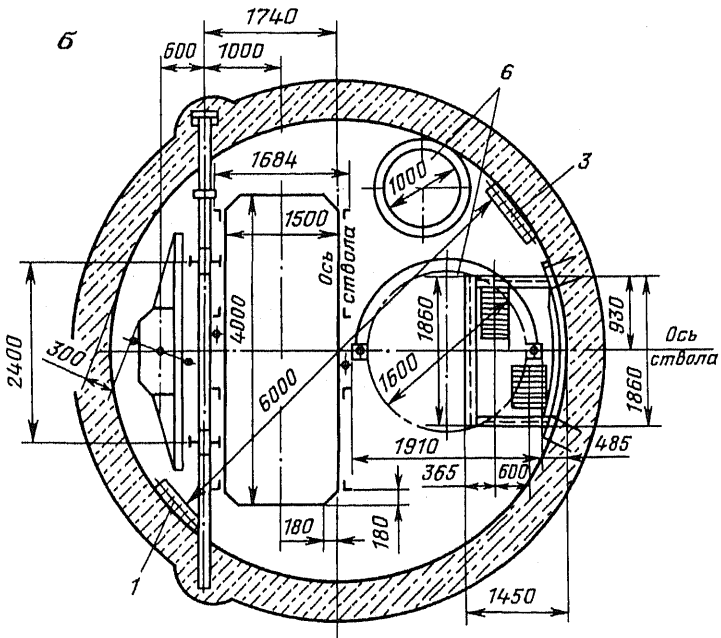
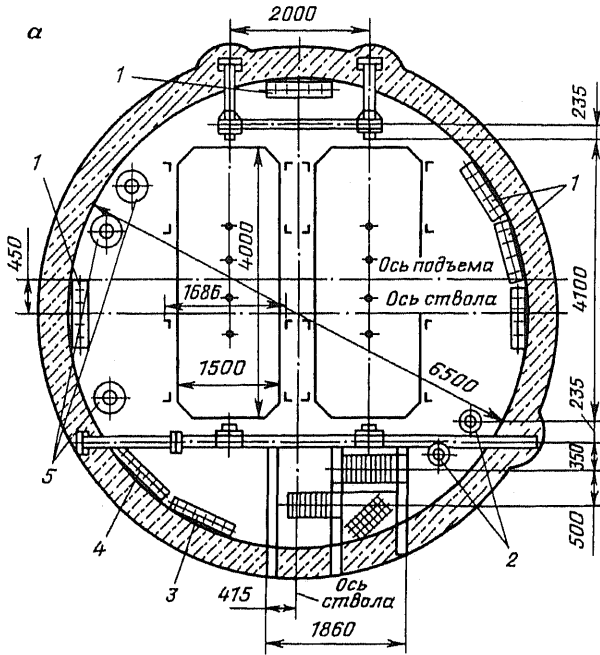
Скорость движения воздуха по стволу определяют по формуле, м/с,

$$V_v = \frac{Q}{S \phi} \leq [V_v],$$

где Q — объем воздуха, подаваемого по стволу в единицу времени, м³/с; ϕ — коэффициент, учитывающий часть сечения ствола, занимаемую армировкой и лестничным отделением, при круглой форме сечения равный 0,8; $[V_v]$ — допустимая скорость движения воздуха, м/с.

Рис. 1.1. Типовые сечения вертикальных стволов шахт, оборудованных двумя клетями (а), клетью с противовесом (б), двумя скипами и скипом с противовесом (в), четырьмя скипами (г), клетью с противовесом и двумя скипами (д), двумя клетями и двумя скипами (е):

1 — силовые кабели; 2 — трубы диаметром 150 мм для противопожарного водоснабжения; 3 — сигнальные кабели; 4 — телефонные кабели; 5 — трубы диаметром 250 мм для водоотлива; 6 — возможное размещение проходческой бады и вентиляционной трубы на период строительства; 7 — скипы для полезного ископаемого вместимостью 25 или 50 м³; 8 — трубы диаметром 350 мм для сжатого воздуха; 9 — скип для породы вместимостью 9,5 или 11 м³; 10 — трубы диаметром 250 мм для дегазации; 11 — угольно-породные скипы вместимостью 15 или 20 м³; 12 — скипы; 13 — клеть; 14 — инспекторский подъем; 15 — противовес клетки; 16 — лестничное отделение; 17 — противовес скипов



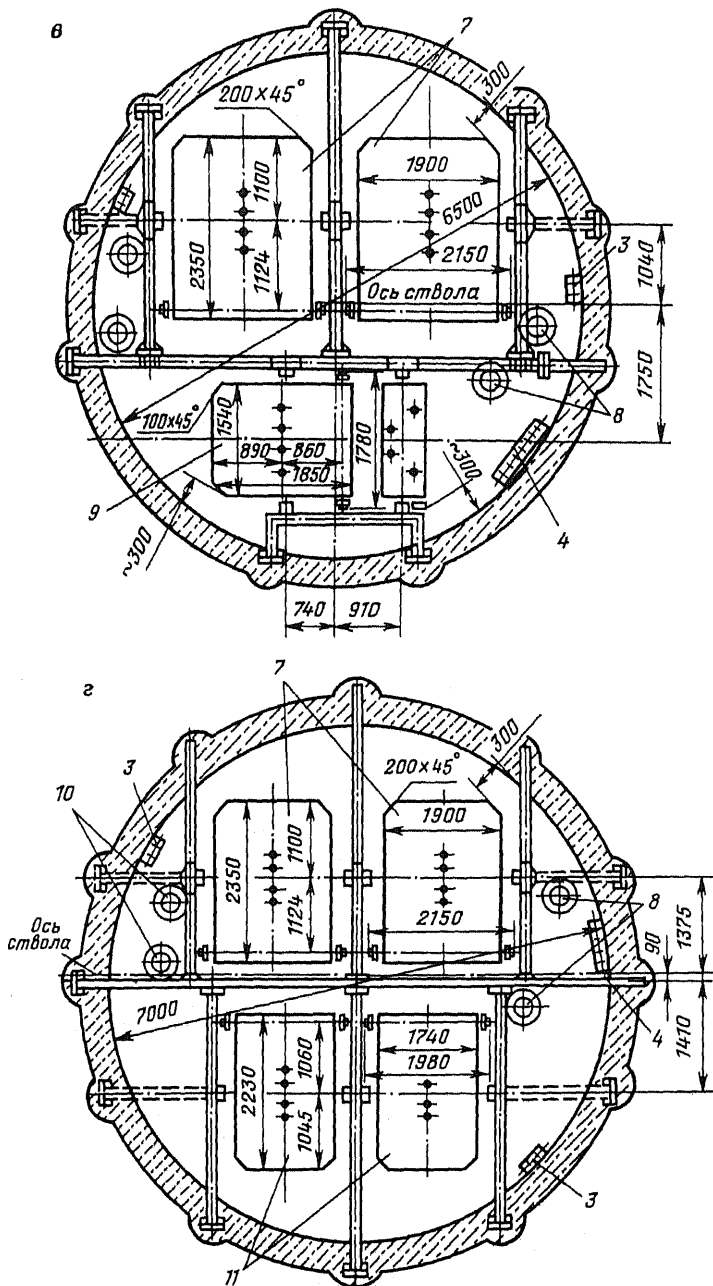


Рис. 1.1. Продолжение

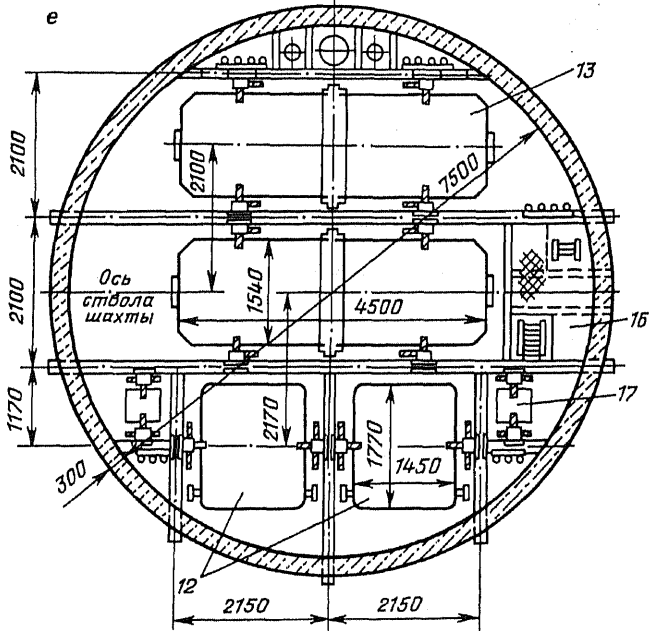
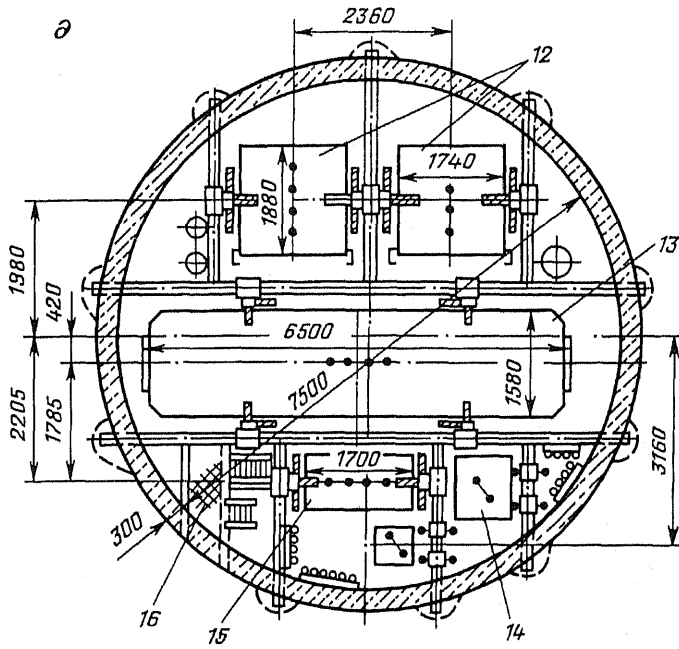


Таблица 1.2

Диаметр ствола, м	Схема армировки	Число подъемов	Подъемные сосуды	Подъем	Глубина ствола, м
6		Угольный 1	2 скипа вместимостью 11, 15 или 20 м ³	Одно-канатный	600
		Породный 1	1 скип вместимостью 5, 7, 9,5 или 11 м ³		
6,5		Угольный 1	2 скипа вместимостью 25 или 35 м ³	Много-канатный	1200
		Породный 1	1 скип вместимостью 9,5 или 11 м ³		
6,5		Угольный 1	2 скипа вместимостью 25 или 35 м ³	То же	1200
		Породный 1	1 скип вместимостью 9,5 или 11 м ³		
7		Угольных 2	2 скипа вместимостью 11, 15 или 20 м ³	Одно-канатный	600
		Породный 1	1 скип вместимостью 5, 7, 9,5 или 11 м ³		
7		Угольный 1	2 скипа вместимостью 11, 15 или 20 м ³	Одно- и многоканатный	600 и 1200
		Угольно-породный 1	2 скипа вместимостью 11, 15 или 20 м ³		
7		Угольный 1	2 скипа вместимостью 25 или 35 м ³	Много-канатный	1200
		Угольно-породный 1	2 скипа вместимостью 11, 15 или 20 м ³		
7,5		Угольных 2	2 скипа вместимостью 11, 15 или 20 м ³	Одно-канатный	600
		Породный 1	1 скип вместимостью 11 или 15 м ³		
7,5		Угольных 2	3 скипа вместимостью 25 или 35 м ³	Много-канатный	1200
		Породный 1	1 скип вместимостью 9,5, 11 или 15 м ³		
8		Угольных 2	3 скипа вместимостью 25 или 35 м ³	То же	1200
		Породный 1	1 скип вместимостью 11 или 15 м ³		

Объем воздуха, м³/с, подаваемого по стволу, в зависимости от категории шахты (рудника) по газу, определяют из выражения

$$Q = \frac{100 A_c q}{24 \cdot 60 \cdot 60 d}$$

где A_c — количество добытого угля, т/сут; q — относительная газообильность пород угля, м³/т; d — допустимая концентрация газа (СН₄) на исходящей струе, %, $d = 1\%$.

Ниже приведены значения q в зависимости от категории шахты по газу.

Категория шахты	Негазовая	I	II	III	Сверхкатегорийная
Относительная газообильность, м ³ /т суточной добычи	<2	2-5	5-10	10-15	>15

Если по расчету $V_b > [V_b]$, то необходимо увеличить размеры сечения ствола до значений, при которых выполняется условие $V_b < [V_b]$.

Прибавив толщину крепи к диаметру ствола в свету, вычислим сечение ствола вчерне $S_{вч}$. Площадь сечения ствола в проходке $S_{пр} = (1,03 - 1,05)S_{вч}$.

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ДВОРОВ

При вскрытии месторождений полезного ископаемого обычно предусматривают центрально-сдвоенное расположение стволов, из которых один ствол оборудуют скиповыми и клетевыми подъемами для выдачи угля или руды и породы и второй ствол — клетевым подъемом для спуска и подъема людей, материалов и оборудования.

Основные положения при проектировании околоствольных дворов следующие:

1. Расположение стволов принимают с учетом размещения железнодорожной станции, а также комплекса основных зданий и среди них, в первую очередь, здания подъемных машин и зданий погрузочных устройств. При расположении железнодорожной станции перпендикулярно к продольной оси подъемных клетей расстояние между осями клетевого и скипового стволов принимают равным 70—80 м, а между осями стволов, перпендикулярными к продольной оси клетей, — 20—25 м (рис. 1.2, а).

Если ось железнодорожной станции параллельна продольной оси подъемных клетей, стволы располагают на одной линии с расстоянием между их осями 85—90 м (рис. 1.2, б);

2. Конфигурацию околоствольного двора в основном определяют условия вскрытия месторождения. В современной практике шахтного строительства наибольшее применение имеют круговые околоствольные дворы, реже — петлевые. Сравнив эти два типа околоствольных дворов, можно установить, что петлевые околоствольные дворы более компактны и имеют меньшую протяженность транспортных выработок, а также меньшее число сопряжений, но более сложные маневровые операции на выходных транспортных путях при сопряжении с квершлагом, вскрывающим свиту пластов. Круговые околоствольные дворы обеспечивают отсутствие встречных потоков и большую пропускную способность;

3. Путевую вместимость околоствольного двора изменяют в зави-

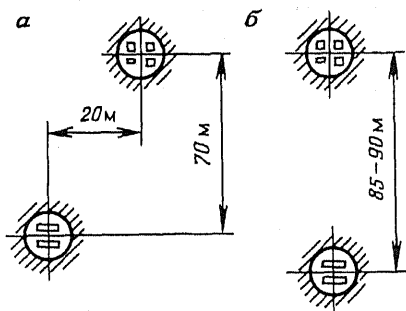


Рис. 1.2. Взаимное расположение стволов

симости от производственной мощности шахты и принятого типа транспорта. С увеличением производственной мощности шахты путевую вместимость выработок увеличивают, но еще большее влияние на нее оказывает тип применяемых вагонеток.

Производственная мощность шахты, т/сут	5000	6000	8000	10 000
Путевая вместимость выходной и входной ветвей клетевого подъема при применении вагонеток, м:				
ВД-4	10	12	16	20
ВД-2,5	16	20	26	32

При применении вагонеток типа УВГ путевая вместимость входной и выходной ветвей клетевого подъема может быть принята из расчета размещения 15—25 вагонеток;

4. Суммарный грузопоток через околоствольный двор угольных шахт при вскрытии вертикальными стволами с клетевым подъемом состоит из грузопотоков угля, породы и материалов. Количество выдаваемой породы колеблется в широких пределах. Так, в Донбассе оно составляет в среднем 20%, а в других угольных бассейнах (Кузнецкий, Карагандинский) 10—20%, и материалов 3—8% от числа вагонеток с углем, поступающих на околоствольный двор;

5. Для обеспечения независимой работы подземного транспорта и скиповых подъемов необходимо предусматривать значительную вместимость бункеров для приема угля и породы;

6. Радиусы закруглений транспортных выработок принимают в зависимости от типа электровоза. При применении аккумуляторных электровозов 8АРП и 12АРП радиусы закруглений принимают равными 12 и 20 м соответственно, при въездах в камеры с пониженной скоростью движения (не более 1,5 м/с) — 8 и 15 м.

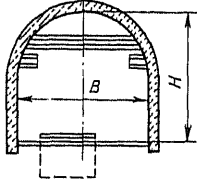
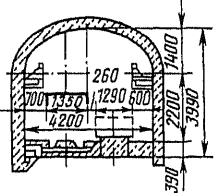
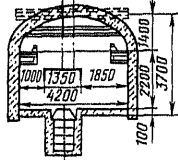
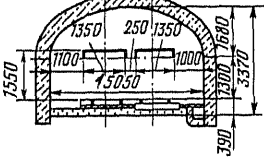
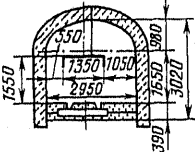
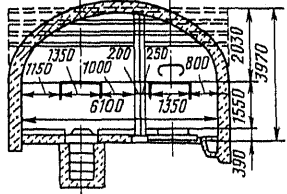
7. Уклоны на отдельных участках транспортных выработок различны. Величину уклонов с самокатным движением вагонеток определяют на основании удельного сопротивления их движению.

Для обеспечения достаточной скорости стока шахтных вод уклоны дна водоотводных канавок принимают равными не менее 0,003, а уклоны водоотводных канавок для стока воды из выработок самого околоствольного двора — не менее 0,002;

8. Учитывая большие сроки эксплуатации и напряженный режим работы транспортных и других выработок и камер околоствольных дворов, необходимо предусматривать достаточные размеры целиков между выработками. Ширину целиков между основными транспортными выработками в условиях угольных шахт обычно принимают равной 50—60 м, а для вспомогательных выработок и камер — 25—30 м. В отдельных случаях при наличии слабых пород или геологических нарушений размеры целиков могут быть увеличены;

9. Площадь сечения транспортных выработок следует определять при соблюдении требований ПБ. Площадь сечения камер, ходков, заездов и других выработок околоствольного двора определяют в зависимости от назначения и оборудования, размещаемого в камерах. В табл. 1.3 при-

Таблица 1.3

Камеры	Площадь сечения камеры в свету, м ²	Форма и размеры поперечного сечения
<p>Насосные:</p> <p>на 3 насоса: МС-50; МС-100; ОМС-6 (низковольтные электродвигатели)</p> <p>МС-100; 6МС-6; МС-150; АЯП-150 (высоковольтные электродвигатели)</p> <p>8МС; АЯП-150; АН-300</p> <p>на 5-8 насосов: 8МС-7</p>	<p>8</p> <p>11,2</p> <p>15,7</p> <p>20,5</p>	
<p>Депо для аккумуляторных электровозов 8РП-900; 12РП-900 и 12АРП-900</p> <p>Зарядные</p>	<p>13,8</p> <p>13,8</p>	
<p>Ремонтная мастерская</p>	<p>13,8</p>	
<p>Стоянка запасных электровозов</p>	<p>14,2</p>	
<p>Депо для контактных электровозов 7КР-900; 10КР-900 и 14КР-900 в обособленной выработке</p>	<p>13,8</p>	
<p>Ходок в депо</p>	<p>7,4</p>	
<p>Депо на расширении выработки</p>	<p>19,6</p>	

Камеры	Площадь сечения камеры в свету, м ²	Форма и размеры поперечного сечения
Преобразовательная подстанция	10,9	
Центральная подстанция	10,9	
Вспомогательные камеры: противопожарное депо	19	
ожидания, медпункт, горноспасательная	7,4	
Ходки: водотрубный	7,4	
горизонтальные	5,1	
Заезды в депо электровозов и противопожарную камеру	7,4	

ведены унифицированные сечения камер и других выработок околоствольных дворов;

10. Обычно принимают сводчатую форму сечения выработок и камер; форму свода — коробовую или круговую. При больших сечениях камер (например, закругленная насосная камера или многопутная выработка) в недостаточно устойчивых породах принимают замкнутую форму;

11. Крепь выработок и камер выбирают в зависимости от размеров сечения, горно-геологических условий, срока эксплуатации околоствольного двора и др.

В практике строительства околоствольных дворов применяют крепи из монолитного бетона, металлобетона и железобетона.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ФОРМЫ И РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Для надежной эксплуатации выработок необходимо обеспечить условия беспрепятственного транспортирования грузов, безопасного передвижения людей, а также необходимый режим проветривания.

Минимальный размер площади поперечного сечения в свету:

- главных откаточных и вентиляционных выработок, людских ходков для механизированной перевозки — $9,0 \text{ м}^2$ при минимальной высоте от почвы до крепи $1,9 \text{ м}$;

- участковых вентиляционных, промежуточных, конвейерных и аккумулялирующих штреков, участковых бремсбергов и уклонов — $6,0 \text{ м}^2$ при минимальной высоте $1,8 \text{ м}$;

- участковых выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, людских ходков, не предназначенных для механизированной перевозки людей, — $4,5 \text{ м}^2$ при минимальной высоте $1,8 \text{ м}^2$;

- вентиляционных просеков, печей, косовичников и других выработок — $1,5 \text{ м}^2$.

Минимальные площади поперечных сечений главных откаточных и вентиляционных, участковых вентиляционных, промежуточных и конвейерных штреков, участковых бремсбергов и уклонов, введенные в действие до 1987 г., для различных видов крепи приведены в ПБ в угольных шахтах.

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок определяют в зависимости от основных размеров транспортного оборудования, принятого для выдачи горной массы, а также другого оборудования (силовые кабели, трубопроводы и др.) и числа рельсовых путей. Обычно размеры сечения откаточных выработок (штреков) определяют из условия размещения двух путей, а квершлагов и полевых штреков — одного или двух путей, что зависит от величины грузооборота, принятого способа транспортирования и длины выработки.

Горизонтальные выработки, по которым транспортируют грузы, должны иметь расстояния (зазоры) между крепью или размещенным в выработках оборудованием и трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава не менее $0,7 \text{ м}$ (для прохода людей), а с другой стороны — не менее $0,25 \text{ м}$ при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной и бетонной крепи и $0,2 \text{ м}$ при сплошной бетонной, каменной и железобетонной крепи.

Ширина прохода для людей должна составлять не менее $0,7 \text{ м}$, а высота выработки не менее $1,8 \text{ м}$ от почвы (рис. 1.3, а). Проходы для людей на всем протяжении выработок должны быть на одной и той же стороне.

Зазор между наиболее выступающими кромками габаритов встречных электровозов (вагонеток) должен быть не менее $0,2 \text{ м}$, указанные зазоры должны быть выдержаны также и на закруглениях (рис. 1.3, б).

На двухпутных участках выработок околоствольных дворов и во всех других двухпутных выработках в местах, где производят маневровые работы, а также сцепку и расцепку вагонеток или составов, у стационарных

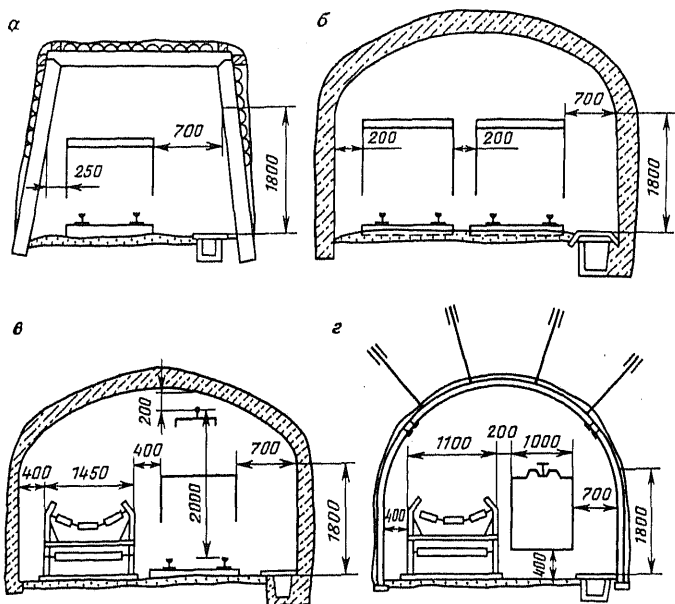


Рис. 1.3. Формы поперечных сечений горных выработок и величина допустимых зазоров

погрузочных пунктов производительностью 1000 т/сут и более, а также в однопутных околоствольных выработках клетевого ствола зазоры должны составлять 0,7 м с обеих сторон.

Проход между путями в двухпутных выработках запрещен. В местах посадки людей в пассажирские поезда по всей их длине проход должен быть шириной не менее 1 м между крепью и наиболее выступающими частями поезда со стороны посадки, а при двусторонней посадке — с обеих сторон.

В выработках, оборудованных конвейерной доставкой, ширина прохода по высоте конвейера должна составлять с одной стороны не менее 0,7 м, а с другой — 0,4 м. Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка должно быть не менее 0,5 м, а у натяжных и приводных головок — не менее 0,6 м.

В горизонтальных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, зазоры между крепью и конвейером на высоте конвейера и между конвейером и подвижным составом должны быть не менее 0,4 м, а между крепью и подвижным составом — 0,7 м на высоте 1,8 м от почвы (рис. 1.3, в).

В наклонных выработках, оборудованных конвейерами и рельсовыми путями, в зависимости от вида крепи зазоры между крепью и конвейером должны составлять 0,7 м, между конвейером и подвижным составом — 0,4 м, подвижным составом и крепью — 0,2–0,25 м.

При монорельсовом транспорте расстояние между днищем сосуда или нижней кромкой перемещаемого груза и почвой выработки должно быть не менее 0,4 м. Зазоры между наиболее выступающей частью грузового контейнера и крепью со стороны свободного прохода должны быть не менее 0,7 м, а с другой — 0,2 м (рис. 1.3, *г*).

Боковой зазор между крепью выработки или выступающей частью оборудования и осью каната при дорогах кресельного типа на высоте зажима подвески должен составлять не менее 0,6 м, а зазор между осью каната и конвейером (при совмещении с ним канатной дороги) — не менее 1 м.

При локомотивной откатке высота подвески контактного провода должна составлять не менее 2 м от головки рельсов. Допустимо подвешивание контактного провода на высоте не менее 1,8 м от головки рельсов при перевозке людей по выработкам или при наличии отдельных выработок (отделений) для передвижения людей. На посадочных и погрузочно-разгрузочных площадках, а также в местах пересечения выработок, по которым передвигаются люди, с выработками, где применяют электро-возную откатку, высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 м. Контактный провод в околоствольном дворе на участке передвижения людей до места их посадки в вагонетки должен быть подвешен на высоте не менее 2,2 м, а в остальных выработках околоствольного двора — не менее 2 м от головки рельсов. В местах подвески расстояние от контактного провода до верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м.

На основных откаточных выработках, в уклонах и бремсбергах при использовании вагонеток вместимостью до 2 м³ следует проектировать рельсы Р-24; при большей вместимости вагонеток — рельсы Р-33 и Р-38.

В промежуточных и вентиляционных штреках допустимо использование рельсов Р-18.

Шпалы применяют деревянные, а в капитальных выработках железобетонные. Деревянные шпалы делают из бруса толщиной 110–130 мм с шириной нижней постели 180–240 мм. Длина шпал при колее 600 и 900 мм составляет 1100 и 1400 мм. Железобетонные шпалы имеют толщину 110–145 мм с шириной нижней постели 190–220 мм. Шпалы укладывают на устроенном полотне с последующей балластировкой, причем погружают их в балласт на 2/3 толщины, слой балласта под шпалами должен составлять не менее 90 мм.

Горизонтальные выработки при локомотивном транспорте должны иметь уклон в продольном направлении к стволу шахты не более 0,005, а в поперечном (в сторону водоотливной канавки) — 0,01–0,02.

В выработках устраивают водоотливные канавки, размеры их сечения зависят от величины притока воды, а конструкция — от вида крепи выработки. В устойчивых породах при рамной крепи выработок канавку не закрепляют (рис. 1.4, *а*). В менее устойчивых породах, склонных к размыванию, канавку закрепляют деревом (рис. 1.4, *б*) или укладывают железобетонные желоба (рис. 1.4, *в*). При монолитной бетонной крепи канавку также крепят бетоном (рис. 1.4, *г*). Для прохода людей и предохранения канавок от засорения их перекрывают щитом:

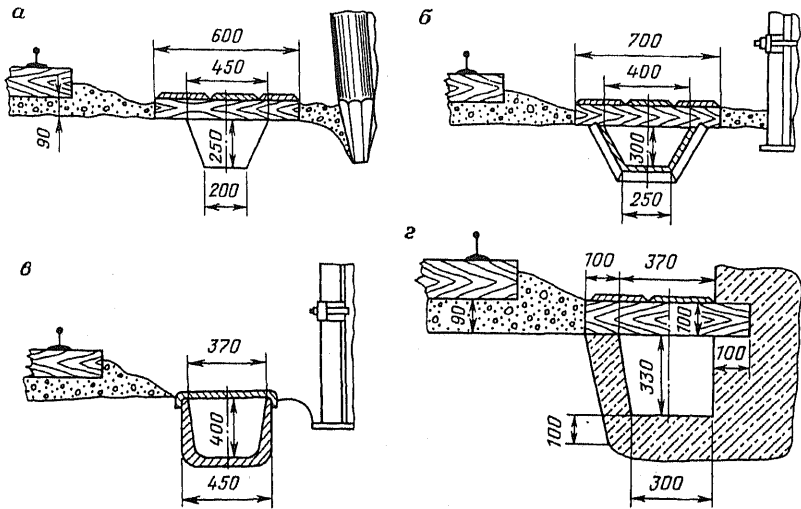


Рис. 1.4. Водоотливные канавки

В соответствии с выбранной формой выработки, принятым типом транспортных средств и установленными ПБ величинами зазоров определяют размеры и площадь поперечного сечения выработки. В табл. 1.4 приведены расчетные формулы для определения размеров сечений выработок различных форм.

Таблица 1.4

Параметры	Расчетные формулы	Схема сечения выработки
<i>Трапециевидная форма сечения выработки</i>		
Высота подвижного состава от головки рельсов	h	
Ширина подвижного состава	A	
Высота от балластного слоя до головок рельсов	h_a	
Высота выработки от балластного слоя до уровня верхней кромки подвижного состава	h'	
Высота от почвы до головок рельсов	h_b	
Высота подвески контактного провода от уровня головок рельсов	$h'' = 2000 \text{ мм}$	

Продолжение табл. 1.4

Параметры	Расчетные формулы	Схема сечения выработки
Высота выработки от головок рельсов до верхняка	h_1	
Высота выработки от балластного слоя до верхняка	h_2	
Зазоры между крепью и подвижным составом	$m; n$	
Ширина прохода: на высоте 1800 мм от балластного слоя на уровне верхней кромки подвижного состава	n_{\min} $n = n_{\min} + (1800 - h') \operatorname{ctg} \alpha$	
Ширина выработки на уровне верхней кромки подвижного состава: однопутной двухпутной	$B = m + n + A$ $B = m + n + A + b$	
Расстояние от оси пути до оси выработки	$b_1 = B/2 - a$	
Ширина выработки в свету: по кровле по балластному слою	$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} \alpha$ $l_2 = B + 2(h + h_a) \operatorname{ctg} \alpha$	
Площадь сечения выработки в свету	$S = \frac{l_1 + l_2}{2} h_2$	
Периметр выработки в свету	$P = l_1 + l_2 + 2h_2/\sin \alpha$	
<i>Сводчатая форма сечения выработки с коробовым сводом</i>		
Высота подвижного состава от головок рельсов	h	
Ширина подвижного состава	A	
Высота от балластного слоя до головок рельсов	h_a	
Высота выработки от уровня верхней кромки подвижного состава до верха свободного прохода	$h_3 = 1800 - (h + h_a)$	
Высота выработки от головок рельсов до пяты свода при аккумуляторных электровозах	$h_1 = 1300 \text{ и } 1500 \text{ мм}$	

Параметры	Расчетные формулы	Схема сечения выработки	
Высота выработки от балластного слоя до пяты свода	$h_2 = h_1 + h_a$		
Зазоры между крепью и подвижным составом	$m; n$		
Ширина выработки:			
однопутной	$B = m + n + A$		
двухпутной	$B = m + n + A + b$		
Радиус дуг свода:			
боковых	$r = 0,262 B$		
осевой	$R = 0,692 B$		
Высота верхнего свода	$h_0 = B/3$		
Площадь сечения выработки в свету	$S = B (h_2 + 0,26 B)$		
Периметр выработки в свету	$P = 2h_2 + 2,33 B$		
<i>Выработки с циркульным сводом</i>			
Высота свода:			
верхнего	$h_0 = B/2$		
обратного	$h_0' = B/6$		
Радиус обратного свода	$R_1 = 5B/6$		
Угол дуги обратного свода	$\alpha_2 = 2 \arcsin \frac{B}{2R_1}$		
Площадь сечения выработки в пределах обратного свода	$S_{об} = \frac{\pi R_1^2 \alpha_2}{360} = \frac{R_1^2}{2} \sin \alpha_2$		
Площадь сечения выработки в свету	$S = B (h_2 + 0,39 B)$		
Периметр выработки в свету	$P = 2h_2 + 2,57 B$		
<i>Кольцевая форма сечения выработки</i>			
Ширина однопутной выработки на уровне путевого бетона	$B_2 = m_{\min} + n_{\min} + A$		
Высота выработки в свету	$h_2 = R + h_1$		
Высота центра дуги верхнего свода от уровня путевого бетона	$h_1 = \sqrt{R^2 - (B_1/2)^2}$		
Высота путевого бетона по оси выработки	$h_0 = R - h_1$		
Высота свободного прохода	$h_{np} = 1800 \text{ мм}$		
Радиус дуги окружности	$R = \sqrt{\left(\frac{B_1}{2}\right)^2 + \left(\frac{h_{np}}{2}\right)^2} + \Delta$,		
	где Δ — округление до величины, кратной 50 мм		

Параметры	Расчетные формулы	Схема сечения выработки
Площадь сечения выработки в пределах обратного свода	$S_{об} = \frac{\pi R^2 \alpha_2}{360} - \frac{R^2}{2} \sin \alpha_2$	
Угол дуги окружности: выше уровня путевого бетона	$\alpha_1 = 2 \left(180 - \arcsin \frac{B_1}{2R} \right)$	
ниже уровня путевого бетона	$\alpha_2 = 360 - \alpha_1$	
Ширина выработки на уровне верхней кромки подвижного состава	$B = 2 \sqrt{R^2 - (h' - h_1)^2}$	
Площадь сечения выработки в свету	$S = \pi R^2 - S_{об}$	
Периметр выработки в свету	$P = \frac{\pi R \alpha_1}{180} + B_1$	
<i>Арочно-сводчатая форма сечения выработки</i>		
Ширина двухпутной выработки на уровне путевого бетона	$B_1 = m + n + A + b$	
Высота выработки в свету	$h_2 = R + h_1$	
Высота центра дуги верхнего свода от уровня путевого бетона	$h_1 = \sqrt{R^2 - (B_1/2)^2}$	
Высота путевого бетона	$h_0' = R_1 - \sqrt{R_1^2 - (B_1/2)^2}$	
Высота свободного прохода	$h_{np} = 1800 \text{ мм}$	
Радиус дуги окружности	$R = \sqrt{\left(\frac{B_1}{2}\right)^2 + \left(\frac{h_{np}}{2}\right)^2} + \Delta$	
Площадь сечения выработки в пределах обратного свода	$S_{об} = \frac{\pi R_1^2 \alpha_2}{360} - \frac{R_1^2}{2} \sin \alpha_2$	
Угол дуги обратного свода	$\alpha_2 = 2 \arcsin \frac{B_1}{2R_1}$	
Радиус дуги обратного свода	$R_1 = 5B_1/6$	
Ширина выработки на уровне верхней кромки подвижного состава	$B = 2 \sqrt{R_2^2 - (h' - h_1)^2}$	
Площадь сечения выработки в свету	$S = \frac{\pi R^2 \alpha_1}{360} + \frac{B_1 h_1}{2}$	
Периметр выработки в свету	$P = \frac{\pi R \alpha_1}{360} + B_1$	

Площадь сечения выработки, определенную из условия размещения транспортнх средств и перемещения людей, необходимо проверить на скорость движения воздушной струи. Норма максимальной скорости движения воздуха по квершлагам, откаточным и вентиляционным штрекам, капитальным и панельным бремсбергам и уклонам составляет 8 м/с, по всем прочим горным выработкам, проведенным по углю и породе, — 6 м/с. Температура воздуха в подготовительных и других действующих выработках при относительной влажности до 90% не должна превышать 26, а при относительной влажности свыше 90% — 25°С.

Наряду с определением площади сечения выработки по скорости движения воздуха также необходимо осуществить проверку (особенно для капитальных выработок) экономичности принятой площади сечения с учетом стоимости энергии при работе вентилятора и затрат на сооружение выработки и ее ремонт.

При проектировании конструкций крепи необходимо возможно более полно и всесторонне определить режим работы крепи, т.е. установить нагрузку, учитывая не только горно-геологические условия, но также и принятую технологию строительства, т.е. способ отделения породы от массива, влияние формы сечения и др.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ ТОННЕЛЕЙ

Гидротехнические тоннели проектируют в соответствии с указаниями СНиП 2.06.09—84. В зависимости от назначения их подразделяют на три группы. К первой группе относят основные гидротехнические сооружения, предназначенные для постоянного пропуска воды при эксплуатации гидроэлектростанций, систем водоснабжения, мелиоративных систем, головные участки тоннелей до затворов.

Вторая группа включает второстепенные тоннели, предназначенные для периодического пропуска воды для опорожнения и промыва водоводов и водоемов, водосборные тоннели.

К третьей группе относят временные тоннели, предназначенные для пропуска воды в период строительства или ремонта гидротехнических сооружений.

В зависимости от гидравлического режима гидротехнические тоннели подразделяют на две категории — напорные, работающие при избыточном внутреннем давлении воды по сравнению с атмосферным, и безнапорные, работающие при частичном наполнении водой. При этом по всей длине напорного тоннеля под шельгой свода должен быть обеспечен запас давления не менее 0,02 МПа, а высоту воздушного пространства над уровнем воды в безнапорном тоннеле при установившемся движении потока со скоростью до 10 м/с следует принимать не менее 0,07 его высоты в свету и не менее 40 см. В гидротехнических тоннелях допустим переменный режим работы при обеспечении постепенного перехода от безнапорного режима к напорному и наоборот.

При проектировании гидротехнических тоннелей необходимо стремиться к прямолинейной трассе. В соответствии с указаниями СНиП

2.06.09—84 криволинейную трассу допустимо принимать в тех случаях, когда это вызвано требованиями компоновки гидроузла, необходимостью открытия дополнительных забоев при строительстве комплекса или обеспечения достаточной глубины заложения тоннеля, а также когда необходимо избежать расположения тоннеля в зонах с неблагоприятными инженерно-геологическими и гидрогеологическими условиями (значительные тектонические нарушения, большой приток подземных вод, оползни, карсты и т.д.). Для криволинейных участков углы поворота трассы в плане принимают не более 60° , а радиусы закруглений — не менее суммарной ширины пяти пролетов (диаметров) тоннеля в свету. Начальный и конечный участки криволинейной трассы длиной не менее 6 м и не менее пролета тоннеля должны быть прямолинейными.

Формы поперечных сечений безнапорного тоннеля (рис. 1.5) зависят от коэффициента крепости вмещающих пород f по шкале проф. М.М. Протодяконова. Соотношения размеров сечения в свету приведены в табл. 1.5.

Если безнапорный гидротехнический тоннель закладывают в набухающих грунтах или в породах с высоким напором подземных вод, то наиболее целесообразны круговые очертания поперечного сечения. Такая форма обеспечивает более рациональное использование материала обделки в условиях гидростатического давления, сводя к нулю изгибающие моменты в сечениях конструкции. Аналогичное поперечное сечение в свету принимают для напорных тоннелей, а также при их щитовой проходке.

Размеры поперечного сечения гидротехнических тоннелей в каждом конкретном случае определяют на основании гидравлических и техни-

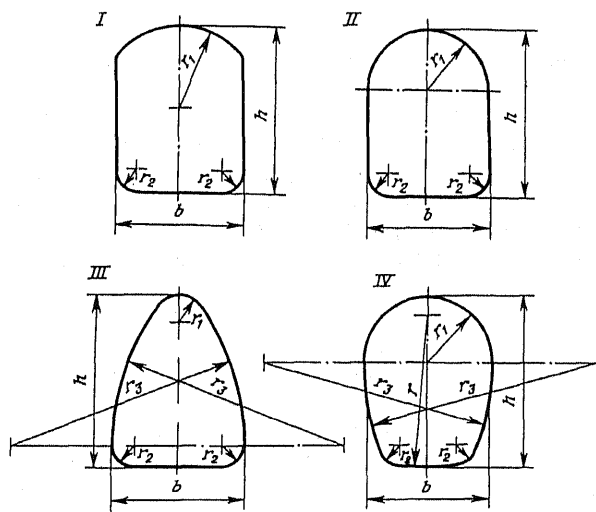


Рис. 1.5. Формы поперечных сечений безнапорных тоннелей в свету

Таблица 1.5

Форма поперечного сечения тоннеля	Коэффициент крепости вмещающих пород	Соотношения размеров сечения			
		r_1/b	r_2/b	r_3/b	r_4/b
I	$f \geq 8$	0,71	0,1–0,15	—	—
II	$8 > f > 4$	0,5	0,1–0,15	—	—
III	$4 \geq f \geq 2$	0,25	0,2–0,25	0,9–1	—
IV	$f < 2$	0,5	0,1–0,15	1–1,5	1–1,5

ко-экономических расчетов. При этом на начальных стадиях проектирования пролет (диаметр) тоннеля в интервале 2–6 м допустимо принимать с шагом 0,5 м, а свыше 6 м — с шагом 1 м. Кроме того, минимальные размеры сечения гидротехнических тоннелей в свету необходимо принимать с учетом возможности размещения оборудования, коммуникаций и строительных механизмов с соблюдением Правил безопасности при строительстве подземных гидротехнических сооружений.

Обделка безнапорных гидротехнических тоннелей может быть бетонной, железобетонной, а напорных — многослойной комбинированной. Класс бетона назначают не ниже В15 для монолитных конструкций, В30 для сборных конструкций и В25 для набрызгбетонных. В качестве рабочей арматуры в железобетонных конструкциях следует принять арматурную сталь периодического профиля классов АII и АIII. В конструктивном отношении обделки безнапорных гидротехнических и транспортных тоннелей, рассмотренных ниже, аналогичны.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТРАНСПОРТНЫХ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

К транспортным подземным сооружениям относят автодорожные, железнодорожные, пешеходные, судоходные тоннели, тоннели метрополитена, подземные стоянки автомобилей и гаражи, подземные заводы и морские базы. В зависимости от глубины заложения от поверхности H различают тоннели мелкого ($H < 10$ м) и глубокого ($H > 10–20$ м) заложения. По месту расположения тоннели подразделяют на горные, подводные и городские.

Более подробно рассмотрим авто- и железнодорожные тоннели, проектирование которых осуществляют на основании указаний СНиП II-14—78 «Тоннели железнодорожные и автодорожные». Одним из основных требований при проектировании транспортных тоннелей является обеспечение пропуска транспорта с заданной интенсивностью и скоростью. Это требование обеспечивают соблюдением установленных габаритов в поперечном сечении тоннеля. Иными словами, для определения размеров сечения тоннеля в свету необходимо построить габарит приближения строений. Он представляет собой условный перпендикулярный

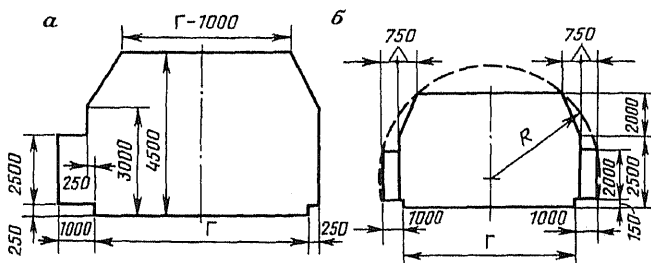


Рис. 1.6. Габариты автодорожного тоннеля: с односторонним (а) и двусторонним (б) расположением тротуаров:

R — радиус внутреннего очертания тоннеля

к оси пути контур, внутрь которого не должны попадать никакие части сооружений и устройств.

Для автодорожных тоннелей ширину проезжей части — основную характеристику габарита — назначают равной 7 («Г-7») или 8 («Г-8») м в зависимости от категории дороги, рода транспорта, длины тоннеля и местных условий. Ширина полосы проезда принята для дорог I и II категорий 3,75, III категории — 3,5 и IV категории — 3 м. С обеих сторон проезжей части устраивают защитные полосы шириной и высотой 0,25 м, а для обеспечения безопасности обслуживающего персонала — односторонний тротуар шириной 1 м. При интенсивности движения пешеходов свыше 1000 человек в час предусматривают строительство тротуаров с двух сторон.

При проектировании транспортного тоннеля определяющим параметром является его пропускная способность. Основные нормативные размеры автодорожного тоннеля приведены на рис. 1.6.

При расположении тоннеля на горизонтальной кривой радиусом 700 м и меньше необходимо предусматривать соответствующее уширение проезжей части, бордюрной полосы и габарита проезда. Рекомендуемые значения уширения в зависимости от радиуса кривой:

Радиус, м	700—550	500—450	400—250	200—150	125—90
Уширение, м	0,4	0,5	0,6	0,75	1

На железных дорогах при проектировании используют габарит «С» приближения строений при колее 1520 (1524) мм с шириной междупутья на прямой 4100 мм (рис. 1.7). Высоту H_T габарита и его ширину b_T поперек назначают в зависимости от конструкции подвески контактного провода. В сети с напряжением 1,5—25 кВ для контактной подвески с несущим тросом принимают $H_T = 6400$ мм ($b_T = 2040$ мм), без несущего троса $H_T = 6250$ мм ($b_T = 2240$ мм).

На кривых участках пути габарит приближения строений должен быть увеличен с учетом выноса концов и середины вагона в стороны от оси пути и его наклона, обусловленного возвышением наружного рельса, которое назначают в зависимости от наибольшей скорости движения, допускаемой на кривой данного радиуса.

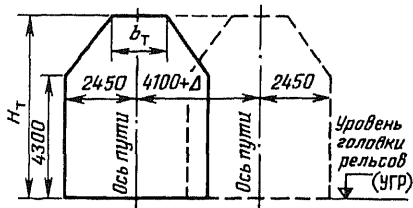


Рис. 1.7. Габарит приближения строений железнодорожных тоннелей

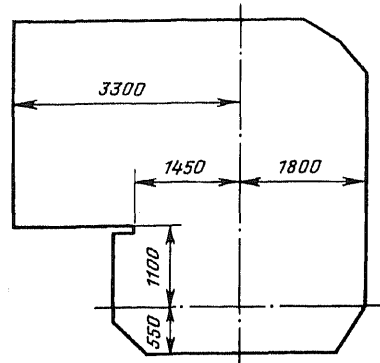


Рис. 1.8. Габарит приближения строений станции метрополитена

Ширину габарита однопутного тоннеля увеличивают на величину

$$\Delta = L_v^2 / 8R_k,$$

где L_v — длина вагона; R_k — радиус кривой.

Габарит приближения строений станций метрополитенов, приведенный на рис. 1.8, определяют в соответствии с указаниями СНиП II-40—80 «Метрополитены».

Форму поперечного сечения транспортных тоннелей принимают в зависимости от горно-геологических условий их заложения по аналогии с гидротехническими тоннелями (см. рис. 1.5 и табл. 1.5). В относительно устойчивых породах при преобладании вертикальных нагрузок наиболее рациональной является подъемистая подковообразная форма. В слабых неустойчивых водоносных породах, оказывающих значительное всестороннее давление, и при большом гидростатическом давлении наиболее экономичной считают круговую форму обделки. Существенное влияние на выбор формы обделки оказывает технология строительства. Так, например, даже при относительно благоприятных инженерно-геологических условиях, если предусмотрено применение проходческих щитов, принимают круговую форму обделки.

При отсутствии кругового горного давления или при незначительной его величине стены подковообразной обделки могут проектировать, а свод очерчивать по круговой (однопутные железнодорожные тоннели) или трехцентровой коробовой кривой (двухпутные железно- и автомобильные тоннели). Преимущества прямых вертикальных стен с точки зрения производства работ достаточно очевидны. Вместе с тем их очень часто заменяют криволинейным внутренним очертанием в связи с образованием во многих случаях продольных трещин в местах сопряжения свода с прямыми стенами.

В породах, оказывающих на обделку значительное боковое давление, а также склонных к пучению, необходим замкнутый контур обделки с обратным сводом или усиленной плоской лотковой плитой.

Таблица 1.6

Конструкция	Класс бетона (не ниже)	Конструкция	Класс бетона (не ниже)
Железобетонные блоки обделки сплошные или ребристые	B30	Портал	B15
Монолитная бетонная и железобетонная обделка	B15	Бетонный слой верхнего строения пути	B12,5
Обделка из набрызгбетона	B22,5–B25	Бетонное основание пути и заполнение лотка	B7,5

При выборе материала для обделки необходимо исходить из наличия местных строительных материалов с учетом максимальной механизации процессов ее сооружения. Наиболее распространенными материалами для обделки являются бетон, железобетон и чугун. Монолитный бетон следует применять в труднодоступных районах, когда создание временной базы для изготовления элементов сборных конструкций экономически нецелесообразно, а также при сооружении тоннелей в скальных трещиноватых породах, разрабатываемых взрывным способом, при возведении обделки по частям, при щитовой проходке с прессованием бетона и в местах сложных сопряжений. Использование монолитного бетона для обделки также допустимо в районах с сейсмичностью 7–9 баллов по шкале Рихтера.

Рекомендуемые классы бетона для тоннельных конструкций приведены в табл. 1.6.

В зависимости от свойств горных пород, гидрогеологических условий и особенностей производства в сухих горных породах применяют обыкновенный портландцемент марок 300–500; в водоносных — пуццолановый и шлаковый; при большом притоке агрессивных вод — глиноземистый цемент. Улучшения качества бетона достигают введением пластифицирующих, поверхностно-активных или воздухововлекающих добавок. В целях исключения попадания в выработку воды применяют торкрет или набрызгбетон.

Металл (в основном чугун) для обделки тоннелей применяют в тяжелых геологических и гидрогеологических условиях при круговом очертании обделки. Чугунные элементы (тюбинги) изготавливают обычно из обладающего высокой прочностью и устойчивостью против коррозии серого чугуна марок СЧ 21-40, СЧ 24-44 или СЧ 28-48.

Сборную железобетонную обделку изготавливают из блоков и тюбингов. Применяют бетон класса B30–B45 при расходе цемента около 500 кг на 1 м³ бетона и В/Ц ≈ 0,3.

Армирование сборных железобетонных конструкций (тюбингов и блоков) осуществляют сварными каркасами и сетками с контактной сваркой. Для рабочих стержней используют сталь горячекатаную периодического профиля классов АII и АIII, для остальных стержней — сталь горячекатаную круглую класса АI.

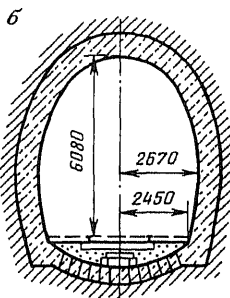
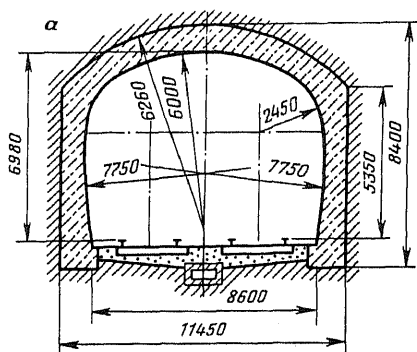


Рис.1.9. Обделка железнодорожных тоннелей:

а — двухпутного в породах средней крепости;
б — однопутного в неустойчивых породах

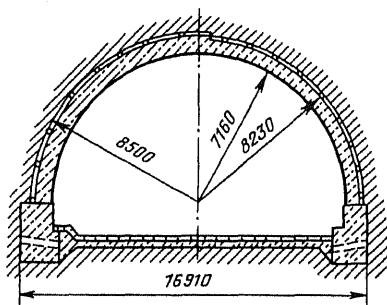


Рис. 1.10. Обделка автодорожного тоннеля с комбинированной арматурой

Для железнодорожных тоннелей, размещаемых в породах средней крепости и неустойчивых, разработаны типовые конструкции, показанные на рис. 1.9.

При сооружении тоннелей в слабых породах применяют железобетонную обделку с комбинированной арматурой: жесткой наружной и гибкой внутренней (рис. 1.10). Наружная жесткая арматура в процессе проходки служит временным креплением, а в конструкции обделки — арматурным каркасом. Внутренняя арматура позволяет повысить прочность обделки, увеличить ее жесткость и снизить толщину конструкции.

Сборная обделка тоннелей имеет ряд преимуществ перед монолитной: более высокие несущую способность (при меньшей толщине) и качество обделки, монтируемой из элементов заводского изготовления, повышенную водонепроницаемость при условии надежной гидроизоляции стыков, значительное повышение уровня механизации строительства.

Собираемая из отдельных блоков или тубингов обделка обеспечивает технологическую податливость конструкции и позволяет регулировать величину воспринимаемого горного давления в зависимости от свойств окружающих горных пород. Чаще всего сборная обделка имеет круговую форму, хотя применяют и подковообразную. Наиболее распространенные типы унифицированной сборной железобетонной обделки для транспортных тоннелей приведены на рис. 1.11.

Применение конструкций чугунной обделки, показанных на рис. 1.12, оправдано в тяжелых геологических условиях или же при сложных пе-

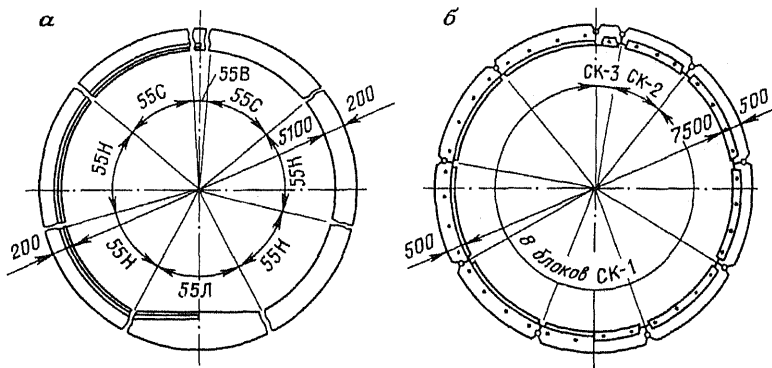


Рис. 1.11. Сборная железобетонная обделка:
 а — для перегонных тоннелей метрополитена; б — для станционных тоннелей

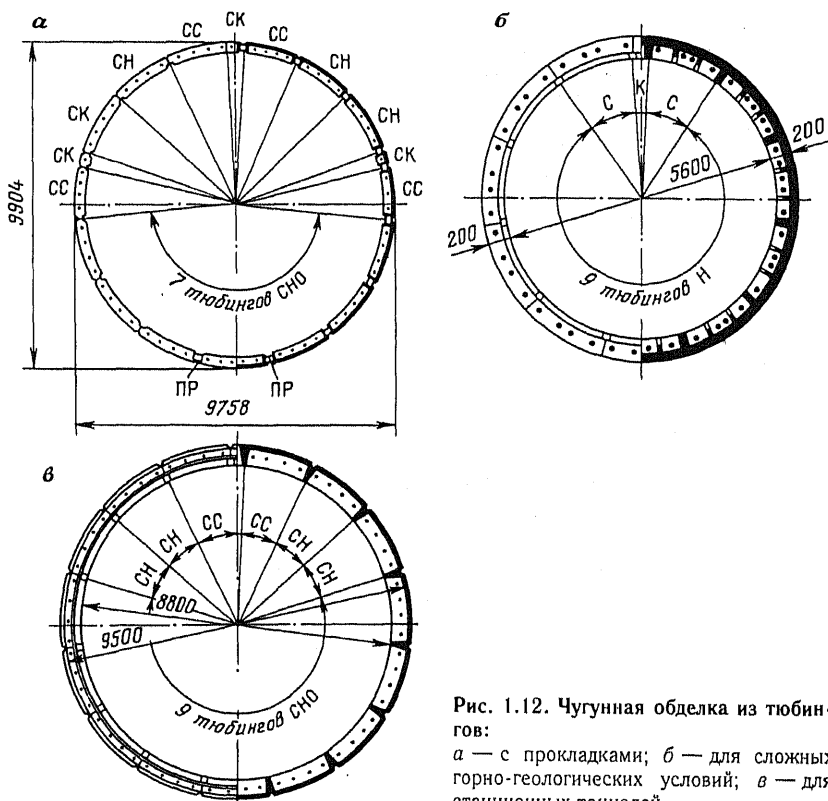


Рис. 1.12. Чугунная обделка из тьюбингов:
 а — с прокладками; б — для сложных горно-геологических условий; в — для станционных тоннелей

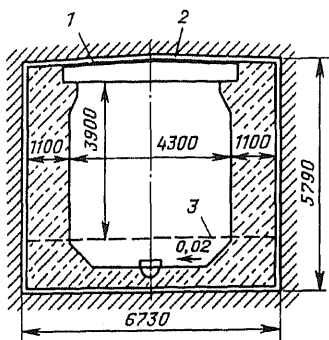


Рис. 1.13. Конструкция обделки однопутного тоннеля, сооружаемого открытым способом:

1 — слой изоляции толщиной 15 мм; 2 — защитный слой толщиной 60 мм; 3 — уровень головки рельса

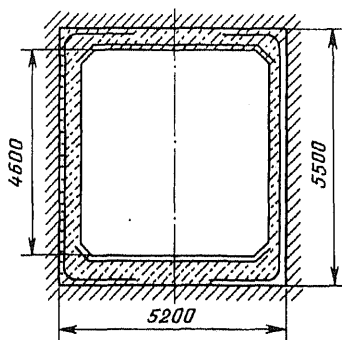


Рис. 1.14. Железобетонная обделка тоннеля в виде замкнутой рамы

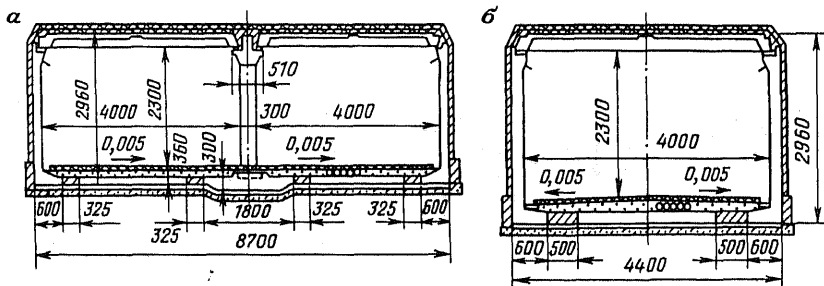


Рис. 1.15. Конструкция пешеходного тоннеля: а — двухпролетная; б — однопролетная

ресечениях тоннелями городских магистралей, железнодорожных путей и водных преград. Чугунную обделку собирают из отдельных сегментов (тюбингов), соединяемых болтами. Для нагнетания за обделку тампонажного раствора в каждом тюбинге, кроме ключевого, предусмотрено отверстие в оболочке.

При сооружении тоннелей открытым способом обделка имеет обычно прямоугольную форму и состоит из лотка-фундамента, боковых стен и перекрытия. Плоское перекрытие используют при небольшой глубине заложения, а при высоте засыпки свыше 5 м целесообразно применение сводчатого. На рис. 1.13 показана конструкция обделки тоннеля с железобетонной плитой перекрытия. Ему придают небольшой уклон для отвода поверхностных вод. Более экономична железобетонная обделка в виде замкнутой рамы (рис. 1.14). Благодаря высокой жесткости конструкция пригодна для эксплуатации в любых породах, в том числе рых-

лых и сильносжимаемых. При сооружении двухпутных тоннелей используют аналогичные конструкции с большими размерами. За счет промежуточной опоры можно облегчить вес конструкции и снизить расход материалов.

Конструкции пешеходных тоннелей (рис. 1.15) выполняют сборными из стандартных железобетонных элементов, размер и вес которых назначают с учетом требований сборки и перевозки, а также действующих технических указаний.

ГЛАВА 2

СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ И ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД В ШАХТНОМ И ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

2.1. ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Состояние окружающего породного массива характеризуют определенными физико-механическими свойствами.

Достоверные сведения о физико-механических свойствах горных пород позволяют заблаговременно составить представление о характере возможных деформаций и степени устойчивости обнажений массива, а также служат основанием для разработки и внедрения наиболее эффективных методов разрушения горных пород при ведении горных работ, креплении и поддержании горных выработок.

Под механическими свойствами горных пород понимают характеристики, определяющие способность пород противодействовать деформированию и разрушению в сочетании со способностью упруго или пластически деформироваться под действием внешних механических сил. Механические свойства пород можно подразделить на прочностные, упругие и др.

Прочность характеризует сопротивляемость породы раздавливающим, разрывающим и скалывающим нагрузкам.

Пределом прочности называют напряжение, при котором образец породы разрушается.

Большинство горных пород имеет зернистую структуру (например, песчаники), причем межкристаллическое сцепление значительно меньше прочности самих зерен. Такие горные породы являются хрупкими и разрушаются без предварительной пластической деформации. Глины и некоторые виды известняков обладают пластическими свойствами. Горные породы обладают достаточно высокой прочностью только на сжатие, сопротивление же их растяжению, сдвигу и изгибу очень мало и составляет десятые и сотые доли сопротивления сжатию.

При сложных процессах механического разрушения горных пород (бурение шпуров, применение проходческих комбайнов и т.д.) чаще находят применение термин «крепость горной породы».

Крепость — величина, приближенно характеризующая относительную сопротивляемость породы разрушению при добыче.

Данные о физико-механических свойствах горных пород получают путем испытания их образцов на сопротивление сжатию, разрыву, изгибу и сдвигу.

К свойствам горных пород относят также обобщающие характеристики разрушаемости механическими способами: дробимость, абразивность и контактную прочность.

Дробимость — относительная сопротивляемость породы измельчению при воздействии ударной нагрузки.

Абразивность горных пород и угля — способность истирать металлы, твердые сплавы и др. Поэтому абразивность горной породы обычно оценивают по износу материала, контактирующего с нею.

Контактная прочность — сопротивляемость породы разрушению в приповерхностном слое при местных контактных воздействиях.

По величине контактной прочности все горные породы делят на 12 классов. Первый класс составляют слабые породы с контактной прочностью менее 300 МПа, к двенадцатому классу относят крепчайшие породы с пределом прочности более 5650 МПа.

Хрупкость — свойство горных пород разрушаться без пластических деформаций.

Пластичность — свойство породы под воздействием сил претерпевать остаточную деформацию без микроскопических нарушений сплошности. Она растет с увеличением температуры и давления. Наиболее пластичны, например, глины.

Между хрупкими и пластичными породами нельзя провести резкой грани, так как одна и та же порода в зависимости от рода и скорости приложения нагрузки может быть хрупкой или пластичной.

Твердость — сопротивляемость породы при местных контактных воздействиях пластической деформации или хрупкому разрушению в поверхностном слое.

Сопротивляемость горной породы внедрению инструмента или вдавливанию при статическом воздействии называют *статической твердостью*.

Вязкость — свойство, характеризующее сопротивляемость усилиям, стремящимся отделить часть породы от массива. Вязкость часто выражают через работу деформации — работу, необходимую для разрушения породы. Вязкость зависит от прочности и пластичности породы. В однородных породах вязкость равномерна во всех направлениях. В неоднородных породах вязкость вдоль слоев меньше, чем в направлении, перпендикулярном к ним.

Плотность горной породы — масса единицы ее объема в естественном состоянии со всеми содержащимися в ее порах жидкостями и газами.

Различают *среднюю* и *минералогическую* плотности.

Пористость — суммарный относительный объем пор, содержащихся в горной породе. Наличие в породе пор и трещин уменьшает силы сцепления и облегчает разрушение породы под действием бурового инструмента. Чем больше объем пор, тем меньше ее плотность.

Пористость горных пород колеблется в широких пределах и зависит от размеров и формы зерен, слагающих породу, а также от минералогического состава, однородности, плотности ее сложения. Пористые горные породы обладают сжимаемостью, т.е. их объем уменьшается после сжатия. Однако практически сжимаемость горных пород незначительна.

Упругость — свойство тела восстанавливать свою первоначальную форму после прекращения действия на него силы.

Деформация горных пород — изменение относительного положения частиц массива горных пород под действием сил.

Ползучестью горной породы называют медленное нарастание во времени пластической деформации породы при силовых воздействиях, меньших, чем те, которые могут вызвать остаточную деформацию при испытаниях обычной длительности. Величина ползучести горных пород имеет большое значение при поддержании горных выработок, так как от нее зависит смещение горных пород на контуре выработок и, следовательно, нагрузка на крепь.

Ползучесть горных пород в большей мере проявляется на больших глубинах от поверхности.

Разрыхляемость — свойство горной породы занимать в разрыхленном состоянии больший объем по сравнению с тем, который она занимала в массиве.

Отношение объемов горной породы в разрыхленном состоянии и в массиве называют *коэффициентом разрыхления*. Величина этого коэффициента зависит от крепости породы, ее строения и сложения, степени разрыхления, способа добычи, наличия воды. Наиболее разрыхляемы твердые и прочные породы, наименьшей разрыхляемостью обладают малосвязанные и рыхлые.

Трещиноватость — нарушенность монолитности пород трещинами. Трещиноватость горных пород значительно ослабляет устойчивость массива, существенно влияет на параметры буровзрывных работ, способы проведения и крепления горных выработок.

Влажностью горных пород называют количество воды, содержащейся в их порах, трещинах и других полостях.

Количество воды, содержащейся в породе в естественных условиях, называют *естественной влажностью*.

Предельно возможная влажность соответствует *полной влагоемкости* породы.

Влагоемкость — свойство горных пород удерживать воду (в порах и трещинах). Влагоемкость определяют по количеству оставшейся воды после свободного стекания ее избытка из образца, который предельно был погружен в воду. По влагоемкости горные породы делят на влагоемкие (глины, торф и др.), слабовлагоемкие (пески, мел, мергели и др.), невлагоемкие (гравий, галечник, каменистые породы).

Водопроницаемость — способность горных пород пропускать через себя воду при некотором перепаде давления. Водопроницаемость зависит от скорости фильтрации, равной количеству воды, протекающей через единицу площади поперечного сечения фильтрующей породы. Водопроницаемость характеризуют коэффициентом фильтрации, т.е. скоростью фильтрации при напорном градиенте, равном единице.

Способность поглощать и проводить воду у различных пород различна. Лишенные полостей кристаллические изверженные породы, большинство метаморфических пород (например, мрамор и кварцит) практически не поглощают и не проводят воду. Пластичная глина обладает значительным водопоглощением, но лишена водопроводящей способности. Обломочные породы с крупностью частиц больше 0,1–0,2 мм быстро поглощают и проводят большое количество воды.

Водоотдачу горной породы характеризуют количеством воды, которое может быть от нее отобрано путем свободного стекания под влиянием силы тяжести.

Газонасыщенность пород — степень заполнения пустот (пор, каверн, трещин) в породах природными газами. Она обусловлена сорбционной способностью горных пород, пористостью, трещиноватостью и давлением газов. Ее оценку осуществляют по коэффициенту газонасыщения, равному отношению объема газа, заполняющего породу, к объему открытых пор и пустот. Газонасыщенность определяют как объемное количество свободных и сорбированных газов, содержащихся в единице объема или массы породы, извлекаемых путем откачки, вакуумирования или вытеснения жидкостью.

Газопроницаемость — способность горной породы (угля) при некотором перепаде давления пропускать через себя газ. Газопроницаемость является основным свойством горной породы, проявляющимся при фильтрации газа, и зависит в основном от свойств породы и частично от свойств самого газа.

2.2. КЛАССИФИКАЦИЯ И КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ

Горно-геологические условия подземного строительства следует оценивать комплексно на основании инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий.

Инженерные изыскания для проектирования и строительства выработок выполняют в соответствии с требованиями СНиП по инженерным изысканиям для строительства, а также с учетом особенностей подземного строительства, предусмотренных соответствующими нормами.

Исходные инженерно-геологические материалы для проектирования должны включать следующие данные:

- геоморфологию места расположения проектируемой выработки, включая стратиграфию и тектонику массива горных пород, а при необходимости и топографию земной поверхности;

- литологическую характеристику пород массива;
- результаты испытаний механических свойств породного массива;
- гидрогеологическую характеристику массива, характеристику его газоносности и при необходимости геокриологические данные.

Гидрогеологические данные должны содержать сведения о расположении и мощности водоносных горизонтов, степени обводненности пород в местах предполагаемого размещения проектируемых выработок, гидростатических и гидродинамических напорах, химической агрессивности вод, расположении и характеристике водоупоров, условиях питания и дренажа водоносных горизонтов, показателях их фильтрационной способности и связи с поверхностными водотоками и водоемами, расположении и характеристике карстов и пльвунов.

Криологические данные должны содержать сведения о расположении, конфигурации и размерах многолетнемерзлых частей массива горных пород, характеристике их льдистости и влажности и показателях механических свойств при оттаивании и замораживании, теплопроводности пород массива, тепловом поле и геотермическом градиенте, характеристике изменения границ промерзания в результате действия сезонно-климатических и гидрогеологических факторов.

Проектирование выработок в условиях опасности горных ударов, самовозгорания угля или руды, выбросов угля, породы и газа, динамических воздействий, сейсмичности района свыше 7 баллов по шкале Рихтера, повышенной температуры горных пород, в зоне многолетней мерзлоты следует проводить с учетом дополнительных требований, предусмотренных для таких случаев ведомственными документами, или на основе результатов исследований, выполненных специализированными организациями.

Кроме того, при проектировании выработок в сложных условиях наряду с проведением контрольных измерений следует также предусматривать в проектах установку специальных замерных станций. Последние позволят получить более полные и надежные исходные данные, дадут возможность проверить и уточнить принятые при проектировании способы охраны, защиты крепи и выбрать оптимальные проектные решения, в том числе для других выработок, располагаемых в аналогичных условиях.

Для выполнения указанных работ необходимо в ряде случаев предусмотреть проведение специальных разведочных выработок и скважин, рабочих горизонтов, расчет и проектирование крепи выработок, технологию и технику их проходки, составить смету на проходческие работы.

Наиболее высокая изученность горно-геологических и горнотехнических условий месторождения необходима при проектировании крепи горных выработок, параметры которой определяют следующие факторы:

- физико-механические свойства массива пород: прочностные свойства при кратковременном и при длительном воздействии нагрузки (предел прочности на сжатие, сцепление, угол внутреннего трения, сцепление и углы трения на контактах разнородных тел, показатели анизотропии и неоднородности); деформационные характеристики при кратковременной

и длительной нагрузке (показатели упругости, пластичности, ползучести, анизотропии и неоднородности); коэффициенты бокового распора; структурные характеристики массива и др.;

- гидрогеологические характеристики массива: степень обводненности, пьезометрические условия, коэффициенты фильтрации, притоки воды, характеристика воздействия шахтных вод на массивы горных пород, снижение прочности и изменение деформационных свойств пород при увлажнении (размокание, набухаемость, скольжение блоков относительно друг друга);

- горные факторы: форма и размеры выработок, способы охраны и их параметры, механические характеристики крепи (несущая способность, отпор и деформируемость под нагрузкой);

- технологические факторы: способы проходки и крепления выработок, особенности их эксплуатации.

Знание и оценка этих факторов позволяют уточнить трассу подземного сооружения, правильно оценить свойства и несущую способность горных пород, выявить возможные нагрузки на подземный объект и тем самым принять оптимальные конструктивные и технологические решения в процессе проектирования и строительства.

Сложными горно-геологическими условиями принято считать такие, при которых строительству подземных объектов предшествует применение различных дополнительных специальных горно-строительных работ. Их можно подразделить на гидрогеологические, геомеханические, газодинамические и геотермические.

В связи с тем что сложные горно-геологические условия характеризуются определенными физико-механическими свойствами и различными типами состояний, необходимо применение способов, позволяющих путем соответствующих воздействий придавать массиву требуемые свойства и состояния, т.е. проводить подготовку массива горных пород для получения заданного качества. *Подготовка* предусматривает применение различных способов направленного воздействия на массив горных пород, позволяющих изменить его состояние или физико-механические свойства и тем самым ограничить или полностью исключить трудности, возникающие при строительстве подземных объектов.

Под *способами воздействия на массив* понимают совокупность технических мероприятий, обеспечивающих достижение заданных по условиям строительства свойств или состояния массива горных пород.

На рис. 2.1 представлена классификация способов воздействия на массив горных пород при строительстве подземных объектов в сложных гидрогеологических условиях.

Подготовка массива горных пород в сложных гидрогеологических условиях может включать как изменение физико-механических свойств пород (временное или длительное), так и применение временных или постоянных строительных конструкций.

Под *сложными гидрогеологическими условиями* следует понимать такие, при которых в процессе строительства подземных объектов возможны прорывы напорных вод и пльвунов в забой выработки.

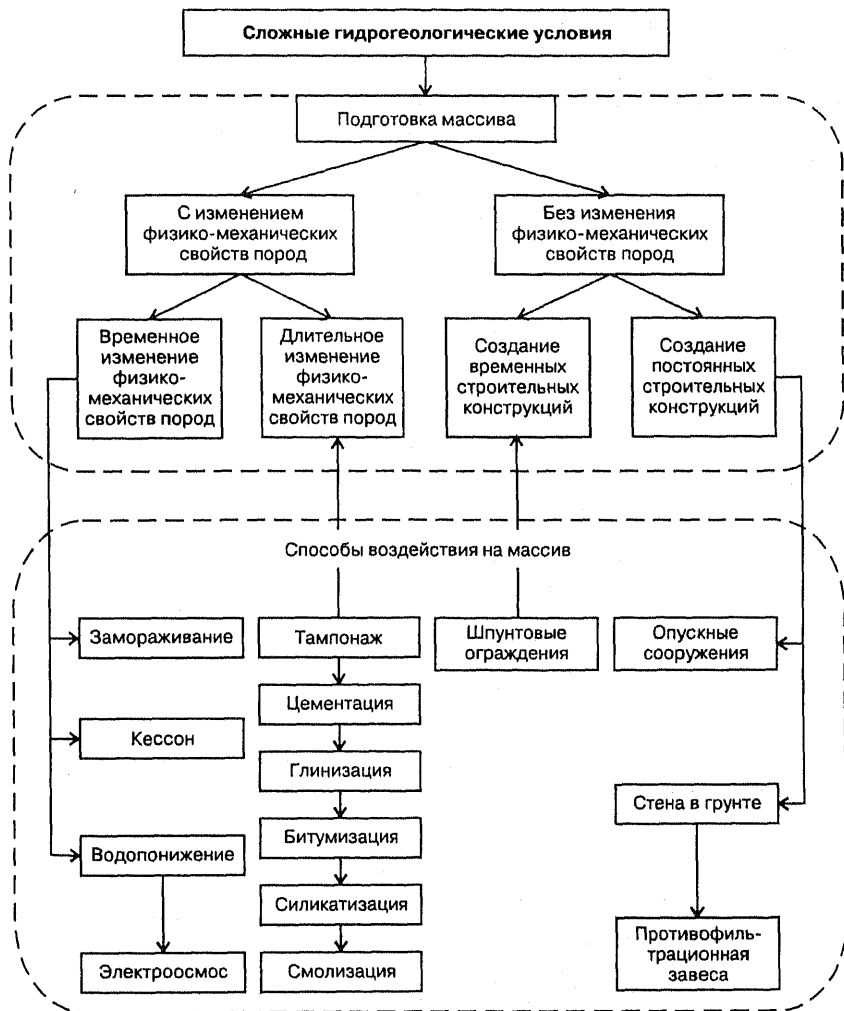


Рис. 2.1. Способы подготовки и воздействия на массив горных пород при строительстве подземных сооружений в сложных гидрогеологических условиях

В этих случаях для борьбы с водой и давлением, обусловленным ее присутствием в породах, применяют различные (специальные) способы воздействия на породный массив. Применение специальных способов необходимо в основном при строительстве горных выработок:

- в рыхлых водонасыщенных породах (пльвунах), представленных слабосвязанными песчано-глинистыми породами различного гранулометрического состава, которые под воздействием гидростатического напора приобретают свойства текучего тела;

• в устойчивых трещиноватых весьма водообильных породах, представленных песчаниками, известняками, мергелями и т.п.

Критериями, по которым горно-геологические условия относят к сложным гидрогеологическим, в зависимости от способа воздействия на массив могут служить, например, предельная глубина расположения водоносного горизонта и коэффициент фильтрации пород ($K_{\phi} \geq 1-2$ м/сут) при водопонижении, величина раскрытия трещин ($K_{тр} = 0,2-50$ мм) и величина удельного водопоглощения ($K_{в} > 0,01$ л/мин) при цементации горных пород.

На рис. 2.2 представлена классификация способов подготовки и воздействия на массив горных пород при строительстве подземных объектов в сложных газодинамических условиях.

Под *сложными газодинамическими условиями* следует понимать такие, при которых проходка горных выработок вызывает самопроизвольное разрушение угольного (породного) массива под действием горного давления, давления газа и собственного веса угля (породы).

Критерии отнесения горно-геологических условий к сложным газодинамическим в зависимости от вида проявления следующие:



Рис. 2.2. Способы подготовки и воздействия на массив горных пород при строительстве подземных сооружений в сложных газодинамических условиях

- *при горных ударах* — показатель удароопасности угля P_y . Например, для Кузнецкого бассейна установлено отношение упругих деформаций к полным, характеризующее зависимость потенциальной удароопасности пластов от прочности угля:

$$P_y = \frac{\varepsilon_{\text{упр}}}{\varepsilon_{\text{пол}}} \cdot 100\% = \begin{cases} 0,013 \sigma - 12 & \text{при } 1000 < \sigma \leq 8000 \\ 90 & \text{при } 8000 < \sigma \leq 20000, \end{cases}$$

где $\varepsilon_{\text{упр}}$ — упругая относительная деформация; $\varepsilon_{\text{пол}}$ — полная относительная деформация; σ — прочность угля, МПа.

Пласт считают потенциально удароопасным при $P_y > 70\%$;

- *при внезапных выбросах угля* — а) относительная газообильность (10 м³/т суточной добычи и более); б) комплексный показатель выбросоопасности пласта P_c . В Кузбассе выбросоопасность пласта прогнозируют с использованием следующей зависимости:

$$P_c = P_{r_{\text{max}}} - 14 f_{\text{min}}^2,$$

где $P_{r_{\text{max}}}$ — максимальное давление газа в угольном пласте, МПа; f_{min} — минимальное значение коэффициента крепости угля по угольным пачкам. При $P_c \geq 0$ пласт считают опасным;

- *при выбросоопасных песчаниках* — дискование керна (число в 1 м керна выпукло-вогнутых дисков).

На рис. 2.3 представлена классификация способов подготовки и воздействия на массив горных пород при строительстве подземных объектов в сложных геомеханических условиях.

Под *сложными геомеханическими условиями* следует понимать такие, при которых строительство подземных объектов вызывает образование областей разрушения или незатухающие пластические деформации массива горных пород.

В соответствии с классификацией, приведенной в СНиП II-94—80, эти условия характерны для пород III и IV категорий устойчивости.

Основными механическими процессами, формирующими сложную геомеханическую ситуацию, являются:

- пластическое деформирование, вызывающее значительные смещения пород кровли и особенно почвы (пучение);
- возникновение вокруг подземного сооружения областей запредельного состояния, реализуемого в виде сплошного сводообразования с отделением значительных объемов пород от массива или их деформирования без разрывов сплошности последнего.

Качественная и количественная характеристики реализации механических процессов в породном массиве вокруг подземных объектов зависят от следующих факторов:

- физико-механических свойств горных пород и структурно-механических особенностей породного массива (прочность, деформируемость, пористость, трещиноватость, фильтрационные свойства, влагоемкость, температура пород, газоносность массивов, начальное напряженно-деформированное состояние пород и др.);



Рис. 2.3. Способы подготовки и воздействия на массив горных пород при строительстве подземных сооружений в сложных геомеханических условиях

- закономерностей поведения горных пород под нагрузкой (нелинейность деформирования, проявление реологических процессов, особенности деформирования за пределом прочности, время действия нагрузки);

- способа проходки и организационно-технических решений при строительстве подземных сооружений (формы и размеры поперечного сечения, буровзрывные работы, отставание постоянной крепи от забоя, углубленный забой и др.);

- взаимосвязь технологических, гидрогеологических, геомеханических и газодинамических процессов при строительстве подземных сооружений.

Известны три основных подхода к решению задачи по оценке устойчивости незакрепленных выработок. Первый основан на прочностных и деформационных критериях, позволяющих качественно и количественно оценить уровень развития деформационных процессов. Второй — на некоторых абстрактных численных показателях (например, баллах), совокупно учитывающих различные горно-геологические, горнотехнические и технологические факторы. И, наконец, третий подход является вероятностно-статистическим. Наибольшее распространение получили прочностные критерии, основанные на условии недопущения образования на контуре выработки областей предельного и запредельного состояний.

2.3. СПОСОБЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

В практике шахтного и подземного строительства в сложных гидрогеологических условиях используют специальные способы воздействия на массив горных пород.

1. **Замораживание** — способ температурного воздействия на массив горных пород с целью создания в нем водонепроницаемого ледопородного ограждения, способного противостоять внешнему давлению пород и подземных вод.

Сущность способа заключается в том, что до начала горно-строительных работ по периметру или трассе подземного объекта через 0,8–2 м бурят скважины и оборудуют их замораживающими колонками, через которые с помощью насосов прокачивают хладоноситель (водный раствор солей хлоридов кальция, натрия, лития), охлажденный до температуры $-(20 \div 40)^\circ\text{C}$, или их заполняют хладагентом (аммиак, углекислота, фреон), который испаряется непосредственно в замораживающей колонке при температуре от -35 до -196°C . В процессе непрерывного теплообмена хладоносителя (хладагента) с окружающим породным массивом вода, находящаяся в горных породах, замерзает, и вокруг каждой колонки постепенно происходит образование ледопородных цилиндров, в дальнейшем смыкающихся в единое ледопородное ограждение.

Физико-механические свойства замороженных горных пород резко изменяются, что позволяет после доведения размеров ледопородного ограждения до проектных приступить к горнопроходческим работам. Ледопородное ограждение в этом случае выполняет роль временной водонепроницаемой ограждающей крепи, обеспечивающей безопасные условия горно-строительных работ.

Ледопородное ограждение поддерживают до тех пор, пока не будет закончено строительство подземного объекта. При проектировании процесса замораживания горных пород расчетным путем должны быть определены следующие параметры: толщина ледопородного ограждения, расстояние между замораживающими скважинами и их число, производительность замораживающей установки и время, необходимое для создания проектной толщины ледопородного ограждения. По окончании строительства ледопородное ограждение ликвидируют путем оттаивания. Оттаивание замороженных пород может быть осуществлено естественным путем или искусственно.

2. **Водопонижение** — способ гидравлического воздействия на массив горных пород с целью снижения уровня или напора подземных вод.

Сущность способа заключается в том, что до начала горно-строительных работ по периметру или трассе подземного объекта бурят систему водопонижающих скважин, которые оборудуют фильтрами и погружными насосами для откачки воды. В результате уровень подземных вод понижается, что приводит к осушению породного массива и позволяет вести горнопроходческие работы в более благоприятных условиях. Механические

кие свойства неустойчивых пород при этом изменяются: повышается их плотность и устойчивость.

Преимущество искусственного понижения уровня подземных вод заключается в том, что при небольшом количестве материалов в относительно короткие сроки получают необходимый дренажный эффект.

При проектировании водопонижительных работ необходимо учитывать, что их проведение приводит к уплотнению породного массива и нарушению его природных свойств. Поэтому при выборе вида и схемы водопонижения, технических средств и размеров осушаемой зоны следует всесторонне проанализировать и правильно оценить возможные изменения природной обстановки в районе строительства подземного объекта.

3. Тампонаж — способ гидравлического воздействия на массив горных пород с целью создания в нем инъецированной упрочненной зоны, способной противостоять внешнему давлению пород и поступлению в выработку подземных вод.

Сущность способа заключается в искусственном заполнении пустот, трещин и пор в массиве горных пород через систему скважин материалом, способным со временем затвердевать. Тампонажный раствор нагнетают под давлением, в 2–3 раза большим, чем гидростатическое давление подземных вод. Распространяясь на определенное расстояние от скважин, он заполняет пустоты и трещины в породах, и после его затвердевания водонепроницаемость породного массива в значительной степени увеличивается, что дает возможность возводить и впоследствии эксплуатировать подземные объекты в относительно благоприятных условиях.

В зависимости от вида раствора, нагнетаемого в массив горных пород, различают следующие виды тампонирования: цементацию, глинизацию, битумизацию, силикатизацию, смолизацию.

4. Опускные сооружения — способ механического воздействия на массив горных пород с целью создания в нем опережающего грузонесущего ограждения, перекрывающего несвязанные водонасыщенные породы.

Сущность способа заключается в том, что на земной поверхности возводят стены будущего подземного сооружения, снабженного в нижней части режущим башмаком и имеющего замкнутую форму поперечного сечения. В дальнейшем в контуре ограждающей крепи осуществляют выемку породы и выдачу ее на поверхность за пределы крепи. По мере выемки породы опускная крепь погружается в массив на проектную глубину, перекрывая неустойчивые водоносные породы. Погружение происходит под действием собственного веса или внешней нагрузки. Для резкого снижения сил бокового трения, препятствующих опусканию сооружения, а также обеспечения устойчивости породных стен полость между наружной поверхностью сооружения и породным массивом заполняют тиксотропным глинистым раствором.

5. Шпунтовые ограждения — способ механического воздействия на массив горных пород с целью создания в нем опережающей сборной конструкции, перекрывающей участки неустойчивых пород.

Сущность способа заключается в том, что перед началом выемки породы по контуру будущего подземного объекта на всю мощность неустойчивых пород погружают механическим способом временное шпунтовое ограждение, состоящее из отдельных элементов — шпунтин, после чего под его защитой производят выемку породы и возводят постоянную крепь или конструкцию подземного объекта.

6. К е с с о н — способ аэродинамического воздействия на водонасыщенные неустойчивые породы с целью вытеснения воды из призабойной зоны избыточным давлением сжатого воздуха.

Сущность способа заключается в том, что при подходе забоя выработки к неустойчивым водоносным породам (плывунам) проходку приостанавливают и в выработке возводят систему специальных непроницаемых перегородок. В пространство между перегородкой и забоем подают сжатый воздух с избыточным давлением до 0,2 МПа. Под действием сжатого воздуха воду отжимают из забоя выработки на расстояние 0,1–0,4 м в глубь породного массива, что приводит к частичному осушению неустойчивых водоносных пород. Устойчивость породного массива повышается, что создает благоприятные условия для ведения проходческих работ.

7. « Ст е н а в г р у н т е » — способ механического воздействия на массив горных пород с целью создания искусственного монолитного ограждения, выполняющего функции несущей конструкции и противофильтрационной завесы.

Сущность способа заключается в том, что по периметру будущего подземного объекта на всю глубину отрывают траншею, для удержания стенок которой используют глинистый раствор, заменяемый впоследствии постоянной крепью из монолитного бетона или сборного железобетона. Под защитой возведенных стен осуществляют выемку породы внутри подземного сооружения.

2.4. СПОСОБЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД В СЛОЖНЫХ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

К числу газодинамических явлений при проходке горных выработок относят: внезапные выбросы угля и газа, внезапные выбросы песчаника, горные удары, суффляры.

В сложных газодинамических условиях применяют следующие способы воздействия на массив:

1. Д е г а з а ц и ю — способ снижения газоносности и выбросоопасности массива за счет вакуумирования газа опережающими скважинами, пробуренными из забоя;

2. У в л а ж н е н и е — способ снижения газовыделения, выбросоопасности и пылеобразующей способности угольного пласта за счет изменения его свойств путем нагнетания воды в низконапорном режиме через скважины, пробуренные из забоя;

3. Г и д р о р ы х л е н и е — способ снижения выбросоопасности угольного пласта за счет нарушения структуры угля путем нагнетания воды под высоким давлением через скважины, пробуренные из забоя;

4. Гидровывывание — способ снижения выбросоопасности угольного пласта путем образования опережающих полостей в массиве с использованием гидравлической энергии;

5. Торпедирование — способ снижения выбросоопасности угольного пласта за счет нарушения его природной структуры энергией взрыва зарядов ВВ в скважинах, пробуренных из забоя;

6. Создание разгрузочных щелей (пазов) — способ снижения выбросоопасности массива за счет его разгрузки путем создания во вмещающих породах полостей определенной конфигурации и размеров;

7. Гидроотжим — способ снижения выбросоопасности угольного пласта за счет изменения напряженного состояния его призабойной зоны путем нагнетания под большим давлением воды в пласт через пробуренные шпурсы для последующего выдавливания угля в выработку;

8. Физико-химическую обработку — способ снижения выбросоопасности угольного пласта путем его обработки составом веществ, не изменяющим свое фазовое состояние;

9. Физико-химическое воздействие — способ снижения выбросоопасности угольного пласта путем его обработки составом веществ, изменяющим свое фазовое состояние.

2.5. СПОСОБЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД В СЛОЖНЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

В сложных геомеханических условиях применяют следующие способы воздействия на массив:

1. Разгрузку скважинами, щелями, камуфлетным взрывом — способ предупреждения пучения пород почвы выработки за счет искусственного образования в приконтурном массиве локальной зоны пониженных напряжений;

2. Активную разгрузку, последующее упрочнение — способ изменения напряженно-деформированного состояния приконтурного массива выработки за счет его разгрузки камуфлетным взрывом с последующим упрочнением тампонажным раствором;

3. Уплотнение пород взрывом — способ упрочнения водонасыщенных глинистых пород за счет их уплотнения камуфлетным взрывом и снижения фильтрационной способности;

4. Упрочняющий тампонаж — способ воздействия на массив горных пород для создания в нем инъецированной упрочненной зоны, способной противостоять внешнему давлению пород;

5. Анкерование почвы — способ механического упрочнения пучащих пород почвы путем установки анкеров;

6. Проходку широким забоем — способ снижения напряженно-деформированного состояния массива, прилегающего к выработке, и создание условий, благоприятствующих уменьшению интенсивности и равномерности смещения пород.

ГЛАВА 3

МЕТОДОЛОГИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ОБЪЕКТОВ

3.1. СУЩНОСТЬ И ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ОБЪЕКТОВ

Подземное строительство является более сложным, чем обычное промышленно-гражданское. Здесь наряду с возведением зданий и сооружений на поверхности необходимо осуществить подземные горные работы, которые имеют следующие особенности: ограниченность фронта работ, лимитируемая числом одновременно действующих забоев, численности рабочих и числа механизмов, размещаемых в забое; изменчивость горно-геологических условий по мере подвигания забоя; особые требования техники безопасности и промышленной санитарии; прямая зависимость возможности выполнения производственных процессов в забое от работы обслуживающих цехов (подъема, вентиляции, водоотлива и т.п.).

До начала строительства необходимо иметь четкое представление о конструкции подземного сооружения, наилучших способах организации строительно-монтажных и горнопроходческих работ, необходимых материальных, энергетических, трудовых и других ресурсах. Это представление вырабатывается в процессе проектирования.

В настоящее время проектирование является самостоятельным звеном процесса создания технических средств производства, занимая место между научными исследованиями и собственно материальным производством.

В процессе проектирования создают систему образов технического объекта или технологического процесса, которую оформляют в виде чертежей, графиков, расчетов, таблиц, пояснительных записок и называют проектно-сметной документацией. Роль и значение проектирования значительно шире, чем просто подготовка чертежей и смет для строительства. В проектах строительства подземных сооружений предусматривают повышение эффективности капитальных вложений, скорейшее освоение новых мощностей, сокращение сроков и снижение стоимости строительства при высоком качестве строительно-монтажных работ.

Для того чтобы начать строительство, необходимо иметь проект. Проект — это прототип или прообраз предполагаемого объекта, процесса или элемента. Под объектом будем подразумевать различные технические устройства, машины, аппараты, приборы, предприятия, установки, сооружения, в том числе и подземные. Будем рассматривать в основном технологические, организационные, производственные и строительные процессы. Каждый объект или процесс может состоять из элементов.

Проектированием (инженерным) называют деятельность по созданию на основе использования исходной технической информации,

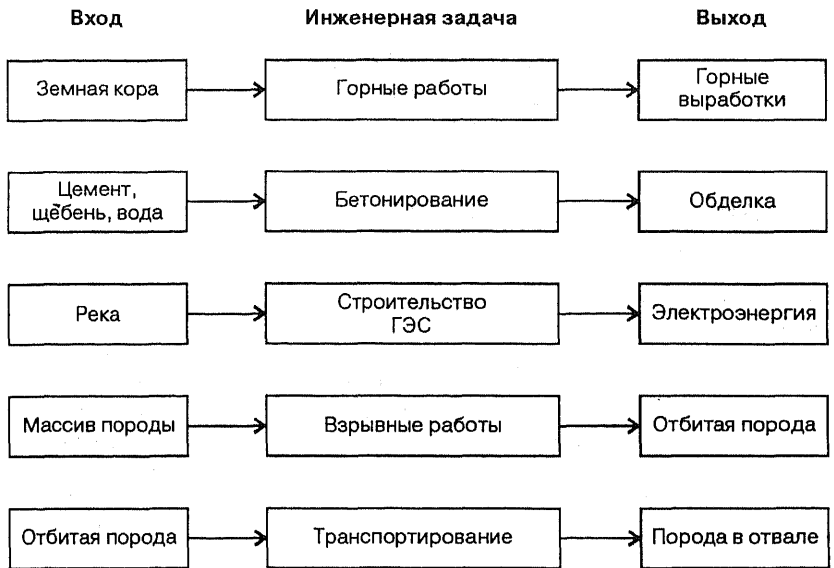


Рис. 3.1. Примеры инженерных задач

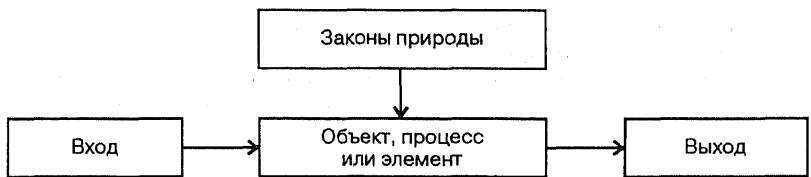


Рис. 3.2. Схема решения инженерной задачи

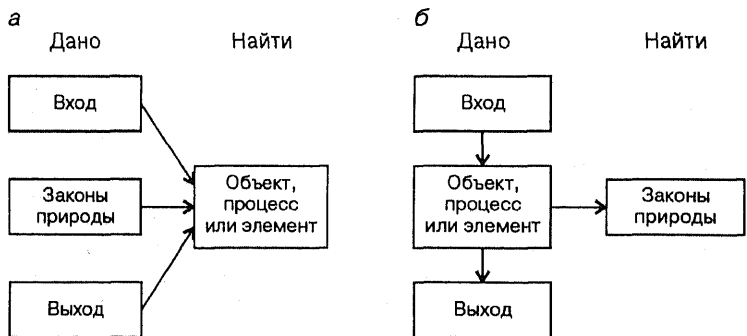


Рис. 3.3. Виды задач:
 а — инженерная; б — научная

научных знаний и воображения прототипов (прообразов) новых объектов, процессов или элементов, которые с максимальной эффективностью и минимальными затратами выполняли бы предписанные им функции. В настоящее время наряду с традиционными видами инженерного проектирования (архитектурно-строительным, машиностроительным, технологическим и др.) начали складываться самостоятельные направления проектирования человеко-машинных систем (решающих, познающих, эвристических, прогнозирующих, планирующих, управляющих и т.п.), трудовых процессов, организаций, а также экологическое, социальное, инженерно-психологическое, генетическое и другие виды проектирования.

Проектирование представляет собой совокупность решений так называемых *инженерных задач*. Задача возникает всякий раз, когда нужно перейти от одного состояния к другому. Задачей может быть выплавка металла из руды, получение цемента из камня, добыча полезного ископаемого из-под земли, получение электроэнергии из реки и др. (рис. 3.1). У любой задачи есть начальные условия — *вход* и тот результат, который нужно получить, — *выход*. Решением инженерной задачи является создание объекта, процесса или элемента, которое, используя законы природы, может перевести состояние входа в состояние выхода (рис. 3.2).

Более конкретно инженерная задача (рис. 3.3, а) состоит в отыскании объекта, процесса или элемента при заданных начальных условиях (входе) и результатах (выходе). Иначе говоря, проектировщик, решая инженерную задачу, создает реальное сооружение, устройство или процесс, полезный людям, используя известные законы природы и учитывая заданные условия (вход) и характеристики (выход) создаваемого объекта, устройства, процесса.

В задачу научных исследований (см. рис. 3.3, б) входит открытие законов природы. Здесь в качестве объектов, процессов и элементов выступают научные приборы, выходом являются их показания, а входом — воздействия природных факторов.

Большинство инженерных задач имеет огромное число решений, т.е. переходов от одного состояния к другому. Например, есть много видов транспорта и много возможных маршрутов между двумя пунктами. Если нет различных способов достижения требуемого результата, то нет и инженерной задачи. Точно так же, если все возможные решения одинаково хороши, то инженерная задача не возникает. Инженерная задача требует отыскания наиболее предпочтительного способа достижения желаемого или заданного результата. Основной признак, по которому одно решение выбирают из многих возможных, называют критерием.

При переходе от одного состояния к другому часто существуют частные, но вполне определенные решения, применение которых неизбежно, так как они определены существующими нормами, накопленным опытом или авторитетом специалистов. Например, при подземном строительстве существуют минимально допустимые размеры поперечных сечений горных выработок, скорости движения воздуха по выработкам, наборы типовых решений и т.п. Такие решения, которые должны быть обязательно включены в инженерную задачу, называют ограничениями.

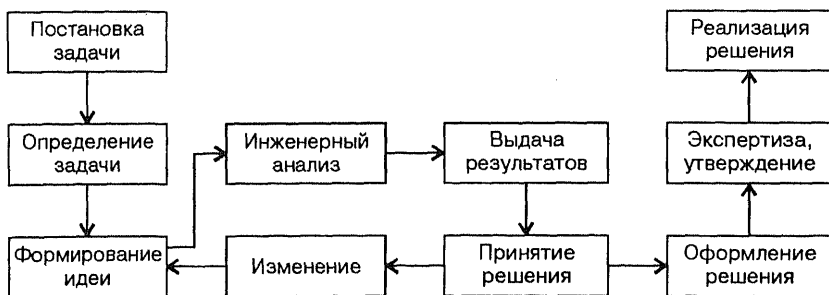


Рис. 3.4. Последовательность решения инженерной задачи

Таким образом, инженерная задача существует тогда, когда необходимо перейти от одного состояния к другому, если существует более чем одно возможное решение и если все возможные решения неочевидны. Например, при строительстве подземной гидроэлектростанции входом является поток воды, движущийся в русле реки, а выходом — электроэнергия, поступающая по линиям электропередачи потребителям. Сложность инженерной задачи заключается в том, что основные энергетические параметры гидроэлектростанции, такие как напор, мощность, выработка энергии, и конструкции входящих в ее состав сооружений, их размеры, объемы и стоимость работ тесно связаны с местными топографическими и гидрогеологическими условиями, а также с методами производства работ и не могут быть определены однозначно.

Практикой проектирования установлено, что этапы решения инженерной задачи выполняют в последовательности, приведенной на рис. 3.4. Прежде всего должна быть поставлена задача. На основе прогнозов, генеральных схем, а также результатов научно-исследовательских работ определяют потребность в проектировании и формулируют основную инженерную задачу, обычно в виде задания на проектирование. Наряду с заданием выдают также исходные данные, необходимые для решения инженерной задачи (техничко-экономическое обоснование, данные о горно-геологических условиях и месте строительства и т.п.).

Приступая к решению инженерной задачи, изучают и уясняют цель проектирования. Цель может быть определена заданием или характером проектирования. После уяснения цели оценивают исходные данные, изучают относящиеся к решению инженерной задачи литературные источники, патенты, директивные и нормативные материалы и т.п. Затем делают выводы из исходных материалов и других источников. Уяснение цели и формулирование выводов на основе исходных материалов представляет процесс определения инженерной задачи, после чего ведут поиск возможных решений и формируют идею решения инженерной задачи в виде принципиальной схемы проектируемого объекта, процесса или элемента. Иногда это шаблонное применение известного принципа или его пере-

смотренного варианта. Однако творческое техническое или организационное решение, отличающееся новизной, полезностью и простотой, может быть получено только путем изобретательства. Конечно, при проектировании подземных сооружений могут и должны быть использованы существующие технические и организационные решения, особенно типовые проекты и технологические карты, однако даже привязка этих решений к местным условиям требует формирования определенной идеи решения.

После того как намечены одна или несколько принципиальных схем подземного сооружения или организации его строительства, приступают к инженерному анализу, включающему в себя проведение расчетов и получение данных, необходимых для принятия решения. Составными частями инженерного анализа, тесно связанными друг с другом, являются представление и оптимизация. Представление — это высшая форма чувственного отражения, т.е. знание об объектах в виде их образов. Термин «оптимальный» означает лучший с точки зрения заданных или принятых критериев.

Этап инженерного анализа заканчивается выдачей результата и принятием решения, т.е. синтезом прототипа, прообраза проектируемого сооружения или процесса его строительства. На этом этапе полученные результаты анализируют и сравнивают с заданием или целью инженерной задачи. После этого решение можно изменять, улучшать характеристики прототипа до тех пор, пока они не станут удовлетворительными. Таким образом, с каждым циклом решение инженерной задачи приближают к оптимальному. Чем больше циклов можно выполнить в заданных рамках времени и бюджета, тем лучший результат будет достигнут.

Изложенная схема показывает, что решение инженерной задачи представляет собой циклический, многошаговый процесс последовательного приближения. Такой подход к решению инженерных задач существует лишь потому, что нам неизвестно пока, как можно сразу выполнить синтез проекта. Мы умеем только составлять пробный вариант решения, анализировать, изменять его параметры и таким образом строить процесс, сходящийся к решению.

Как правило, решение инженерной задачи подчиняется законам сложных систем. При этом одно решение получают из другого, а процесс выработки общего решения развивается в направлении от более высокого уровня неопределенности к низкому и представляет собой сеть последовательных и разветвленных решений. Между отдельными решениями существуют очень сложные взаимосвязи. В процессе анализа решения инженерной задачи осуществляют необходимые взаимодействия с решаемыми параллельно инженерными задачами. Обычно они принимают форму согласований вырабатываемого решения с исполнителями параллельно решаемых инженерных задач.

Возможно, принятое решение инженерной задачи в результате согласований окажется недостаточно оптимальным. Тогда снова возвращаются к формированию идеи (принципиальной схемы), проводят необходимые

расчеты и выбирают оптимальный вариант с учетом ранее не учтенного фактора.

После принятия решения необходимо, чтобы созданная система образов технического объекта или процесса была доступна и понятна строителям, которые будут заниматься реализацией принятого решения. Для этого их оформляют в виде проектно-сметной документации, часто называемой проектом.

Разработанное и оформленное в виде проекта решение инженерной задачи должно быть подвергнуто перед утверждением экспертной оценке для проверки соответствия его современным требованиям. В отличие от проектировщиков, поглощенных деталями решения инженерных задач и трудностями согласования этих решений со строителями и заинтересованными организациями, эксперт занимается анализом решений инженерных задач и общей оценкой качества технической документации и технико-экономических показателей.

В процессе экспертизы эксперт подготавливает рекомендации по улучшению качества проектов. Он должен знать современные методы решения инженерных задач и уметь давать количественную и качественную оценку проектов. После внесения (при необходимости) по замечаниям эксперта исправлений в проект его утверждают и передают исполнителям для реализации.

Работа проектировщика редко заканчивается разработкой технической документации. В его обязанности входит наблюдение за внедрением решения инженерной задачи в производство, участие в испытаниях, оказание технической и методической помощи.

Ни одно из решений практических задач не остается постоянно наилучшим. Находят лучшие решения, возникают новые требования, накапливаются новые знания, изменяются условия. Поэтому наступает время, когда целесообразно пересмотреть проект в поисках лучшего решения. Улучшение существующих устройств, приборов, сооружений называют модернизацией или реконструкцией.

3.2. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Выполнение комплекса проектных и изыскательских работ обеспечивает основная проектная организация, называемая генеральным проектировщиком. Эта организация разрабатывает технологическую часть проекта и привлекает на договорных началах специализированные проектные или изыскательские организации (проектировщиков-субподрядчиков) для выполнения отдельных специализированных частей проекта или осуществления отдельных видов изыскательских работ.

Главной задачей проектного института является обеспечение соответствующей отрасли народного хозяйства проектно-сметной документацией высокого качества в установленные сроки, а также оказание технического содействия при вводе сооружений в эксплуатацию и освоении ими проектных показателей.

Основными структурными единицами, выполняющими разработку отдельных частей проекта, являются специализированные производственные отделы. Непосредственную разработку проектных решений в отделе осуществляют группы конструкторов и технологов.

Увязку всех частей проекта, техническое руководство проектированием, обеспечение комплектности проектной документации, применение типовых проектов осуществляет главный инженер проекта (ГИП). ГИП выдает задания и принимает работы, выполненные различными отделами и группами, подготавливает задания и исходные данные для проектирования, выполняемого другими проектными организациями, осуществляет контроль за ходом работы и ее приемку.

Технический отдел организует проектирование и контролирует использование в проектах новой техники и максимальное применение типовых и унифицированных проектных решений и конструкций, проводит технико-экономический анализ, обеспечивает отделы технической информацией. В состав технического отдела входит проектный кабинет с технической библиотекой. Наиболее важные и сложные вопросы в процессе проектирования рассматривают на техническом совете института.

Наряду с проектными институтами при эксплуатационных и строительных предприятиях и объединениях созданы проектные конторы, которые занимаются проектированием объектов нижелимитного строительства. В руководство проектной конторы входят ее начальник, главный инженер, производственно-технический аппарат и ГИП. В зависимости от объема и характера работ производственно-технический аппарат состоит из различных специализированных отделов.

Виды проектирования. Проектные организации, разрабатывающие техническую документацию на строительство подземных сооружений, обычно выполняют следующие виды проектных работ: схемы развития и размещения отрасли; технико-экономическое обоснование проектирования и строительства подземных сооружений; технические и технорабочие проекты строительства новых и реконструкции (расширения) действующих подземных сооружений; рабочие чертежи по обеспечению следующего (за текущим) года строительства; рабочие чертежи по нестандартному оборудованию; проекты пусковых комплексов; типовые и экспериментальные проекты.

Кроме того, проектные организации принимают участие вместе с заказчиком в разработке заданий на проектирование и выборе места расположения строительных площадок, осуществляют авторский надзор за строительством и реконструкцией проектируемых сооружений, оказывают техническое содействие в пусконаладочных работах, разрабатывают нормативы, ведут работу по унификации и стандартизации, дают заключения по проектам, научно-исследовательским и другим работам.

Важным видом проектирования является разработка проектов производства работ (ППР), которую обычно выполняют сами строительно-монтажные организации или по их заказу специализированные проектные организации (оргтехстрон).

3.3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬСТВА

Технико-экономическое обоснование (ТЭО) представляет собой предпроектный документ, уточняющий и дополняющий схемы развития и размещения соответствующих отраслей экономики.

В ТЭО уточняют расположение намечаемого к проектированию строительства (с учетом схем и проектов районной планировки), производственную мощность строящегося объекта и ассортимент его продукции. Рассматривают вопросы обеспечения строительства рабочей силой, сырьем, полуфабрикатами, химикатами, топливом, электроэнергией и водой, а также транспортными связями.

Уточняют требования к другим отраслям народного хозяйства и промышленности с учетом возможности кооперирования и создания групп предприятий, так называемых промышленных узлов. Кроме того, определяют основные технологические, планировочные и строительные решения, площадку для строительства, основные технико-экономические показатели и стоимость строительства (реконструкции) предприятия, здания и сооружения.

При разработке ТЭО на строительство новых объектов следует рассматривать варианты целесообразности данного строительства по сравнению с возможностью получения равновеликого прироста продукции за счет расширения или реконструкции действующих производств. Во многих случаях реконструкция и расширение действующих предприятий более рациональны, чем новое строительство, а капитальные вложения на эти мероприятия на 10–15 % меньше. Однако только с помощью глубоких технико-экономических обоснований и анализа может быть доказана целесообразность реконструкции, расширения или нового строительства в конкретных местных условиях, но с учетом общегосударственных интересов.

При разработке ТЭО должны быть учтены новейшие достижения науки и техники, с тем чтобы вновь создаваемые подземные сооружения ко времени ввода их в действие были технически передовыми, имели высокую экономическую эффективность. Определение экономической целесообразности и технической возможности строительства необходимо осуществлять путем проработки нескольких вариантов, а выбор площадки для строительства — в увязке с генеральными планами городов и поселков.

В ТЭО подлежат экономической оценке земельные участки, намечаемые к отчуждению, и природные богатства, которые в результате строительства могут быть потеряны или частично пострадать. Новое строительство или расширение действующих предприятий оказывает определенное влияние на окружающую среду, видоизменяет ее. Поэтому в ТЭО должны быть проработаны вопросы рационального использования, сохранения и воспроизводства природных ресурсов.

После утверждения ТЭО заказчиком объекта строительства оно служит основанием для составления задания на проектирование.

3.4. МЕТОДЫ ИНЖЕНЕРНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Основанием для начала составления проекта служит утвержденное задание на проектирование. В соответствии с ним, а также собственным планом проектно-изыскательских работ проектная организация заключает договор с заказчиком на выполнение проекта строительства подземного сооружения.

Все исходные данные заказчик должен передать проектной организации в согласованные сроки. Детально объем и перечень исходных данных для проектирования определен инструкцией СН 202—76.

Данные инженерных изысканий играют большую роль при строительстве подземных сооружений, особенно данные о геологических условиях и физико-механических свойствах горных пород, которые определяют в основном конструктивные параметры подземного сооружения, а также методы его строительства.

При строительстве подземного сооружения обычно не столько опасны неблагоприятные геологические условия, сколько недостаток информации о них и неумение оценить их с точки зрения того или иного инженерного мероприятия.

Для строительства подземных сооружений выполняют следующие основные виды инженерных изысканий.

Инженерно-геодезические изыскания, в состав которых входят построение геодезической и нивелирной сети, создание plano-высотной съемочной геодезической сети, топографическая съемка, съемка подземных инженерных коммуникаций, картографические работы и др.

В состав инженерно-геодезических изысканий входит также геодезическое трассирование линейных сооружений, необходимое для строительства железных, автомобильных дорог, водоводов, каналов, различных трубопроводов, линий электропередачи и связи, прочих протяженных коммуникаций.

Инженерно-геологические изыскания проводят для изучения инженерно-геологических условий района строительства, включая геоморфологическое и геологическое строение, литологический состав, состояние и физико-механические свойства грунтов и горных пород, гидрогеологические условия, неблагоприятные физико-геологические процессы и явления, а также прогноз изменения инженерно-геологических и гидрогеологических условий при строительстве и эксплуатации сооружения.

Инженерно-гидрометеорологические изыскания служат для получения материалов и данных по речной и морской гидрологии и климатологии, необходимых для проектирования объектов, а также для оценки возможных изменений гидрометеорологических условий территории и акватории под воздействием строительства и эксплуатации сооружения.

Кроме перечисленных, для строительства подземных сооружений проводят изыскания источников водоснабжения на базе подземных и по-

верхностных вод, местных строительных материалов, санитарно-гигиенические и другие виды изысканий.

Основные нормативные материалы. При проектировании используются строительные нормы и правила (СНиП), регламентирующие основные требования по вопросам проектирования и строительства городов и населенных пунктов, предприятий, зданий, сооружений, конструкций и инженерного оборудования и определение их сметной стоимости. Содержащиеся в СНиП требования основаны на передовом опыте проектирования и строительства и соответствуют современному уровню достижений науки и техники.

СНиП являются основным нормативным документом по проектированию и строительству, устанавливающим единые требования к проектированию и строительству, предусматривающим снижение сметной стоимости, повышение качества и сокращение сроков строительства, применение наиболее рациональных решений, экономное использование материальных ресурсов, повышение уровня индустриализации и производительности труда в строительстве, улучшение условий труда и быта, охраны окружающей среды, рациональное использование природных ресурсов.

Строительные нормы и правила состоят из следующих пяти частей.

Часть 1 «Организация, управление, экономика» устанавливает систему нормативных документов, строительную терминологию, классификацию зданий и сооружений, правила назначения модульных размеров и допусков в строительстве, содержит материалы по организации и управлению строительством, продолжительности проектирования и строительства, экономике строительства.

Часть 2 «Нормы проектирования» содержит требования по общим вопросам проектирования, по основаниям и фундаментам, строительным конструкциям, инженерному оборудованию и внешним сетям, сооружениям транспорта, гидротехническим и энергетическим сооружениям, метрополитенам, железнодорожным и автодорожным тоннелям и др.

Часть 3 «Организация производства и приемки работ» содержит общие правила строительного производства по устройству оснований и фундаментов, строительных конструкций, при строительстве транспортных, энергетических, гидротехнических и других сооружений, требования по производству строительных конструкций, изделий и материалов, а также по механизации строительного производства.

Часть 4 «Сметные нормы» содержит указания по разработке элементарных и укрупненных сметных норм на строительные работы, составлению сметных норм на монтаж оборудования, определению сметной стоимости строительства и т.п.

Часть 5 «Нормы затрат материальных и трудовых ресурсов» содержит нормы расхода материалов и потребности в строительном инвентаре, инструменте и механизмах, правила нормирования и оплаты труда в строительстве.

Кроме СНиП, по отдельным вопросам проектирования и строительства в качестве исходных руководящих материалов выпускают различные нормы, правила и инструкции (нормы отвода земель, продолжительности

проектирования и строительства объектов, расхода материалов, правила безопасности и т.п.). Ведущими исполнителями — разработчиками нормативных документов обычно являются научно-исследовательские и проектные организации, которые несут ответственность за соответствие требований нормативных документов новейшим достижениям науки и техники, правильность включенных в нормативные документы требований и их техническую и экономическую обоснованность, соответствие нормативных документов действующему законодательству, правильность расчетных формул, текстового, цифрового и графического материала, а также терминологии.

Поиск информации. Кроме исходных материалов, директивных и нормативных документов, при разработке проектов необходимо использовать научную информацию. Под информацией в широком смысле понимают некоторые сведения, совокупность каких-либо данных, знаний и других материалов, являющихся объектом хранения, преобразования, передачи. Общим свойством информации является то, что она отображает реальные объекты и процессы.

К научной относят ту логическую информацию, которую получают в процессе познания и которая правильно отображает явления и законы природы, общества и мышления. Научной может быть лишь информация, основанная и проверенная на практике. Причем научная информация является не только продуктом научно-исследовательской деятельности ученых, но также производственной и хозяйственной деятельности инженеров и рабочих. Ее могут содержать изобретения, рационализаторские предложения, усовершенствования.

Следует отличать от научной информации научные знания, представляющие собой особую, высшую категорию научной информации. Не относят к научной информации устаревшие истины, материалы научной фантастики или другую информацию, которая не может быть использована на практике.

В начале работы над любой новинкой проектировщик обязан досконально знать относящиеся к этой области *стандарты и технические условия*. Эту информацию он получает из *фонда нормативно-технической документации*, который насчитывает в настоящее время свыше 300 тыс. документов. Чтобы не закладывать в проекты морально устаревшую технику, надо представлять, какие виды оборудования и изделий и на каких заводах выпускают в настоящее время. Этой цели служит *центральный фонд каталогов на оборудование* в Государственной публичной научно-технической библиотеке России, насчитывающий несколько миллионов единиц.

Главным направлением технического прогресса в информационном обслуживании является широкое использование ПЭВМ, новейших каналов связи, средств воспроизведения и копирования.

Основными информационными органами, снабжающими проектировщиков информацией в проектных институтах, служат библиотека, кабинет типовых проектов, технический архив, сектор или группа информации, патентное бюро.

Для систематизации, хранения и поиска информации используют систему *универсальной десятичной классификации* (УДК), индексы и определители которой раскрывают основное содержание документов, хранящихся в фонде, или систему *предметных* указателей, где содержание документов передается при помощи рубрик и подрубрик.

Однако УДК и предметные указатели не всегда позволяют проектировщикам в полной мере использовать информацию, имеющуюся в институте, хотя они затрачивают на ее поиск до трети рабочего времени. Наиболее совершенным является применение в практике работы проектных институтов автоматизированных информационных систем, которые осуществляют сбор, накопление, хранение, переработку, поиск и выдачу информации.

Анализ исходных данных — это познание объективных условий предстоящего строительства подземного сооружения и поиск лучших путей использования этих условий для наиболее успешного решения проектной задачи.

Главное в анализе исходных данных — необходимость узнать значительно больше о входе и выходе задачи, чем задано. Прежде чем решать задачу, необходимо располагать надежной информацией об ожидаемых вариациях входа и выхода.

Объектами анализа данных являются исходные материалы, директивные и нормативные документы, научная информация, рассмотренные выше. Влияние исходных материалов на решение проектной задачи проявляется различным образом. В одном случае наибольшее влияние будут оказывать данные инженерных изысканий, в другом — требования заказчика, в третьем — возможности строительных организаций, в четвертом — климатические условия и т.д. Для подземного строительства наиболее важными являются данные инженерных изысканий. От их характера во многом зависят проектные решения. Поэтому анализ исходных данных следует начинать с оценки гидрогеологических условий строительства, т.е. с изучения той среды, в которой будет строиться и функционировать проектируемое подземное сооружение.

Анализ требований заказчика сводится к оценке тех ограничений, которые закладывают в задание на проектирование. В процессе анализа необходимо выявить ограничения, которые не могут быть приняты, например, из-за слишком высоких затрат или длительных сроков строительства. Некоторые ограничения по договоренности с теми, кто их выдвинул, могут быть исключены. Например, требования, накладываемые несовершенными видами строительных материалов, устаревшей технологией и др.

Оценка строительных организаций состоит в установлении их реальных возможностей при строительстве проектируемого объекта. При этом учитывают количественный и качественный состав строительных организаций, их техническое оснащение, квалификацию кадров, территориальное расположение и т.д.

3.5. ОПТИМИЗАЦИЯ И ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЙ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Поиск решений. После того как задача проектирования определена, т.е. уяснена цель и сделаны выводы из оценки исходных материалов, необходимо сформировать идею решения инженерной задачи в виде принципиальной схемы или эскиза всего подземного сооружения, отдельных горных выработок, узлов, устройств, процессов, элементов, причем таких идей может и должно быть множество, в противном случае, как известно, инженерная задача не возникает.

Формирование идеи проектного решения относят к области творчества, являющегося неотделимой частью проектирования.

Поиск возможных решений зависит от числа, ценности и разнообразия идей проектировщика.

В процессе поиска решений следует стремиться мыслить широко, не увязая в трясине подробностей. Необходимо избегать поспешных решений, отыскивать новые идеи, радикально отличающиеся от всех предыдущих, всегда считать, что имеется лучшее решение, чем то, которое известно.

Творчество — это деятельность, которая дает новые, впервые создаваемые, оригинальные продукты, имеющие общественное значение: изобретение новых машин и устройств, открытие новых закономерностей в науке, создание произведений искусства, литературы и т.п. В основе творчества человека лежит создание нового в форме представлений (образов). Такое представление в сознании предметов, непосредственно не воспринимаемых органами чувств в данный момент, возможно потому, что в мозгу остаются следы прошлых воспоминаний, т.е. действует механизм памяти.

Память закрепляет в сознании обычно все повторяющееся, важное, отсечная несущественное, сохраняет лишь некоторую совокупность повторяющихся элементов группы сходных объектов или наиболее характерные черты одного конкретного объекта. Поскольку человек обобщает, суммирует прошлые восприятия в едином образе, прежний опыт служит путеводителем в новых ситуациях, при новых обстоятельствах.

Человек может представить себе и такие предметы, которые он не видел раньше. Перед тем как выполнить чертеж объекта, процесса или элемента, проектировщик заранее представляет себе их образ и может в широких пределах менять характер этого образа. Ничто не мешает ему представить оболку подземного сооружения в виде резиновой оболочки или массив породы, сложенный невесомыми частями, и т.п. Во всех этих случаях способность к представлению перерастает в воображение. Но как бы ни были фантастичны возникающие в сознании образы, они всегда складываются из элементов прошлого опыта. Расчленив и сочетая разнообразнейшие природные элементы, их свойства и качества, сопоставляя объекты друг с другом, человек получает самые различные их комбинации.

Способность к воображению появляется уже на стадии представления, но наибольший простор для ее развития создает абстрактное мыш-

ление. На этой стадии используют такие приемы, как анализ (мысленное расчленение предметов, выделение их свойств, сторон, с тем чтобы лучше их представить) и синтез (мысленное соединение этих свойств, сторон в нечто целостное, конкретное). Благодаря умению различным образом синтезировать, соединять элементы, взятые из действительности, мышление может выйти за пределы того, что существует в данный момент, предвосхитить будущее, создавать планы деятельности, новые машины, конструкции, технологические приемы и т.п.

При формировании идеи проектного решения большое значение имеет *догадка* — первоначальное предположение, которое еще в достаточной мере не изучено, не выяснены его логические и эмпирические основания.

В возникновении догадки большую роль играет наличие интуиции. Немалое значение в приобретении интуиции имеют способности и опыт проектировщика, эстетическое развитие, развитие восприимчивости, строй его мышления, различные случаи из его жизни. Влияние этих случайных факторов, быстрота и внезапность решения задачи выглядят как озарение.

К одному из сложных видов творчества принадлежит *изобретательство*, т.е. воплощение научных идей в технические решения (изобретения) путем создания и внедрения принципиально новых технологических процессов, материалов, орудий труда, превосходящих по своим технико-экономическим показателям лучшие отечественные и мировые достижения. Изобретение — это идея, воплощенная в конкретную физическую форму (описание, чертежи, модели и т.п.), показывающую ее техническую осуществимость. В современных условиях создание изобретений — изобретательство — чаще всего не изолированный факт, а обязательная составная часть творческого процесса разработки новых проектных решений.

Процесс изобретательства может быть условно разделен на следующие этапы: *подготовка к решению* — накопление знаний и совершенствование мастерства, формулирование задачи; *концентрация усилий* — упорная работа с целью получения решения; *передышка* — период умственного отдыха, когда изобретатель отвлекается от решения поставленной задачи; *озарение* — получение искомого решения; *доведение работы до конца* — обобщение, логическая оценка, фиксация.

Все или отдельные этапы могут циклически повторяться, причем нельзя недооценивать любой из них. Приведенное описание процесса, конечно, не может научить изобретать. Оно только помогает привести в систему творческий процесс изобретательства. Существуют также некоторые общие принципы и приемы, излагаемые ниже, которые могут быть полезными в процессе изобретательства.

Преодоление психологической инерции. Под психологической инерцией понимают предрасположение к какому-нибудь конкретному образу мышления при решении поставленной задачи. Речь идет не о том, чтобы обязательно отказаться от использования лучшего из применявшегося ранее, а о том, что нельзя ограничивать рассмотрение уже известным.

Выше было показано, что всегда имеется более чем одно решение. Следует помнить также, что осуществленные решения базировались на существовавших к тому времени материалах, оборудовании и технологии. Научно-технический прогресс создает предпосылки к использованию совершенно новых решений.

Психологическая инерция является следствием обучения и знакомства с вопросом, приверженности к излюбленной идее, нетерпения, поспешности или напряжения при решении задачи.

Можно привести очень много примеров неудачных технических решений, связанных с психологической инерцией проектировщиков. Характерным примером в этом отношении является традиционный открытый вариант строительства Верхне-Туломской ГЭС с напором 55 м, мощностью 228 МВт. Подрядная финская фирма «Иматран-Войма» предложила альтернативный подземный вариант гидроэлектростанции без увеличения сметной стоимости. При его осуществлении было достигнуто снижение фактической стоимости строительства на 19% по сравнению со сметной.

Таким образом, на первом этапе проектирования преодоление психологической инерции является абсолютно необходимым. Этот этап может быть успешно выполнен только в случае отказа от традиционной схемы взглядов и представлений.

Метод группового подхода. Одним из методов коллективного творчества, который можно применять при разработке новых идей и схем подземных сооружений, является групповой подход или, как его иногда называют, метод «мозгового штурма». Сущность этого метода состоит в том, что собирают группу специалистов для совместной работы, перед ней ставят задачу, которую следует решить, и далее происходит свободный обмен мнениями. При этом следует обязательно соблюдать определенные условия.

Во-первых, в процессе работы недопустимы критика или какие-либо оценки предложенных идей.

Во-вторых, важнейшим требованием при групповом подходе является получение большого числа идей. При этом следует иметь в виду, что одна идея зачастую порождает одну или несколько других.

В-третьих, специалисты должны свободно высказывать свои мысли, не заботясь о том, насколько реально их воплощение.

После того как высказано и зафиксировано (на аудиокассете или в стенограмме) достаточно большое число идей, процесс «мозгового штурма» прекращают и начинают предварительный анализ идей, при котором, естественно, большая их часть будет отброшена как нереальная, а оставшаяся может быть использована при проектировании. При использовании этого метода целесообразно привлекать людей, не являющихся специалистами в проектировании подземных сооружений: физиков, механиков, математиков, обладающих достаточно широкой эрудицией и не связанных традиционными представлениями.

Метод инверсии состоит в том, что при решении задачи вспоминают традиционный метод и, грубо говоря, поступают наоборот. Задачу пыта-

ются решить с противоположной или измененной позиции. Например, если в рассматриваемом устройстве деталь расположена вертикально (например, затвор гидротехнического тоннеля), то следует подумать, нельзя ли ее расположить горизонтально. При строительстве тоннелей чаще всего вначале проводят калотту, а затем штроссу. Можно принять обратное решение: вначале пройти штроссу, закрепить ее стены, а затем проводить калотту, что в ряде случаев может оказаться более целесообразным.

Если одна часть устройства, сооружения находится внутри, а вторая снаружи, то следует подумать, нельзя ли их поменять местами. Например, при проведении серии взрывов в забое вначале взрывают заряды в центральных шпурах, затем в промежуточных и периферийных. Существует и обратная схема: вначале взрывают периферийные шпуры, а затем центральные. Так осуществляют предварительное контурное взрывание.

Приведенных примеров, видимо, достаточно, чтобы пояснить сущность метода инверсии — повернуть вверх дном, вывернуть наизнанку, поменять местами и т.д.

Использование аналогий. Метод аналогий основан на сходстве многих процессов, протекающих в природе. Прежде всего аналогия может быть проведена между подземными сооружениями различных типов и назначения (например, горизонтальными, наклонными, вертикальными), затем между разными видами подземных сооружений и далее между подземными сооружениями и объектами, используемыми в разных областях экономики. Использование метода аналогий на первых этапах проектирования может оказаться весьма эффективным, однако требует от инженера широкого круга знаний в области науки и техники.

Можно привести массу примеров аналогии подземных сооружений с другими объектами (стены и перекрытия наземных зданий, естественные пещеры, трубопроводы и т.п.). Рассмотрим, например, поиск путей повышения скорости проведения тоннелей по крепким породам. Где есть аналогия? — При бурении нефтяных скважин. Как поступают там? — Применяют шарошки. Попробуем использовать эту аналогию. Но при проходке тоннеля гравитационные силы тяжести от шарошек на забой не действуют. Значит, надо предусмотреть устройство подачи для обеспечения силового воздействия исполнительного органа на забой. Так были созданы тоннелепроходческие машины для проведения выработок больших поперечных сечений по самым крепким породам.

Используя аналогию с закрепляющим действием промывочной жидкости при бурении глубоких скважин, для строительства подземных сооружений разработали способ «стена в грунте». При проектировании организации подземного транспорта можно использовать аналогию с организацией общехозяйственного или даже общественного транспорта.

Важно иметь в виду, что в век технического прогресса развитие техники идет достаточно быстро в самых различных направлениях и поэтому систематическое изучение достижений в смежных отраслях с использованием метода аналогий должно стать неотъемлемой частью работы проектировщика.

Фантазия. При решении практически любой задачи возникают трудности, часть из которых кажется непреодолимой. В этом случае можно сделать допущение, что некоторые из них преодолены, и рассматривать задачу дальше. Если ее решение окажется заманчивым, то можно вернуться к «белому пятну» (фантазии) и, обдумывая методы его устранения, перейти от фантазии к действительности.

Немалая фантазия потребовалась при создании анкерной крепи. Фантастичным представлялось применение света для разрушения горной породы, однако уже сейчас разрабатывают проекты проходческих комбайнов, разрушающих породу при помощи лучей лазера. Чистой фантазией казалось применение артиллерийских установок для проходки тоннелей, но проведенные эксперименты показали перспективность такого способа разрушения породы.

Систематическое исследование новых комбинаций известных принципов может дать качественно новое решение. Этот метод может быть описан определенным алгоритмом и принципиально прост в осуществлении, однако требует просмотра, как правило, очень большого числа вариантов. Поэтому он может иметь перспективу только при использовании ПЭВМ.

Рассмотрим в качестве примера возможные комбинации при проектировании подземных сооружений только по принципиальным элементам. Транспортный тоннель может иметь прямоугольную, корытную, коробовую или круглую форму (4 варианта); в плане — прямолинейную, криволинейную форму или состоять из прямолинейных и криволинейных элементов (3 варианта); профиль — односкатный, двускатный (2 варианта); обделка может отсутствовать или быть анкерной, рамной, монолитной бетонной однородной, монолитной железобетонной, из сборного железобетона, многослойной (8 вариантов); тоннель может быть пройден в виде одной выработки, двух или нескольких (2 варианта и более); проведение можно осуществлять со стороны порталов, подходных выработок или одновременно со стороны порталов и подходных выработок (3 варианта); подходные выработки могут быть вертикальными, наклонными или горизонтальными (3 варианта); проведение можно осуществлять сплошным забоем, с нижним уступом или с верхним уступом (3 варианта); разрушение забоя — механическими средствами или с применением буровзрывных работ (2 варианта); доставку породы — рельсовым, конвейерным или колесным транспортом (3 варианта). Возможно еще большее число вариантов, однако и перечисленных достаточно для формирования свыше 62 тыс. комбинаций. Поэтому метод систематического исследования комбинаций, несмотря на его внешнюю привлекательность, следует использовать только как вспомогательный.

Оптимизация принятия решения. Оптимизацией называют процесс поиска решения инженерной задачи, удовлетворяющего как заданной цели, так и условиям задачи. Цель любой инженерной задачи — достижение экстремума (максимума или минимума — в зависимости от сущности задачи) определенного технического или экономического показателя, называемого *критерием оптимальности* и принимаемого за меру оценки качества проектируемой системы.

Условиями инженерной задачи являются исходные величины, оптимизируемые параметры и ограничения. В качестве *исходных величин* выступают физико-механические свойства горных пород, обводненность, температура пород, технические характеристики машин, механизмов, различного оборудования и т.п. Эти величины нельзя изменить в ходе решения инженерной задачи, как говорят, ими нельзя управлять, но они влияют на исход решения задачи.

В ряде случаев в качестве исходных величин могут выступать вообще неизвестные факторы, значения которых нельзя предсказать заранее, но которые также влияют на решение задачи. Например, при проектировании безнапорного гидротехнического тоннеля необходимо установить высоту свободного пространства от поверхности воды до шельги свода. Однако уровень поверхности воды зависит от паводка, величина которого и момент наступления заранее неизвестны.

К оптимизируемым параметрам в области проектирования подземных сооружений можно отнести, например, форму и размеры поперечного сечения выработок, материал и конструкцию обделки, тип выработки, место и глубину заложения, расстояния между подходными выработками и множество других. Эти параметры в ходе решения инженерной задачи могут быть изменены, т.е. ими можно управлять, добиваясь заданной цели или с достаточной точностью приближаясь к ней.

Однако оптимизируемые параметры не могут принимать любые значения. Например, габаритный размер не может иметь отрицательную или нулевую величину; скорость движения воздуха в горной выработке не может превышать допустимого максимального значения и т.п. Следовательно, эти параметры имеют *ограничения*, которые могут быть двух видов: функциональные и областные. С помощью функциональных ограничений точно задают рабочие характеристики, входные параметры и др. Функциональные ограничения всегда выражают в виде равенства: например, «должен быть принят бетон марки 300» или «масса патрона ВВ равна 250 г». Областные ограничения отличаются от функциональных лишь тем, что их выражают неравенствами.

Оптимизация предполагает определение *управляемых параметров*, которые приводят критерий оптимальности к экстремальному значению. Функцию, выражающую критерий оптимальности через оптимизируемые параметры, называют *целевой*. Таким образом, элементами задачи оптимизации являются: целевая функция, ограничения и управляемые параметры. Математические методы оптимизации описывают пути поиска управляемых параметров, которые приводят к экстремальному значению целевую функцию при различных ограничениях. В качестве целевой функции (критерия оптимальности) чаще всего выступает стоимость, однако ею может быть и какая-либо рабочая характеристика, некоторая комбинация показателей или величина, которую проектировщик желает максимизировать или минимизировать.

Расчетные методы оптимизации дают единственное, строго оптимальное решение сравнительно редко. Гораздо чаще они дают только возможность выделить некоторую область практически равноценных опти-

мальных решений, в пределах которой должен быть осуществлен окончательный выбор или, как говорят, принято решение.

Само по себе принятие решения есть компромисс. Принимая решение, необходимо взвешивать суждения о ценности, что включает рассмотрение экономических факторов, технической целесообразности, научной необходимости, а также учитывать социальные и так называемые человеческие факторы. Принять правильное решение — значит выбрать такую альтернативу (альтернативой называется каждая из исключающих друг друга возможностей), в которой с учетом всех этих разнообразных факторов будет оптимизирована общая ценность.

Необходимость принятия решений возникает постоянно. Многие решения принимают без специальных обоснований, на основе интуиции и здравого смысла. Мозг человека, обладающего необходимым запасом знаний, наделен природной способностью к принятию в большинстве случаев правильных, притом наиболее оптимальных решений. Оптимизация и принятие таких решений происходят как бы сами собой, на основе жизненной практики.

Подобным образом принимают некоторые решения в процессе проектирования подземных сооружений, особенно при использовании метода аналогий и повторных решений. Например, форму поперечного сечения горной выработки, материал обделки, вид транспорта, способ вентиляции и ряд других решений принимают обычно без специального расчета, а только на основе имеющегося опыта и здравого смысла.

Но чаще всего решения инженерных задач бывают более ответственными. Чем более сложным и дорогостоящим является проектируемый объект, процесс или элемент, тем менее допустимы «волевые» решения и тем большее значение приобретают научные методы, позволяющие заранее оценить последствия каждого решения, отбросить недопустимые и рекомендовать наиболее удачные.

Из числа расчетных методов оптимизации и принятия решений наиболее распространенным является метод вариантов. Иногда, особенно при проектировании ГЭС, применяют графический метод. В настоящее время идет процесс широкого внедрения методов исследования операций, к которым относят методы математической оптимизации, теории полезности, статистические методы, методы сетевого планирования и управления и др. Ряд вопросов проектирования решают экспериментальными методами.

Оптимизация служит для количественного обоснования принимаемых решений при относительно небольшом числе критериев оптимальности. Необходимость учета значительного числа зачастую противоречивых критериев привела к возникновению теории полезности. Полезностью называют меру ценности результатов возможных решений. В качестве «ценности» могут выступать деньги и многие другие факторы, например, время, престиж, потеря невозполнимых ресурсов и т.д. Теория полезности дает способ измерения ценностей различного рода по единой шкале полезности в виде так называемых функций полезности.

Начало отсчета и единицу шкалы для каждой функции полезности можно выразить таким образом, чтобы все функции имели одинаковые шкалы. Коэффициенты при функциях полезности могут иметь различные названия: вес фактора, весовой коэффициент, относительный вес, степень важности, ранг и др. Числовые коэффициенты при функциях полезности обычно определяют путем статистической обработки значимости (удельного веса) принятых или выделенных оценок критериев, даваемых, по возможности объективно, специалистами-экспертами.

Расчетные или количественные методы оптимизации дают наилучшее решение задачи, выраженной в виде целевой функции. Но такая функция никогда не является точным описанием, поэтому полученное этими методами оптимальное решение также никогда не является единственным наилучшим решением реальной задачи. В ряде случаев выбор решения является исключительно сложным вопросом, который носит субъективный характер и предполагает учет неколичественных социальных факторов и суждений о ценности.

Поэтому принятие окончательного решения выходит за рамки какого-либо точного расчета, его относят к компетенции одного ответственного лица, например, главного инженера проекта или чаще — группы лиц (членов технического совета, руководителей предприятий и т.п.), которым предоставлено право окончательного выбора. При этом они могут учитывать наряду с рекомендациями, вытекающими из математических расчетов, еще ряд соображений количественного и качественного характера. Часто бывает необходимо несколько поступиться одной из характеристик (например, надежностью), с тем чтобы получить выигрыш в другой (например, в затратах).

3.6. ВЫБОР СХЕМЫ СТРОИТЕЛЬСТВА

На стадии проектирования принимают решение о способе проведения горных выработок, открывающих доступ с поверхности к сооружаемому подземному объекту, т.е. разрабатывают способ вскрытия.

Наиболее целесообразно производить вскрытие по оси подземного сооружения со стороны порталов, когда рельеф местности позволяет разместить строительные площадки и подъездные пути (рис. 3.5, *а*). Если проходческие работы со стороны порталов осуществить невозможно, то вскрытие осуществляют посредством вспомогательных подходных выработок (рис. 3.5, *б*). При значительном объеме горно-строительных работ, в частности, при значительной длине сооружения, применяют комбинированное вскрытие (рис. 3.5, *в*) как по оси выработки со стороны порталов, так и посредством вспомогательных подходных выработок.

Следует различать вскрытие подземного сооружения для его соединения с поверхностью и обслуживания в период эксплуатации и вскрытие только на период строительства. В первом случае вскрывающие выработки называют эксплуатационными подходными (эксплуатационными подходами), а во втором — строительными подходными (строительными подходами).

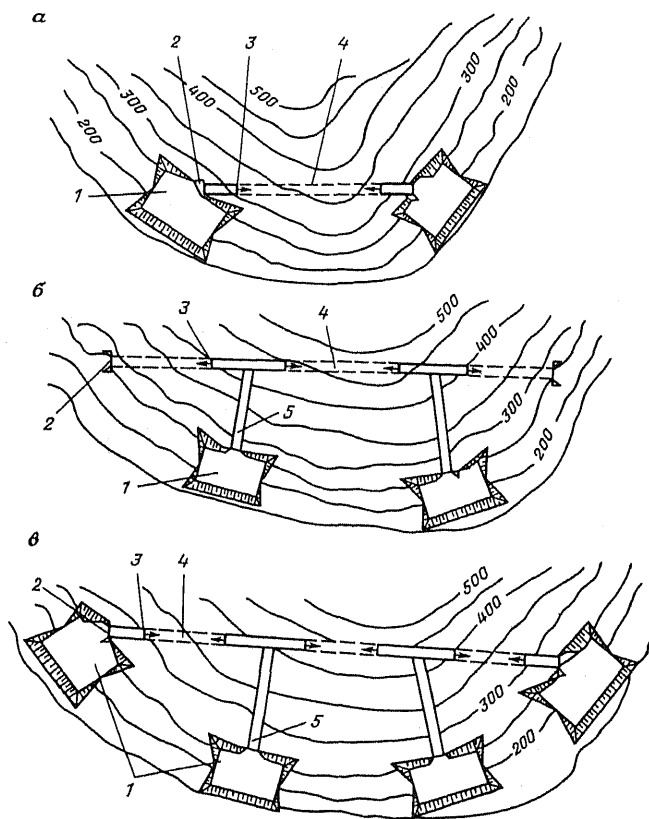


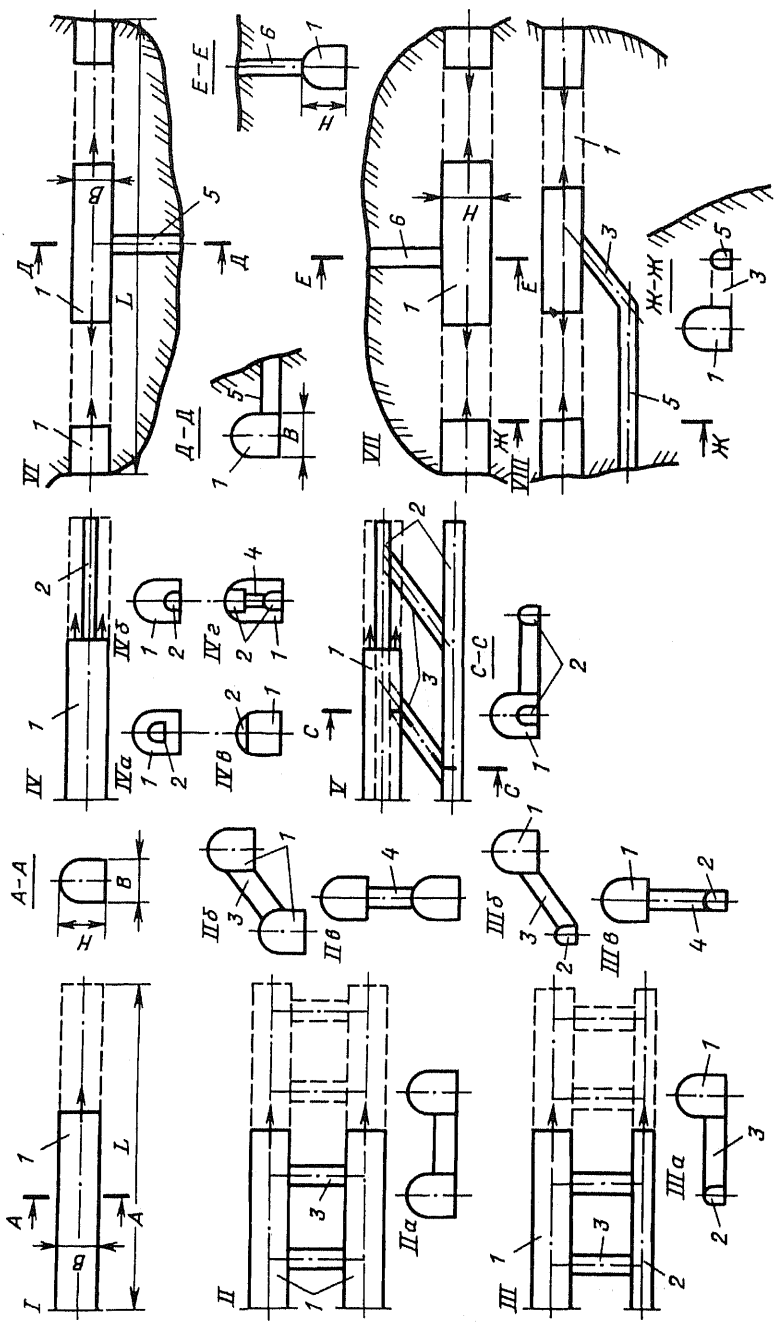
Рис. 3.5. Схемы вскрытия:

а — по оси сооружения со стороны порталов; *б* — посредством вспомогательных подходных выработок; *в* — комбинированная; 1 — строительные площадки; 2 — портал; 3 — забой; 4 — основное сооружение; 5 — подходная выработка

При вскрытии подземного сооружения со стороны порталов его строительство может осуществляться по различным схемам (рис. 3.6). Если подземное сооружение представляет собой протяженную горизонтальную или слегка наклонную выработку, то его строительство ведут в соответствии со схемами I—V.

Простейшей является схема проведения одиночной выработки (схема I). Однако данной схеме в наибольшей степени присущи те специфические особенности подземного строительства, осложняющие его осуществление, которые были отмечены ранее.

В схеме II предусматривают одновременное проведение двух параллельных протяженных выработок на небольшом расстоянии друг от друга. Основные выработки могут располагаться на одном (схема II, а) и на



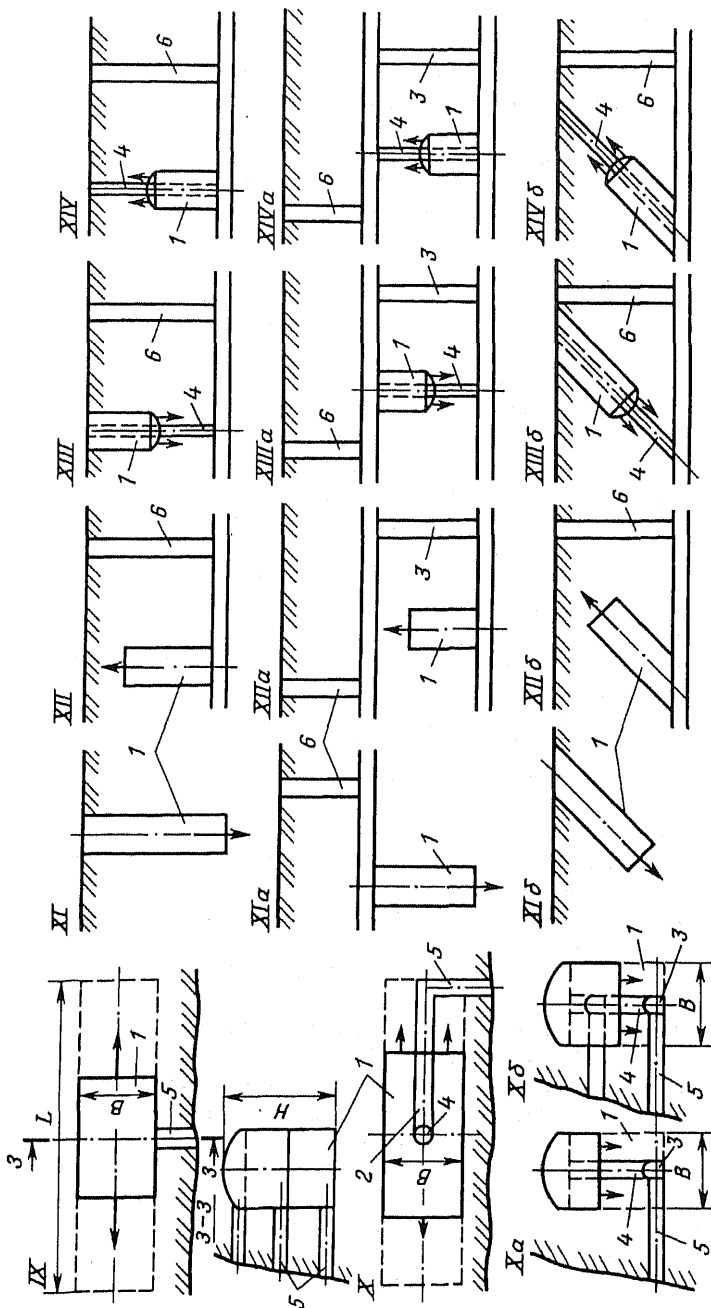


Рис. 3.б. Схемы строительства подземных сооружений:

1 — основная выработка; 2 — вспомогательная выработка; 3 — сбойка; 4 — сваянка или фурнель; 5 — подходная штольня; 6 — под-
ходный ствол; B, H и L — ширина, высота и длина выработки соответственно

разных уровнях (схема II, б и в). К достоинствам этой схемы относят хорошую вентиляцию за счет использования одной выработки для подачи свежего, а другой — для отведения отработанного воздуха, что возможно в результате периодического проведения сбоек между выработками, а также повышенную безопасность работ, так как вторую выработку используют как запасной выход. Кроме того, при такой схеме возможно осуществить поточный транспорт, используя одну выработку для транспортирования породы, а другую — для подачи порожняка.

Недостатком схемы II является ограниченная по эксплуатационным соображениям необходимость проведения двух параллельных выработок и увеличение стоимости за счет проведения сбоек между выработками. Однако по сравнению со схемой I применение схемы II обеспечивает сокращение продолжительности строительства благодаря увеличению скорости проведения основных выработок.

При строительстве протяженной горной выработки по схеме III предполагают, что для эксплуатации сооружения необходима только одна основная выработка. Однако для вентиляции, а также для других вспомогательных целей на период строительства параллельно основной на близком расстоянии проводят вспомогательную выработку, соединяемую с основной сбоями. Вспомогательную выработку можно проводить на одном уровне (схема III, а) или на разных уровнях (схема III, б и в). Данная схема подобна схеме II, но стоимость строительства повышается не только за счет проведения сбоек, но и параллельной вспомогательной выработки. Как и схема II, она обеспечивает меньшую продолжительность строительства по сравнению со схемой I.

Схема IV предусматривает последовательное проведение одиночной или спаренной опережающей вспомогательной 2 и основной 1 выработок. Вспомогательную опережающую выработку 2 располагают в середине сечения (схема IV, а), у подошвы (схема IV, б), у кровли основной выработки (схема IV, в) или проводят спаренно (схема IV, г). Ее проводят сразу на всю длину или с некоторым опережением забоя основной выработки. Достоинством данной схемы является возможность проведения детальной разведки изменяющихся горно-геологических условий строительства, а также некоторое увеличение фронта работ и возможность более удобного и производительного размещения рабочих и механизмов в разных забоях.

Продолжительность строительства подземного сооружения по схеме IV по сравнению со схемой I увеличивается. Однако в сложных изменяющихся горно-геологических условиях из-за вероятности неожиданной встречи нарушений (участков повышенного горного давления, высокой обводненности, газообильности и т.п.) при строительстве по схеме I средняя скорость проведения резко снижается. В то же время при использовании схемы IV встреча опережающей выработкой геологического нарушения не приводит к уменьшению скорости проведения основной выработки, так как строители имеют время на принятие мер по подготовке к преодолению выявленного нарушения. В результате общая продолжительность строительства сооружения по схеме IV будет меньше, чем по схеме I.

Для проведения горных выработок большой протяженности может быть принята схема *V*, где вспомогательные выработки *2* проводят спаренно, и соединяют сбоями *3*, служащими для вентиляции и организации поточного транспорта. Естественно, что общая протяженность горных выработок при этом возрастает, однако при значительной длине выработки продолжительность и стоимость строительства по сравнению со схемой *IV* могут быть снижены.

Схемы *VI–VIII* предусматривают вскрытие и создание дополнительных забоев при помощи подходных выработок: штольни *5* в схемах *VI* и *VIII*, вертикального ствола *6* в схеме *VII*. Применение этих схем позволяет существенно снизить продолжительность строительства благодаря увеличению фронта работ, численности рабочих и числа механизмов.

Схемы *IX* и *X* предназначены для организации строительства подземных камер большого поперечного сечения при помощи вспомогательных подходных выработок *5*, сбоек *3* и фурнелей *4*. Подходные выработки могут располагаться в средней части (схема *IX*) или с одного торца камеры (схема *X*). Если камера имеет значительную высоту, то ее проводят поспойно в направлении сверху вниз. Подходные выработки могут быть проведены на каждый слой (схема *IX*) или проводят одну подходную выработку к нижнему слою, а отработку слоев осуществляют при помощи фурнелей (схема *X*, *a*). В некоторых случаях может оказаться более эффективной схема *X*, *б* с комбинированным использованием подходных выработок и фурнелей.

Схемы *XI–XIV* предназначены для строительства вертикальных подземных сооружений. По схеме *XI* проводят вертикальные стволы. В принципе данная схема аналогична схеме *I* и отличается от нее главным образом более жесткими требованиями обеспечения безопасности вследствие необходимости защиты работающих в забое от падающих сверху предметов.

Схема *XII* предусматривает проходку вертикальной выработки снизу вверх, что позволяет за счет использования силы тяжести для выдачи породы из забоя достичь несколько большей скорости строительства по сравнению со схемой *XI*, но требует времени и дополнительных затрат средств на проведение подходных выработок *6*. Кроме того, при проходке по газоносным породам, содержащим вредные газы, удельный вес которых меньше, чем воздуха, ухудшаются условия проветривания таких выработок.

Строительство вертикальной выработки по схеме *XIII* ведут с помощью предварительно пройденной фурнели или скважины *4*, обеспечивающей сквозную вентиляцию и спуск породы под действием собственного веса. Для применения данной схемы необходимы подходные выработки *6*. Схемой *XIV* предусмотрена также предварительная проходка фурнели или скважины *4* и последующее расширение горной выработки в направлении снизу вверх.

Рассмотренные схемы строительства вертикальных выработок применимы и для условий, когда эти выработки не выходят непосредственно на земную поверхность (схемы *XI*, *a* — *XIV*, *a*). Доступ к месту стро-

ительства обеспечивает система вспомогательных подходных выработок б и сбоек з.

Строительство наклонных выработок (схемы XI, б — XIV, б) вполне укладывается в приведенные схемы. Условно можно считать, что при наклонах оси выработки до 45° принимают схему строительства аналогичной горизонтальной, а при наклонах свыше 45° — вертикальной выработки.

3.7. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОРГАНИЗАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА

Строительство подземных сооружений — это сложный комплекс взаимосвязанных процессов, в результате которых создают горные выработки и наземные сооружения, необходимые для эксплуатации подземного объекта в соответствии с его назначением. Особенность строительства подземных объектов заключается в совмещении во времени строительства наземных зданий и сооружений с горнопроходческими работами при наличии технологической зависимости между ними. Это обуславливает разделение общего срока строительства подземного сооружения на несколько периодов и этапов, которые выполняют в определенной последовательности.

Строительство подземного сооружения принято разделять на два периода: первый — подготовительный, когда выполняют подготовительные работы, необходимые для проведения горных выработок и строительства наземных постоянных зданий и сооружений; второй — основной, когда проводят строительные подходные и основные эксплуатационные горные выработки, строят комплекс наземных постоянных зданий и сооружений и осуществляют монтаж эксплуатационного оборудования.

При строительстве подземного сооружения выделяют следующие этапы:

- в подготовительном периоде: первый — освоение и инженерная подготовка строительных площадок; второй — возведение временных и части постоянных зданий и сооружений, которые необходимы для проведения горных выработок, а также для строительства постоянных зданий и сооружений;

- в основном периоде: первый основной — проведение подходных выработок (штолен, стволов, шурфов, колодцев) и начало строительства постоянных зданий и сооружений на поверхности; переходный от проведения подходных к проведению основных горных выработок; второй основной — проведение основных горных выработок, строительство постоянных зданий и сооружений на поверхности, монтаж эксплуатационного оборудования; завершающий — окончание горнопроходческих и общестроительных работ, опробование эксплуатационного технологического оборудования, подготовка и сдача сооружения в эксплуатацию.

Следует обратить внимание на то, что предпочтительнее обратный порядок проектирования строительства подземного сооружения, т.е. в соответствии с общим процессом разработки проекта вначале проекти-

руют организацию и производство работ основного периода, в частности работы по проведению основных горных выработок и строительству зданий и сооружений на поверхности, затем организацию и производство работ переходного периода и работы по проведению подходов выработок, и только после определения работ основного периода — технологию и организацию работ подготовительного.

В основе современной организации подземного строительства лежат общие принципы: плановость, индустриальность, комплексная механизация и автоматизация производства, поточная организация и технология строительных процессов, специализация строительно-монтажных организаций, круглогодичность производства строительно-монтажных и горнопроходческих работ.

СРОКИ И СКОРОСТЬ СТРОИТЕЛЬСТВА

Сокращение сроков, более быстрый ввод в действие подземного сооружения, а также жилых домов и культурно-бытовых объектов являются одной из главных задач проектирования строительства. Сокращение сроков строительства повышает эффективность капиталовложений, способствует ускорению темпов экономического развития промышленности и быстреешей окупаемости капитальных вложений, при этом возможно более полное использование строительного оборудования и уменьшение накладных расходов.

Академиком Л.Д. Шевяковым установлено влияние скорости (темпов) проходки горных выработок на стоимость единицы их длины.

Пусть за время t пройдено x м тоннеля. Тогда затраты на проведение выработки составят, руб,

$$ax + bt, \quad (3.1)$$

где a — стоимость 1 м тоннеля по прямым нормируемым затратам, руб.; b — сумма затрат на обслуживающие процессы за единицу времени, руб.

Полная стоимость 1 м тоннеля, руб.,

$$k = \frac{ax + bt}{x} = a + b \frac{t}{x}. \quad (3.2)$$

Скорость проведения v характеризуют числом метров выработки, пройденных за единицу времени:

$$v = \frac{x}{t}. \quad (3.3)$$

Поэтому формулу (3.2) можно записать так:

$$k = a + \frac{b}{v}. \quad (3.4)$$

Графически полученная зависимость представлена на рис. 3.7. Основываясь на этой зависимости, Л.Д. Шевяков делает следующие выводы:

- полная стоимость проведения 1 м горной выработки находится в сильной зависимости от скорости проведения; очевидно исключительное экономическое значение скоростного строительства;

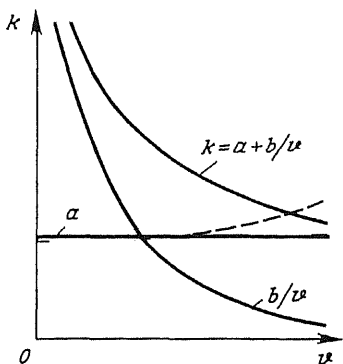


Рис. 3.7. Влияние скорости подвига-ния забоя на стоимость проходки

тем полная стоимость 1 м выработки меньше;

- ускорение темпов работы часто сопровождается увеличением прямых расходов a за счет увеличения надбавок, премирования и прочего, но так как при этом значение a в формуле (3.4) возрастает значительно медленнее (пунктирная линия на рис. 3.7), чем падает значение слагаемого b/v , то такие «переплаты» в конечном счете выгодны;

- сказанное относится к проведению выработок, но может быть распространено в его принципиальной сущности на любое строительство.

Для определения сроков ввода в действие производственных мощностей и объектов непроизводственного назначения установлены нормы продолжительности строительства предприятий, зданий и сооружений (СН 440—72). Эти нормы являются обязательными при разработке проектов организации строительства и производства работ.

Наряду с общей нормативной продолжительностью строительства объекта в нормах установлена продолжительность подготовительного периода, время передачи оборудования на монтаж и продолжительность его монтажа. Там же приведено распределение капитальных вложений и стоимости строительно-монтажных работ по годам строительства в процентах от сметной стоимости сооружений.

Нормы продолжительности строительства разработаны только для таких объектов подземного строительства, как однопутные железнодорожные тоннели, проводимые в крепких скальных породах (длиной до 1000 м), а также для горнодобывающих предприятий. Поэтому при проектировании строительства подземных ГЭС, метрополитенов, транспортных тоннелей длиной более 1000 м, двухпутных тоннелей любой длины, городских коллекторов и других объектов продолжительность строительства устанавливают в *проекте организации строительства* (ПОС), на основе линейного или сетевого графика, оптимизированного по времени, ресурсам и стоимости.

- медленной работой можно довести стоимость 1 м выработки до очень большой величины; наоборот, проведение выработки с большой скоростью значительно снижает стоимость строительства;

- следует критически относиться к цифрам фактической стоимости проведения, получаемым на практике, так как зачастую они высоки потому, что малы скорости;

- чем меньше число забоев, тем выше относительное значение расходов группы b , т.е. фиксированных по времени, поэтому полная стоимость 1 м одинаковых и проводимых в одинаковых технических и природных условиях выработок зависит от числа одновременно работающих забоев: чем больше забоев,

Для проектирования строительства подземных камер большого объема можно принимать следующие ориентировочные сроки, полученные В.М. Мостковым на основе обобщения опыта строительства: при объеме камеры до 30 000, 30 000—60 000 и 60 000—90 000 м³ соответственно до 1,5, 2 и 3 лет. На монтаж и наладку оборудования обычно предусматривают 0,5—1 год, но частично эти работы могут быть совмещены по времени со строительными работами.

ПРОЕКТ ОРГАНИЗАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА

Проект организации строительства отвечает на вопрос о продолжительности и порядке строительства сооружения с наименьшими затратами и высоким качеством. ПОС служит для обоснования сметной стоимости строительства, а также для распределения объемов строительно-монтажных работ по срокам строительства.

ПОС разрабатывает генеральная проектная организация как составную часть технорабочего или технического проекта. Отдельные разделы ПОС крупных и сложных подземных сооружений, например, монтаж уникального оборудования подземной ГЭС, средств автоматики метрополитена или подземного хранилища и т.п. должны разрабатывать специализированные проектные организации.

Выбор вариантов и оптимизацию проектных решений по организации строительства необходимо осуществлять с применением экономико-математических методов и ПЭВМ. Критерием оптимальности решений должно быть достижение установленных сроков и других технико-экономических показателей строительно-монтажных работ: себестоимости, стоимости основных фондов и оборотных средств, трудоемкости. Определение сравнительной экономической эффективности вариантов проводят путем сопоставления приведенных затрат. При этом учитывают экономический эффект от сокращения продолжительности строительства и ускорения ввода объектов в эксплуатацию.

ПОС необходимо разрабатывать одновременно со строительной, технологической и другими частями технорабочего (технического) проекта на основе системного подхода для увязки конструктивных и технологических решений с условиями организации строительства и производства работ. При таком подходе можно уже в процессе проработки вариантов по выбору высоты и мест заложения порталов, плана и профиля тоннеля, способа обеспечения транспортных, вентиляционных и эксплуатационных подходов, энергоснабжения и других вопросов увязывать их с задачей обеспечения рациональной организации строительства.

Системный подход необходим также при выборе площадки для строительства путем согласования с генеральной подрядной строительной организацией, принимаемых проектных решений по использованию местных строительных материалов, средств механизации основных строительно-монтажных и горнопроходческих работ, а также при выборе транспортной схемы для обеспечения стройки местными строительными материалами.

Кроме того, для более обоснованного принятия проектных решений весьма полезными являются предварительная разработка и совместное (проектным институтом и генподрядной строительной организацией) рассмотрение технических условий на проектирование. В технических условиях следует предусматривать максимальную индустриализацию строительства; применение передовой технологии строительных и горнопроходческих работ; использование результатов научно-исследовательских работ; потребность в развитии производственной базы строителей (предприятия стройиндустрии, парк строительных машин, транспортные подразделения), промышленности строительных материалов в районе строительства; необходимые для строителей объемы жилищного и культурно-бытового строительства; перечень и типы временных зданий и сооружений для нужд строительства.

Подобные технические условия наиболее ярко подчеркивают системный подход к проектированию: проектные решения принимают с учетом возможностей строительной организации и в то же время определяют мероприятия по наращиванию ее мощности, обеспечивающие наиболее эффективное строительство.

При разработке ПОС следует максимально использовать имеющуюся типовую проектную документацию по организации строительства: технологические карты, карты трудовых процессов, схемы комплексной механизации, проекты временных инвентарных зданий, эталоны ПОС. Более того, разработка в составе ПОС индивидуальных технологических карт, схем, проектов временных зданий, сооружений запрещена, если по ним имеется официальная типовая проектная документация.

Объем и состав документации ПОС определяют в соответствии с инструкцией СН 47—74. Подземные сооружения обычно относят к сложным и особо сложным объектам. Поэтому в состав проекта строительства подземного сооружения должны входить такие материалы, как ситуационный план района и стройгенплан: сетевые графики работ, выполняемых в подготовительный, основной и завершающий периоды; графики изготовления или поставки необходимого технологического оборудования.

В состав ПОС должны входить технологические схемы проведения штолен, стволов, тоннелей и камер, если они отличаются от типовых, а также решения по методам производства работ и выбору горнопроходческого оборудования с обоснованием необходимого объема временных выработок, расчетом трудозатрат и ресурсов на горнопроходческие работы.

Важную часть ПОС составляют различные ведомости и спецификации. К ним относят ведомости: объемов работ, выполняемых в подготовительный период; объемов строительных, монтажных и специальных работ с распределением их объемов по объекту и сооружениям; потребности строительства в материалах, конструкциях и деталях по периодам строительства; потребности в рабочих кадрах, строительных и транспортных машинах. Завершают этот перечень комплекточные ведомости и спецификации устанавливаемого, а также нестандартного оборудования.

ПОС имеет пояснительную записку с технико-экономическим обоснованием принятых решений по общей организации строительства и методам выполнения отдельных видов работ, а также с расчетами потребностей строительства в машинах, транспортных средствах, рабочих кадрах, энергоресурсах и т.п. В записке помещают обоснование принятых способов и скоростей проходки подземных выработок, применения специальных способов работ, а также перечень сооружений, которые по условиям монтажа постоянного технологического оборудования требуют создания необходимого температурно-влажностного режима с указанием его основных параметров.

ПРОЕКТ ПРОИЗВОДСТВА РАБОТ

Проект производства работ (ППР) предназначен для уточнения сроков строительства, обеспечения высокого качества работ, внедрения передовой технологии и новой техники, повышения культуры и безопасности работ. Без ППР практически нельзя рассчитывать на высокий организационно-технический уровень строительства, особенно в начальной стадии.

Исходными материалами для ППР служат: утвержденный технорабочий (технический) проект с разделом «Организация строительства» (ПОС); рабочие чертежи и сметы; данные о поставке технологического, энергетического и транспортного оборудования, сборных конструкций, деталей и изделий; данные строительных и монтажных организаций о наличном парке машин; действующие нормативные документы (СНиП, инструкции, указания).

В ППР детально разрабатывают решения, принятые в ПОС. В этом документе устанавливают состав, объем, методы и средства производства строительных, монтажных и горнопроходческих работ, а также очередность их выполнения. Разрабатывают мероприятия подготовительного периода и определяют потребность в рабочих кадрах, материальных и энергетических ресурсах, строительных машинах и механизмах, транспортных средствах и порядок их использования. Разрабатывают график поступления на объект конструкций, материалов и оборудования, а также график организации всех строительных работ. Определяют технико-экономические показатели работ и мероприятия по безопасности и охране труда.

В состав ППР на строительство подземного комплекса или отдельного сооружения входят различные схемы, чертежи, графики, технологические карты. Принятые схемы производства работ должны содержать указания о последовательности и стадиях их выполнения.

В пояснительной записке к ППР дают обоснование порядка проведения подготовительных работ, приводят расчеты технологии и организации строительных работ. Помещают пояснения к стройгенплану поверхности, календарному графику строительства и графикам организации работ. Приводят мероприятия по использованию постоянных зданий и сооружений, ремонту оборудования, технике безопасности, промышленной санитарии, противопожарной безопасности, методам ведения работ

в зимнее время. В пояснительной записке приводят технико-экономические показатели строительства.

Технологические карты разрабатывают на сложные виды работ. В них приводят расчеты по выбору горно-строительных машин и механизмов, необходимого числа рабочих, ведомости подсчета объемов и трудоемкости работ, применяемых инструментов и приспособлений, почасовые или посменные графики выполнения рабочих процессов.

В состав технологической карты на проведение горной выработки должны входить: технологическая схема проведения, график организации работ и таблицы, устанавливающие суточный состав проходческой бригады и потребность в механизмах, а также ведомость расхода материалов. В итоге приводят сводную таблицу с указанием основных технико-экономических показателей.

Для обеспечения строительства рациональными решениями по организации и технологии строительного производства разрабатывают типовые технологические карты. Типовая карта состоит из следующих разделов: область применения, организация и технология строительного процесса, технико-экономические показатели, материально-технические ресурсы. Привязка типовой технологической карты к конкретным объектам и условиям строительства состоит в уточнении объемов работ, средств механизации, трудовых и материально-технических ресурсов, а также графической схемы организации работ в соответствии с фактическими размерами сооружения.

ППР составляет генподрядная или субподрядная организация или по их заказу соответствующие проектные институты и утверждает главный инженер строительной организации. Его передают на строительство не позднее, чем за два месяца до начала работ на объекте. Строительство объектов без ППР и с необоснованными отклонениями от него запрещено.

СТРОИТЕЛЬНЫЙ ГЕНЕРАЛЬНЫЙ И СИТУАЦИОННЫЙ ПЛАНЫ

Строительный генеральный план (стройгенплан) — составная часть ПОС и ППР. Его основным назначением является решение вопросов размещения на строительной площадке временных зданий, сооружений и коммуникаций, необходимых для успешного выполнения строительных и горнопроходческих работ.

Выбор места расположения временных зданий, сооружений и коммуникаций на площадке строительства должен обеспечивать:

- кратчайшие и экономичные перемещения материалов, строительных изделий и конструкций при минимальном числе их перегрузок;
- наименьшую протяженность трасс, экономичность прокладки и эксплуатации коммуникаций;
- высокую степень индустриализации строительства, возможность применения поточных методов, комплексной механизации и целесообразного совмещения строительных, монтажных и горных работ;
- полное соответствие требованиям техники безопасности, противопожарной охраны, промсанитарии и гигиены труда;
- удовлетворение бытовых нужд работающих на строительстве.

Расположение строительных площадок и размещение на них необходимых производственных устройств и помещений должны обеспечивать наибольшие удобства ведения основных работ по проходке подземного сооружения. Эти вопросы решают на основании изучения местных условий, к которым относят: рельеф местности, расстояние порталов или устьев стволов от населенных пунктов, обеспеченность водой и электрической энергией, состояние дорог и т.п. Недопустимо размещать площадки в зоне влияния селевых потоков, в местах вероятных снежных или породных обвалов.

Работы по строительству комплекса подземных сооружений или отдельного подземного объекта следует осуществлять с базисных и участковых строительных площадок. На базисной площадке размещают временные бытовые и производственные сооружения, необходимые для обслуживания всех забоев строительства: контору строительного управления, душевой комбинат, котельную, механические мастерские, навес для ремонтных работ со средствами подъема (кран, тельфер), кузницу, бурозaprавочную, материальный склад, кислородо- и ацетиленохранилище, гараж с автомастерской, склад горюче-смазочных материалов, компрессоры, трансформаторную подстанцию или передвижную электростанцию, ламповую с зарядным пунктом, насосную для подачи питьевой и технической воды, базовый и расходный склады ВМ, приобъектный бетонный завод, уборную. Для объектов, удаленных от строительных баз на расстояние более 10 км, дополнительно размещают арматурный цех со складом и склад лесоматериалов с циркулярной пилой.

Участковые строительные площадки размещают у порталов тоннелей или оголовков подходных выработок в зоне, не мешающей постоянному подъезду. На площадке располагают контору начальника участка с диспетчерским пунктом, инструментальную кладовую, трансформаторную подстанцию, навес для хранения запаса строительных (крепёжных) материалов, навес для мелкого ремонта проходческого и хранения резервного оборудования, помещение для установки вентиляторов и калориферов, средства противопожарной защиты и др.

Для организации поточного строительства комплекса зданий и сооружений в составе ПОС и ППР необходимо предусматривать два стройгенплана: на подготовительный и основной периоды со схемой откатки породы на поверхности.

На стройгенплане в масштабе 1 : 500 или 1 : 1000 должны быть показаны: трасса подземного сооружения, порталы, примыкающие к ним сооружения, подходные и вспомогательные выработки, припортальные и околоствольные строительные площадки, принятые строительные машины и пути их движения, проектируемые сети инженерных коммуникаций (водоснабжения, канализации, теплоснабжения, кабельного хозяйства, трубопроводы сжатого воздуха и др.), энергетические объекты (электростанция, котельная и т.п.), внутриплощадочные автомобильные и железные дороги (узкой и нормальной колеи), складские помещения и площадки складирования материалов, конструкций и оборудования, размещение вспомогательных объектов строительного хозяйства.

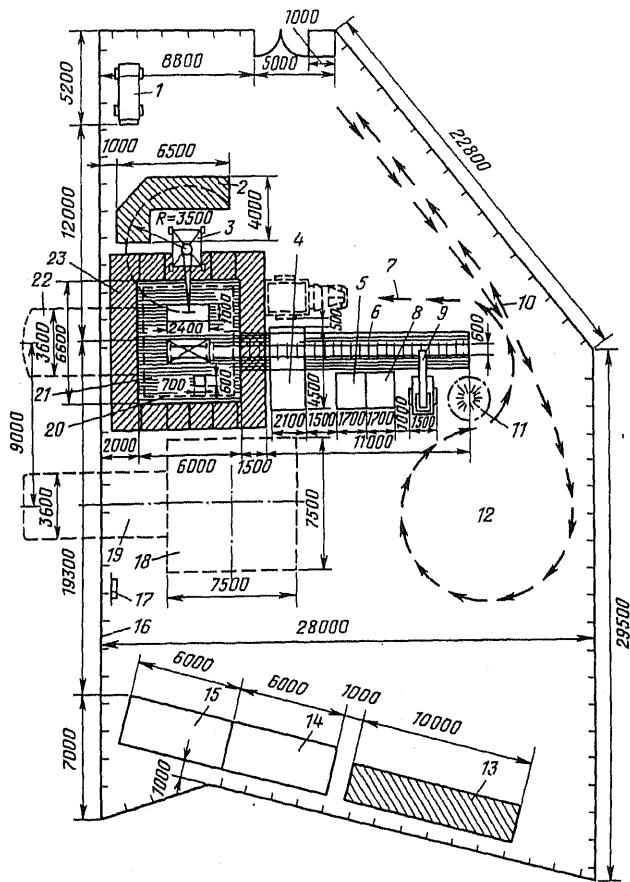


Рис. 3.8. Генеральный план строительства городского коллектора

При строительстве метрополитенов и городских коллекторов самым важным условием рационального стройгенплана является минимальное ограничение нормальной жизни города. Для этого используют свободные от застройки участки улиц и переулков с небольшим движением, а также участки, подлежащие перепланировке в связи с реконструкцией района.

На рис. 3.8 приведен пример стройгенплана поверхности при проходке тоннеля 22 городского коллектора диаметром 3,6 м щитовым способом под сжатым воздухом. Направление движения автомашин на территории показано стрелками 10. Машины разворачивают на площадке 12 и подают задним ходом 7 к боковому гидравлическому опрокидывателю 4.

Над стволом 21 расположена основная проходческая рама 20, выполненная из двутавровых балок № 50 (показаны пунктиром), поверх которых устроен настил из двух рядов досок. На раме установлен метал-

личный проходческий копер высотой 6,3 м с клетевым подъемником, обеспечивающим выдачу вагонеток с породой. Для отстоя вагонеток предназначена эстакада 6. Вокруг ствола размещены средства водопонижения, для установки которых предусмотрена площадь 23 (заштрихована). Вблизи ствола расположен кран 3 типа СПК-1000, обеспечивающий подачу блоков обделки в тоннель со склада 2. Для разгрузки блоков с автомашин и для подвоза их к складу используют автопогрузчик.

Сжатый воздух подают по трубопроводам от компрессорной станции, расположенной на соседней строительной площадке. Там же находится административно-бытовой комбинат. Компрессор 1 служит для вспомогательных целей. У эстакады расположены: лари для хранения обычного 8 и расширяющегося 5 цемента, пескосеялка-перегрузчик 9 и склад песка 11.

На площадке зарезервировано место для второго ствола 18, необходимого для проведения тоннеля второй очереди 19. На свободных местах размещены: фургон-прорабская 15, фургон-кладовая 14 и склад 13 длиннономерных материалов (рельсов, труб, лесных материалов). У забора 16 установлен щит противопожарного инвентаря 17. Для освещения стройплощадки на копре установлены два прожектора ПЗС-35.

3.8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ ОСНОВНОГО ПЕРИОДА

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Вертикальные выработки в подземном строительстве используют главным образом в качестве строительных или эксплуатационных подходов, а также в составе сооружений подземных ГЭС в качестве водоводов и уравнильных резервуаров. Выбор схемы проходки вертикальной выработки следует осуществлять с учетом основных технологических и гидрогеологических факторов. При этом необходимо учитывать: глубину и площадь поперечного сечения ствола, величину притока воды в выработку при проходке, физико-механические свойства пересекаемых пород и степень технического оснащения.

Глубину стволов определяют уровнем расположения подземного сооружения, к которому необходимо обеспечить подходы. При строительстве транспортных тоннелей в горной местности глубина стволов в зависимости от рельефа может достигать 500 м и более. Значительно меньшую глубину (не более 100 м) имеют стволы метрополитенов и городских коллекторов.

Форму и размеры поперечного сечения стволов следует выбирать по типовым сечениям горных выработок с учетом горно-геологических условий, типа и числа подъемных сосудов, размещаемых в стволе, размеров лестничного и трубно-кабельного отделений и количества проходящего воздуха. При выборе размеров поперечного сечения стволов исходят из допустимой (не более 12 м/с) скорости движения воздуха. Диаметр ство-

ла круглого сечения, используемого в качестве строительного подхода, должен быть достаточен для размещения двухклетового подъема (не менее 5 м).

При мелком заложении тоннеля метрополитена или городского коллектора для вентиляционных стволов принимают прямоугольное сечение с размером сторон не менее 2 м. Для вентиляционных стволов, которые не оборудованы вентиляторными установками, а имеют лишь клапаны для выключения их из работы, проектируют сечение, исходя из скорости движения в них воздуха 3–4 м/с.

При строительстве уравнильных резервуаров в виде стволов их глубина достигает 100 м и более при диаметре внутреннего сечения 3–5 м, иногда до 30 м.

Обычный способ проходки стволов глубиной до 50 м в соответствии со СНиП III-44—77 принимают при строительстве в устойчивых породах, допускающих обнажение без установки крепи вслед за выемкой: глинистых, гравийно-галечниковых, щебенистых и песчаных, расположенных выше уровня капиллярного поднятия воды, а также в устойчивых скальных породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М.Протодьяконова $f \geq 1,5$ при ожидаемом притоке воды в забое до 50 м³/ч.

Проходку стволов глубиной более 50 м следует проектировать в соответствии с требованиями СНиП III-11—77. Для получения исходных данных, необходимых при разработке ППР на проходку ствола, в точке его заложения должна быть пробурена контрольная геологическая скважина с отбором кернов для составления геологического заключения.

Проходку вертикальных (и наклонных) стволов глубиной свыше 50 м в устойчивых горных породах при ожидаемых притоках воды в забой не более 8 м³/ч, как правило, предусматривают обычным способом. При соответствующем технико-экономическом обосновании можно проектировать проходку стволов обычным способом при притоке воды в забой не более 20 м³/ч, но при этом должно быть предусмотрено его последующее подавление и доведение до нормативной величины 8 м³/ч.

Выбор технологической схемы проходки вертикального ствола (совмещенной, параллельной, последовательной, с одновременным армированием) следует осуществлять по утвержденным типовым технологическим схемам проходки вертикальных стволов с соответствующим технико-экономическим обоснованием.

При проектировании проходки ствола обычным способом предусматривают использование наземного оборудования (копров, подъемных машин, складов материалов, отвалов породы, технологических комплексов обмена вагонеток у ствола, компрессорных, вентиляторных, калориферных, водоотливных установок, энергоблоков, инженерных коммуникаций и др.), предназначенного для последующего проведения основных горных выработок. Предварительно необходимо провести технико-экономическое обоснование целесообразности использования этих объектов при проходке ствола.

Для разрушения породы в забое при коэффициенте крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова до 1,5 принимают пневматический ин-

струмент, а свыше 1,5 — буровзрывные работы. Погрузку породы следует предусматривать грейферными или ковшовыми погрузочными машинами.

Тип подъемных сосудов, тип и число подъемных машин определяют из условия требуемой производительности средств подъема для первого и второго основных периодов строительства. Производительность средств транспортирования породы в отвал в каждый период производства горнопроходческих работ должна соответствовать расчетной производительности подъемных установок. Выдачу породы по наклонным стволам следует проектировать в скипах, а при наличии передовой фурнели (в соответствии со схемой XIII, б на рис. 3.6) спуск породы предусматривают по лотку, расположенному в ней.

Временную крепь при проходке стволов с монолитной обделкой следует проектировать: в неустойчивых нескальных породах из металлических колец, устанавливаемых на расстоянии не более 1 м друг от друга с затяжкой досками; в скальных породах — анкерную в сочетании с металлической сеткой или набрызгбетонную. При отсутствии в зоне возможных деформаций горных пород наземных зданий и сооружений проходку ствола можно проектировать звеньями высотой не более 40 м.

Проектом производства работ должны быть предусмотрены обоснованные инженерным расчетом схемы и средства проветривания вертикальной выработки или наклонного ствола. Вентиляционные трубы до подвешного проходческого полка должны быть жесткими, а от подвешного полка до забоя — гибкими. В стволах, проходимых с одновременным армированием, предусматривают крепление вентиляционных труб к расстрелам; в стволах, проходимых с последующим армированием, вентиляционные трубы крепят на подвесках, заделанных в крепь. Проектировать подвеску вентиляционных труб к проходческим лебедкам допустимо только при соответствующем техническом обосновании.

В системе городских коллекторов проходку вертикальных стволов (коллекцев) в неустойчивых обводненных породах глубиной до 20—25 м наиболее целесообразно проектировать с использованием экскаваторов типа SC-150K фирмы «Поклайн» по следующей технологической схеме (рис. 3.9). Предварительно по контуру ствола пятиугольной формы на всю его глубину бурят скважины диаметром 0,2—0,25 м, в которые вставляют обсадные трубы 5. При наличии обводненных пород вокруг ствола предусматривают закладку водопонижающих скважин.

Затем монтируют основную (нулевую) проходческую раму из двутавровых балок. Выемку породы осуществляют грейферным органом / экскаватора 2 и грузят ее в автосамосвалы. По мере выемки породы устанавливают рамы 4 крепи из двутавровых балок, затягивают стенки досками 3 и оборудуют лестничное отделение 6.

Продолжительность строительства по такой схеме ствола глубиной 10 м при двухсменной работе составляет всего 11 суток, а производительность труда достигает 6,9 м³/чел.-смену. Проходка аналогичного по конструкции ствола, при которой для выемки породы используют ручные инструменты, а подъем породы осуществляют в бадьях краном типа

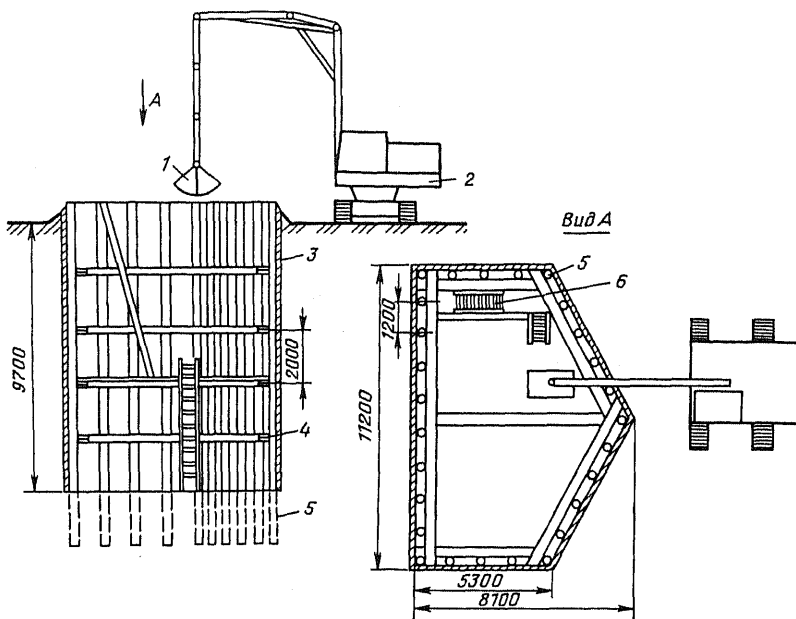


Рис. 3.9. Схема проходки ствола небольшой глубины

СПК-2000, занимает 22 суток (также при двухсменной работе), а производительность труда составляет всего $2,1 \text{ м}^3/\text{чел.}-\text{смену}$.

В практике гидротехнического и специального подземного строительства, как правило, вертикальные выработки закладывают в крепких скальных породах с малым притоком воды. Для выемки породы чаще всего применяют буровзрывные работы. Проходку стволов в таких условиях можно осуществлять сверху вниз и снизу вверх (см. схемы *XI* и *XII* на рис. 3.6). Проходка по схеме *XI* характеризуется относительной сложностью технологических процессов, в состав которых входят выемка породы, подъем ее по стволу, возведение временной крепи и постоянной обделки, армирование. Проходку по схеме *XII* применяют лишь при малых сечениях ствола.

Более проста фазовая проходка в соответствии со схемой *XIII*. В первую очередь буровзрывным способом проходят фурнель размером $2 \times 3 \text{ м}$. Возможны три способа проходки фурнели: обычный сверху вниз, снизу вверх с применением проходческого полка и при помощи глубоких взрывных скважин. После проходки фурнели разрабатывают оставшуюся часть сечения выработки до проектного контура заходками по $1,5-2,5 \text{ м}$. Забою придают уклон к центру с таким расчетом, чтобы взорванная порода попадала в фурнель.

Высокие скорости проходки, достигающие $143,4 \text{ м/мес}$, обеспечивает применение фазовой проходки с использованием предварительно пробу-

ренной скважины для спуска породы из забоя ствола (рис. 3.10, а). Скважина 9 имеет диаметр 0,5–1 м; для спуска людей, инструмента и материалов используют передвижную подъемную установку 2 типа ППУ-1600. Для предотвращения закупорки скважины породой предусмотрен затвор 8, подвешенный на канате к лебедке типа ЛПЭ-5/500. Выпуск предварительно взорванной породы регулируют подъемом затвора.

Схему расположения подъемных машин и проходческих лебедок на земной поверхности при строительстве стволов принято называть *ситуационным планом* расположения проходческого оборудования на поверхности. Его проектируют после выбора проходческого оборудования, располагаемого в стволе, и проходческих лебедок на поверхности.

К ситуационному плану расположения проходческого оборудования предъявляют следующие основные требования:

- временное оборудование (подъемные машины, проходческие лебедки и др.) нельзя располагать на местах, предусмотренных генеральным планом поверхности подземного сооружения для размещения постоянных зданий, сооружений и инженерных коммуникаций;
- со стороны разгрузочного лотка породы лебедку следует устанавливать на расстоянии не менее 10 м от ноги копра, со стороны разгрузки автосамосвалов в приемную воронку бетонопровода это расстояние должно быть не менее 20 м;
- лебедки большой грузоподъемности (свыше 18 т) необходимо располагать подалеже от ствола, так как их размещают в зданиях, а впереди них (ближе к стволу) ставят открытые лебедки;
- расположение подъемных машин и лебедок следует проверять по длине струны и углу отклонения (девиации) каната;
- при установке лебедки под углом к оси копра надо следить, чтобы канат не попал на его угол;
- расстояние между фундаментами открытых проходческих лебедок должно составлять не менее 1,5 м.

Ситуационный план расположения проходческого оборудования на поверхности применительно к фазовой схеме проходки, использующей предварительно пробуренную скважину для спуска породы из забоя ствола, приведен на рис. 3.10, б.

Проект проходки ствола обычным способом на стадии ППР выполняют в следующем порядке. Выбирают рациональную для заданных условий технологическую схему проходки и комплекс проходческого оборудования забоя. Проектируют технологию работ по процессам, рассчитывают комплексную норму выработки, подбирают состав проходческой бригады, определяют продолжительность проходческого цикла и строят график организации работ в забое. Рассчитывают техническую скорость проходки ствола, уточняют возможную производительность труда проходчиков и определяют полную стоимость 1 м ствола. Проектируют оснащение поверхности ствола, рассчитывают подъем, транспортирование породы на поверхности, вентиляцию, водоотлив, снабжение сжатым воздухом, освещение, сигнализацию и связь. Разрабатывают мероприятия по безопасному ведению работ.

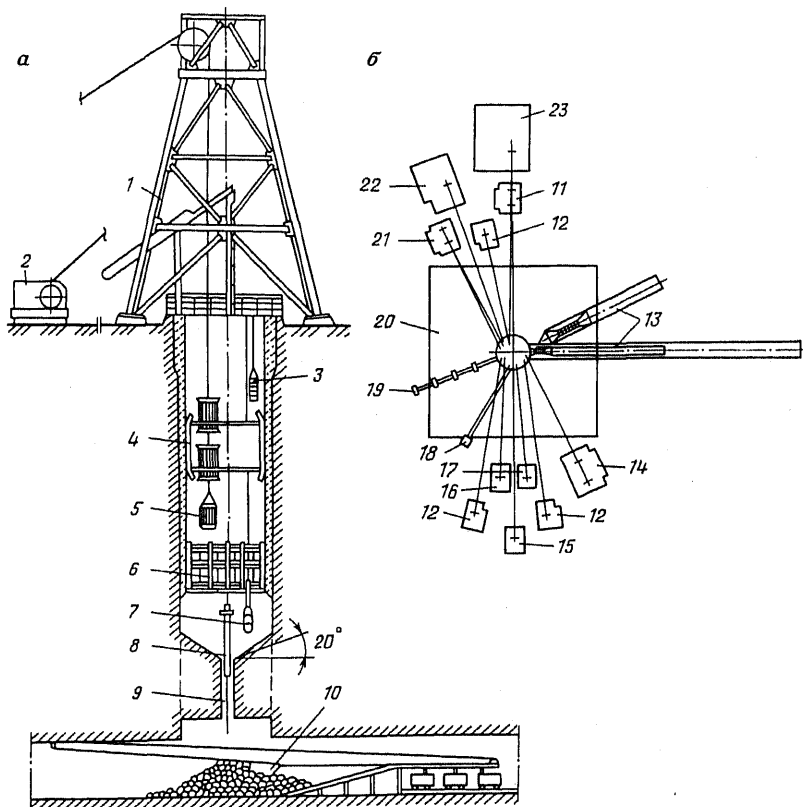


Рис. 3.10. Фазовая проходка с использованием предварительно пробуренной скважины:
а — схема расположения оборудования в стволе; *б* — ситуационный план расположения проходческого оборудования; 1 — проходческий копер; 2 — подъемная установка; 3 — спасательная лестница; 4 — проходческий полук; 5 — бадья типа БПС-1,5; 6 — металлическая секционная опалубка; 7 — грейферный погрузчик типа КС-3; 8 — затвор; 9 — скважина; 10 — скреперная установка; 11 — лебедка типа 2ЛПЭ-5/500 для направляющих канатов проходческого подъема; 12 — лебедки типа ЛПЭ-5/500 секционной опалубки; 13 — бетонный узел; 14 — лебедка типа 2ЛПЭ-10/600 для подвески бетоновода; 15 — лебедка типа ЛПЭ-5/500 для подвески стержневого затвора; 16 — лебедка типа ЛПЭ-5/500 подвешеного проходческого насоса; 17 — лебедка типа ЛПК-4/500 для подвески спасательной лестницы; 18 — вентиляторная установка; 19 — тельферная эстакада; 20 — околостольная площадка, покрытая железобетонными плитами; 21 — лебедка типа 2ЛП-5/500 для подвески в стволе става вентиляционных труб; 22 — лебедка типа ЛП-25/600 для подвески проходческого полка; 23 — шахтная подъемная машина типа БМ-2000/1500

Нормативная скорость проходки вертикальных стволов с помощью буровзрывных работ — 55 м/мес.

При проектировании стволов в породах с коэффициентом крепости $f > 7$, а также при проходке стволов специальными способами норма-

тивную скорость проходки допустимо уменьшать на 25%. При проектировании проходки стволов без возведения обделки нормативную скорость необходимо увеличивать на 30%.

Проектирование проходки ствола заканчивают составлением объектной сметы и подсчетом технико-экономических показателей: скорости проходки, производительности труда, полной стоимости проходки 1 м ствола. К проекту прилагают чертежи продольного разреза по стволу и поперечного сечения ствола с размещением проходческого оборудования, поперечного сечения ствола на период его эксплуатации, а также паспорт буровзрывных работ с расположением шпуров в двух проекциях.

После выбора схемы строительства ствола и детальной разработки технологии его проходки составляют проект проходки *технологического отхода* — участка ствола, необходимого для размещения комплекса стволового проходческого оборудования и подъема его на взрывобезопасную высоту. Технологический отход совпадает с устьевым, но чаще бывает значительно глубже. Глубину отхода принимают в зависимости от схемы проходки ствола и применяемого оборудования: при совмещенной схеме и комплексах КС-2у и 2КС-2у — не более 30 м, а при параллельно-щитовой схеме с соответствующим проходческим оборудованием — не более 50 м.

В задачу проектирования строительства технологического отхода входят выбор и разработка схемы проходки этой части ствола с соответствующим оснащением поверхности и забоя. Определяют объемы работ и рассчитывают состав бригады. Подбирают оборудование для оснащения поверхности и составляют ситуационный план его размещения с учетом расположения оборудования для проходки самого ствола. Строят линейный или сетевой график проходки технологического отхода с учетом подготовительных работ, оснащения и технологических перерывов (например, монтаж нулевой рамы и др.). Затем составляют объектную смету на строительство технологического отхода и определяют технико-экономические показатели. К проекту технологического отхода прилагают чертежи ситуационного плана размещения оборудования, схемы проходки с продольным и поперечным размерами, графики организации работ.

В состав ППР по *армированию вертикальных стволов* должны входить: установка расстрелов; навеска проводников; устройство и обшивка лестничных отделений; монтаж трубопроводов; монтаж несущих конструкций (кронштейнов или скоб для закрепления кабелей и трубопроводов, компенсаторов, посадочных балок, рам под подъемные сосуды и др.). Здесь же помещают схему проведения работ по испытанию смонтированной системы армировки под нагрузкой.

Техническую скорость армирования стволов следует принимать не менее нормативной. Нормативная скорость установки расстрелов и навески жестких проводников — 300; навески канатных проводников (в одну нитку) — 5000; прокладки трубопроводов (в одну нитку) — 2000 м/мес.

Вертикальные стволы на различной глубине сопрягают с каналами, горизонтальными выработками и камерами. Объемы сопряжений по

сравнению с объемами стволов невелики, однако вследствие большой трудоемкости рассечка сопряжения занимает от 1 до 3 месяцев. Затраты труда на проходку 1 м³ сопряжения в 10—12 раз больше, чем на проходку 1 м³ ствола. Поэтому на проходку рассечек необходимо разрабатывать ППР. Технические скорости проходки околоствольных выработок следует принимать не ниже 400 м³/мес в свету.

В водонасыщенных неустойчивых породах, а также в скальных породах при ожидаемых притоках воды более 50 м³/ч для проходки ствола следует применять специальные способы. Выбор специального способа проходки стволов следует вести на основании технико-экономического сравнения вариантов.

Прогрессивным способом проходки вертикальных стволов является бурение. Этот способ следует закладывать в проект при отсутствии в геологическом разрезе карстовых пустот, значительной трещиноватости и других геологических нарушений, вызывающих поглощение промывочного раствора. Для бурения стволов в устойчивых и неразмокающих породах в качестве промывочной жидкости следует предусматривать воду, а в устойчивых, водонасыщенных, трещиноватых и кавернозных породах — химически обработанные растворы с минимальной водоотдачей. При расчете количества глины для промывочного раствора следует учитывать образование естественного раствора, получаемого в результате разбуривания глинистых пород. При бурении стволов предусматривают первичный и контрольный тампонаж закрепного пространства.

Сводный ППР по строительству ствола включает всю графическую и текстовую документацию, относящуюся к порядку проектирования его проходки в обычных условиях, а также отдельные проекты, составленные на проходку участков ствола специальными способами. На основе сроков работ, определенных отдельными проектами и стадиями проектирования, составляют сводный график строительства ствола.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Горизонтальные выработки в большинстве случаев являются основными частями подземного сооружения.

Исходными данными для проектирования проведения тоннеля, штольни или камеры являются: длина выработки, форма и размеры поперечного сечения в свету и проходке; ситуационный план расположения выработки в комплексе подземного сооружения; геологические, гидрогеологические и физико-механические данные о пересекаемых породах; заданная или нормативная продолжительность строительства выработки.

Длина тоннелей изменяется от нескольких сотен и даже десятков метров (транспортные тоннели) до нескольких десятков километров. Длина подходов штолен не превышает 100 м. Подземные камеры имеют длину, достигающую нескольких сотен метров. Размеры камер по ширине и высоте достигают нескольких десятков метров.

Для проведения тоннелей в зависимости от размеров и формы поперечного сечения, а также инженерно-геологических условий могут быть приняты способы: сплошного забоя, уступный и щитовой.

Выбор способов опертого свода, опорного ядра и раскрытия на полный профиль по частям допустим при строительстве коротких выработок (длиной до 300 м) или ограниченных участков подземного сооружения. Выбор способа проведения выработки и средств механизации следует осуществлять методом технико-экономического сравнения вариантов.

При проектировании проведения выработок протяженностью более 300 м, а также при невозможности бурения по трассе подземного сооружения разведочных скважин следует предусматривать (в соответствии со схемой IV на рис. 3.6) проведение опережающей штольни в пределах поперечного сечения выработки на всю ее длину.

Способ сплошного забоя следует принимать для проведения выработок высотой до 10 м с монолитной обделкой в скальных породах с коэффициентом крепости f по шкале проф. М.М. Протодяконова не менее 4. Применение временной крепи выработки при проведении в скальных монолитных (невыветрелых) породах с коэффициентом крепости $f > 12$ не предусмотрено, а при проведении в скальных трещиноватых (выветрелых) породах — обязательно.

Уступный способ следует принимать для проведения выработок высотой более 10 м в скальных породах с коэффициентом крепости не менее 4 и выработок высотой менее 10 м в скальных породах с коэффициентом крепости $f = 2 \div 4$. Для тоннелей следует предусматривать преимущественно вариант проведения с нижним уступом.

Проведение верхней части сечения тоннеля при уступном способе осуществляют сплошным забоем. Высоту верхнего уступа принимают равной 3—4 м из условия размещения на нем проходческого оборудования и возведения свода при минимально допустимой высоте. Разработку нижней части сечения выработки при ее высоте более 10 м следует предусматривать способом ступенчатого забоя или по ярусам, высота которых не должна превышать 10 м в скальных породах с коэффициентом крепости $f = 12 \div 20$ и 5 м в скальных породах с $f = 4 \div 12$.

Щитовой способ следует принимать в проектах на проведение выработок в неустойчивых нескальных породах, а также в скальных выветрелых породах с $f < 4$ при различных проявлениях горного давления. Особенно широко щитовой способ проектируют при проведении тоннелей метрополитена и городских коллекторов в сочетании со сборной или монолитно-прессованной бетонной обделкой.

Проведение тоннелей метрополитенов необходимо предусматривать преимущественно механизированными щитами непрерывным забоем на протяжении не менее длины участка между станциями. Применение обычных щитов допустимо в случаях проведения выработок в неустойчивых породах, требующих крепления кровли и забоя. При проектировании проведения тоннелей мелкого заложения в необводненных или осушенных песчаных породах следует применять щит с рассекающими площадками, исключающими временную крепь в забое.

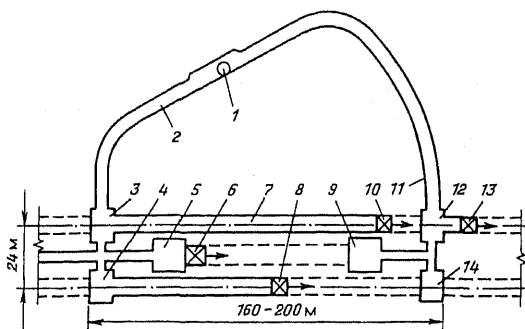


Рис. 3.11. Схема щитового проведения при строительстве пилонной станции метрополитена

Проведение станционных тоннелей также можно проектировать щитовым способом. В связи с большой продолжительностью и стоимостью монтажа и демонтажа механизированных щитов на проведении станционных тоннелей применяют только обычные немеханизированные щиты.

Выполнение работ по строительству станции предусматривают в определенной последовательности (рис. 3.11). После выхода от ствола 1 на траассу подхода тоннеля 2 должна быть пройдена монтажная камера 3 первого бокового тоннеля, смонтирован щит 10 и начато проведение бокового тоннеля 7. Затем проводят монтажную камеру 4 и предусматривают проведение второго тоннеля щитом 8. В последнюю очередь проводят камеру 5 и на траассу среднего тоннеля выводят щит 6. Также поочередно предусматривают проведение демонтажных камер 12, 14 и 9 с использованием вспомогательной подходной выработки 11. Одновременно можно предусматривать проведение перегонного тоннеля щитом 13.

При проектировании проведения выработки щитовым способом в ППР должны быть предусмотрены все технологические процессы: выемка породы, возведение обделки, передвижка щита, нагнетание раствора за обделку, гидроизоляция. Для разрушения крупных валунов в забое следует использовать гидроклин ЦНИИС или метод взрывания малых зарядов в предварительно пробуренных шпурах.

Способ опертого свода принимают в проектах на проведение выработок или их участков длиной до 300 м в нескальных породах типа твердых глин и суглинков, цементированных крупнообломочных, отвердевших лессов, а также в скальных породах с коэффициентом крепости $f = 1 \div 4$, способных воспринять давление от пят свода обделки с учетом всех нагрузок, действующих на свод. Способ опертого свода принимают также при неоднородном сложении пород по сечению выработки, когда ниже пят свода расположены необходимые прочные породы с коэффициентом крепости от 1 и выше, а в сводовой части — менее прочные породы.

При проектировании проведения тоннелей в необходимых породах следует принимать способ опертого свода преимущественно по одноштольной схеме, а в водоносных — по двухштольной схеме (см. схему IV, г на рис. 3.6). Нижнюю и верхнюю штольни следует со-

единять между собой породопусками (фурнелями), а также наклонными сбойками (бремсбергами). Расстояние между породопусками и наклонными сбойками устанавливают в зависимости от принятых погрузочных и транспортных средств; оно не должно превышать 12 м между породопусками и 30 м между наклонными сбойками.

При проектировании проведения выработки способом опертого свода раскрытие калотт предусматривают отдельными участками (кольцами), длину которых устанавливают в зависимости от инженерно-геологических условий (она не должна превышать 6,5 м). Раскрытие калотты по длине выработки следует предусматривать с интервалом в 1–3 кольца в зависимости от инженерно-геологических условий. Ширину берм у пят свода при проведении средней штроссы, последовательность разработки боковых штросс и длину участков проведения устанавливают в проекте в зависимости от устойчивости пород.

Способ опорного ядра следует проектировать при проведении выработок или их участков длиной до 300 м в необводненных породах: глинах, суглинках, супесях, лессовых, песчаных, моренных, крупнообломочных и других, не способных воспринимать давление от свода обделки. При проектировании проведения выработки площадью поперечного сечения более 40 м² способом опорного ядра допустимо предварительное проведение по оси выработки нижней транспортной штольни (см. схему IV, б на рис. 3.6).

Боковые штольни, необходимые для возведения стен при применении способа опорного ядра, следует проводить на всю длину проектируемого участка тоннеля. При проектировании возведения стен несколькими ярусами следует иметь в виду, что разработка очередного верхнего яруса допустима только после окончания бетонирования стены нижнего яруса и достижения бетоном 25% проектной прочности. После бетонирования стен пазухи между стеной и крепью нижней штольни должны быть заполнены породой и уплотнены.

Длина разрабатываемого кольца калотты при проведении способом опорного ядра не должна превышать 4 м. Должно быть предусмотрено раскрытие калотты с интервалами по длине выработки не менее чем в два кольца, а в неустойчивых породах — не менее чем в три кольца.

Способ раскрытия на полный профиль по частям с креплением прогонами и торцевыми фермами следует принимать при проектировании проведения первых колец сборной обделки камер для монтажа щита или тубингоукладчика, предназначенных для дальнейшей проходки выработки, а также при проектировании строительства других камер и участков выработок небольшой протяженности, проводимых в необводненных глинах, суглинках, супесях и других породах, когда нельзя применить способ опертого свода. Необходимо предусматривать выемку породы участками на длину не более длины кольца обделки.

Строительство камер высотой более 10 м (см. схемы IX, X на рис. 3.6) с устройством постоянной обделки следует предусматривать в следующем порядке: проведение сводчатой части выработки и устройство обделки

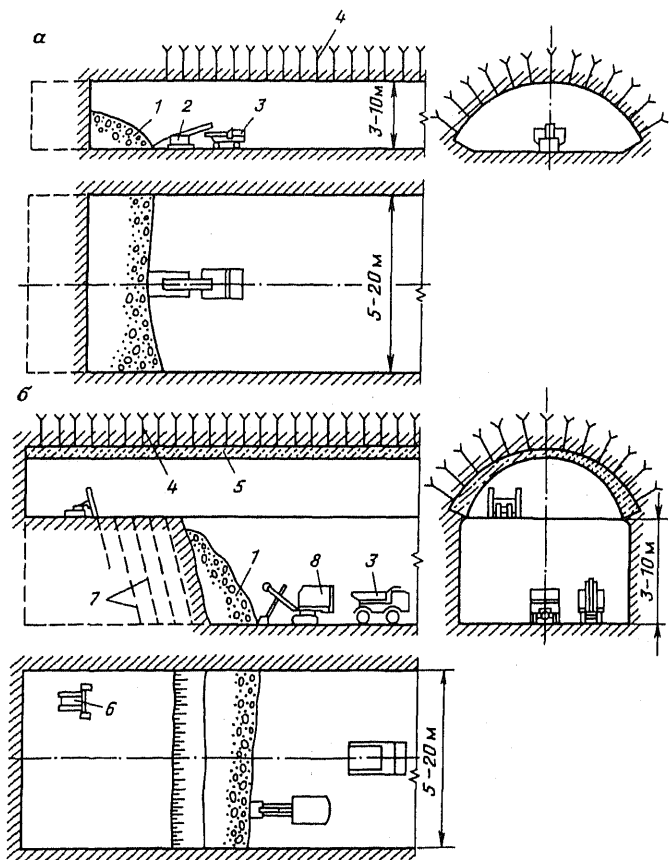


Рис. 3.12. Последовательность проведения выработки большого поперечного сечения: а — погрузка породы при проведении подсводовой части; б — бурение скважин и погрузка породы при разработке ядра, 1 — взорванная порода; 2 — погрузочная машина типа ПНБ-ЗК; 3 — автосамосвал типа МОЛ Э-522 или МАЗ-503; 4 — анкерная крепь; 5 — обделка свода; 6 — самоходная бурильная установка типа 2СБУ-70; 7 — скважины; 8 — подземный экскаватор типа Э-2001

свода с последующей разработкой основного массива породы (ядра) камеры и возведением обделки стен (рис. 3.12).

Проведение сводчатой части выработок пролетом до 20 м в устойчивых скальных породах с $f > 8$ следует, как правило, проектировать на полное сечение с последующим возведением постоянной обделки свода. Проведение и бетонирование сводчатой части камерных выработок пролетом более 20 м в устойчивых скальных породах и независимо от пролета в скальных породах средней устойчивости ($f = 4 \div 8$) проектируют, как правило, уступным способом с опережением центральной части сечения.

Необходимость проведения сводчатой части камерных выработок пролетом более 20 м на полное сечение должна быть обоснована расчетом.

В слабоустойчивых скальных породах с $f < 4$ проведение сводчатой части камерных выработок независимо от пролета следует проектировать способом опертого свода. В случае недостаточных данных об инженерно-геологических условиях строительства камеры допустимо предусматривать проведение центральной направляющей выработки на проектную длину камеры.

Разработку ядра камерных выработок, в которых предусмотрено возведение постоянной обделки, следует проектировать сверху вниз уступами высотой до 10 м в устойчивых породах; до 5 м в породах средней устойчивости и до 3 м в слабоустойчивых породах. В слабоустойчивых породах должна быть предусмотрена выемка уступов с оставлением целиков породы и последующей их разработкой и бетонированием стен в шахматном порядке. Возможна также проходка траншей вдоль стен на высоту уступа и бетонирование стен в первую очередь.

Выемку породы при проведении выработки сплошным забоем проектируют буровзрывным способом с использованием оснащенных бурильными машинами буровых рам и уборкой породы погрузочными машинами (рис. 3.13) или с использованием самоходных бурильных установок и уборкой породы экскаваторами или погрузочными машинами. При проведении выработки уступным способом для выемки верхнего уступа принимают буровзрывной метод разрушения породы с использованием самоходных бурильных установок или комбайновый, а для выемки нижнего уступа — буровзрывной способ с использованием самоходных бурильных установок и экскаваторов или погрузочных машин для уборки породы.

При проектировании распределения выработки способами опертого свода, опорного ядра или раскрытия на полный профиль по частям для разрушения породы в калотте и боковых штроссах предусматривают отбойные молотки и пневматические лопаты. Выемку породы в ядре предусматривают тоннельными экскаваторами или буровзрывным способом с уборкой породы экскаваторами или погрузочными машинами. Выбор средств механизации выемки следует осуществлять, исходя из условий обеспечения поточного процесса при наименьших трудовых затратах и сроках строительства.

Временное крепление выработок при проведении сплошным забоем или уступным способом в трещиноватых скальных породах следует предусматривать с применением анкерной или набрызгбетонной крепи или их сочетания. Использование арочной крепи в качестве временной допустимо в исключительных случаях, при надлежащем технико-экономическом обосновании. Условиями для ее применения могут быть трещиноватые скальные породы с коэффициентом крепости до 8, а также зоны с тектоническими нарушениями. Расстояние между арками следует принимать по расчету, но не более 1,5 м.

Набрызгбетон принимают в качестве временной крепи при проектировании проведения выработки в скальных трещиноватых породах, где отсутствуют различные проявления горного давления. Если в этих поро-

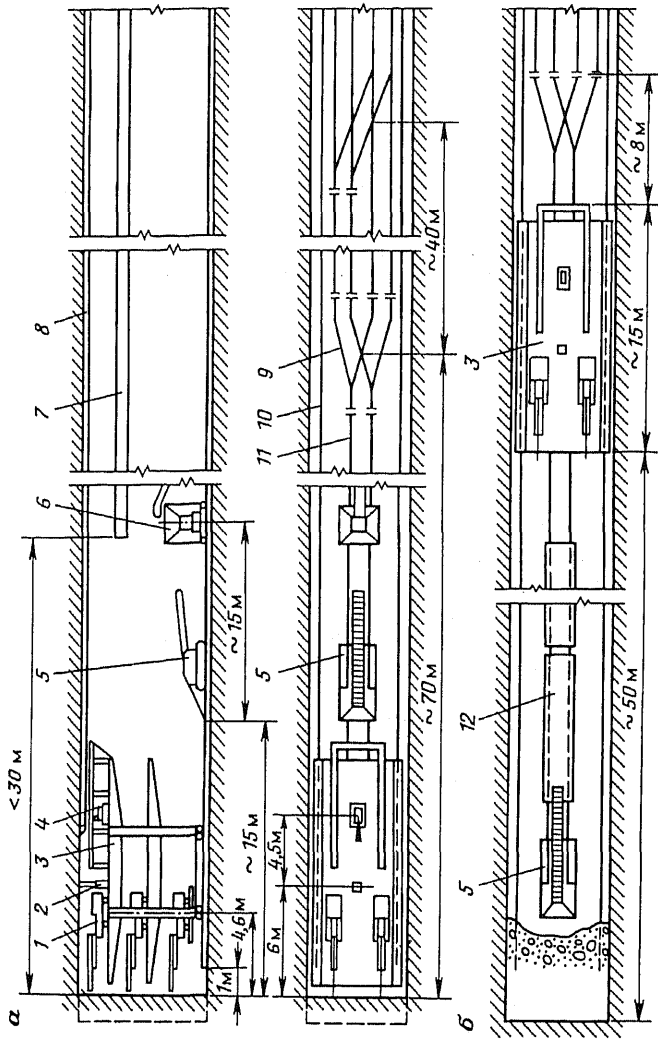


Рис. 8.13. Схема расположения оборудования:
 а — при бурении шпуров, б — при погрузке породы; 1 — бурильная машина, 2 — телескопный перфоратор; 3 — буровой агрегат; 4 — солено для нанесения набрызгбетона, 5 — породопогрузочная машина, 6 — набрызгбетонная машина; 7 — вентиляционная труба; 8 — набрызгбетон; 9 — разминочка; 10 — рельсовый путь для бурового агрегата; 11 — то же, для транспорта; 12 — вагонетка

дах возможны проявления горного давления, то следует закладывать в проект использование набрызгбетона, армированного металлической сеткой, в сочетании с анкерной крепью.

В качестве временной крепи выработок на период производства работ до возведения постоянной обделки в скальных породах с коэффициентом крепости от 4 и выше принимают анкерную крепь. Конструкцию анкеров, их число и длину определяют в проекте в зависимости от крепости и состояния пород. На анкерную крепь составляют паспорт с учетом инженерно-геологических особенностей каждого участка по длине выработки. Паспорт анкерной крепи должен содержать следующие основные данные: тип анкеров, их длину, схему расположения по контуру выработки, расстояние между ними.

Для крепления штолен в нескальных породах могут быть использованы полные деревянные рамы или замкнутая арочная металлическая крепь. Тип временной крепи штолен в скальных породах с коэффициентом крепости от 1,5 и выше устанавливают в зависимости от состояния и характера напластований пород и других инженерно-геологических условий.

При проектировании проведения тоннелей или штолен ниже уровня подземных вод или при наличии под основанием выработки напорного водоносного горизонта предусматривают специальные способы: искусственное понижение уровня подземных вод, проведение под сжатым воздухом, искусственное замораживание, тампонаж. Проведение выработок под сжатым воздухом допустимо в пльвунных и водонасыщенных нескальных грунтах с коэффициентом фильтрации менее 0,5 м/сут, при котором применение водопонижения неэффективно. Для снижения давления сжатого воздуха в рабочей камере следует предусматривать искусственное понижение уровня грунтовых вод.

Для проведения тоннелей в осушенных песчаных, супесчаных и суглинистых породах под железнодорожными путями, автомобильными дорогами и другими инженерными сооружениями в целях уменьшения возможной деформации земной поверхности следует предусматривать способ продавливания обделки. К специальным также относят способы строительства подземных сооружений растворением соли и внутренними взрывами. Наибольшее применение эти способы находят при строительстве подземных хранилищ жидкого топлива и газа.

Проектирование строительства горизонтальной выработки представляет собой процесс разработки проектов проведения ее основной части, монтажной камеры, технологического отхода и завершается составлением сводного графика строительства и таблицы технико-экономических показателей. На стадии разработки ПОС должны быть рассмотрены возможные варианты проведения горной выработки и выполнена оптимизация по скорости проведения, трудоемкости и стоимости.

Длину технологического отхода, необходимого для монтажа и размещения проходческого оборудования, принимают равной 10–30 м. В задачу проектирования технологического отхода входят выбор и разработка схемы проведения этой части тоннеля или штольни с соответствующим

оснащением поверхности и забоя, расчет технико-экономических показателей, составление графиков организации работ и оформление чертежей.

Сводный план производства горнопроходческих работ основного периода включает все проектные решения, относящиеся к отдельным этапам его строительства на припортальных, основных и завершающих участках, сопряжениях, пересечениях с другими выработками и т.п. В сводный проект включают отдельные проекты, составленные на проведение участков выработки специальными способами. Каждый проект, входящий в состав сводного, должен иметь сведения об объемах, сроках и стоимости выполнения работ.

В сводном проекте на общей схеме трассы подземного сооружения с ситуационным планом местности должно быть указано расположение участков подземных и открытых работ, строительных площадок и мест отвалов породы. В проекте приводят расстановку применяемых механизмов на участках, сроки эксплуатации и режимы работ специальными способами, объемы их выполнения в увязке с графиком производства горнопроходческих работ.

В состав ППР должны входить схемы расстановки механизмов и расположения оборудования, применяемого для обслуживающих процессов и создания необходимых температурно-влажностных режимов в законченных строительством отдельных сооружениях на период монтажа в них оборудования и до сдачи в эксплуатацию. Приводят графики работы механизмов на участке с указанием сроков их эксплуатации и режимов работы, а также ведомость подсчета объемов работ по участкам.

В пояснительной записке к ППР приводят обоснование принятых способов и скоростей проведения отдельных выработок, применения специальных способов работ, а также перечень сооружений, которые по условиям монтажа постоянного технологического оборудования требуют создания необходимого температурно-влажностного режима, с указанием его основных параметров.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Основным проектным документом на производство буровзрывных работ является паспорт, который определяет главные параметры взрыва, в том числе: схему расположения шпуров в забое, число, глубину и направление шпуров, величину зарядов, способ и последовательность их взрывания. Составлению паспорта буровзрывных работ должно предшествовать проведение экспериментов для установления оптимальных параметров.

Особое внимание уделяют определению параметров врубовых шпуров, так как от них зависит эффективность взрыва всего забоя, а следовательно, успех проведения горной выработки. Тип вруба должен соответствовать геологическим условиям проведения данной выработки, направлению оси выработки относительно горизонта и площади ее поперечного сечения, а также принятым средствам бурения.

Глубину шпуров при проходке вертикальных или наклонных стволов определяют в ППР в зависимости от крепости и взрываемости пород,

площади сечения выработки, мощности бурильных машин и ВВ и уточняют в паспорте буровзрывных работ. Глубину врубовых шпуров принимают на 0,3–0,4 м больше глубины остальных с соответствующим увеличением веса заряда. Наклон оконтуривающих шпуров устанавливают ориентировочно и уточняют экспериментально.

В проектах проведения горных выработок следует применять контурное взрывание, которое позволяет уменьшить переборы породы до 5–10%, значительно снизить сейсмическое воздействие взрыва на окружающий массив и соседние выработки. При разработке проекта следует иметь в виду, что метод контурного взрывания требует примерно двукратного увеличения числа шпуров против обычного. Но преимуществ этого метода, заключающиеся в сокращении переборов породы, повышении устойчивости выработки, уменьшении расхода бетона на заполнение переборов за пределами проектного контура или снижении расхода цемента для нагнетания за сборную обделку, экономически оправдывают увеличение затрат на бурение.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ РАБОТ ПО ВОЗВЕДЕНИЮ ОБДЕЛКИ

Основные решения по выбору конструкции обделки подземного сооружения принимают при разработке технологической части технорабочего или технического проекта. Однако в силу системного подхода при проектировании подземного сооружения в целом принимаемые решения, кроме технических, должны отвечать также требованиям эффективной технологии и организации работ по возведению обделки.

В проекте комплекса работ по возведению монолитной бетонной и железобетонной обделки, особенно в условиях отдаленной местности при отсутствии подъездных путей, должны быть предусмотрены работы не только по непосредственной укладке готовой бетонной смеси, но и по ее приготовлению, доставке к месту укладки с сохранением заданного качества, добыче и доставке крупного и мелкого заполнителей, удовлетворяющих необходимым требованиям.

Выбор оборудования для доставки бетонной смеси от бетоносмесительной установки до бетоноукладчика зависит от типа обделки и принятой скорости бетонирования. Важной характеристикой является кратность емкости, в которой доставляют бетонную смесь, емкостью бетоноукладочного сосуда и бетономешалки. Наиболее простую организацию процесса обеспечивает соотношение емкостей 1 : 1 : 1.

В проекте производства бетонных работ необходимо принимать комплексы оборудования, включающие пневмобетоноукладочные установки типа ПБУ-6А и ПБУ-500; механизмы для загрузки в бетоноукладчики бетонной смеси, доставляемой к месту работ; приспособление для поддержания бетоновода и заведения его за опалубку; инвентарную передвижную механизированную или переставную опалубку и механизмы для ее перестановки. Если в тоннель предусмотрена подача сухой смеси, то комплекс оборудования необходимо дополнить бетоносмесительной установкой.

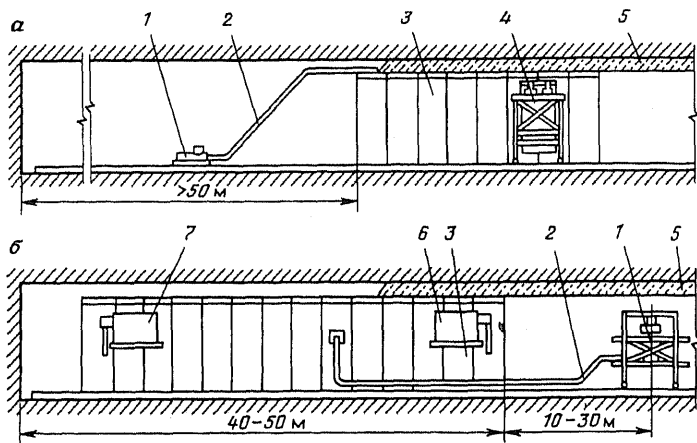


Рис. 3.14. Схемы бетонирования обделки при различных положениях бетоноукладчика: *а* — перед опалубкой; *б* — позади опалубки; 1 — бетоноукладчик; 2 — бетоновод; 3 — сборно-разборная опалубка; 4 — механизм передвижения опалубки; 5 — бетонная обделка; 6 и 7 — перестановщики опалубки задний и головной

В тоннелях, закрепляемых анкерами, набрызгбетоном или арочной крепью (входящей в конструкцию обделки в качестве жесткой арматуры), а также проектируемых к проведению в породах, где отсутствуют проявления горного давления, для бетонирования обделки следует принимать механизированную передвижную секционную металлическую опалубку.

Бетоноукладочное оборудование следует располагать перед опалубкой, что позволяет собрать бетоновод с малыми углами перегиба и осуществлять передвижение бетоноукладчика без разборки бетоновода (рис. 3.14, *а*). Выбор такой схемы возможен при достаточной устойчивости выработки, допускающей отставание фронта бетонирования обделки от забоя. Эта схема наиболее целесообразна при проведении тоннеля с помощью агрегата типа ЛБА-1.

В случае необходимости приближения фронта бетонирования к забою бетоноукладочное оборудование располагают позади секций опалубки (рис. 3.14, *б*). Однако при этом ухудшаются условия укладки бетонной смеси: бетоновод имеет большие углы поворота, а для перестановки опалубки на новую позицию его необходимо разбирать и повторно собирать.

Для возведения обделки из сборных блоков (тюбингов) в проекте производства работ должна быть разработана эффективная технология на основе механизации с помощью тюбингоукладчиков и технологических тележек. Оборудование тележек должно состоять из раствора нагнетателей, необходимых для первичного нагнетания, расчеканки стыков и контрольного нагнетания. В комплекс оборудования для монтажа сборной обделки должна входить также технологическая платформа, на которой размещают откаточные пути. Для монтажа обделки ее элементы

подают к месту сборки на специальных тележках или в кузовах автосамосвалов. В проекте производства работ должна быть определена очередность укладки элементов сборной отделки в кольцо.

Для возведения набрызгбетонной отделки следует использовать машины БМ-70, БМ-68 или ПБМ. Производительность бетономесительного устройства должна быть не ниже производительности набрызгбетонамишин, используемых для проектируемого комплекса. Для обеспечения однородности смеси при перемешивании заполнителя, цемента и добавки следует применять бетономешалки принудительного действия. Бетономешалку устанавливают таким образом, чтобы выгрузку смеси осуществлять непосредственно в набрызгбетонамашину.

Проектом производства работ по возведению набрызгбетонной отделки должны быть также определены порядок осушения участков горной выработки с проявлениями фильтрации, способ предварительной очистки поверхности выработки, порядок нанесения и толщина слоев набрызгбетонного покрытия. Для защиты последнего в процессе схватывания от механических повреждений, воздействия низких температур, а также для периодического увлажнения в проекте разрабатывают необходимые мероприятия.

ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ, ВОДООТВОД И ВЕНТИЛЯЦИЯ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Для обеспечения строительства подземного сооружения электроэнергией необходимо предусматривать распределительные устройства, располагаемые у порталов. Для этого за бровкой предпортальной выемки размещают комплектную трансформаторную подстанцию.

Передачу электроэнергии низкого напряжения (380 В) следует проектировать на расстояния, не превышающие 1,5–2 км по длине выработки. При больших расстояниях необходимо предусматривать устройство промежуточных трансформаторных подстанций, располагая их в специальных камерах.

Для магистральных линий следует принимать бронированные кабели с медными жилами и снятой оплеткой из джутового волокна. В пределах рабочей зоны и на подходах к ней на расстоянии 300–350 м все кабельные прокладки выполняют гибким кабелем в резиновой изоляции, который должен иметь запас, необходимый для погашения по мере продвижения забоя.

Для подачи сжатого воздуха в тоннель и по тоннелю от компрессорной станции предусматривают трубопровод. Для снижения сопротивления трассу трубопровода проектируют так, чтобы избежать большого числа перегибов и колен как по вертикали, так и по горизонтали. Для восприятия температурных деформаций каждый участок трубопровода длиной до 500 м должен иметь компенсатор. В местах вертикальных перегибов трубопроводов у портала тоннеля или штольни и не реже чем через 500–600 м по длине магистрали для предотвращения накопления и замерзания воды внутри трубопровода необходимо предусмотреть маслоотделители вместимостью не менее 1 м³.

В призабойном пространстве, особенно в пределах разлета взрывае-мой породы, для подвода сжатого воздуха принимают гибкие резиновые шланги диаметром 50—120 мм, на концах которых при помощи возду-хораспределительного устройства насаживают рабочие шланги меньшего диаметра, идущие непосредственно к потребителям сжатого воздуха. Длину рабочих шлангов следует принимать не более 8—10 м.

С учетом подвигания забоя предусматривают наращивание трубопро-вода звеньями нормальной длины (8—12 м) с их последующей (через 2—3 месяца) заменой на пройденном участке сварными петлями. В тру-бопроводе должны быть определены места для установки задвижек и предусмотрены отводы в местах потребления воздуха.

Для водоотлива из тоннеля в первую очередь используют водоотвод-ные каналы. При проектировании проведения выработки под уклон для сбора воды следует предусматривать водосборники (располагаемые, как правило, в нишах), в которые вода поступает самотеком. Для откачки воды из водосборников используют автоматические самовсасывающие насосы.

Строительство подземного сооружения должно быть обеспечено ис-кусственной непрерывно действующей вентиляцией. Использование ес-тественной вентиляции подземных выработок допустимо только в период организации искусственной вентиляции на расстояние, не превышающее 10 и 45 м при проведении выработок площадью поперечного сечения соответственно менее и более 40 м² при условии обеспечения требуемых параметров подземной атмосферы.

Проект вентиляции при строительстве подземного сооружения дол-жен содержать план горных работ, где показано размещение вентиля-ционного оборудования, а также направления движения и объемы воз-духа, и пояснительную записку, в которой приводят: расчеты количества воздуха, необходимого для проветривания отдельных выработок и соору-жения в целом, и тепла для подогрева воздуха в зимний период; расчет и выбор вентиляционного оборудования, его ведомость и спецификацию; расчет экономических показателей вентиляционной системы.

Способ проветривания горных выработок выбирают в зависимости от объема и параметров сооружения. При проведении сплошным забоем протяженных и камерных выработок площадью поперечного сечения до 150 м², а также в выработках площадью поперечного сечения более 150 м², проводимых уступами, принимают нагнетательный способ про-ветривания. Комбинированный способ проектируют для проведения вы-работок площадью поперечного сечения более 150 м², если есть веро-ятность появления труднопроветриваемых застойных зон, при необходи-мости организации движения воздуха на взрываемый уступ и протяжен-ности выработок более 500 м. При комбинированном способе провет-ривания расстояние между началом всасывающего трубопровода и кон-цом нагнетательного во избежание рециркуляции воздуха должно быть не менее 25 м, а производительность по воздуху всасывающего трубо-провода принимают на 30% выше нагнетательного.

Для проветривания тупиковых выработок и камер площадью поперечного сечения до 150 м^2 применяют вентиляторы с трубами, а при площади поперечного сечения выработок более 150 м^2 и длине более 150 м следует проектировать сквозную вентиляцию при помощи штолен, стволов, фурнелей, сбоек. На всех сбойках предусматривают устройство перемычек с дверями для пропуска транспортных средств. Проходческие работы в глухих забоях обеспечивают воздухом для проветривания при помощи трубопроводов, отбирающих воздух у последней сбойки. В отдельных случаях предусматривают установку побудительных вентиляторов типа «Проходка» с отрезками трубопроводов длиной $150\text{—}200 \text{ м}$.

Расчетом проветривания при проведении одиночной выработки определяют необходимое количество воздуха, депрессию, диаметр трубопроводов и подбирают вентилятор. Количество воздуха, необходимого для проветривания одиночной выработки, рассчитывают по: ядовитым газам, образующимся при взрыве; газам, образующимся при работе оборудования с двигателями внутреннего сгорания; пыли, образующейся при буровых и погрузочных работах; газам или пыли, образующимся при газосварочных работах. Принятое количество воздуха проверяют по фактору обеспеченности им максимального числа людей, одновременно занятых в смену, с учетом 20%-ного запаса, и исходя из минимально допустимой скорости движения воздуха.

При расчете проветривания для строительства комплекса выработок следует определять: общее количество воздуха для всего сооружения; депрессию комплекса выработок сооружения; тип и число вентиляторов; общее количество тепла для подогрева воздуха зимой; тип и число калориферов; необходимое количество энергии; дополнительные средства для создания микроклиматического комфорта; гигиеническую и экономическую эффективность выбранной системы вентиляции.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА

При проектировании проведения тоннеля способом сплошного забоя и разрушении породы буровзрывным методом (см. рис. 3.11) в проходческий цикл включают следующие процессы: разметку и бурение шпуров; их заряджание, взрывание и проветривание забоя; оборку забоя; установку временной крепи; погрузку и транспортировку породы. Из перечисленных процессов наиболее трудоемкими и длительными являются бурение шпуров и погрузка породы, поэтому при проектировании должна быть проявлена должная изобретательность при размещении необходимых средств.

Важным творческим элементом при проектировании проведения выработок с большими скоростями является взаимная увязка продолжительности цикла и смен, обеспечение бесперебойной работы машин и механизмов за счет принятия необходимого числа единиц резервного оборудования и исключения случаев его ремонта в забое. При разработке графика организации работ следует выбирать продолжительность цикла $T_{ц}$, кратную продолжительности рабочей смены $T_{см}$. Это обеспечит ритмичность работы и позволит ввести специализацию звеньев проход-

ческой бригады. При заданных типах бурильных установок и погрузочно-транспортных средств это условие наряду с требованием увеличения скорости проведения можно выполнить путем рационального выбора длины заходки, числа транспортных средств, графика движения транспорта и т.д.

Считая основными процессами проходческого цикла бурение шпуров в забое и погрузку взорванной породы, продолжительность цикла:

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{б}} + t_{\text{п}} + t_{\text{в}}, \quad (3.5)$$

где $t_{\text{б}}$ и $t_{\text{п}}$ — продолжительность процессов соответственно бурения и погрузки; $t_{\text{в}}$ — время, отводимое на вспомогательные работы.

$$t_{\text{в}} = t_1 + t_2, \quad (3.6)$$

где t_1 — время, отводимое на подготовительно-заключительные операции при бурении (подкатка, установка, откатка буровых агрегатов), разметку и зарядание шпуров, взрывание зарядов, равное 1,5 ч; t_2 — время на проветривание забоя, оборку профиля, подачу погрузочной машины к забою и отвод ее после окончания погрузки.

Опытным путем установлено, что работа наиболее эффективно организована, если

$$t_{\text{б}} = t_{\text{см}} - t_1, \text{ а } t_{\text{п}} = t_{\text{см}} (m_{\text{см}} - 1) - t_2, \quad (3.7)$$

где $t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $m_{\text{см}}$ — число смен в цикле, равное 2–4.

Для горной выработки сечением в свету S , м², фактические затраты времени на бурение в забое $N_{\text{ш}}$ шпуров и погрузку породы, ч:

$$t_{\text{б}} = \frac{N_{\text{ш}} l}{\varphi_1 \beta_1 m_1 v_{\text{б}}}; \quad (3.8)$$

$$t_{\text{п}} = \frac{\eta l_{\text{ср}} k_{\text{пер}} S \sin \alpha_{\text{ш}}}{P_{\text{п}}}, \quad (3.9)$$

где $l_{\text{ср}}$ — средняя длина шпуров, м, назначаемая, исходя из технических возможностей бурового оборудования, а также удовлетворяющая следующему условию:

$$l_{\text{ср}} = \frac{t_{\text{п}} - t_{\text{в}}}{\frac{\eta k_{\text{пер}} S \sin \alpha_{\text{ш}}}{P_{\text{п}}} + \frac{N_{\text{п}}}{\varphi_1 \beta_1 m_1 v_{\text{б}}}}; \quad (3.10)$$

φ_1 — коэффициент использования во времени бурильных машин, равный 0,75–0,9; β_1 — коэффициент одновременности работы машин, равный 0,7–0,9; η — коэффициент использования шпура, принимают равным 0,8–0,9; m_1 — число бурильных машин, работающих в забое; $v_{\text{б}}$ — чистая скорость бурения, м/ч; $k_{\text{пер}}$ — коэффициент переборов профиля, принимается в соответствии со СНиП; $\alpha_{\text{ш}}$ — угол наклона шпуров к забою,

Наименование работ	Объем работ	Продолжительность работ, ч	1 смена					2 смена							
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Поддача бурового агрегата ПБА к забоям	–	0,25													
Разметка шпуров, подготовка к бурению, шт.	100	0,5	■												
Бурение шпуров в забое, шт.	100	3,5		■	■	■	■	■							
Бурение шпуров под анкеры, шт.	18	2,25		■	■	■									
Установка анкеров, шт.	18	0,75					■								
Навешивание сетки, м ²	25	0,5						■							
Нанесение набрызгбетона, м ³	3	3		■	■	■	■								
Профилактика ПНБ-ЗК	1	0,75						■	■						
Подготовка забоя к заряданию	–	0,5					■								
Зарядание шпуров, откатка ПБА, шт.	100	0,75						■	■						
Взрывание и проветривание	–	0,5							■						
Оборка кровли	–	0,5								■					
Поддача в забой ПНБ-ЗК	–	0,5									■				
Погрузка породы, м ³	130	3,5								■	■	■	■		
Оборка стен забоя	–	1,5								■	■	■			
Удаление ПНБ-ЗК из забоя	–	0,5												■	
Настилка путей, м	2,5	1												■	■
Профилактика ПБА	–	1									■	■			
Вспомогательные работы (дренаж, навеска труб и др.)	–	2	■					■			■		■		■
Прием, сдача смены	–	1	■								■				■

Рис. 3.15. Примерный график организации работ

равный 75–85°; P_n — эксплуатационная производительность погрузки, м³/ч, определяемая для машин непрерывного действия (типа ПНБ) по формуле

$$P_n = \frac{V_k}{2,5 \frac{V_k}{V_d} t_{\text{л}} + t_{\text{в}} + \frac{t_{\text{р}}}{n_{\text{в}}}}, \quad (3.11)$$

где V_k — вместимость вагона (кузова автомашины), м³; V_d — расчетный объем породы, забираемый лапой машины за одно движение, м³ (для ПНБ-ЗК $V_d = 0,03$ м³); $t_{\text{л}}$ — продолжительность цикла движения лапы, ч (для ПНБ-ЗК $t_{\text{л}} = 2,5$ с); $t_{\text{в}}$ — продолжительность обмена грузом вагона (автомашин) на порожний, ч; $t_{\text{р}}$ — промежуток времени между подачей составов под погрузку, ч; $n_{\text{в}}$ — число вагонов в составе.

Примерный график организации работ по проведению однопутного тоннеля в устойчивых скальных породах со скоростью 4,4 м/сут приведен на рис. 3.15. При наличии буровых установок, способных обуривать забой на глубину до 4 м, оптимальный цикл для однопутных тоннелей с учетом условия (3.10) получаем при $t_{\text{ср}} = 3,7$ м. При этом $t_{\text{ц}} = 12$ ч; $t_{\text{с}} = t_{\text{п}} = 4,5$ ч; $t_1 = t_2 = 1,5$ ч, а суточная скорость проведения может достигать 6,2 м.

При разработке проектов производства работ следует пользоваться технологическими картами Оргтрансстроя, содержащими обобщение передового опыта строительства. Среднемесячная скорость проведения

$$v_m = v m_p k_1, \quad (3.12)$$

где v — скорость проведения, м/сут; m_p — число рабочих дней в месяце, принимаемое равным 25,6; k_1 — коэффициент использования рабочего времени, составляющий по опытным данным 0,8.

При проектировании календарного плана работ с учетом коэффициента использования рабочего времени за основу принимают следующие скорости.

Скорость проведения тоннеля с нижним уступом, м/мес:	
подсводная часть	50
нижний уступ	80
Скорость бетонирования, м/мес, стен и свода тоннелей площадью поперечного сечения:	
менее 20 м ²	80
20–60 м ²	60
более 60 м ²	50
Скорость бетонирования лотка, м/мес	200–250

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Открытый способ значительно облегчает условия возведения подземных сооружений, так как могут быть применены высокопроизводительные машины общестроительного типа и крупноразмерные конструкции при неограниченном фронте работ. Открытым способом могут быть возведены подземные сооружения любого назначения, закладываемые на небольшой глубине от поверхности земли под свободной от застройки территорией. Особенно целесообразно применять открытый способ ведения работ при строительстве станций метрополитена, камер съездов, городских транспортных и пешеходных тоннелей, при возведении переходных участков от подземных линий метрополитена к наземным, при врезке горных тоннелей в пологие склоны и т.п.

В городских условиях, где трасса тоннеля метрополитена или коллектора пересекает жилые кварталы с большим числом зданий, сооружений и подземных коммуникаций, вопрос о выборе способа ведения работ необходимо решать на основе технико-экономического сравнения вариантов. Недостатками открытого способа строительства подземных сооружений являются: нарушение нормальной жизни города на длительный период; необходимость переноса значительной части инженерных сетей и коммуникаций, попадающих в зону ведения работ; необходимость усиления фундаментов расположенных вблизи зданий и сооружений, а в некоторых случаях их сноса; устройство временных мостов через котлованы и водоотводы.

При строительстве открытым способом необходимо проектировать земляные работы по рытью котлованов и траншей. Выбор между котлованным и траншейным способами следует также осуществлять на основе технико-экономического сравнения вариантов. Если трассу проектируют под широкой уличной магистралью, где тоннель будет занимать не всю ширину проезжей части или где возможно использование для движения городского транспорта другой магистрали, обычно целесообразно применение котлованов с наклонными стенами, расположенными под углом естественного откоса пород.

В стесненных условиях применяют котлованы с *вертикальными стенами* или *траншейный способ*. Котлованы и траншеи с вертикальными стенами необходимо закреплять. Лучшими видами крепи являются инвентарные металлические или деревянно-металлические, хотя часто применяют деревянные конструкции. При выборе типа крепи стенок котлована или траншеи следует принимать такие виды ограждений, которые позволяют осуществлять выемку породы механизированным способом. При расположении уровня подземных вод выше подошвы подземного сооружения в зависимости от свойств водоносных пород необходимо принимать искусственное водопонижение, шпунтовое ограждение, искусственное замораживание или другие способы.

При проектировании строительства объектов в условиях действующих предприятий и городской застройки, особенно в водонасыщенных поро-

дах, наиболее рационально применение шпунтовых ограждений. Однако вследствие значительной стоимости и трудоемкости устройства и больших затрат материалов в каждом конкретном случае проектирования необходимо решать вопросы целесообразности их применения в данных условиях и выбора наиболее рациональных типов ограждения. Тип шпунтов выбирают в процессе разработки проекта производства работ с учетом наличия или возможности получения их строительной организацией.

Шпунтовые ограждения применяют только тогда, когда невозможны более экономичные способы временного крепления котлованов и траншей или не найдены более эффективные решения ведения работ без шпунтов, например, возведение подземного сооружения методом опускных колодцев или способом «стена в грунте», замена обычных фундаментов свайными, перенос запроектированного сооружения или коммуникации в новое проектное положение, позволяющее вести земляные работы с откосами, глубинным водопонижением или поверхностным водоотливом.

Проект организации работ в котлованах с откосами отличается большей простотой. Здесь можно использовать высокопроизводительные экскаваторы и другие землеройные машины. Крутизну откосов принимают равной углу внутреннего трения пород с учетом глубины котлована.

Для возведения отделки по спланированному дну котлована предусматривают устройство щебеночной подготовки толщиной 10 см с покрытием ее стяжкой толщиной 5 см из цементного раствора или укладывают тощий бетон. При проектировании монолитной отделки в котловане с вертикальными стенками на подготовленном основании предусматривают в первую очередь возведение защитных стенок на полную высоту. В котлованах с откосами защитные стенки можно также возводить сразу на полную высоту и использовать их в качестве наружной опалубки, однако в этом случае стенки должны быть несущими.

Для возведения полносборной или комбинированной отделки применяют монтажные краны, грузоподъемность которых зависит от массы наиболее тяжелого конструктивного элемента. Удобно с точки зрения организации работ на строительной площадке использовать козловые краны, перемещающиеся вдоль котлована по рельсам, проложенным на определенном расстоянии от бровок котлована. При строительстве городских транспортных и пешеходных тоннелей, а также многопролетных станций метрополитена в связи с большой общей шириной монтируемого сооружения козловые краны не применяют. Для монтажа конструкций в этих условиях используют стреловые самоходные краны грузоподъемностью 12–25 т.

В сильно обводненных неустойчивых породах значительной мощности (более 8 м) для строительства подземных сооружений в ряде случаев целесообразно применение опускных колодцев. Очертание и размеры опускных колодцев в плане зависят от формы наземной части сооружения, а также геологических и гидрогеологических условий строительной площадки. Однако опускные колодцы недопустимо проектировать на геологически неустойчивых площадках (с оползнями, карстами, пустотами

и т.п.), на площадках, где основания фундаментов расположенных рядом зданий и сооружений находятся в зоне обрушения пород у колодца, а также при ведении работ с открытым водоотливом в мелких и пылеватых песках, глинистых породах текучепластичной и текучей консистенции.

При *траншейном способе* в первую очередь предусматривают проходку траншей, в которых возводят стены подземного сооружения, а затем разрабатывают котлован для перекрытия. Выемку ядра тоннеля осуществляют закрытым способом под защитой возведенной обделки.

Для строительства подземных сооружений, в сложных гидрогеологических условиях весьма перспективным и эффективным является способ «стена в грунте», однако его применение в процессе проектирования должно быть обосновано технико-экономическими расчетами. При применении способа «стена в грунте» должны быть определены и приведены в проекте основные данные по технологии ведения работ и следующие параметры: длина захватки, удельный вес тиксотропного раствора и бетона, продолжительность выполнения бетонных работ и др.

Строительство подводных тоннелей, расположенных непосредственно под зеркалом воды, осуществляют *способом погружения крупных секций*. В проекте на строительство подводного тоннеля предусматривают следующие работы: разработку подводного котлована и подготовку основания тоннеля, транспортирование на плаву секций к месту опускания, опускание секций под воду на проектную отметку и их стыкование, ликвидацию временных торцевых перегородок в секциях, устройство постоянной гидроизоляции и внутренних конструкций на участках стыкования, обратную засыпку котлована до уровня естественного дна водоема. Глубину котлована определяют в зависимости от проектного профиля тоннеля (на практике она не превышает 40 м от уровня воды).

3.9. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА

Состав, объем выполняемых работ и продолжительность подготовительного периода устанавливают в проекте организации строительства. Они зависят от географического положения строящегося объекта (развитый или необжитый район), топографических, климатических, градостроительных (для метрополитенов и коллекторов) и других местных условий, сложности сооружения и объектов основных работ, а также от нормативного срока сдачи объектов в эксплуатацию.

Объемы общеплощадочных работ зависят от условий, в которых проектируют стройку. Инженерную подготовку предусматривают во всех случаях, но при выборе площадки в обжитом месте или на действующем предприятии объемы работ по инженерной подготовке значительно меньше за счет использования существующих сетей водо- и энергоснабжения, канализации, дорог и т.д.

Наиболее велики объемы работ подготовительного периода на новых площадках в неосвоенных районах. Для таких строек обычно предусмат-

ривают предварительный этап подготовительного периода, в течение которого площадку связывают с ближайшими магистралями автомобильных и железных дорог и с высоковольтными линиями электроснабжения; обеспечивают жилье для первых партий рабочих, устраивают временные склады (иногда перевалочные склады на станциях железных дорог и у пристаней), оборудуют первоначальную техническую базу для работ подготовительного периода. Лишь после этого проектируют и разворачивают общеплощадочные работы.

Работы первого этапа подготовительного периода следует планировать с использованием «пионерных отрядов». В функции такого отряда входит создание временного поселка и базы. Для него предусматривают инвентарные временные сооружения передвижного и контейнерного типа производственного, жилищного, бытового и административного назначения. Отряд рассчитан на автономную работу в любое время года, а также на переходы по бездорожью. Срок пребывания «пионерного отряда» на одной площадке не должен превышать 6 месяцев.

В состав работ, проектируемых в подготовительный период, входят как выполняемые непосредственно на строительной площадке подземного сооружения (внутриплощадочные работы), так и вне строительной площадки (внеплощадочные работы).

В состав внеплощадочных входят работы по сооружению магистральных линий, протяженность которых превышает 3 км. К ним следует относить также строительство внешних подъездных железнодорожных путей к строительной площадке и прирельсовым базам снабжения, автомобильных дорог, причалов, линий связи и электропередач с трансформаторными подстанциями, водопроводных сетей с заборными сооружениями, канализационных коллекторов с очистными сооружениями.

К внутриплощадочным подготовительным работам относят:

- создание геодезической разбивочной основы для строительства;
- расчистку территории строительной площадки и снос не используемых в процессе строительства строений;
- инженерную подготовку строительной площадки с первоочередными работами по планировке территории и обеспечению временных стоков поверхностных вод, перекладке существующих инженерных коммуникаций, устройству постоянных или временных внутриплощадочных дорог, прокладке сетей водо- и энергоснабжения, телефонной и радиосвязи;
- создание общеплощадочного складского хозяйства и площадок сборки оборудования и конструкций;
- монтаж инвентарных зданий, механизированных установок и временных сооружений, а при соответствующем обосновании — возведение постоянных зданий и сооружений, используемых временно для нужд строительства;
- обеспечение строительной площадки противопожарным водоснабжением и инвентарем, средствами связи и сигнализации.

Кроме того, в течение подготовительного периода выполняют работы, связанные с подготовкой к проведению горных работ в зависимости от принятых способов подземного строительства: осушение массива горных

пород; отвод поверхностных вод; организацию площадок для монтажа технологического оборудования; проходку устьев стволов или предпортовых выемок; устройство вентиляционных, калориферных и других каналов; оснащение проходки стволов или штолен; работы, связанные со специальными способами проходки (бурение замораживающих, цементационных и водопонижающих скважин, откачку воды, замораживание пород и пр.); строительство путей и дорог для отвала породы.

Очередность и сроки строительства постоянных и временных зданий и сооружений в подготовительном периоде устанавливаются с учетом их рационального использования к началу соответствующих периодов горнопроходческих работ. В первую очередь необходимо строить железные и автомобильные дороги, линии электропередачи и связи. Строительство зданий и сооружений вспомогательного назначения (водо- и теплоснабжения, культурно-бытовые и др.) следует совмещать со строительством объектов основного производственного назначения (копры, подъемные машины и др.).

Постоянные водозаборные скважины, являющиеся источниками водоснабжения, надлежит построить к началу работ подготовительного периода. При специальных способах строительства в подготовительном периоде после выполнения работ по освоению строительной площадки в первую очередь следует организовать глинистое хозяйство для обеспечения промывочным раствором буровых установок, предусмотреть бурение скважин для водопонижения, замораживания или цементации пород.

При использовании постоянных зданий и сооружений для нужд строительства должны быть введены в эксплуатацию к началу проходки стволов, штолен или тоннелей следующие объекты: копры, подъемные машины, котельная, линия электропередачи и отдельно стоящая электростанция, часть административно-бытового комбината, компрессорная, железнодорожные пути нормальной колеи, подъездные и общеплощадочные автомобильные дороги, подземные инженерные коммуникации, резервуар противопожарного запаса воды.

При использовании для нужд строительства временных зданий и сооружений к началу проходки горных выработок должны быть введены в эксплуатацию следующие объекты: копры, подъемные машины, компрессорные установки, котельные, электромеханические мастерские, бетонно-растворный завод, склады, передвижные трансформаторные подстанции, административно-бытовой комбинат, теплосеть, сети водоснабжения и канализации, отстойники, вентиляционные установки, автомобильные дороги, комплекс зданий для проходческого оборудования.

При проектировании строительства подземного сооружения в несколько очередей в проектах должна быть предусмотрена возможность нормального ведения строительного-монтажных и горнопроходческих работ второй очереди, для чего необходимо: определить на поверхности резервные места для расположения объектов, возводимых во вторую очередь, и не застраивать их временными объектами; предусмотреть места для складских помещений и разгрузочных площадок; устройство проездов для автомобильного транспорта и площадок для завоза укрупненных эле-

ментов и оборудования и снабжение объектов строительства последующих очередей паром, водой, сжатым воздухом и электроэнергией от источников действующего предприятия.

На период строительства последующей очереди следует предусматривать использование отдельных зданий и помещений для размещения различных контор строительной организации, а также действующих технологических комплексов (подъемного, породного, транспортного и т.п.). Необходимо предусматривать в проекте обеспечение связью через действующие сети и возможность расширения железнодорожной сети для использования при строительстве последующих очередей.

Продолжительность подготовительного периода при строительстве подземных сооружений зависит главным образом от объема горных выработок, числа строительных площадок, технологических схем оснащения проведения выработок, объема постоянных объектов, используемых для нужд строительства, и применяемой технологии строительно-монтажных работ.

Проектирование и осуществление дорожного строительства, которое ведут в подготовительный период, должно в минимальные сроки обеспечить возможность начала работ на новых строительных площадках. Прогрессивным направлением в решении этого вопроса является заблаговременное строительство и последующее использование для перевозки строительных грузов постоянных подъездных дорог, предусмотренных в проектах. Однако это возможно лишь при условии заблаговременного проектирования постоянных дорог и выделения для их сооружения необходимых средств за 1—2 года до начала строительства на новой площадке или же при небольшой протяженности трассы внешней дороги и благоприятных природных условиях ее сооружения.

Устройство временных дорог приводит к удорожанию строительства, но вместе с тем оно облегчает строительство постоянной дороги к объекту, что весьма важно в неблагоприятных гидрогеологических и климатических условиях. Совмещение строительства постоянной дороги с ее эксплуатацией приводит к значительному удорожанию строительства, снижению качества и увеличению его продолжительности.

Большая интенсивность движения в период строительства, а также использование тяжелых автомашин и трейлеров при недостаточной прочности дорожного покрытия часто приводят к значительному износу постоянной автомобильной дороги еще до сдачи подземного сооружения в эксплуатацию. Поэтому если в проекте не предусмотрено строительство временной дороги, то необходимо, чтобы конструкция постоянной дороги была рассчитана на максимальную интенсивность движения и грузоподъемность автомашин, используемых в период строительства, а не на ту относительно небольшую грузонапряженность, которая будет иметь место во время эксплуатации подземного сооружения.

В отдельных случаях оправдана прокладка временной внешней дороги как с точки зрения сроков строительства, так и экономической целесообразности.

Дороги и проезды на строительной площадке, так же как и внешние автомобильные дороги, являются первоочередными объектами стро-

ительства подготовительного периода. При благоприятных гидрогеологических условиях на площадке строительство дорог с постоянным асфальтовым покрытием предусматривают до начала работ по прокладке подземных коммуникаций и устройству фундаментов. Такое решение особенно эффективно в том случае, если применяют метод продавливания труб, что дает возможность избежать местных повреждений полотна дороги при последующей прокладке коммуникаций.

При неблагоприятных гидрогеологических условиях, когда нельзя рассчитывать на сохранность асфальтового покрытия до окончания строительства, постоянные дороги на площадке проектируют из сборного железобетона без верхнего асфальтового покрытия до начала работ по прокладке подземных коммуникаций и устройству фундаментов.

В случаях когда подземные инженерные сети на строительных площадках совмещены с постоянными проездами, причем прокладка этих сетей требует длительного времени, а откладывать работы по строительству проездов не позволяют установленные сроки, в проекте предусматривают временные дороги или временные дороги в сочетании с постоянными.

Для электроснабжения строительной площадки в подготовительный период предусматривают временные схемы питания и наиболее простые устройства за исключением случаев, когда новое строительство располагают в непосредственной близости от уже действующего или строящегося предприятия, энергетическое хозяйство которого может быть использовано для электроснабжения площадки нового строительства.

Питание площадки или нескольких отдельных площадок строительства (например, основной и жилого поселка) осуществляют током высокого напряжения по воздушным линиям передач наиболее простого типа.

В случае использования одной и той же опорной (районной) подстанции энергосистемы для питания строительства и объекта после ввода его в действие целесообразно сразу построить, ввести в действие и использовать для временного электроснабжения одну из линий, запроектированных для постоянной схемы питания строящегося объекта. После возведения линии электропередачи строят временную подстанцию и прокладывают линии к потребителям тока.

Возможно также временное использование линии электропередачи, предназначенной для постоянной эксплуатации при высоком напряжении (110 или 35 кВ), на период строительства при более низком напряжении (35, 10 или 6 кВ). В этом случае основные конструкции (линии, опоры) возводят по проекту для высокого напряжения, а изоляция может быть временно выполнена на более низкое напряжение. Это значительно упрощает эксплуатацию энергохозяйства в период строительства и вместе с тем позволяет свести к минимуму затраты на временное электроснабжение.

Схему питания всех потребителей электроэнергии определяют в соответствии с ПОС и обязательно увязывают с генпланом строящегося подземного сооружения. Временную распределительную сеть на территории основной строительной площадки выполняют воздушной и пре-

имущественно высоковольтной (6 кВ) с устройством временных трансформаторных подстанций простейшего типа (мачтовых или передвижных) в местах сосредоточения строительных нагрузок. Не рекомендована прокладка временных кабельных сетей на территории строительной площадки, так как это приводит к повреждениям кабелей при земляных работах и оставлению их в земле.

Широкое использование для нужд строительства постоянных объектов строящегося комплекса и имеющихся зданий и сооружений существенно снижает объемы временного строительства, однако полностью не удовлетворяет потребность строительного производства, и при строительстве подземных сооружений все же используют некоторое (минимальное) число временных объектов. При определении состава временных зданий и сооружений для новой площадки используют типовые наборы (перечни).

Важным направлением удешевления и сокращения сроков подземного строительства является создание комплексов передвижного проходческого оборудования, позволяющего свести оснащение проходки вертикальных стволов и работы подготовительного периода к механизированному монтажу на строительной площадке блоков машин и оборудования полной заводской готовности и подсоединению их к инженерным коммуникациям. В настоящее время созданы следующие наименования и типоразмеры временных зданий и сооружений для строительства вертикальных стволов: передвижные подъемные установки, проходческие лебедки, котельные, вентиляторы, трансформаторные подстанции, высоковольтные распределительные устройства, новая конструкция крупноблочного проходческого копра.

Разработаны передвижные подъемные машины десяти типоразмеров. Каждая машина состоит из двух блоков, которые устанавливаются на шести унифицированных фундаментах. Опыт оснащения стволов показал, что трудоемкость установки передвижной машины типа ППУ-2000 в 20 раз меньше, чем в случае стационарной установки ее в здании и на монолитном фундаменте.

Особенно эффективно создание и внедрение в практику оснащения стволов ряда проходческих лебедок в передвижном исполнении на инвентарных фундаментных блоках, так как их число на одной площадке достигает нескольких десятков. Трудоемкость установки передвижной проходческой лебедки ЛПД-25 в 18 раз ниже, чем при стационарном варианте ее установки. Передвижные лебедки грузоподъемностью 18 и 25 т в соответствии с требованиями правил безопасности выполнены закрытыми в металлическом корпусе, а грузоподъемностью 5 и 10 т — открытыми. Лебедки оснащены устройством для дистанционного управления.

Разработаны передвижные компрессорные установки производительностью 25 м³/мин. Установка состоит из трех блоков, в одном из которых размещен собственно компрессор, во втором — пульт управления, электрический шкаф и место для обслуживающего персонала, в третьем — воздухохранилище и масловодоотделители. Компрессорную станцию требуемой производительности можно создать путем подбора нуж-

ного числа установок. Трудоемкость работ по сборке компрессорной станции из 5 компрессорных установок в 23 раза меньше трудоемкости работ по возведению стационарной компрессорной станции такой же производительности.

Разработана передвижная котельная установка с котлами типа Е-1/9 производительностью 1 т/ч пара и давлением до 0,9 МПа. В зависимости от количества потребляемого тепла на площадке котельная может состоять из двух, трех блоков котельных установок и более.

Передвижная вентиляторная установка создана на базе шахтных вентиляторов ВЦП-16 с реверсивным устройством. Установка состоит из четырех блоков, которые ставятся на инвентарные железобетонные блоки.

Разработаны передвижные трансформаторные электроподстанции шести типоразмеров напряжением 6/0,4 кВ и мощностью от 180 до 630 кВ · А. Электроподстанция состоит из трансформаторного, высоковольтного и низковольтного отсеков. Один блок электроподстанции обеспечивает питание до 20 низковольтных токоприемников. Созданы также передвижные высоковольтные распределительные устройства двух типоразмеров.

В настоящее время разработана новая конструкция проходческого копра, изготавливаемого в виде крупных блоков, из которых собирают на земле по обе стороны от ствола две секции. Ноги копра снабжены шарнирными опорами. С помощью проходческих лебедок обе секции поднимают и соединяют в одно целое. Для максимального сокращения продолжительности перехода от проходки ствола к проведению горизонтальных выработок в крупноблочном копре применена двухъярусная подшивная площадка, несущая все шкивы, необходимые как для проходки ствола, так и для проведения горизонтальных выработок. Кроме того, для этой цели предусмотрены сборно-разборный разгрузочный станок и специальная нулевая рама.

3.10. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА СТРОИТЕЛЬСТВА

П л а н о м называют заранее намеченный порядок, последовательность осуществления какой-либо программы, выполнения строительных процессов (работ), проведения мероприятий. Добавляя термин «календарный», имеют в виду привязку плана к установленному режиму работы на строительстве в календарных рабочих днях, а также к определенной дате начала (год, месяц, число) и соответствующей дате окончания строительства. Это позволяет установить календарные сроки строительства комплексов и объектов подземного сооружения.

В проектировании организации работ календарные планы строительного производства могут быть представлены с помощью линейных графиков, циклограмм и сетевых графиков. *Линейные календарные графики* (графики Ганта) в виде ленточных диаграмм (рис. 3.16, а) являются наиболее простыми и широко применяемыми в строительстве. На ка-

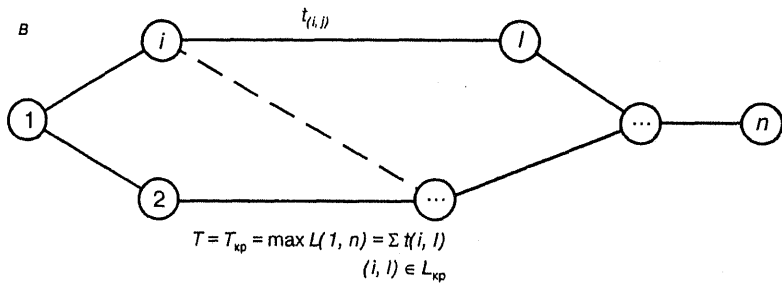
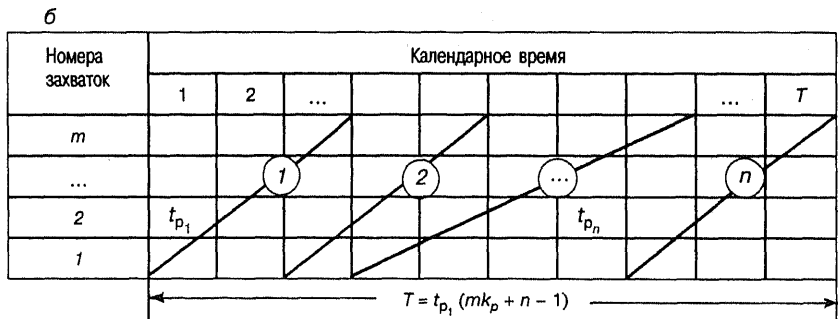


Рис. 3.16. Различные способы представления календарных планов:

а — линейный график; **б** — циклограмма; **в** — сетевой график; i — номер работы или номер начального события; l — номер конечного события; n — число работ или номер завершающего события; m — число захваток; t — продолжительность работы; q — затраты труда; a — число рабочих в бригаде; $t_{\text{совм}}$ — продолжительность совмещенного выполнения двух работ; t_p — ритм потока; k_p — коэффициент кратности ритмов; L — путь в сетевом графике; $L_{\text{кр}}$ — критический путь; $T_{\text{кр}}$ — продолжительность критического пути; T — продолжительность строительства

лендарном графике отражены номенклатура, объемы работ и сроки их выполнения. Линейный график может содержать и другую информацию (численный состав исполнителей, сметную стоимость и др.). Однако технологически возможная последовательность работ отображена на этом графике весьма неявно.

Несколько лучше, чем линейный график, отражает взаимосвязи и взаимовлияние работ циклограмма (см. рис. 3.16, б). Для наилучшего представления календарных планов в настоящее время служит *сетевой график* (см. рис. 3.16, в), при помощи которого можно отразить все технологические и организационные взаимосвязи между элементами строительного процесса и осуществить их оптимизацию.

Календарные планы работ формируют по этапам — год, квартал, месяц, неделя. Процесс проектирования календарного плана идет обычно «снизу вверх», в рамках, установленных высшими уровнями показателей (сроки ввода объектов, объемы работ и т.п.). По мере перехода проекта плана с уровня на уровень обычно происходит укрупнение показателей плана, что приводит к потере и даже искажению части информации.

Реальная задача проектирования календарного плана имеет очень большое число исходных данных. Например, при строительстве крупной подземной ГЭС задействованы рабочие примерно 20 специальностей, 30 типов механизмов, 30 отдельных субподрядных организаций, несколько сотен видов материальных ресурсов, причем все это следует учитывать одновременно на 100 объектах и более. Поэтому совершенно очевидно, что составленный традиционными методами план оказывается несбалансированным по многим видам ресурсов, неувязанным в ряде случаев с требованиями технологии, организации работ и т.п.

Разрабатывая план, проектировщик пытается одновременно достичь многих целей: обеспечить своевременный ввод объектов в эксплуатацию, гарантировать наилучшее использование рабочей силы и механизмов, получить максимальный экономический эффект и т.д. Наиболее целесообразно для решения задачи проектирования календарного плана применить ПЭВМ, но для этого необходимо формализовать процесс разработки плана, т.е. составить его математическую модель.

Исследования показали, что решить комплекс задач календарного планирования точными математическими методами невозможно. Однако приемлемые решения, как правило, дают так называемые методы эвристического программирования, включающие в себя формальное описание правил, которые опытный проектировщик применяет в аналогичных ситуациях.

Очевидно, невозможно формализовать все источники и виды необходимой для этого информации, все известные человеку правила. В связи с этим в настоящее время сложились два принципиальных подхода к использованию ПЭВМ в календарном планировании. Первый из них предусматривает, по существу, формирование календарных планов «вручную». После создания плана на ПЭВМ осуществляют расчеты технико-экономических показателей, графики потребности в трудовых и материально-технических ресурсах, машинах и механизмах, печатание документов. Изменилась и сама процедура планирования — она базируется на сетевых моделях.

Второй подход — передача ПЭВМ самой процедуры формирования плана. Из систем, реализующих этот подход, наиболее широкое распространение в практике работы строительных организаций получила система «Time Line».

3.11. СОСТАВЛЕНИЕ КОМПЛЕКСНЫХ СЕТЕВЫХ ГРАФИКОВ СТРОИТЕЛЬСТВА

Комплексный укрупненный сетевой график разрабатывают на стадии технического проекта как часть проекта организации строительства. Его составляет генеральная проектная организация и согласовывает с заказчиком, подрядчиком, ведущей монтажной организацией и основными комплекующими организациями. Графиком устанавливают сроки выполнения рабочих чертежей, объемы финансирования по годам и кварталам, даты поставок технологического оборудования и наиболее значительных сборных конструкций, продолжительность строительства подземного сооружения в целом или его основных этапов, а также сроки достижения предприятием проектной мощности.

Генеральная подрядная организация в рамках проекта производства работ составляет комплексный сетевой график и согласовывает его со всеми субподрядными организациями, заказчиком, а также поставщиками технологического оборудования, материалов и изделий. В графике уточняют сроки выполнения отдельных конструктивных элементов, а также объемы квартального финансирования.

В комплексном сетевом графике каждому зданию или сооружению обычно отводят горизонтальную полосу. Степень детализации комплекс-

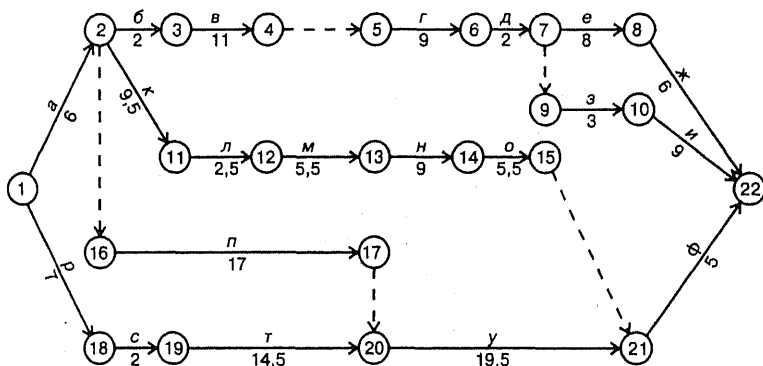


Рис. 3.17. Комплексный сетевой график строительства подземных сооружений Нурекской ГЭС:

а — сооружение сводовой части тоннеля со стороны входного портала; *б* — проходка фурнелей для гидроподъемников; *в* — проходка штроссы тоннельного участка камеры затворов; *г* — бетонирование пола и стен; *д* — монтаж потолка камеры затворов; *е* — монтаж ремонтно-аварийных затворов; *ж* — цементация тоннельного участка камеры затворов; *з* — бетонирование потолка тоннельного участка камеры; *и* — цементация лотка, свода и стен; *к* — бетонирование сводовой части строительного тоннеля; *л, м, о* — проходка катастрофического водосброса; *н* — проходка штроссы строительного тоннеля; *п* — бетонирование калотты тоннеля; *р, с* — проходка калотты; *т* — проходка и бетонирование участка слабых пород и выходного портала; *у* — проходка штроссы строительного тоннеля; *ф* — цементация; цифры в кружках — события; 1 — 18 — 19 — 20 — 21 — 22 — критический путь

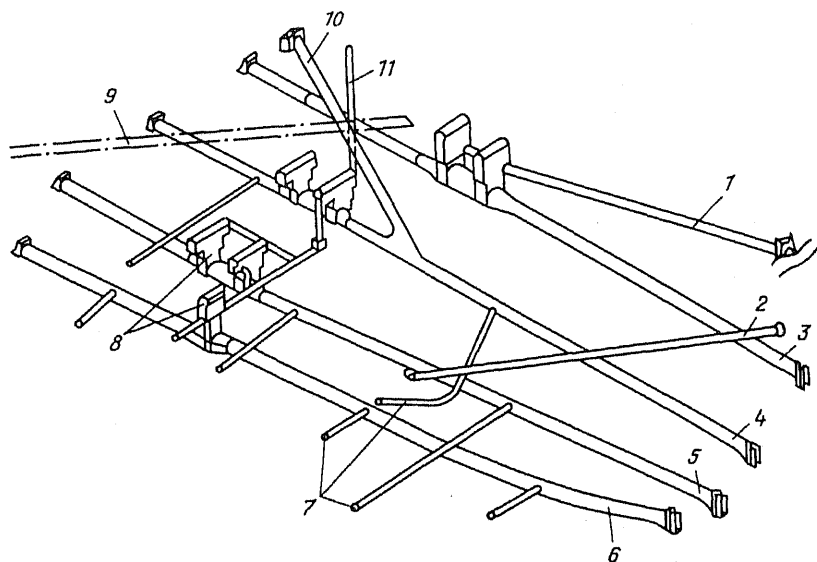


Рис. 3.18. Схема основных сооружений левого берега Нурекской ГЭС:

1 — грузовой тоннель; 2 — транспортный тоннель; 3 — катастрофический водосброс с глубинным водозабором; 4, 5 и 6 — строительные тоннели соответственно 3, 2 и 1-го ярусов; 7 — подходные штольни; 8 — камеры затворов; 9 — гребень плотины; 10 — катастрофический водосброс с поверхностным водозабором; 11 — аэрационный ствол

ной сети зависит от уровня организации, на которую рассчитан данный график. Для строительного управления комплексный график составляют с большей степенью детализации, чем для заказчика объекта.

На рис. 3.17 приведен пример комплексного сетевого графика по строительству сооружений третьего яруса и катастрофического водосброса с глубинным водозабором левого берега Нурекской ГЭС применительно к схеме, приведенной на рис. 3.18. Сооружения комплекса, как правило, необходимо вводить в эксплуатацию в определенной последовательности.

В процессе разработки сетевой график подвергают ручной или машинной обработке для определения критического пути, ранних и поздних сроков окончания работ, полных и свободных резервов времени. Если окажется, что продолжительность критического пути превышает директивный срок или неправильно распределены материально-технические ресурсы, следует провести оптимизацию сетевого графика по времени и по распределению материально-технических ресурсов.

Оптимизация сетевого графика может потребовать пересмотра технологии, взаимосвязи и продолжительности отдельных работ, что следует проводить одновременно с пересмотром ПОС или ППР.

3.12. СВОДНЫЙ КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК СТРОИТЕЛЬСТВА

Построение сводного календарного графика строительства имеет целью установление оптимальной продолжительности строительства подземного сооружения, сроков и последовательности возведения отдельных комплексов и объектов, а также рациональное распределение по годам строительства объемов работ, потребности в рабочих кадрах, материально-технических ресурсах, капитальных вложениях и стоимости строительно-монтажных работ.

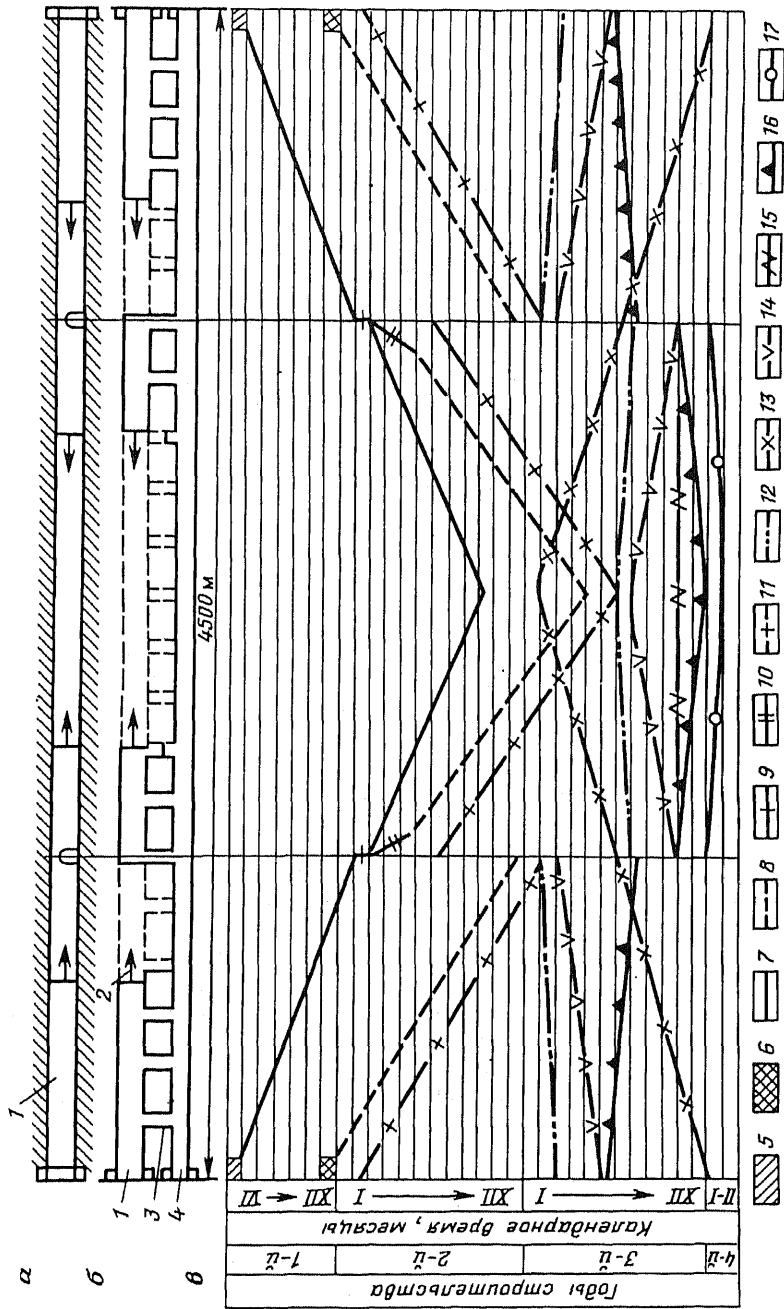
Применяют линейные и сетевые сводные графики. Обычно их строят путем объединения ранее построенных графиков по периодам (подготовительный, основной), этапам строительства и видам работ (горнопроходческие, строительные и монтажные). Продолжительность горнопроходческих работ по цепи выработок главного направления, как правило, определяет продолжительность строительства подземного сооружения, поэтому основным элементом сводного графика является график горнопроходческих работ с выделением цепи выработок главного направления, который строят на основе разработанной ранее схемы строительства подземного сооружения и принятых или расчетных скоростей проходки горных выработок. Строительные и монтажные работы увязывают с графиком горнопроходческих работ.

Календарный график горнопроходческих работ в зависимости от типа подземного сооружения состоит из графиков, построенных при проектировании технологии строительства отдельных сооружений и их комплексов. При строительстве транспортного тоннеля — это графики врезки тоннеля или штольни, проведения подходных выработок и направляющей штольни или одного (обычно верхнего) уступа, разработки второго (нижнего) уступа, возведения обделки, оборудования тоннеля. Пример сводного календарного графика строительства автодорожного горного тоннеля длиной 4,5 км, проведение которого осуществляют четырьмя сплошными забоями (см. схему VIII на рис. 3.6), приведен на рис. 3.19.

При строительстве метрополитена календарный график состоит из графиков проходки вертикальных и наклонных (эскалаторных) стволов, проведения перегонных тоннелей, станций и обслуживающих камер; при строительстве подземных ГЭС — из графиков проведения подходных выработок, транспортных и строительных тоннелей, тоннелей подводящей и отводящей деривации, возведения уравнительных резервуаров и под-

Рис. 3.19. Схема и график строительства автодорожного тоннеля:

а — продольный разрез; *б* — план; *в* — календарный график; 1 — тоннель; 2 — направление подвигания забоя; 3 — сбойка; 4 — вспомогательная штольня; 5 — врезка штольни; 6 — врезка тоннеля; 7 — проходка штольни; 8 — проходка тоннеля; 9 — проходка сбойки; 10 — проходка расщетки тоннеля; 11 — возведение обделки тоннеля; 12 — крепление штольни; 13 — демонтаж откаточных путей, трубопроводов сжатого воздуха, водопровода и вентиляции; 14 — устройство проезжей части; 15 — начало рабочего движения; 16 — оборудование тоннеля средствами связи, электроснабжения и пожаротушения; 17 — монтаж средств постоянной вентиляции



Календарное время, месяцы

Годы строительства

1-й 2-й 3-й 4-й

- 5
- 6
- 7
- 8
- 9
- 10
- 11
- 12
- 13
- 14
- 15
- 16
- 17

земного машинного зала ГЭС; при строительстве городского коллектора — из графиков проходки вертикальных стволов (колодцев), проведения и оснащения монтажной камеры, проведения тоннеля щитовым способом, возведения железобетонной рубашки.

3.13. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ И ПРОМЫШЛЕННАЯ САНИТАРИЯ

Успешное функционирование подземного сооружения в период его строительства и эксплуатации с минимальным числом аварий и несчастных случаев во многом зависит от правильных решений, принятых на стадии проектирования. Правильность выбранных решений неотделима от технического прогресса в подземном строительстве и основана на оптимизации основных технологических параметров, передовом опыте и достижениях науки и техники.

Во всех проектных материалах должны быть предусмотрены способы безопасного ведения горных, строительных и монтажных работ на основе действующих правил техники безопасности на специальные виды работ, санитарных и противопожарных норм, а также СНиП и ГОСТ.

Площадка у портала тоннеля (штольни) или ствола строящегося подземного сооружения должна иметь подъездные пути для движения транспорта и строительных машин, а также безопасные проходы для людей. Ширина проходов и подъездов (проездов) должна соответствовать требованиям СНиП. При проектировании ведения работ в лавиноопасных районах и на участках с возможной осыпью должны быть предусмотрены меры по защите от снежных лавин и камнепадов. Для исключения возможности попадания атмосферных и откачиваемых подземных вод в тоннели, стволы и другие горные выработки должны быть разработаны необходимые мероприятия (планировка строительной площадки, обеспечение водостоками и т. п.). Для поддержания безопасного состояния откосов (склонов) у порталов горных выработок разрабатывают проекты закрепления и оборки откосов. Все подземные выработки должны иметь искусственную вентиляцию. В ПОС и ППР должны быть разработаны схемы вентиляции для всех стадий работ. Использование одного и того же ствола или штольни для одновременного прохождения входящей и исходящей струй воздуха недопустимо, за исключением периода проходки ствола и околоствольных выработок до соединения с другим стволом или вентиляционной сбойкой. В проектах должно быть определено место установки вентиляторов и расстояние от конца вентиляционных труб до забоя.

Принимаемые в ППР решения по подземному транспорту и шахтному подъему должны отвечать требованиям ПБ. При проектировании транспорта по горизонтальным выработкам запрещено совмещать на одних и тех же участках пути разные виды откатки, в том числе контактными и аккумуляторными электровозами. При колесном нерельсовом транспорте должна быть предусмотрена на элементах временной крепи, всех элементах лесов и подмостей, расположенных у проездов и в местах подъема

грузов, а также на элементах опалубки на участках бетонных работ защита от возможных ударов при проезде автомобилей и другого самоходного или буксируемого оборудования, а также при вертикальном перемещении грузов. Безопасная зона проезда должна иметь ограждение колесоотбойным брусом.

Канаты для подвески полков, насосов, труб водоотлива, проходческих агрегатов должны иметь шестикратный запас прочности, для подвески остального оборудования (щитов-оболочек, опалубки, труб вентиляции, цементации, спуска бетонной смеси, сжатого воздуха, кабелей и др.) и натяжных устройств — пятикратный запас прочности. При определении нагрузки на канаты трубопроводов водоотлива или тампонажного раствора необходимо считать стaves заполненными полностью, а при спуске бетонных смесей принимать нагрузку, соответствующую двум разовым подачам.

Специальные требования ПБ необходимо выполнять при проектировании проходческого и постоянного подъема по стволам, электроустановок, освещения, водоотлива, а также средств предупреждения и тушения пожаров.

Каждый проект строительства подземных сооружений должен содержать специальный раздел, предусматривающий комплекс мероприятий по борьбе с пылью как профессиональной вредностью. Для всех строящихся объектов подземных сооружений должны быть разработаны планы мероприятий по борьбе с пылью, а во всех местах пылеобразования — предусмотрены меры по снижению запыленности воздуха до санитарных норм.

Каждый отдельный объект строительства подземных сооружений должен иметь санитарно-бытовые помещения в соответствии с требованиями СН 245—71. Строительство этих помещений должно быть предусмотрено в проекте до начала горных работ.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Дайте характеристику объектам шахтного и подземного строительства.
2. Как определяют размеры поперечных сечений шахтных стволов?
3. Как определяют размеры поперечных сечений горизонтальных и наклонных горных выработок?
4. Назовите основные исходные материалы, которые используют при проектировании строительства подземных сооружений.
5. Раскройте сущность технико-экономического обоснования (ТЭО) строительства.
6. Какие основные принципы организации строительства?
7. Раскройте содержание проекта организации строительства (ПОС) и проекта производства работ (ППР).
8. Сформулируйте принципы проектирования календарного плана строительства.
9. В чем заключается сущность комплексных графиков строительства подземных объектов?

Часть II

ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

ГЛАВА 4 ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЙ ПЕРИОД СТРОИТЕЛЬСТВА

Перед началом строительства стволов необходимо выполнить ряд подготовительных и организационных мероприятий: инженерно-геологические изыскания (контрольная разведка пересекаемых стволом пород), инженерная подготовка строительной площадки, обеспечение ее подъездными путями, энерго- и водоснабжением и связью, строительство временных и постоянных зданий и сооружений, используемых на период строительства, монтаж различных машин, механизмов и оборудования для строительства, жилищное и культурно-бытовое строительство и др. Все эти работы, являющиеся первым этапом строительства шахты или рудника, представляют собой **подготовительный период**.

Подготовительному периоду предшествует ряд мероприятий, связанных с изучением проектно-сметной документации, обеспечением финансирования, заключением договора на строительство с подрядными и субподрядными организациями, согласованием плана материально-технического снабжения и поставки оборудования, оформлением документации на отвод земельного участка для строительства, решением вопросов обеспечения строительства рабочими кадрами.

Учитывая сложность и многообразие работ подготовительного периода, на базе технического и рабочего проекта шахты (рудника) разрабатывают проект организации строительства. В этом проекте определяют последовательность, технологию и организацию работ по строительству отдельных объектов как на строительной площадке, так и за ее пределами, распределение финансирования, планомерное развитие строительного-монтажных работ, график перемещения рабочей силы по объектам строительства, мероприятия по противопожарной безопасности и охране труда и др.

В проекте организации строительства разрабатывают календарный план строительства как отдельных объектов, так и шахты (рудника) в целом.

4.1. РАБОТЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА

Весь комплекс строительного-монтажных и земляных работ подготовительного периода подразделяют на работы, которые осуществляют за пределами промышленной площадки строящегося предприятия (внеплощадочные) и непосредственно на промышленной площадке (внутриплощадочные).

Внеплощадочные работы включают в себя строительство подъездных железнодорожных путей и автомобильной дороги, линии электропередачи с распределительными подстанциями, линии связи, водопровода, канализации с очистными сооружениями и других объектов.

Железнодорожные пути прокладывают от шахтной площадки до ближайшей магистральной железной дороги. Протяженность дороги зависит от расположения строящейся шахты (рудника) и иногда составляет несколько десятков километров. При протяженности пути до 3–4 км работы по его строительству обычно осуществляет шахтостроительное управление; при большей протяженности и сложном рельефе местности, когда необходимо выполнить большой объем земляных работ или построить мосты, строительство производят специализированные организации Министерства путей сообщения.

Одновременно с железнодорожными путями строят автомобильную дорогу до ближайшей станции, на которой располагают временные склады материалов и оборудования. Автомобильные дороги сооружают шириной не менее 6 м с постоянным твердым покрытием.

Временные автомобильные дороги на строительной площадке строят обычно из крупных железобетонных плит на щебеночном основании.

Сооружение линии электропередач (ЛЭП) осуществляют обычно по двум вариантам, т.е. в подготовительный период строят временную ЛЭП напряжением 1–6 кВ, которая обеспечивает электроэнергией всех потребителей в процессе строительства, или сразу строят постоянную ЛЭП напряжением 10–35 кВ, служащую как на период строительства, так и на период эксплуатации шахты. Линии электропередачи подсоединяют к фидерному автомату районной подстанции. Строительство постоянной ЛЭП должно быть закончено к началу развития основных горных работ.

Временную ЛЭП строят в тех случаях, когда сооружение постоянной ЛЭП связано с большим объемом работ при сложном рельефе местности.

При строительстве шахт, удаленных на значительные расстояния от источников электроснабжения, начальные работы подготовительного периода обеспечиваются электроэнергией от передвижных электростанций с двигателями внутреннего сгорания. Эти электростанции оборудуются в виде энергопоезда с собственным локомотивом.

Линию телефонной связи (ЛТС) прокладывают от ближайшего телефонного узла к промплощадке шахты. ЛТС может быть воздушной, с подвеской проводов на столбах или кабельной, с прокладкой кабеля в траншее. Тип ЛТС определяют в зависимости от рельефа местности и удаленности телефонного узла.

Водоснабжение при строительстве шахты (рудника) осуществляют от ближайших водопроводов, а при отсутствии их из артезианских скважин.

Потребность в воде определяется ее расходом на производственные (потребление котельной, приготовление бетона, охлаждение компрессоров и т.п.), санитарно-бытовые (столовая, душевая) и противопожарные нужды. Расход воды регламентируется нормативами: на приготовление бетона — 200–250 л на 1 м³; на душевую — 25–30 л за 5 мин; на санитарно-бытовые нужды — 200 л в сутки; на противопожарные нужды — 20 л/с при площади застройки до 50 га и т.д.

Для технических потребностей может быть использована вода, откачиваемая при строительстве стволов, если ее химический состав удовлетворяет существующим требованиям, а также из близлежащих озер, речек и других водоемов.

Суточный расход воды для производственных нужд составляет 80–120 м³, для хозяйственных целей — 80–100 м³.

Для отвода шахтных и бытовых вод строят канализационный трубопровод с очистными сооружениями.

Внутриплощадочные работы непосредственно на территории промышленной площадки шахты включают в себя расчистку и планировку площадки, составление геодезической сети для строительства зданий и сооружений на поверхности, разбивку и фиксирование осей будущих стволов шахты, сооружение подземных коммуникаций и резервуаров запасной воды и воды для тушения пожаров, строительство дорог на стройплощадке; рытье котлованов и траншей под фундаменты зданий и сооружений; возведение фундаментов, монтаж труб водопровода, канализации, силовых и слаботочных кабелей и др. Подземные коммуникации целесообразно укладывать в коллекторы, что облегчает их обслуживание и ремонт в период эксплуатации.

После окончания работ нулевого цикла приступают к строительству временных и постоянных зданий и сооружений. При строительстве необходимо максимально использовать постоянные здания и сооружения.

В подготовительный период строят полностью здание административно-бытового комбината (АБК) или его отдельный блок. В АБК размещают нарядную, раздевалку, душ, помещения для аппарата управления, ламповое помещение и др. Временное здание АБК строят, как правило, на промплощадках фланговых вспомогательных стволов.

В подготовительный период сооружают также здание механических мастерских с кузнечным, слесарным, электротехническим, металлообрабатывающим и бурозаправочным цехами.

На период строительства стволов и ведения работ нулевого цикла используют компрессорные установки, размещаемые во временном здании, или передвижные компрессорные станции типа ПКС-150/80. В это же время строят постоянную компрессорную станцию с воздухохранилищами, которую используют затем при проведении подготовительных работ и эксплуатации шахты (рудника). Суммарную мощность компрессорной станции определяют из условия потребности сжатого воздуха 120–150 м³/мин.

Для обеспечения теплоснабжения производственных помещений и жилья, подогрева воздуха, подаваемого в шахту в зимнее время в период

строительства, сооружают временные котельные с вертикально-цилиндрическими водотрубными котлами типа ММЗ-0,8/8 производительностью 0,8 т/ч пара или ТМЗ-1,8/8 производительностью 1,8 т/ч. В период строительства шахты можно использовать также передвижные котельные установки типа ПКУ-1/9-1/Т производительностью 1 т/ч. На промплощадке устанавливают два-три таких котлоагрегата.

Для обеспечения строительства водой на промплощадке строят резервуары цилиндрической формы диаметром 12–15 м из расчета хранения трехчасового запаса воды на противопожарные нужды и 12-часового расхода на текущие хозяйственные нужды. Резервуары заглубляют в землю, они имеют железобетонные стены с гидроизоляционным покрытием.

Для хранения стройматериалов, железобетонных и металлических конструкций и оборудования на промплощадке возводят закрытые складские помещения и навесы. Склады обычно размещают около железнодорожных путей и оснащают необходимыми погрузочно-разгрузочными механизмами и транспортом.

Обеспечение строительства бетоном осуществляют двумя способами. При удалении бетонного районного завода менее чем на 10 км от строящейся шахты бетонную смесь доставляют на площадку автосамосвалами или бетоновозами, при большем удалении бетон приготавливают в бетонорастворном узле непосредственно на площадке.

Бетонорастворный узел оснащен одной или двумя бетономешалками вместимостью до 500 л. Применяют также передвижные бетоносмесительные установки.

Временные здания в подготовительный период строят для размещения проходческих ледянок, вентиляторов, калориферов. Эти здания целесообразно строить каркасно-рамной конструкции из сборного железобетона, а для фундамента использовать унифицированные железобетонные блоки.

Одним из важнейших мероприятий подготовительного периода является оснащение строящихся стволов необходимым оборудованием и механизмами. Тип и число единиц оборудования выбирают в соответствии с проектом организации работ по строительству и принятой технологической схемы проходки стволов. Проектом определяются тип подъемных установок, проходческий копер, типы и число проходческих лебедок, компрессоров, вентиляторов, набор оборудования для электроподстанций и др. На все оборудование должны быть своевременно представлены заявки с указанием технических характеристик.

4.2. СООРУЖЕНИЕ УСТЬЯ СТВОЛА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОТХОДА

Сооружение устья ствола. Устье ствола в большинстве случаев сооружают в слабых, неустойчивых наносных породах, мощность которых колеблется в широких пределах. Глубина устья в каждом отдельном случае определяется проектом в зависимости от глубины залегания коренных или плотных пород, в которых закладывают опорный венец. Обычно устье имеет глубину

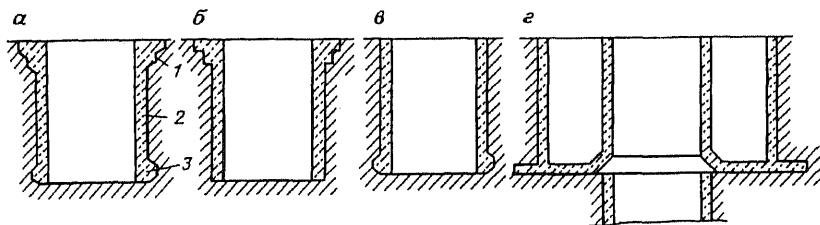


Рис. 4.1. Конструкции устьев вертикальных стволов

от 10 до 30 м. Размеры поперечного сечения устья в свету равны сечению ствола в свету.

Конструкция крепи устья определяется в зависимости от назначения ствола, физико-механических свойств пересекаемых пород, вертикальной и горизонтальной нагрузок на крепь, материала крепи. Вертикальная нагрузка на крепь устья образуется в результате давления копра и веса самой крепи устья. Горизонтальные нагрузки на крепь создают боковые породы, а при наличии башенных копров возникают распорные усилия от фундамента копра.

На рис. 4.1 представлены наиболее распространенные конструкции устья.

Устье состоит из оголовка (воротника) 1, средней части 2 и опорного венца (башмака) 3 (рис. 4.1, а). Оголовок и опорный венец воспринимают вертикальные нагрузки и передают их на боковые породы.

В устье устраивают проемы для опорных балок под копер, вентиляционных и калориферных каналов, кабелей и труб.

Обычно устье крепят монолитной железобетонной крепью, реже бетоном, металлическими или железобетонными тубингами. Толщину крепи, а также оголовка и опорного венца выбирают в зависимости от нагрузок, размеров проемов, каналов и диаметра ствола.

Для защиты ствола от сточных вод устье сооружают на 200 мм выше отметки поверхности промплощадки.

При мощности наносных отложений 10–12 м опорный венец устраивают в коренных породах, подстилающих наносы, а когда копер опирается на крепь устья, то устраивают и оголовок (рис. 4.1, а). При достаточно мощных наносах, когда невозможно заложить опорный венец, устье проходят на глубину 10–12 м и в верхней части сооружают мощный двухступенчатый оголовок, который воспринимает всю вертикальную нагрузку (см. рис. 4.1, б). Конструкцию крепи устья без оголовка (см. рис. 4.1, в) применяют, когда коренные породы выходят на поверхность, а копер опирается на самостоятельный фундамент. На стволах с башенным копром фундамент обычно отделяют от крепи устья (см. рис. 4.1, г).

Устье сооружают в следующей последовательности: отрывают с помощью экскаватора котлован на глубину оголовка, устанавливают опалубку и возводят железобетонную крепь оголовка, устанавливают раму-шаблон, монтируют проходческое оборудование, вынимают породу на

всю глубину устья или отдельного звена с поддержанием стенок временной крепью, разделявают породу под опорный венец, устанавливают опалубку, монтируют арматуру и снизу вверх отдельными заходками возводят железобетонную или монолитную бетонную крепь, демонтируя постепенно временную крепь.

Для сооружения устья могут быть использованы временные передвижные установки или применено основное проходческое оборудование — копер, подъемная машина и др.

В первом случае применяют комплексы оборудования типа КПШ-2 (рис. 4.2), ПК-1 (рис. 4.3), КС-14 и др.

Комплекс КПШ-2 состоит из автокрана К-51, пневмопогрузчика КС-3, подвесной опалубки, трех проходческих лебедок ЛП-10/800, крана-экскаватора Э-505-А, двух бадей вместимостью 1 м³, универсальной рамы-шаблона, бункера для бетонной смеси, става труб бетонопровода. Кроме того, в этот комплекс также входят забойный насос Н-1м, лебедка ЛП-5/500, два передвижных компрессора ЗИФ-55, передвижной загрузочный бункер вместимостью 7 м³ для перегрузки породы в автосамосвалы.

Комплекс КПШ-2 позволяет проходить устье и технологический отход на глубину до 50 м. Скорость сооружения устья составляет 15–20 м/мес, а производительность труда проходчиков 0,7–1 м³/чел.-смену.

Комплекс ПК-1 (см. рис. 4.3) состоит из рамы, на которой установлена подъемная лебедка, наклонная стрела со шкивом для подъема каната. На перекрытии устья смонтирован разгрузочный станок с лядами и желобом для погрузки породы в автосамосвалы. Погрузку породы в забое осуществляют грейфером КС-3 с ручным вождением. Породу поднимают в бадью вместимостью 0,6–1 м³. Воду из забоя выдают в бадьях вместе с породой или забойным насосом НПП-1м или Н-1м. Комплекс ПК-1 можно применять для проходки до глубины 40 м.

Проходческий комплекс КС-14 (рис. 4.4) состоит из погрузочной машины с ковшовым исполнительным органом, монорельса для перемещения погрузочной машины, подъемной установки, копра с разгрузочным устройством, самопрокидного скипа или клетки, проводников для скипа, подъемного крана для монтажа крепи, подвесного предохранительного полка, оборудования для задавливания крепи.

Комплекс КС-14 предназначен для проходки устьев стволов глубиной до 40 м с постоянной крепью из тюбингов. Он может быть использован также при проходке в крепких породах с применением буровзрывных работ (БВР). Этот комплекс широко применяют при проходке стволов в подземном городском строительстве.

Обработку мягкой породы при проходке устья осуществляют посредством отбойных молотков или пневмомолов. Породы средней крепости и крепкие разрабатывают с помощью буровзрывных работ шпурами относительно небольшой длины — 1–1,3 м и с малым зарядом. Отбитую породу грузят в бадьи или выдают непосредственно на поверхность пневматическими грузчиками с ручным вождением КС-3. Стенки устья ствола по мере углубления забоя крепят временной крепью (рис. 4.5), которая

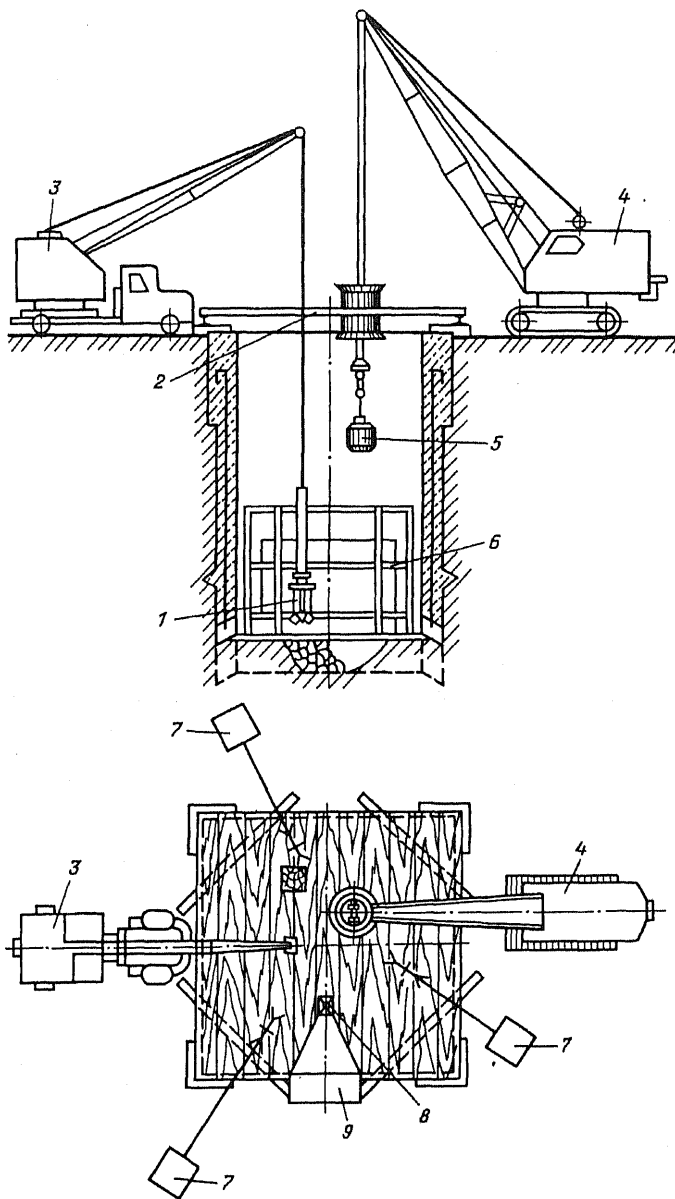


Рис. 4.2. Комплекс оборудования КПШ-2:

1 — пневмопогрузчик КС-3; 2 — универсальная рама-опалубка; 3 — автокран К-51; 4 — кран-экскаватор Э-505-А; 5 — бадейка; 6 — подвесная опалубка; 7 — проходческие лебедки ЛП-10/800; 8 — став труб бетонопровода; 9 — бункер для бетонной смеси

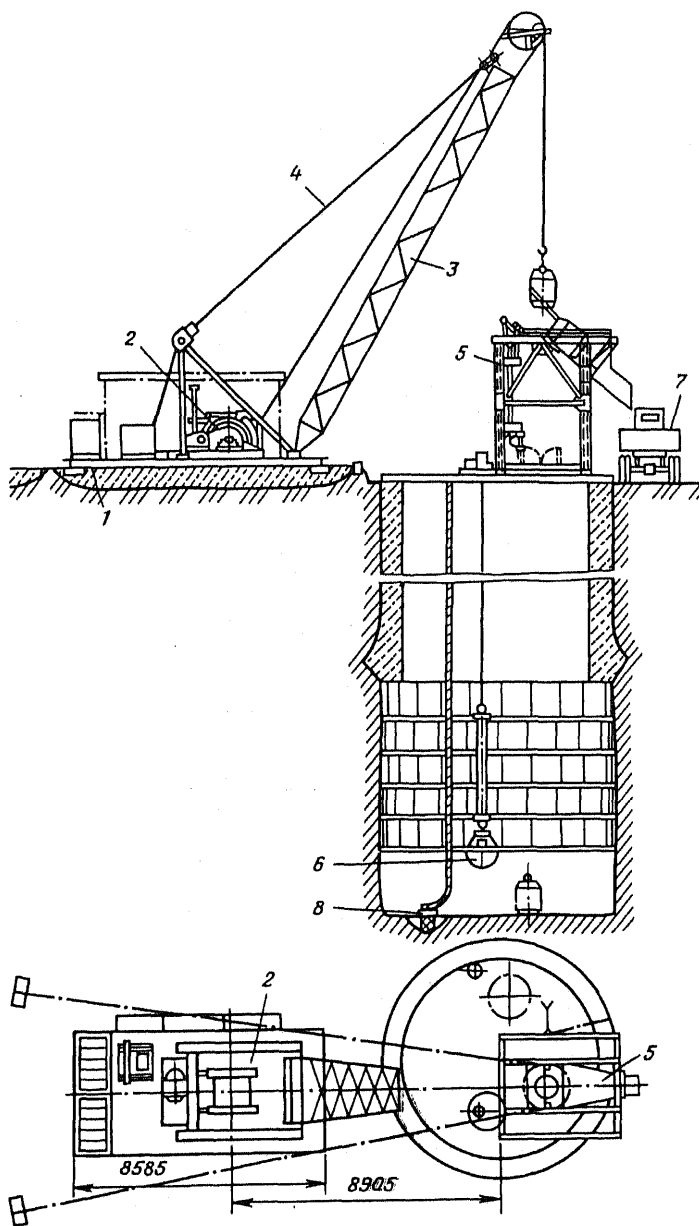


Рис. 4.3. Комплекс оборудования ПК-1:

1 — рама; 2 — подъемная лебедка; 3 — стрела; 4 — канат; 5 — разгрузочный станок;
6 — грейфер КС-3; 7 — автосамосвал; 8 — забойный насос

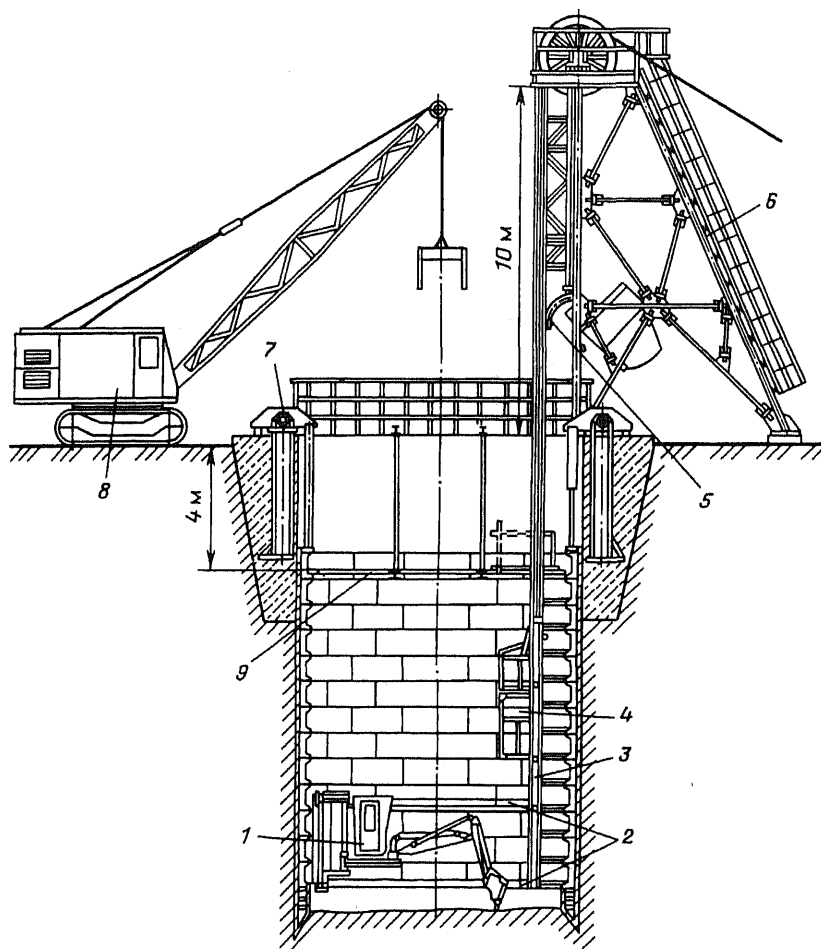


Рис. 4.4. Проходческий комплекс КС-14:

1 — породопогрузочная машина; 2 — монорельс погрузочной машины; 3 — проводник; 4 — самопрокидной скип; 5 — разгрузочное устройство; 6 — подъемная установка и копер; 7 — оборудование для задавливания крепи; 8 — кран для монтажа крепи; 9 — подвесной проходческий полок

состоит из отдельных металлических колец, подвесок, затяжки и распорных стоек.

Кольца изготавливают из стали швеллерного профиля № 16-22, в зависимости от диаметра ствола и устойчивости пород кольцо собирают из отдельных сегментов длиной 2,5—3 м, соединенных между собой накладками и штырями. Наружный диаметр кольца соответствует проектному диаметру ствола в свету.

Первое кольцо временной крепи подвешивают к металлическим (арматурным) крючьям, заделанным в торец постоянной крепи оголовка. Последующие кольца подвешивают одно к другому на расстоянии 0,8–1,5 м с помощью зетобразных крючьев (подвесок). Крючья изготавливают из стальных стержней диаметром 20–25 мм. Расстояние между крючьями по окружности 1,2–2,0 м. Для жесткости между кольцами на каждый сегмент устанавливают две распорки из труб диаметром 100–120 мм. За кольцами временной крепи по периметру устья устанавливают затяжки из досок шириной 150–200 мм, толщиной 40–50 мм и длиной на 200–250 мм больше расстояния между кольцами.

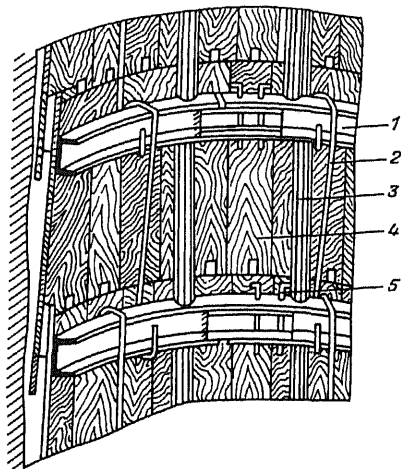


Рис. 4.5. Временная крепь:
 1 — кольцо крепи из швеллерных сегментов; 2 — крючья (подвески); 3 — распорка; 4 — затяжка; 5 — штырь

Каждое очередное подвешиваемое кольцо временной крепи после установки центрируют по отвесам и расклинивают.

Постоянную крепь из железобетона (реже бетона) возводят снизу вверх после проходки устья на всю глубину или часть его. В забое ствола демонтируют кольцо временной крепи, устанавливают опалубку и арматуру высотой 1–1,2 м, укладывают бетонную смесь по периметру слоями 30–40 см и уплотняют вибротрамбовками. Далее точно в таком же порядке отдельными заходками ведут бетонирование до смыкания с крепью оголовка. Шов между оголовком и крепью устья тщательно уплотняют. Работы по бетонированию ведут с переносного сборно-разборного полка, который опирается на опалубку, или при глубине устья более 10 м с подвесного полка. Бетонную смесь подают с поверхности по трубам.

Для возведения постоянной крепи применяют металлическую инвентарную или деревянную опалубку. Металлическая опалубка состоит из отдельных сегментов высотой 1–1,2 м и шириной по дуге 1,5–1,7 м. Сегменты делают из листовой стали толщиной 3–5 мм, приваренной к раме из уголка 60 × 60 мм. Сегменты соединяют в кольцо с помощью болтов. Деревянную опалубку делают из досок толщиной 30–40 мм, которые крепят на двух кружалах.

Проветривание забоя во время сооружения устья осуществляют по нагнетательной схеме. Для этого на поверхности на расстоянии 10–15 м от устья устанавливают вентилятор СВМ-4 или СВМ-5, который подает воздух в забой по прорезиненным трубам, подвешенным на канате.

На стволах с башенными копрами устье проходят по особому проекту, в котором предусматривают частичное совмещение работ по сооружению

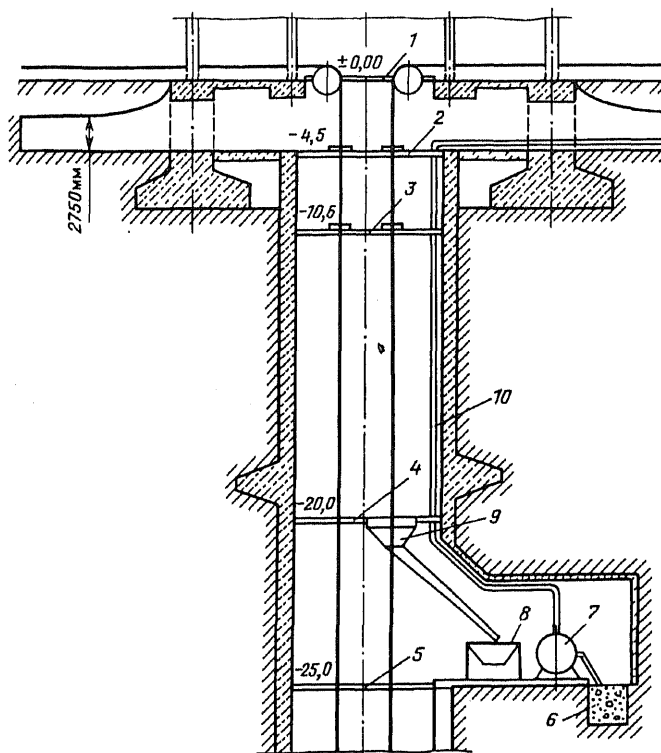


Рис. 4.6. Оборудование устья при бескопровой способе проходки ствола:
 1 — подшивная площадка; 2 и 3 — площадки для спуска людей и материалов; 4 — разгрузочная площадка; 5 — приемная площадка; 6 — пульпосборник; 7 — шламовый насос; 8 — дробилка; 9 — бункер; 10 — трубопровод

устья и фундамента под копер, при этом устье может быть оборудовано для дальнейшей проходки ствола бескопровой способом (рис. 4.6). Этот способ дает возможность одновременно с проходкой ствола сооружать постоянный копер. В этом случае проходку ствола осуществляют с гидротранспортом породы на поверхность. Для этого после возведения фундамента (см. рис. 4.6) оборудуют подшивную площадку для подъема породы, площадки для спуска людей, материалов, разгрузочную и приемную площадки с дробилкой и пульпосборником.

Породу из забоя поднимают в бадьях, разгружают в бункер, откуда она поступает в дробилку и после измельчения в пульпосборник и затем с помощью шламового насоса по трубопроводу на поверхность в отвал.

Этот способ находится пока в стадии предварительных проектных изысканий, однако результаты показывают, что продолжительность сооружения ствола сокращается на 20%, а затраты — на 12–15% по сравнению с другими способами.

В слабых обводненных породах устье сооружают с применением специальных способов (замораживания, тампонажа, водопонижения и др.).

Как отмечалось ранее, скорость проходки устья составляет в среднем 15–20 м/мес. Такая низкая скорость проходки объясняется недостаточным уровнем механизации основных проходческих процессов, значительными объемами бетонных, монтажных работ и ручного труда, используемого при выполнении вспомогательных операций.

Сооружение технологического отхода. Под технологическим отходом понимают участок ствола, непосредственно примыкающий к устью, и часть самого устья, в котором размещают и монтируют горнопроходческое оборудование, предназначенное для проходки ствола на всю глубину. Величина технологического отхода зависит от принятой схемы проходки и при совмещенной схеме составляет 30–40 м, а при параллельно-щитовой схеме — 50–60 м. Для проходки технологического отхода обычно применяют то же оборудование, которое использовали для проходки устья.

После окончания проходки технологического отхода оснащают ствол и поверхность оборудованием, необходимым для проходки ствола на всю глубину. На поверхности монтируют проходческий или постоянный копер, подъемную машину, нулевую раму, разгрузочный станок, тихоходные проходческие лебедки для подвески ставов труб и оборудования, приствольный бетонорастворный узел и др.

В стволе монтируют подвесной полок, на котором крепят породопрогрузочную машину, ставы труб для вентиляции, спуска бетона, водоотлива, подачи сжатого воздуха. В призабойной зоне монтируют опалубку, светильники, связь, сигнализацию, средства водоотлива и пр.

Оснащение ствола и промплощадки необходимым оборудованием и механизмами является наиболее ответственным моментом во всем подготовительном периоде, от которого зависит успех строительства ствола шахты (рудника) в целом.

4.3. ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА

Подготовительный период начинается со строительно-монтажных и земляных работ на промплощадке строящейся шахты (рудника) и вне ее и длится до начала проходки стволов. Продолжительность этого периода зависит от мощности шахты, числа и глубины строящихся стволов, рельефа местности и степени освоения района строительства, расстояния промышленной площадки от магистральных железных и автомобильных дорог, источников электро- и водоснабжения и др.

Нормативами времени строительства предусмотрена продолжительность подготовительного периода 12 месяцев для шахты с производственной мощностью до 600 тыс. т и 16 месяцев при мощности 3 млн т. Реально на практике продолжительность подготовительного периода превышает нормативную и составляет 24 месяца и более.

Объем работ подготовительного периода составляет по затратам труда 15–20%, а затраты на их выполнение — 10–15% общего объема и сметной стоимости строительства шахты.

Основными направлениями сокращения продолжительности подготовительного периода являются: своевременное выполнение плановых организационных мероприятий по обеспечению финансирования строительства; выделение и доставка в требуемом объеме строительных материалов и оборудования; повышение уровня организации, механизации и индустриализации строительства; широкое внедрение сборных железобетонных и каркасных конструкций с легким стеновым заполнителем; использование мобильного передвижного оборудования (подъемные машины, копры, компрессорная, вентиляционная установки и т.п.); применение временных сборно-разборных зданий и сооружений из унифицированных секций.

Одним из возможных направлений повышения технико-экономических показателей работ подготовительного периода является максимальное использование во время строительства постоянных зданий и сооружений шахты. Однако опыт строительства новых шахт показывает, что использование постоянных зданий и оборудования не превышает 50% объема, намеченного в проекте, а внутриплощадочных коммуникаций — всего 15–20%.

В период проходки стволов следует использовать следующие постоянные здания и оборудование: постоянные подъемные установки (копры, подъемные машины, надшахтные здания и сооружения), здание АБК или часть его, электроподстанцию, резервуары запасной воды, насосную станцию, градирню, автомобильные дороги и другие технические коммуникации.

Важной проблемой организации строительства в подготовительный период является обеспечение планомерного развития фронта работ и рационального использования квалифицированных рабочих кадров. Календарный план строительства должен предусматривать использование рабочей силы по мере сокращения фронта работ и завершения строительства отдельных объектов.

ГЛАВА 5 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СООРУЖЕНИЯ СТВОЛОВ

Технологическая схема сооружения ствола — совокупность производственных процессов по выемке породы, возведению постоянной крепи и армированию ствола, выполняемых в определенной последовательности во времени и пространстве.

В практике строительства стволов применяют различные технологические схемы с последовательным, параллельным (одновременным) или частично совмещенным выполнением производственных процессов. В зависимости от последовательности работ по выемке породы и возведению постоянной крепи различают последовательную, параллельную и совме-

ценную схему. В зависимости от последовательности работ по выемке породы и монтажу постоянной армировки различают технологическую схему с последующим армированием ствола после его проходки на полную глубину и с параллельным армированием во время проходки.

Основные технологические процессы можно выполнять в одном призабойном звене или в двух смежных звеньях — призабойном и верхнем, примыкающем к нему. Эти процессы можно выполнять одновременно, последовательно или с частичным совмещением.

Технологические схемы подразделяют также по способу возведения постоянной крепи — сверху вниз или снизу вверх, с применением временной крепи или без нее.

Каждую технологическую схему применяют в определенных геологических условиях. Она предусматривает определенный набор проходческого оборудования в стволе и на поверхности. Условия целесообразности использования различных технологических схем рассматривают далее.

5.1. ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНАЯ СХЕМА

При проходке ствол по всей глубине делят на звенья. Выемку породы и возведение постоянной крепи при *последовательной схеме* осуществляют в одном призабойном звене последовательно (рис. 5.1). По окончании выемки породы на принятую высоту звена сооружают опорный венец и далее снизу вверх отдельными заходками возводят постоянную крепь до слияния ее с крепью верхнего смежного звена. Возведение крепи осуществляют с подвешного полка. Высота звена зависит от устойчивости боковых пород и их угла падения. Средняя высота звена в практике строительства стволов при наличии устойчивых пород и пологом залегании составляет 30–40 м, в породах средней устойчивости и крутом залегании 15–20 м. В устойчивых породах проходку ствола по этой схеме можно вести без применения временной крепи.

Достоинствами этой схемы являются простая организация работ, минимальная потребность в оснащении ствола проходческим оборудованием. К недостаткам относят низкую скорость проходки из-за периодической остановки работ по выемке породы и возведению крепи, значительные затраты времени на возведение, а затем на демонтаж временной крепи, потери времени на выполнение вспомогательных работ, связанных с откачкой воды, непрерывными переходами от выемки породы к возведению крепи и т.д.

В связи с отмеченными недостатками последовательную схему в настоящее время применяют в основном при строительстве устьев стволов, технологических отходов, а также стволов в неустойчивых водоносных породах с применением специальных способов и стволов небольшой глубины (до 100 м) главным образом в городском подземном строительстве.

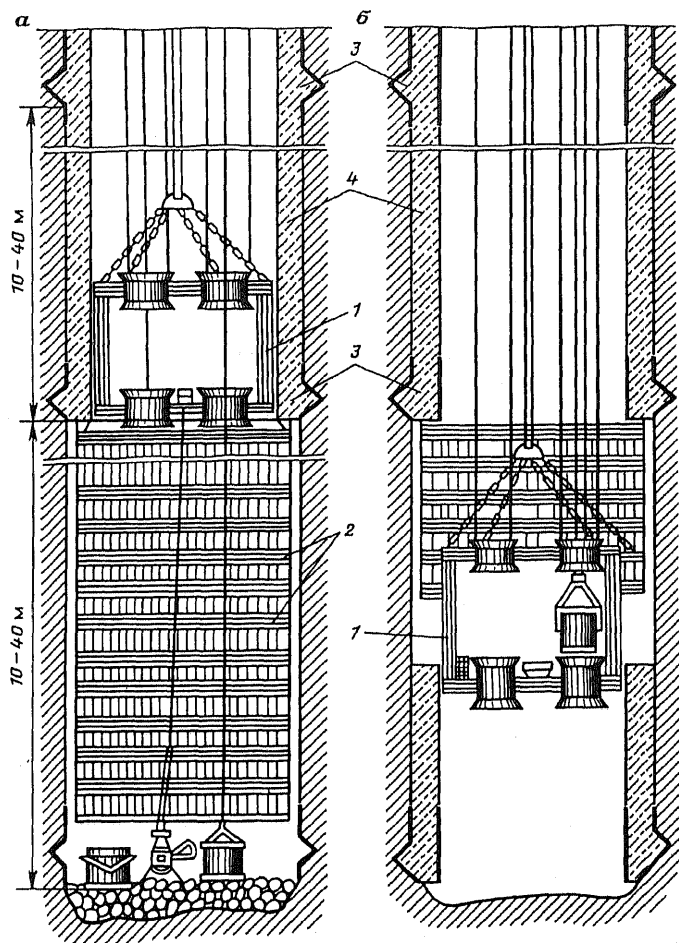


Рис. 5.1. Последовательная схема сооружения стволов:
а — выемка породы; *б* — возведение постоянной крепи; 1 — подвесной полок; 2 — временная крепь; 3 — опорные венцы; 4 — постоянная крепь

5.2. ПАРАЛЛЕЛЬНАЯ СХЕМА

При *параллельной схеме* строительства стволов выемку породы и возведение постоянной крепи осуществляют одновременно в двух смежных звеньях, т.е. крепь возводят с отставанием от забоя на одно звено.

Параллельную схему применяют в двух вариантах: со сборно-разборной временной крепью из швеллерных колец (рис. 5.2) и со щитом-оболочкой (рис. 5.3). По первому варианту работы выполняют в следующей последовательности: на стыке двух звеньев монтируют натяжную раму,

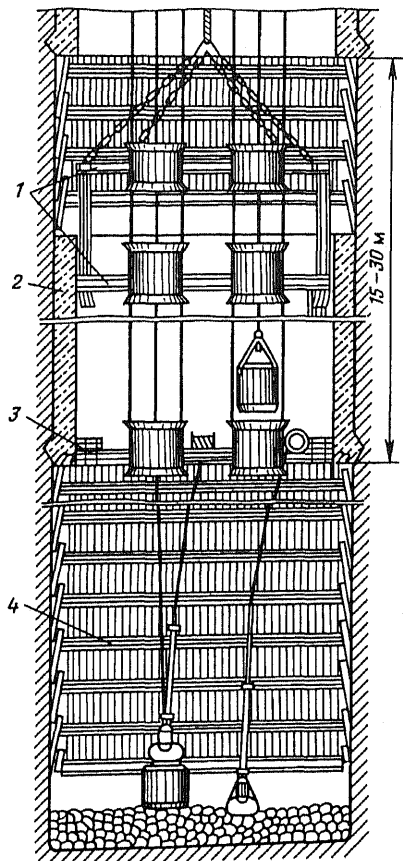


Рис. 5.2. Параллельная схема сооружения стволов:

1 — подвесной полок; 2 — постоянная крепь; 3 — натяжная рама; 4 — временная крепь

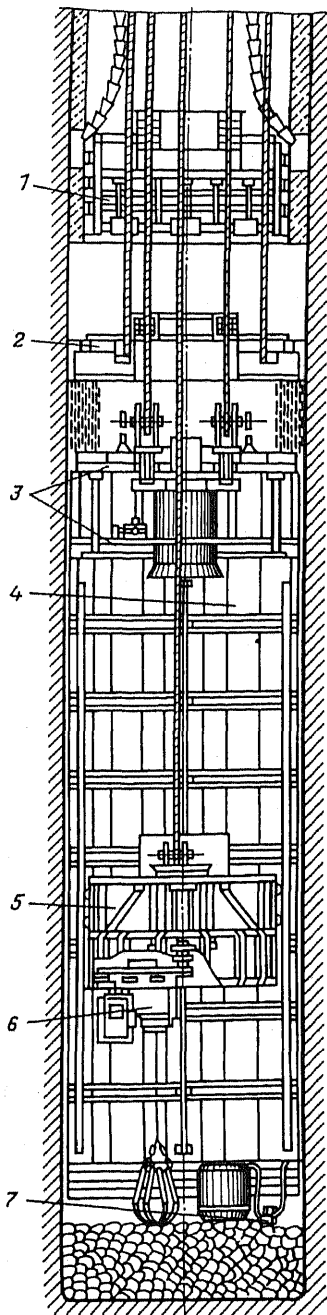


Рис. 5.3. Параллельная схема со щитом-оболочкой:

1 — опалубка; 2 — опорное кольцо (поддон); 3 — натяжная рама; 4 — щит-оболочка; 5 — подвесной полок; 6 — погрузочная машина; 7 — забойный насос

к которой крепят направляющие канаты. Раму перекрывают глухим настилом, он служит одновременно предохранительным полком, предохраняющим рабочих, которые заняты в забое. В нижнем призабойном звене осуществляют выемку породы и возведение временной крепи. В смежном звене снизу вверх возводят постоянную крепь. Демонтаж временной крепи и возведение постоянной выполняют с двухэтажного подвешного полка. Для обслуживания работ в верхнем и нижнем звеньях ствол оснащают двумя независимыми подъемами.

Проходку ствола по этой схеме организуют так, чтобы к моменту окончания выемки породы в нижнем звене была закончена работа по возведению постоянной крепи в верхнем звене.

Достоинством этой схемы является то, что работы по выемке породы и возведению постоянной крепи совмещаются, что обеспечивает увеличение средней скорости проходки на 20—25% по сравнению с этой скоростью при использовании последовательной схемы.

Недостатки схемы — сложная организация работ одновременно на двух уровнях в стволе, что связано с возникновением дополнительной опасности при выполнении операций; частые перерывы в работе во время перемещения подвешного полка по стволу; наличие в стволе натяжной рамы с перекрытием и подвешного полка осложняет проходческий подъем и тахограмму подъема.

Максимальная скорость проходки по параллельной схеме с временной крепью была достигнута на шахте им. М.И. Калинина № 5/6 и составляла 202,1 м/мес.

В настоящее время объем строительства стволов по этой схеме незначителен и равен 5—8% общего объема.

Параллельная схема, представленная на рис. 5.3, характеризуется тем, что функцию временной крепи в призабойном звене выполняет щит-оболочка. В забое ствола осуществляют выемку породы, а над щитом с подвешного трехэтажного полка возводят постоянную крепь. Для этого выше щита устанавливают поддон с пикетажной перемычкой, опускают на него опалубку, укладывают за опалубку бетонную смесь и уплотняют ее погружными вибраторами.

Опалубку и поддон подвешивают на самостоятельных канатах и центрируют в стволе с помощью направляющих втулок на опалубке.

Постоянную крепь возводят отдельными заходками высотой 3—4 м с последующей заделкой холодного шва между новой и ранее закрепленной заходками.

Все работы в стволе ведут под защитой щита-оболочки и подвешного полка. Высота щита-оболочки составляет 15—25 м и выбирается в зависимости от принятой высоты звена и для обеспечения безопасности при производстве взрывных работ.

Достоинствами данной схемы являются обеспечение полной независимости работ по выемке породы и возведению постоянной крепи, безопасность работ, сокращение числа вспомогательных операций по сравнению с предыдущей схемой, обеспечение высокого уровня механизации наиболее трудоемких процессов проходки.

К недостаткам схемы относят усложнение подвесного проходческого оборудования, наличие большого числа лебедок на поверхности и подвесных канатов в стволе, возможность применения этой схемы только для устойчивых пород, вероятность зажима щита-оболочки при отслоении пород в стенках ствола.

Параллельно-щитовую схему применяют обычно при строительстве глубоких (800—1500 м) стволов в устойчивых породах.

В практике строительства стволов по этой схеме были достигнуты рекордные скорости проходки. Так, на шахте 17-17-бис «Кировская» в 1969 г. была достигнута скорость проходки 401,3 м в месяц.

5.3. СОВМЕЩЕННАЯ СХЕМА

Совмещенная схема строительства стволов (рис. 5.4) предусматривает выполнение операций по выемке породы и возведению постоянной крепи последовательно или с частичным совмещением в призабойной части ствола на высоте одной заходки (3—5 м). Проходку ствола ведут без применения временной крепи.

Работы в забое выполняют в следующем порядке: бурят и заряжают шпурсы, поднимают полок и другое проходческое оборудование на без-

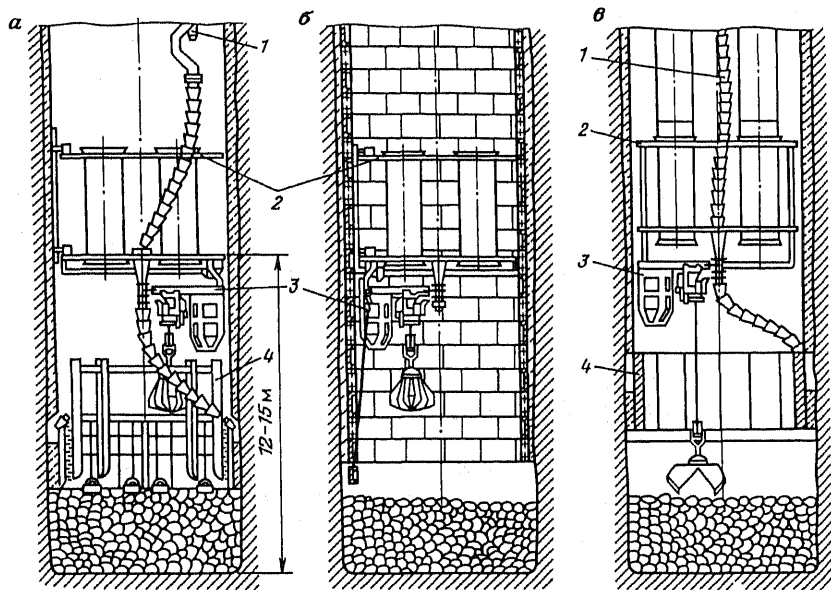


Рис. 5.4. Совмещенная схема сооружения стволов: а — возведение постоянной бетонной крепи; б — возведение постоянной крепи из тюбингов; в — уборка породы и возведение постоянной крепи; 1 — бетонопровод; 2 — подвесной полок; 3 — погрузочная машина; 4 — опалубка

опасную высоту, взрывают, проветривают, приводят забой в безопасное состояние, опускают полук, убирают породу на высоту, равную высоте опалубки, оставшуюся породу разравнивают, опускают и центрируют опалубку, укладывают за нее бетонную смесь. После этого убирают оставшуюся породу в забое. В дальнейшем все операции повторяют в такой же последовательности.

При проходке стволов по этой схеме с применением в качестве постоянной крепи тубингов (см. рис. 5.4, б) породу в забое убирают отдельными заходками на высоту тубинга (1—1,5 м) и поочередно сверху вниз монтируют тубинговые кольца.

Достоинством совмещенной схемы является то, что все работы проводят непосредственно в забое ствола, поэтому упрощается организация и повышается безопасность работ, обеспечивается высокая механизация основных процессов проходки и упрощается оснащение ствола.

К недостаткам этой схемы относят увеличение числа «холодных швов» при возведении постоянной крепи отдельными заходками, вследствие чего повышается водопроницаемость крепи. Кроме того, при этой схеме отсутствует полное совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи.

Совмещенную схему начали применять в 60-е годы, и в настоящее время она получила широкое распространение. Свыше 95 % всех стволов строят по этой схеме.

Средняя скорость проходки по совмещенной схеме составляет 65—75 м/мес. Максимальная скорость в отечественной практике строительства стволов была достигнута в 1985 г. на шахте им. 50-летия СССР ПО «Краснодонуголь» и составляла 221,3 м/мес, в зарубежной практике на шахте «Стартича» (Чехия) — 321 м/мес.

Совмещенную схему с успехом применяют с набрызгбетонной постоянной крепью. При этом набрызгбетон наносят на стенки ствола отдельными заходками высотой 1—1,5 м сверху вниз. Работы по уборке породы и возведению набрызгбетонной крепи осуществляют с частичным совмещением.

5.4. СТРОИТЕЛЬСТВО СТВОЛОВ С ПАРАЛЛЕЛЬНЫМ АРМИРОВАНИЕМ

Строительство стволов с параллельным армированием может быть применено при использовании всех рассмотренных технологических схем.

Эта схема предусматривает совмещение работ по проходке ствола и монтажу постоянной армировки — установке расстрелов, навеске проводников и устройству лестничного отделения (рис. 5.5).

При последовательной и параллельной схемах проходки стволов монтаж постоянной армировки осуществляют в пределах каждого звена после возведения постоянной крепи. При совмещенной схеме ствол углубляют на 3—4 м, работы по выемке породы останавливают и произ-

Рис. 5.5. Схема проходки стволов с параллельным армированием:
 1 — расстрелы; 2 — проводники;
 3 — направляющая рамка; 4 — бады; 5 — став вентиляционных труб;
 6 — подвесной полок; 7 — бетонопровод; 8 — погрузочная машина; 9 — опалубка

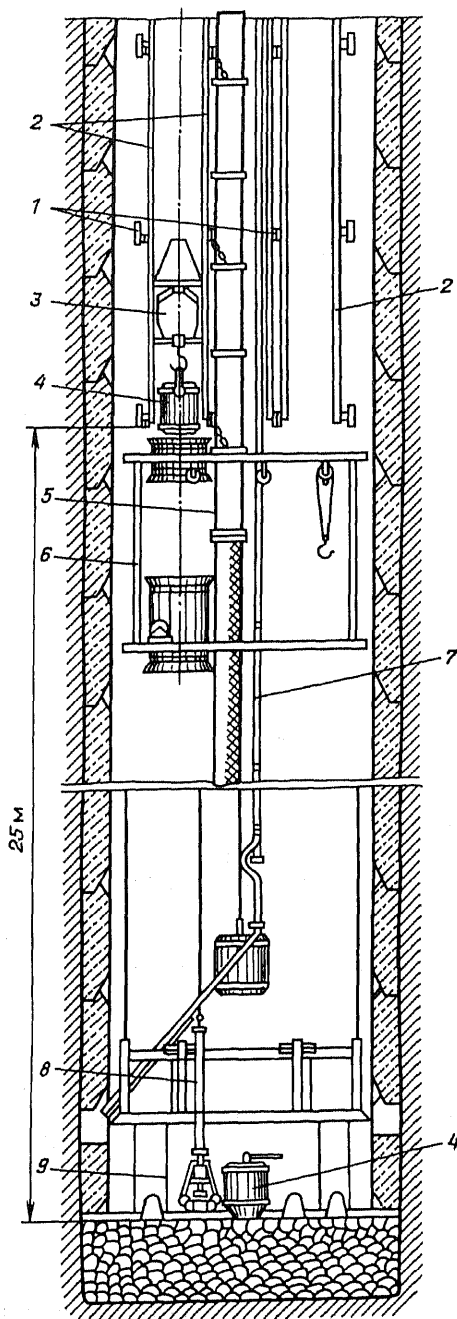
водят монтаж одного яруса армировки. Навеску проводников выполняют по мере углубления забоя ствола на длину звена проводников.

Для монтажа армировки в стволе предусматривают специально оборудованный подвесной полок, с которого долбят лунки, устанавливают расстрелы, подвешивают проводники и осуществляют монтаж лестничного отделения.

Преимуществом этой схемы является сокращение переходного периода от проходки ствола к проведению горизонтальных выработок, кроме того, упрощается оснащение ствола благодаря использованию постоянных армировки и подъема для проходки ствола.

К недостаткам схемы относят усложнение организации и снижение безопасности работ, снижение скорости проходки до 20–25 м/мес.

Максимальная скорость проходки с параллельным армированием была достигнута в 1960 г. на клетевом стволе на шахте «Теншекская» № 3 ПО Карагандауголь и составляла 92 м/мес.



5.5. ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ СТРОИТЕЛЬСТВА СТВОЛОВ

Выбор той или иной технологической схемы строительства осуществляют на основании сравнения вариантов по затратам времени и средств на сооружение ствола.

Продолжительность, мес, строительства ствола определяют по формулам:

при последовательной схеме

$$T_{\text{пос}} = \frac{(H - h_y) (V_B + V_K)}{2 V_B V_K} + \left(\frac{H - h_y}{h_3} - 1 \right) t_n,$$

где H — глубина ствола, м; h_y — глубина устья ствола вместе с технологическим отходом, м; V_B — скорость выемки породы, м/мес; V_K — скорость возведения постоянной крепи, м/мес; h_3 — высота звена, м; t_n — время перехода от выемки породы к возведению постоянной крепи (0,06–0,07 месяца);

при параллельной схеме

$$T_{\text{пар}} = \frac{H - h_y}{V_B} + \left(\frac{H - h_y}{h_3} - 1 \right) t'_n,$$

где t'_n — время вспомогательных работ, связанных с переходом возведения постоянной крепи от одного звена к другому (0,03–0,04 месяца);

при совмещенной схеме

$$T_{\text{сов}} = \frac{H - h_y}{V_B} + \left(\frac{H - h_y}{l \eta} \right) t_0,$$

где l — глубина шпуров, м; η — коэффициент использования шпуров (0,8–0,9); t_0 — время выполнения несомкнутых операций в одном цикле подвигания забоя (при $l = 3 \div 4$ м среднее значение $t_0 = 0,006$ месяца).

Стоимость, руб., проходки ствола в зависимости от принятой схемы определяют из следующего выражения:

$$C_i = C_{oi} + C_{pi} - A_{zi},$$

где C_i — полная стоимость строительства ствола по i -й схеме (последовательная, параллельная, совмещенная); C_{oi} — стоимость оснащения ствола и подготовительных работ, связанных с особенностями i -й схемы; C_{pi} — стоимость чистой проходки ствола по i -й схеме; A_{zi} — экономический эффект от сокращения сроков строительства ствола по i -й схеме,

$$A_{zi} = C_{pi} K_3 (T_i - T_0),$$

где K_3 — нормативный коэффициент эффективности; T_i — продолжительность строительства ствола по i -й схеме; T_0 — продолжительность строительства ствола по оптимальной технологической схеме.

Как отмечалось ранее, в практике строительства стволов преимущественно применяют совмещенную схему с комплексной механизацией основных проходческих операций. Однако при больших глубинах стволов (800—1500 м) в относительно устойчивых породах целесообразно применять параллельно-щитовую схему проходки.

Последовательную схему используют для строительства стволов небольшой глубины (до 100 м) в основном в сложных горно-геологических условиях при применении специальных способов проходки.

Перспективным направлением является использование схемы строительства стволов с параллельным армированием. Эта схема обладает рядом преимуществ, однако нуждается в дальнейшем совершенствовании организации и механизации работ.

ГЛАВА 6

ГОРНОПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ СТВÓЛОВ

6.1. ВЫЕМКА ПОРОДЫ С ПОМОЩЬЮ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

При проходке вертикальных стволов по породам крепким и средней крепости выемку породы осуществляют с помощью буровзрывных работ (БВР), продолжительность которых составляет 20—25% времени проходческого цикла.

Комплекс буровзрывных работ включает в себя бурение, зарядание и взрывание зарядов в шпурах.

Буровзрывные работы должны обеспечивать точно соответствующие проекту форму и размеры поперечного сечения ствола, равномерное достаточно мелкое дробление породы, что обуславливает максимальную производительность ее погрузки машиной, высокий коэффициент использования шпуров (КИШ), вследствие чего снижаются затраты на бурение и уменьшается расход взрывчатого вещества (ВВ) на отбойку и дробление породы.

Точность оконтуривания забоя с минимальными переборами характеризуется коэффициентом излишка сечения (КИС), представляющим собой отношение площади поперечного сечения ствола в проходке $S_{пр}$ к площади сечения вчерне $S_{в}$. При правильном определении параметров БВР КИС равен $1,03 \div 1,05$.

При производстве буровзрывных работ не следует допускать разбрасывания породы на значительные расстояния, тем самым исключается повреждение подвешного оборудования и крепи ствола.

Эффективность БВР зависит от физико-механических свойств пород (крепость, вязкость, трещиноватость, напластование, абразивность), качества ВВ, его работоспособности, удельного расхода ВВ, конструкции заряда в шпурах, числа и глубины шпуров, расположения шпуров в забое, типа и количества бурового оборудования.

Учесть все эти факторы при определении параметров БВР с требуемой точностью не представляется возможным, поэтому в практике параметры БВР в большинстве случаев рассчитывают по эмпирическим формулам и уточняют затем при производстве опытных взрывов.

Взрывчатые вещества. Взрывчатые вещества (ВВ), применяемые для проходки стволов, должны удовлетворять пылегазовому режиму шахты (рудника) и обладать достаточной работоспособностью, высокой плотностью, незначительной гигроскопичностью, химической стойкостью и быть относительно недорогими.

Для разрушения негазоносных пород применяют непригодные ВВ II класса: для крепких ($f > 8$) — скальный аммонит № 1, аммонал скальный № 3, детонит М; для пород средней крепости ($f = 6 + 8$) — аммонит 6ЖВ и денафталит-200.

При наличии пород, опасных по газу и пыли, используют предохранительные ВВ III и IV классов: аммонит АП-5ЖВ, аммонит Т-19, ПЖВ-20 и др.

При подходе к угольным пластам с суфлярным выделением метана применяют ВВ V класса: угленит Э-6, № 5, 12ЦБ и др.

В зависимости от крепости пород рекомендуют использовать ВВ, работоспособность которых приведена ниже.

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову f	2-3	3-6	6-10	> 10
Работоспособность ВВ, кДж/кг	2600	2200-3200	3200-4000	4000-5000 и более

Патронированные ВВ, применяемые в горно-проходческой практике, имеют диаметры 28, 32, 36, 40 и 45 мм, массу 200, 250, 300 и 400 г.

Средства взрывания. В породах, не опасных по газу и пыли, используют электрическое взрывание с помощью электродетонаторов мгновенного действия ЭД-8Э, ЭД-8Ж, ЭД-1-8Т, короткозамедленного действия ЭД-КЗ со степенью замедления 25, 50, 75, 100, 150 и 250 мс, ЭД-1-3Т, ЭД-3-Н и др.

В породах, опасных по газу и пыли, применяют предохранительные электродетонаторы мгновенного действия ЭД-ОП, короткозамедленного действия ЭД-КЗ-ПМ с замедлением 15, 30, 45, 60, 80, 100 и 120 мс, ЭД-КЗ-ПС с замедлением 25, 50, 75, 100 и 125 мс.

Электродетонаторы мгновенного действия используют для взрывания зарядов врубовых шпуров и короткозамедленного взрывания отбойных и оконтуривающих шпуров.

При строительстве стволов взрывание зарядов в шпурах производят только электрическим способом с поверхности земли или с рабочих горизонтов при углубке стволов.

Расход ВВ и величина заряда в шпурах. Под расходом ВВ понимают количество одновременно взрываемого ВВ в забое для отрыва от массива и дробления породы в объеме одной заходки (цикла).

Удельным расходом ВВ q называется количество ВВ, кг, необходимое для разрушения 1 м³ обуренной породы массива, и измеряется в кг/м³.

Таблица 6.1

Характеристика пород	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова	Удельный расход ВВ q_1 , кг/м ³
Плотные граниты, кварцитовые крепкие песчаники, гнейсы	10–15	1,3–1,5
Плотные известняки, песчаники, доломиты	6–8	1,0–1,2
Крепкие песчаные сланцы, сланцевые песчаники, крепкие глинистые сланцы	4–5	0,7–0,9
Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3–4	0,5–0,6

Правильный выбор типа ВВ и определение его расхода имеет весьма важное значение, от которого зависят конечные результаты производства взрывных работ. Уменьшение расхода ВВ по сравнению с необходимым сопровождается неравномерным дроблением породы, неправильным оконтуриванием ствола, снижением коэффициента использования шпуров, и, наоборот, увеличение расхода ВВ связано с повышением содержания мелкой фракции, разлета породы и трещиноватости, нарушением устойчивости стенок ствола, увеличением стоимости и трудоемкости производства буровзрывных работ.

Следовательно, существует оптимальный расход ВВ, который из-за большого числа факторов, влияющих на его значение (физико-механические свойства породы, качество ВВ, размеры сечения ствола, диаметр шпуров и др.), а также сложного характера взаимодействия этих факторов, невозможно рассчитать с помощью точного теоретического метода.

Таким образом расход ВВ определяют по нормам, составленным на основе данных практики, или по эмпирическим формулам.

Из всех известных наибольшее распространение получила формула проф. Н.М. Покровского для определения удельного расхода ВВ, кг/м³:

$$q = q_1 f_0 V_3 e m,$$

где q_1 — удельный расход, зависящий от крепости пород; f_0 — коэффициент структуры породы; V_3 — коэффициент зажима породы при взрывании, зависящий от размеров площади поперечного сечения, глубины шпуров и числа обнаженных плоскостей; e — коэффициент работоспособности ВВ; m — коэффициент, учитывающий влияние диаметра патрона ВВ на расход ВВ.

Значение удельного расхода может быть принято по данным табл. 6.1.

Коэффициент структуры f_0 определяют опытным путем в зависимости от характеристики пород и принимают по данным, приведенным ниже.

Характеристика пород:	f_0
вязкие, упругие, мелкопористые породы	2,0
дислоцированные, неправильное залегание с мелкой трещиноватостью	1,4
сланцевое залегание с меняющейся крепостью, напластование, перпендикулярное направлению шпура	1,3

Коэффициент зажима породы при взрывании V_3 при одной обнаженной поверхности (что характерно для стволов) можно определить по формуле П.Я. Таранова:

$$V_3 = \frac{3l}{\sqrt{S_{вч}}},$$

где l — средняя глубина шпуров, м; $S_{вч}$ — площадь поперечного сечения ствола вчерне, м².

Коэффициент работоспособности ВВ находят из соотношения:

$$e = \frac{A_э}{A_n},$$

где $A_э$ — работоспособность ВВ, принятого за эталонный (аммонит № 6 ЖВ, $A_э = 3800$ кДж/кг); A_n — работоспособность применяемого ВВ.

Коэффициент, учитывающий влияние диаметра патрона ВВ на расход ВВ:

$$m = \frac{32}{d_n},$$

здесь за эталонный принят диаметр патрона, равный 32 мм; d_n — диаметр данного патрона ВВ.

Удельный расход ВВ, кг/м³, может быть определен также по эмпирической формуле, заложенной в СНиП, по данным практики

$$q = \frac{(5,4 + 0,85 f_0) e m}{D_{вч}},$$

где $e = \frac{450}{A_n}$; $m = \frac{36}{d_n}$; $D_{вч}$ — диаметр ствола вчерне, м.

Общий расход ВВ на одну заходку (цикл), кг, находят из выражения

$$Q = qV = q l S_{вч},$$

где V — объем породы одной заходки в массиве.

Средняя величина заряда ВВ на один шпур, кг,

$$Q_1 = \frac{Q}{N},$$

где N — число шпуров в забое.

Рассчитанный таким образом расход ВВ уточняют посредством производства серии опытных взрывов.

Конструкция заряда в шпуре. Под конструкцией заряда понимают порядок расположения обычного и боевого патронов ВВ в шпуре.

При проходке стволов обычно принимают колонную конструкцию зарядов, при которой патроны ВВ в шпуре непосредственно примыкают один к другому и образуют колонну (рис. 6.1).

Патрон-боевик, согласно единым правилам безопасности при взрывных работах, нужно располагать в заряде первым от устья шпура (прямое инициирование, см. рис. 6.1, а), но иногда в глубоких шпурах патрон-боевик помещают первым от дна шпура (обратное инициирование, см. рис. 6.1, б), а вдоль заряда в этом случае прокладывают детонирующий шнур для обеспечения надежности детонации. При обратном инициировании энергия взрыва используется более полно, так как разрушение породы начинается в глубине массива и направлено к плоскости обнажения.

Оставшуюся часть шпура выше заряда заполняют забойкой, изготавливаемой из глины и песка в соотношении 1 : 3 или из гранулированного шлака. В обводненных забоях в качестве забойки может служить вода, которой подтапливают забой на высоту 20–30 см (гидрозабойка).

Длину забойки определяют посредством коэффициента заполнения шпура a , равного отношению длины заряда l_3 к полной глубине шпура l :

$$a = \frac{l_3}{l}.$$

Значение a зависит от диаметров патронов ВВ, крепости пород и принимается в соответствии со СНиП III-02-03 — 84 следующим.

Диаметр патронов ВВ, мм	32, 36, 40	45
Коэффициент заполнения шпура в породах a при:		
$f = 3 + 9$	0,4–0,5	0,35–0,45
$f = 10 + 20$	0,5–0,65	0,45–0,5

Число шпуров в забое. Число шпуров зависит от площади поперечного сечения ствола, физико-механических свойств пород, типа ВВ и его характеристики, диаметра патронов ВВ, коэффициента заполнения шпура. В свою очередь, число шпуров обуславливает объем буровых работ, степень дробления породы, точность оконтуривания профиля ствола и др.

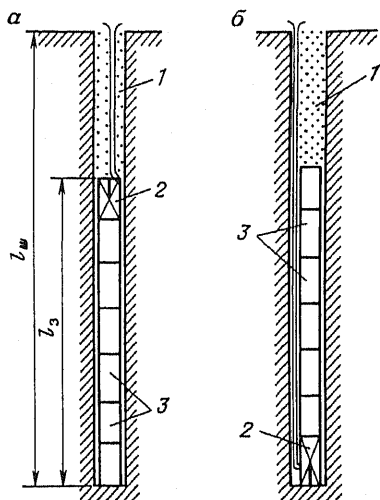


Рис. 6.1. Конструкция заряда в шпуре: а — с прямым инициированием; б — с обратным инициированием; 1 — забойка; 2 — патрон-боевик; 3 — рядовые патроны ВВ

В практике строительства стволов число шпуров определяют из условия размещения в них заряда ВВ на одну заходку, равномерного и мелкого дробления породы и точного оконтуривания профиля ствола. Исходя из этих соображений проф. Н.М. Покровский предложил следующую методику расчета числа шпуров.

Общее количество ВВ на одну заходку, кг:

$$Q = q l S_{\text{вч}} .$$

Это количество ВВ, кг, должно быть размещено во всех шпурах, т.е.

$$Q = N l \gamma ,$$

где γ — количество ВВ, кг, приходящееся на 1 м шпура для данного диаметра и коэффициента заполнения шпура, кг/м; N — число шпуров.

$$\gamma = \frac{\pi d_{\text{п}}^2}{4} \Delta a ,$$

где $d_{\text{п}}$ — диаметр патронов ВВ, м; Δ — плотность ВВ в патронах, кг/м³; a — коэффициент заполнения шпура.

Приравняем правые части уравнений для определения Q и после преобразования получим формулу для нахождения числа шпуров

$$N = \frac{1,27 q S_{\text{вч}}}{\Delta a d_{\text{п}}^2 k} ,$$

где k — коэффициент плотности ВВ в шпурах при заряжении (по данным практики $k=0,85 \div 0,9$).

Если плотность ВВ в патронах выразить через массу, длину и диаметр патрона ВВ, т.е.

$$\Delta = \frac{4 G}{\pi h d_{\text{п}}^3} ,$$

то получим выражение для определения числа шпуров

$$N = \frac{q S_{\text{вч}} h}{a G} ,$$

где h — длина патрона ВВ, м; G — масса патрона, кг.

Рассчитанное таким образом число шпуров затем уточняют путем производства серии опытных взрывов.

Число шпуров на 1 м² площади забоя ствола

$$n_{\text{ш}} = \frac{N}{S_{\text{вч}}} .$$

Диаметр шпуров. В практике строительства стволов применяют стандартные патроны ВВ диаметрами 32, 36, 40 и 45 мм. В соответствии с этим диаметр шпуров принимают на 5–6 мм больше диаметра патрона ВВ. Диаметры буровых коронок составляют 36, 42, 43, 46 и 52 мм.

Из анализа результатов исследований установлено, что с увеличением диаметра патронов ВВ повышается бризантность ВВ, скорость передачи детонации, мощность энергии взрыва, что обеспечивает увеличение коэффициента использования шпура, сокращение расхода ВВ, более полное сгорание ВВ при взрыве, а следовательно, уменьшение количества вредных газов. Однако при чрезмерном увеличении диаметров патронов ВВ и шпуров резко снижается скорость бурения (особенно при бурении ручными перфораторами), ухудшается точность оконтуривания профиля ствола, увеличиваются неравномерность дробления породы и пылеобразование.

Установлено, что при площади поперечного сечения стволов $S_{\text{вн}} = 20 \div 60 \text{ м}^2$ и крепости пород $f = 8$ оптимальный диаметр патронов ВВ равен 45 мм. При этом число шпуров уменьшается на 20–25%, а расход ВВ на 10–15%.

За рубежом при строительстве стволов применяют патроны ВВ меньшего диаметра (28–32 мм), но более мощные взрывчатые вещества (типа динамитов с большой бризантностью). При этом число шпуров увеличивают в 1,5–2 раза.

Глубина шпуров. Глубина шпуров является одним из наиболее важных параметров всего комплекса буровзрывных работ (БВР) при строительстве стволов. От нее зависит не только трудоемкость и продолжительность проходческого цикла, но и качество взрыва, значения КИШ и КИС, расход ВВ, характер дробления породы и др. Очевидно, оптимальной является такая глубина шпуров, при которой затраты труда, времени и средств на проходку 1 м ствола минимальны.

При малой глубине шпуров (до 2 м) увеличивается время на ведение вспомогательных работ, отнесенное к 1 м подвигания забоя. Вспомогательными работами являются проветривание забоя, подготовительно-заключительные операции при бурении шпуров, погрузке породы, зарядки и взрывании шпуров и т.д.

При большой глубине шпуров (4,5–5 м) значительно снижаются скорость бурения, особенно при бурении ручными перфораторами, и коэффициент использования шпуров, увеличивается крупность кусков породы.

Что касается влияния глубины шпуров на расход ВВ и коэффициент использования шпуров, то посредством исследований установлена зависимость, изображенная на рис. 6.2. При взрывании шпуров небольшой глубины часть энергии продуктов сгорания ВВ (газов) успевает до полного разложения ВВ выйти неиспользованной по трещинам в толще пород. С увеличением глубины шпуров полнота использования энергии взрыва увеличивает-

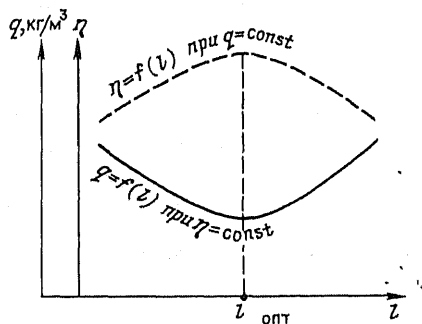


Рис. 6.2. График зависимости коэффициента использования шпура η и расхода ВВ q от глубины шпуров l

ся, поэтому расход ВВ уменьшается при $\eta = \text{const}$. При большой глубине шпуров ($l > l_{\text{опт}}$) толща пород над зарядом ВВ как бы зажимает взрыв, что обуславливает снижение КИШ и увеличение крупности кусков породы. Поэтому для сохранения КИШ постоянным ($\eta = \text{const}$) необходимо увеличивать расход ВВ. Следовательно, существует оптимальная глубина шпуров $l_{\text{опт}}$, при которой энергия взрыва используется максимально, что обеспечивает наибольший КИШ и наименьший расход ВВ для пород определенной крепости и площади поперечного сечения ствола.

Для вертикальных стволов шахт $l_{\text{опт}} = 3 \div 4$ м, она возрастает с уменьшением крепости пород и увеличением площади забоя и наоборот.

При выборе глубины шпуров необходимо также учитывать уровни организации и механизации работ в забое.

Так как от принятой глубины шпуров зависит продолжительность каждой операции и всего проходческого цикла, то для обеспечения четкой организации работ глубина шпуров должна быть такой, чтобы продолжительность проходческого цикла $T_{\text{ц}}$ была кратна суткам, т.е. два или один цикл в сутки.

Для обеспечения высокой скорости проходки необходимо стремиться к сокращению продолжительности цикла за счет совмещения работ во времени и в первую очередь вспомогательных операций с основными. Величина этого совмещения может быть учтена коэффициентом совмещения ϕ , который равен отношению несовмещенного времени операций к полному времени выполнения соответствующих проходческих операций, т.е.

$$\phi = \frac{t_{\text{несов}}}{t_{\text{полн}}}$$

При отсутствии совмещения $\phi = 1$, при полном совмещении $\phi = 0$.

Способ определения глубины шпуров из условия заданной продолжительности проходческого цикла в зависимости от уровней организации и механизации работ в забое предложен проф. Н.М. Покровским, сущность которого заключается в следующем.

Продолжительность проходческого цикла, ч,

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{б}} + t_{\text{з}} + t_{\text{в}} + t_{\text{п}} + t_{\text{к}} + t_{\text{вс}}$$

где $t_{\text{б}}$ и $t_{\text{з}}$ — время бурения и заряжания, взрывания шпуров; $t_{\text{в}}$ — время проветривания (вентиляции) забоя после взрыва; $t_{\text{п}}$ — время погрузки породы; $t_{\text{к}}$ — время возведения крепи (временной или постоянной); $t_{\text{вс}}$ — время выполнения вспомогательных операций (приведение забоя в безопасное состояние, спуск и подъем смены рабочих, подвешивание оборудования, переход от одной операции к другой и пр.).

Время бурения шпуров, ч,

$$t_{\text{б}} = \frac{Nl}{kv}$$

где N — число шпуров в забое; l — средняя глубина шпуров, м; k — число одновременно работающих перфораторов или бурильных машин;

v — нормируемая скорость бурения по данным Единых норм и расценок (ЕНиР), м/ч.

Время заряджания и взрывания шпуров, ч,

$$t_3 = \frac{N t'}{n_3},$$

где t' — время заряджания одного шпура (5–8 мин в зависимости от глубины шпура и длины заряда); n_3 — число проходчиков, участвующих в заряджании (площадь забоя на одного заряжающего 6–8 м²).

Время проветривания забоя $t_b = 0,5$ ч, принимают по СНиП.

Время погрузки породы, ч,

$$t_n = \frac{S_{np} l \eta k_p}{P_n},$$

где S_{np} — площадь поперечного сечения ствола в проходке ($S_{np} = \mu S_b$), м²; μ — коэффициент излишка сечения; l — средняя глубина шпуров, м; η — коэффициент использования шпуров; k_p — коэффициент разрыхления породы; P_n — средняя производительность погрузки породы в I и II фазах, м³/ч (см. разд. 6.3).

Время возведения крепи, ч, при последовательной и параллельной схемах проходки, когда в забое осуществляют только выемку породы и возведение временной крепи, определяют по формуле

$$t_k = \frac{H_b l \eta \phi_k}{l_1 n_k},$$

где H_b — норма времени на возведение одного кольца временной крепи, равная $(1,8 \div 2,2)D_{cb}$; D_{cb} — диаметр ствола в свету, м; ϕ_k — коэффициент совмещения работ по возведению временной крепи с погрузкой породы, равный $0,8 \div 1,0$; l_1 — расстояние между кольцами временной крепи, $l_1 = 0,8 \div 1,2$ м; n_k — число рабочих, занятых возведением временной крепи.

При совмещенной схеме проходки, когда в забое выполняют последовательно работы по выемке породы и возведению постоянной крепи с передвижной опалубкой,

$$t_k = \frac{V_6 l \eta \phi_k}{P_6},$$

где V_6 — объем бетона на 1 м крепи ствола, м³ ($V_6 = S_{np} - S_{cb}$); S_{np} — площадь поперечного сечения ствола в проходке, м²; S_{cb} — площадь поперечного сечения ствола в свету, м²; P_6 — производительность укладки бетона за опалубку, м³/ч, при наличии одного бетонопровода $P_6 = 6 \div 8$ м³/ч, двух бетонопроводов $P_6 = 10 \div 12$ м³/ч.

Время выполнения вспомогательных операций зависит от технологической схемы проходки и принимается следующим: при последовательной и параллельной схемах $t_{bc} = 0,75 \div 1,25$ ч; при совмещенной

схеме, когда бурение шпуров осуществляют ручными перфораторами, а погрузку породы грузчиками КС-3, $t_{вс}=0,5 \div 1,1$ ч; при бурении шпуров бурильной установкой БУКС-1м или СМБУ-4 и погрузке породы машиной КС-2У/40 $t_{вс}=1,0 \div 1,5$ ч; при параллельно-щитовой схеме $t_{вс}=0,5 \div 1,0$ ч.

Подставляя формулы для определения этих затрат времени на выполнение отдельных операций в выражение для нахождения продолжительности проходческого цикла и решая это равенство относительно глубины шпуров l , получим:

для последовательной и параллельной схем проходки

$$l = \frac{T_{ц} - \left(\frac{N t'}{n_3} + t_b + t_{вс} \right)}{\frac{N}{k v} + \frac{S_{пр} \eta k_p}{P_n} + \frac{H_b \eta \phi_k}{l_1 n_k}};$$

для совмещенной схемы проходки

$$l = \frac{T_{ц} - \left(\frac{N t'}{n_3} + t_b + t_0 \right)}{\frac{N}{k v} + \frac{S_{пр} \eta k_p}{P_n} + \frac{V_6 \eta \phi_k}{P_6}};$$

где t_0 — время выравнивания породы в забое, спуска и центрирования опалубки, $t_0 = 2 \div 3$ ч;

для параллельно-щитовой схемы проходки

$$l = \frac{T_{ц} - \left(\frac{N t'}{n_3} + t_b + t_{вс} \right)}{\frac{N}{k v} + \frac{S_{пр} \eta k_p}{P_n}}.$$

В приведенных формулах не учтена продолжительность работ по наращиванию ставов труб вентиляционных, сжатого воздуха и бетонопровода, устройству опорного башмака, ремонту оборудования и др. Время на выполнение этих операций учитывают в месячном графике работ и при определении общей продолжительности строительства ствола.

При скоростном строительстве стволов среднюю глубину шпуров, м, можно определить по заранее установленной скорости, т.е.

$$l = \frac{v_m T_{ц}}{m n t_{см} \eta k_r},$$

где v_m — заданная скорость проходки, м/мес; m — число рабочих дней в месяце; n — число рабочих смен в сутки; $t_{см}$ — продолжительность смены, ч; k_r — коэффициент готовности технологической схемы, $k_r = 0,7 \div 0,8$; $\eta = 0,8 \div 0,85$.

Расположение шпуров в забое. Расположение шпуров в забое при строительстве стволов зависит от размеров поперечного сечения, характера пересекаемых пород, их напластования, угла падения, трещиноватости, числа шпуров и их диаметра и ряда других факторов.

В общем случае в стволах с поперечным сечением в форме круга при горизонтальном и пологом залегании пород шпуры располагаются по трем, четырем или пяти концентрическим окружностям, описанным из центра ствола.

Диаметры этих окружностей при патронах ВВ диаметром 32—36 мм принимают следующими. При трех окружностях их диаметры составляют 0,37; 0,66 и 0,93 диаметра ствола в черне D_v , при четырех окружностях — 0,36; 0,54; 0,7 и 0,93 D_v , при пяти окружностях — 0,27; 0,43; 0,6; 0,76 и 0,93 D_v . Примерное соотношение числа шпуров на каждой из этих окружностей принимают 1 : 2 : 3 при трех окружностях; 1 : 2 : 3 : 4 при четырех и 1 : 2 : 3 : 4 : 5 при пяти окружностях.

При наличии патронов ВВ диаметром 45 мм шпуры обычно располагают по трем или четырем окружностям с диаметрами 0,3; 0,6 и 0,95 D_v при трех окружностях или 0,25; 0,48; 0,72 и 0,95 D_v при четырех окружностях с соотношением числа шпуров на каждой окружности 1:3:6 или 1:2:3:5.

Все шпуры в забое подразделяют на врубовые, отбойные (вспомогательные) и оконтуривающие (периферийные).

Шпуры, расположенные в первой окружности от центра ствола, называют врубовыми, во второй и третьей и т.д. — отбойными, шпуры на внешней окружности — оконтуривающими.

Врубовые шпуры предназначены для отрыва породы в центральной части ствола и образования второй обнаженной поверхности (вруба), что облегчает разрушение породы с помощью остальных шпуров в забое. Глубину врубовых шпуров принимают на 15—20 см больше остальных. По направлению врубовых шпуров к плоскости забоя и форме образования воронки различают конический (рис. 6.3, а), клиновой (рис. 6.3, б) и призматический (рис. 6.3, в) врубы.

При коническом врубе шпуры бурят с наклоном к центру ствола под углом 75—80° к плоскости забоя. В центре забоя бурят буферный шпур глубиной 0,5—0,6 от глубины врубовых шпуров, который взрывают одновременно с врубовыми шпурами, за счет наложения волн при разной глубине шпуров достигается эффект уменьшения высоты разлета породы при взрыве и тем самым исключается повреждение подвешного оборудования в забое ствола.

В крепких трещиноватых породах применяют двойной конический вруб, при котором врубовые шпуры располагают по двум окружностям. Шпуры первой окружности от центра бурят под углом 60—70° к плоскости забоя и их глубину принимают равной половине глубины врубовых шпуров. Конические врубы применяют в крепких породах.

Клиновым врубом используют при крутом залегании пластов или в направлении трещиноватости. Врубовые шпуры при этом располага-

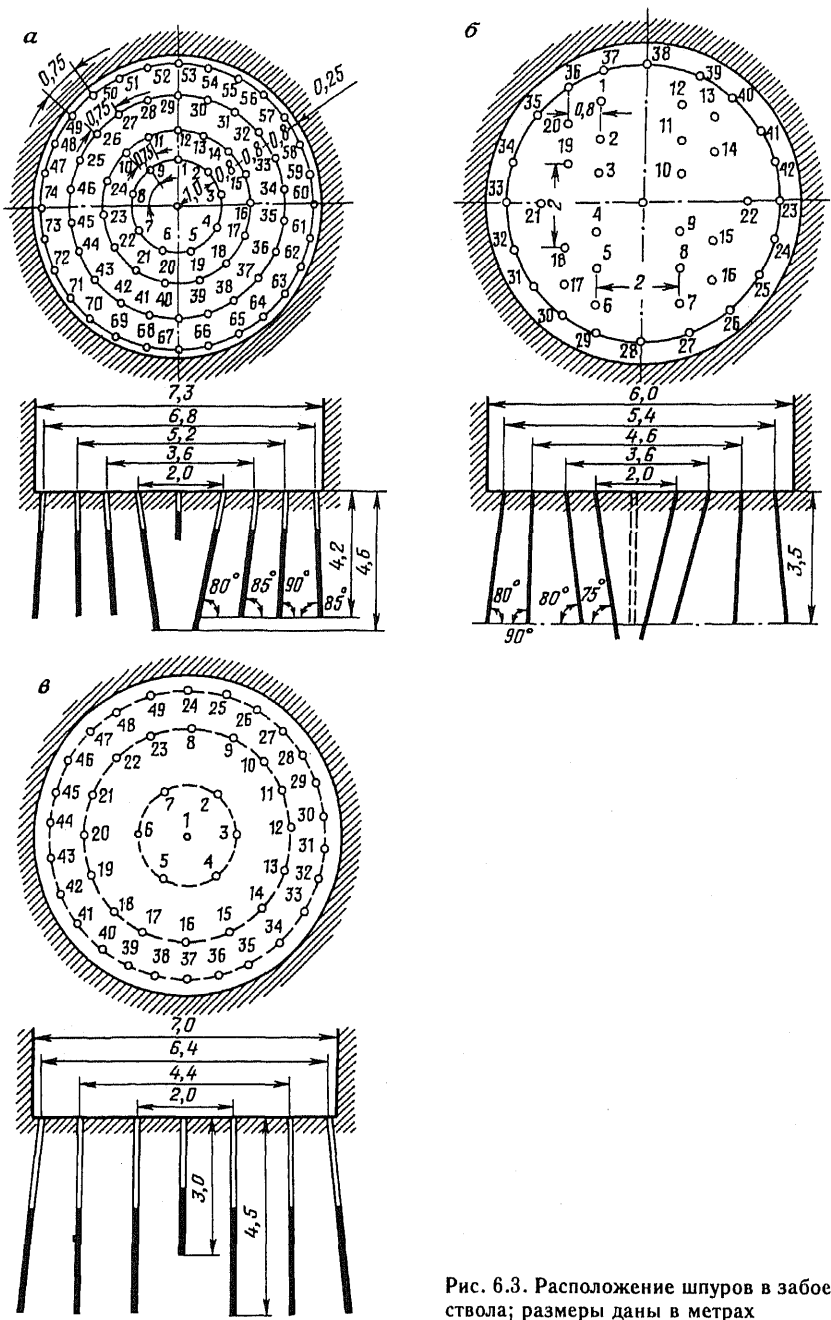


Рис. 6.3. Расположение шпуров в забое ствола; размеры даны в метрах

ют двумя рядами вдоль диаметра ствола на расстоянии 1,5–2 м один от другого. Направление рядов выбирают таким, чтобы шпуров под возможно ббльшим углом пересекали плоскости напластования или трещины в породе. В этих случаях также целесообразно бурить буферный шпур.

Призматический вруб применяют в слабых и средней крепости породах. При этом врубовые шпуров бурят параллельно оси ствола по окружностям диаметром 1,5–2 м. Буферный шпур бурят на такую же глубину, как и в предыдущих врубах. При призматическом врубе облегчается бурение шпуров, так как их бурят вертикально, и уменьшается разлет породы. Этот вруб применяют чаще по сравнению с другими.

Обойные (вспомогательные) шпуров предназначаются для разрушения основной массы породы забоя. Их в зависимости от размеров площади поперечного сечения ствола располагают по одной, двум или трем окружностям и бурят обычно вертикально к плоскости забоя.

Оконтуривающие (периферийные) шпуров располагают на расстоянии 15–20 см от контура ствола и бурят с наклоном в сторону контура с таким расчетом, чтобы забой шпура выходил на контур ствола, а в породах крепких ($f \geq 10$) заходил за него на 10–15 см.

При клиновом врубе оконтуривающие шпуров располагают также по окружности на расстоянии 30–40 см от контура и бурят с наклоном в его сторону.

Оконтуривающие шпуров целесообразно заряжать зарядами на 15–20% меньшими по сравнению со средним зарядом всех остальных шпуров, вследствие этого обеспечивается уменьшение КИС и трещинообразования в стенках ствола.

Контурное взрывание. Для получения наиболее полного эффекта взрыва, т.е. наименьшего перебора породы за контуром ствола и наименьшего нарушения (трещинообразования) пород законтурного массива, важное значение имеет правильное распределение числа шпуров по группам, рациональное их расположение в забое, правильное распределение величины заряда в шпурах по группам и определение очередности их взрывания. Это достигается при применении контурного взрывания.

Основными положениями при контурном взрывании являются уменьшение энергии взрыва в оконтуривающих шпурах и определение оптимального расстояния между ними.

Уменьшение энергии взрыва может быть достигнуто посредством применения ВВ с пониженной работоспособностью и уменьшения массы заряда в шпуре. С этой целью оконтуривающие шпуров заряжают патронами аммонита 6ЖВ, ПЖВ-20, Т-19 меньшим диаметром (32, 36 мм) или применяют рассредоточенные заряды с инертными прослойками из глинопесчаной смеси или деревянных вкладышей. Целесообразно также оконтуривающие шпуров бурить диаметром, ббльшим на 15–20 мм по сравнению с диаметром патронов ВВ. Зазор между патронами и стенкой шпура способствует уменьшению энергии взрыва. Массу зарядов в оконтуривающих шпурах принимают 0,3–0,4 кг на 1 м шпура.

Таблица 6.2

Породы	Коэффициент крепости пород f	a , м	W , м	m
Песчаник, сланцы	4—6	0,65—0,6	0,7	0,93—0,8
Плотный песчаник	8—9	0,6—0,55	0,7	0,86—0,75
Известняк плотный, граниты	9—12	0,6—0,45	0,65	0,8—0,7

Расстояние между оконтуривающими шпурами оценивают посредством коэффициента сближения

$$m = \frac{a}{W},$$

где a — расстояние между оконтуривающими шпурами по окружности, м; W — расстояние между окружностью оконтуривающих шпуров и ближайшей окружностью отбойных шпуров [линия наименьшего сопротивления (ЛНС)], м.

Значения a и W приведены в табл. 6.2.

Число оконтуривающих шпуров определяем по формуле

$$N_{\text{ок}} = \frac{\pi (D_{\text{вч}} - 2c)}{a},$$

где $D_{\text{вч}}$ — диаметр ствола вчерне, м; c — расстояние от контура ствола до окружности оконтуривающих шпуров (15—20 см).

При контурном взрывании общее число шпуров N увеличивается на 7—10.

Разметка и бурение шпуров. Бурение шпуров является одним из трудоемких процессов и занимает 25—30% всего времени проходческого цикла.

Перед началом бурения осуществляют зачистку забоя, разметку положения шпуров, спуск бурильных машин и оборудования, подсоединение шлангов к ставу сжатого воздуха.

Для разметки шпуров в забой спускают центральный отвес, по которому фиксируют центр ствола, и забуривают короткий шпур глубиной 0,5—0,7 м. В этот шпур вставляют деревянный кол и крепят шаблон для разметки шпуров. Шаблон представляет собой раздвижную рейку с делениями, которая крепится шарнирно на диске. В свою очередь, диск неподвижно соединен со штоком и имеет отверстия для фиксации раздвижной рейки. При помощи шаблона размечают окружности и положение каждого шпура в отдельности согласно паспорту БВР.

Спуск ручных бурильных машин (перфораторов) и штанг осуществляют в бадьях, а бурильные установки (БУКС, СМБУ) спускают отдельно на канате проходческого подъема.

Для бурения шпуров применяют ручные бурильные машины ударно-вращательного действия: ПР-30к, ПП-50В1, ПП-63В, ПП-63С и бу-

рильные установки БУКС-1м, СМБУ-4 и др. При бурении ручными бурильными машинами (перфораторами) число одновременно работающих перфораторов регламентируется нормами площади забоя: на один перфоратор должно приходиться не более 4—5 м², а при скоростных проходах — не более 2—2,5 м².

В процессе бурения в забое необходимо иметь не менее двух-трех резервных перфораторов.

В качестве бурового инструмента применяют бурильные штанги, шестигранные пустотелые, диаметром 22 мм (БШ-22), длиной 0,7—4,5 м с интервалами по длине 0,7—0,8 м, съемные буровые коронки долотчатой, крестовой и Т-образной формы, армированные твердым сплавом ВК8В и ВК15. Долотчатые коронки (КДШ) и Т-образные (КТШ) применяют в хрупких монолитных и трещиноватых породах, а коронки крестообразной формы — в вязких трещиноватых породах. Диаметры коронок составляют 40, 43, 46, 52 и 56 мм.

Обуривание забоя можно осуществлять по последовательной схеме, когда сначала бурят врубовые шпуры в центре ствола после уборки всей породы в забое, и по параллельной схеме, когда бурение начинают с оконтуривающих шпуров у стенок ствола и ведут одновременно с уборкой породы в центральной части ствола.

При *последовательной схеме обуривания* увеличивается общая продолжительность проходческого цикла, поэтому ее применяют, если невозможно совмещение работ, например, при малом поперечном сечении ствола или использовании тяжелых погрузочных машин.

При *параллельной схеме* бурение шпуров начинают сразу после освобождения от породы периферийной части забоя, продолжительность цикла при этом сокращается. Разметку шпуров при параллельной схеме осуществляют с помощью боковых отвесов и рейки-шаблона, на ней отмечены расстояния между окружностями, по контуру которых бурят шпуры, и между отдельными шпурами по окружности.

После разметки шпуров приступают к обуриванию забоя. За каждым бурильщиком закрепляют определенный сектор. Шпуры бурят с помощью комплектов штанг, начинают с самой короткой с последующей заменой на более длинные. Каждый шпур бурят на полную глубину. На смену штанг и коронок затрачивают 15—20% всего времени бурения. Для сокращения этих потерь времени целесообразно бурение шпуров организовывать по поточному методу, т.е. первый бурильщик забурирует шпуры на глубину 0,7 м, затем второй увеличивает ее до 1,3—1,4 м и т.д. до конечной глубины. При этом сокращается время на замену штанг, так как бурение буром одной длины ведут непрерывно до затупления коронки.

По окончании бурения каждый шпур очищают от буровой мелочи путем продувания сжатым воздухом и в его устье забивают деревянный клин.

Для обеспечения высоких показателей и качества работ бурение осуществляет специальное звено бурильщиков в составе 6—8 человек, которое работает по вызову (вахтенный метод).

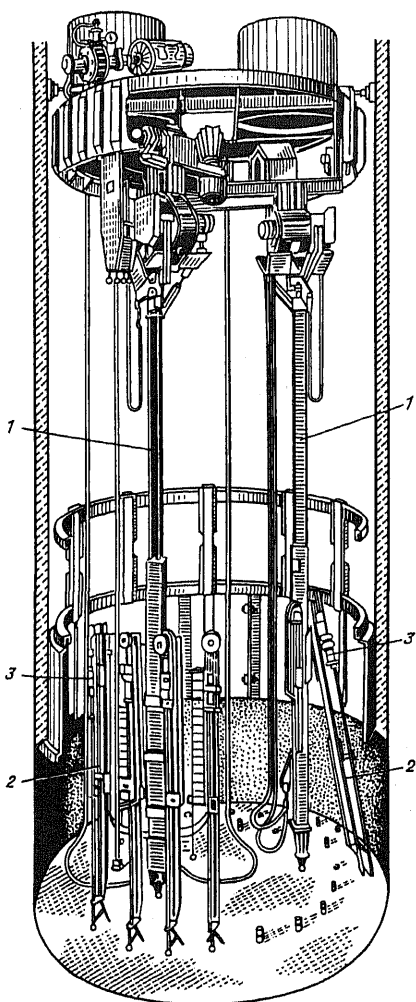


Рис. 6.4. Бурильная установка БУКС-1м

Бурильная установка БУКС-1м (см. рис. 6.4) состоит из раздвижных распорных колонн 1, к которым крепят четыре стойки 2, с бурильными машинами 3 типа БГА-1 вертикально-ударного действия. Две стойки прикреплены к распорной колонне неподвижно, две — шарнирно, что позволяет устанавливать бурильные машины в ряд при бурении шпуров и складывать их при спуске и подъеме установки.

При работе бурильную установку подвешивают к тельферу погрузочной машины и распирают колоннами в забой. С помощью тельферов установка может перемещаться в круговом и радиальном направлениях.

Достоинствами бурения шпуров ручными перфораторами являются следующие: продолжительность и производительность бурения регулируются числом перфораторов в забое; неисправные перфораторы можно быстро заменить; продолжительность подготовительно-заключительных операций в 1,5–2 раза меньше, чем при бурении установками БУКС или СМБУ; высокая надежность и маневренность.

Недостатки ручного бурения — тяжелые физические нагрузки, низкая производительность, отрицательное влияние шума и вибрации на организм бурильщиков, вызывающее виброболезнь.

Для обеспечения комплексной механизации работ по бурению шпуров в настоящее время применяют специальные бурильные установки БУКС-1м, БУКС-1мц, БУКС-2м, БУКС-1у2, СМБУ-4м и др. (рис. 6.4 и 6.5).

Бурильные установки типа БУКС разработаны в ЦНИИПодземмаше, а установки СМБУ — в КузНИИшахтострое. Они предназначены для бурения шпуров диаметром 43–52 мм, глубиной до 4,4 м в породах практически любой крепости в стволах диаметром 5–8,5 м в свету.

Технические характеристики этих установок приведены в табл. 6.3.

Бурильная установка БУКС-

Бурильные установки БУКС-1м, БУКС-2м, БУКС-1у2 и другие созданы на базе БУКС-1м и отличаются от нее только некоторыми параметрами (см. табл. 6.3).

Установка БУКС-1мц предназначена для бурения шпуров, а также цементационных скважин в забое вертикального ствола. При бурении последних на установке монтируют дополнительное оборудование.

Установка БУКС-2м предназначена для бурения шпуров при проходке неглубоких стволов (до 500 м) диаметром 5–8 м и применяется обычно в комплексе с погрузочной машиной КС-3. Во время работы установка опирается на призабойную опалубку, к каркасу которой прикреплены монорельс и опорное кольцо с тельферным механизмом для передвижения установки.

Установка БУКС-1у2 предназначена для бурения шпуров при проходке и углубке стволов небольшого диаметра (4,5–6,5 м). Ее можно также использовать для бурения цементационных и дегазационных скважин глубиной до 45–50 м.

Бурильная установка СМБУ-4м (см. рис. 6.5) состоит из опорной колонны 1, к которой крепят три манипуляторные стрелы 2 с бурильными машинами 3 типа БУ-1 или БГА-1 с гидropодъемником 4 и пультом управления 5. В стволе установка раскрепляется тремя канатными расчалками 6, а в копре подвешивается на крон-

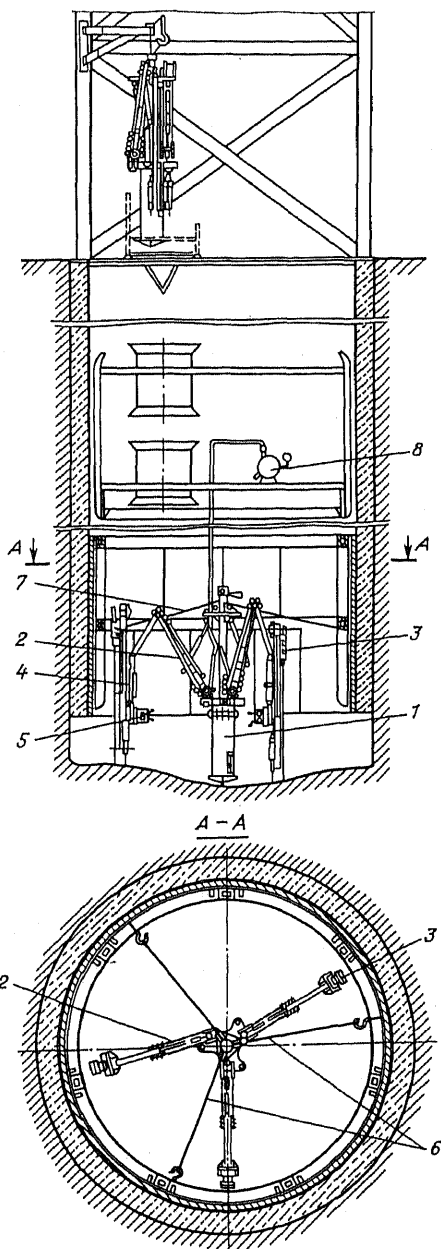


Рис. 6.5. Бурильная установка СМБУ-4

Таблица 6.3

Параметры	Бурильные установки				
	БУКС-1м	БУКС-1мц	БУКС-2м	БУКС-1у2	СМБУ-4
Число бурильных машин	4	4	2	2	3
Максимальная глубина шпуров, м	4,2	4,2	2,4	4,4	4
Величина хода бурильной головки (автоподатчика), мм	4500	4500	2700	4500	4000
Усилие подачи, кН	10,8	10,8	10,8	8,8	10,8
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	36	36	33	18	28
Возможный угол наклона бурильной машины, градус	10	10	20	20	24
Расстояние между шпурами, мм	800	800	600–800	600–800	Любое
Размеры установки в транспортном положении, м:					
высота	10,3	10,3	5,86	9,115	6,76
диаметр описанной окружности	1,54	1,54	1,4	1,25	1,37
Диаметр ствола в свету, м	5,5–8,5	5,5–9	4,5–8	4–9	5–8
Масса, т	10,2	10,2	7,2	6,4	6

штейне 7. Для промывки шпуров во время бурения на подвесном полке устанавливают бак с водой 8. С помощью установки СМБУ-4м можно бурить шпуры глубиной до 4 м.

Организация и последовательность бурения шпуров в забое с помощью установок типа БУКС показаны на рис. 6.6.

Затраты времени на отдельные операции при бурении шпуров бурильными установками БУКС и СМБУ следующие.

1. Подготовительные работы к бурению (спуск установки и приведение ее в рабочее состояние), мин 30–35
2. Заключительные работы (приведение установки в транспортное положение, отсоединение шлангов, подвеска к прицепному устройству), мин 25–30
3. Перемещение установки с одной позиции на другую и забуривание:
 - в сланцах ($f = 4 + 6$), мин 8–10
 - в песчаниках ($f = 8 + 9$), мин 20–22
4. Бурение комплекта шпуров с одной позиции:
 - в сланцах ($f = 4 + 6$), мин 5–7
 - в песчаниках ($f = 8 + 9$), мин 7–9
 - в крепких известняках, гранитах ($f = 14$), мин 19–21

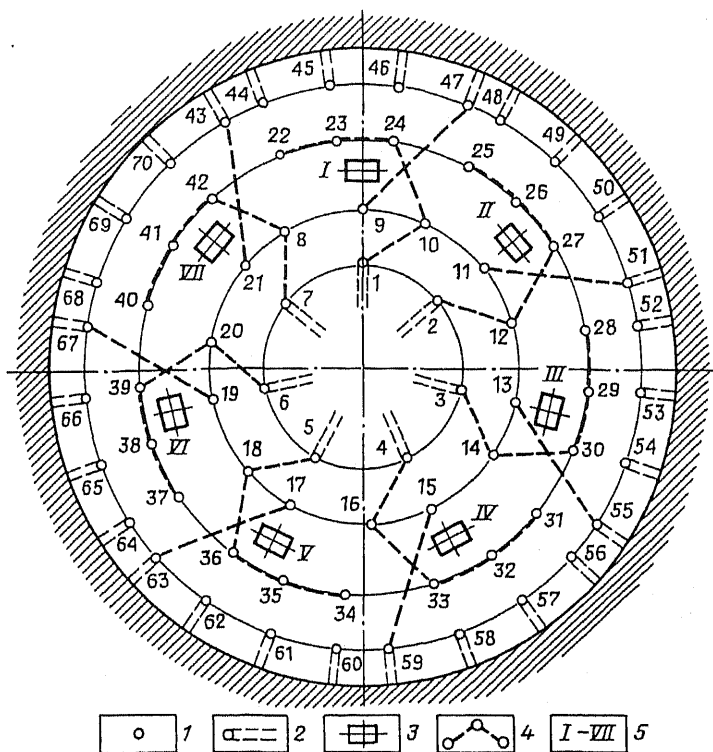


Рис. 6.6. Последовательность бурения шпуров установкой БУКС:

1 — шпуры вертикальные; 2 — шпуры наклонные; 3 — положение распорной колонны БУКС при бурении шпуров; 4 — шпуры, буримые одновременно с одной позиции установки БУКС; 5 — позиция бурения

Установки БУКС и СМБУ обслуживают три-четыре проходчика.

Применение этих установок позволяет повысить производительность труда при бурении шпуров в 3–4 раза, сократить число проходчиков, занятых на бурении, в 1,5–2 раза.

Бурильные установки БУКС и СМБУ особенно эффективны при бурении шпуров в породах с $f \leq 10 \div 12$, а при наличии более крепких пород их производительность резко падает. Так, если при бурении в породах с $f = 4 \div 6$ скорость бурения составляет 0,1–1,5 м/мин, то в породах с $f = 16 \div 18$ она снижается до 0,01 м/мин, затраты труда на бурение 1 м шпура увеличиваются с 1,5–2 чел.-мин до 18–20 чел.-мин. Это происходит в основном за счет уменьшения скорости бурения из-за частой замены буровых коронок.

Производительность, м/ч, буровых установок типа БУКС и СМБУ может быть определена из следующего выражения:

$$Q = \frac{60 n k_{\text{н}} v_{\text{т}} \varphi}{1 + v_{\text{т}} t_{\text{в}}},$$

где n — число бурильных машин в установке; $k_{\text{н}}$ — коэффициент готовности установки, равный $0,8 \div 0,9$; φ — коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный $0,7 \div 0,8$; $v_{\text{т}}$ — техническая скорость бурения, значения которой в зависимости от коэффициента крепости пород приведены ниже:

f	6	7–9	10–14	> 14
$v_{\text{т}}$, м/мин	0,8–1,4	0,7–0,8	0,5–0,7	0,15–0,35

$t_{\text{в}}$ — продолжительность вспомогательных работ при бурении 1 м шпура (замена коронок, перестановка установок и др.), принимают при глубине шпура 3–4 м и коэффициенте крепости пород $f < 10$ $t_{\text{в}} = 1 \div 1,5$ мин, при $f \geq 10$ $t_{\text{в}} = 1,5 \div 2$ мин.

Общая продолжительность бурения всех шпуров в забое, ч,

$$t_{\text{б}} = \frac{N l}{Q} + t_{\text{п.з}},$$

где N — число шпуров; l — средняя глубина шпуров, м; Q — производительность бурения, м/ч; $t_{\text{п.з}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, $t_{\text{п.з}} = 40 \div 60$ мин.

При ручном бурении перфораторами ПР-30к, ПП-63с и другими средняя скорость бурения $v_{\text{ср}}$ в породах различной крепости имеет следующие значения:

f	3–6	7–10	11–16
$v_{\text{ср}}$, м/мин	0,38–0,42	0,23–0,26	0,11–0,13

В зарубежной практике для бурения шпуров применяют электрогидравлические установки, имеющие высокую производительность бурения (до 10 м/мин).

Заряжание и взрывание зарядов ВВ в шпурах. После окончания бурения шпуров и очистки их от буровой мелочи приступают к заряжанию. Перед заряжением проходческое оборудование, находящееся в забое, поднимают на безопасную высоту (20–25 м) или на поверхность.

Заряжание шпуров включает в себя следующие операции: приготовление патронов-боевиков, спуск ВВ в забой, заряжание шпуров и монтаж взрывной сети.

Патроны-боевики готовят на поверхности в специальном здании, находящемся не ближе 50 м от ствола и других зданий.

Готовые патроны-боевики спускают отдельно в бадьях в специальных ящиках, обитых войлоком, или сумках. Ящики с патронами укладывают в один ряд на дно бадьи и спускают без людей со скоростями, не превышающими 2 м/с при движении бадьи по направляющим и 1 м/с без направляющих.

Для приема ВВ в забой заранее спускаются взрывники.

Заряжание шпуров осуществляют 1–2 взрывника и 6–8 опытных проходчиков, имеющих право на производство взрывных работ (Единую книжку взрывника). Для повышения ответственности и качества заряжания обычно каждый проходчик заряжает те шпуры, которые он бурил.

При заряжании шпуров патроны ВВ последовательно по одному опускают в шпур и досылают деревянными забойником. После ввода всех патронов и патрона-боевика оставшуюся часть шпура заполняют забойкой, состоящей из чистого гранулированного шлака или крупнозернистого песка, или глинопесчаной смеси в составе один к трем, в виде пыжей. Забойку в шпуре уплотняют забойником.

Как упоминалось ранее (разд. Конструкция заряда, см. рис. 6.1) патрон-боевик можно вводить в шпур первым (обратное иницирование) или последним (прямое иницирование). В любом случае при вводе патрона-боевика следует соблюдать особые меры безопасности, чтобы не допустить обрыва проводов, идущих от электродетонатора.

Продолжительность заряжания одного шпура составляет примерно 6–8 мин.

При проходке вертикальных стволов согласно Правилам безопасности в угольных шахтах допускают использование только электрического способа взрывания шпуров при помощи электродетонаторов мгновенного действия (для врубовых шпуров) и короткозамедленного действия (для отбойных и оконтуривающих шпуров).

Шпурам, расположенным по концентрическим окружностям, соответствует свой период замедления.

После окончания заряжания шпуров монтируют взрывную сеть (рис. 6.7). Соединение электродетонаторов осуществляют обычно по параллельной или последовательно-параллельной схемам. Иногда в стволах небольшого поперечного сечения допускают соединение электродетонаторов по последовательной схеме.

При параллельной или последовательно-параллельной схемах в забое монтируют антенну 8 (собираетелные провода), к которой присоединяют провода от электродетонаторов. Для антенны применяют неизолированные алюминиевые провода сечением не менее 6 мм^2 или медные сечением не менее 4 мм^2 , которые натягивают на двух диаметрально противоположных колышках. Высота подвески антенны должна быть такой, чтобы скапливающаяся в забое вода в течение времени заряжания не соприкасалась с проводами (обычно она составляет 0,6–0,8 м).

После монтажа антенны к ней присоединяют провода 9 от каждого электродетонатора или от каждой группы электродетонаторов (при последовательно-параллельной схеме).

Затем антенну соединяют магистральным двухжильным изолированным проводом 2 длиной 20–25 м сечением 6–9 мм^2 , подвешенным на колышках 1, с выключателем 3 на подвесном полке.

Во избежание возможного влияния блуждающих токов концы соединительных и магистральных проводов во время монтажа взрывной сети должны быть замкнуты накоротко. Для того чтобы не повредить

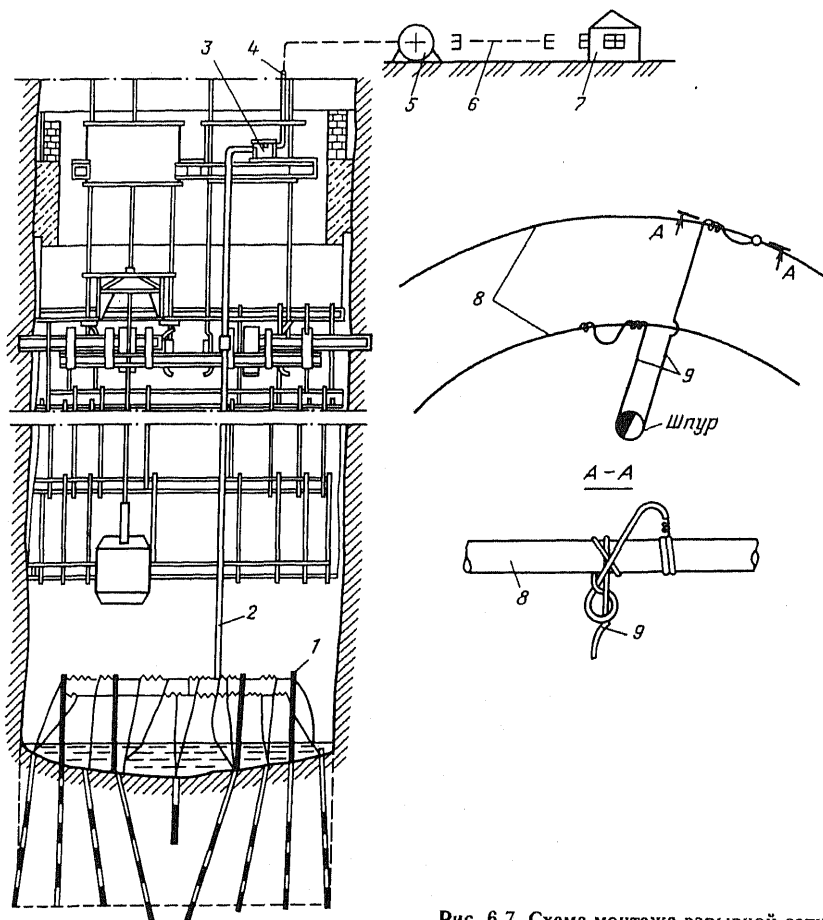


Рис. 6.7. Схема монтажа взрывной сети

взрывную сеть, бадня должна быть приподнята над забоем на высоту 0,7–0,8 м.

После присоединения к антенне магистральных проводов взрывник отправляется на полку, где проверяет взрывную сеть на сопротивление, и замыкает выключателем 3 магистральные провода с взрывным кабелем 4, затем поднимается на поверхность.

Взрывной двухжильный кабель сечением 12–15 мм² с резиновой изоляцией подвешивают в стволе на тросе, который наматывается на барабан тихоходной лебедки 5, установленной на поверхности. Соединение взрывного кабеля с главным выключателем, находящимся во взрывной будке 7, осуществляют двухжильным кабелем 6, имеющим на концах трехпальцевые штепсельные муфты, причем один из пальцев служит

для заземления. Электрический ток к главному выключателю подают от специального трансформатора или осветительной сети напряжением 127–220 В.

Главный выключатель и выключатель 3 помещают в металлические футляры, ключи от которых находятся у главного взрывника.

Перед взрыванием ляды на нулевой и приемной площадках должны быть открыты, а люди из копра удалены на безопасное расстояние.

Осмотр забоя после взрыва. После проветривания забоя в ствол спускаются горный мастер и взрывник для осмотра забоя и приведения его в безопасное состояние. Они проверяют качество взрыва, наличие повреждений оборудования и крепи, сбрасывают застрявшие на оборудовании куски породы, проводят экспресс-анализ воздуха.

Затем спускается звено проходчиков и устраняются повреждения, спускают спасательную лестницу, кабели сигнализации, подвесной полук, направляют стволы труб, подготавливают механизмы к погрузке породы.

Продолжительность подготовительных работ составляет 30–60 мин.

6.2. ВЕНТИЛЯЦИЯ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ СТВОЛОВ

Проветривание стволов при их строительстве осуществляют для удаления вредных газов после производства взрывных работ и обеспечения в забое нормальных санитарно-гигиенических условий труда, т.е. содержание кислорода в воздухе должно быть не менее 20% и углекислого газа не более 0,5% по объему, температура воздуха не более 26°C при относительной влажности не более 90%.

Проветривание, как правило, выполняют с помощью вентиляторов частичного проветривания по нагнетательной, всасывающей или комбинированной схемам. Наибольшее распространение имеет нагнетательная схема с подачей свежего воздуха по трубам (рис. 6.8). При этой схеме струя свежего воздуха, выходящего из вентиляционного трубопровода в забое, по направлению совпадает с отбросом газов после взрыва и интенсивно удаляет их.

К недостаткам нагнетательной схемы относят резкое увеличение аэродинамического сопротивления при движении воздуха по трубам, в стволах значительной глубины большие протяженность и масса труб (достигает 40–60 т и более).

В стволах глубиной более 1000 м и диаметром поперечного сечения более 8 м можно применить комбинированную схему проветривания, при которой в стволе подвешивают два стова труб, а на поверхности устанавливают два вентилятора — нагнетательный и всасывающий. Производительность всасывающего вентилятора при этом должна быть на 20–25% больше производительности нагнетательного.

Достоинством этой схемы является интенсивное проветривание забоя и быстрое очищение его от продуктов взрыва ВВ, а также то, что ствол по всей глубине не загрязняется взрывными газами. Недостаток — сложность оснащения.

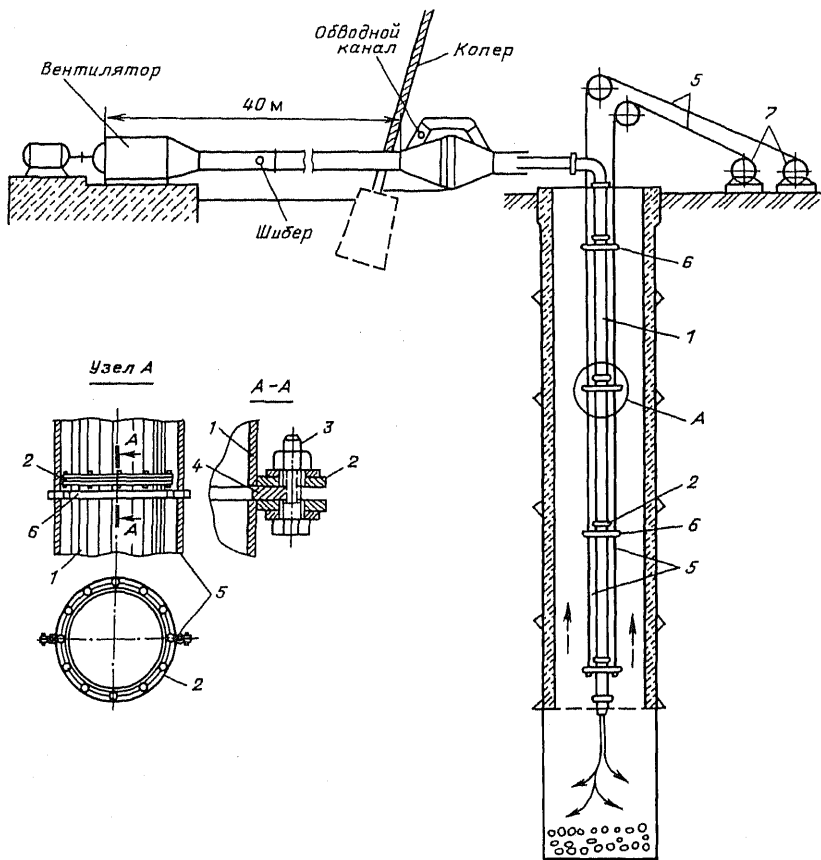


Рис. 6.8. Нагнетательная схема проветривания. Вентиляционное оборудование; сплошными стрелками указано направление свежего воздуха, пунктирными — загрязненного

При строительстве стволов применяют осевые вентиляторы типа ВМ и центробежные типа ВЦ, их технические характеристики приведены в табл. 6.4.

В стволах глубиной до 250 м обычно устанавливают один осевой вентилятор, при большей глубине — два (основной типа ВЦ, рассчитанный на работу в период проветривания ствола после взрыва, и вспомогательный типа ВМ для работы в период бурения шпуров, погрузки породы, возведения крепи и других работ).

Вентиляторы устанавливают на поверхности в специальном здании или под навесом на расстоянии не ближе 15 м от ствола с таким расчетом, чтобы исключить засасывание загрязненного воздуха, выходящего из ствола.

Таблица 6.4

Параметры	Вентиляторы осевые с электроприводом					Центробежный вентилятор ВЦ-7
	ВМ-4м	ВМ-5м	ВМ-6м	ВМ-8м	ВМ-12м	
Производительность (подача), м ³ /мин	120	190	340	600	1200	402
Статический напор, Па	1300	2100	2600	3200	3000	5750
КПД вентилятора	0,72	0,75	0,76	0,8	0,82	0,8
Мощность двигателя, кВт	—	5–13	10–24	15–52	4–110	75
Основные размеры, мм:						
длина	740	935	1050	1460	1900	1495
ширина	350	650	730	880	1350	1200
высота	560	670	750	100	1500	1430
Масса, кг	105	250	350	650	2000	1400

Вентиляционный трубопровод состоит из отдельных звеньев металлических труб 1 (см. рис. 6.8) диаметром 0,4–1,2 м и длиной 3–4 м, соединенных между собой с помощью фланцев 2, болтов 3 и уплотнительных прокладок 4. Масса 1 м трубы в зависимости от диаметра составляет 32–37 кг. Диаметры труб при расчете параметров вентиляции определяют исходя из количества воздуха, подаваемого в забой, и их аэродинамического сопротивления. Рекомендуемые диаметры труб в зависимости от глубины приведены на графике (рис. 6.9).

Вентиляционный трубопровод подвешивают в стволе на двух канатах 5 (см. рис. 6.8) и хомутах 6. Канаты навиваются на барабаны подъемных лебедок 7 на поверхности.

Наращивание труб осуществляют на нулевой раме в устье ствола.

В некоторых случаях в целях рационального использования сечения ствола вентиляционные трубы могут подвешиваться к стенкам крепи с помощью подвесок и анкеров или на расстрелах армировки при проходке ствола с параллельным армированием.

Для обеспечения интенсивного проветривания забоя конец вентиляционных труб не должен отставать от забоя более чем на 15–20 м, причем к концу металлических труб (ниже подвесного полка) подсоединяют звено из гибких прорезиненных труб длиной 5–10, 15 м с конической насадкой, обладающей меньшим выходным отверстием. Это звено перед взрыванием шпуров подтягивают к подвесному полку, а после взрыва с помощью троса опускают в забой.

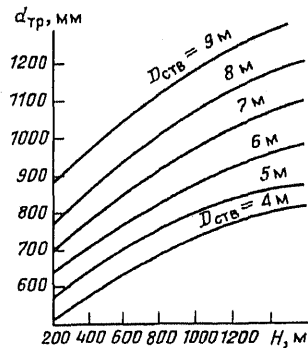


Рис. 6.9. График зависимости диаметров металлических вентиляционных труб $d_{тр}$ от глубины ствола H

В настоящее время промышленностью выпускаются гибкие вентиляционные трубы из брезента с лавсаном и полихлорвиниловым покрытием, которые в несколько раз легче металлических, достаточно крепкие и могут подвешиваться без канатов и лебедок.

В последнее время в практике строительства стволов применяют передвижные вентиляционные установки УПВЦН-16А конструкции Донгипрооргшхостроя. Эта установка имеет производительность 1760 м³/мин, ее доставляют на место автотранспортом и устанавливают на сборном блочном фундаменте.

Расчет параметров вентиляции. Расчет заключается в определении количества воздуха, подаваемого в забой, выборе диаметра вентиляционных труб, определении депрессии и производительности вентилятора, выборе типа вентилятора.

1. Количество воздуха, м³, необходимое для проветривания забоя после производства взрывных работ, можно определить по формуле В.Н. Воронина.

При нагнетательной схеме проветривания, м³/мин,

$$Q_r = \frac{7,8}{t} \sqrt[3]{\frac{A S_{св}^2 H^2 k_o}{k_{ут}^2}},$$

где t — время проветривания после взрыва (принимают $t = 20 \div 30$ мин); A — количество ВВ, одновременно взрываемого в забое, кг; $S_{св}$ — площадь поперечного сечения ствола в свету, м²; H — глубина ствола (конечная), м; k_o — коэффициент обводненности ствола; $k_{ут}$ — коэффициент утечек воздуха в трубопроводе.

Для стволов большой глубины, когда H больше критического значения H_k , в формулу подставляют значение H_k , которое определяют по формуле

$$H_k = \frac{12,5 A b k_r}{S_{св} k_{ут}},$$

где b — газовость ВВ, принимают равной 40 л/кг для породного забоя и 100 л/кг при вскрытии угольного пласта; k_r — коэффициент турбулентной диффузии, определяют в зависимости от отношения l_1 / d_n ; l_1 — расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя (12–15 м); d_n — приведенный диаметр вентиляционной трубы, $d_n = 1,5 d_r$; d_r — фактический диаметр трубы.

Значение k_r принимают следующим:

l_1/d_n	4,80	5,40	6,35	7,72	9,60	12,10	15,80	21,85	30,80
k_r	0,30	0,335	0,395	0,460	0,529	0,60	0,672	0,747	0,810

Коэффициент утечек воздуха в трубопроводе определяют по следующей формуле:

$$k_{ут} = \frac{Q_n}{Q_k},$$

где Q_n — количество воздуха, подаваемого вентилятором (в начале трубопровода), м³/мин; Q_k — количество воздуха, поступающего в забой (в конце трубопровода), м³/мин.

Для металлических труб

$$k_{yt} = \left(\frac{d_r H_c \sqrt{R_r} k_c}{3 l_3 + 1} \right)^2,$$

где H_c — длина става труб, м; k_c — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости, равный 0,003 при пеньковых прокладках в стыках и 0,0005 при резиновых; l_3 — длина звена трубопровода, м; R_r — аэродинамическое сопротивление става труб, Н · с²/м³, которое определяют из выражения

$$R_r = \frac{6,5 \alpha H_c}{d_r^5 + R_k},$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, Н · с²/м⁴; для металлических труб диаметром 0,4–1,2 м $\alpha = 0,00036$ – $0,00025$; R_k — аэродинамическое сопротивление колена трубопровода при переходе из ствола к вентилятору (под углом 90°), значения которого в зависимости от фактического диаметра трубы приведены ниже:

$R_k, \text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$	0,79	0,58	0,3	0,17	0,11	0,07	0,03
$d_r, \text{м}$	0,4	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2

Коэффициент обводненности k_o при притоке воды Q_b более 1 м³/ч и глубине ствола H до 200 м принимают равным 0,8; при $Q_b = 1 \div 6$ м³/ч и $H > 200$ м $k_o = 0,6$; при $Q_b = 6 \div 15$ м³/ч $k_o = 0,3$; при $Q_b > 15$ м³/ч $k_o = 0,15$.

2. Количество воздуха, подаваемого в забой в единицу времени, м³/мин, по числу людей, находящихся в забое,

$$Q_l = 6 n,$$

где n — максимальное число рабочих в смене.

3. Количество воздуха, подаваемого в забой в единицу времени, м³/мин, по минимальной скорости его движения

$$Q_b = 60 v_{\min} S_{св},$$

где v_{\min} — минимально допустимая скорость движения воздуха, согласно ПБ при проходке стволов, $v_{\min} = 0,15$ м/с.

4. Производительность вентилятора, м³/мин, определяется по максимальному значению Q из всех трех полученных Q_r , Q_l и Q_c с учетом коэффициента утечек воздуха в трубопроводе, т.е.

$$Q_b = Q_{\max} k_{yt}.$$

Выбор вентилятора осуществляют по расчетным значениям производительности Q_b и статического напора h_b , который он должен обеспечить.

Статический напор или давление, Па, создаваемое вентилятором, определяют по формуле

$$h_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 R_{\text{т}}.$$

По полученным значениям $Q_{\text{в}}$ и $h_{\text{в}}$ по табл. 6.4 подбирают вентилятор. Более точный подбор вентилятора выполняют по номограммам аэродинамических характеристик вентиляторов и трубопроводов.

6.3. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

Погрузка породы при строительстве стволов является одной из наиболее трудоемких и самой длительной операцией проходческого цикла, она занимает до 40–50% его времени. Это обуславливается стесненностью рабочего пространства, наличием в забое подвешного оборудования, бадей, насосов, необходимостью спуска погрузочной машины перед началом погрузки породы и подъемом ее перед взрыванием шпуров и многим другим.

Погрузку породы осуществляют в две фазы. В первую фазу грузят с помощью погрузочных машин породу, не требующую дополнительного рыхления. Во второй фазе погрузки слежавшаяся (в нижней части забоя) порода рыхлится вручную с помощью отбойных молотков, пневмомолотов или пневмомонитора.

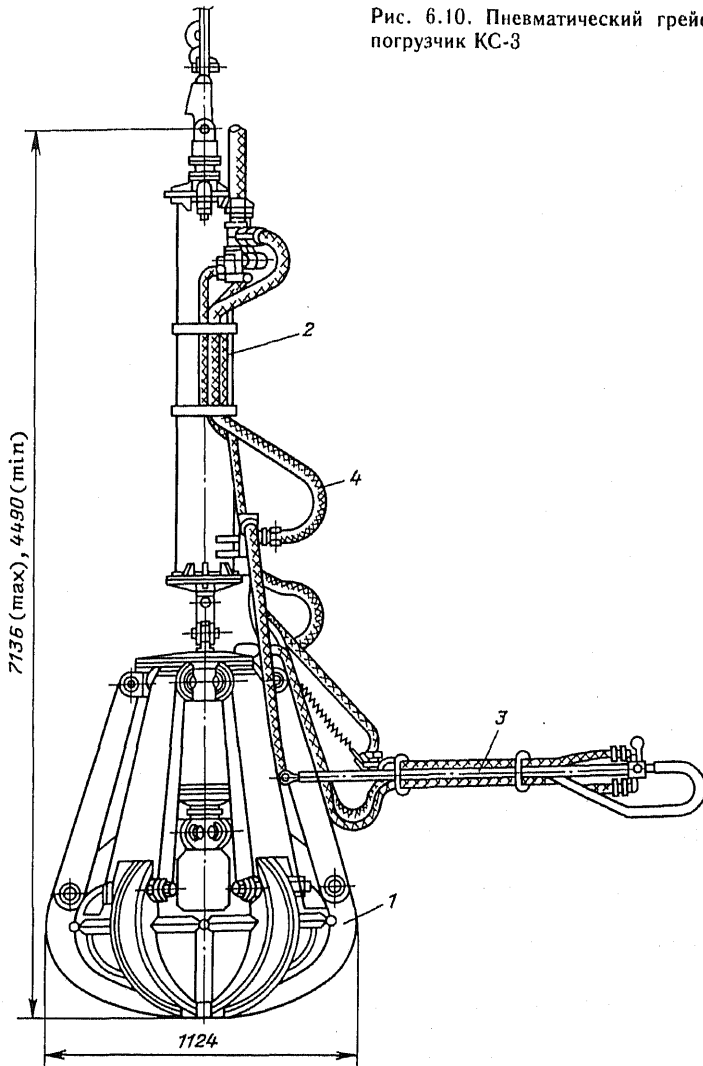
В настоящее время имеет место исключительно механизированная погрузка. Ручной труд в этом процессе используют только для дополнительного рыхления, подкидки породы и зачистки забоя перед бурением.

Все погрузочные машины, применяемые при строительстве стволов, имеют рейферный многолопастной исполнительный орган с ручным или механическим вождением по забою.

Погрузка породы машинами с ручным вождением рейфера. Погрузочные машины с ручным вождением рейфера по забою являются первыми машинами, которые начали применять в России в 1948 г. (пневмопогрузчик БЧ-1, БЧ-3). В настоящее время эти погрузчики основательно модернизированы, и на их основе серийно выпускают погрузчики КС-3, КС-4.

Пневмопогрузчик КС-3 конструкции ЦНИИПодземмаша и Кузнецкого машиностроительного завода (рис. 6.10) состоит из шестилопастного рейфера 1, пневмопогрузчика 2, водила 3 и пневмосистемы 4. Рейфер шарнирно подвешен к цилиндру пневмоподъемника. Водило предназначено для перемещения рейфера по забою и управления его работой. Водило выполнено в виде двух рычагов с муфтами (кранами) управления. С помощью левого рычага управляют пневмоподъемником — спуск и подъем рейфера, правым рычагом открывают и закрывают лопасти рейфера. Пневмопогрузчик подвешивают на канате пневмолебедки ПЛП-1,5 или ЛППГ, установленной на подвесном полке или натяжной раме. Лебедка служит для подъема погрузчика перед взрыванием шпуров или опускания его по мере продвижения забоя.

Рис. 6.10. Пневматический грейферный погрузчик КС-3



Техническая характеристика пневмопогрузчика КС-3

Вместимость грейфера, м ³	0,22
Эксплуатационная производительность, м ³ /ч	12—15
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	8,25
Ход цилиндра пневмопогрузчика, мм	2500
Высота с пневмоподъемником, мм:	
максимальная	7060
минимальная	4400

Диаметр грейфера, мм:	
в раскрытом состоянии	1670
в закрытом состоянии	1120
Масса, кг	900

Цикл погрузки породы состоит из следующих операций: перемещение погрузчика к месту захвата породы, опускание грейфера с раскрытыми лопастями на породу, захват породы с закрытием лопастей, подъем грейфера на высоту бадьи, перемещение и разгрузка породы в бадью.

Усилие перемещения грейфера по забою зависит от высоты подвески, поэтому при большой высоте подвески грейфером управляет один человек, при малой — два. Обычно высоту подвески принимают 15—20 м.

Продолжительность цикла черпания и разгрузки грейфера составляет в среднем 30—40 с.

В зависимости от размеров площади поперечного сечения ствола в забое могут одновременно работать от одного до пяти погрузчиков. Оптимальная площадь забоя на один погрузчик составляет 14—16 м². Таким образом площадь забоя разбивают на ряд секторов, в каждом из которых работает свой погрузчик, при этом его подвеска должна быть в центре обслуживаемого сектора. Если в забое работает три погрузчика и более, то во избежание их взаимных помех под погрузкой должно быть не менее двух бадей, в этом случае применяют двухконцевой подъем.

Суммарная производительность, м³/ч, при работе нескольких погрузчиков

$$\sum P = P n_o k_o ,$$

где P — эксплуатационная производительность погрузчика; n_o — число одновременно работающих погрузчиков; k_o — коэффициент одновременности работы погрузчиков, равный 0,83 при двух и 0,78 при трех погрузчиках.

Эксплуатационная производительность пневмопогрузчика зависит от следующих факторов: числа одновременно работающих погрузчиков, организации работы подъема, качества буровзрывных работ, давления сжатого воздуха, вместимости бадьи и др. Наибольшая производительность достигается при равномерном дроблении породы с крупностью кусков 100—200 мм при давлении сжатого воздуха 0,55—0,6 МПа.

К достоинствам пневмопогрузчика КС-3 относят незначительные затраты времени на подготовительные работы перед погрузкой породы, достаточную маневренность и надежность процесса погрузки. Основными недостатками погрузчика являются малая производительность и использование тяжелого ручного труда при вождении грейфера.

Пневмопогрузчики КС-3 применяют при строительстве стволов глубиной до 200—250 м. Производительность погрузки породы в среднем составляет 12—15 м³/ч.

Погрузка породы машинами с механизированным вождением грейфера. В целях устранения тяжелого ручного труда при погрузке породы

Таблица 6.5

Параметры	Погрузочная машина				
	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	2КС-1МА	КСМ-2у
Вместимость грейфера, м ³	0,65	2 × 0,65	1,25	2 × 1,25	0,4
Техническая производительность, м ³ /мин	1,6	2,4	2,5	4,7	1,0
Эксплуатационная производительность, м ³ /мин	60–80	100–130	100–120	180–200	22
Расход сжатого воздуха при одновременной работе всех двигателей, м ³ /мин	50	100	80	150	50
Высота подъема грейфера, мм	10	10	10	10	8
Средняя продолжительность цикла черпания, с	25–30	25–30	30	30	25–30
Общая установленная мощность пневмодвигателей, кВт	57,1	114,2	104,6	209,2	57,1
Диаметр грейфера, мм:					
в раскрытом состоянии	2500	2500	2900	2900	2180
в закрытом состоянии	1600	1600	2100	2100	1440
Рекомендуемая вместимость бады, м ³	2,5–4	3–5	5–6,5	5–6,5	2–3
Рекомендуемые условия применения:					
глубина ствола, м	200–800	200–800	700–1500	700–1500	До 700
диаметр ствола в черне, м	5,5–6,5	7–8	6,5–8	7,5–8,5	4–5
Масса погрузочной машины, т	10	19,2	21,6	43,9	9,5

разработан ряд машин с механизированным вождением грейфера по забюю, к ним относят КС-2у/40, 2КС-2у/40, КС-1МА, 2КС-1МА и КСМ-2у, технические характеристики которых приведены в табл. 6.5.

Погрузочная машина КС-2у/40 (рис. 6.11) состоит из грейфера 1, подвешенного на канате 3 к тельферу 4. Тельфер имеет лебедку 14, с помощью которой регулируется высота подвески грейфера. Грейфер перемещается в радиальном направлении по раме 6 с помощью тележки 12 и привода 11. Направляющая рама 6 одним концом соединена с центральной опорой 13, а другим — с тележкой поворота 10. К направляющей раме подвешена кабина машиниста 5 с помощью ролика 7. Тележка поворота имеет пневмопривод 9 для перемещения рамы по кольцевому монорельсу 8. Подачу сжатого воздуха осуществляют по пневмокоммуникациям 2.

Погрузочная машина 2КС-2у/40 в отличие от машины КС-2у/40 имеет два грейфера вместимостью по 0,65 м³, две направляющие рамы и два тельфера. Техническая производительность машины 2КС-2у/40 примерно в 1,5 раза больше по сравнению с машиной КС-2у/40.

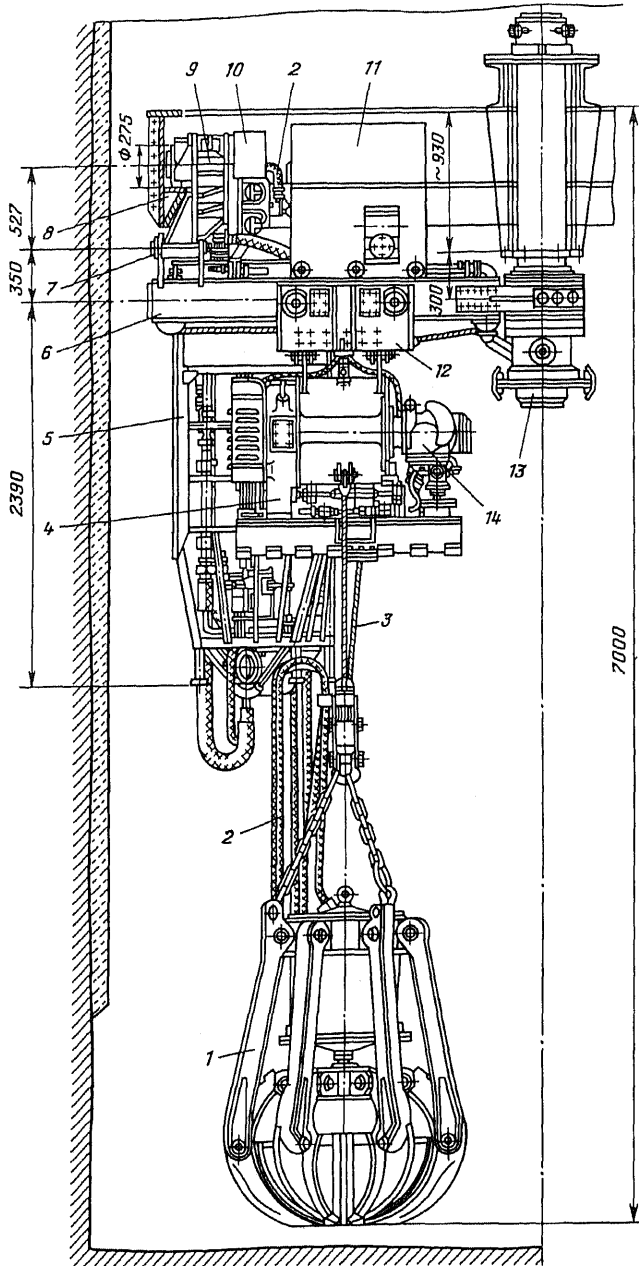


Рис. 6.11. Погрузочная машина КС-2у/40

Погрузочные машины КС-1МА, 2КС-1МА и КСМ-2у имеют аналогичную конструкцию с машиной КС-2у/40, они отличаются друг от друга числом и вместимостью грейферов, производительностью погрузки и конструкцией отдельных узлов.

Все эти машины монтируют под нижним этажом проходческого подвесного полка.

Погрузку породы одногрейферными машинами осуществляют с перецепкой бадей и без нее, а двухгрейферными машинами, как правило, без перецепки бадей.

Для обеспечения безопасности и повышения производительности необходимо четкое взаимодействие работы подъема и погрузочной машины. Это обеспечивается строгим согласованием спуска бадьи и положением поворотной рамы погрузочной машины.

Погрузку породы машинами с механизированным вождением грейфера выполняет звено проходчиков в количестве четырех-пяти человек, из которых один машинист, один на сигнале и два-три человека заняты обслуживанием бадей. При работе без перецепки бадей в забое находятся один-два человека.

Погрузочные машины с механизированным вождением грейфера обеспечивают полную механизацию по погрузке породы в первой фазе. Ручной труд при этом применяют только для приема и перецепки бадей. Производительность погрузки породы по сравнению с машинами типа КС-3 позволяет увеличить темпы проходки стволов в 2–2,5 раза.

При выборе погрузочной машины следует руководствоваться ее техническими возможностями, для того чтобы обеспечить выполнение графика цикличности и заданную скорость проходки.

В целях сокращения времени погрузки породы в стволах большого поперечного сечения и значительной глубины может быть использован забойный перегружатель (рис. 6.12) в комплексе с погрузочными машинами 2КС-2у/40 или 2КС-1МА, у которых один грейфер снимается и заменяется на бункер вместимостью 4,5–6,5 м³ с донной разгрузкой. Открывание и закрывание створок дни-

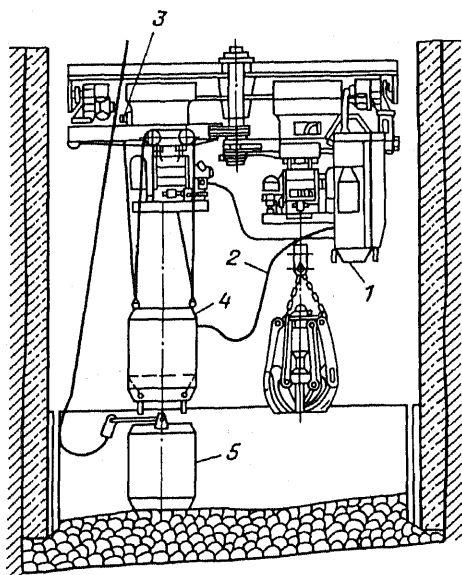


Рис. 6.12. Забойный перегружатель:

1 — погрузочная машина 2КС-2у/40 или 2КС-1МА; 2 — шланг управления затвором; 3 — лебедка ЛППГ для подвески; 4 — забойный перегружатель; 5 — бадья

ща осуществляется с помощью пневмодомкратов. Перегрузатель подвешивают к тельферу на двух канатах через блоки, с помощью которых он может подниматься над бадей под разгрузку и опускаться на забой под погрузку. Во время движения бадей по стволу порода грузят в бункер перегружателя. По прибытии порожней бадей в забой перегружатель поднимают, подводят к баде, открывают створки затвора и порода пересыпается в бадю. Вместимость бункера перегружателя должна соответствовать вместимости бадей с учетом коэффициента заполнения, который принимают равным $0,9 \div 0,95$ (бадь не догружается до верха на 8–10 см).

Применение перегружателя при проходке ствола на шахте «Шахтерская-Глубокая» позволило сократить простой подъема и увеличить производительность погрузки породы на 20%.

Исследованиями ВНИИОМШСа установлено, что при проходке стволов со скоростью 50–60 м/мес удельные затраты времени на погрузку породы с 1 м ствола составляют 2,5–3,5 ч, а при скоростной проходке (250–400 м/мес) это время сокращается до 1–1,5 ч.

Фазы и производительность погрузки породы. В результате производства взрывных работ порода в забое разрушается неравномерно. Верхняя часть забоя разрушается на более мелкие фракции, нижняя — на более крупные и неравномерно. В связи с этим процесс погрузки породы подразделяют на две фазы. Первую фазу осуществляют без применения ручного труда и дополнительного рыхления. Во второй фазе погрузки необходимо дополнительное рыхление и подкидка породы, для того чтобы грейфер мог захватить ее. Рыхление и разборку породы выполняют посредством отбойных молотков, пневмомолов или пневмомониторов, а подкидку — с помощью лопат.

Объем погружаемой породы во второй фазе составляет 10–15% общего объема взорванной породы, а время погрузки занимает 30–35% общего времени погрузки. При этом производительность труда значительно ниже по сравнению с погрузкой в первой фазе. Средняя производительность труда проходчиков во второй фазе составляет 1,5–2 м³/ч, что в 3–4 раза меньше, чем в первой фазе погрузки. Поэтому необходимо стремиться к снижению объема породы, погружаемой во второй фазе. Это может быть достигнуто за счет правильного определения и выбора параметров БВР (глубины шпуров, их расположения в забое, типа ВВ, величины заряда и т.д.).

Производительность погрузки породы зависит от многих факторов и, в частности, от типа погрузочной машины, оснащения подъема (одноконцевой, двухконцевой, с перецепкой или без перецепки бадей), технологической схемы проходки ствола, качества БВР (характера дробления породы), числа занятых рабочих на погрузке, объема породы во второй фазе.

В общем виде производительность погрузки, м³/ч,

$$P_{\text{пог}} = \frac{V k_p}{T_{\text{пог}}},$$

где V — объем погружаемой породы (в массиве), м³; k_p — коэффициент разрыхления породы ($k_p = 1,4 \div 2,2$); $T_{\text{пог}}$ — время погрузки, ч.

Время погрузки всей взорванной породы, ч,

$$T_{\text{пог}} = T_1 + T_2 + T_3,$$

где T_1 и T_2 — время погрузки породы в первой и во второй фазах; T_3 — продолжительность задержек работы подъема и подготовительно-заключительных операций.

1. При совмещенной и параллельно-щитовой схемах проходки время погрузки породы с перецепкой бадей, ч, определяем по формуле:

$$T_1 = \frac{S_{\text{вч}} \mu k_p (l \eta - h_2)}{P_T \alpha_1},$$

где $S_{\text{вч}}$ — площадь поперечного сечения ствола в черне, м²; μ — коэффициент излишка сечения; l — средняя глубина шпуров, м; h_2 — высота слоя породы во второй фазе погрузки, м; η — коэффициент использования шпуров; P_T — техническая производительность погрузочной машины, м³/ч; α_1 — коэффициент, учитывающий изменение производительности машины в первой фазе ($\alpha_1 = 0,75 \div 0,8$).

Значение h_2 в зависимости от типа погрузочной машины принимают при работе пневмопогрузчика КС-3 равным $0,15 \div 0,2$ м, при работе КС-2у/40 $h_2 = 0,25 \div 0,3$ м, при работе КС-1МА $h_2 = 0,35 \div 0,5$ м.

Время погрузки породы во второй фазе

$$T_2 = \frac{S_{\text{вч}} \mu k_p h_2}{n_1 P_1},$$

где n_1 — число рабочих, занятых на погрузке во второй фазе; P_1 — производительность труда рабочего по разборке породы, м³/ч, значение которой в зависимости от типа пород принимают следующим.

Порода	Сланцы ($f = 4 + 6$)	Песчаники, известняки ($f = 7 + 10$)	Крепкие породы ($f = 12 + 16$)
Производительность труда рабочего по разборке породы, м ³ /ч:			
вручную	1,4—1,8	1—1,4	0,6—1
с применением гидромонитора	2,5—3	2—2,5	1—1,8

Продолжительность задержки, ч, погрузки породы из-за подъема (в первой фазе)

$$T_3 = \frac{S_{\text{вч}} \mu k_p t_1 (l \eta - h_2)}{k_3 V_0},$$

где t_1 — продолжительность простоев погрузочной машины из-за маневров бадей в забое (при одноконцевом подъеме $t_1 = 0,012 \div 0,015$ ч, при двухконцевом $t_1 = 0,016 \div 0,02$ ч); k_3 — коэффициент заполнения бадей, $k_3 = 0,9$ (бадьа недогружена до верха на 8—10 см, чтобы не было просыпания породы во время подъема).

Общее время погрузки, ч,

$$T_{\text{пор}} = S_{\text{вч}} \mu k_p \left[\frac{l \eta - h_2}{P_\tau \alpha_1} + \frac{h_2}{n_1 P_1} + \frac{(l \eta - h_2) t_1}{k_3 V_6} \right].$$

Производительность погрузки, м³/ч,

$$P_{\text{пор}} = \frac{V}{S_{\text{вч}} \mu k_p \left[\frac{l \eta - h_2}{P_\tau \alpha_1} + \frac{h_2}{n_1 P_1} + \frac{(l \eta - h_2) t_1}{k_3 V_6} \right]},$$

или

$$P_{\text{пор}} = \frac{l \eta}{\frac{(l \eta - h_2)}{P_\tau \alpha_1} + \frac{h_2}{n_1 P_1} + \frac{(l \eta - h_2) t_1}{k_3 V_6}},$$

где $V = S_{\text{вч}} l \mu \eta k_p$ — объем погружаемой породы, м³.

2. Производительность погрузки породы, м³/ч, при последовательной и параллельной схемах проходки при наличии временной крепи определяем по формуле

$$P_{\text{пор}} = \frac{l \eta}{\frac{(l \eta - h_2)}{P_\tau \alpha_1} + \frac{h_2}{n_1 P_1} + \frac{(l \eta - h_2) t_1}{k_3 V_6} + \frac{l \eta t_2}{l_1 P_2 n_2}},$$

где $\frac{l \eta t_2}{l_1 P_2 n_2}$ — продолжительность установки временной крепи на одну заходку, ч; t_2 — норма времени на установку одного кольца временной крепи с затяжкой стенок ствола, ч; l_1 — шаг установки колец временной крепи ($l_1 = 0,7 \div 1,2$ м); P_2 — норма выработки на установку кольца, ч; n_2 — число рабочих, занятых на установке временной крепи.

Общее время погрузки породы, ч, без перецепки бадей

$$T_{\text{пор}} = T_1 + T_2 + T_n,$$

где T_n — время подъема бадей, ч,

$$T_n = \frac{S_{\text{вч}} l \mu \eta k_p t_n}{k_3 V_6},$$

где t_n — время полного цикла подъема бадей, оно зависит от схемы проходки ствола и типа подъема.

Общее время погрузки породы, ч,

$$T_{\text{пор}} = S_{\text{вч}} \mu k_p \left[\frac{(l \eta - h_2)}{P_\tau \alpha_1} + \frac{h_2}{n_1 P_1} + \frac{l \eta t_n}{k_3 V_6} \right].$$

Производительность погрузки, м³/ч,

$$P_{\text{пор}} = \frac{l \eta}{\frac{(l \eta - h_2)}{P_{\tau} \alpha_1} + \frac{h_2}{n_1 P_1} + \frac{l \eta t_{\text{п}}}{k_3 V_6}}$$

Проведенный сотрудниками ВНИИОМШСа анализ производительности погрузки породы и проходческого подъема при строительстве стволов показывает, что производительность погрузки при подъеме без перецепки бадей при прочих равных условиях меньше производительности погрузки с перецепкой бадей. Применение подъема без перецепки бадей целесообразно при работе погрузочных машин 2КС-2у/40 или 2КС-1МА с двумя грейферами.

Основными направлениями совершенствования процесса погрузки породы и проходческого подъема являются:

применение погрузочных машин с большой вместимостью грейфера с механическим вождением по забою;

использование подвесных перегружателей и бадей большой вместимости;

повышение качества буровзрывных работ для обеспечения равномерности дробления породы;

обеспечение процесса погрузки породы с минимальными простоями, что достигается при согласованной работе погрузочных машин и подъема;

совершенствование механизации уборки породы во второй фазе погрузки.

6.4. ПРОХОДЧЕСКИЙ ПОДЪЕМ

Проходческий подъем предназначен для выдачи из забоя породы, спуска и подъема людей, спуска материалов, оборудования и инструментов, для удаления воды, поступающей в забой.

В комплекс оборудования проходческого подъема входят подъемная машина 1 с канатом 2 (рис. 6.13), копер 3 со шкивами 4 и разгрузочным устройством 5, направляющие канаты 6, направляющая рама 7, прицепное устройство 8, бады 9, подвесной полок 10.

Проходческий подъем в отличие от стационарного подъема при эксплуатации шахт работает в более сложных условиях. Эта сложность обусловливается многообразием функций и постоянно меняющейся глубиной подъема, а также изменением режима работы подъемной машины в течение одного цикла подъема. Кроме того, проходческий подъем отличается от стационарного типом подъемных сосудов (бадь) и необходимостью их перецепки в забое.

Бадьи движутся по стволу по канатным направляющим, а в призабойной зоне — без направляющих. Скорость их движения на различных участках по глубине ствола меняется, т.е. бадьи перемещаются по стволу по сложной тахограмме.

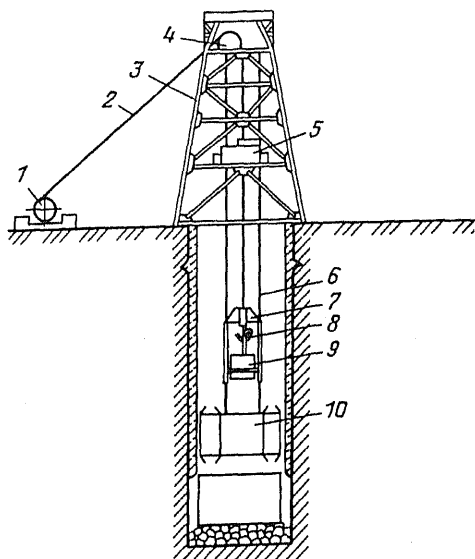


Рис. 6.13. Схема оснащения проходческого подъема

При строительстве стволов применяют одно- и двухконцевой подъемы с временными и постоянными копрами и подъемными машинами.

Одноконцевой подъем оснащают однобарабанной подъемной машиной с одним канатом, в движении по стволу находится одна бадья. Загруженную бадью поднимают на поверхность, в копре ее разгружают и затем спускают в забой. При этом могут быть два варианта — с перецепкой бадей в забое или без перецепки. В первом варианте одна бадья находится в забое под погрузкой, а вторую загруженную поднимают для разгрузки. Затем порожнюю бадью спускают в забой,

прицепное устройство отсоединяют и перецепляют к загруженной бадье, далее цикл повторяют. При этом варианте погрузку породы совмещают с работой подъема.

Во втором варианте без перецепки бадей в работе находится одна бадья при одноконцевом подъеме и во время движения ее по стволу, и во время разгрузки погрузочная машина простаивает.

При *двухконцевом подъеме* применяют двухбарабанную подъемную машину с двумя канатами. В этом случае в работе находятся три бадья — одну грузеную поднимают, вторую порожнюю спускают, а третью в забое загружают. По прибытии порожней бадей в забой осуществляют перецепку и цикл повторяют.

При сравнении этих двух схем установили, что производительность двухконцевого подъема при прочих равных условиях (вместимость бадей, скорость подъема, глубина ствола) больше одноконцевого. Соотношение производительности зависит от глубины ствола и скорости подъема. С увеличением глубины ствола производительность одноконцевого подъема снижается быстрее, чем двухконцевого; при одинаковой вместимости бадей и скорости подъема мощность электродвигателя одноконцевого подъема на 30–35% больше мощности двухконцевого, что объясняется неуравновешенностью системы одноконцевого подъема. Однако одноконцевой подъем обладает большей гибкостью и маневренностью при загрузке бадей в забое. В стволах большой глубины и значительной площади поперечного сечения, а также при использовании бадей большой

вместимости целесообразно вместо двухконцевого подъема применять два одноконцевых; при подъеме без перецепки бадей производительность погрузки снижается по сравнению с подъемом с перецепкой, однако подъем без перецепки создает условия для большей безопасности работ. Повышение производительности подъема без перецепки бадей может быть достигнуто путем увеличения вместимости бадей.

Таким образом, одноконцевой подъем с перецепкой бадей целесообразно применять при такой глубине ствола, когда время погрузки породы будет больше продолжительности полного цикла подъема бадей, т.е. когда погрузочная машина не будет простаивать в ожидании приближения порожней бадей.

Двухконцевой подъем целесообразно применять при строительстве стволов большой глубины и значительной площади поперечного сечения при использовании постоянной подъемной машины. В этих условиях целесообразно также применять два одноконцевых подъема с большой вместимостью бадей.

В практике строительства стволов используют различные варианты подъемов: один одноконцевой с перецепкой бадей; два одноконцевых с перецепкой и без перецепки бадей; один двухконцевой с перецепкой бадей; один двухконцевой и один одноконцевой с перецепкой бадей. Последний вариант обладает достоинством: при погрузке породы в первой фазе двухконцевой подъем работает на выдаче породы, а одноконцевой обслуживает другие работы по проходке ствола (крепление, водоотлив и др.).

РАСЧЕТ ПРОХОДЧЕСКОГО ПОДЪЕМА

Производительность подъема должна быть больше или равна производительности погрузки породы в первой фазе на конечной глубине ствола.

Производительность подъема, $\text{м}^3/\text{ч}$, определяется вместимостью бадей и продолжительностью цикла подъема, т.е.

$$P_{\text{п}} = \frac{3600 V_{\text{б}} k_3}{T_{\text{ц}} k},$$

где $V_{\text{б}}$ — вместимость бадей, м^3 ; k_3 — коэффициент заполнения бадей, равный 0,9; k — коэффициент неравномерности работы подъема, учитывающий время спуска и подъема лиц технического надзора, спуска временной крепи и т.п., $k = 1,3 \div 1,5$; $T_{\text{ц}}$ — продолжительность полного цикла подъема, учитывающая время движения бадей в стволе, простои бадей из-за маневров при погрузке и разгрузке породы и т.п. Продолжительность полного цикла подъема в зависимости от глубины ствола H и максимальной скорости движения бадей v можно определить по формулам, приведенным в табл. 6.6.

Эти формулы могут быть использованы, когда максимальная скорость подъема $v_{\text{мах}} \geq 2,5 \div 3 \text{ м/с}$, а глубина ствола $\geq 150 \text{ м}$.

Таблица 6.6

Технологическая схема проходки ствола	Продолжительность полного цикла подъема $T_{ц}$, с	
	одноконцевого	двухконцевого
Совмещенная схема с одним полком в стволе	$T_{под} = \frac{2H-37}{v} + 2,6v + 144$	$T_{под} = \frac{2H-27}{v} + 1,3v + 116$
Параллельная схема с двумя полками в стволе	$T_{под} = \frac{2H-117}{v} + 2,6v + 194$	$T_{под} = \frac{2H-107}{v} + 1,3v + 166$

Если принять, что производительность подъема $P_{п}$ больше или равна производительности погрузки $P_{пог}$, то необходимую скорость бадьи, м/с, можно определить по формуле

$$v = \frac{\sum P_{пог} T_{ц} k}{3600 k_3},$$

где $\sum P_{пог}$ — суммарная производительность погрузочных машин, м³/ч.

Число подъемов в один час получим из выражения

$$n = \frac{3600}{T_{ц} k}.$$

Исследование зависимости производительности подъема от скорости движения бадьи по стволу и вместимости бадьи показывает, что первый параметр оказывает меньшее влияние на производительность подъема, чем второй. На графике (рис. 6.14) показано изменение производи-

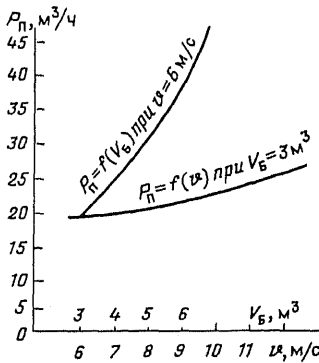


Рис. 6.14. График изменения производительности подъема $P_{п}$ в зависимости от скорости подъема v и вместимости бадьей $V_{б}$

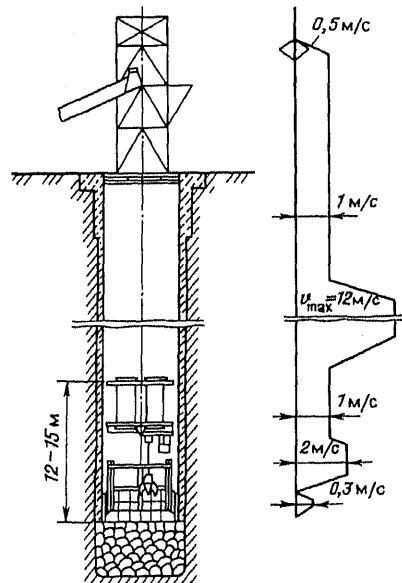


Рис. 6.15. Тахограмма одноконцевого подъема при совмещенной схеме проходки

ности подъема при глубине ствола 700 м, максимальной скорости подъема $v_{\max} = 12$ м/с, постоянной вместимости бадьи $V_6 = 3$ м³ и при той же глубине ствола, постоянной скорости подъема $v = 6$ м/с и различной вместимости бадьи V_6 , равной 3; 5,5 и 6,5 м³. Как следует из графика, увеличение вместимости бадьи значительно эффективнее влияет на производительность подъема, чем увеличение скорости движения бадьи.

Изменение скорости движения бадьи на различных участках по глубине ствола характеризуется тахограммой подъема. Для одноконцевого подъема такая тахограмма показана на рис. 6.15.

При составлении тахограммы следует руководствоваться следующими положениями: движение бадьи без направляющих канатов допускается на участке не более 20 м; максимальная скорость движения без направляющих не должна превышать 2 м/с, при подъеме и спуске людей при движении по направляющим канатам — 8 м/с, при подъеме и спуске грузов — 12 м/с. Подъем бадей из забоя можно осуществлять только после очистки днища от налипших кусков породы. Скорость движения бадьи при опускании на забой не должна превышать 0,3 м/с, а при проходе через проемы (раструбы) подвесного полка или натяжной рамы — 1 м/с, через нулевую раму — 2 м/с.

По рекомендации ВНИИОМШСа, рациональная скорость подъема при глубине ствола $H < 400$ м $v = 3,5 \div 3,7$ м/с, при $H = 400 \div 600$ м $v = 4,2 \div 4,5$ м/с, при $H = 600 \div 800$ м $v = 4,8 \div 5,5$ м/с и при $H > 800$ м $v = 5,8 \div 6,5$ м/с.

ОБОРУДОВАНИЕ ПОДЪЕМА

К оборудованию горнопроходческого подъема относят подъемные машины, копры, бадьи, прицепные устройства, направляющую рамку, подъемные канаты, направляющие и подвесные канаты, сигнализацию, ляды с приводом для их открывания и закрывания.

Подъемные машины. При строительстве стволов применяют одно- и двухбарабанные подъемные машины с диаметром барабанов от 4 до 6 м типа ЦР и 2Ц, а при строительстве с использованием башенных копров — типа ЦШ.

В Донгипрошахтстрое разработали передвижные подъемные установки типа ППМ и МПП разных модификаций с различными техническими характеристиками. Передвижные установки (рис. 6.16) состоят из следующих блоков, собранных на заводе: металлической рамы, подъемной машины, электропривода, пусковой аппаратуры, агрегата торможения с магнитной станцией и пульта управления.

Применение передвижных подъемных установок позволяет снизить продолжительность строительства ствола за счет сокращения продолжительности монтажных работ по оборудованию подъема.

Копры. При строительстве стволов используют временные проходческие и постоянные копры. Наибольшее распространение получили временные проходческие копры конструкции ВНИИОМШСа (рис. 6.17). Эти копры изготавливают из бесшовных стальных труб, соединенных

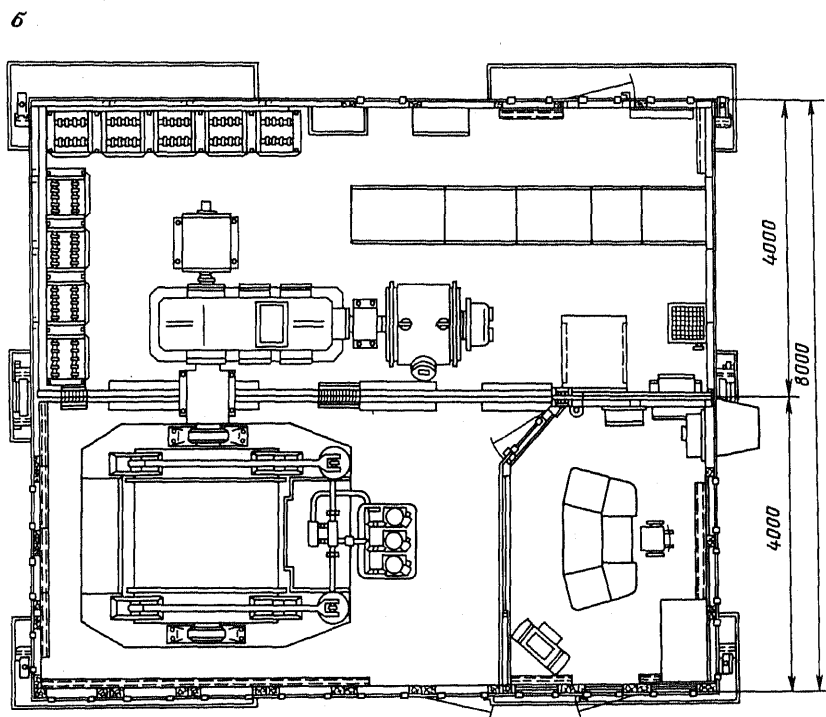
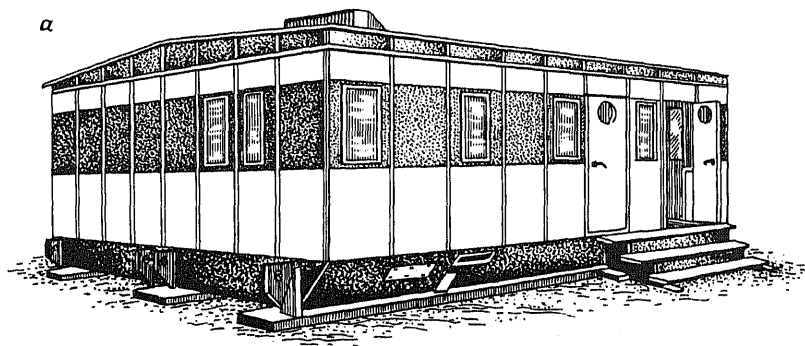


Рис. 6.16. Передвижная проходческая подъемная машина ППМ-2/1,5:
а — общий вид; *б* — план

между собой на фланцах и болтах. В верхней части копра размещается подшивная площадка, на которой монтируют шкивы для подъемных и направляющих канатов, а также для навески оборудования в стволе. Над подшивной площадкой смонтирована надстройка с тельфером для установки шкивов. Для подъемных канатов применяют шкивы диаметрами

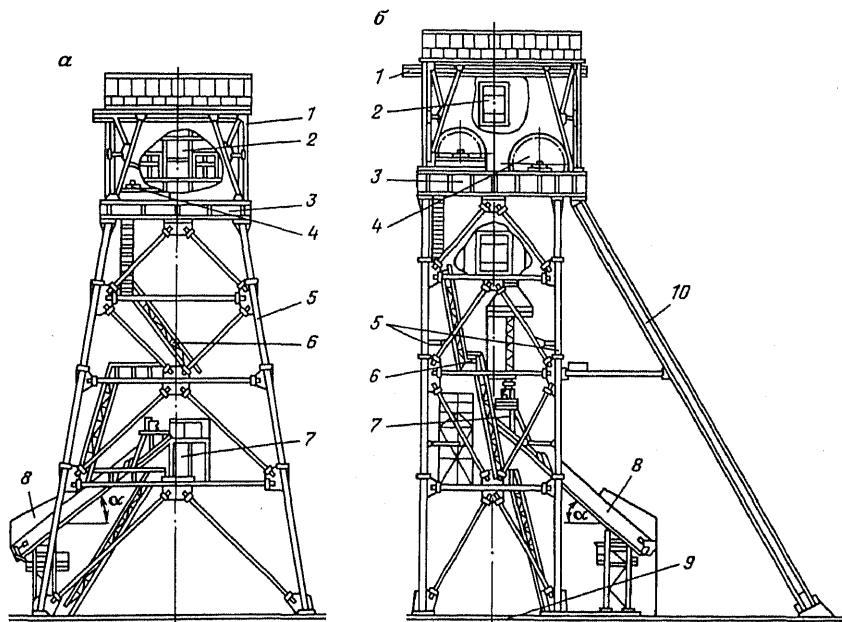


Рис. 6.17. Проходческие копры конструкции ВНИИОМШСа:

а — шатровый; *б* — укосный; 1 — надстройка; 2 — тельфер; 3 — подшивная площадка; 4 — шкив; 5 — ноги копра; 6 — лестница; 7 — разгрузочный станок; 8 — желоб; 9 — нижняя приемная площадка; 10 — укосина

1,6; 2, 2,5 и 3 м, а для подвески оборудования шкивы диаметрами 0,4; 0,6; 0,9 и 1,2 м. Внутри копра располагают лестницу, разгрузочный станок и нижнюю приемную площадку.

Бадью разгружают путем опрокидывания в станке, и порода по желобу поступает в автосамосвал и далее транспортируется в отвал. С нижней приемной площадки осуществляют спуск людей, материалов и оборудования, монтаж ставов труб.

Устье ствола перекрывают нулевой рамой, изготавливаемой из двутавровых балок № 24–40. Поверх балок настилают рифленое листовое железо с проемами для пропуска бадей, ставов труб и канатов. Бадьевые проемы перекрывают лядами с приводом для их открывания и закрытия.

Копры устанавливают на бетонных фундаментах с анкерами крепления. Снаружи копры обшивают асбоцементными или специальными (утепленными) стеновыми панелями, а иногда профилированными листами из легких сплавов.

Проходческие копры изготавливают шести типов (табл. 6.7). Копер подбирают в зависимости от глубины и размеров поперечного сечения ствола.

Таблица 6.7

Копер	Наибольшая глубина ствола, м	Диаметр ствола в свету, м	Размеры подшивной площадки в плане, м	Расстояние между опорами копра в плане, м	Высота до подшивной площадки, м	Масса копра, т
I	400	6	5,5 × 5,5	12 × 12	19	35,1
II	800	6,5	7,0 × 7,0	14 × 14	20,5	60
III	1100	7	7 × 7,95	12 × 7	22	80,2
IV	1400	9	8,0 × 8,56	14 × 8	22,5	93
«Север-1»	1200	8	8,0 × 8,0	15 × 15	22	90
«Север-2»	1600	9	9,0 × 9,0	16 × 16	26	125

Копры типа I и II имеют шатровую конструкцию, а III и IV — прямоугольную с укосиной. Копры «Север-1» и «Север-2» предназначены для северных районов, имеют утепленную обшивку и отапливаются. Копер конструкции Донгипрооргшахтостроя (рис. 6.18) собирают из двух секций с шарнирными опорами на фундамент. Секции при монтаже поднимают тихоходными лебедками и соединяют в единую конструкцию. Копер оборудован двухъярусной подшивной площадкой, разгрузочным станком, породными желобами и нулевой рамой.

Применение этого копра позволяет сократить продолжительность монтажных работ в три раза по сравнению с использованием обычных копров. Копры конструкции Донгипрооргшахтостроя предназначены как для проходки ствола, так и для второго периода строительства шахты (проведение подготовительных и нарезных горных выработок). Для этого на подъемные канаты через шкивы верхнего яруса навешивают клетки, а шкивы на нижнем ярусе служат для подвески проходческого оборудования. Такой вариант переоснащения подъема дает возможность значительно сократить переходный период от строительства ствола к проведению горизонтальных и наклонных выработок.

Применение крупноблочных копров Донгипрооргшахтостроя позволяет сократить продолжительность монтажных работ в 2 — 3 раза по сравнению с использованием копров конструкции ВНИИОМШСа.

Постоянные эксплуатационные башенные и металлические копры с укосиной применяют при строительстве стволов большой глубины и значительной производственной мощности шахт.

Башенные копры с многоканатными подъемными машинами имеют размеры в плане 18 × 18 или 24 × 24 м, высоту до 65 м на клетевых стволах и до 120 м на скиповых стволах. Продолжительность строительства таких копров составляет 1,5—2 года.

Использование башенных копров при строительстве стволов может быть осуществлено по двум вариантам: а) до начала проходки ствола заканчивают строительство копра, монтаж многоканатной подъемной машины и осуществляют подъем с помощью этой машины; б) проходят устье ствола, сооружают фундамент копра, возводят 3—4 этажа копра на высоту до 30 м, в копре устанавливают временную подшивную пло-

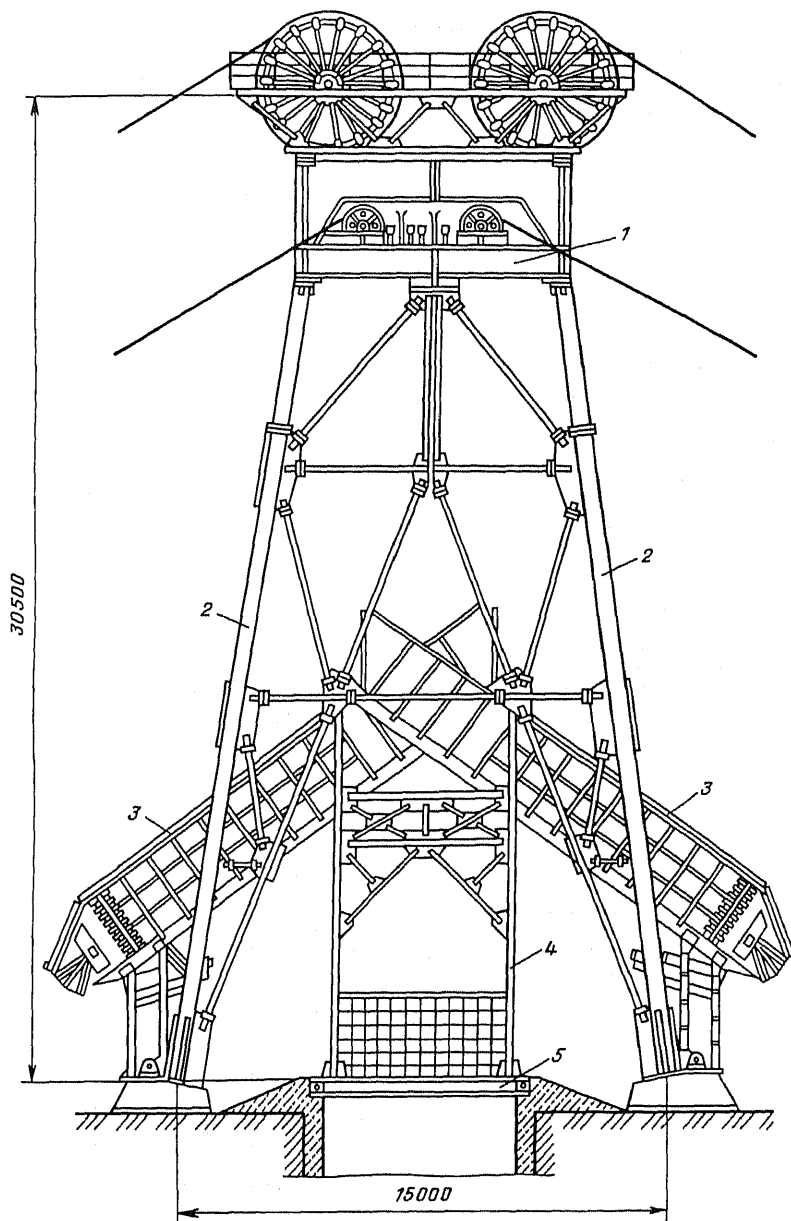


Рис. 6.18. Копер конструкции Донгипрооргшахтоостроя:

1 — подшивная площадка; 2 — секции копра; 3 — желоба с затворами; 4 — разгрузочный станок; 5 — нулевая рама

щадку, временную разгрузочную площадку, на нулевой отметке у копра монтируют одну или две подъемные машины. При последнем варианте одновременно с проходкой ствола заканчивают строительство копра и монтаж постоянной подъемной машины. Этот вариант используют чаще, он имеет преимущества по сравнению с первым вариантом, так как в этом случае обеспечивается наибольшее совмещение работ при проходке стволов и сокращается продолжительность строительства шахты.

При применении для строительства стволов постоянных металлических копров с укосиной необходимо переоборудование подшивной площадки для установки дополнительных шкивов проходческого подъема, направляющих канатов, подвесного полка, ставов труб и т.д. Внутри копра монтируют разгрузочный станок с породными лотками, осуществляют усиление копра.

Проходческие бадей. Подъем породы на поверхность, спуск и подъем людей, материалов и инструментов при строительстве стволов выполняют с помощью бадей.

Используют два типа бадей: самопрокидные (БПС) и несамопрокидные (БПН). Самопрокидные бадей (БПС) (рис. 6.19, а) представляют собой сварной металлический цилиндр 1 с шар-

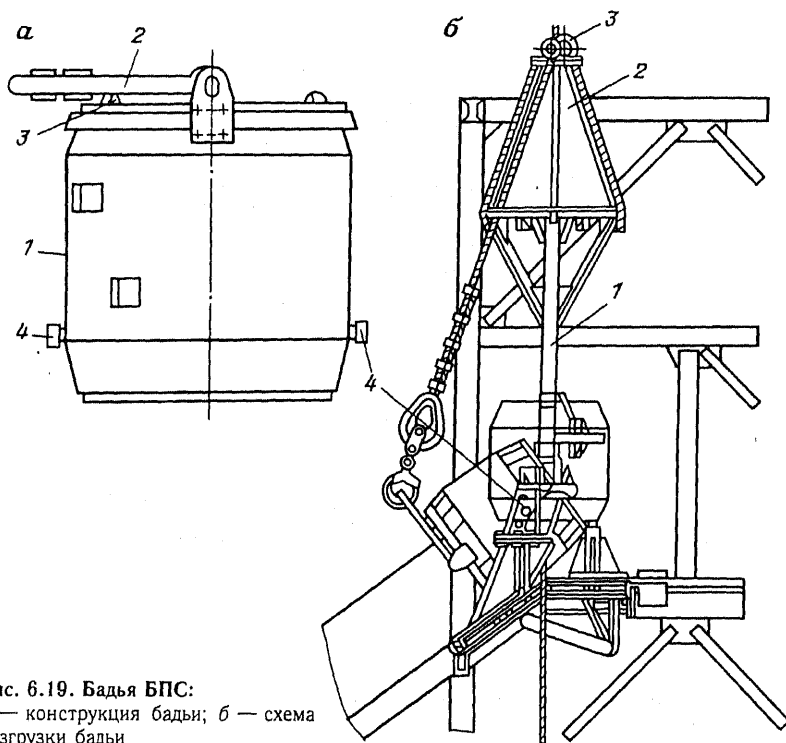


Рис. 6.19. Бадья БПС:
а — конструкция бадьи; б — схема разгрузки бадьи

нирно присоединенной к нему дужкой 2. На верхней кромке корпуса бадьи имеются два упора (сухаря) 3, которые предназначены для предохранения рук рабочих во время перецепки бадьи. Для опрокидывания бадьи в разгрузочном станке и фиксирования ее в направляющей рамке на корпусе приварены цапфы 4. Дужка бадьи кованая диаметром 50—60 мм с усиливающей ее перемычкой в верхней части.

Направляющая рамка служит для предотвращения вращения и раскачивания бадьи во время движения по направляющим канатам. Направляющая рамка бадьи БПС (рис. 6.19, б) включает в себя каркас 1 из стальных уголков, на который опирается предохранительный зонт 2. Стойки каркаса имеют пазы, в которые входят цапфы бадьи. По углам направляющая рамка обладает кольцевыми чугунными вкладышами, через которые проходят направляющие канаты. В верхней части рамки имеется ролик 3 для подъемного каната. Зонт служит для предохранения рабочих, находящихся в бадье, от случайно упавших в ствол предметов.

Бадьи БПС типизированы и имеют вместимость от 1 до 6,5 м³, их технические характеристики приведены в табл. 6.8.

Разгрузка бадьи в разгрузочном станке происходит следующим образом. При выходе из ствола груженую бадью с направляющей рамкой поднимают над верхней приемной площадкой, ляды на площадке закрывают и бадью опускают на кронштейны 4. При опускании бадьи (см. рис. 6.19, б) ее цапфы входят в эксцентрические гнезда кронштейнов, и, вращаясь на цапфах, она опрокидывается. Порода из бадьи разгружается в желоб и далее в самосвал. После разгрузки породы подъемный канат натягивается, бадья занимает вертикальное положение и вместе с рамкой приподнимается над лядами на 0,5 м. Затем ляды открывают и бадью спускают в ствол.

Таблица 6.8

Параметры	БПС-1	БПС-1,5	БПС-2	БПС-2,5	БПС-3	БПС-4	БПС-5	БПС-5,5	БПС-6,5
Вместимость, м ³	1	1,5	2	2,5	3	4	5	5,5	6,5
Диаметр конуса, мм	1150	1300	1400	1600	1600	1800	1800	2050	2050
Высота конуса, мм	1100	1250	1350	1400	1450	1600	1750	1720	2200
Масса, кг	400	650	770	920	1050	1550	1680	1750	2050
<i>Направляющие рамки</i>									
Расстояние между канатами, мм	1350	1650	1830	1830	1830	1830	2300	2300	2300
Высота, мм	4020	5100	5200	4675	4675	4675	5700	5700	6350
Ширина, мм	1420	1570	1724	1904	1904	1904	2428	2428	2428
Масса, кг	330	580	590	600	600	1000	1000	1000	1060

Открытие и закрывание ляд осуществляют автоматически с помощью электропривода, расположенного на верхней приемной площадке. При опускании бадей через подвесной полк направляющая рамка задерживается на раструбе подвесного полка, и дальнейшее движение бадей в забой происходит без направляющих канатов.

Для совершенствования конструкции проходческих бадей ЦНИИПодземмаш и Ясиноватский машиностроительный завод разработали и серийно выпускают бадейные комплексы БПСМ и БПСД с бадьями вместимостью от 0,5 до 8 м³. Эти комплексы позволяют увеличить скорость прохождения бадей через раструбы полка, сократить время разгрузки бадей и продолжительность цикла подъема.

Несамоопрокидываемые бадей (БПН) (рис. 6.20, б) по конструкции аналогичны бадьям БПС и отличаются отсутствием у них цапф. Эти бадей имеют вместимость 0,75 и 1 м³. Направляющая рамка БПН (рис. 6.20, а) состоит из каркаса 1 и зонта 2. По углам каркаса вмонтированы чугунные вкладыши 3, через которые пропускаются направляющие канаты, а в середине вкладыш 4 для пропуска подъемного каната.

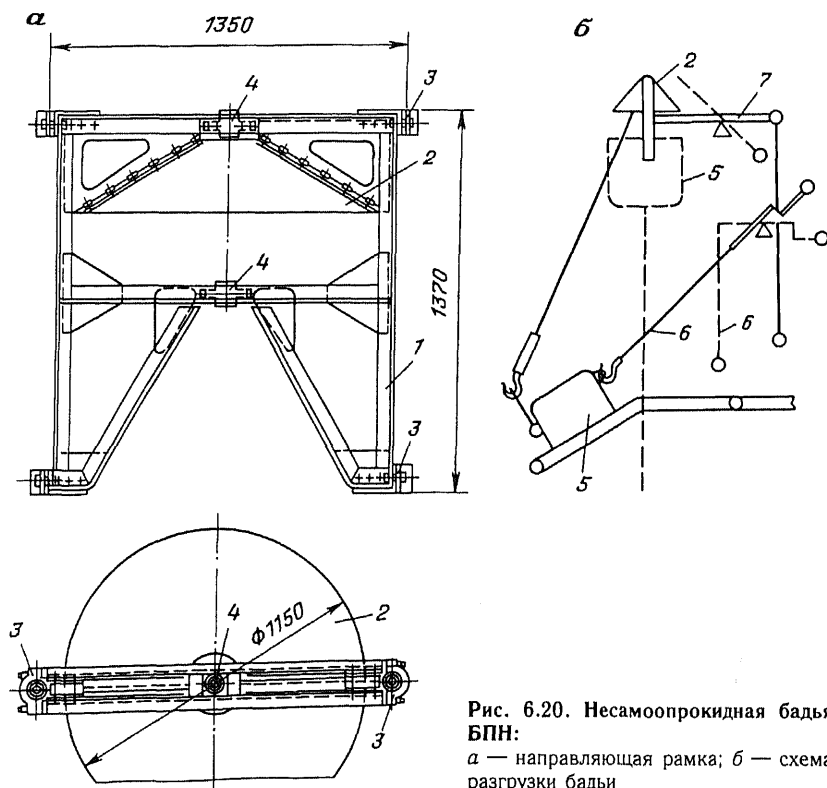


Рис. 6.20. Несамоопрокидываемая бадья БПН:

а — направляющая рамка; б — схема разгрузки бадей

При использовании БПН раструбы в подвесном полке должны иметь гладкую внутреннюю поверхность, на разгрузочной площадке ляды не снабжены кронштейнами. Разгрузку бадей 5 осуществляют путем опрокидывания с помощью крюка и троса 6, зацепляемого за кольцо на днище бады. При опрокидывании бады направляющая рамка с зонтом 2 удерживается в верхнем положении стопорным устройством 7. После разгрузки бадю вместе с рамкой спускают в ствол по направляющим канатам.

БПН имеет меньшую скорость движения по стволу, поэтому необходимо больше времени для разгрузки, в результате чего снижается производительность подъема. Бады БПН применяют в стволах небольших глубины и площади поперечного сечения.

При расчете производительности проходческого подъема вместимость бадей, м³, определяют исходя из суммарной производительности погрузочных машин, продолжительности цикла подъема с учетом неравномерности работы подъема по формуле

$$V_6 = 1,1 \sum P_{\text{пог}} T_{\text{ц}} k,$$

где $\sum P_{\text{пог}}$ — суммарная производительность погрузочных машин, м³/с; $T_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла подъема без учета времени на перецепку бадей, с; k — коэффициент неравномерности работы подъема, $k = 1,3 \div 1,5$.

По рекомендации ВНИИОМШСа рациональная вместимость бады, м³, может быть определена из следующего выражения:

$$V_6 = k_{\text{т}} P_{\text{п}}^4 \sqrt[4]{H},$$

где $k_{\text{т}}$ — коэффициент, учитывающий тип тахограммы подъема и равный 0,034 ÷ 0,03 при параллельной схеме проходки ствола и 0,0315 ÷ 0,0285 при совмещенной схеме; $P_{\text{п}}$ — производительность подъема, м³/ч; H — глубина ствола, м.

Прицепные устройства. Предназначены для подвески бадей к подъемному канату. Требования к прицепным устройствам — исключить возможность самопроизвольного отцепления бады; обеспечить быструю и безопасную перецепку бадей в забое, а также прочность прицепного устройства, которая должна быть не меньше прочности подъемного каната.

В зависимости от типа подъемных канатов и статической концевой нагрузки применяют в основном два вида прицепных устройств — УПЗ и УПП.

Прицепное устройство УПП (рис. 6.21) предназначено для прядевых канатов с концевой нагрузкой от 28 до 78 кН и состоит из крюка 1 с хвостовиком и защелкой 2, вертлюга 3, траверсы 4, коуша 5, зажимов 7, амортизатора 8 и клина коуша 6. Предохранительная защелка на крюке исключает самопроизвольный выход дужки бады из зева крюка. Крепление каната осуществляют с помощью клина коуша 6 и двух пар зажимов 7. Между нижними и верхними зажимами оставляют контрольную петлю каната, по положению которой судят о надежности крепления каната в

Рис. 6.21. Прицепное устройство УПП

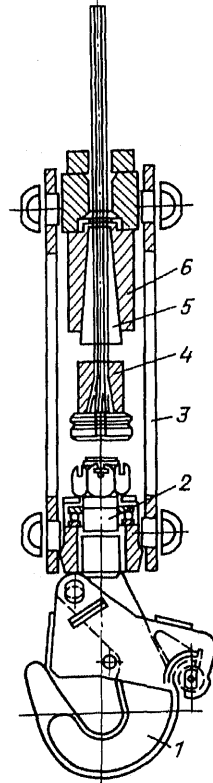
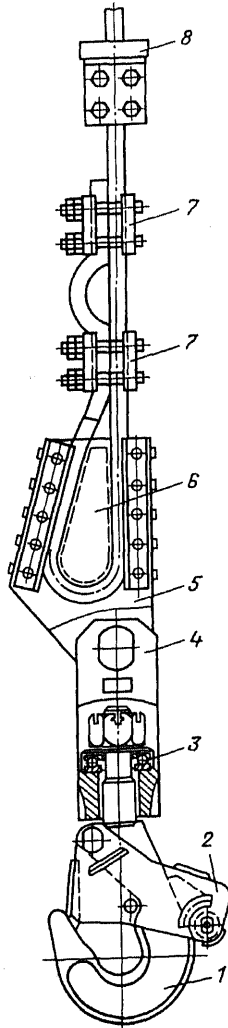


Рис. 6.22. Прицепное устройство УПЗ

коуше. При обнаружении проскальзывания каната необходимо прицепное устройство заменить.

Прицепное устройство УПЗ (рис. 6.22) предназначают для закрытых канатов с концевой нагрузкой от 39 до 147 кН (в стволах большой глубины), оно состоит из крюка 1 с защелкой, вертлюга 2, траверсы 3, игольчатой муфты 4, трех конусных клиньев 5, обжимающих канат, и цапфовой втулки 6. Подъемный канат пропускают через цапфовую втулку 6 и запрессовывают конусными клиньями. Распущенный конец каната расклинивают в игольчатой муфте секторными клиньями и иглами.

Подъемные канаты. Они служат для подвески бадей, скипов, клетей. Для проходческого подъема в стволах глубиной до 700 м применяют малокрутящиеся круглопрядные канаты (ГОСТ 10828—75), в стволах большой глубины используют канаты закрытой конструкции (ГОСТ 10506—76). Диаметр подъемных канатов 25—43,5 мм, запас прочности как минимум семикратный.

Для направляющих канатов применяют многопрядные малокрутящиеся канаты (ГОСТ 16827—81).

Для подвески проходческого полка, опалубки, ставов труб, насосов, кабелей и другого оборудования используют шестипрядные и многопрядные канаты (ГОСТ 16827—81; 16828—81; 10596—76), для подвески спасательной лестницы — многопрядные закрытые канаты (ГОСТ 16828—81).

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ПОРОДЫ НА ПОВЕРХНОСТЬ

Породу от ствола в отвал обычно отвозят автосамосвалами. Этот вид транспорта обеспечивает наиболее высокую маневренность и экономичность.

Необходимое число самосвалов и их грузоподъемность определяют исходя из условий производительности подъемной установки, расстояния от ствола до породного отвала, средней скорости движения самосвала. Производительность при транспортировании породы самосвалами должна быть на 10—20% больше максимальной производительности при проходческом подъеме.

Для увеличения эффективности использования автосамосвалов, а также учитывая неравномерность работы подъема по выдаче породы в течение суток, около копра под разгрузочным желобом сооружают заглубленный аккумуляторный бункер, из которого в дневную смену породу скрепером грузят в автосамосвалы и отвозят в отвал. Вместимость бункера зависит от количества выдаваемой породы из ствола и грузоподъемности автосамосвалов, обычно она составляет от 30 до 150 м³ в зависимости от диаметра ствола и скорости проходки.

6.5. ВОДООТЛИВ

Общие сведения. Строительство стволов шахт обычно сопровождается притоками воды в большем или меньшем количестве в зависимости от гидрогеологических свойств пересекаемых пород, коэффициента фильтрации, площади поперечного сечения ствола, водопроницаемости крепи. Вода в ствол может поступать непосредственно из обнаженных водоносных пород или через стенки крепи. Наличие притока воды при проходке стволов отрицательно сказывается на производительности труда проходчиков, скорости проходки и качестве бетонной крепи. Исследованиями ВНИИОМШСа установлено, что при притоках воды от 6 до 12 м³/ч производительность труда снижается на 10%, а при притоках до 20 м³/ч и более — на 25—30%. При увеличении притока на 1 м³ скорость проходки снижается на 1%.

Проникающая через крепь вода вымывает цемент из свежесушеного бетона, что сопровождается снижением его прочности и водонепроницаемости. Анализ изменения притока воды при строительстве стволов показывает, что в большинстве случаев на небольших глубинах в зоне гидравлической активности приток составляет до 30 м³/ч, ниже с глубиной он уменьшается. Например, на глубине 400–500 м приток составляет 10–15 м³/ч, а на глубине более 800 м — 0,5–2 м³/ч.

Согласно СНиП III-11-70, строительство стволов в неустойчивых породах независимо от ожидаемого притока воды надлежит вести с применением специальных способов (тампонаж, предварительное замораживание и др.). В устойчивых породах при притоках воды не более 8 м³/ч стволы проходят обычным способом, в отдельных случаях при соответствующем технико-экономическом обосновании допускается проходить стволы обычным способом при притоках воды до 20 — 25 м³/ч.

При строительстве стволов существуют три основных способа борьбы с водой: непосредственный водоотлив, т.е. откачка воды из забоя ствола с помощью водоотливных средств; водоулавливание, т.е. улавливание воды до поступления ее в забой с последующей откачкой на поверхность; предварительное искусственное закрытие трещин и водотоков путем заполнения их цементным, глинистым раствором, битумом или посредством предварительного замораживания пород вокруг ствола.

Непосредственный водоотлив осуществляют при помощи бадей или насосов.

Бадейный водоотлив. При использовании этого способа поступающую в забой воду переносными пневматическими насосами Н-1м, «Байкал» (рис. 6.23, табл. 6.9) перекачивают в бадью, заполняя пустоты между кусками породы (рис. 6.24), и поднимают на поверхность. Во время бурения и зарядания шпуров, при возведении постоянной крепи воду из забоя выдают в бадьях без породы.

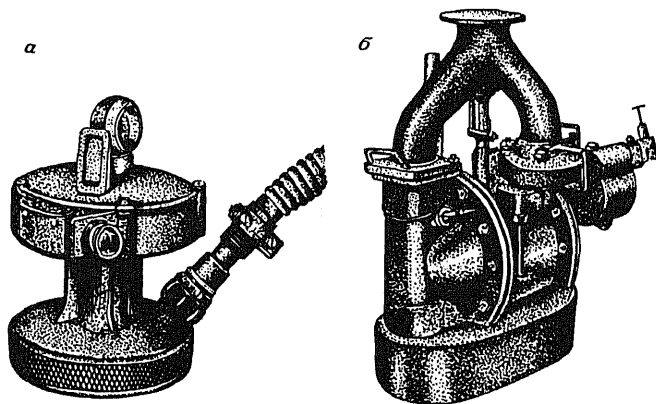


Рис. 6.23. Забойные насосы:
а — турбонасос Н-1м; б — диафрагменный насос «Байкал-2»

Таблица 6.9

Насос	Подача, м ³ /ч	Давление, МПа	Мощность двигателя, кВт	Расход воздуха, м ³ /с	Общие размеры, мм			Масса, кг
					длина	ширина	высота	
<i>Подвесные проходческие насосы</i>								
НП-2	35	1,5	28	—	3100	635	635	1450
ППН-50-12м	50	2,5	75	—	800	950	950	2565
<i>Пневматические забойные насосы</i>								
Н-1м	25	0,4	—	0,1	490	450	300	30
«Байкал-2»	18	0,4	—	0,05	510	472	672	76
«Малютка»	15	0,04	—	0,015	270	260	275	12,8
<i>Перекачные насосы горизонтальные</i>								
ВП-3с	50	3,6	100	—	5040	1020	992	2500
4МС	60	3,3	75	—	—	—	—	—
4НШВМ-7 × 6	70	4,0	125	—	2738	1140	928	3095
ЦНС-300	300	1,2	160	—	—	—	—	—

Производительность бадейного водоотлива, м³/ч, может быть определена по формуле

$$Q_6 = \frac{3600 V_6 k_3 \mu_0}{k_n T_{ц}}$$

где V_6 — объем бадьи, м³; k_3 — коэффициент заполнения бадьи породой, $k_3 = 0,9$; k_n — коэффициент неравномерности работы подъема, $k_n = 1,3 \div 1,5$; μ_0 — коэффициент заполнения водой пустот в породе, $\mu_0 = 0,45 \div 0,5$; при откачке воды в бадье, не загруженной породой, $\mu_0 = 1$; $T_{ц}$ — продолжительность цикла подъема, с.

При оснащении ствола двумя подъемными установками производительность водоотлива бадьями будет равна сумме производительностей водоотлива каждой установки. Производительность водоотлива бадьями при хорошей организации подъема может достигать 20–25 м³/ч.

Бадейный водоотлив при соответствующих притоках воды является наиболее

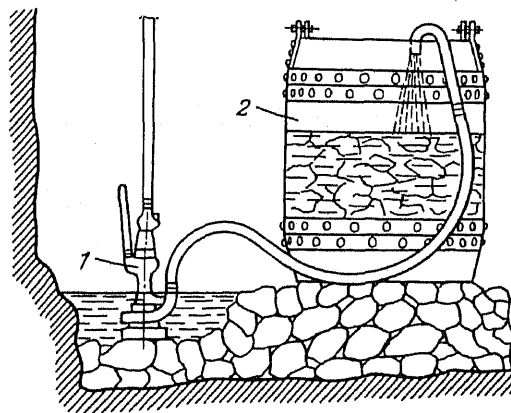
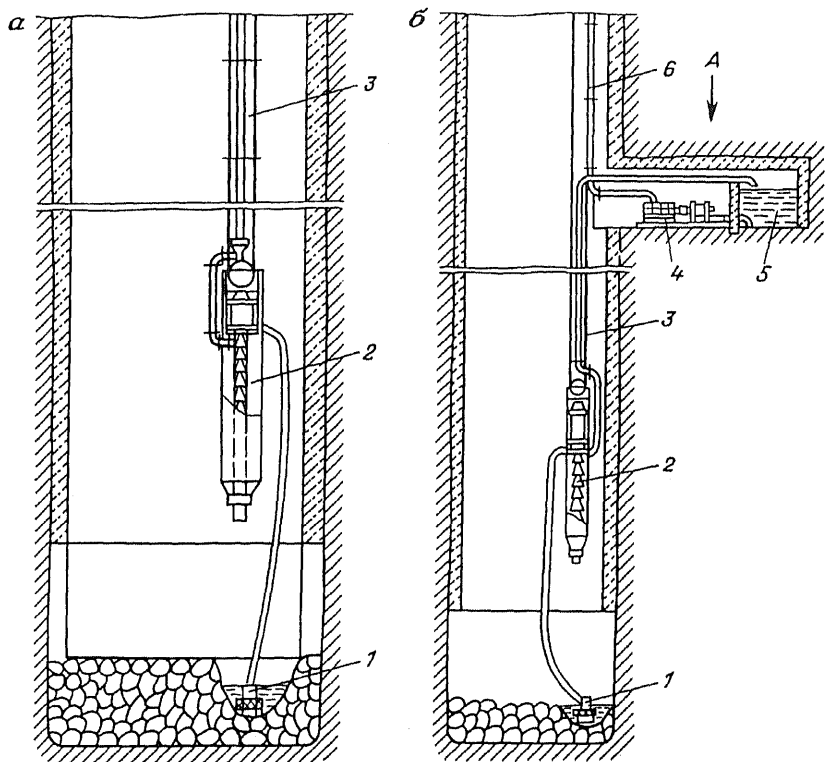


Рис. 6.24. Схематическое изображение водоотлива с помощью бадей:

1 — пневматический насос; 2 — бадьи



Вид А

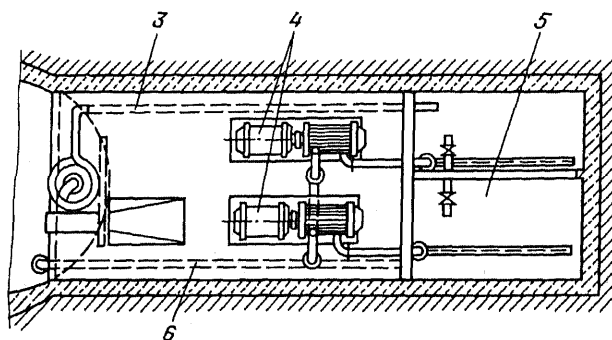


Рис. 6.25. Схемы водоотлива при строительстве стволов:
а — без перекачных станций; *б* — с перекачной станцией (двухступенчатая);
 1 — забойный насос; 2 — подвесной проходческий насос; 3 — водоотливной став подвесного насоса; 4 — горизонтальный насос; 5 — водосборник; 6 — водоотливной став горизонтального насоса

лее эффективным, так как исключает необходимость оснащения ствола громоздкими насосами и оборудованием к ним.

Водоотлив с помощью насосов. Водоотлив посредством насосов применяют при наличии значительных притоков воды, когда бадьевой водоотлив не обеспечивает полностью удаление воды из забоя или когда приток воды может неожиданно увеличиться.

Для откачки воды из ствола применяют подвесные вертикальные и горизонтальные стационарные насосы. Основные характеристики насосов приведены в табл. 6.9.

Водоотлив насосами можно осуществлять по трем основным схемам: *одноступенчатой*, *двухступенчатой* и *многоступенчатой*. При *одноступенчатой* схеме (рис. 6.25) воду из забоя подвесным насосом по ставу труб откачивают непосредственно на поверхность земли. Насос подвешивают в стволе на двух канатах через блок в раме насоса. К подвесным канатам хомутами крепят став водоотливных труб. Нарращивание става при опускании насоса в забой и демонтаж нескольких звеньев става перед взрывными работами осуществляют в устье ствола на нулевой раме. При откачке воды насос располагают на расстоянии 4–5 м от забоя. Всасывающее устройство (храпок) насоса опускают в приямок в забое, в котором собирается вода. Перед взрыванием шпуров насос поднимают на безопасную высоту (20–25 м).

Откачку воды по одноступенчатой схеме можно осуществлять только при условии, что глубина ствола не превышает высоту напора, которую может создать подвесной насос (практически это до 300–350 м).

При *двухступенчатой* схеме водоотлива воду из забоя перекачивают на высоту до 40 м переносными забойными насосами по шлангам в бак (обычно в бадью), откуда с помощью подвесного вертикального насоса откачивают на поверхность. Перекачной бак вместимостью 2,5–3 м³ устанавливают на подвесной полке или натяжной раме или подвешивают вместе с вертикальным насосом на подвесных канатах (см. рис. 6.25, а). Схема двухступенчатого водоотлива имеет следующие преимущества по сравнению с одноступенчатой схемой: перекачной насос с баком подвешены на безопасном расстоянии от забоя (до 40 м), вследствие чего устраняется необходимость его подъема перед взрыванием шпуров; легкие забойные насосы не загромождают рабочее пространство в забое и надежны в работе; перекачной подвесной насос откачивает воду из бака с предварительным ее осветлением; включение и выключение перекачного насоса осуществляется автоматически в зависимости от уровня воды в баке. Область применения двухступенчатой схемы ограничивается напором перекачного насоса. Эту схему обычно используют в стволах глубиной до 300–350 м с насосами ППН-50-12м; НП-2.

Многоступенчатую схему водоотлива (см. рис. 6.25, б) применяют в стволах, глубина которых превышает напор насосов второй ступени, она представляет собой дальнейшее развитие двухступенчатой схемы. Подвесной вертикальный насос в этом случае откачивает воду в перекачную станцию, из которой ее с помощью горизонтальных насосов ВП-3с, 4НШВМ-7 × 6 подают на поверхность земли или в следующую

перекачную станцию. При использовании современных насосов можно сооружать промежуточные перекачные станции через 300—500 м. Эти станции размещают как в поперечном сечении ствола, так и в камерах около ствола или околоствольном дворе. Вместимость водосборника перекачной станции должна быть не менее часового притока воды в ствол. Став водоотливных труб от перекачной станции подвешивают к крепи ствола с помощью кронштейнов и хомутов.

В перекачных станциях устанавливают два насоса — рабочий и резервный. Производительность насосов, м³/ч, в зависимости от притока воды в ствол может быть определена из следующего выражения:

$$Q_n = \frac{24 c q_b}{T_n},$$

где c — коэффициент неравномерности притока воды в ствол, $c = 1,3 \div 1,5$; q_b — максимальный ожидаемый приток воды, м³/ч; T_n — число часов работы насоса в течение суток, $T_n = 20$ ч.

Потребный напор насоса, м, находим по формуле

$$H = (H_n - h_b) k_r,$$

где H_n — геометрическая высота нагнетания насоса, м; h_b — требуемая вакуумная высота всаса, $h_b = 4 \div 6$ м; k_r — коэффициент гидравлических потерь в нагнетательном и всасывающем трубопроводах, $k_r = 0,9 \div 0,95$.

Для автоматизации водоотлива на перекачных станциях устанавливают пусковую аппаратуру АВ-5; АВ-7, обеспечивающую поочередный пуск и остановку насосов в зависимости от уровня воды в водосборнике.

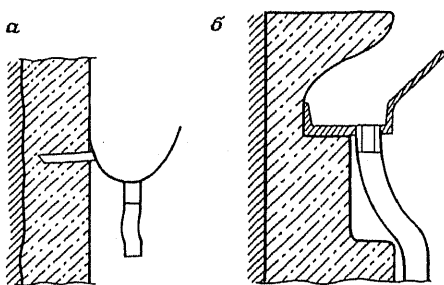
Водоулавливание. При строительстве стволов одновременно с водоотливом при помощи бадей или насосов необходимо применять водоулавливание, т.е. улавливание фильтрующейся воды через крепь ствола до поступления ее в забой.

В стволах с бетонной крепью фильтрация воды через нее зависит от ряда факторов, в том числе от качества бетона, качества укладки бетонной смеси за опалубку, наличия «холодных» швов и др. Приток фильтрующейся воды через крепь ствола иногда достигает 10 м³/ч и более. Эта вода падает вниз в виде капель и осложняет производство работ в забое. Интенсивность капежа достигает наибольшей величины у стен ствола, уменьшаясь к центру. По данным ВНИИОМШСа, примерно 65—80% воды, фильтрующейся через крепь, распределяется в виде капежа на расстоянии до 30 см от стен, 15% — на расстоянии 1,2 м и только около 5% воды стекает в центральной части ствола. Такое распределение стока воды по стволу позволяет эффективно улавливать большую часть ее у стенок ствола.

Водоулавливание осуществляют при помощи водоулавливающих колец, в которых собирается большая часть просачивающейся через крепь воды. Из водоулавливающего кольца воду по трубам или шлангу перепускают в расположенную ниже перекачную станцию.

Водоулавливающие кольца, как правило, устанавливают ниже водонесных горизонтов, приток воды из которых явно выражен.

Рис. 6.26. Водоулавливающие кольца из листовой стали (а) и швеллера (б)



Водоулавливающее кольцо представляет собой металлический желоб (рис. 6.26, а) шириной 20–30 см, высотой 20–25 см, который по периметру крепят штырями к бетонной стенке ствола. Вторым вариантом конструкции водоулавливающего кольца показан на рис. 6.26, б. В этом случае в крепи ствола прорубается штроба, в которую укладывают желоб из швеллера № 20–30 с приваренным к нему козырьком из листовой стали. Зазор между желобом и крепью уплотняют гидроизоляционным материалом. Для стока воды водоулавливающее кольцо устанавливают с уклоном 0,02–0,03 в сторону водоспускного отверстия, к которому приваривают сточную трубу.

Улавливание воды можно осуществлять также при помощи дренирования ее через фильтры (рис. 6.27), устраиваемые в стенках ствола на уровне водоносных горизонтов. Для этого сквозь крепь бурят шпур, в которые устанавливают водоспускные или забивные фильтры. Их изготавливают из труб диаметром 32–50 мм в зависимости от притока воды. Водозаборная часть фильтра перфорирована отверстиями. Диаметр отверстий зависит от крупности зерен породы и дебита водоносного горизонта, обычно его принимают равным двум-трем диаметрам зерен породы (песка). В мелкотрещиноватых рыхлых породах используют гравийные фильтры (см. рис. 6.27, б). Поступающую через фильтры воду по рези-

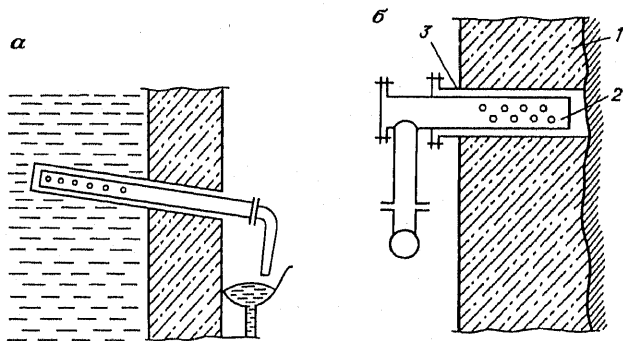


Рис. 6.27. Дренажные фильтры:

а — водоспускной; б — гравийный; 1 — бетонная крепь; 2 — фильтр; 3 — обсадная труба

новым шлангам или металлическим трубам перепускают в водоулавливающие кольца или непосредственно в расположенные ниже перекачные станции.

6.6. ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОМПЛЕКСОВ ОБОРУДОВАНИЯ СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

При строительстве стволов основным видом энергии для забойных машин и инструментов (бурильных, погрузочных машин, насосов, лебедок, отбойных молотков и др.) является сжатый воздух.

В условиях влажной среды, а часто при сплошном капеже пневматические двигатели обеспечивают наибольшую надежность и безопасность работ по сравнению с электродвигателями. Единственным недостатком пневмодвигателей является низкий КПД, поэтому совершенствование горнопроходческих и строительных машин и механизмов в перспективе должно осуществляться в направлении замены пневмодвигателей на гидравлические. Практика применения машин с гидравлическими приводами, в частности бурильных машин, подтвердила высокую эффективность их работы.

Общая потребность при строительстве стволов в сжатом воздухе, м³/мин, всех проходческих машин и механизмов может быть определена из следующего выражения:

$$Q = 1,3 (q_1 n_1 k_1 + q_2 n_2 k_2 + q_3 n_3 k_3 + q_4),$$

где 1,3 — коэффициент, учитывающий утечки сжатого воздуха в воздухопроводе и от износа оборудования; q_1, q_2 и q_3 — расход сжатого воздуха бурильными, погрузочными машинами и отбойными молотками соответственно, м³/мин; n_1, n_2 и n_3 — число бурильных, погрузочных машин и отбойных молотков; k_1, k_2 и k_3 — коэффициент одновременности работы машин; для бурильных машин $k_1 = 0,9$ при $n_1 = 3 \div 5$, $k_1 = 0,82 \div 0,85$ при $n_1 = 6 \div 10$ и $k_1 = 0,8$ при $n_1 = 11 \div 15$; для БУКС-1м $k_1 = 0,9$, для погрузочных машин $k_2 = 1$ при одном грейфере, находящемся в работе, и $k_2 = 0,8 \div 0,9$ при двух грейферах, для отбойных молотков $k_3 = 0,95$; q_4 — расход сжатого воздуха прочими потребителями (бурозаправочная мастерская, пневмонасосы, пневмолебедки и др.).

Производительность компрессорной станции и число компрессоров определяют из условия обеспечения максимальной потребности в сжатом воздухе Q , при этом один или два компрессора должны быть в резерве.

Компрессорные станции при строительстве стволов комплектуются поршневыми компрессорами типа М-10.

В настоящее время в практике строительства стволов применяют передвижные компрессорные станции ПКВ-25/8 и ПКВ-50/8 конструкции Донгипрооргшхостроя, состоящие из отдельных блоков с компрессорами и всей аппаратурой управления и контроля. Для охлаждения компрессоров к станциям подводят водопровод. Расход воды составляет 3,5—4,5 л на 1 м³ сжатого воздуха. Охлаждение воды, используемой в компрессорах, осуществляют в градирне или брызгальных бассейнах.

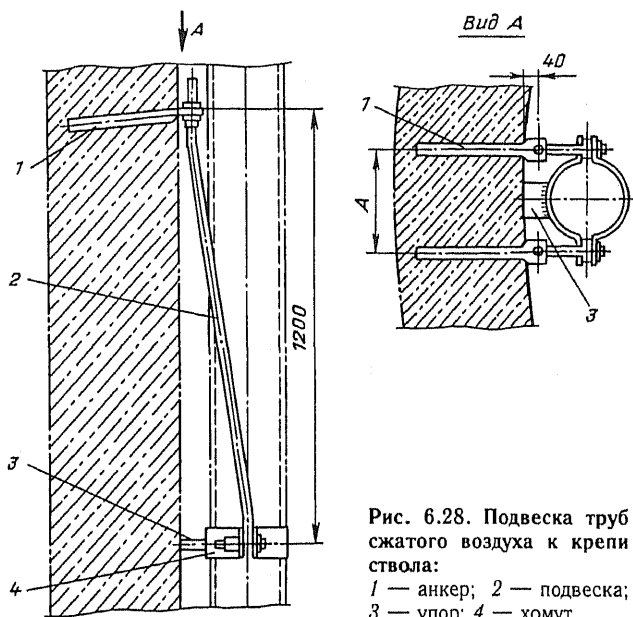


Рис. 6.28. Подвеска труб сжатого воздуха к крепи ствола:

1 — анкер; 2 — подвеска;
3 — упор; 4 — хомут

В комплект оборудования компрессорных станций входят воздухо-сборники, служащие для выравнивания давления сжатого воздуха и очистки его от паров масла и воды. Водосборники Р-5, Р-8, Р-10, Р-16, Р-20 (цифра обозначает вместимость воздухооборника, м³) снабжены манометром, краном для спуска конденсата, воды и масла. Суммарную вместимость, м³, воздухооборников, устанавливаемых на компрессорной станции, определяют по формуле

$$V = 12,4 \sqrt{Q},$$

где Q — суммарная производительность компрессоров, м³/с.

Подачу сжатого воздуха от компрессорной станции к стволу и по стволу до подвесного полка осуществляют по стальным бесшовным трубам диаметром 150–200 мм. Трубы в стволе соединяют с помощью фланцев и болтов с уплотняющими прокладками, а на поверхности — с помощью электросварки. В стволе трубы подвешивают на канатах или крепи ствола на кронштейнах с подвесками и хомутами (рис. 6.28). На уровне подвесного полка став труб заканчивается распределительным устройством с тремя отводами, к которым подсоединяют шланги диаметром 75 мм и длиной 10–15 м. На концах шлангов имеются вентили и патрубки для подсоединения рабочих шлангов, идущих к пневмоприводам машин и механизмов. Перед взрыванием шпуров шланги поднимают на подвесной полки.

Для бурильных машин применяют шланги диаметром 10–25 мм и длиной 8–10 м, для погрузочных машин — шланги диаметром 52–75 мм. Давление сжатого воздуха в пневмопроводе должно быть не менее 0,55–0,6 МПа.

6.7. ВОЗВЕДЕНИЕ ПОСТОЯННОЙ КРЕПИ

Общие сведения. Основным назначением крепи является поддержание породных стенок ствола от обрушения, сохранение необходимых размеров поперечного сечения и поддержание ствола в рабочем эксплуатационном состоянии.

Основные требования, предъявляемые к крепи стволов, следующие: крепь ствола должна воспринимать давление боковых пород и исключать остаточные деформации, образование трещин, разрывов и других разрушений. Материал крепи должен соответствовать сроку службы ствола.

Крепь должна занимать минимальный объем в поперечном сечении ствола, обладать достаточной водонепроницаемостью, минимальным аэродинамическим сопротивлением движению воздушной струи. Остаточный приток воды в ствол глубиной до 800 м на угольных шахтах и рудниках не должен превышать $5 \text{ м}^3/\text{ч}$, при большей глубине стволов допускается увеличение остаточного притока не более $0,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ на каждые 100 м глубины. В стволах шахт горнохимической промышленности остаточный приток воды не должен превышать $0,15 \text{ м}^3/\text{ч}$ независимо от глубины ствола.

Стенки крепи ствола должны быть строго вертикальными, отклонение их от вертикали на конечной глубине ствола не должно превышать $\pm 50 \text{ мм}$ для бетонной крепи и $\pm 30 \text{ мм}$ для тюбинговой.

Необходимо, чтобы технология возведения крепи соответствовала условиям максимальной механизации работ и обеспечивала минимальную трудоемкость. В общем объеме работ по проходке ствола трудоемкость возведения крепи занимает до 40%, а стоимость составляет до 50%.

Для крепления стволов, проходимых буровзрывным способом, применяют в основном монолитную бетонную крепь, а на участках со сложными гидрогеологическими условиями (в рыхлых, неустойчивых, сильно обводненных породах), где, как правило, используют специальные способы проходки, применяют тюбинговую металлическую или тюбинговую железобетонную крепь. Другие виды крепи (каменная, блочная бетонная, деревянная) используют редко и в основном при благоприятных горногеологических условиях, т.е. в устойчивых необводненных породах. Набрызгбетонную крепь применяют в стволах, проходимых в устойчивых породах I, II категории с притоками воды не более $5 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Возведение монолитной бетонной крепи. В последнее время в практике строительства стволов основным материалом крепи является монолитный бетон. Так, в угольной и горнорудной промышленности объем применения бетонной крепи стволов составляет 90–95%, в горнохимической промышленности — 40–45%.

Широкое использование монолитной бетонной крепи обуславливается рядом ее преимуществ по сравнению с другими материалами крепи, а именно: плотное сцепление бетона с боковыми породами стенок ствола; большой срок службы и огнестойкость; при правильном подборе состава бетона и соблюдении соответствующей технологии возведения крепи она

обладает достаточной водонепроницаемостью и коррозионной стойкостью; имеет сравнительно низкую стоимость и обеспечивает условия механизации по ее возведению (доля ручных работ при этом составляет всего 15–20%); гладкая поверхность внутренних стенок крепи обеспечивает низкое аэродинамическое сопротивление движению воздуха по стволу; для приготовления бетонной смеси широко используют дешевые местные материалы (щебень, песок, гравий).

Состав бетонной смеси для крепления стволов может быть различным и зависит от гидрогеологических условий и физико-механических свойств пород, в которых возводят крепь.

Обычно бетонная смесь при подаче ее по стволу по трубам имеет следующий состав.

Состав:	Цемент	Щебень	Песок	Вода
I	1	3	1,6	0,6
II	1	3,5	2	0,5
III	1	4	1,8	0,5

Примечание. Цифры указывают массовое соотношение составляющих в единице объема бетонной смеси.

Для приготовления бетона применяют портландцемент, шлакопортландцемент марки не ниже 300. При наличии водоносных пород с сульфатной агрессивней используют сульфатостойкий портландцемент.

Инертные заполнители бетона (щебень, песок) не должны содержать пылеватых фракций более чем 2–3% по объему. Крупность зерен щебня или гравия должна быть 25–30 мм, но не более 40 мм, песка — 0,15–5 мм.

Основными требованиями, предъявляемыми к бетонной крепи, являются: прочность, водонепроницаемость, стойкость к агрессивным водам, удобоукладываемость.

Согласно СНиП II-94–80, для крепления стволов следует применять бетон марки не ниже М200. Использование высокопрочного бетона обеспечивает уменьшение толщины крепи, а следовательно, и меньший расход бетона, меньший объем вынимаемой породы, меньшую стоимость проходки ствола.

Для обеспечения указанных ранее требований в бетонную смесь вводят ряд добавок, которые придают бетону требуемые свойства. Так, для ускорения схватывания и дальнейшего быстрого наращивания прочности в бетон добавляют хлористый кальций (2–3% массы цемента), мелко-молотый двухводный гипс (2–3%). В качестве пластифицирующих добавок, увеличивающих удобоукладываемость бетонной смеси, а также для уменьшения ее расслаивания во время транспортирования используют сульфитно-спиртовую барду (0,1–0,25% массы цемента). Для повышения водонепроницаемости бетона, что особенно важно при выщелачивающей агрессии вод, добавляют абистат натрия (0,01–0,03%) или серноокислый алюминий (0,8–1,2% массы цемента).

Прочность бетона и его водонепроницаемость в значительной мере зависят от количества воды в составе бетонной смеси, т.е. от процентного соотношения В/Ц. Для крепи стволов В/Ц принимают равным $0,5 \div 0,6$.

Бетонная крепь стволов при наличии агрессивных вод подвержена коррозии и разрушению. Наибольшую опасность представляют сульфатная и выщелачивающая коррозии. При сульфатной коррозии содержащиеся в воде ионы SO_4 вступают в реакцию с цементом и образуют в бетоне кристаллы гипса или гидросульфата алюминия. По мере роста кристаллов бетон становится рыхлым и разрушается. Сульфатная коррозия проявляется в виде белых пятен, молочных подтеков и образования вздутий на поверхности бетона. Наиболее эффективным средством борьбы с сульфатной агрессией является применение сульфатостойкого цемента и обеспечение повышенной плотности бетона.

Выщелачивающая агрессия характеризуется выносом фильтрующегося через бетон водой гидрата окиси кальция. В результате этого увеличивается пористость и снижается прочность бетона. Для устранения выщелачивающей агрессии следует применять плотный водонепроницаемый бетон. Плотность его может быть обеспечена путем тщательного трамбования в процессе укладки с помощью погружных вибраторов. Кроме того, уменьшение фильтрации воды через крепь может быть достигнуто посредством тампонажа закрепного пространства.

Комплекс работ по возведению бетонной крепи состоит из приготовления бетонной смеси, транспортирования ее к стволу, спуска в ствол и укладки за опалубку.

Приготовление бетонной смеси осуществляют обычно на центральных бетонных заводах (ЦБЗ), обслуживающих несколько строящихся объектов, или на бетонорастворном узле, расположенном непосредственно у ствола строящейся шахты. С центральных бетонных заводов смесь транспортируют в автосамосвалах или автобетоновозах со смесителями. Допустимое время перевозки от ЦБЗ до ствола зависит от состава и подвижности бетонной смеси, оно должно быть меньше срока схватывания. При подвижности смеси 10–14 см время перевозки в автосамосвале должно быть не более 20 мин, а в автобетоновозах не более 35 мин. При средней скорости движения автосамосвала 30 км/ч наибольшее расстояние перевозки должно быть 10 км, а для автобетоновоза — 15 км.

В зимнее время необходимо бетонную смесь предохранять от замерзания, укрывая ее матами из теплоизолирующего материала.

Приствольные бетонорастворные узлы строят, если ЦБЗ находятся на значительном расстоянии или вообще отсутствуют. Локальные бетонорастворные узлы могут быть стационарными или передвижными. Стационарные узлы состоят из одной или двух бетономешалок, бункеров с дозаторами для цемента и воды. Бетономешалки могут быть циклического действия, в этом случае составляющие компоненты смеси поступают и смешиваются порциями, и непрерывного действия с поступлением ком-

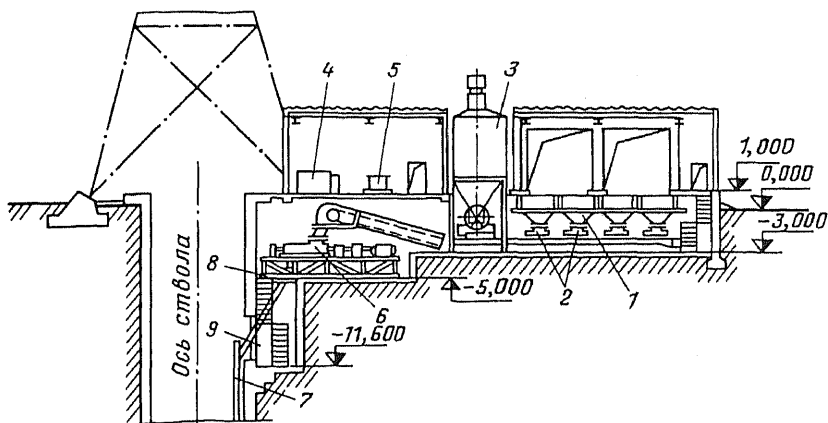


Рис. 6.29. Приствольный бетонорастворный узел

понентов и выгрузкой готовой смеси без перерывов. Производительность бетономешалки составляет 5–15 м³/ч.

В последнее время широко используют приствольные бетонорастворные узлы, располагаемые в специальных камерах (рис. 6.29). Строительство таких бетонорастворных узлов осуществляют в подготовительный период во время сооружения устья ствола.

Бетонорастворный узел состоит из бункера 1 с дозаторами 2, склада цемента 3, баков для воды 4 и добавок CaCl₂ 5, бетономешалки 6, бетонопровода 7, перекрытия 8 и герметизирующей двери 9.

Бетонорастворный узел такого типа выполнен из отдельных агрегатов, что позволяет быстро монтировать и демонтировать его при транспортировании на новое место.

Общая схема размещения оборудования для крепления ствола монолитной бетонной крепью приведена на рис. 6.30.

Из автосамосвала или бетоновоза 1 смесь разгружают в приемный бункер 2, который с помощью тросов и лебедки опрокидывается над приемной воронкой 3, и бетонная смесь поступает в бетонопровод 4. На конце бетонопровода на уровне подвешенного полка смонтирован гаситель скорости 5, через который смесь поступает в гибкий бетонопровод (хобот) 6 и далее за опалубку 7.

Приемный бункер изготавливают из толстой листовой стали с ребрами жесткости длиной 2–2,5 м и высотой 0,6 м. Ширина задней стенки бункера соответствует ширине кузова автосамосвала.

Для предотвращения забивания бетонопровода перед приемной воронкой устанавливают металлическую решетку с размерами ячеек 40 × 40 мм.

В практике строительства стволов применяют различные варианты расположения приемного бункера: на поверхности (рис. 6.31, а), на поверхности в комбинации с эстакадой для автотранспорта (рис. 6.31, б), в заглубленной камере у ствола (рис. 6.31, в).

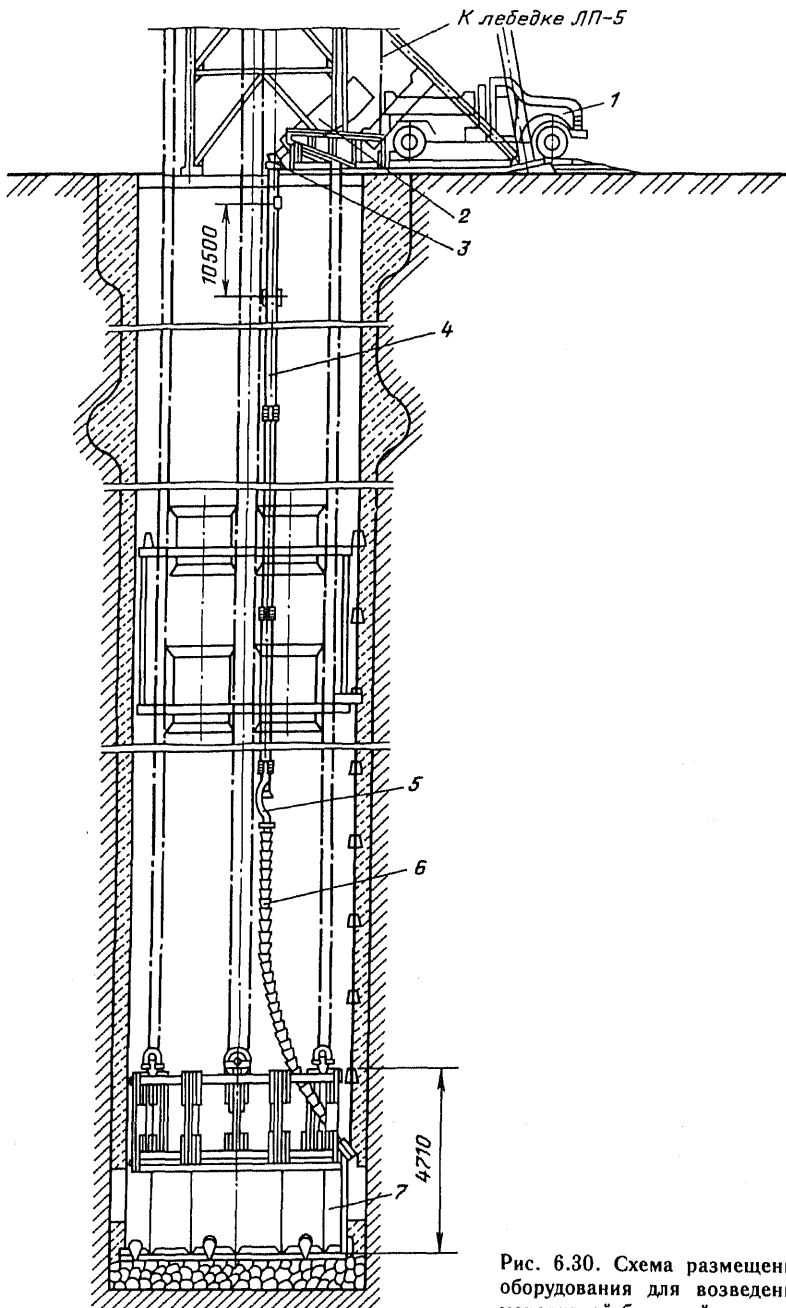


Рис. 6.30. Схема размещения оборудования для возведения монолитной бетонной крепи

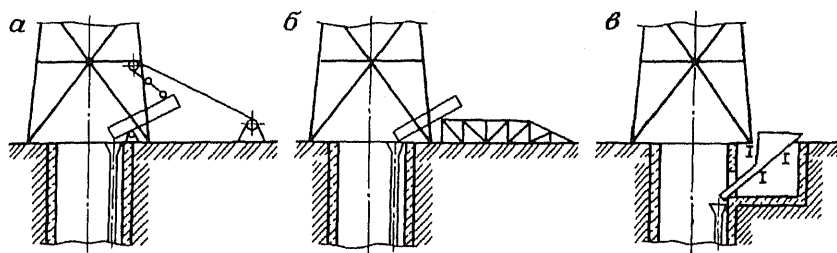


Рис. 6.31. Схемы расположения приемного бункера для бетонной смеси

Бетонопровод состоит из толстостенных стальных труб диаметром 150 мм, длиной звена 3–4 м, соединенных между собой с помощью фланцев, полумуфт или накладных хомутов. Бетонопровод подвешивают в стволе на канатах (рис. 6.32, *а*) или крепят к стенкам ствола (рис. 6.32, *б, в*). При подвеске бетоновода на канатах наращивание труб по мере продвижения забоя осуществляют на нулевой раме (на поверхности), а при подвеске труб к стенкам крепи — с подвесного полка в призабойной зоне ствола.

При подвеске бетонопровода на канатах обычно происходит искривление его в сторону, противоположную от выхода смеси из гасителя. Жесткая подвеска бетонопровода к стенкам крепи обеспечивает его вертикальность и больший срок службы.

В стволах диаметром до 6,5 м подвешивают один бетонопровод, а диаметром 7 м — два бетонопровода.

Бетонопровод после каждого цикла бетонирования необходимо прочищать, пропуская чистый щебень (0,3–0,5 м³) и воду. При хорошем обслуживании бетонопровод позволяет пропустить до 5 тыс. м³ бетонной смеси до его замены.

В конце бетонопровода в забойной зоне устанавливают гаситель скорости свободного падения бетонной смеси. Конструкция всех гасителей скорости основана на изменении направления движения бетонной смеси при спуске по бетонопроводу. Наибольшее распространение получили гасители коробчатого типа с наклонными чугунными вкладышами для уменьшения износа днища гасителя. В практике строительства стволов применяют также гасители скорости, установленные на опалубке 1 (рис. 6.33). В этом случае бетонная смесь по бетонопроводу 2 поступает в приемный карман 3 гасителя и по наклонному желобу 4 попадает за опалубку.

Подачу бетонной смеси от гасителя скорости за опалубку осуществляют по одному или двум гибким ставам. При наличии одного бетонопровода, подвешенного на канатах в центральной части ствола, на конце трубопровода после гасителя устанавливают распределительное устройство подачи бетонной смеси на два гибких става. При наличии двух бетонопроводов в стволе распределитель не устанавливают, а бетонную смесь подают за опалубку по гибкому ставу от каждого бетонопровода.

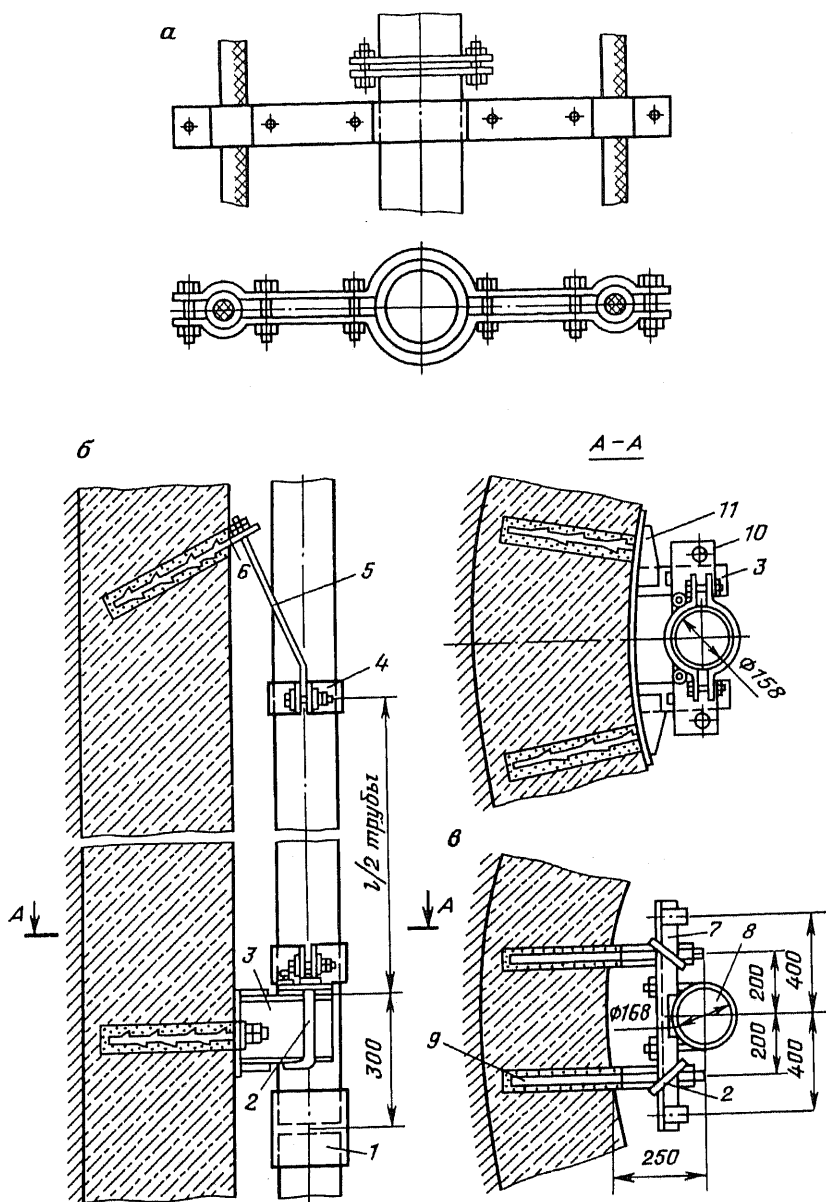


Рис. 6.32. Схемы подвески бетонопровода в стволе:
 а — на канатах; б, в — к стенкам крепи; 1 — став труб; 2 — хомут; 3 — швеллер; 4 — полухомут; 5 — тяга; 6 — стержень; 7 — балка; 8 — труба; 9 — кронштейн; 10 — пластина; 11 — ребро

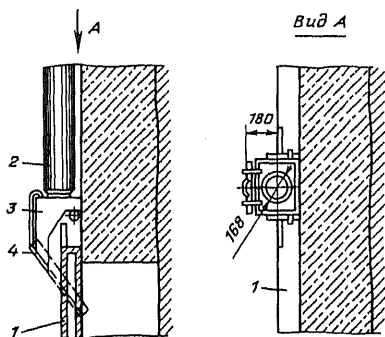


Рис. 6.33. Гасители скорости на опалубке

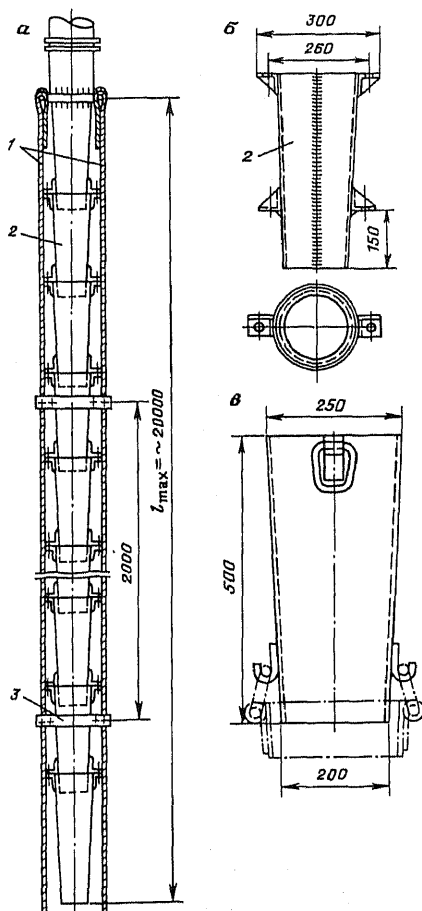


Рис. 6.34. Гибкий став бетонопровода:
 а — общий вид; б — конический патрубок при канатном соединении; в — конический патрубок при соединении на петлях; 1 — канаты; 2 — патрубок; 3 — хомут

Конструкция гибкого става показана на рис. 6.34, который представляет собой конические патрубки длиной 500 мм, соединенные друг с другом с помощью канатов или крючков и накидных петель (см. рис. 6.34, б). Длина гибкого става изменяется от 10 до 20 м в зависимости от принятой технологической схемы проходки ствола.

Призайбойные опалубки. Для возведения бетонной крепи разработаны различные конструкции передвижных призайбойных опалубок: створчатая, секционная, с поддоном и без поддона, шагающая без подвески, с ручным и механическим отрывом от крепи.

Наибольшее распространение получили опалубки секционного типа. Секционная опалубка (рис. 6.35, а) состоит из отдельных сегментов (секций) 1, изготовленных из листовой стали толщиной 5–6 мм. Секции образуют внешнюю оболочку опалубки и крепятся на

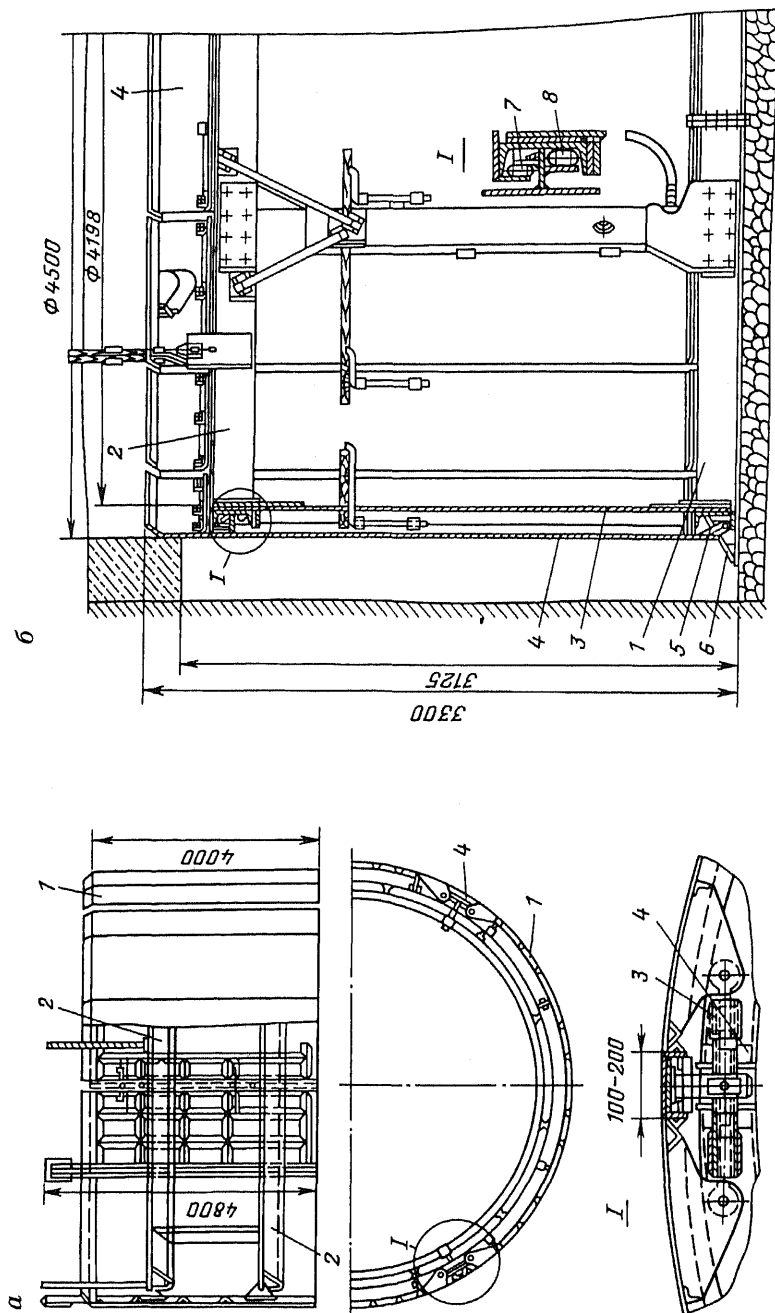


Рис. 6.35. Секционная опалубка с механическим отрывом от бетонной крепи

двух или трех швеллерных полукольцах каркаса опалубки 2. Полукольца каркаса соединены между собой стяжными винтами 3 (форкопфами) и вставками 4. При ввинчивании стяжных винтов в резьбовые муфты на полукольцах каркаса секции сближаются, вставки вдвигаются внутрь ствола и опалубка отрывается от стенок крепи. При этом диаметр внешней поверхности опалубки уменьшается на 8–10 см.

Секционную опалубку подвешивают на канатах тихоходных лебедок, установленных на поверхности у устья ствола.

В последнее время ВНИИОМШСом разработана конструкция опалубки с механизированным отрывом секций от бетона ОМ (рис. 6.35, б). Опалубка ОМ состоит из нижнего и верхнего полуколец каркаса 1 и 2, соединенных между собой стойками 3 и секциями 4. Секции закреплены на нижнем кольце каркаса с помощью шарниров 5 и могут поворачиваться, отклоняясь от верхнего кольца внутрь ствола на 30 мм. Верхнее кольцо каркаса имеет два паза (полости), в которые вложены резиновые шланги 7 и 8 для сжатого воздуха. При нагнетании сжатого воздуха в шланг 7 верхняя часть секций отрывается от бетона и отклоняется внутрь ствола. Опалубка освобождается и опускается на новую заходку. После установки и выравнивания опалубки нагнетается сжатый воздух в шланг 8, секции опалубки поворачиваются до упора в бетон предыдущей заходки, начинается бетонирование следующей заходки. Нижнее кольцо каркаса с поддоном 6 отрывается под действием собственного веса после отрыва опалубки.

Совершенствуя конструкции опалубок с механизированным отрывом, трест «Донецкшахтопроходка» создал и внедрил самоотрывающуюся опалубку ОСД с жестким и канатным отрывом от бетона (рис. 6.36). В первом случае опалубка отрывается под действием собственного веса при помощи роликов, жестко закрепленных на каркасе опалубки, во втором — при помощи канатов, которые натягиваются при ослаблении подвесных канатов опалубки. Эта опалубка дополнительно снабжена резервными средствами отрыва — форкопфными стяжками и карманами для бетонпровода. Опалубки ОСД имеют высоту 3,3 и 4,2 м, внешний диаметр от 4,5 до 8,5 м, массу 20–35 т.

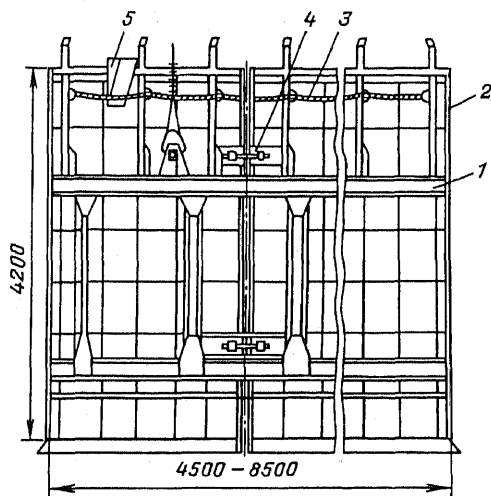


Рис. 6.36. Опалубка ОСД с канатным отрывом: 1 — кольцо каркаса; 2 — секция опалубки; 3 — натяжной канат отрыва; 4 — форкопф; 5 — карман

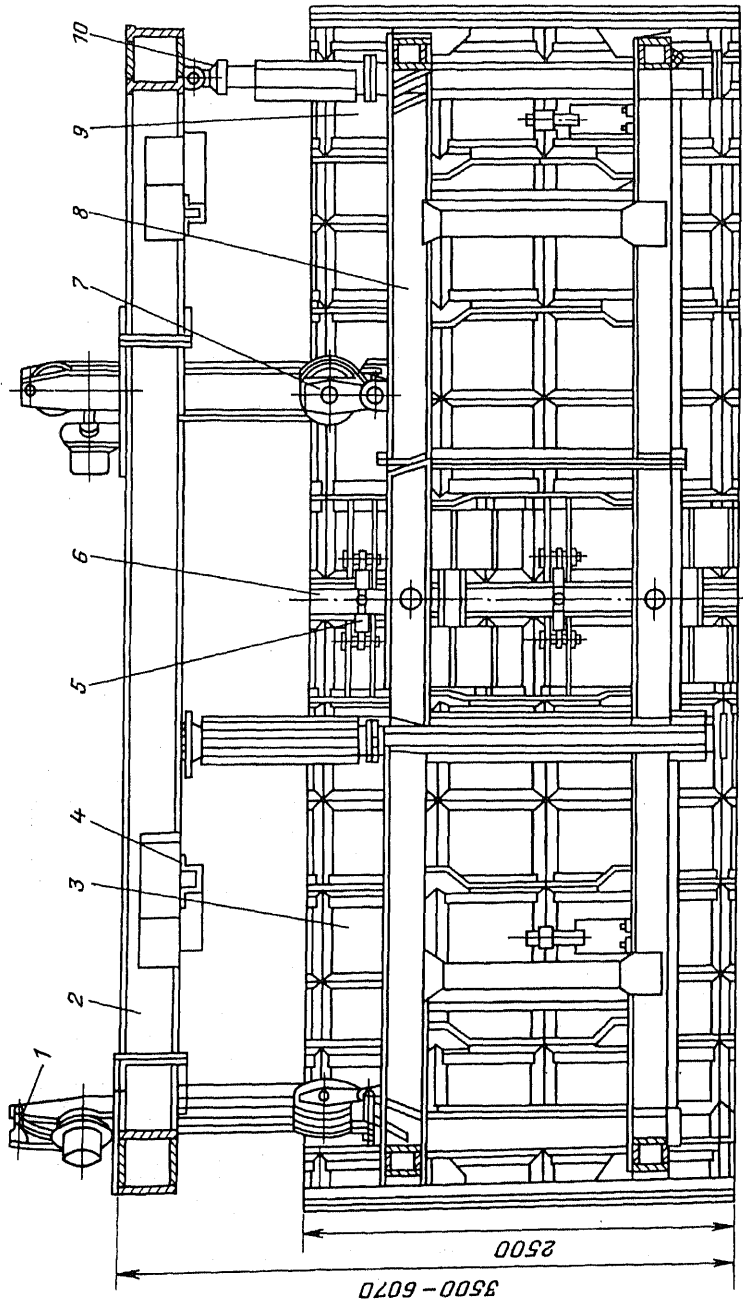


Рис. 6.37. Секционная шагающая опалубка конструкции ВНИИОМШСа

Во ВНИИОМШСе разработана конструкция секционной шагающей опалубки (рис. 6.37), которая состоит из каркаса 8 и двух секций 3, 9, соединенных форкопфами 5 и вставками 6, блока 7. Опалубку подвешивают с помощью демпферных устройств 10 к несущему кольцу 2, которое состоит из восьми сегментов, соединенных между собой накладками и болтами. На четырех сегментах имеются выдвижные ригели 4 для закрепления кольца в лунках, образованных в бетоне шарнирными выступами на опалубке. На остальных четырех сегментах установлены пневмотапли 1 для спуска опалубки. Трос пневмотапли через полиспадную подвеску закреплен на верхнем кольце каркаса. Спуск несущего кольца осуществляют с помощью демпферного устройства 10. Несущее кольцо и опалубку перемещают поочередно по принципу шагания.

Монолитную бетонную крепь при совмещенной схеме проходки стволов (рис. 6.38) возводят в следующем порядке: взорванную породу в забое

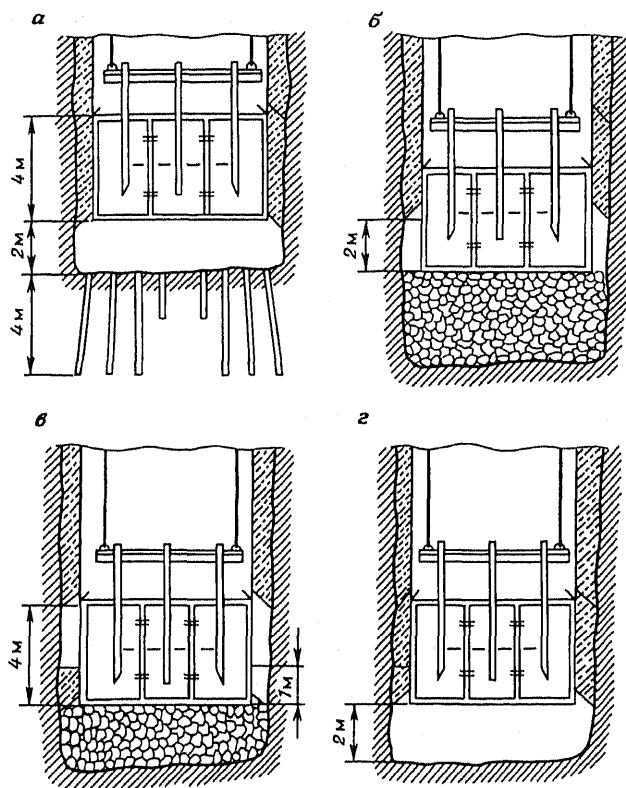


Рис. 6.38. Схема возведения монолитной бетонной крепи при совмещенной схеме проходки стволов:

а — обустройство забоя на одну заходку; *б* — уборка породы на высоту опалубки; *в* — установка опалубки и бетонирование стенок ствола; *г* — уборка оставшейся в забое породы

убирают на высоту опалубки, оставшуюся породу разравнивают, затем отрывают опалубку от крепи, опускают на новую заходку, устанавливают в строго вертикальном положении по центральному и боковым отвесам, в карманы опалубки вставляют гибкий шланг бетонопровода и подают бетонную смесь. Укладку бетонной смеси за опалубку осуществляют отдельными слоями высотой 50–70 см с последующим трамбованием вибротрамбовками.

По окончании укладки бетона на высоту опалубки заделывают «холодный» шов (обычно вручную), прочищают бетонопровод и возобновляют уборку оставшейся породы.

При возведении крепи погрузку породы обычно не ведут, но иногда (на скоростных проходках) осуществляют частичное совмещение работ по возведению крепи с погрузкой породы. В этом случае после установки опалубки укладывают первый слой бетонной смеси на 0,5–0,7 м на поддон, дают время на схватывание и твердение бетона (2–3 ч), а затем начинают погрузку породы. Отрыв и перемещение опалубки выполняют через 6–8 ч после окончания бетонирования. Распалубочная прочность бетона на сжатие должна быть не менее 0,8 МПа.

Ускоренное схватывание и твердение бетона достигается путем введения добавок — ускорителей схватывания.

Время возведения бетонной крепи, ч, на высоту опалубки

$$T_{\text{к}} = t_{\text{б}} + t_{\text{п.з}},$$

где $t_{\text{б}}$ — продолжительность укладки бетонной смеси на высоту опалубки, ч; $t_{\text{п.з}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, включая заделку «холодного» шва;

$$t_{\text{б}} = \frac{(S_{\text{вч}} \mu - S_{\text{вч}}) h_0}{P_{\text{б}}},$$

где $S_{\text{вч}}$ — площадь поперечного ствола в черне, м²; μ — КИС; h_0 — высота опалубки, м; $P_{\text{б}}$ — производительность при подаче бетона (6–8 м³/ч при одном бетонопроводе, 10–12 м³/ч при двух бетонопроводах).

Таким образом,

$$T_{\text{к}} = \frac{(S_{\text{вч}} \mu - S_{\text{вч}}) h_0}{P_{\text{б}}} + t_{\text{п.з}}.$$

Подготовительно-заключительные операции включают в себя выравнивание породы в забое, отрывку опалубки, очистку торца бетонной стенки на стыке, опускание и установку опалубки, заделку холодного шва (0,4–0,5 ч). При использовании опалубки с поддоном в подготовительные операции входит также устройство, а затем демонтаж пикетажной перемычки, установка поддона. Время $t_{\text{п.з}}$ принимают равным для опалубки без поддона 2,5 ÷ 3 ч, для опалубки с поддоном 3,5 ÷ 4 ч.

Затраты времени, ч, на возведение 1 м крепи определяют по формуле

$$t_{1\text{к}} = \frac{S_{\text{вч}} \mu - S_{\text{вч}}}{P_{\text{б}}} + \frac{t_{\text{п.з}}}{h_0}.$$

При проходке стволов со скоростью 50–60 м/мес затраты времени на возведение 1 м крепи составляют 1,5–2 ч, на скоростных проходках (100–200 м/мес) — 0,5–1 ч.

С увеличением высоты опалубки от 2 до 4–5 м скорость проходки увеличивается на 5–6 м/мес.

По данным Э.О. Миндели и Р.А. Тюркяна трудоемкость, чел.-ч, по возведению монолитной бетонной крепи может быть определена из выражения

$$T_{б.к} = 0,75 k (D_{вч}^2 \mu - D_{вп}^2),$$

где k — коэффициент, учитывающий высоту опалубки, значения которого приведены ниже:

h_0 , м	2	3	4	5
k	1,32	1,0	0,85	0,76

При увеличении высоты опалубки от 2 до 5 м трудоемкость возведения 1 м бетонной крепи уменьшается в 1,8 раза. Установлено, что наиболее оптимальная высота составляет 3,5–4 м.

При последовательной и параллельной схемах проходки стволов бетонную крепь возводят снизу вверх. Сначала в нижней части звена демонтируют и выдают на поверхность одно или два кольца временной крепи, устанавливают с полка инвентарную опалубку и слоями в 40–50 см укладывают и трамбуют бетонную смесь. После этого подвесной полок поднимают на высоту опалубки и цикл работ повторяют. В слабых породах, чтобы не допускать выпуска породы, временную крепь оставляют и замоноличивают бетоном.

При параллельной схеме проходки возведение крепи совмещают во времени с погрузкой породы и бурением шпуров. Работы по выдаче породы и возведению постоянной крепи осуществляют с помощью двух подъемных установок.

При параллельно-щитовой схеме проходки возведение постоянной бетонной крепи выполняют сверху вниз с подвесного полка под щитом-оболочкой (рис. 6.39, а, б). В этом случае применяют опалубку с поддоном, закрывающим зазор между породной стенкой и внешней оболочкой опалубки и исключающим проваливание бетонной смеси вниз. Работы по возведению крепи начинают с отрыва опалубки от забетонированной ранее заходки. Затем спускают поддон на расстояние, равное высоте опалубки, деревянным настилом перекрывают зазор между породными стенками и кольцом поддона, опускают и центрируют опалубку, за опалубку слоями укладывают бетонную смесь. Смесь опускают по бетонопроводу. После схватывания и набора достаточной прочности бетоном цикл работ повторяют.

Контроль за качеством возведения бетонной крепи. При возведении монолитной бетонной крепи необходимо в первую очередь следить за соблюдением геометрических размеров поперечного сечения ствола и вертикальностью стенок, за качеством и составом бетонной смеси и технологией ее укладки.

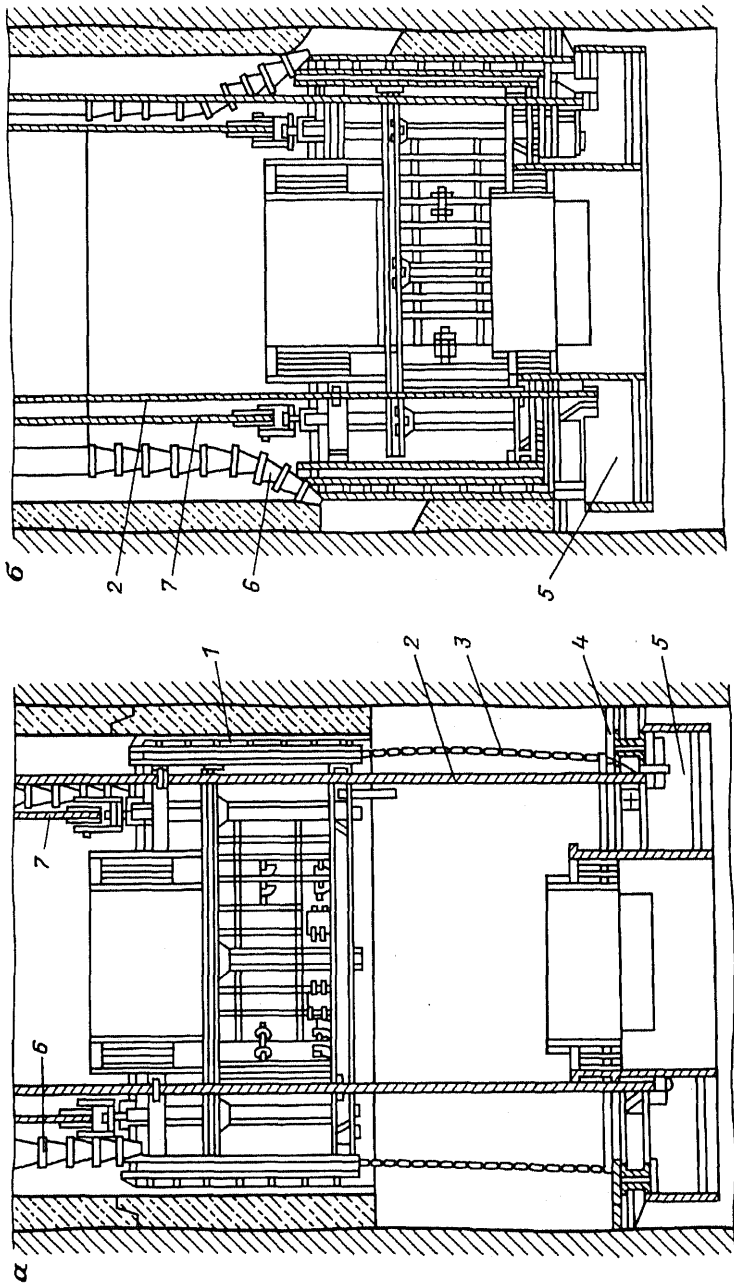


Рис. 6.39. Возведение бетонной крепи при параллельно-щитовой схеме проходки:
 а — спуск поддона и опалубки; б — укладка бетона за опалубку; 1 — опалубка; 2 — канаты для подвески поддона; 3 — цепи ограни-
 чения спуска поддона; 4 — дощатый настл.; 5 — поддон; 6 — канаты для подвески опалубки; 7 — гибкий бетонопровод;

Вертикальность стенок ствола проверяют по центральному отвесу, а вертикальность установки опалубки — по четырем боковым отвесам. Толщина стенок крепи должна строго соответствовать проектной. Отклонение толщины стенок крепи от проектной не должно превышать 30 мм. Контроль за качеством бетонной смеси заключается в строгом соблюдении правильности дозировки компонентов бетона, качества цемента и инертных заполнителей, водоцементного отношения, состава и количества добавок, а также в соблюдении технологии приготовления и транспортирования бетонной смеси.

Поверхность бетонной крепи должна быть гладкой, без раковин и трещин. Общая площадь раковин глубиной до 20 мм на 1 м² поверхности крепи не должна превышать 0,002 м².

«Холодные» швы между заходками крепи должны быть тщательно заделаны (затрамбованы), чтобы исключить водопроницаемость.

Тампонаж закрепного пространства. Для устранения или уменьшения фильтрации воды через бетонную крепь ствола выполняют тампонаж закрепного пространства. Тампонаж осуществляют на участках ствола, где наблюдают интенсивное просачивание воды и стекание ее по крепи. Это явление имеет место обычно на участках водоносных горизонтов. Работы по тампонажу выполняют в следующем порядке: на участке, подлежащем тампонажу, бурят по периметру ствола через крепь шпурь, через которые нагнетают цементно-песчаный раствор. Раствор заполняет пустоты за крепью и проникает в трещины контактирующих пород, вследствие чего уменьшается поступление воды к крепи ствола. Шпурь бурят диаметром 50—60 мм и располагают в шахматном порядке по всей площади, подлежащей тампонажу. Расстояние между шпурами в зависимости от притока воды по периметру ствола принимают 1,5—2 м, а по высоте между рядами 1—1,25 м. Шпурь оборудуются кондукторами с длиной труб 500—600 м, диаметром 45—50 мм и запорными вентилями, выступающими в ствол.

Состав тампонажного раствора подбирают в зависимости от размера пустот и трещин в окружающих породах и притока воды. Обычно состав раствора принимают в следующих соотношениях.

Состав:	Ц	:	П	:	В/Ц
I	1	:	1	:	0,35
II	1	:	2	:	0,40
III	1	:	3	:	0,45

Для сокращения срока схватывания в раствор добавляют ускорители твердения — CaCl₂ (2,5—3% массы цемента), ОЭС (3—4%) и др.

Тампонажный раствор готовят на поверхности и подают по трубам в бак на подвесном полке. Из бака раствор с помощью бетононасоса нагнетают по шлангам через шпурь в закрепное пространство. Давление нагнетания определяется прочностью крепи и гидростатическим давлением воды в окружающих породах. Обычно оно составляет 0,3—0,5 МПа.

Когда давление нагнетания достигает максимального значения, подачу раствора прекращают, запорные вентили на кондукторах закрывают, подающие шланги переносят на следующие шпуров. Нагнетание осуществляют одновременно в два или несколько шпуров, расположенных диаметрально противоположно друг относительно друга.

Если в результате первичного нагнетания раствора за крепь не удастся полностью устранить фильтрацию воды, то выполняют в том же порядке повторный тампонаж.

Возведение набрызгбетонной крепи. Набрызгбетонную крепь как несущую конструкцию применяют в стволах, проходимых в крепких, устойчивых I и II категорий породах с притоком воды не более 5 м³/ч. В породах средней крепости набрызгбетонную крепь можно использовать в комбинации с анкерами и металлической сеткой.

Впервые набрызгбетонная крепь была применена в 1958 г. на Лениногорском полиметаллическом комбинате при углубке вентиляционного ствола. В последующем набрызгбетон применяли при креплении стволов на рудниках Урала, Казахстана, на шахтах Донбасса и в других районах. По данным ВНИИОМШСа, в общем объеме проходки стволов с набрызгбетонной крепью закреплено и отремонтировано стволов протяженностью более 4000 м.

Набрызгбетонная крепь имеет ряд преимуществ по сравнению с другими видами крепи. Она обеспечивает высокий уровень механизации при возведении, высокую плотность и прочность при относительно малой толщине, что позволяет снизить стоимость крепи на 30–40% по сравнению с обычной бетонной крепью, объем вынимаемой породы снижается на 15–20%, она имеет хорошее сцепление с окружающими породами; проникая в трещины приконтурного массива пород, песчано-цементная смесь делает его прочным и монолитным.

К недостаткам набрызгбетонной крепи можно отнести ограниченную область применения, большие потери бетона (до 20%) в результате отскока при нанесении набрызгбетона на породные стенки ствола. Толщину стенок набрызгбетонной крепи принимают без расчета по СНиП II-94–80, она зависит от глубины ствола и угла залегания пород. Так, в породах I категории устойчивости при глубине ствола $H < 500$ м и угле залегания пород $\alpha < 35^\circ$ толщина крепи $\delta = 80$ мм, а при $\alpha > 35^\circ$ $\delta = 120$ мм; при $H > 500$ м и $\alpha < 35^\circ$ $\delta = 120$ мм, а при $\alpha > 35^\circ$ $\delta = 150$ мм.

В породах II категории устойчивости и на участках сооружения ствола с околоствольным двором, камерами загрузочных устройств толщину набрызгбетонной крепи устанавливают с помощью расчета.

При использовании комбинированной крепи (набрызгбетон с анкерами и сеткой) в связи с особенностями в технологии ее возведения предъявляются еще и дополнительные требования — время схватывания бетона должно быть не более 10–12 мин, необходимы быстрый набор прочности и высокая адгезия с породой.

В качестве материала для набрызгбетонной крепи используют порландцемент, шлакопортландцемент, а при наличии сульфатной агрессии

сульфатостойкий портландцемент. Цементы должны иметь прочность не ниже М300.

В качестве добавок для ускорения схватывания используют CaCl_2 (2–3%), жидкое стекло (5–6%), FeCl_2 (2–3%), алюминат натрия (2–3%), смесь ОЭС (2–3% массы цемента).

Инертные заполнители, применяемые для набрызгбетона, должны соответствовать следующим требованиям: крупнозернистый и среднезернистый песок не может иметь влажность более 5%, а содержание пылеватой фракции не может превышать 3%; гравий или щебень должен иметь крупность зерен не более 25 мм; водоцементное отношение принимается равным $0,4 \div 0,5$.

Расход цемента на 1 м³ сухой смеси бетона зависит от требуемой прочности. При прочности набрызгбетона на сжатие 30 МПа количество цемента составляет 300–350 кг, а при прочности 40 МПа — 350–400 кг. Примерный состав 1 м³ сухой смеси для набрызгбетонной крепи: цемент 300–360 кг, песок 800–900 кг, гравий или щебень фракций 3–25 мм 400–450 кг, водоцементное отношение 0,4–0,5.

Оборудование для возведения набрызгбетонной крепи. Оно представляет собой машины и механизмы для приготовления бетонной смеси и оборудование для подачи этой смеси к соплу и нанесения на стенку ствола.

Для приготовления бетонной смеси применяют бетономешалки С-399, С-333 и С-221П производительностью соответственно 5, 10 и 16 м³/ч, а также передвижные циклические бетономешалки БГЦ, СБ-91.

Для подачи бетонной смеси к соплу используют камерного типа машины БМ-60, БМ-70, БМС-5 производительностью от 4,8 до 5,6 м³/ч с дальностью подачи по горизонтали до 200 м, мощностью привода 3,5–4,2 кВт; максимальная крупность фракций инертного заполнителя 30 мм.

Одна из таких машин БМС-5 показана на рис. 6.40. Машина состоит из бункера 1 для сухой смеси, отсека 2 для воды, дозатора 3, пневмосистемы 4, шлангов для смеси 5, водяного 6 и воздушного 7, сопла 8. Машина имеет защитный кожух 9 в форме бадьи с дужкой. Сухую смесь загружают через люк в верхней части, закрывают герметичной крышкой и с помощью сжатого воздуха через дозатор 3 подают по шлангу 5 к соплу 8. Одновременно в сопло подается по шлангу 6 вода. В смесительной камере сопла бетонная смесь смачивается водой и выбрасывается через конический наконечник на поверхность породной стенки ствола.

Организацию работ по нанесению набрызгбетонной крепи можно осуществлять по трем вариантам. По варианту I все оборудование для приготовления бетонной смеси (бетономешалка, бункер для цемента, инертных заполнителей, емкость для добавок), а также машину для набрызгбетона устанавливают на поверхности у устья ствола. Приготовленную сухую смесь из набрызгбетонной машины подают по металлическим трубам и далее по резиновому шлангу к соплу. В сопле сухая смесь перемешивается с водой и под давлением наносится на стенки ствола.

Достоинством этого варианта является то, что все оборудование находится на поверхности и это упрощает его монтаж и обслуживание;

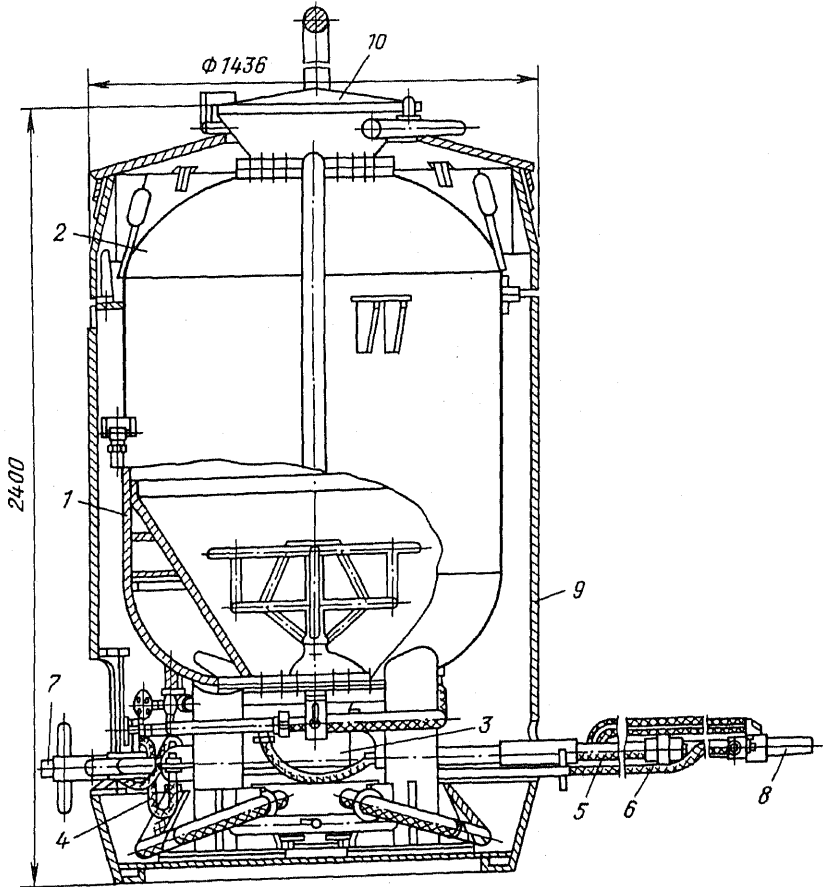


Рис. 6.40. Схема набрызгбетонной машины БМС-5

к недостаткам относят сложное регулирование подачи сухой смеси и напора воды.

По варианту II (рис. 6.41) бетономешалка и бункеры для компонентов смеси устанавливаются на поверхности, а набрызгбетонную машину и бак для воды — на подвесном полке. Сухую бетонную смесь подают с поверхности по трубам, которые заканчиваются на подвесном полке гасителем скорости. Достоинством этого варианта является менее сложное регулирование подачи сухой смеси и воды, а также более оперативная связь между сопловщиком и машинистом набрызгбетонной машины.

По варианту III набрызгбетонную машину загружают сухой смесью на поверхности, спускают в ствол на подвесной полке, подсоединяют шланг со сжатым воздухом и шланг для подачи смеси к соплу и наносят

набрызгбетонную крепь на стенки. Этот вариант возможен при применении машины БСМ-5, приспособленной для спуска ее по стволу.

Выбор того или иного варианта зависит от условий проходки и размещения подвешного оборудования в стволе.

Для повышения уровня механизации возведения набрызгбетонной крепи можно сопло крепить на манипуляторе, смонтированном на кабине машиниста погрузочной машины. В этом случае процесс нанесения набрызгбетона осуществляют с дистанционным управлением.

Возведение комбинированной набрызгбетонной крепи с анкерами и металлической сеткой выполняют непосредственно в забое или последовательно в разных зонах по высоте ствола. В первом случае после уборки породы в забое на высоту заходки устанавливают анкеры, навешивают металлическую сетку и наносят бетонную смесь в один или несколько слоев. Во втором случае в забое устанавливают анкеры, навешивают сетку, а набрызгбетон наносят с подвешного полка, расположенного выше. Высоту заходки нанесения набрызгбетона принимают 1–2 м. Анкеры располагают в шахматном порядке по всей площади бетонирования. Расстояния между анкерами в ряду и между рядами составляют 1–1,5 м. Длина анкеров 1,3–1,8 м.

Перед нанесением набрызгбетона стенки ствола необходимо тщательно очистить от отслоившихся кусков породы и промыть водой. Набрызгбетон наносят слоями толщиной 5–7 мм при кругообразном движении сопла. Сопло держат перпендикулярно стенке ствола на расстоянии 1–1,2 м от нее, при большем расстоянии увеличивается отскок бетонной смеси, а при меньшем увеличивается ее опływ.

Крепь толщиной более 10–15 см возводят в 2–3 слоя поочередно с интервалом 0,5–1 ч.

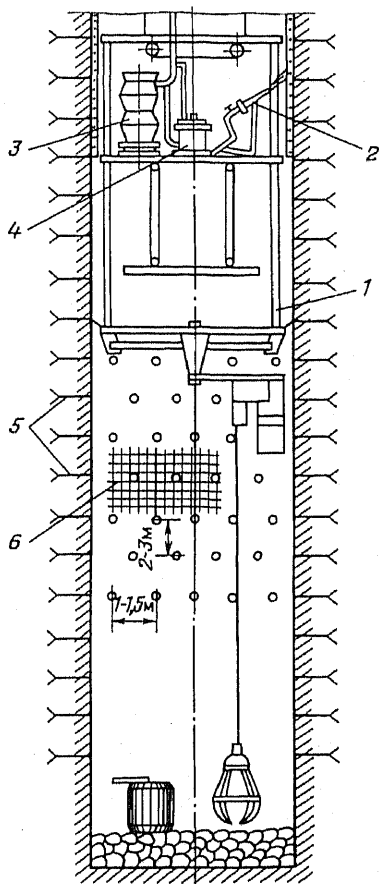


Рис. 6.41. Схематическое изображение возведения набрызгбетонной крепи с расположением оборудования на подвешном полке:

1 — подвешной полка; 2 — сопло; 3 — набрызгбетонная машина; 4 — бак для воды; 5 — анкеры; 6 — металлическая сетка

Давление, под которым подают воду к соплу, по данным практики, должно быть в пределах 0,2–0,3 МПа. Скорость выброса набрызгбетона из сопла составляет 80–120 м/с.

Следует отметить, что применение набрызгбетонной крепи при строительстве стволов в соответствующих условиях является весьма перспективным. Технология ее возведения позволяет исключить громоздкое подвесное оборудование в стволе (передвижную опалубку, поддон, щит-оболочку, канаты, лебедки и пр.). Кроме того, при возведении набрызгбетонной крепи обеспечивается высокий уровень механизации работ, повышаются производительность труда и плотность крепи, исключаются технологические швы, сокращается объем вынимаемой породы и др. Однако набрызгбетонную крепь при крутом падении пластов породы вследствие более сложных условий работы применять не рекомендуется впредь до накопления опыта.

Возведение тюбинговой крепи. Как отмечалось ранее, тюбинговую крепь применяют в особо сложных горно-геологических условиях при строительстве стволов специальными способами.

Тюбинговую крепь возводят сверху вниз при совмещенной и параллельно-щитовой схемах проходки ствола и снизу вверх в пределах звена при последовательной и параллельной схемах.

Возведение тюбинговой крепи осуществляют в следующей последовательности: сегменты тюбингового кольца предварительно собирают на поверхности для контрольной проверки. Тюбинги к стволу доставляют на тележках по рельсовым путям или монорельсу.

В ствол тюбинги 1 спускают траверсой 2 (рис. 6.42), подвешенной на канате 5 подъемной машины. Затем их перецепляют на другую траверсу 3, подвешенную на канате 4, и переводят в горизонтальное положение. Далее с помощью тельфера 7 тюбинг перемещают по кольцевому монорельсу 6 к месту установки, подводят под отверстия ранее навешенных тюбингов и соединяют с ними болтами. Окончательно затягивают болты после навески всех тюбингов кольца и проверки его по центральному и боковым отвесам. Затем в забое убирают породу на высоту очередного кольца тюбингов и в такой же последовательности навешивают тюбинговую крепь на полную высоту заходки.

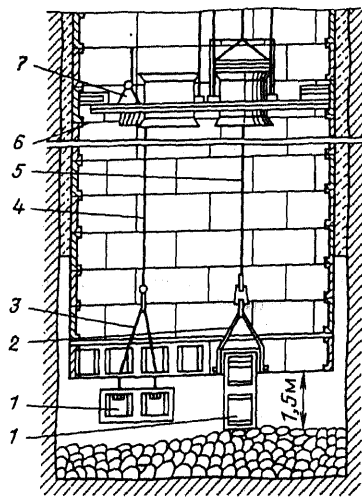


Рис. 6.42. Схематическое изображение возведения тюбинговой крепи сверху вниз при совмещенной схеме проходки стволов

Опорные венцы при тюбинговой крепи располагают по длине ствола через каждые 15–40 м в зависимости от геологического строения пород

и принятой технологической схемы проходки. Врубы под опорные венцы разделяют одновременно с проходкой ствола. Бетон для опорных венцов за тубинговое кольцо подают через окна в тубингах предвенцового кольца. К опорному кольцу подвешивают тубинги нижерасположенного звена, а в верхнем звене осуществляют тампонаж затубингового пространства цементно-песчаным раствором, подаваемым по шлангам в отверстие тубингового кольца пикотажного поддона из металлических сегментов и настила из досок. Настил делают для устранения падения раствора вниз. Работы по тампонажу ведут с подвесного полка. Для тампонажа применяют цементно-песчаный раствор 1:3 или 1:4, приготавливаемый на портландцементе или шлакопортландцементе (в агрессивных водах).

При возведении тубинговой крепи сверху вниз и отсутствии опорных венцов или при высоте звена более 15 м тампонаж затубингового пространства осуществляют через каждые 5–6 м. Нижнюю часть тампонируемого участка (на высоту 0,4–0,5 м) заполняют быстротвердеющим раствором и выдерживают его до схватывания.

По окончании тампонажа выполняют гидроизоляцию швов между тубингами быстротвердеющим расширяющимся цементом РЦ и БРЦ, а при наличии чугунных тубингов — посредством свинцовой зачеканки. При просачивании воды и после заделки осуществляют повторную заделку швов. Для гидроизоляции болтовых отверстий в тубингах применяют гидроизоляционные шайбы.

При установке тубинговой крепи обычно работают четыре проходчика, из них двое заняты на приемке, перецепке и подвеске тубингов, а двое — на центрировании кольца и затяжке болтов.

6.8. СТРОИТЕЛЬСТВО СТВОЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМПЛЕКСОВ

Общие сведения. Применение высокопроизводительных погрузочных, бурильных и других машин без должной увязки со всеми проходческими процессами не может обеспечить значительного увеличения скорости проходки. Таким образом, комплексная механизация и автоматизация проходческих работ является основным направлением развития техники и технологии строительства стволов.

Сотрудниками ЦНИИПодземмаша, КузНИИшахтоостроя совместно с трестом Донецкшахтопроходка, Донгипрооргшахтоостроем и другими организациями разработан ряд комплексов для строительства стволов разной глубины в различных горно-геологических условиях. Классификация и условия применения комплексов приведены в табл. 6.10.

Для проходки стволов средней глубины и глубоких наибольшее применение получили комплексы КС-2у, 2КС-2у, КС-1М/6,2 и ДШП-1.

Комплекс КС-2у (рис. 6.43) предназначен для строительства стволов средней глубины (300–700 м) диаметром 4–6,5 м. Он состоит из по-

Таблица 6.10

Показатели	Комплексы					
	КБ-1	КС-14	КС-2у	2КС-2у	КС-1М/6,2	ДШП-1
	для неглубоких стволов		для стволов средней глубины		для глубоких стволов	
Глубина ствола, м	До 300	До 60	300–700	300–700	Более 700	Более 700
Диаметр ствола в свету, м	4–6	5–12	4–6,5	7–8	6–7	5,5
Бурильная установка или перфоратор	ПР-30ЛС, ПР-24ЛС	—	БУКС-1М	БУКС-1М	ПР-24ЛС	ПР-24ЛС
Число бурильных установок, перфораторов	14–16	—	1	1–2	До 25	До 20
Глубина шпуров, м	2,5	—	4,5	4,5	4,2–4,5	4,5–5
Погрузочная машина	КС-3	Ковшовая	КС-2у/40	2КС-2у/40	КС-1МА	КС-1МА
Производительность погрузочных машин, м ³ /ч	25	20–25	80	100–120	90–130	100–120
Вместимость бадьи, м ³	1–2	Ковша 0,25	3–5	3–8	3–6,5	4,5
Число подъемных машин	1	1	2	2–3	2	2
Высота опалубки, м	2–3	—	3–5	3–5	5	5,1
Наибольший расход сжатого воздуха, м ³ /мин	50–70	Мощность электродвигателя 29 кВт	50	100	80	84
Масса оборудования, т	10–15	11,7	70	90	160	105

грузочной машины КС-2у/40, бурильной установки БУК-1М, двухконцевой подъемной машины с бадьями БПСМ вместимостью 3–5 м³, призабойной опалубки, насоса Н-1м, подвесного трехэтажного полка, вентиляционного става труб, спасательной лестницы, бетонопровода с газителем скорости.

Водоотлив осуществляют с помощью бадей или вертикального подвесного насоса в промежуточный водосборник.

Все технологические процессы при использовании комплекса КС-2у по бурению шпуров, погрузке породы, возведению постоянной крепи выполняют в той же последовательности, которая изложена ранее.

Комплекс 2КС-2у отличается от КС-2у тем, что оснащен двумя погрузочными машинами КС-2у/40 и двумя одноконцевыми подъемами с тремя-четырьмя бадьями вместимостью 3–8 м³. Этот комплекс применяют для стволов большого сечения (диаметр 7–8 м).

Рис. 6.43. Комплекс КС-2у:

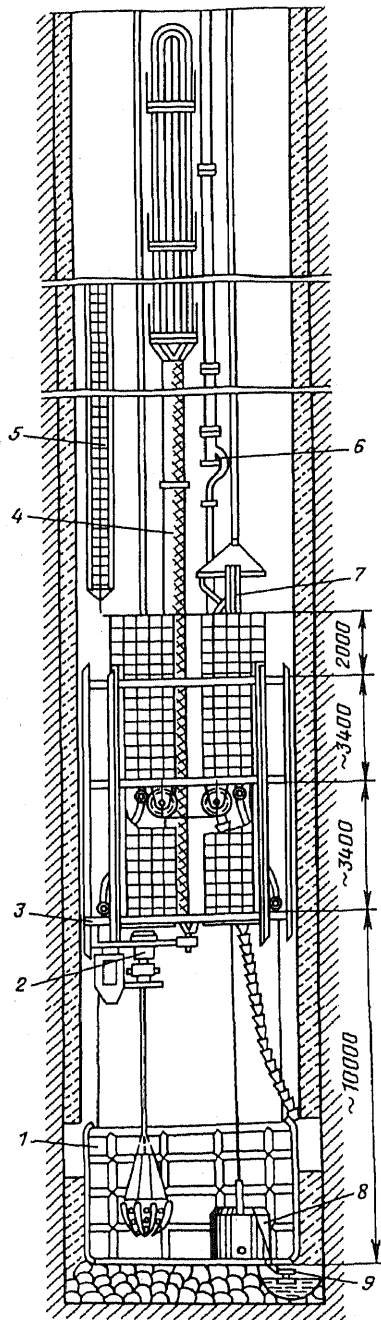
1 — опалубка; 2 — погрузочная машина КС-2у/40; 3 — подвесной полок; 4 — став вентиляционных труб; 5 — спасательная лестница; 6 — бетонопровод; 7 — направляющая рамка; 8 — бадья; 9 — насос Н-1м

С помощью комплексов КС-2у и 2КС-2у проходку стволов можно вести по совмещенной и параллельной схемам с бетонной и тюбинговой крепями на проходческих или постоянных копрах. Для возведения тюбинговой крепи в комплексах предусматривают пневмательферное устройство и монорельс.

Комплексы КС-2у и 2КС-2у обеспечивают высокий уровень механизации основных горнопроходческих работ, производительности труда и скорости проходки. В процессе проходки комплексы обслуживаются четырьмя-пятью проходчиками.

Комплекс КС-1М/6,2 применяют для проходки глубоких стволов (более 700 м) диаметром 6—7 м. В состав комплекса КС-1М/6,2 входят двухэтажный полок, жестко соединенный со щитом-оболочкой, погрузочная машина КС-1МА с грейфером вместимостью 1,25 м³, передвижная распорная каретка, створчатая опалубка с поддоном, верхний подвесной полок для возведения крепи, большегрузная самопрокидывающаяся бадья типа БПС вместимостью 5,5 м³. Комплекс КС-1М/6,2 применяют с использованием стационарных подъемных машин. Высота створчатой передвижной опалубки 5 м. Для перемещения грейфера служит сдвоенный тельфер.

С применением комплекса КС-1М/6,2 при проходке ствола № 4 на шахте «Пролетарская-Глубокая» в 1964 г. было пройдено за месяц



390,1 м готового ствола. Производительность труда проходчиков составила 4,4 м³ готового ствола на выход.

Комплекс ДШП-1 является более усовершенствованным вариантом комплекса КС-1М/6,2. Он состоит из шестизэтажного подвешного полка, погрузочной машины КС-1МА с грейфером вместимостью 1,25 м³, призабойного щита-оболочки высотой 9 м, бескаркасной секционной опалубки высотой 5,1 м с механизированным отрывом секций от бетона, опорного пикотажного кольца (поддона), подвешенного на трех обособленных канатах, телескопического устройства для подачи бетона за опалубку, саморазгружающихся бадей БПСМ вместимостью 4,5 м³, става труб сжатого воздуха диаметром 168 мм, става вентиляционных труб диаметром 800 мм.

Призабойный щит подвешен на направляющих канатах бадей, и поэтому его можно опускать независимо от подвешного полка, выдвигая из телескопически соединенной со щитом защитной обоймы. Отрыв опалубки осуществляют с помощью гидродомкратов.

С применением комплекса ДШП-1 в 1969 г. было пройдено за 31 день 401,3 м вентиляционного ствола шахты 17-17-бис в Донбассе. Установлен мировой рекорд скорости проходки вертикальных стволов. Ствол имел диаметр в проходке 6,1 м, в свету 5,5 м; глубина шпуров до 5 м; среднее суточное продвижение забоя 13,37 м. Бетон за опалубку подавали по трубам. Комплексная бригада проходчиков состояла из 64 человек, производительность труда составила 4,95 м³ готового ствола на выход.

Для строительства глубоких стволов больших сечений (диаметром 8–9,5 м) разработаны **проходческие комплексы КС-8, КС-9, КС-10, КШО** и др. По конструкции они принципиально не отличаются от КС-2у, но имеют другой набор оборудования для выполнения основных проходческих операций и иное расположение оборудования в стволе. Комплексы КС-9, КС-10, КШО не получили широкого распространения вследствие их сложности, а также необходимости использования постоянных копров и подъемных машин при работе с ними.

Необходимо отметить, что внедрение комплексной механизации основных технологических процессов в строительстве стволов с помощью проходческих комплексов является основным направлением совершенствования техники и технологии проходки стволов, повышения темпов и производительности труда проходчиков.

Наряду с рассмотренными комплексами при строительстве применяют комплексы, предназначенные для проходки стволов небольшой глубины (до 250–300 м). Такими комплексами являются **КБ-1, ОСК, КС-14** и др. В подземном городском и транспортном строительстве широкое распространение получил стволочный **комплекс КС-14** (см. рис. 4.4), который состоит из породопогрузочной машины ковшового типа 1, монорельса 2, копра и подъемной установки 6, самопрокидной скипо-клетки 4, предохранительного монтажного полка 9, направляющих для скипо-клетки 3, оборудования для задавливания крепи 7, подъемного крана 8.

Разработку породы в забое ведут с помощью ковша погрузочной машины отдельными заходами 0,3–0,4 м и грузят в скипо-клетьмести-

мостью 1 м³. Скипо-клеть поднимают по монорельсу и разгружают в копре в разгрузочный лоток.

Для крепления стволов обычно применяют сборную тубинговую крепь. Швы между тубингами заделывают гидроизоляционным жгутом из пористой резины. Крепь из тубинговых колец опускается в забой под действием собственного веса с наращиванием ее на поверхности. Если крепь не опускается под действием собственного веса, то ее задавливают гидравлическими домкратами, которые опираются в опорное кольцо в устье ствола. Комплекс КС-14 с выемочно-погрузочной машиной ковшевого типа можно применять по породам с коэффициентом крепости $f = 0,4 + 1,5$ по шкале проф. М.М. Протодяконова (песчаные породы, глины средней крепости и др.). Если коэффициент крепости пород превышает указанный выше, применяют буровзрывные работы, глубина шпуров при этом составляет 1–1,2 м. Скорость проходки стволов с применением КС-14 достигает 50–55 м/мес при уровне механизации основных проходческих операций, составляющем 80%.

6.9. ОПЫТ ПРОХОДКИ СТВОЛА*

Рассмотрим пример скоростной проходки ствола шахты «Обуховская № 1» (АО «Ростовшахтострой»).

Главный ствол шахты «Обуховская № 1» имеет диаметр 7,6 м, площадь сечения в проходке — 45,4 м² (рис. 6.44).

Ствол крепят монолитной бетонной крепью В-20 толщиной 300 мм. Полная глубина ствола 905 м, из них 40 м проходили в наносах, а 865 м в породах каменноугольной формации. После прохождения 33 м ствола проходку остановили и начали работы по его оснащению.

На поверхности был смонтирован временный проходческий копер типа КПК-3 с разнесом ног 16 × 16 м, высотой 26 м с комплексом разгрузки бадей БПСМ-3 и подшкивной площадкой для размещения шкивов подвески проходческого оборудования и головных шкивов подъемов.

Все лебедки для подвески проходческого оборудования в стволе, подъемные машины МПП-17,5, вентиляторная установка, компрессорная, трансформаторные подстанции ПКТП применяли в блочно-передвижном варианте, они смонтированы на фундаментных блоках БФ-2 и ФБС (рис. 6.45).

Для проветривания ствола использовали вентиляторную установку ВЦП-16 и металлический трубопровод диаметром 1000 мм.

Снабжение сжатым воздухом осуществляли с помощью компрессорной установки ПКС-150 с компрессорами 6 ВКМ 25/8 производительностью 25 м³/мин. При скоростной проходке в двух блоках компрессорной в работе находилось шесть компрессоров.

В стволе был смонтирован подвесной двухэтажный проходческий полук, к нижнему этажу которого прикреплен стволовой породопогру-

* Написан проф. П.С. Сыркиным.

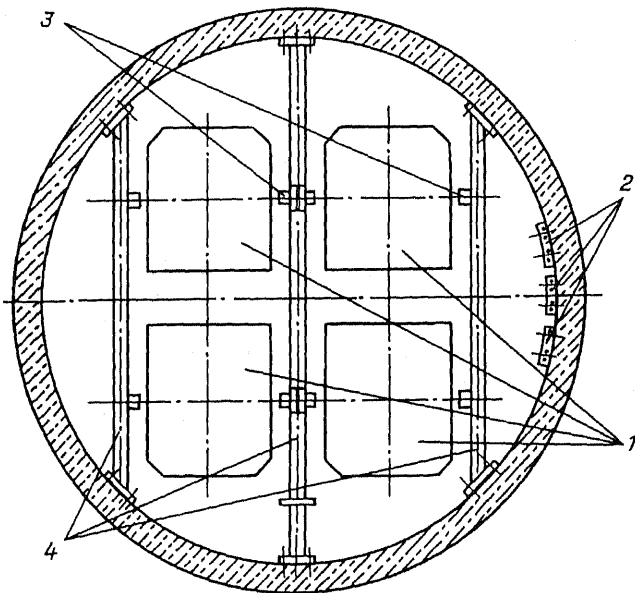


Рис. 6.44. Сечение главного ствола шахты «Обуховская» № 1:

1 — скипы угольно-породные СН15-223-1,1 вместимостью 15 м³; 2 — конструкции для крепления контрольных кабелей; 3 — коробчатые проводники 160 × 160 мм; 4 — коробчатые расстрелы 160 × 160 мм на анкерах (центральный основной $L = 7$ м, боковые цельные $L = 5,25$ м)

зочный агрегат 2КС-2у/40 с грейферами вместимостью 0,65 м³. Для крепления стен ствола применена секционная металлическая опалубка ОСД-7,0 с рабочей высотой 4,2 м (рис. 6.46).

Все трубопроводы в стволе крепили к стенам ствола с помощью хомутов, тяг и анкеров. Монтаж труб выполняли плетями по две трубы.

Подвеску кабелей освещения, сигнализации, связи, блокировки и взрывания осуществляли на канатах диаметром 22–25 мм.

Прохождение протяженной части ствола начато с отметки 40 м, на момент начала скоростной проходки было пройдено 384 м.

Для сокращения сроков строительства главного ствола и шахты в целом было принято решение в сентябре 1996 г. об организации скоростной проходки со скоростью 230 м/мес.

Для выполнения поставленной задачи разработали и выполнили ряд организационно-технических мероприятий.

Бурильная машина БУКС-1у5 была оснащена четырьмя бурильными головками типа 501А. Буровые штанги длиной 5,6 м, диаметром 22 мм изготавливали из хромоникелевой стали с веревочной резьбой на хвостовике для подсоединения буровой коронки типа КТШ диаметром 52 мм.

В качестве подъемных сосудов использовали две бабьи БПС-4,0 вместимостью 4,0 м³ каждая.

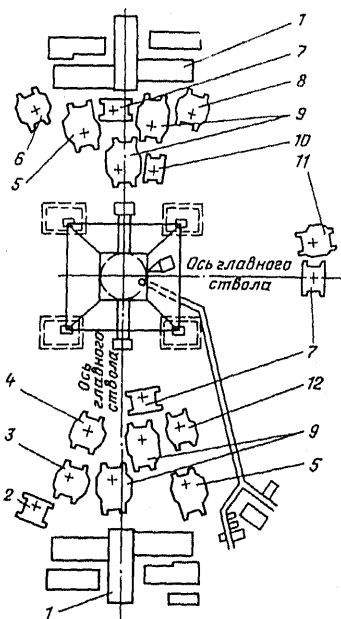


Рис. 6.45. Схема расположения оборудования на поверхности:

1 — временные подъемные машины МПП-17,5; 2 и 3 — лебедки кабеля насоса и подвешного проходческого насоса; 4 — лебедки кабеля сигнализации и связи; 5 и 6 — лебедки подвешного проходческого полка и кабеля освещения; 7 и 8 — лебедки подвески каната наращивания трубопроводов и каната телескопа; 9 и 10 — лебедки подвесной секционной опалубки и спасательной лестницы; 11 — лебедка подъема бункера с бетоном; 12 — лебедка кабеля взрыва

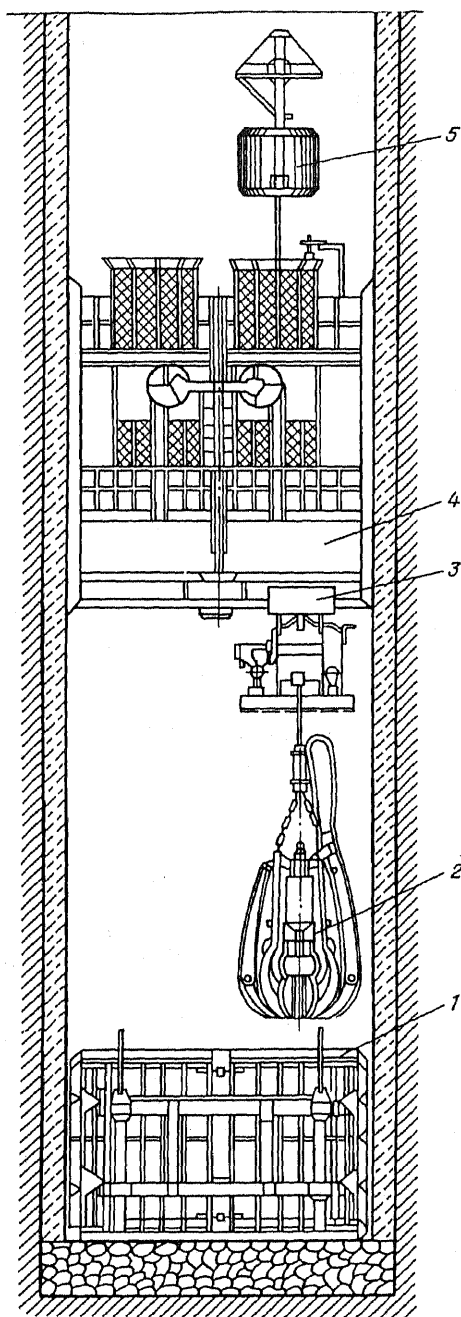


Рис. 6.46. Схема совмещенной проходки ствола:

1 — металлическая створчатая опалубка; 2 — погружной грейфер; 3 — тельфер; 4 — проходческий полук; 5 — бадня

Было предусмотрено первоочередное обеспечение бетоном для крепления ствола с бетонорастворного узла, расположенного на промплощадке шахты, с помощью пяти автобетоновозов, а также изготовление заводом ШРМЗ буровых штанг из хромоникелевой стали, деталей креплений трубопроводов, кабелей и запасных частей оборудования и механизмов.

Для обеспечения скоростного прохождения ствола для вывоза породы круглосуточно использовали три автомобиля КамАЗ.

Была разработана циклограмма, по которой продолжительность цикла составляла 12 ч 30 мин. В сутки необходимо было проходить в среднем 7,42 м (в зависимости от крепости пород скорость проходки колебалась от 6,28 до 7,75 м/сут).

Для выполнения этого графика была внедрена технология ведения работ, направленная на максимальное совмещение операций проходческого цикла.

При этом были совмещены уборка породы II фазы (разборка) со спуском бурильной установки БУКС-1у5 и бурением шпуров.

Было создано объединенное звено бурильщиков и разборщиков в составе 14—16 человек, в том числе бурильщиков было 8 человек и 6—8 разборщиков.

Разборку забоя начинали с сектора забоя № 1, расположенного под бадей № 1, одновременно до подвешного полка опускали бурильную установку БУКС-1у5. Разборку породы в забое осуществляли отбойными молотками и бутломами, затем перемещали ее в зону работы грейферов 2КС-2у/40 (рис. 6.47, секторы 2 и 4) с помощью пневмомонитора, породу грузили в бадью № 2 вместимостью 4 м³ грузчиком 2КС-2у/40. Эти работы производило объединенное звено бурильщиков и разборщиков в количестве 14 человек.

После зачистки породы в секторе № 1 (через 50—60 мин от начала разборки) на канате подъемной машины МПП-17,5 № 1 на забой опускали бурильную установку БУКС-1у5, бурильщики подсоединяли к ней шланги сжатого воздуха, промывки и, оставляя установку БУКС-1у5 подвешенной на головном канате подъема № 1, приступали к бурению шпуров по забой в секторе № 1. Окончание разборки забоя в секторах 2—4 продолжалось в течение 40—45 мин. Среднее число бадей породы во II фазе уборки составляло семь штук (суммарная вместимость 28 м³). Общее время уборки породы II фазы 1 ч 35 мин — 1 ч 55 мин. С разборкой забоя совмещали работы по спуску установки БУКС-1у5 в течение 15—20 мин и бурению шпуров (в секторе № 1 в течение 25—30 мин). После окончания разборки грейфер № 1 отцепляли в середине забоя, на тельфер породопогрузочной машины перецепляли бурильную установку БУКС-1у5 и начинали бурение шпуров в секторах 2—3—4.

Грейфер подъемом № 1 поднимали на поверхность. Оставшиеся шпуры в секторах 2—3—4 (50—52 шт.) обуривали в среднем за 1 ч 35 мин — 1 ч 45 мин.

Общее время бурения составило 2 ч 5 мин — 2 ч 15 мин.

№ сектора	Номера шпуров, обуриваемых в данном секторе	Число шпуров в секторе
1	44, 43, 42, 41, 66, 65, 64, 26, 25, 40, 14, 13, 24, 5, 1	15
2	63, 62, 61, 60, 59, 58, 39, 38, 37, 36, 35, 23, 22, 21, 11, 10, 4	18
3	57, 56, 55, 54, 53, 52, 51, 34, 33, 32, 20, 19, 18, 9, 3	15

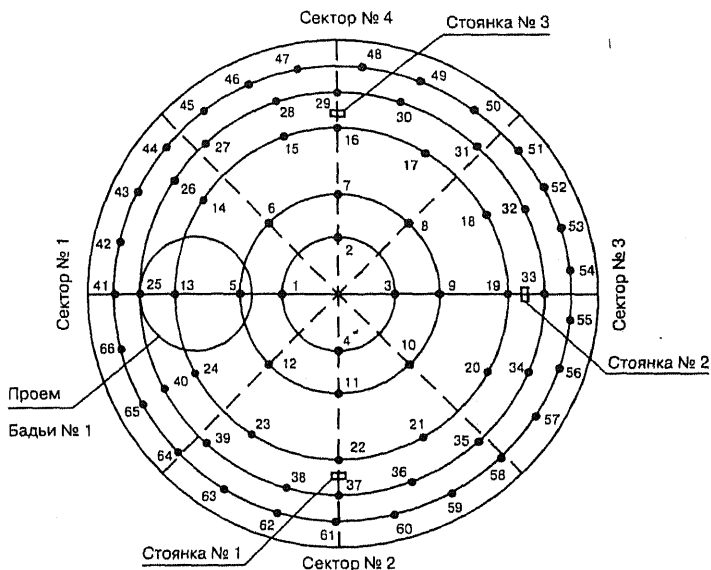


Рис. 6.47. Схема бурения шпуров

Время подъема установки БУКС-1у5 на поверхность — 15–20 мин. Четыре врубовых шпура первого ряда бурили глубиной 2,5 м, врубовые шпуры второго ряда — 5,5 м, отбойные шпуры третьего и четвертого рядов и оконтуривающие также бурили глубиной 5,5 м.

В секторе все шпуры обуривали с одной стоянки.

Глубина шпуров была принята с таким расчетом, чтобы после трех отпалов (и бетонирования стен ствола после каждого отпала) отход от забоя до бетона составил 5,2–5,5 м, тогда после цикла БВР при таком отходе можно выполнить два цикла крепления ствола, после чего отход забоя от крепи будет составлять 2–2,3 м.

Для производства взрывных работ в стволе использовали скальный аммонит № 1 в патронах диаметром 45 мм. В зарядании шпуров принимали участие проходчики основного звена и бурильщики, не занятые на подъеме БУКС-1у5, всего 10–12 человек, которые имели допуск к взрывным работам.

На цикл взрывания приходилось 320 кг скального аммонита с удельным расходом 1,31 кг/м³.

№№ п/п	Наименование работ	Объем работ	Число рабочих	Время		1 смена								2 смена								3 смена																															
				ч	мин	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24																															
1	Спуск. Раскрепление БУКС-1у5, число операций	1	8	0	20																																																
2	Бурение шпуров БУКС-1у5, число шпуров	66	8	2	07																																																
3	Выдача БУКС-1у5, число операций	1	8	0	20																																																
4	Спуск ВВ. Продувание. Заряжание шпуров. Подъем оборудования. Выезд смены, число операций	5	12	0	50																																																
5	Взрывание. Проветривание, число операций	2	6	0	20																																																
6	Спуск полка. Оборка породы, м/%	25/100	6	0	25																																																
7	Уборка породы I фазы (2 бадей V = 8 м ³), м ³ /число бадей	414/105	6	5	00																																																
8	Планирование породы под опалубку. Спуск. Центровка. Подсыпка опалубки, число операций	5	6	0	30																																																
9	Крепление ствола бетоном, м ³	32,7	6	1	30																																																
10	Уборка породы II фазы (бадья V = 4 м ³), м ³ /число бадей	28/7	1	1	41																																																
11	Наращивание трубопроводов, м	5×4	3	2	40																																																
Продолжительность цикла			12	18																																																	

Рис. 6.48. Фактическая циклограмма прохождения главного ствола шахты «Обуховская № 1» (скорость проходки 233,7 м/мес)

Взрывание комплекта шпуров производили по взрывному кабелю от сети переменного тока напряжением 380 В после подъема полка на безопасную высоту и выезда всех рабочих на поверхность.

После проветривания забоя в течение 20 мин и приведения его в безопасное состояние (оборка полка и опалубки от породы), спуска и центровки полка (эти работы выполняли проходчики основного звена в количестве шести человек) приступали к уборке породы под опалубку на высоту 4 м. Выдачу первой бадьи породы после взрыва осуществляли через 45–50 мин.

Для повышения производительности при уборке породы использовали бадьи вместимостью 4 м³. Уборку породы выполняли с помощью ствольной погрузочной машины 2КС-2у/40 в бадьи без перцепки. Бадьи выдавали двумя одноконцевыми подъемными машинами МПП-17,5.

При уборке породы в забое находились два проходчика, которые занимались откачкой воды насосом Н-1м в бадьи с породой, оборкой стен ствола и доведением сечения ствола до проектного значения с помощью отбойных молотков.

В случае неэффективного выполнения раскоски с помощью отбойного молотка сечение ствола доводили до проектного посредством взрывных работ. Во время уборки породы с нижнего этажа полка бурили шпуров под анкеры крепления трубопроводов.

Весь цикл уборки породы I фазы (до бетонирования и после) в среднем выполняли за 5 ч 10 мин. Максимальное время уборки породы составило 5 ч 15 мин, минимальное — 4 ч 45 мин.

Породу I фазы выдавали бадьями, число которых составляло 102–105. Скорость равномерного движения бадьи по стволу 7,8 м/с.

После уборки породы на высоту 4 м от отметки постоянного крепления приступали к планированию породы под опалубку. Благодаря высокой квалификации машинистов ствольной погрузочной установки 2КС-2у/40 эта операция на 80–90 % была механизирована.

Время на планирование, спуск, центровку и подсыпку опалубки составляло 25–40 мин. К началу бетонирования заходки у ствола находилось 4–5 «миксеров» с бетоном (суммарная вместимость 16–20 м³). Бетон через бетонный бункер по ставу труб диаметром 168 мм подавали непосредственно за опалубку. Время укладки бетона составляло в среднем 1 ч 30 мин.

Наращивание трубопроводов было совмещено с бурением шпуров и креплением ствола бетоном.

В результате скоростного прохождения главного ствола в сентябре 1996 г. проходческой бригадой В.Мартыненко в составе 67 человек за 31 рабочий день было пройдено 233,7 м ствола и установлен абсолютный рекорд России.

Фактически проходили от 5,5 м (минимально) до 9,66 м ствола (максимально) в сутки.

На рис. 6.48 приведена циклограмма прохождения главного ствола со скоростью 233,7 м в месяц.

Г Л А В А 7

СТРОИТЕЛЬСТВО ВЫРАБОТОК, СОПРЯГАЮЩИХСЯ СО СТВОЛОМ. АРМИРОВАНИЕ СТВОЛОВ

Общие сведения. После окончания проходки ствола до проектной глубины приступают к рассечке сопряжения ствола с околоствольным двором.

С о п р я ж е н и е м называют горизонтальную выработку околоствольного двора, непосредственно примыкающую к стволу, а работы по проходке сопряжения — рассечкой сопряжения.

Сопряжение является одним из основных узлов в системе выработок околоствольного двора, обеспечивающим технологическую связь между горизонтом разработки полезного ископаемого и поверхностью шахты (рудника).

В зависимости от числа вскрываемых горизонтов при разработке полезного ископаемого, схемы вскрытия месторождения, угла падения пластов меняется число сопряжений в стволе. Так, при горизонтальном или пологом залегании пластов делают одно сопряжение, при вскрытии свиты пластов сопряжение сооружают на основном собирающем (аккумулирующем) горизонте, при вскрытии крутых пластов сопряжения предусматривают на каждом откаточном горизонте. На рудных месторождениях при вскрытии и разработке крутых рудных жил делают несколько, иногда до 10 и более сопряжений (на каждом этаже разработки).

Работы по сооружению сопряжений отличаются сложностью, трудоемкостью и занимают до 5—7% общей продолжительности строительства ствола.

Рассечку сопряжений осуществляют после окончания проходки ствола или одновременно с проходкой. Первый вариант применяют обычно для клетевых стволов, а второй — для скиповых, когда в стволе ниже отметки околоствольного двора сооружают загрузочные бункеры и дозаторные камеры для загрузки скипов.

Сопряжения, как правило, делают в устойчивых породах, так как они находятся под действием бокового давления пород вследствие наличия двух обнаженных поверхностей со стороны ствола и со стороны горизонтальной выработки околоствольного двора, что обуславливает неравномерное распределение нагрузки на крепь сопряжения.

7.1. РАССЕЧКА СОПРЯЖЕНИЯ КЛЕТЕВОГО СТВОЛА С ОКОЛОСТВОЛЬНЫМ ДВОРОМ

Форма и размеры поперечного сечения сопряжения определяются устойчивостью пород, типом клетки (одноэтажная, двухэтажная), габаритами материала и оборудования, спускаемого на горизонт.

Форма сечения может быть сводчатой при наличии относительно небольшого горного давления, подковообразной при значительном боковом

давлении, в том числе и со стороны почвы выработки, прямоугольной со сборной железобетонной крепью для боков и кровли в неустойчивых породах.

Ширину сопряжения обычно принимают равной диаметру ствола, а высоту в месте непосредственного сопряжения со стволом определяют из условия возможности спуска длинномерного материала (рельсов, труб и др.).

Из рис. 7.1 следует, что высота сопряжения

$$h = C \sin \alpha - D_{\text{св}} \operatorname{tg} \alpha,$$

или при $\alpha = 45^\circ$ с известным приближением можно принять

$$h = 0,7 (C - D_{\text{св}}),$$

где C — длина длинномерного материала, м; $D_{\text{св}}$ — диаметр ствола в свету, м; α — угол между горизонтом сопряжения и спускаемым материалом.

Для одноэтажных клетей минимальную высоту сопряжений принимают равной 4,5 м, а для двухэтажных высоту сопряжения определяют исходя из возможности одновременной высадки и посадки людей в околоствольном дворе на оба этажа клетки.

Длину сопряжения принимают от 6 до 10 м, но не менее 5 м.

Сопряжения, как правило, чаще делают двусторонними от ствола в направлении крыльев шахтного поля, реже — односторонними при тупиковых околоствольных дворах.

Сопряжения крепят монолитной бетонной или железобетонной крепью при сводчатой форме сечения в относительно устойчивых породах, сборной железобетонной крепью — при прямоугольном сечении в неустойчивых породах. Почву сопряжения крепят монолитной железобетонной крепью с оставлением проемов для толкателей вагонеток.

В стволе на высоте 4–5 м от сопряжения сооружают опорный венец.

Рассечку сопряжения осуществляют сплошным забоем, с послышной выемкой породы, посредством проведения бортовых выработок или по комбинированной схеме. Выбор той или иной схемы рассечки сопряжения зависит от крепости и устойчивости пород и размеров поперечного сечения.

Рассечка сопряжения сплошным забоем (рис. 7.2). Эту схему применяют в крепких устойчивых породах с $f > 7$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Породу вынимают по всему сечению сопряжения отдельными заходками с помощью буровзрывных работ, длина шпуров составляет 1–1,5 м при небольшой величине заряда. По мере выемки породы

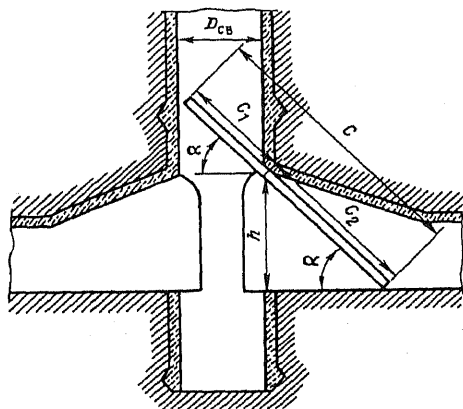


Рис. 7.1. Схема сопряжения клетевго ствола с околоствольным двором

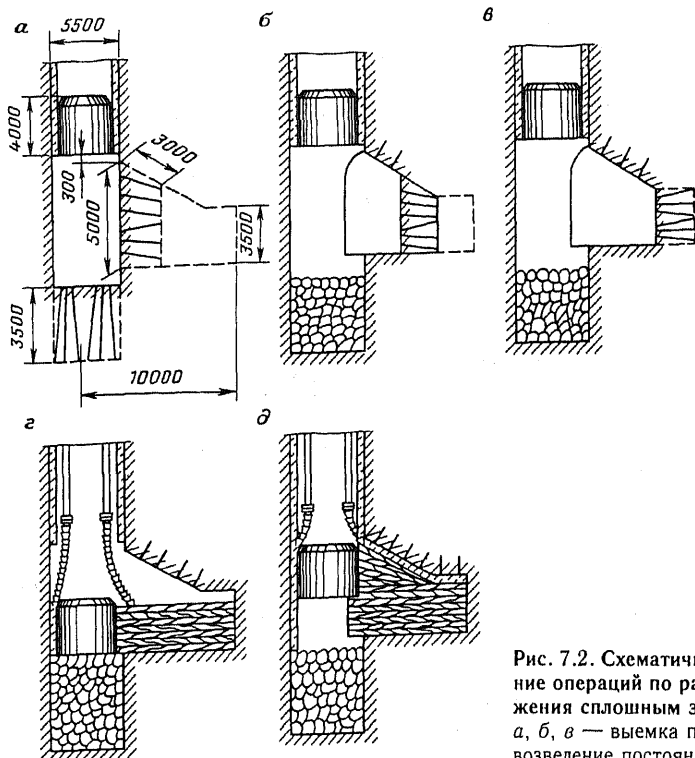


Рис. 7.2. Схематическое изображение операций по расчистке сопряжения сплошным забоем: а, б, в — выемка породы; г, д — возведение постоянной крепи

кровлю сопряжения крепят временной анкерной крепью. В трещиноватых породах анкерную крепь применяют в комбинации с металлической сеткой или швеллерными перехватами. Работы по бурению шпуров и возведению крепи осуществляют со сборно-разборных подмостей или делают забой уступной формы с размерами уступа по высоте 1,8–2 м. В таком порядке вынимают породу на всю длину сопряжения, а затем в обратном направлении от забоя к стволу возводят постоянную крепь. Опалубка для возведения крепи — деревянная. Бетонную смесь спускают по трубам, а затем по гибкому бетонопроводу за опалубку. Бетон укладывают слоями 0,5–0,6 м и трамбуют. Для бетонирования кровли на стенках крепи сопряжения устанавливают кружальные ребра и пришивают доски опалубки. Фазы выполнения работ по расчистке сопряжения показаны на рис. 7.2.

При двусторонней расчистке сопряжения работы по выемке породы и возведению постоянной крепи можно выполнять одновременно с обеих сторон в устойчивых породах или последовательно в менее устойчивых породах.

Расчистка сопряжения сплошным забоем по организации работ является наиболее простой и находит широкое применение.

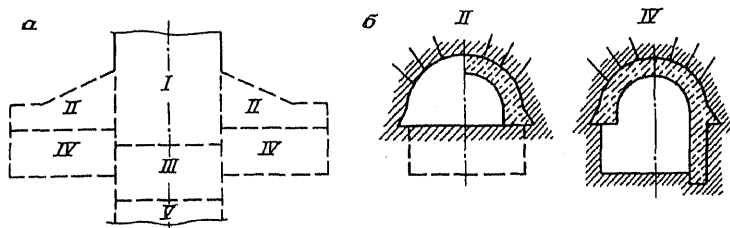


Рис. 7.3. Рассечка сопряжения слоями сверху вниз:
а — очередность выемки породы; *б* — фазы возведения крепи

Рассечка сопряжения слоями сверху вниз (рис. 7.3). Эту схему применяют в устойчивых породах с $f > 5 \div 6$. В этом случае место сопряжения по высоте разбивают на два, реже три слоя высотой 1,8–2,5 м. Работы по выемке породы сопряжения ведут одновременно с углубкой ствола.

Сначала ствол углубляют до нижней кромки верхнего слоя (фаза I) и осуществляют выемку породы в верхнем слое на всю длину сопряжения с закреплением кровли анкерной крепью. Далее от забоя к стволу возводят постоянную бетонную или железобетонную крепь свода (фаза II). В пяте свода расширяют стенки и возводят опорный венец, который поддерживает крепь свода во время выемки породы в нижнем слое (фаза III). Одновременно возводят бетонную крепь в стволе. Затем ствол углубляют до нижней кромки следующего слоя или почвы сопряжения (фаза III), вынимают породу под защитой закрепленного свода, возводят крепь ствола, стен, почвы сопряжения (фаза IV).

Рассечка сопряжения посредством проведения бортовых выработок. Эту схему применяют в слабоустойчивых породах при значительном боковом давлении.

Работы осуществляют в несколько фаз, показанных на рис. 7.4. Вначале по бокам сопряжения в нижней его части проводят на всю длину сопряжения бортовые выработки шириной 1,8–2,0 м и высотой 2,0–2,5 м (фаза I). Выработки крепят временной деревянной крепью (две стойки под распил). Стойки с внешней стороны устанавливают таким образом, чтобы можно было пришить к ним доски опалубки (фаза II), и возводят бетонную крепь стен (фаза III). Затем вынимают породу в выше-

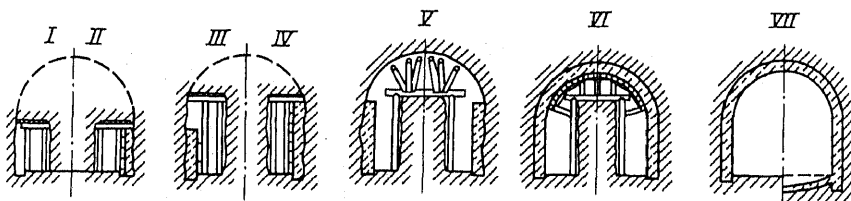


Рис. 7.4. Рассечка сопряжения бортовыми выработками:
 I — VII — фазы выполнения работ

лежащем слое и наращивают бетонные стены крепи (фаза IV). Породу при этом магазинируют в выработках нижнего слоя. Затем вынимают породу в сводчатой части сопряжения с возведением временной распорной крепи для поддержания кровли (фаза V). Далее устанавливают кругляные ребра, пришивают доски опалубки и бетонируют свод (фаза VI). В заключительной фазе VII разрабатывают породное ядро и убирают оставшуюся в бортовых выработках породу.

Схема сооружения сопряжения с проведением бортовых выработок более трудоемка по сравнению с предыдущими, требует большего времени и средств. Применение этой схемы обуславливается сложными горно-геологическими условиями.

Комбинированная схема рассечки сопряжения (рис. 7.5). Эту схему, как и предыдущую, используют в сложных горно-геологических условиях в породах с $f = 3 \div 4$ при параллельно-щитовой схеме проходки стволов.

Последовательность выполнения работ по этой схеме такая же, как и при рассечке сопряжения с помощью проведения бортовых выработок.

Вначале проводят передовую выработку в сводчатой части сопряжения (фаза I), которую закрепляют деревянной рамной крепью. Затем вынимают породу в своде сопряжения, делают раскошку под опорный венец в пяте свода и осуществляют бетонирование венца и свода (фаза II). Под защитой крепи свода вынимают породу в нижней части сопряжения (фаза III) и бетонируют его стены (фаза IV). Если почва склонна к пучению, делают обратный свод, как указано на рисунке.

Эта схема, как и предыдущая, отличается значительной трудоемкостью и большим объемом ручного труда.

При всех схемах рассечки сопряжения необходимо максимально использовать ствольное проходческое оборудование (погрузочную машину, подвесной полок, бады, опалубку и др.). Бурение шпуров осуществляют ручными перфораторами с пневмоподдержек. В первых заходках длину шпуров принимают 1–1,2 м с зарядом не более 0,4–0,6 кг. По мере удаления забоя от ствола длину шпуров увеличивают до 1,5–1,8 м, соответственно увеличивают и заряд. Параметры БВР рассчитывают так же, как и при проведении горизонтальных выработок. Погрузку породы вначале производят с помощью ствольной погрузочной машины, так как основная масса породы отбрасывается при взрыве в ствол, а затем при удалении забоя на 4–5 м применяют скреперную установку или ковшо-

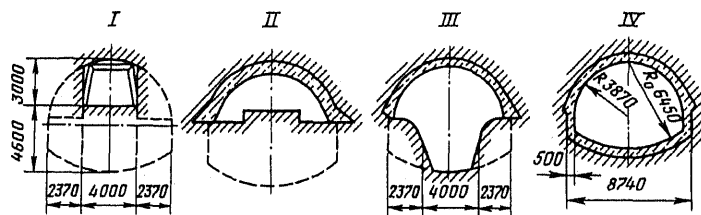


Рис. 7.5. Комбинированная схема рассечки сопряжения:
I – IV — фазы выполнения работ

вую погрузочную машину типа ППН-2г на гусеничном ходу или погрузочно-доставочную машину 1ПДН-2 при значительной длине расщелины. С помощью этих машин породу грузят в бады и выдают на поверхность.

Для возведения бетонной крепи обычно применяют деревянную опалубку, а в стволах, где сооружают несколько однотипных сопряжений, используют металлическую инвентарную опалубку. Бетонную смесь для крепления расщелины подают по стволу по трубам, а за опалубку по гибкому бетонопроводу.

7.2. РАСЩЕЛКА СОПРЯЖЕНИЙ СКИПОВОГО СТВОЛА С КАМЕРАМИ ЗАГРУЗОЧНЫХ УСТРОЙСТВ И БУНКЕРОВ

Камеры загрузочных устройств, как правило, примыкают к скиповому стволу с одной стороны и имеют размеры в плане 4×6 и 6×7 м, а по высоте до 20 м. В этих камерах размещают дозаторное устройство с затвором для загрузки скипов. Работы по сооружению камер осуществляют с использованием стволового проходческого оборудования по совмещенной или последовательной схемам. При совмещенной схеме проходку ствола и камеры выполняют одновременно, а при последовательной сооружение камеры начинают после того, как ствол будет пройден до отметки подошвы камеры.

Совмещенная схема сооружения камеры. Она предусматривает выемку породы слоями сверху вниз. При этом постоянную крепь камеры можно возводить сверху вниз и снизу вверх. Высоту слоя принимают 2–2,5 м.

Работы по выемке породы и возведению постоянной крепи организуются в следующем порядке. Ствол проходят до нижней отметки верхнего слоя (фаза I на рис. 7.6), затем вынимают породу верхнего слоя (фаза II) и возводят временную поддерживающую крепь из деревянных стоек под распил или анкерную крепь. Затем возводят постоянную крепь из монолитного бетона с двутавровыми балками перекрытия. В нижней части верхнего слоя сооружают опорный венец, который удерживает стенки крепи. В кровле камеры оставляют проем для течи из бункера. Далее ствол углубляют до нижней отметки следующего слоя (фаза III), вынимают породу нижележащего слоя и возводят постоянную крепь стен камеры. В дальнейшем работы выполняют в таком же порядке до сооружения камеры на полную высоту.

Породу при разработке каждого слоя выдают в ствол и затем с помощью стволовой погрузочной машины загружают в бады и выдают на поверхность. Бетонную смесь для крепи опускают по трубам и гибкому шлангу за опалубку. В подошве камеры по периметру сооружают опорный венец, который поддерживает крепь камеры.

Совмещенную схему сооружения камеры применяют в крепких устойчивых породах.

В качестве одного из вариантов этой схемы можно рассматривать сооружение камеры на полную высоту с поддержанием стен временной кре-

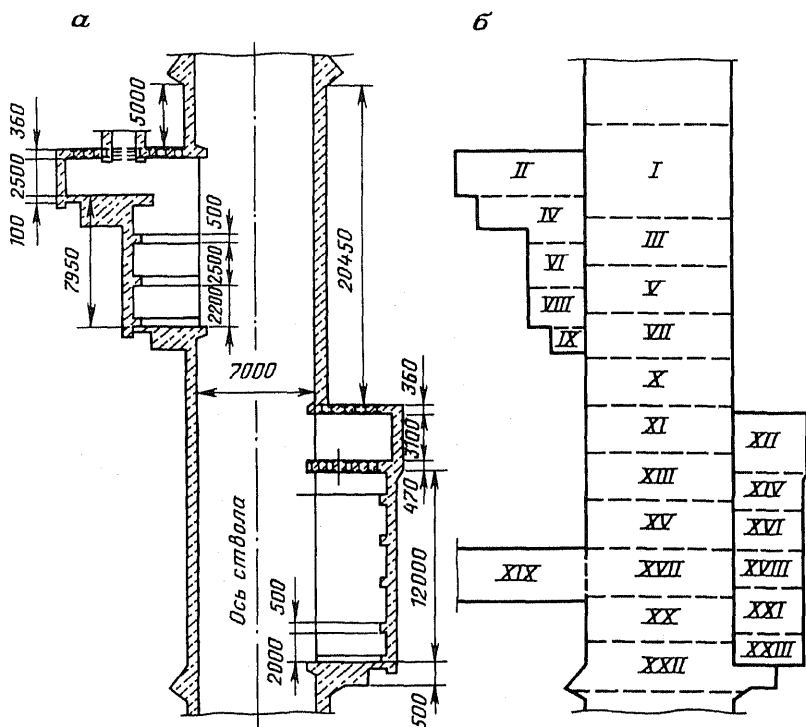


Рис. 7.6. Сооружение камеры загрузочного устройства по совмещенной схеме:
 а — общий вид камеры; б — фазы выполнения работ

пью. При этом ствол проходят до нижней отметки верхнего слоя, затем вынимают породу в верхнем слое, укладывают двутавровые балки в кровле камеры и заделывают бетоном, далее осуществляют послойную выемку породы на полную высоту камеры с поддержанием стен временной крепью. В качестве временной крепи для ствола применяют швеллерные полукольца, а стены камеры крепят швеллерными балками с затяжкой. Балки и полукольца подвешивают на крючьях к ранее установленным балкам и дополнительно укрепляют анкерами. Для временной крепи можно также применять анкерную крепь с металлической сеткой. После выемки породы в объеме всей камеры снизу вверх возводят постоянную бетонную крепь. В стволе постоянную крепь возводят с подвесной полки, а в камере делают деревянный настил, опирающийся на подвесной полки.

Этот вариант сооружения камеры можно применять в крепких устойчивых породах, когда допускается значительное обнажение боковых пород на продолжительное время.

Последовательная схема сооружения камеры. Она предусматривает разновременное выполнение работ по проходке ствола и сооружению

камеры. Ствол проходят до нижней кромки камеры или до проектной глубины с возведением постоянной крепи. На месте камеры в крепи ствола оставляют проемы. Затем проходят камеру слоями сверху вниз по технологии, изложенной ранее, или слоями снизу вверх. При проходке камеры слоями снизу вверх сначала осуществляют выемку породы в нижнем слое и возводят бетонные или железобетонные стены. Кровлю слоя закрепляют деревянной рамной крепью. На месте сопряжения камеры со стволом в проеме возводят кирпичную перемышку. После этого вынимают породу в верхнем смежном слое с наращиванием постоянной крепи стен и поддержанием кровли временной крепью и так далее до верхней отметки камеры. После выемки породы в верхнем слое в кровле камеры укладывают двутавровые балки и заделывают бетоном.

В качестве разновидности этой схемы сооружения камер в слабых породах можно применять проведение бортовых выработок.

Последовательную схему можно использовать при сооружении камер в устойчивых породах, она отличается большой трудоемкостью и сложностью.

Сооружение бункерных камер. Бункерная камера включает в себя комплекс выработок, предназначенных для приема, спуска и загрузки скипов полезным ископаемым или породой. В комплекс выработок входят камера опрокидывателя, бункер, породоспуск и дозаторная камера, прилегающая к стволу.

Бункерную камеру можно сооружать с передовой выработкой, проходимой из ствола снизу вверх с последующим расширением ее до проектных размеров бункера, или сверху вниз на полное сечение без предварительно пройденной выработки.

В первом варианте в контуре сечения будущего бункера снизу вверх проходят гезенк небольшого сечения (рис. 7.7 а). Он соединяет камеру загрузочного устройства с камерой опрокидывателя. Гезенк закрепляют

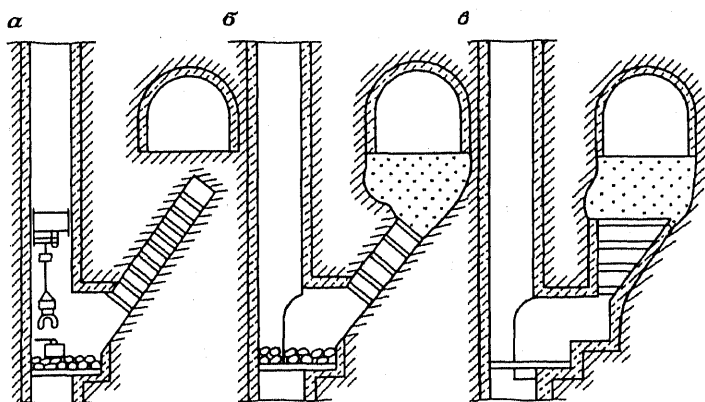


Рис. 7.7. Сооружение бункерной камеры скипового ствола:
а, б, в — фазы выполнения работ

деревянной венцовой крепью и разделяют на два отделения — лестничное и породное. Внизу породного отделения устанавливают люк с затвором. Далее гезенк расширяют до проектного сечения бункера (см. рис. 7.7, б). Вынимаемую породу самотеком через люк загружают в бадью и выдают на поверхность. Стенки бункера закрепляют анкерной или деревянной распорной крепью. После окончания расширения возводят постоянную бетонную или железобетонную крепь бункера снизу вверх (см. рис. 7.7, в), бетон за опалубку подают по трубам из камеры опрокидывателя, а к опрокидывателю в вагонетках.

Во втором варианте выемку породы осуществляют сверху вниз на полное сечение бункера, а затем снизу вверх возводят постоянную бетонную или железобетонную крепь. Породу вынимают с помощью БВР. Для подъема породы из забоя и спуска материалов в камере опрокидывателя монтируют лебедку и разгрузочный станок. В забое породу грузят в бадью, поднимают на горизонт и грузят в вагонетки. Далее вагонетки откатывают к стволу и в клетях породу выдают на поверхность.

Проветривание при проходке бункера осуществляют вентилятором местного проветривания, установленным в околоствольном дворе.

По мере углубки камеры бункера стены крепят временной крепью из швеллерных подвесных балок с затяжкой. В устойчивых породах применяют анкерную крепь с сеткой. Постоянную крепь возводят после выемки породы на всю глубину бункера. Опалубка деревянная. Бетонную смесь доставляют к месту укладки так же, как и в первом варианте.

Этот способ сооружения бункерной камеры является по сравнению с первым более трудоемким и принимается в том случае, когда невозможно производить подъем породы в бадьях через скиповый ствол.

7.3. АРМИРОВАНИЕ СТВОЛОВ

Армирование стволов включает в себя работы по установке расстрелов, навеске проводников, устройству лестничного отделения, монтажу трубопроводов и прокладке кабелей.

При строительстве стволов применяют два типа армировки — жесткую и гибкую. Жесткая армировка (рис. 7.8, а) состоит из расстрелов (горизонтально уложенных балок) и проводников (вертикально подвешенных балок к проводникам). Гибкая армировка состоит из канатных проводников, отбойных канатов, устройств для закрепления и натяжения канатов.

Наибольшее распространение получила жесткая армировка с продольными, консольными или распорно-консольными расстрелами (см. рис. 7.8, б).

Расстрелы подразделяют на главные, вспомогательные и ложные. Главные расстрелы заделываются обоими концами в крепь ствола, вспомогательные — одним концом заделываются в крепь, а другим крепятся к главному расстрелу. Ложные расстрелы устанавливаются между парными проводниками для придания им жесткости.

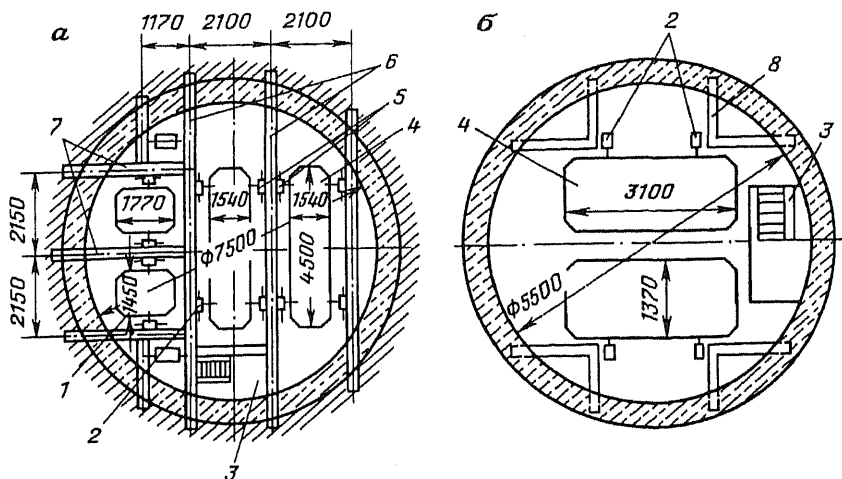


Рис. 7.8. Виды армировки стволов:

а — жесткая с продольными расстрелами; *б* — с распорно-консольными расстрелами; 1 — скип; 2 — одиночные боковые проводники; 3 — лестничное отделение; 4 — келья; 5 — боковые двусторонние проводники; 6 — главные расстрелы; 7 — вспомогательные расстрелы; 8 — консольно-распорные расстрелы

Главные и вспомогательные расстрелы устанавливают в одной плоскости, и они образуют ярус армировки. Расстояние между ярусами по глубине ствола называют шагом армировки. На расстрелах крепят проводники и монтируют полки лестничного отделения. Шаг армировки зависит от типа подъемных сосудов, скорости их движения по стволу и принимается кратным длине одного звена проводников: при рельсовых проводниках — 3,125 или 4,168 м, при проводниках коробчатого профиля — 4 м, при деревянных проводниках — 3 м.

Расстрелы в большинстве случаев изготавливают из металлических балок двутаврового профиля №20-36М (главные расстрелы) и №14-18В (вспомогательные расстрелы), сварных коробчатых профилей или уголков, а также из стального листа толщиной 10–12 мм. Размеры расстрелов из швеллера (220 × 82) — (360 × 110) мм, из уголков (135 × 80) — (212 × 125) мм, из стального листа (186 × 80) — (240 × 105) мм.

Для снижения аэродинамического сопротивления движению воздуха в глубоких стволах на расстрелы устанавливают обтекатели конусовидной формы.

В зарубежной практике в глубоких стволах применяют железобетонные расстрелы овальной формы с размерами 130 × 585 мм.

Деревянные расстрелы используют на вспомогательных стволах и шурфах с деревянной крепью. Их изготавливают из брусьев размерами 200 × 200 или 200 × 250 мм.

Главные расстрелы для удобства их установки в лунки выполняют составными из двух неравных частей. Длинную часть принимают на

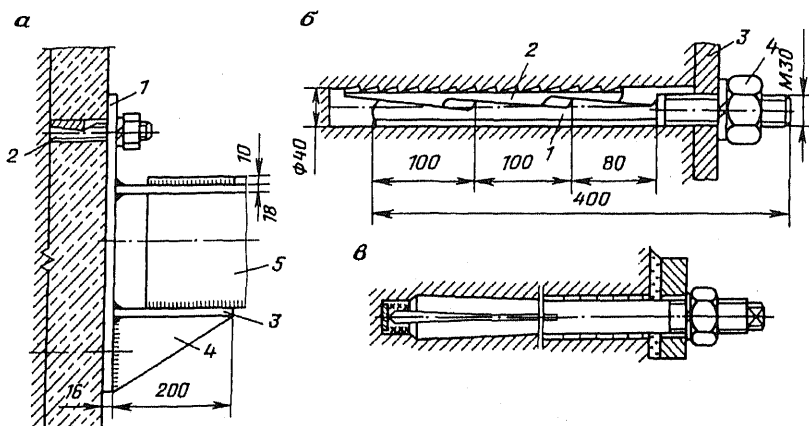


Рис. 7.9. Схема крепления коробчатых расстрелов анкерами:

а — узел крепления расстрела к бетонной крепи; б — анкер УШС; в — анкер типа Ц

50–60 см короче диаметра ствола в свету. Стыки расстрелов скрепляют сваркой или с помощью накладок и болтов.

При армировании стволов в последние годы применяют анкерное крепление расстрелов. Узел крепления расстрела коробчатого профиля показан на рис. 7.9, а, где опорную плиту 1 с анкерами 2 и опорной полкой 3 жестко крепят к бетонной стенке ствола. Опорная полка усилена косынками 4, а расстрелы 5 электросваркой приваривают к полке 3.

При этом креплении анкеры работают на динамическую нагрузку и должны иметь такую конструкцию, которая обеспечивала бы минимальное смещение замка в бетоне. Наиболее подходящими для этих условий являются анкеры типа УШС с распорным замком (см. рис. 7.9, б). Анкер состоит из стального стержня 1 диаметром 30 мм, ступенчатого клина 2, опорной шайбы 3 и гайки 4. Стержень имеет многоступенчатые выемки, в которые входят выступы клина 2, и распирается в бетоне.

Максимальное усилие выдергивания такого анкера составляет около $12 \cdot 10^4$ Н.

В зарубежной практике для крепления расстрелов применяют клеевые анкеры типа Ц (см. рис. 7.9, в). Используют также крепление расстрелов на закладных деталях, когда в крепь при бетонировании заделывают вкладыши (коротыши) концов расстрелов, а потом приваривают к ним сами расстрелы.

Жесткая армировка с продольными расстрелами имеет ряд недостатков, а именно: значительная трудоемкость при ее монтаже, высокая металлоемкость, высокое аэродинамическое сопротивление, загромождение сечения ствола на 10–20% от площади в свету. Расход металла на армировку ствола глубиной до 1000 м составляет 1200–1500 т.

Для снижения расхода металла и уменьшения аэродинамического сопротивления, а также высвобождения сечения ствола в последнее время

стали применять армировку с консольными и консольно-распорными расстрелами (см. рис. 7.8, б). Консольно-распорные расстрелы обладают высокой прочностью и жесткостью, что обеспечивает возможность высоких скоростей движения подъемных сосудов по стволу.

Расстрелы изготавливают из двутавровых балок № 18В, сваренных под углом 90° , или из уголков $200 \times 125 \times 12$ мм, их располагают попарно и прочно заделывают в бетонную крепь.

Применение консольно-распорных расстрелов позволяет по сравнению с армировкой продольными расстрелами сократить расход металла в два раза, разредить центральную часть сечения ствола, что обеспечивает снижение аэродинамического сопротивления в 3–4 раза.

В настоящее время в глубоких стволах внедряют так называемую безрасстрельную малоярусную армировку. В конструкции такой армировки предусматривают крепление проводников на демпферных канатах, которые, в свою очередь, крепят на жестких консольных упорах, заделанных в крепь ствола. Шаг такой армировки составляет 2–2,5 м. Проводники имеют фигурный профиль в виде «ласточкина хвоста» с фиксированной податливостью. Движение подъемных сосудов по проводникам осуществляется с помощью роликовых устройств. Натяжение демпферных канатов составляет 200, 500, 1000 кН.

Во всех видах армировки для обеспечения долговечности эксплуатации расстрелов на них наносится антикоррозионное покрытие, противостоящее агрессии водовоздушной среды.

Проводники предназначены для направления движения подъемных сосудов по стволу. Жесткие проводники изготавливают из железнобетонных рельсов и металлических балок коробчатого профиля. Во вспомогательных стволах небольшой глубины при незначительных скоростях подъема, главным образом для клетевых подъемов, применяют деревянные проводники.

Рельсовые проводники используют в основном в скиповых подъемах и изготавливают из рельсов типа Р-38, Р-43, Р-50 длиной 12,5 и 25 м.

К недостаткам рельсовых проводников относят неравномерное распределение массы в сечении рельса, вследствие чего момент инерции относительно осей $x-x$ и $y-y$ различен, и это обуславливает большой продольный изгиб при движении подъемных сосудов и потерю устойчивости, кроме того, профиль сечения рельсов не обеспечивает возможности использования роликовых направляющих.

В настоящее время более широкое применение находят гнутые и сварные проводники коробчатого профиля размерами $160 \times 160 \times 12$ мм, $180 \times 180 \times 16$, $200 \times 200 \times 16$ и $220 \times 220 \times 16$ мм (высота \times ширина \times толщина). Сварные проводники изготавливают из уголка соответствующего профиля, а гнутые С-образной формы размерами $180 \times 180 \times 55 \times 10$, $200 \times 200 \times 75 \times 10$ и $220 \times 220 \times 75 \times 10$ мм из стального листа (ширина \times высота \times зазор между краями гнутого листа \times толщина листа). Проводники гнутые С-образной формы по сравнению с рельсовыми имеют значительно большую жесткость, что позволяет увеличить расстояние между ярусами расстрелов, использовать роликовые

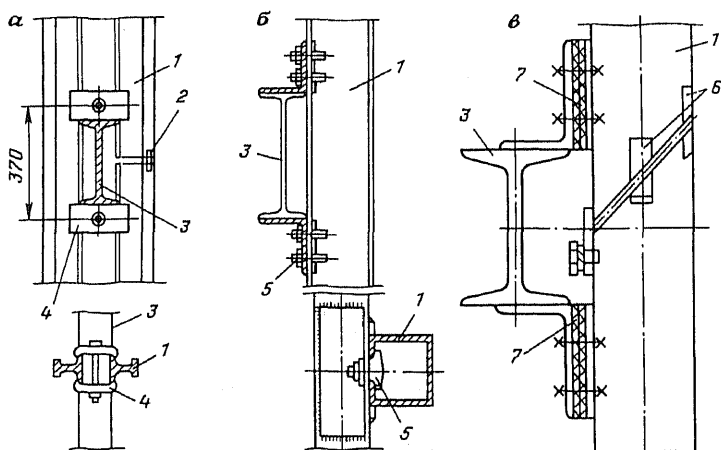


Рис. 7.10. Схемы крепления проводников к расстрелам:

а — с помощью скобы Бриара; *б* — посредством Т-образных болтов; *в* — крепление к расстрелу коробчатых проводников со скошенными торцами; 1 — проводник; 2 — штырь; 3 — расстрел; 4 — скоба Бриара; 5 — Т-образный болт; 6 — планки стыка проводников; 7 — крепежные угольники

направляющие и увеличить скорость движения сосудов. Такие проводники менее трудоемки в изготовлении по сравнению со сварными проводниками из уголков и имеют меньшую металлоемкость.

Расположение проводников относительно подъемных сосудов бывает лобовое — по торцам клетки (скипа) и боковое — по длинной стороне клетки; одностороннее — два проводника на одной стороне подъемного сосуда и двустороннее — проводники по обе стороны подъемного сосуда.

Выбор схемы расположения проводников зависит от типа подъемных сосудов (скипы, клетки), их размеров в плане, схемы вскрытия месторождения (одного горизонтное, многогоризонтное при крутом падении пластов или рудных жил и т.п.) и скорости подъема.

Общими требованиями ко всем типам армировки являются жесткость ее конструкции и надежность работы.

Крепление проводников к расстрелам в зависимости от их типа и профиля может быть различным. Так, рельсовые проводники крепят к расстрелам из двутавровых балок скобами Бриара (рис. 7.10, *а*), одинарные проводники — скобами СОЛ (скобы односторонние легкие). Коробчатые проводники крепят к расстрелам болтами Т-образной формы (см. рис. 7.10, *б*).

На рис. 7.10, *в* показана конструкция стыка и крепления коробчатых проводников, у которых торцы срезаны под углом 45° и соединены между собой планками. К расстрелу сверху и снизу приварены уголки, к которым крепят стыкующиеся проводники болтами через эластичные прокладки.

Благодаря такому соединению смягчается удар при прохождении подъемных сосудов через стык.

Деревянные проводники к расстрелам крепят болтами с потайными головками.

Стыковка проводников может быть осуществлена непосредственно на расстреле или между ярусами расстрелов. В первом случае торцы проводников размещают в середине высоты балки расстрела, при этом основания (полки) рельсовых проводников устанавливают в углублениях (лежках) на расстрелах. При наличии парных проводников стыковку выполняют на разных ярусах расстрелов.

На стыке между проводниками оставляют температурный зазор в 5 мм. Для надежности стыка, а также для удобства монтажа проводников в яблке торца рельса делают отверстие диаметром 12—16 мм, глубиной 50—70 мм, в которое вставляют металлическую шпильку. Для повышения продольной жесткости проводников между ними в промежутке между ярусами расстрелов устанавливают ложные расстрелы, что позволяет увеличить скорость движения подъемных сосудов.

Коробчатые проводники обычно стыкуются между ярусами расстрелов и соединяются стальными полосами или уголками, приваренными к одному из проводников.

Деревянные проводники стыкуются на уровне расстрелов прямой врубкой (зубом), косым зубом или стыком с деревянной накладкой и болтами с потайной головкой.

Одновременно с монтажом расстрелов и проводников в стволе оборудуют лестничное отделение. Расстояние между лестничными полками принимают кратным расстоянию между ярусами расстрелов (шагу армировки). При рельсовых проводниках расстояние между лестничными полками выбирают равным 6250 мм, при коробчатых проводниках — 4000 мм, но не более 8000 мм, при деревянных — 3000—4000 мм. Лестничные полки делают из рифленого стального листа толщиной 4—6 мм, приваренного к расстрелам. Лестницы устанавливают с наклоном к полку под углом 80°. В полках делают проемы (лазы) размерами 700 × 600 мм для прохода людей. Лестницы (рис. 7.11, а) делают металлическими или деревянными шириной не менее 400 мм с расстоянием между ступеньками не более 400 мм (см. рис. 7.11, б). Расстояние от основания лестницы до вертикальной стенки отделения должно быть не менее 600 мм. Над каждым полком лестницы должны выступать на 1 м или в крепь ствола выше полка необходимо заделывать скобы для подъема по ним. Лестничное отделение отшивается от подъемного и трубокабельного досками или металлической сеткой.

В глубоких стволах (глубиной более 700—800 м) целесообразно взамен лестничного отделения предусматривать постоянный аварийный подъем.

Для прокладки трубопроводов и кабелей по стволу предусматривают специальное трубокабельное отделение, которое располагают рядом с лестничным отделением. Трубопроводы можно крепить к расстрелам с

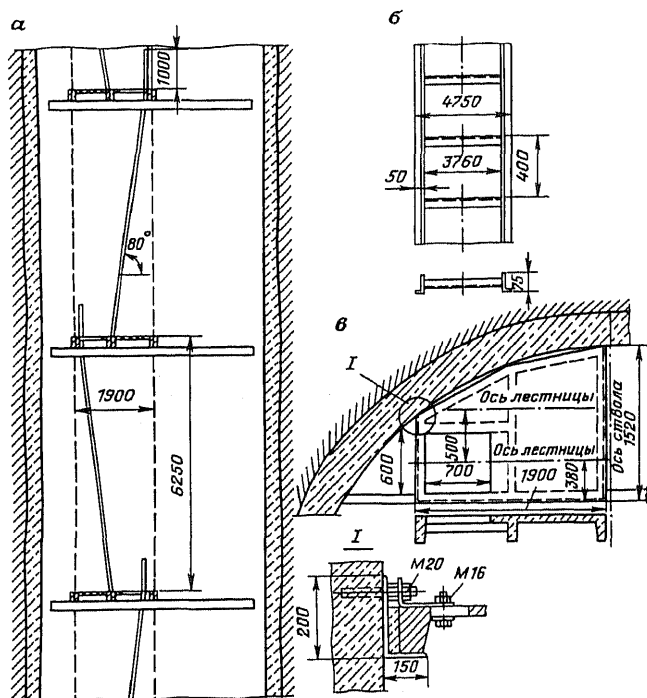


Рис. 7.11. Лестничное отделение:
 а — общий вид; б — тетивы лестниц; в — лестничный пол

помощью хомутов, устанавливаемых через 6–12 м по высоте, кронштейнов и хомутов, заделываемых в крепь ствола.

Крепление кабелей выполняют на расстрелах при помощи конусных зажимов или зажимов, заделываемых в крепь ствола. Зажим устанавливают через 6–8 м.

Гибкая армировка. Как отмечалось ранее, гибкую армировку с канатными проводниками применяют во вспомогательных стволах с поперечным сечением в виде круга, клетевым подъемом и относительно небольшой глубиной (до 500–600 м).

Гибкая армировка (рис. 7.12) состоит из канатных проводников, по которым перемещаются подъемные сосуды 1, отбойных канатов 2, предохраняющих подъемные сосуды от столкновения, и натяжных устройств в копре и зумпфе. Диаметр канатов 30–45 мм. Отбойные канаты имеют такую же конструкцию и диаметр не менее 40 мм с пятикратным запасом прочности. Натяжение канатов — 10–20 кН на каждые 100 м длины каната. Для движения подъемных сосудов по канатным направляющим 3 на корпусе сосудов по четырем углам крепятся направляющие муфты со сменными вкладышами из бронзы.

При использовании гибкой армировки обеспечивается плавное движение подъемных сосудов, что особенно важно при большой скорости подъема, уменьшается аэродинамическое сопротивление воздушной струе. Основным недостатком гибкой армировки является необходимость увеличения сечения ствола на 0,5—1 м (диаметр в свету) для обеспечения нормативных зазоров между подъемным сосудом и крепью из-за значительных колебаний сосудов в процессе движения.

Подготовительные работы перед армированием ствола. До начала работ по армированию выполняют подготовительные работы, которые включают в себя следующие мероприятия: подготовка элементов армировки — расстрелов, проводников, зажимающих скоб, элементов лестничного отделения, труб, кабелей, полков, крепежного материала и т.п.

Элементы армировки проверяют с помощью шаблонов и контрольной сборки на стендах. Затем их маркируют и укладывают в штабеля в порядке очередности использования. Трубы испытывают посредством опрессовки. Далее в копре демонтируют разгрузочный станок, верхнюю приемную площадку, переоборудуют подшивную площадку, переставляют шкивы так, чтобы монтажная люлька и элементы армировки проходили между установленными расстрелами, переоборудуют нулевую раму в соответствии с расположением в стволе расстрелов и оборудования для армирования. Непосредственно в стволе демонтируют и выдают на поверхность все проходческое оборудование, вентиляционные и водоотливные трубы, бетонопровод, трубы сжатого воздуха, насосы и пр. Одновременно поднимают в стволе подвесной полок и переоборудуют его для работы по армированию. Осуществляют контрольную съемку

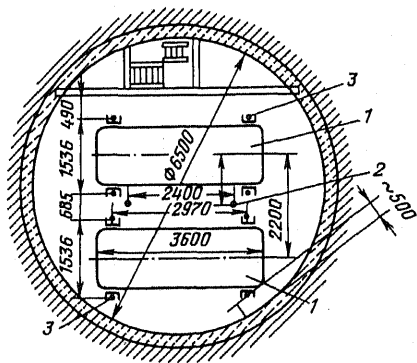


Рис. 7.12. Гибкая армировка с канатными проводниками

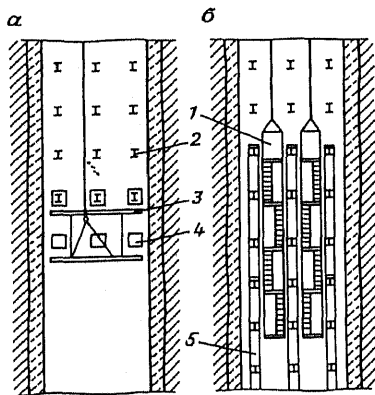


Рис. 7.13. Схемы армирования стволов с установкой расстрелов сверху вниз:
а — установка расстрелов; б — навеска проводников; 1 — люлька для навески проводников; 2 — установленные расстрелы; 3 — подвесной полк; 4 — лунка для расстрела; 5 — проводник

профиля стен ствола, составляют продольный разрез и совмещенный план поперечных сечений ствола.

По результатам маркшейдерской сетки уточняют, а при необходимости и корректируют проект армирования. В стволе устанавливают первый контрольный ярус расстрелов, по которому с помощью отвесов и шаблонов контролируют установку элементов армировки по всему стволу.

Перед началом работ по армированию составляют проект производства работ (ППР), который включает в себя технологические схемы производства армирования, план размещения оборудования, график организации работ, мероприятия по заготовке элементов армировки, мероприятия по безопасности работ и т.п. Продолжительность подготовительных работ составляет от 15 до 30 дней.

Производство работ по армированию. В зависимости от очередности работ по установке расстрелов и навеске проводников армирование стволов может быть выполнено по последовательной, параллельной и совмещенной технологическим схемам.

При последовательной схеме установку расстрелов и навеску проводников осуществляют последовательно на всю глубину ствола или на участках, кратных длине звена проводника. Установка расстрелов ведут сверху вниз одновременно с оборудованием лестничного отделения, а затем снизу вверх или сверху вниз навешивают проводники. Работы по установке расстрелов выполняют с двухэтажного подвесного полка (рис. 7.13), в котором расстояние между этажами соответствует расстоянию между ярусами расстрелов (шагу армировки). На нижнем этаже полка ведут подготовку лунок под расстрелы (если они не были заготовлены заранее при возведении крепи ствола) или бурение скважин под анкеры при креплении расстрелов анкерами. При тюбинговой крепи сверлят отверстия во фланцах тюбингов.

Разметку лунок или скважин осуществляют с помощью шаблонов. Глубина заделки расстрелов должна быть не менее высоты расстрела или принимается равной $2/3$ толщины стенки крепи. Для механизации работ по долблению лунок в ЦНИИПодземмаше разработали станок СБЛ (станок бурения лунок), который состоит из трех пневмоударников с коронками диаметром 200 мм, расположенных один над другим, что позволяет бурить лунку размерами 200×570 мм и глубиной до 600 мм.

На верхнем этаже полка устанавливают расстрелы, проверяют правильность их положения шаблонами, угольниками, отвесами и уровнями. Для выравнивания расстрелов в горизонтальном положении в лунки закладывают стальные подкладки различной толщины.

Спуск главных расстрелов осуществляют на канате проходческой подъемной установки. На конце каната крепят серьгу с болтами для крепления. Расстрел за проушины подвешивают к серьге и крепят болтами. Проушины делают на расстоянии, равном $1/3$ длины расстрела от его конца. Благодаря такой подвеске расстрел можно свободно поворачивать и заводить в лунку. Заводку расстрелов в лунки и их заделку бетоном выполняют на верхнем этаже полка. Короткие вспомогательные расстрелы спускают в бадьях.

Лестничное отделение оборудуют сразу после установки всех расстрелов яруса.

Продолжительность установки расстрелов и монтажа лестничного отделения занимает около 50–60 % общего времени армирования. Скорость армирования в зависимости от типа армировки колеблется от 7 до 16 м/сут.

По окончании работ по установке ярусов расстрелов на всю глубину ствола подвесной полки в нижней части ствола разбирают и по частям выдают на поверхность. Затем приступают к навеске проводников снизу вверх или сверху вниз с трех-четырёхэтажных люлек (рис. 7.14), на каждом этаже которых работают по одному монтажнику. Проводники опускают в ствол по одному и устанавливают на ранее смонтированные проводники (при монтаже снизу вверх). Стыковку проводников выполняют с помощью шпилек, которые вставляют в отверстие в яблоке торца рельса (при рельсовых проводниках).

Межэтажные полки люльки 1 расположены на расстоянии, равном шагу армировки, а между полками устанавливают лестницы 2. Лестничные лазы на полках смещены относительно друг друга и перекрыты ладами. На верхнем этаже люльки установлен поворотный кран 3, с помощью которого проводники подводятся к месту установки и крепятся к расстрелам. Спуск проводников так же, как и расстрелов, осуществляют на канате подъемной установки, подвешивая их на серье или прицепном устройстве 4.

Люльку подвешивают на канате тихоходной лебедки, число люлек определяется типом армировки и размерами сечения ствола. В стволах диаметром 5–6 м подвешивают одну люльку, при больших диаметрах — две, три.

Продолжительность навески проводников составляет 7–9 % общего времени армирования ствола при средней скорости навески 60–70 м/сут.

Армирование стволов по параллельной схеме предусматривает одновременное ведение работ по установке расстрелов, оборудованию лестничного отделения, навеске проводников и прокладке трубопроводов и кабелей. Работы по установке расстрелов производят с подвесного трехэтажного полка, а навеску проводников и монтаж трубопроводов — с многоэтажных люлек. Эти работы можно осуществлять сверху вниз или снизу вверх на всю глубину ствола. Технология выполнения отдельных операций по армированию аналогична технологии в предыдущей схеме.

При параллельной схеме обеспечивается более высокая скорость армирования по сравнению с последовательной схемой, требуется четкая организация работ в стволе и на поверхности.

Схема совмещенного армирования (рис. 7.15). Она характеризуется тем, что установку расстрелов и навеску проводников ведут одновременно с подвесного двухэтажного полка сверху вниз на участке одного шага армировки. При этом разделку лунок осуществляют на нижнем этаже полка (фаза I), а установку расстрелов и навеску проводников — на верхнем одновременно с ведением работ на нижнем этаже (фаза II). Нижние

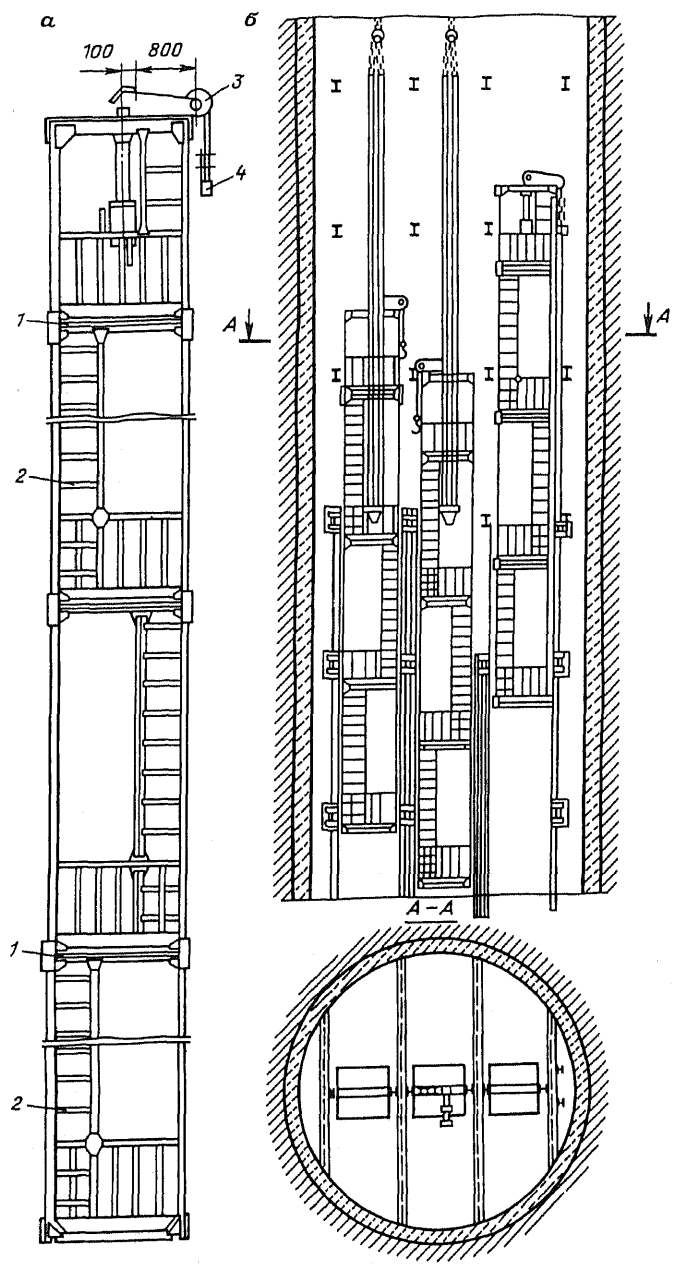


Рис. 7.14. Люлька для навески проводников:
 а — общий вид; б — схема расположения люлек в стволе

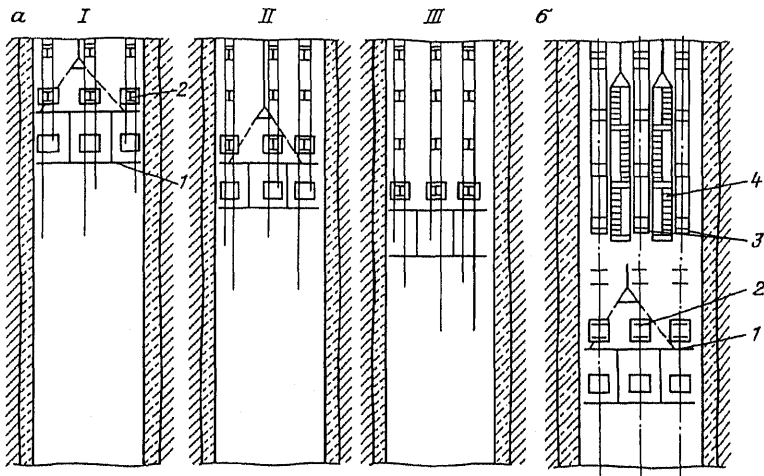


Рис. 7.15. Схема совмещенного армирования, осуществляемого сверху вниз:

а и *б* — одновременная и последовательная установка расстрелов и проводников; *I*, *II*, *III* — фазы выполнения работ; *1* — полок; *2* — установленные расстрелы; *3* — навешенные проводники; *4* — люлька

концы проводников пропускают через проемы в этажах подвесного полка (фаза *III*). После установки расстрелов и навески проводников на одном шаге армировки полки опускают на следующий горизонт расстрелов и т.д.

Отсутствие люлек при этой схеме упрощает переоборудование ствола перед армированием. Однако стесненность при работах по установке расстрелов, навеске проводников, монтажу лестничного и трубокабельного отделения на ограниченной площади одного этажа полка вызывает дополнительные трудности. Кроме того, стесненность при работах создает возможность для ударов опускающегося полка по проводникам, вследствие чего могут сместиться только что заделанные расстрелы.

Армирование стволов одновременно с проходкой (рис. 7.16). Эту схему применяют при строительстве глубоких стволов. Установку расстрелов осуществляют со специального подвесного полка, находящегося на высоте 30—40 м от забоя. На нижнем этаже полка разделяют лунки, а на верхнем — устанавливают и закрепляют расстрелы. Установку расстрелов обычно совмещают с бурением шпуров в забое. Проводники навешивают после подвигания забоя на длину звена проводников (8—12,5 м). Одновременно с навеской проводников монтируют лестничное отделение, прокладывают все необходимые для проходки трубопроводы и кабели. В этом случае исключается необходимость их подвески на канатах и сокращается число проходческих лебедок.

При использовании этой схемы все работы по проходке и армированию ствола должны быть строго увязаны между собой и составлять единый проходческий цикл.

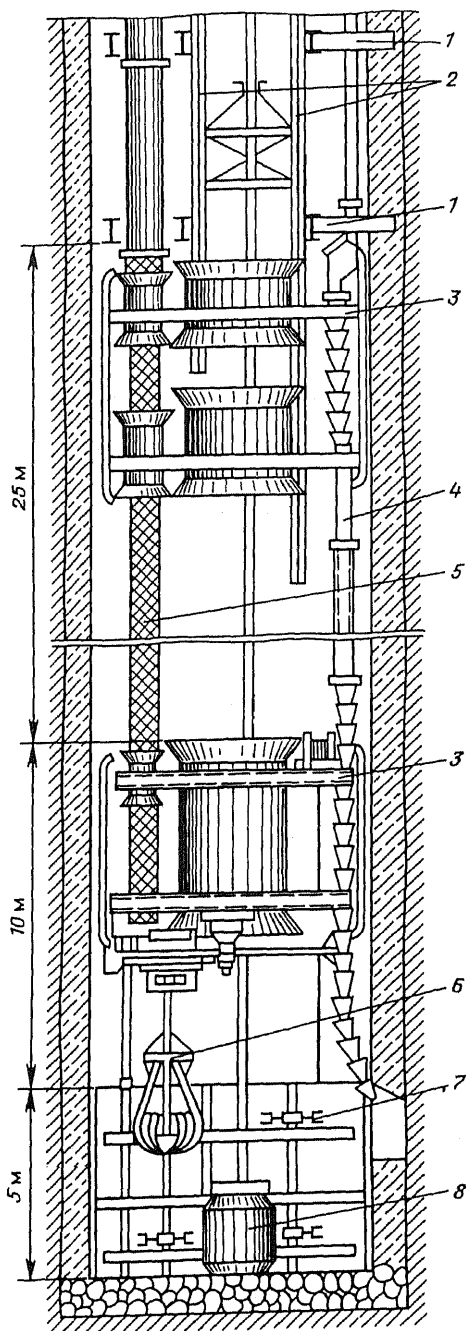


Рис. 7.16. Схема армирования ствола одновременно с его проходкой: 1 — расстрелы; 2 — проводники; 3 — подвесные полки; 4 — бетонопровод; 5 — став вентиляционных труб; 6 — погрузочная машина; 7 — опалубка; 8 — бадья

При армировании ствола одновременно с проходкой уменьшается продолжительность переходного периода от строительства ствола к проведению горизонтальных выработок на 6–7 месяцев и упрощается оборудование подъема на поверхности. Однако при этой схеме значительно снижается средняя скорость строительства стволов (до 30–40 м/мес).

Сопоставляя рассмотренные схемы армирования стволов, следует отметить, что последовательная схема является наиболее простой с точки зрения организации работ и их безопасности, но она не обеспечивает достаточных скоростей армирования, что особенно важно для глубоких стволов.

Совмещенную схему армирования применяют в основном для глубоких стволов, когда важным фактором является сокращение времени переходного периода, однако работы при этом значительно усложняются и требуют четкой организации.

Выбор схемы армирования ствола зависит от конкретных организационно-технологических условий и обуславливается затратами времени и средств.

ГЛАВА 8 УГЛУБКА СТВОЛОВ

8.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

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

При рассмотрении вопросов углубки вертикальных стволов описываются только отличные от проходки вертикальных стволов особенности некоторых проходческих процессов (буровзрывные работы, погрузка породы, возведение крепи и армирование).

Если ранее в горнодобывающей промышленности ежегодно выполняли работы по углубке более 50 стволов с общей протяженностью углубки около 3,0 км, то за последние годы отмечается резкое снижение этих показателей, что связано с проводимой в настоящее время реструктуризацией угольной промышленности, закрытием шахт и отсутствием инвестиций на реконструкцию шахт (рудников).

По сравнению с проходкой стволов углубка имеет ряд специфических условий, которые осложняют производство работ: углубку ствола осуществляют на эксплуатационной шахте, что обуславливает необходимость подчинения (координации) углубочных работ режиму работы действующей шахты; при малой протяженности углубки усложняется применение высокопроизводительного горно-проходческого оборудования для бурения шпуров, погрузки и подъема породы; усложняются условия вентиляции, водоотлива, транспортирования породы, подготовки и спуска бетонной смеси, спуска и подъема людей, материалов и оборудования. При углубке стволов необходимо строить, а после углубки ликвидировать предохранительные устройства, проходить временные горные выработки для монтажа оборудования. По указанным причинам скорость углубки стволов в 2,5–3 раза, а производительность труда в 1,5–2 раза ниже этих показателей при проходке стволов. Продолжительность работ, связанных с углубкой стволов, занимает 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 с интервалами по диаметру через 0,5 м.

Шаг углубки, т.е. длина участка ствола, на которую его углубляют, обычно равен расстоянию по вертикали между горизонтами. На рудных месторождениях и месторождениях с пологим залеганием пластов угля шаг углубки составляет 80–100 м, на месторождениях с крутым залеганием пластов он достигает 150 м. На некоторых угольных шахтах стволы углубляли на 2–3 горизонта, и шаг углубки составлял 250–413 м.

Под термином способ углубки подразумевают направление перемещения забоя углубляемого ствола. Различают три способа углуб-

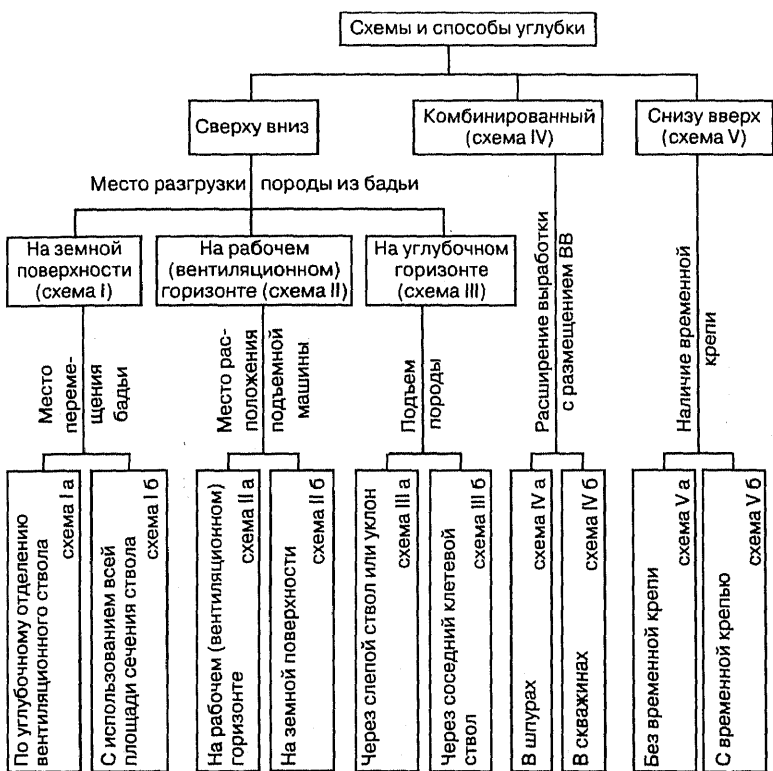


Рис. 8.1. Способы и схемы углубки вертикальных стволов

ки (рис 8.1): *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 эту выработку расширяют на полное сечение ствола. Наибольшее распространение получил способ углубки сверху вниз. Комбинированный способ начали применять в последние годы, и он получает все большее распространение. Способ углубки ствола снизу вверх используют редко.

Термин *схема углубки* включает в себя характеристику места разгрузки породы из бады.

При углубке ствола сверху вниз различают следующие схемы при разгрузке породы из бады: на земной поверхности (I), на рабочем горизонте (II) и на специальном углубочном горизонте (III).

При комбинированном способе углубки (схема IV) и углубке снизу вверх (схема V) породу из забоя ствола спускают на новый подготовляемый горизонт, где ее грузят в вагонетку и транспортируют на земную

поверхность. Эти пять основных схем углубки в зависимости от технологических факторов имеют различные варианты (см. рис. 8.1).

Выбор способа и схемы углубки зависит от конкретных условий горнодобывающего предприятия. Предпочтение отдадут варианту, при котором продолжительность и затраты на углубку наименьшие и нарушение эксплуатационного режима шахты (рудника) минимальное.

8.2. УГЛУБКА СТВОЛОВ СВЕРХУ ВНИЗ

Углубка стволов с разгрузкой породы на земной поверхности (схема 1). При этой схеме (рис. 8.2) разгрузку породы из бадьи осуществляют на земной поверхности в эксплуатационном копре 2, в котором монтируют разгрузочный станок 3 с лядами и желобом. Для подъема бадьи используют одну из существующих подъемных машин или монтируют новую подъемную машину 1. Около ствола устанавливают проходческие тихоходные лебедки для подвески в стволе полка, опалубки, ставов труб и другого оборудования. В стволе устраивают предохранительные полки 5, оборудуют бадьевое отделение и монтируют подвесной полок 6, опалубку 8, погрузочную машину КС-3 7, бадью 4, подвесной насос 9 и ставы труб.

В зависимости от площади поперечного сечения ствола, оснащения его постоянным подъемом и эксплуатационного режима работы шахты применяют три варианта устройства бадьевого отделения:

- 1 — без прекращения работы стационарных подъемов. Этот вариант используют, если в сечении ствола имеется свободное место для размещения бадьевого отделения или это отделение было заранее предусмотрено при проходке ствола (рис. 8.3, а); бадьевого подъем размещают в лестничном отделении после демонтажа лестниц (см. рис. 8.3, б). Во всех случаях для бадьевого подъема монтируют проходческую подъемную машину;

- 2 — с временным демонтажем подъемных сосудов стационарного подъема. Бадьевое отделение устраивают в свободном сечении ствола, которое образуется вследствие демонтажа двух сосудов одной подъемной установки (см. рис. 8.3, в) или одного сосуда с противовесом (см. рис. 8.3, г). Для бадьевого подъема используют освободившуюся стационарную машину, в стационарной подъемной установке демонтируют один подъемный сосуд (см. рис. 8.3, д). Возможны и другие варианты;

- 3 — углубка ствола с использованием всего сечения. Этот вариант обычно применяют при углубке вентиляционных стволов, оснащенных вспомогательным клетевым подъемом. В этом случае демонтируют клетки, а подъемную машину и копер используют для бадьевого подъема. Техника и технология углубки такого ствола аналогичны его проходке.

Достоинства схемы I — полная независимость выполнения операций по углубке от эксплуатационных работ, возможность использования для работ по углубке постоянных подъемных машин, небольшой объем подготовительных работ, централизованное приготовление бетонной смеси

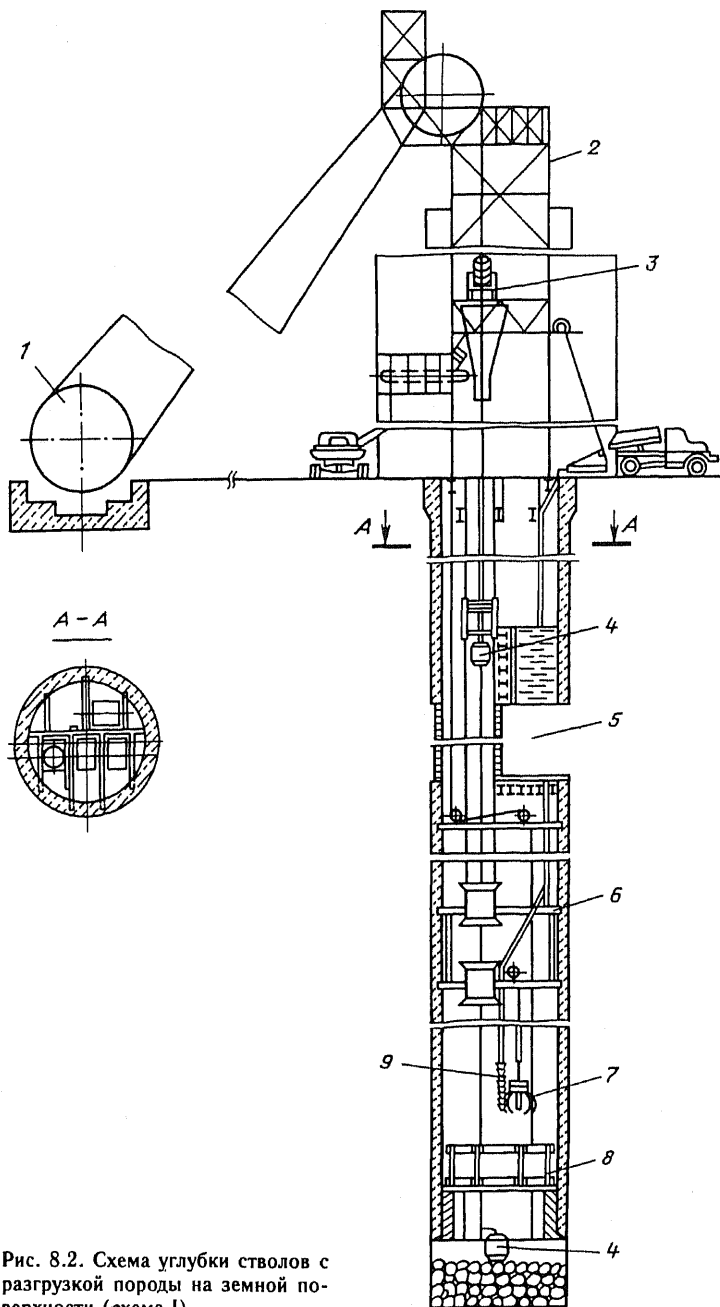


Рис. 8.2. Схема углубки стволов с разгрузкой породы на земной поверхности (схема I)

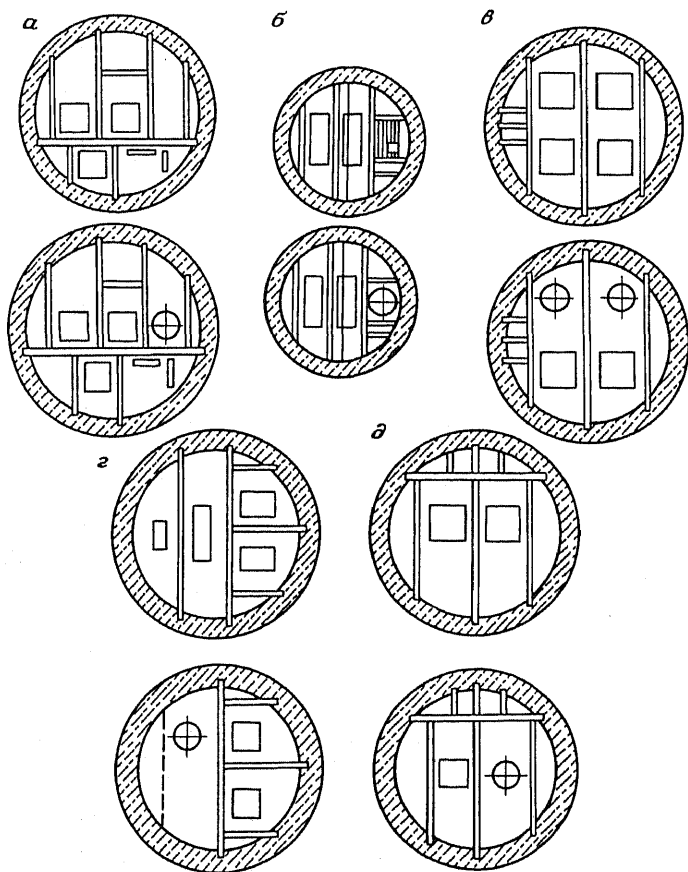


Рис. 8.3. Варианты устройства бадьевого отделения

и спуск ее по трубопроводу с поверхности, размещение материала для углубки на земной поверхности, вследствие чего упрощается его хранение и спуск. Углубка ствола с разгрузкой породы на земной поверхности наиболее эффективна. При этой схеме достигают максимальных скоростей углубки и производительности труда, минимальных сроков и затрат на подготовительные работы.

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 скипокетевых стволов, с увеличением глубины снижается производительность углубочного подъема.

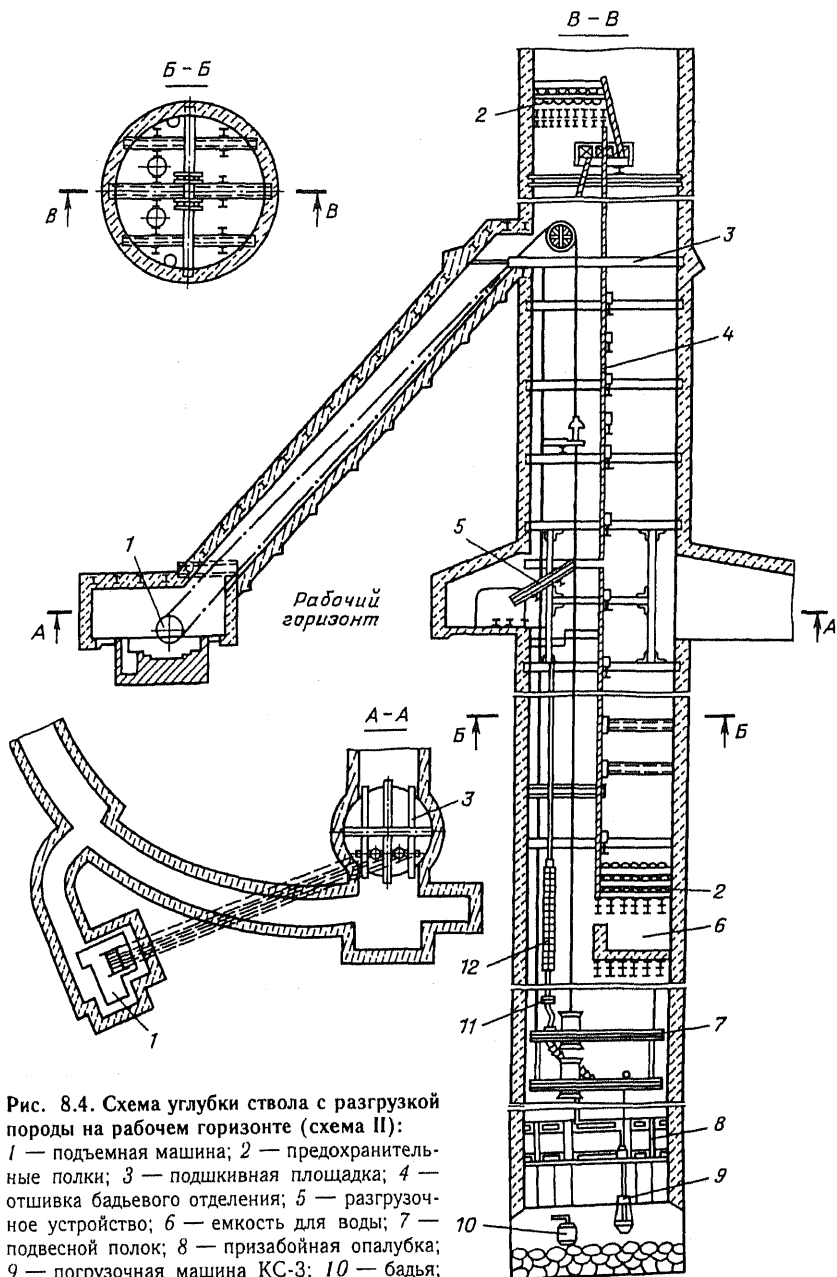


Рис. 8.4. Схема углубки ствола с разгрузкой породы на рабочем горизонте (схема II):
 1 — подъемная машина; 2 — предохранительные полки; 3 — подшивная площадка; 4 — отшивка бадьевого отделения; 5 — разгрузочное устройство; 6 — емкость для воды; 7 — подвесной полок; 8 — призабойная опалубка; 9 — погрузочная машина КС-3; 10 — бадья; 11 — став для спуска бетонной смеси; 12 — спасательная лестница

Схема I может быть рекомендована для углубки ствола с начальной глубиной до 500 м.

Углубка стволов с разгрузкой породы на рабочем горизонте (схема II). При углубке ствола по схеме II подъем породы из него осуществляют до рабочего горизонта, где породу из бадьи разгружают в вагонетки (рис. 8.4), в которых ее транспортируют на земную поверхность. Материалы и оборудование, необходимые для углубки ствола, в вагонетках спускают на рабочий горизонт, складывают у ствола, а затем в бадьях спускают в забой. Подъемную машину и тихоходные проходческие лебедки обычно располагают на рабочем горизонте в специальной камере с ходком для канатов.

На шахтах, где позволяют условия, подъемную машину монтируют на земной поверхности, а подъемный канат располагают в стволе, при этом бадью для подъема работает от забоя углубляемого ствола до рабочего горизонта.

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

Достоинства схемы II — небольшая, равная шагу углубки, высота подъема, незначительный (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 прохода горных выработок для размещения оборудования, стесненные условия для складирования и спуска материалов и оборудования для углубки ствола, приготовления и спуска бетонной смеси.

Углубку ствола по схеме II осуществляют в случаях, когда невозможно применить схему I, а также в стволах при начальной глубине углубки более 500 м.

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. 8.5).

На углубочном горизонте проходят камеры, в которых размещают подъемную машину и проходческие лебедки, наклонный ходок для подъемного каната. Выше этого горизонта снизу вверх проходят копровую часть ствола высотой 10—15 м, в которой размещают подшивную площадку. Иногда в этой части устраивают дополнительные площадки, на которых монтируют малые углубочные лебедки. Затем проходят устье углубляемого ствола, которое перекрывают нулевой рамой. На нулевой раме монтируют разгрузочный станок с желобом. При углубке ствола разгружаемая из бадьи порода по желобу поступает в вагонетку. Грузовая вагонетка по уклону (см. рис. 8.5, б) или слепому стволу (см.

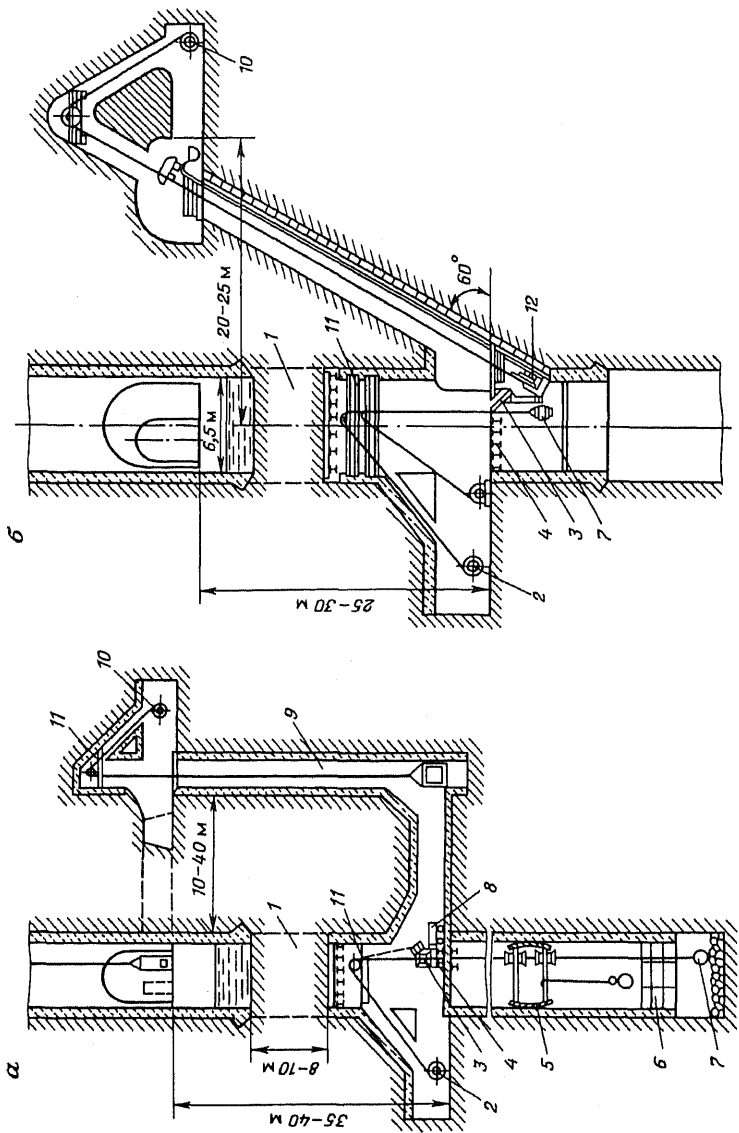


Рис. 8.5. Схема углубки ствола с разгрузкой породы на углубочном горизонте (схема III) и вскрытием углубочного горизонта слепым стволом (а) и уклоном (б):
 1 — породный целик; 2 — подъемная машина; 3 — разгрузочный станок; 4 — нулевая рама; 5 — подвесной полок; 6 — опалубка; 7 — бадей; 8 — вагонетка; 9 — слепой ствол; 10 — подъемная машина слепого ствола (уклона); 11 — подшивная площадка; 12 — скип

рис. 8.5, а) поступает на рабочий горизонт. При углубке центрально-сдвоенных стволов груженные вагонетки можно поднимать на земную поверхность по соседнему, ранее углубленному эксплуатационному стволу. К этому стволу вагонетки перемещаются по сбойке. По уклону и слепому стволу осуществляют спуск материалов для углубки ствола и перемещение людей.

Достоинство схемы III — меньшая зависимость углубочных работ от эксплуатационных по сравнению с предыдущими схемами.

Недостатки схемы III — значительный (1500—3000 м³) объем горных работ, который необходимо выполнить для подготовки углубочного горизонта, что связано с большой продолжительностью и стоимостью работ подготовительного периода; ступенчатая и трудоемкая схема подъема породы и спуска материалов; стесненные условия по монтажу горнопроходческого подъема.

Схема III получила распространение при реконструкции шахт в Печорском и других бассейнах.

8.3. КОМБИНИРОВАННЫЙ СПОСОБ УГЛУБКИ (СХЕМА IV)

Углубку ствола по этой схеме (рис. 8.6) осуществляют в два этапа. Сначала снизу вверх в центре углубляемого ствола проходят восстающую выработку (гезенк) или скважину большого диаметра. Затем сверху вниз производят расширение ствола на полное сечение, при этом взорванную породу до восстающей выработки спускают вниз на новыйготавливаемый горизонт, где ее грузят в вагонетки. Груженные вагонетки по уклону или слепому стволу поднимают на рабочий горизонт или по ранее углубленному клетевому стволу на земную поверхность. Восстающие выработки проходят посредством бурения с использованием комбайнов 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 выработки (гезенка) до полного сечения ствола оборудуется однобадьевой вспомогательный подъем.

Применяют три варианта углубки: 1 — через углубочный горизонт с проходкой слепого ствола (см. рис. 8.6, а); 2 — через свободное сечение ствола с расположением подъемной машины на рабочем горизонте (см. рис. 8.6, б); 3 — подъемную машину располагают на земной поверхности — бадью перемещают в углубочном отделении. Оснащение ствола горнопроходческим оборудованием аналогично оснащению при углубке по схемам I и II.

Расширение восстающей выработки на полное сечение ствола осуществляют с применением буровзрывных работ, используют шпуровой и скважинный способы.

Непременным условием применения комбинированного способа является вскрытие нового горизонта и проходка выработок к углубляемому стволу.

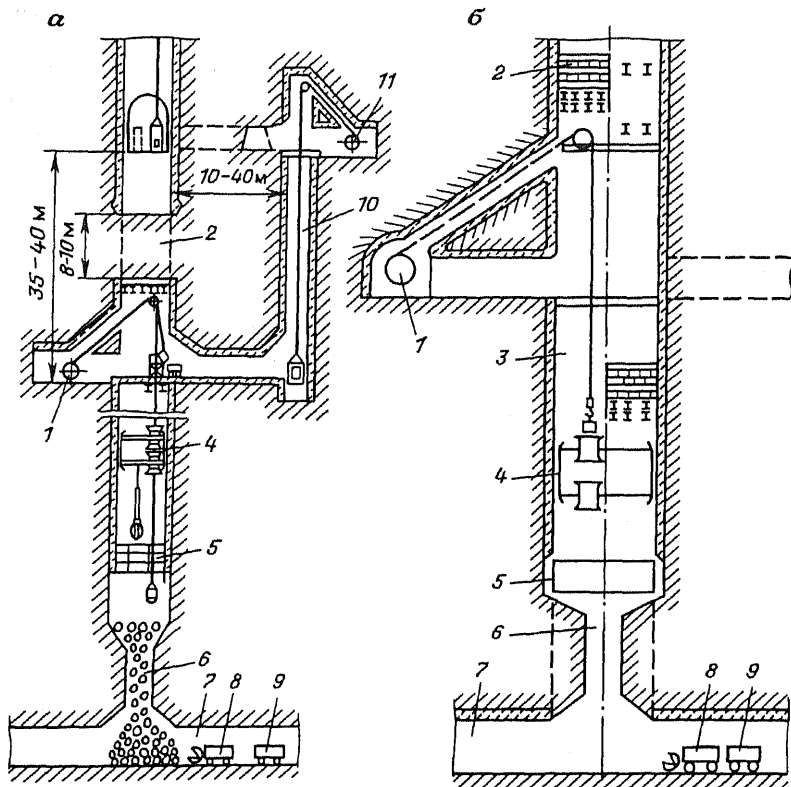


Рис. 8.6. Схема углубки ствола комбинированным способом (схема IV) через углубочный горизонт с проходкой слепого ствола (а) и через свободное сечение ствола с размещением подъемной машины на рабочем горизонте (б);

1 — подъемная машина; 2 — предохранительный щелик (полок); 3 — бадьевое отделение; 4 — подвесной полок; 5 — опалубка; 6 — восстающая выработка (гезенк); 7 — горизонтальная выработка нового горизонта; 8 — погрузочная машина; 9 — вагонетка; 10 — слепой ствол; 11 — подъемная машина слепого ствола

Достоинства рассматриваемого способа: из проходческого цикла исключается трудоемкая операция — уборка породы, что позволяет существенно сократить его продолжительность и облегчить труд проходчиков; наличие дополнительной плоскости обнажения позволяет уменьшить число шпуров на 20–25% и увеличить КИШ до 0,95–1,0, а также уменьшить расход ВВ. При разрушении породы скважинными зарядами бурение скважин можно частично совместить с монтажом горнопроходческого оборудования; исключается необходимость применения водоотлива с помощью насосов из забоя ствола; упрощается вентиляция, которую осуществляют за счет общешахтной депрессии; повышается уровень безопасности работ, так как отсутствуют погрузка и подъем породы в бадьях;

увеличиваются скорость углубки и производительность труда проходчиков.

Недостатки способа: необходимость проводить дополнительную работу по проходке восстающей выработки (гезенка), вследствие чего увеличивается продолжительность углубки; ограниченное применение по горно-геологическим условиям (восстающую выработку можно проходить в устойчивых породах); значительное препятствие к применению комбинированного способа — наличие большого числа выбросоопасных пластов, вскрытие которых восстающей выработкой с применением взрывчатых веществ согласно ПБ без дополнительных мероприятий запрещено.

8.4. УГЛУБКА СТВОЛОВ СНИЗУ ВВЕРХ (СХЕМА V)

Углубку стволов снизу вверх (рис. 8.7) выполняют в случаях, когда заранее осуществлено вскрытие нового подготовительного горизонта, а горизонтальные выработки этого горизонта пройдены до углубляемого ствола. При этом способе взорванная порода обрушается в горизонтальную выработку нового горизонта, где ее грузят в вагонетки. В крепких устойчивых породах ствол углубляют без временной крепи (см. рис. 8.7, а, б, в) с последующим возведением постоянной крепи. В породах средней крепости ствол углубляют с возведением временной или постоянной крепи с магазинированием породы (см. рис. 8.7, г).

Разрушение породы производится посредством взрывания зарядов в шпурах (см. рис. 8.7, а, б) или секционного взрывания зарядов в глубоких скважинах (см. рис. 8.7, в).

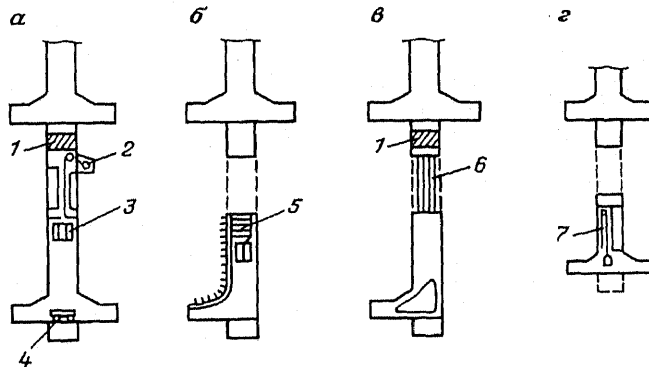


Рис. 8.7. Схема углубки ствола снизу вверх (схема V):

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

1 — предохранительный целик; 2 — подъемная машина; 3 — подвесной полк (клеть); 4 — платформа; 5 — комплекс КПВ; 6 — отделение для подъема людей и материалов; 7 — породное отделение

Достоинства этой схемы: работы по углубке не влияют на эксплуатационные работы шахты, упрощается оснащение ствола для углубки, отсутствует трудоемкий процесс погрузки породы в бады, повышается эффективность производства буровзрывных работ. Недостатки схемы: ограниченная область применения по крепости пород; опасность, возникающая при ведении работ при вскрытии пластов, которые выделяют метан; ограниченный шаг углубки; сложные условия подъема в забой людей и материалов.

8.5. УГЛУБКА СТВОЛОВ НА НЕСКОЛЬКО ГОРИЗОНТОВ

При углубке стволов в пределах одного горизонта на нем сооружают предохранительное устройство, проходят технологический отход и временные горные выработки, монтируют оборудование для углубки.

В целях сокращения сроков подготовки новых горизонтов, уменьшения объема и времени подготовительных работ на некоторых шахтах (рудниках) осуществляют углубку стволов сразу на два-три горизонта. В производственной практике применяют два способа: при первом углубку ствола выполняют по схемам I, II и III сразу на два или три горизонта; при втором — с помощью общешахтного углубочного комплекса (рис. 8.8). Общешахтный углубочный комплекс представляет собой капитальный слепой ствол с клетевым подъемом, который проходят на расстоянии 20–40 м от одного из углубляемых основных стволов.

Из слепого ствола проходят выработки углубочного горизонта, на котором размещаются тихоходные лебедки для подвески оборудования в стволе. Из нижнего подготовляемого горизонта в центре углубляемого ствола проходят восстающую выработку. Если проходка восстающего невозможна (наличие выбросоопасных или сильно загазованных пластов, обводненных пород и т.п.), то бурят скважину. Собственно углубка заключается в расширении ствола до проектного сечения и возведении крепи. Породу при расширении ствола по восстающему спускают вниз и по слепому стволу поднимают на рабочий горизонт. При подготовке последующих горизонтов углубляют слепой ствол, а нижний горизонт используют для монтажа

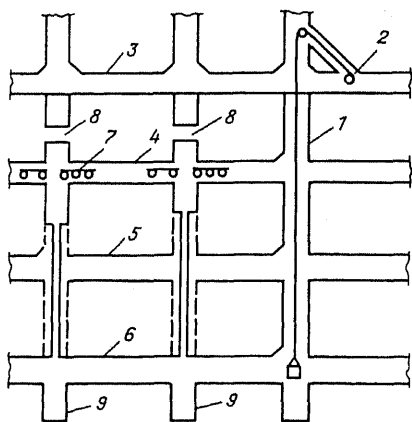


Рис. 8.8. Схема углубки ствола на два горизонта:

1 — слепой ствол; 2 — подъемная машина; 3 — рабочий горизонт; 4 — углубочный горизонт; 5 и 6 — новые горизонты; 7 — проходческие лебедки; 8 — породные целики; 9 — эксплуатационные углубляемые стволы

лебедек. В отдельных случаях слепой ствол проходят сразу на глубину отработки месторождения.

Достоинства этой схемы: полная независимость операций по углубке ствола от эксплуатационных работ; исключается необходимость остановки эксплуатационного подъема; сокращается объем подготовительных работ по 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. Их величина зависит 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 имеет место при притоке воды 300 м³/ч, большее — при притоке 100 м³/ч.

8.6. РАБОТЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА ПРИ УГЛУБКЕ

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

В *подготовительный* период осуществляют строительно-монтажные работы, необходимые для углубки ствола: реконструкцию (приспособление) постоянных зданий и сооружений (надшахтного здания, постоянного копра, постоянной подъемной машины) для целей углубки, проходку временных горных выработок, строительство предохранительных полков, оборудование проходческого бадьевого подъема, отшивку бадьевого подъема от отделения действующего стационарного подъема, монтаж горнопроходческого оборудования и др.

В *основной* период выполняют непосредственно углубку ствола, проходку сопряжений и камер загрузочных устройств, армирование.

В *заключительный* период осуществляют ликвидацию предохранительных полков, соединение армировки, демонтаж горнопроходческого оборудования, перепуск подъемных сосудов 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 составляют с учетом использо-

вания достижений научно-технического прогресса и передовых организационно-технических решений, обеспечивающих сокращение сроков и снижение затрат на вскрытие и подготовку нового горизонта.

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

При углубке ствола по схеме I в подготовительный период выполняют следующие работы: герметизацию 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; отшивку бадьевого отделения; монтаж в стволе трубопроводов для подачи бетонной смеси, сжатого воздуха, труб для водоотлива и вентиляции; устройство приспособления для подачи бетонной смеси; монтаж силовых и слаботоковых кабелей; очистку зумпфа, проходку гезенка и строительство предохранительного устройства; проходку технологического отхода и монтаж в нем подвесного полка, призабойной опалубки и другого оборудования.

Герметизацию надшахтного здания (при необходимости) осуществляют для предотвращения нарушения схемы вентиляции. Для этого на нулевой отметке пристраивают шлюзовую камеру сечением примерно 2×2 м и длиной не менее 13 м. Камеру оборудуют по торцам воротами (шиберами). При спуске оборудования и материалов открывают наружные ворота, спускаемый материал завозят в камеру, наружные ворота закрывают, а внутренние открывают. Люк (желоб), в который разгружают породу из бадьи, герметизируют двумя шиберами.

В копре монтируют разгрузочное устройство с лядами на нижней и верхней площадках. Открывание и закрывание ляд производят с помощью лебедок. На верхней приемной площадке породу разгружают из бадьи в лоток (желоб). С нижней приемной площадки осуществляют спуск и подъем людей, материалов и оборудования, прошедших шлюзовую камеру.

Над разгрузочным устройством монтируют подшкивную площадку, на которой устанавливают шкивы для направляющих канатов, подвески полка, ставов труб, спасательной лестницы и кабелей. При установке шкивов на копер возникает дополнительная нагрузка, поэтому осуществляют усиление копра. Если позволяют условия, то часть шкивов размещают на нулевой раме. При использовании для углубки ствола постоянной подъемной машины ее необходимо переоборудовать для бадьевого подъема.

Если возможность использования постоянной подъемной машины отсутствует, то применяют передвижную подъемную установку или строят здание и монтируют временную подъемную машину. Расчет бадьево-

го подъема выполняют по формулам расчета подъема при проходке стволов. При углубке стволов часто применяют подъемные машины Ц-2 × 1,5; Ц-2,5 × 2; Ц-3 × 2,2 и 2Ц-2 × 1,1 с самопрокидными бадьями вместимостью 1, 1,5 и 2 м³. Целесообразно использовать передвижные подъемные машины ППМ-2 × 1, 5АЦ, МПП-6,3 и МПП-2,5 × 2А. Проходческие лебедки монтируют около копра на свободной площадке. Тип и число проходческих лебедок определяют с помощью расчета в зависимости от их назначения и глубины ствола. Целесообразно применять передвижные проходческие лебедки ПЛПЭ-10АМ, ПЛП-18Б и 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. Изоляцию бадьевого отделения осуществляют следующим образом. К расстрелам с помощью хомутов прикрепляют брусья сечением 20 × 20 см, к брусьям гвоздями прибивают щиты из досок толщиной 40 мм. Длина щитов равна расстоянию между расстрелами. Иногда отшивку бадьевого отделения производят металлическими листами.

После монтажа оборудования углубочного подъема, отшивки бадьевого отделения и монтажа в стволе ставов труб устраивают предохранительное сооружение (целик) и проходят технологический отход.

При углубке стволов по схеме II работы подготовительного периода ведут 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 соответственно 85 и 180 м³ в свету, канатного ходка — 50–120 м³, камер тихоходных лебедок — 30–100 м³. Суммарный объем камер составляет 350–650 м³. Примеры расположения камер даны на рис. 8.9. Для уменьшения числа и объема камер целесообразно подъемную машину и 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, 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. 8.10, фаза I), проходят временные горные выработки, устанавливают нулевую раму, монтируют разгрузочный станок и другое оборудование (см. рис. 8.10, фаза II).

Для сокращения продолжительности подготовительного периода осуществляемые в стволе и на рабочем горизонте работы следует максимально совмещать. По окончании оснащения углубочного подъема приступают к работам второго этапа: производят чистку зумпфа, сооружают

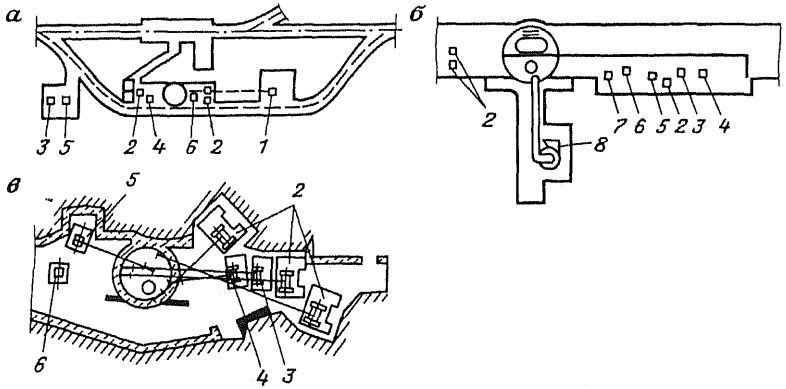


Рис. 8.9. Схема расположения лебедок на рабочем горизонте:
a — в сопряжении; *б* — с расширением откаточной выработки; *в* — в камерах (нишах);
 1 — подъемная машина; 2, 3, 4, 5, 6 и 7 — соответственно лебедки для подвески опалубки, подвесного полка, направляющих канатов, спасательной лестницы, взрывного кабеля и кабелей освещения и сигнализации; 8 — вентилятор

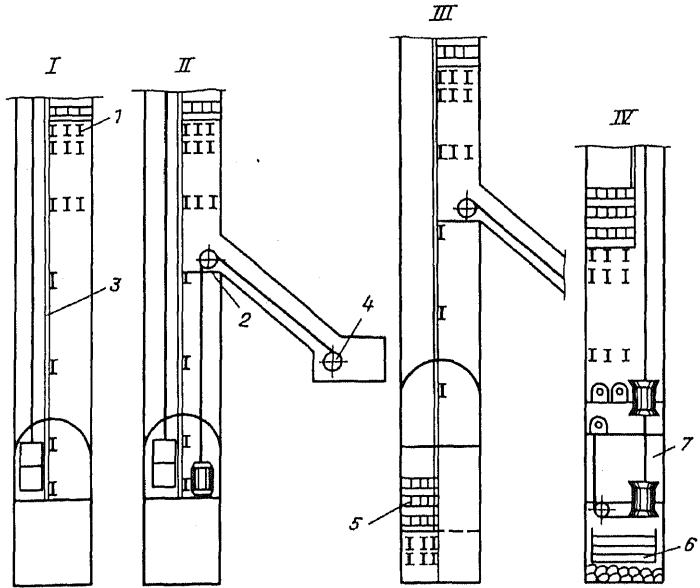


Рис. 8.10. Последовательность работ подготовительного периода при углубке ствола по схеме II:
 1 — верхний предохранительный полок; 2 — подшивная площадка; 3 — отшивка бадьеговго отделения; 4 — подъемная машина; 5 — нижний предохранительный полок; 6 — призабойная опалубка; 7 — подвесной полок

нижний предохранительный полок (см. рис. 8.10, 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, их интенсивности и изменяется от 6 до 9 месяцев, на некоторых шахтах оно более продолжительно.

Углубка стволов по схеме III отличается большим объемом работ подготовительного периода. Эти работы можно разделить на четыре этапа.

1 этап — вскрытие углубочного горизонта. Для подъема породы, спуска и подъема людей, материала и оборудования углубочный горизонт должен быть соединен с рабочим. Вскрытие углубочного горизонта осуществляют посредством проходки слепого ствола и горизонтальной подходящей к стволу выработки (см. рис. 8.5, а) или наклонного ствола (см. рис. 8.5, б). На отдельных шахтах, где выполнена предварительная углубка клетового ствола, углубочный горизонт вскрывают горизонтальной выработкой, проводимой от клетового ствола к углубляемому. Слепой ствол и уклоны оснащают соответствующими подъемами. Одновременно проходят выработку для вентиляции.

2 этап — проведение горных выработок на углубочном горизонте. К этим выработкам относят камеру подъемной машины, канатный ходок, камеры для размещения проходческих тихоходных лебедок и бетономешалки. Осуществляют монтаж соответствующего оборудования.

3 этап — проведение копровой части вертикальной выработки выше углубочного горизонта, в которой размещают шкивы, разгрузочное устройство, иногда малые лебедки. Диаметр копровой части равен диаметру ствола, высота составляет 15–20 м. Проходку копровой части выполняют в следующей последовательности: сначала проходят восстающую выработку (рис. 8.11, фаза I) до нижней кромки породного целика, затем

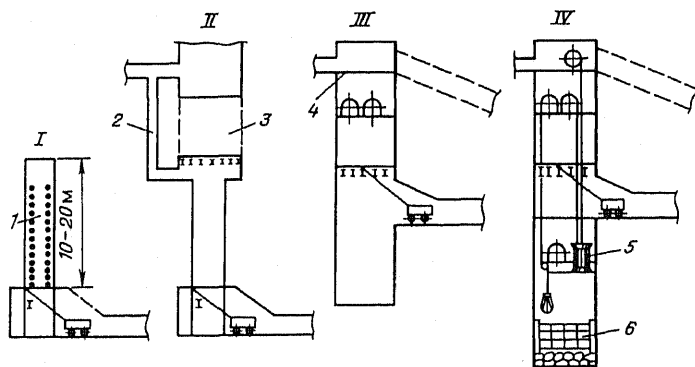


Рис. 8.11. Схема проходки копровой части углубляемого ствола:

1 — восстающая выработка; 2 — вентиляционная сбойка (скважина); 3 — породный целик; 4 — подшивная площадка; 5 — подвесной проходческий полок; 6 — опалубка

восстающий расширяют на полное сечение ствола и под породным целником устанавливают двутавровые балки (фаза II). Проходят вентиляционную сбойку (скважину) с рабочим горизонтом.

Далее восстающий сверху вниз расширяют на полное сечение ствола до углубочного горизонта, а затем снизу вверх возводят бетонную крепь (фаза III) с применением деревянной опалубки. При возведении крепи устанавливают балки и настил подшкивных полков. Подъем бетонной смеси осуществляют в бадьях углубочным подъемом. После возведения крепи выполняют углубку ствола на 3–5 м, устанавливают нулевую раму, монтируют разгрузочный полок и призабойную металлическую опалубку.

4 этап — проходка технологического отхода и монтаж оборудования в стволе (фаза IV). Глубина технологического отхода составляет 18–25 м, в нем монтируют подвесной полок, спасательную лестницу, стaves труб, связь и сигнализацию. После окончания этих работ начинают непосредственную углубку ствола.

Продолжительность подготовительных работ по углубке ствола по схеме III — 16–20 месяцев и более.

При углубке стволов по схеме IV в подготовительный период производят следующие работы: проходят снизу вверх восстающую выработку (рис. 8.12, фаза I), выработку, соединяющую рабочий горизонт с верхней частью углубляемого ствола (фаза II), под предохранительным устройством восстающую выработку расширяют на полное сечение ствола, монтируют подвесной полок, опалубку и другое горнопроходческое оборудование (фаза III).

Заканчивая рассмотрение работ подготовительного периода, необходимо отметить, что организация и интенсивность работ по подготовке ствола к углубке в значительной степени определяют конечные результаты — продолжительность углубки. Даже при низких скоростях (15–20 м/мес) и шаге углубки 50–100 м время непосредственно углубки

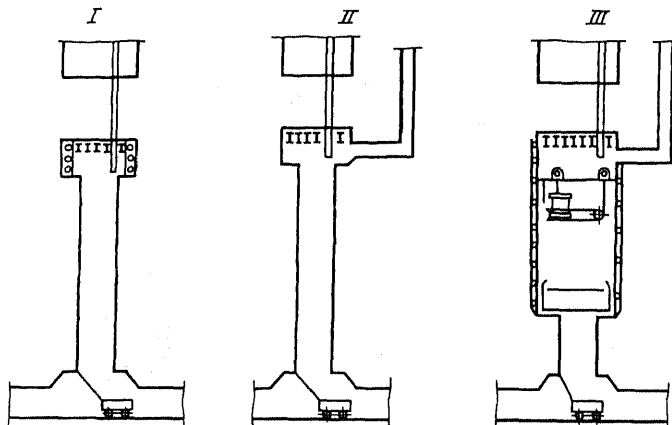


Рис. 8.12. Последовательность работ подготовительного периода при углубке ствола по схеме IV

составляет 4–6 мес. Фактически же продолжительность углубки ствола в этих условиях — 1,5–2 года. Решая вопрос о сокращении сроков углубки стволов и связанной с этим подготовке новых горизонтов, необходимо прежде всего сократить время проведения подготовительных работ.

Технологический отход — это верхний участок углубляемой части ствола, в котором размещают 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. Минимальную длину технологического отхода определяют по формуле

$$h_0 = h_n + h_d + h_{п.п} + h_b,$$

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

Обычно общая высота технологического отхода изменяется в пределах 25–30 м и более.

Работы по проходке технологического отхода выполняют после окончания монтажа углубочного подъема и сооружения породного целика или предохранительного полка. Сначала ствол углубляют на 3–5 м. Буровзрывные работы в это время производят с максимальной предосторожностью, чтобы не нарушить предохранительного устройства. Шпур бурят 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 технологического отхода. Породу грузят машиной КС-3. Бетонную крепь возводят с использованием призабойной опалубки. В технологическом отходе монтируют подвесной двухэтажный полок, спасательную лестницу, ставы труб сжатого воздуха, бетонопровод, связь и сигнализацию. По окончании указанных работ начинают непосредственно углубку ствола.

Работы по проходке технологического отхода отличаются значительной трудоемкостью, 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, т.е. от количества часов в сутки, выделяемых на сооружение предохранительного устройства и подъем породы.

Для сокращения продолжительности проходки технологического отхода, а следовательно, общего времени подготовительного периода на некоторых шахтах (рудниках) эту операцию осуществляют заранее. Сущность этого варианта заключается в следующем. После окончания углубки ствола до проектной отметки (на полный шаг) выполняют 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.

8.7. 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% времени подготовки к углубке ствола. На отдельные конструкции предохранительных устройств расходуется до 200 т металла, более 100 м³ леса.

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

Породные целики. Они представляют собой массив породы (рис. 8.13), который перекрывает сечение ствола. Верхняя грань целика покрывается бетоном и обычно служит водосборником, нижняя грань бывает плоская или сферической формы. При плоской нижней грани (см. рис. 8.13, а) устраивают сплошной настил из двутавровых балок. Пространство между ними и целиком заполняют накатником из бревен. Настил исключает падение в забой углубляемого ствола отслоившихся кусков породы и усиливает грузонесущую способность целика.

При выполнении нижней грани целика в виде пологого параболоида (сферическая форма, см. рис. 8.13, б) 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.

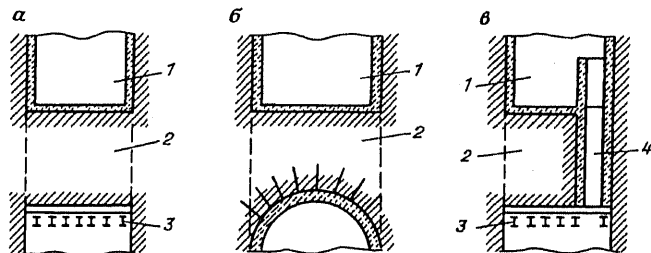


Рис. 8.13. Конструкции породных целиков:

1 — существующий ствол; 2 — породный целик; 3 — настил из двутавровых балок; 4 — бадьевое отделение

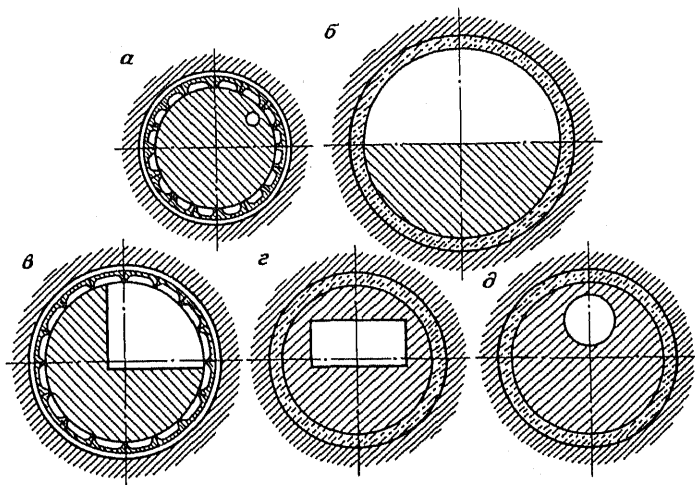


Рис. 8.14. Породные целики:

a — сплошной с вентиляционной скважиной; *b* — перекрывающий часть поперечного сечения ствола; *v* — с сегментным проемом; *z* — с прямоугольным проемом; *d* — с круглым проемом

Предохранительные целики бывают двух типов — перекрывающие все поперечное сечение ствола (см. рис. 8.13, *a, б*) или часть его (см. рис. 8.13, *в*). Породные целики, перекрывающие все сечение ствола, используют при углубке стволов по схемам III и IV. При углубке ствола по схеме I в породных целиках устраивают проемы для бадьевого отделения или оставляют целики, перекрывающие часть поперечного сечения ствола. Бадьевого проем может иметь форму сегмента, прямоугольника или окружности (рис. 8.14). Место, где устраивают бадьевого проем, 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 в целике. Бадьевого проем крепят железобетоном, деревом, редко анкерами. Крепь бадьевого подъема должна быть установлена выше уровня воды, собирающейся над породным целиком. Если породный целик перекрывает половину или близкую к ней часть поперечного сечения ствола, то по обнаженной вертикальной стороне целика и над целиком устраивают вертикальную стену из двутавровых балок, уложенных через 0,5–0,7 м, которую обшивают с внутренней стороны листовой сталью толщиной 8–10 мм.

Породные целики оставляют в крепких ($f > 5 \div 6$), монолитных, не склонных к внезапным выбросам и размоканию породах. Нельзя располагать породные целики в слабых и крепких, но трещиноватых породах, а также в массивах, состоящих из нескольких видов пород. В этих условиях необходимо устраивать предохранительные полки.

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 необходимо использовать в тех случаях, когда 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 сооружают через бадьевое отделение или 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 навешены направляющие канаты для бадьи и т.п. Непосредственно работы по строительству породного целика осуществляют в следующей последовательности: из зумпфа откачивают воду, убирают ил и возводят вертикальную стенку, проходят бадьевое отделение на 2,5—3 м глубже нижнего торца целика (рис. 8.15, фаза I); из бадьевого отделения в сечении ствола проходят горизонтальную выработку размером 2,0 × 2,5 м (фаза II), кровля которой совпадает с нижним торцом целика; вынимают породу под целиком по всему сечению ствола; устанавливают двутавровые балки и укладывают деревянный настил между балками и целиком (фаза III).

Достоинства сооружения породного целика через бадьевой подъем: исключается проходка вспомогательных горных выработок; упрощаются подъем породы и спуск материалов. Главный недостаток этого способа

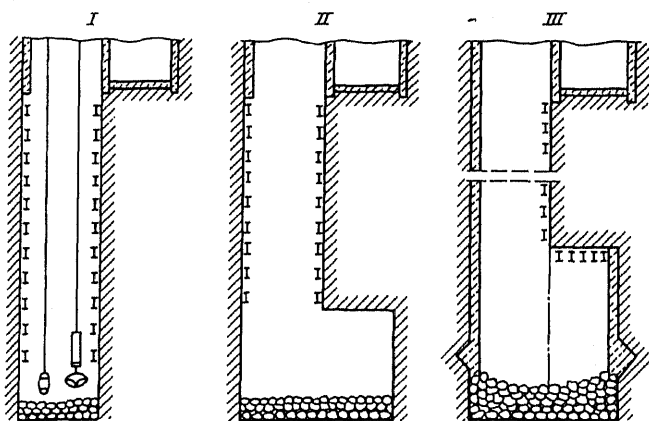
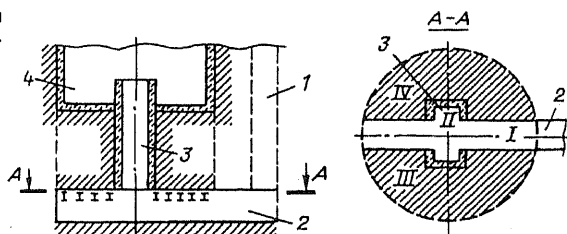


Рис. 8.15. Последовательность работ по строительству породного целика через бадьевой проем

Рис. 8.16. Схема возведения породного целика через подводящую выработку



заключается в том, что операции по сооружению предохранительного целика находятся на критическом пути общего комплекса работ, что удлиняет время углубки ствола.

В случаях когда для углубочного подъема используют одно из отделений эксплуатационного подъема, его демонтаж осуществляют раньше, чем сооружение целика, что ухудшает эксплуатационный режим шахты.

Строительство предохранительного целика через горизонтальную выработку выполняют следующим образом. От ранее пройденной вертикальной выработки 1 (рис. 8.16) к углубляемому стволу проводят горизонтальную выработку 2. В качестве такой выработки могут служить ранее углубленный клетевой ствол, слепой ствол, пройденный вблизи углубляемого для проведения горных выработок на новом горизонте, и др. В отдельных случаях проходят уклон. Горизонтальную выработку с поперечным сечением $2,0 \times 2,5$ м проводят по сечению ствола. Кровля этой выработки совпадает с нижним торцом целика. Из горизонтальной выработки проходят бадьевое отделение 3 до зумпфа 4, а затем вынимают породу по всему сечению ствола с дальнейшей установкой двутавровых балок (I, II, III, IV — последовательность выемки породы). Разрушенную породу грузят вручную в вагонетки, по горизонтальной и вертикальной выработкам выдают на рабочий горизонт и далее на земную поверхность. Материал спускают с рабочего горизонта.

Главное достоинство этого способа — работы по строительству породного целика выполняют параллельно и независимо от оснащения углубленного подъема, вследствие чего сокращается время подготовительных к углубке ствола работ в 1,5–2 раза. Недостаток — необходимость проведения вспомогательной выработки осложняет 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. 8.17). Под нижним торцом целика восстающий расширяют на полное сечение ствола 2.

Разрушенную породу спускают по восстающему в горизонтальную выработку, где ее грузят в вагонетки. После выемки породы на все сечение ствола под целиком устанавливают двутавровые балки и укладывают деревянный настил 3. Затем сверху вниз вынимают породу в подкопровой части ствола, т.е. от целика до нулевой рамы. При выемке породы ус-

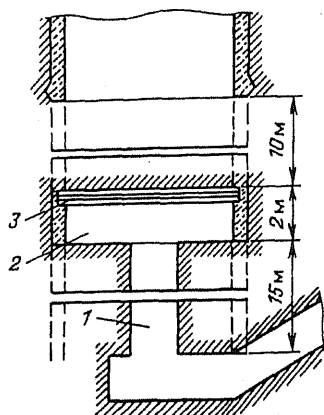


Рис. 8.17. Возведение породного целика при углубке ствола по схеме III

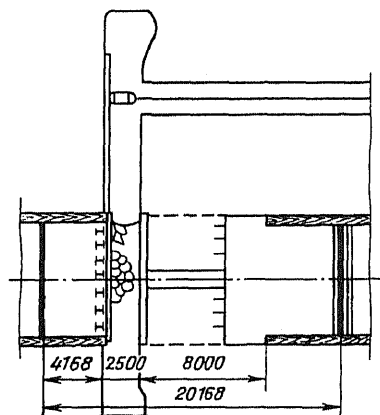


Рис. 8.18. Схема ликвидации породного целика со спуском породы через бадейный проем

танавливают 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 осуществляют тем же способом. Разница заключается в том, что в данном случае восстающий проходят с нового горизонта.

При всех способах строительства породного целика разрушение породы под ним и проходку бадейного отделения необходимо выполнять с максимальной осторожностью, не нарушая цельности 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 нужно крепить металлическими анкерами длиной 1,2—1,5 м, устанавливаемыми по сетке от $0,7 \times 0,7$ до 1×1 м. Проветривание осуществляют вентилятором, установленным на свежей струе рабочего горизонта. Став вентиляционных труб прокладывают по вспомогательным выработкам.

Ликвидацию (разборку) предохранительного полка или породного целика разрешается производить только после окончания углубки и проведения необходимого объема горнопроходческих работ на горизонте, а также после окончания армирования вновь пройденной части ствола.

Ликвидацию породных целиков осуществляют несколькими способами в зависимости от схемы углубки и конструкции целика.

Первый способ — сверху вниз слоями высотой 1,0—1,2 м. Шпуры бурят ручными перфораторами, породу в бадьи грузят с помощью машины КС-3. Грузенные бадьи углубочным подъемом поднимают на земную поверхность. При использовании этого способа необходима длительная остановка эксплуатационного подъема, поэтому его применяют редко.

Второй способ — сверху вниз со спуском породы на капитальный полк, который сооружают на 3—4 м ниже породного целика (рис. 8.18). Для разрушения породы в верхней части целика бурят комплект шпуров глубиной 1,8—2,2 м. Взорванную породу через бадьюевой проем или специально пройденный для этих целей гезенк спускают вниз на полк, где ее машиной ППН-1 грузят в вагонетки или бадьи и поднимают на рабочий горизонт. Затем в аналогичном порядке осуществляют разрушение и погрузку последующих слоев. Для сокращения времени и трудоемкости работ по спуску породы на некоторых шахтах применяют почвоуступную или наклонную форму забоя. В этом случае сокращается время простоя и уменьшается трудоемкость уборки породы.

Третий способ — ликвидация целиков с помощью скважин диаметром 65 мм, пробуренных на всю высоту целика. Все скважины заряжают и взрывают одновременно. Разрушенная порода падает на капитальный полк, где ее грузят в вагонетки или бадьи и выдают на промежуточный рабочий горизонт.

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

Расчет предохранительных целиков может быть выполнен по методике, изложенной в специальной литературе.

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

Стационарные, горизонтальные, водопускающие, балочные полки, перекрывающие половину сечения ствола, состоят (рис. 8.19, а) из одного, двух, реже больше рядов двутавровых балок 1, концы которых заделаны в крепь ствола, ограждающих балок 2, установленных на высоте 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.

На шахтах с большим притоком воды предохранительный полк выполняет функцию зумпфа, т.е. сооружают зумпф-полк. В этом случае (см. рис. 8.19, б) на горизонтальных балках укладывают монолитную железобетонную плиту, а ограждающие балки также замоноличивают бетоном.

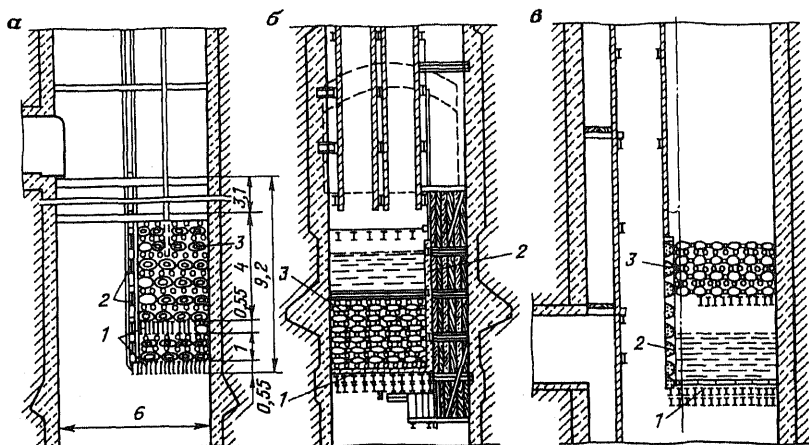


Рис. 8.19. Конструкции стационарных полоков:
а — водопропускающий; *б* — одинарный зумпф-полок; *в* — двойной зумпф-полок; размеры даны в метрах

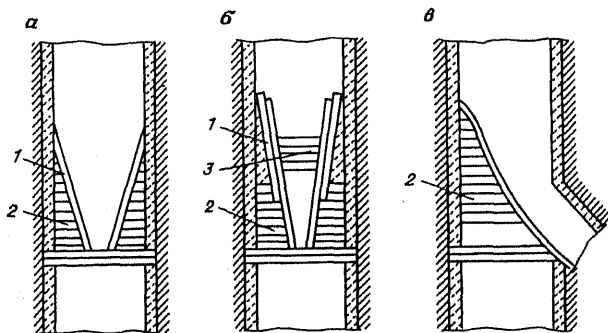


Рис. 8.20. Клиновые предохранительные полки:
а — клиновой; *б* — клиновой с пробкой; *в* — с отводом подъемного сосуда в нишу

Для этих стволов ВНИИОМШС предложил двойные зумпф-полки (см. рис. 8.19, *в*), в которых водосборник расположен между двумя рядами двутавровых балок. Верхний полок рассчитывается на поглощение кинетической энергии падающего подъемного сосуда, нижний полок, который устанавливают на 1,5–2 м от верхнего, рассчитывается на удержание подъемного сосуда и верхнего разрушенного полка.

На строительство предохранительных горизонтальных полоков расходуют 100–200 т металла и затрачивают 9–17 месяцев.

Клиновые предохранительные полки (рис. 8.20) были предложены проф. С.А. Федоровым. При использовании клиновых полоков большая часть энергии падающего сосуда передается на стенки ствола. Это происходит из-за наличия клинообразных боковых поверхностей полка, ко-

торые и являются несущими. Рабочие плоскости полка упрочняют металлическими балками 1. Пространство 2 между стенками ствола и наклонными поверхностями заполняют бетоном, бетонитовой, кирпичной или бутовой кладкой, иногда деревянными брусьями, укладываемыми вплотную. Для того чтобы, деформируясь при ударе, подъемный сосуд не мог пролететь в зазор между наклонными плоскостями, устанавливают деревянную пробку 3. Подъемный сосуд, ударившись о пробку, отдает часть кинетической энергии и, смещая пробку вниз, сжимает ее. Пробка, двигаясь в наклонных плоскостях, вследствие трения и сжатия будет поглощать кинетическую энергию падающего сосуда. Пробки могут быть круглой формы и в виде усеченного клина. При наличии двух подъемных сосудов необходимо изготавливать два клина для каждого сосуда.

На рис. 8.20, в изображен клиновой наклонный полк с нишей, куда падающий подъемный сосуд отбрасывается после удара о наклонную плоскость.

Полки в виде фермы (рис. 8.21) 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 них уложена площадка 2 из двутавровых балок меньшего сечения. Поверх этой площадки устраивают амортизирующую подушку из окантованных на два канта бревен и кладут распределительную плиту из монолитного железобетона. На монтаж такого полка по расчету затрачивают около 10 смен, экономия металла (по сравнению со стационарными балочными полками) составляет до 50 т.

На углубке главного ствола шахты им. В.И. Ленина (Кривбасс) применяли треугольные фермы 1 (рис. 8.22) с буферными балками 2 и настилом из балок 3. Строительство искусственных полков начинают с монтажа нижних несущих двутавровых балок с последующим устройством верхней части. Ликвидацию полков осуществляют сверху вниз с выдачей материала на разгрузочный горизонт.

Предохранительные балочные полки получили распространение в Кузбассе и на Урале. В основном их применяют при углубке стволов по схемам I и II.

Предохранительные полки с несущими элементами из стальных канатов разработаны в Криворожском горнорудном институте. При полном перекрытии ствола полк состоит из следующих элементов (рис. 8.23, а): опорной части из нескольких рядов двутавровых балок 1, деревянного настила по металлическим балкам, зашитого вплотную досками 2, несущего элемента из одной или нескольких канатных сетей 3, кольца для закрепления канатных сетей 4, покрытия канатной сети, состоящего из двух слоев транспортной ленты и металлического листа 5 толщиной 10–12 мм, упруго-податливого основания 6 из сыпучих материалов или ковра из деревянных брусьев.

При частичном перекрытии ствола (см. рис. 8.23, б) предохранительный полк включает в себя следующие дополнительные элементы: подпорную стенку 7 из двутавровых балок, зашитых металлическим листом, диаметральный луч 8, разделительную сетку 9 между верхним и нижним

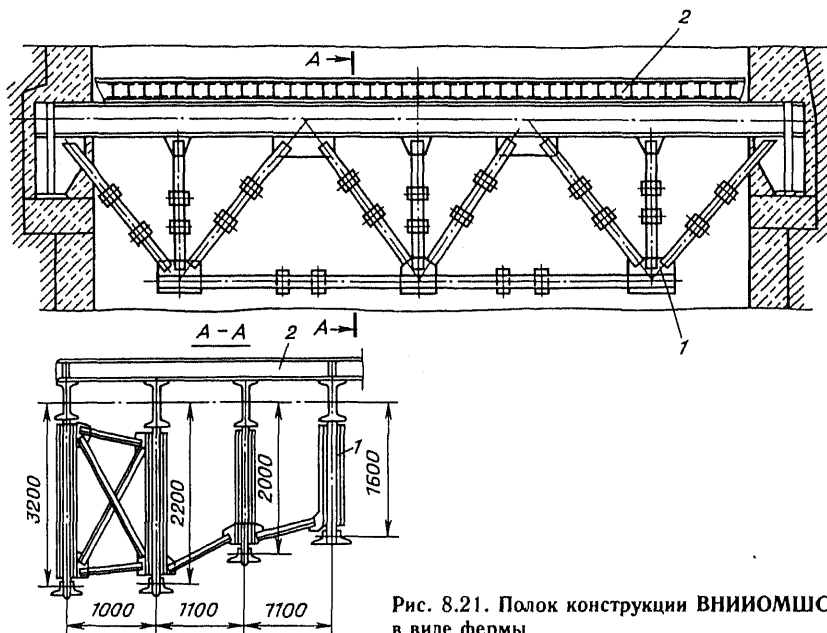


Рис. 8.21. Полок конструкции ВНИИОМШСа в виде фермы

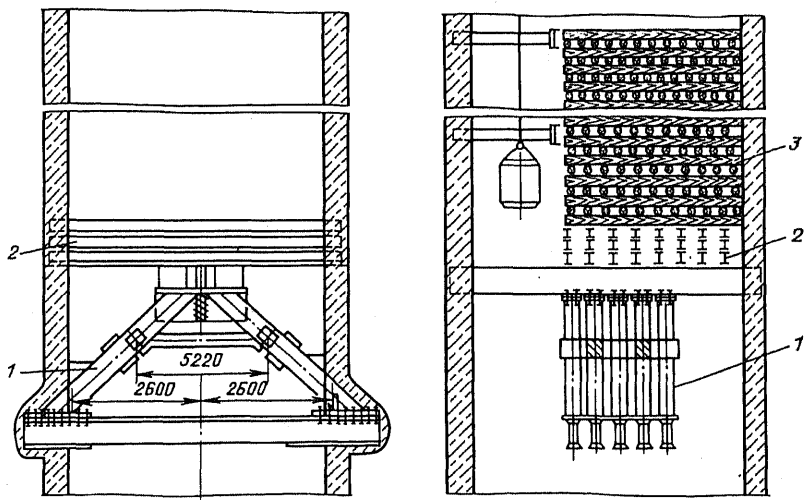


Рис. 8.22. Конструкция полка с фермами треугольной формы

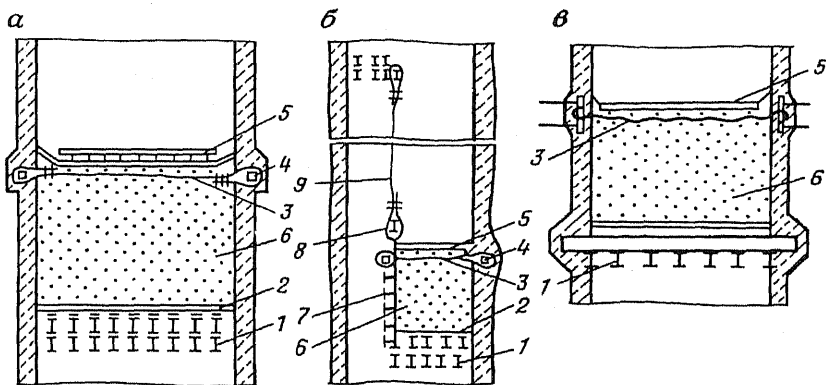


Рис. 8.23. Предохранительные полки с несущими элементами из стальных канатов

полком из вертикально натянутых канатов с прикрепленными к ним металлических листами.

Конструкция облегченных предохранительных полков (см. рис. 8.23, *в*) отличается от указанных ранее меньшей металлоемкостью опорной части, креплением опорного кольца канатной сети посредством саморасклинивающихся анкеров или податливым закреплением кольца в крепи ствола.

Сборно-разборный предохранительный полок конструкции Уральской государственной горно-геологической академии (рис. 8.24) состоит из амортизирующего устройства 1, распределительно-утяжеляющего блока 2, несущей конструкции 3, опор 4, анкерных болтов 5, ниши 6, монтажного перекрытия 7 и гидроизоляционного перекрытия 8. Монтажное перекрытие предназначено для сооружения и последующей разборки полка и выполняется из заделываемых в крепь ствола двутавровых балок со сплошным настилом из брусев.

Несущая конструкция полка представляет собой круговой свод (купол), выполненный из установленных параллельно друг другу двухшарнирных арок. Арки собирают из отдельных секций, изготовленных из литой стали. Каждая арка включает в себя

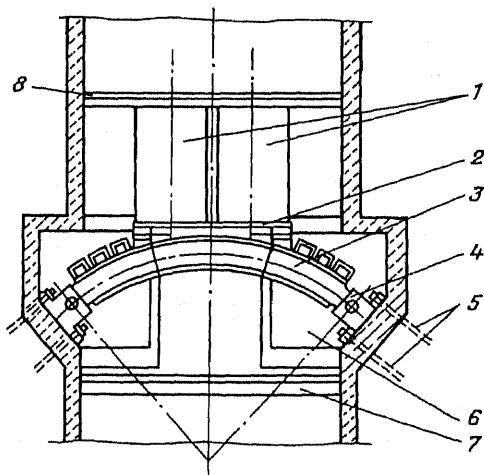


Рис. 8.24. Сборно-разборный предохранительный полок

одну—четыре (в зависимости от диаметра перекрываемого ствола) основные секции (две опорные секции и две опоры ящичного типа). Основные секции соединяют между собой и с опорными секциями с помощью соединительных элементов (накладок), стягиваемых болтами. Опорные секции шарнирно соединены с опорами. Опоры закреплены в бетонной крепи ниши анкерными болтами. Арки соединены между собой болтами-шпильками, такое соединение обеспечивает их совместную работу. Поверх несущей конструкции полка в пределах отделений подъемных сосудов и противовесов располагают распределительно-утяжеляющий блок, собираемый из стальных надарочных секций, укладываемых вплотную перекрестными рядами. Первый ряд располагается поперек несущих арок и включает в себя секции нескольких разновидностей. Все последующие ряды собирают из однотипных секций. Распределительно-утяжеляющее устройство может быть выполнено в виде железобетонной плиты соответствующей формы. За пределами подъемных отделений несущую конструкцию перекрывают одним рядом надарочных секций. Надарочные секции с несущими арками соединяют болтами.

На распределительно-утяжеляющем блоке устанавливают отдельно для каждого подъемного отделения ствола распределительные устройства, рассчитанные на центральное нагружение. Устройства выполняют в виде клеток из сосновых брусьев, соединенных между собой строительными скобами. Нижний ряд брусьев болтами крепят к распределительно-утяжеляющему блоку.

Над амортизирующим устройством располагается гидроизоляционное устройство, защищающее полку от обводнения и заилования. Его выполняют в виде настила из двух перекрестных рядов брусьев с трехслойным рулонным ковром между рядами. Сверху брусья перекрывают стальными листами толщиной 2—3 мм. Перекрытие опирается на амортизирующее устройство.

Для того чтобы несущая конструкция полка имела опору в стенках ствола, устраивают ниши с монолитными бетонными фундаментами. Кровля и стены ниши закреплены также железобетоном. Фундамент и ниши изготавливают заблаговременно при проходке ствола. При перекрытии части сечения ствола предохранительный полку имеет ограждающую стенку, как и при обычных полках. Рассматриваемый полку защищает от падения тяжелых тел малого поперечного сечения (рельсы, балки, трубы), обладающих большой пробивной силой. Сквозное пробивание полку исключается вследствие наличия распределительно-утяжеляющего блока.

Монтаж сборно-разборных полков осуществляют в следующей последовательности. Устанавливают монтажное перекрытие и сооружают нишу с железобетонным креплением, монтируют опоры и несущие арки. Собирают распределительно-утяжеляющий блок, амортизирующее и гидроизоляционное устройства. Демонтаж полку выполняют в обратной последовательности. Спуск в ствол элементов полку осуществляют с помощью подъемной машины 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.

По сравнению с капитальными предохранительными устройствами (полками) сборно-разборные полки имеют следующие преимущества: малую конструктивную высоту, вследствие чего уменьшается высота технологического отхода; многократность использования металлоконструкций; индустриальный метод сооружения полка; сокращение в два-три 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. Продолжительность строительства сборно-разборного полка — 2—3 месяца, затраты труда — 460 чел.-дней.

8.8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ УГЛУБКЕ СТВОЛОВ

Технологические процессы при углубке стволов сверху вниз (схемы I, II и III) выполняют 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 выполняют в иной последовательности.

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

При углубке стволов применяют взрывчатые вещества, приведенные в перечне промышленных взрывчатых материалов, рекомендуемых Межведомственной комиссией по взрывному делу. Выбор взрывчатых веществ осуществляют в зависимости от крепости пород, газового и пылевого режимов.

В шахтах, не опасных по газу и пыли, применяют непридохранительные 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 допускают применение непридохранительных ВВ и электродетонаторов замедленного действия при соблюдении следующих условий: забой углубляемого ствола нужно непрерывно проветривать; в забое не должны содержаться угольные пласты или пропластки; отсутствует выделение метана; перед заряданием необходимо замерять содержание метана газоанализатором. При подходе забоя к угольному пласту на расстояние 5 м и при пересечении угольных пластов на протяжении 20 м обязательно применение предохранительных ВВ и электродетонаторов мгновенного или короткозамедленного действия.

Расчет основных параметров буровзрывных работ сводится к определению расхода ВВ, числа шпуров, их расположения по площади забоя и приводится в главе 6.

При углубке стволов глубину шпуров принимают с учетом физико-механических свойств пород, площади поперечного 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.

На практике оптимальную глубину шпуров при бурении ручными перфораторами в породах с $f = 2 \div 9$ принимают 2,0–2,5 м; в породах с $f > 9$ — 1,5–2 м; при бурении установками БУКС-1М, СМБУ-4 — 2,5–4,0 м. Диаметр шпура должен быть 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 глубже отбойных шпуров с увеличением величины заряда на 20–25%. Расположение шпуров в забое должно быть таким, чтобы обеспечить примерно одинаковый объем разрушенной породы, приходящийся на один шпур.

Объем разрушенной породы, приходящийся на один отбойный и один оконтуривающий шпур, определяют по формуле

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

где $l_{ш}$ — глубина шпура; N — общее число шпуров; $N_{вр}$ — число врубовых шпуров; $D_{вч}$ — диаметр ствола вчерне; $D_{вр}$ — диаметр врубовых шпуров. Значения $D_{вр}$ и $N_{вр}$ приведены ниже.

Диаметр патрона ВВ, мм	36	45
$D_{вр}$, м	1,6–2,2/1,6–2,2	1,8–2,6/1,8–2,6
$N_{вр}$	5–7/7–10	4–6/5–7

Примечание. В числителе приведены значения при коэффициенте крепости $f = 2 \div 6$, в знаменателе — при $f = 7 \div 10$.

Большее значение принимают в стволах диаметром вчерне более 7 м.

Расстояние между окружностями, по контуру которых расположены отбойные шпуры,

$$W_o = \sqrt{V_{ор} / (m l_{ш})},$$

где m — коэффициент сближения; для пород средней крепости $m = 0,8$, для крепких пород $m = 1$.

Расстояние между шпурами по окружности

$$a_o = m W_o.$$

Таблица 8.1

Всего	Число окружностей		Расчетная формула
	В том числе по контуру которых расположены отбойные шпур		
3	1		$D_{от} = (D_{вр} + D_{ок})/2$
4	2		$D_{от}' = (2 D_{вр} + D_{ок})/3$
			$D_{от}'' = (D_{вр} + 2 D_{ок})/3$
5	3		$D_{от}' = (3 D_{вр} + D_{ок})/4$
			$D_{от}'' = (D_{вр} + D_{ок})/2$
			$D_{от}''' = (D_{вр} + 3 D_{ок})/4$

Число окружностей, по контуру которых расположены отбойные шпур,

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

Диаметр окружностей, по контуру которых расположены оконтуривающие шпур,

$$D_{ок} = D_{вч} - 2 C,$$

где C — расстояние от оконтуривающего шпура до проектного контура ствола вчерне, равное $0,2 \div 0,3$ м.

Диаметр окружностей $D_{от}$, по контуру которых расположены оконтуривающие шпур, определяют по формулам, приведенным в табл. 8.1.

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

Бурение шпуров при углубке стволов выполняют сверху вниз, поэтому можно применять тяжелые перфораторы ПР-24ЛУ, ПР-24ЛУБ, ПР-30ЛУ, ПР-30ЛУС, ПР-25Л, ПР-30К. Число перфораторов n_n , одновременно работающих в забое, определяют по формуле

$$n_n = S_{вч}/S_y,$$

где $S_{вч}$ — площадь ствола вчерне, м²; S_y — площадь забоя на один перфоратора, равная $4 \div 6$ м².

В забое должно находиться два-три исправных резервных перфоратора. Бурильные штанги — пустотельные марки БШ-22. Комплект штанг имеет длину 0,7; 1,3; 1,8; 2,5 и 3,0 м. В хрупких трещиноватых породах

применяют коронки долотчатые КДШ и трехперые КТШ, в вязких породах — крестообразные ККП. Для уменьшения вибрации перфораторов используют antivибрационные устройства КВ-1 и КВС-1. Последовательность работ при бурении шпуров такая же, как и при проходке стволов.

Достоинствами бурения шпуров ручными перфораторами являются надежность процесса и простое регулирование продолжительности бурения шпуров. Надежность процесса заключается в том, что бурение шпуров осуществляют непрерывно, без остановки. При неисправности одного или нескольких перфораторов последние быстро заменяют работоспособными. Сокращение продолжительности бурения шпуров осуществляют посредством увеличения числа бурильщиков, создают бригады бурильщиков, работающих по вызову.

Недостатки — тяжелый труд проходчика 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 использовании бурильных установок.

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

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

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

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; K — коэффициент средней скорости бурения; K_b — коэффициент, учитывающий приток воды Q_b в ствол, при $Q_b \leq 6 \text{ м}^3/\text{ч}$ $K_b = 1$, при $Q_b = 7 \div 13 \text{ м}^3/\text{ч}$ $K_b = 0,9$, при $Q_b > 13 \text{ м}^3/\text{ч}$ $K_b = 0,83$, K_d — коэффициент, учитывающий диаметр шпура, при диаметре шпура $d_{ш} = 52 \text{ мм}$ $K_d = 1$, при $d_{ш} = 40 \div 43 \text{ мм}$ $K_d = 1,2$; K_n — коэффициент надежности процесса; t — время вспомогательных работ, отнесенное к 1 м шпура.

Значения φ , K_n и t при различном оборудовании приведены ниже:

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

Примечание. В числителе приведены данные при использовании бурильных установок, в знаменателе — при использовании ручных перфораторов.

Значения начальной технической скорости бурения пород различной крепости приведены ниже.

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

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

Значения коэффициента средней скорости бурения K с помощью различного оборудования для разной глубины шпуров приведены ниже.

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

Примечание. В числителе приведены значения при использовании бурильных установок, в знаменателе — при использовании ручных перфораторов.

Общее время бурения шпуров:

$$T_6 = \frac{N l_{ш}}{Q_6} + t_{п.з},$$

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

ВЕНТИЛЯЦИЯ

При углубке ствола процесс вентиляции осложняется тем, что углубку осуществляют 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. Вентиляцию углубляемого ствола выполняют с помощью вентиляторов местного проветривания по нагнетательной и комбинированной схемам и сквозной струей.

При углубке по схемам I и II клетового ствола, по которому обычно подают в шахту свежий воздух, применяют нагнетательную или комбинированную схему (рис. 8.25, а). Вентилятор 1 устанавливают в сопряжении или стволе выше сопряжения и по ставу труб 2 нагнетают свежий воздух в забой ствола. Вентилятор 3 по трубопроводу 4 длиной 15—20 м засасывает из ствола воздух и по ставу труб 5 подает его к скиповому стволу. По согласованию с горнотехнической инспекцией вентилятор 3 может работать только на очистке ствола от продуктов взрыва в течение 0,5—1,0 ч после взрыва. В стволах небольшой глубины при углубке по

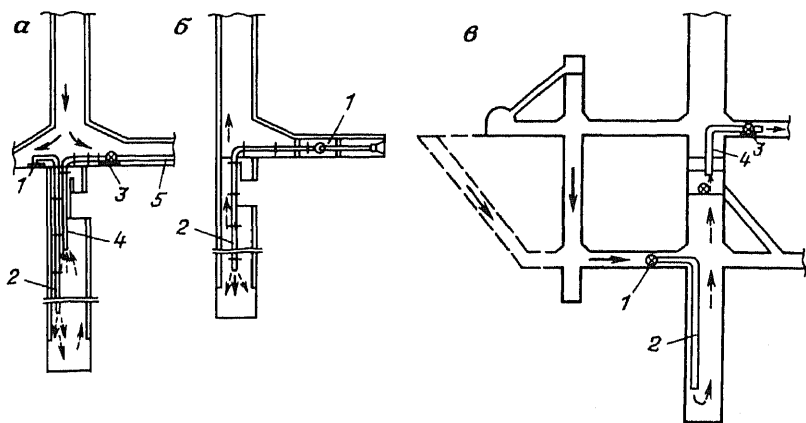


Рис. 8.25. Схема вентиляции при углубке стволов

схеме I вентилятор 1 можно устанавливать на земной поверхности, а став труб 5 прокладывать по стволу.

При углубке ствола, по которому из шахты выдают воздух, его проветривание осуществляют по нагнетательной схеме (см. рис. 8.25, б). При этом вентилятор устанавливают в сопряжении. При наличии неглубоких стволов вентилятор можно устанавливать на земной поверхности.

При углубке по схеме III клетевого ствола вентилятор 1 (см. рис. 8.25, в), нагнетающий свежий воздух, устанавливают 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 труб 4 всасываются вентилятором 3 и затем 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 монтируют только вентилятор 1. Продукты взрыва выходят на земную поверхность с исходящей струей общешахтной вентиляции.

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

На практике при углубке стволов проветривание забоя обычно осуществляют вентиляторами ВМ-4м, ВМ-5м и ВМ-6м по ставу металлических труб диаметром 0,4–0,7 м. На нижний конец става подвешивают гибкий прорезиненный рукав соответствующего диаметра и длиной 10–15 м. Став металлических труб подвешивают к крепи ствола.

После проветривания лицо сменного технического надзора и мастер-взрывник (взрывник) осматривают забой. По указанию лица сменного надзора приводят в безопасное состояние ствол и находящееся в нем оборудование. С подвешного полка убирают куски взорванной породы, поврежденное взрывом оборудование приводят в рабочее состояние. Подвесной полок спускают к забою ствола и выполняют подготовительные работы для уборки породы.

ПОГРУЗКА И ПОДЪЕМ ПОРОДЫ

Погрузку породы при углубке стволов осуществляют 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, принимают из расчета 13–16 м² площади забоя на одну машину.

Для погрузки породы при углубке стволов целесообразно применять облегченный стволовой комплекс ОСК конструкции КузНИИшахтостроя. Управление работой грейфера (спуск и подъем грейфера, раскрытие и закрытие челюстей грейфера) и перемещение его кареток сосредоточено в кабине машиниста.

Основные преимущества машины ОСК по сравнению с погрузчиком КС-3 — механизированное вождение грейфера по забою, возможность применения грейфера вместимостью 0,65 м³ вместо 0,22 м³, сокращение числа проходчиков на погрузке породы в 2–3 раза, улучшение условий труда проходчиков. Кроме того, производительность ОСК равна производительности двух-трех грейферов КС-3. Преимущества комплекса ОСК по сравнению с КС-2у/40 заключаются в снижении его стоимости, возможности исключения монтажа сложного полка-каретки, уменьшении продолжительности монтажа.

Технические характеристики ОСК, КС-3 и КС-2у/40

Проходческий комплекс	ОСК	КС-3	КС-2у/40
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 (разрыхленная порода), 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

Производительность по погрузке породы $P_{\text{пог}}$, м³/ч, в разрыхленном состоянии

$$P_{\text{пог}} = \frac{1}{\varphi \alpha \left(\frac{1}{n_m P_T K_0 K_n} + \frac{t_n}{V_6 K_3} \right) + \frac{(1 - \alpha) \varphi}{n_p P_y}}$$

где ϕ — коэффициент неравномерности работы по погрузке, равный $1,15 \div 1,2$; α — доля породы фазы I, равная $0,9 \div 0,93$ для погрузчика КС-3 и $0,85 \div 0,9$ для машин ОСК; n_m — число погрузочных машин; P_T — техническая производительность машин, $m^3/ч$; K_0 — коэффициент одновременности работы машин (при $n_m = 1$ $K_0 = 1$, при $n_m = 2$ $K_0 = 0,95$, при $n_m = 3 \div 4$ $K_0 = 0,85 \div 0,7$); K_p — коэффициент просыпания породы при разгрузке грейферов в бадью, равный $0,8 \div 0,9$; t_p — время перецепки бадьи, равное $0,01 \div 0,017$ ч; V_6 — вместимость бадьи, m^3 ; K_3 — коэффициент заполнения бадьи, равный $0,9$; n_p — число рабочих, занятых на уборке породы во II фазе погрузки; P_y — производительность во II фазе погрузки, приведена ниже:

коэффициент крепости породы	3—6	7—10	12—16
производительность при рыхлении породы, $m^3/ч$:			
пневмомонитором	2,6	1,9	1,3
вручную	1,6	1,2	0,8

Общее время погрузки породы

$$T_{\text{пог}} = S_{\text{вч}} l_{\text{ш}} \eta \mu K_p / P_{\text{пог}} + t_{\text{п.з}},$$

где $S_{\text{вч}}$ — площадь поперечного сечения ствола в черне, m^2 ; $l_{\text{ш}}$ — глубина шпура, m ; μ — коэффициент использования сечения (КИС); η — КИШ; K_p — коэффициент разрыхления породы; $P_{\text{пог}}$ — производительность по погрузке породы, $m^3/ч$; $t_{\text{п.з}}$ — время подготовительных и заключительных работ при погрузке, равное $1 \div 1,5$ ч.

Обеспечение сжатым воздухом. Для работы бурильных и погрузочных машин, занятых на углубке ствола, сжатый воздух подают по ставу труб диаметром 150—200 мм, подсоединенным к общешахтной сети сжатого воздуха на рабочем горизонте. Став сжатого воздуха монтируют в бадьевом 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 труб сжатого воздуха подсоединяют к коллекторным трубопроводам у воздухоотборников компрессорной станции и монтируют в стволе в бадьевом отделении. В углубляемой части ствола став труб сжатого воздуха прикрепляют к крепи или подвешивают на канатах.

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

Подъем породы. Стесненные условия работ по углубке ствола не позволяют применять высокопроизводительные машины с бадьями большой ($4-6 m^3$) вместимости. Обычно при углубке ствола для подъема породы используют несамопрокидные бадьи вместимостью $1-1,5 m^3$ и самопрокидные БПС-1, БПС-1,5, БПС-2 и редко БПС-3 с прицепными устройствами для прядевых канатов УПП-2,8, УПП-5 и 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 и Ц-2,5 × 2. При углубке по схеме I используют освободившуюся постоянную подъемную машину или монтируют передвижную подъемную установку. Выбор подъемного оборудования осуществляют с помощью расчета подъема для проходки стволов.

Производительность подъема, м³/ч,

$$P_n = 3600 V_6 K_3 / T_{ц.п} K,$$

где V_6 — вместимость бады, м³; K_3 — коэффициент заполнения бады, равный 0,9; K — коэффициент неравномерности работы подъема, равный 1,3 ÷ 1,5; $T_{ц.п}$ — продолжительность цикла подъема, с.

Для совмещенной схемы проходки и одноконцевого подъема

$$T_{ц.п} = \frac{2H - 37}{v} + 2,6 v + 144,$$

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

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

При углубке ствола **транспортирование породы** по схеме I осуществляют автосамосвалами. При углубке по схеме II породу из бады разгружают в вагонетку и далее по клетевому стволу поднимают на земную поверхность или разгружают в породный бункер скипового ствола. При углубке по схеме III породу из бады разгружают в вагонетку, которую по слепому стволу или уклону поднимают на рабочий горизонт и далее транспортируют к клетевому или скиповому стволу. Основная проблема при углубке стволов — обеспечение порожними вагонетками. На практике часто из-за несвоевременного обеспечения порожними вагонетками задерживается погрузка породы, вследствие чего снижается скорость углубки.

При углубке стволов **откачку воды**, как правило, выполняют насосами по двухступенчатой схеме: из забоя воду с помощью пневматических насосов Н-1М, БН-15 × 4 и «Малютка» подают в приемный бак подвешенного насоса НП-2, который перекачивает воду в водосборник насосной станции рабочего горизонта. Применяют подвесные насосы ППН-50-12, ППН-30 × 250, ВП-2 и НП-2 при углубке стволов по схеме I; при незначительных притоках откачку воды можно выполнять с помощью бадей, 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.

ВОЗВЕДЕНИЕ КРЕПИ

При углубке стволов крепление повсеместно осуществляют монолитным бетоном и реже железобетоном. Крепь возводят сверху вниз с применением призабойной металлической секционной опалубки. Бетонную смесь за опалубку спускают по бетонопроводу с гасителем скорости. Бетонопроводы

прикрепляют к крепи, реже подвешивают на канатах. Расчет толщины крепи, подбор состава бетонной смеси, технология возведения крепи такие же, как и при проходке стволов. Особенность возведения бетонной крепи при углубке стволов заключается в приготовлении и транспортировании бетонной смеси к бетонопроводу. При углубке стволов по схеме I, как и при их проходке, бетонную смесь приготавливают на центральных бетонных заводах или в шахтном бетонорастворном узле, затем автосамосвалами подвозят к стволу, разгружают в приемный бункер и по бетонопроводу, смонтированному в углубочном отделении, спускают за опалубку (рис. 8.26, а).

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

Первый — бетонную смесь приготавливают на земной поверхности в бетонорастворном узле, загружают в шахтные вагонетки и доставляют на рабочий (углубочный) горизонт, где их разгружают в приемный бункер. Из приемного бункера бетонную смесь перегружают в бетонопровод. При этом способе обеспечивается высокое качество и полная механизация приготовления бетонной смеси. Транспортирование вагонеток с бетонной смесью необходимо осуществлять 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, монтируют бетономешалку и устраивают склад цемента и инертных материалов. Цемент и инертные материалы доставляют с земной поверхности в вагонетках. Приготовленная бетонная смесь из бетономешалки поступает в бетонопровод. Этот вариант применяют при отсутствии на шахтной площадке бетонорастворного узла и небольшом объеме работ по бетонированию при углубке. На рис. 8.26,б изображен бетонорастворный узел, установленный в специальной камере у углубляемого ствола. Узел имеет бункеры 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 доставляют в вагонетках.

Третий способ — для приготовления бетонной смеси используют БУК или «Монолит-2», который применяют 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 осуществлять в вагонетках с донной разгрузкой типа ВДК или в вагонетках с глухим кузовом, приспособленным для разгрузки материала.

Время возведения крепи T_k на рабочую высоту опалубки, ч, определяют по формуле

$$T_k = (S_{вч} \mu - S_{св}) h_0 K_6 / P_6 + t_0,$$

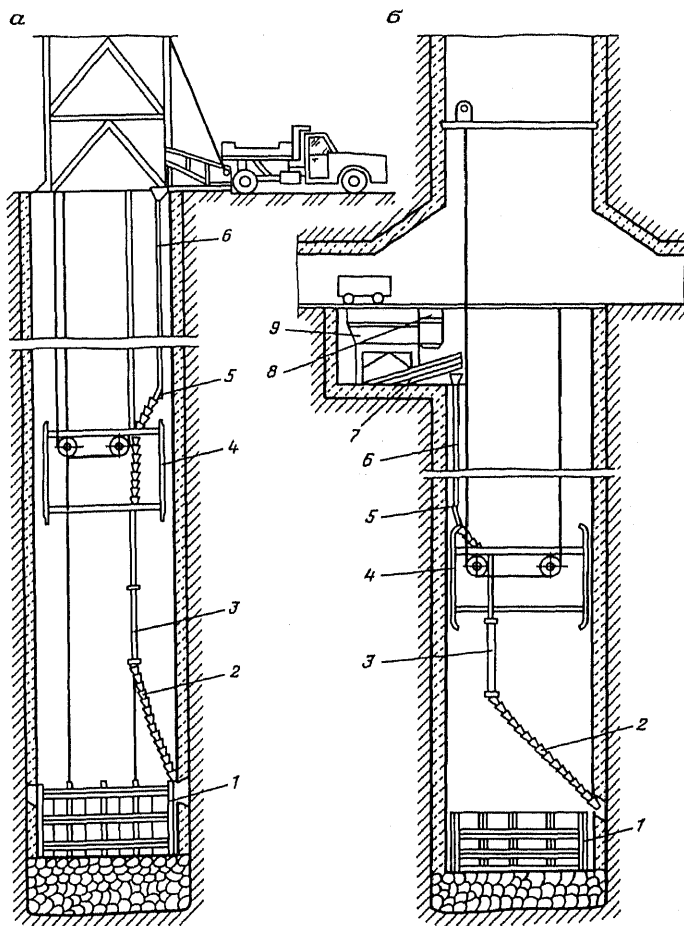


Рис. 8.26. Возведение бетонной крепи при углубке стволов:

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

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

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

АРМИРОВАНИЕ УГЛУБЛЯЕМОЙ ЧАСТИ СТВОЛА

Армирование углубляемой части ствола осуществляют после проходки сопряжений и камер до ликвидации предохранительных устройств.

Элементы армирования были рассмотрены ранее (см. главу 7).

Технология работ и применяемое оборудование при армировании углубляемого ствола в основном такие же, как и при проходке.

При углубке ствола по схеме I с использованием всего сечения ствола работы по армированию не отличаются от таких же работ при проходке. Углубка по другим схемам характеризуется большей трудоемкостью по спуску и доставке элементов армировки к месту монтажа, особенно при схеме III, и соединению новой армировки со старой, которое выполняют после ликвидации предохранительных устройств.

При углубке стволов применяют последовательную схему армирования.

8.9. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ УГЛУБКИ

При углубке ствола к технико-экономическим показателям относят продолжительность ведения работ, скорость и стоимость углубки, производительность труда.

Общее время углубки ствола ΣT_y складывается из времени подготовительного периода T_n , непосредственно углубки T_y , проведения сопряжений T_c , армирования T_a и времени на разборку предохранительных устройств и перепуск подъемных сосудов на новый горизонт T_3 :

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

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

При углубке стволов по схемам I и II продолжительность подготовительного периода обычно составляет 6—9 месяцев. 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 сооружением породных целиков продолжительность подготовительных работ снижается до 4,5—6 месяцев.

При углубке ствола по схеме III, где имеет место большой объем горных работ, время подготовительных работ составляет 14—16 месяцев, а на отдельных шахтах — до 20—25 месяцев.

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

$$T_c = t_{п.с} + V_c / v_{н.с},$$

где $t_{п.с}$ — время подготовительных работ к проходке сопряжения, равное 0,2 ÷ 0,3 месяца; 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 месяца; h_a — протяженность участка ствола, на котором осуществляются армирование; $v_{н.а}$ — нормативная скорость армирования, равная 300 м/с.

За время проведения заключительных работ T_z выполняют разборку предохранительного устройства, соединение армировки, строительство посадочной площадки, демонтаж углубочного оборудования, перепуск подъемных сосудов, оно равно 1,5 ÷ 2,5 месяца.

Принимая $\Sigma T_{п} = t_{п.с} + t_{п.а} + t_z = 2,0 \div 3,3$ месяца и подставляя значения T_y , T_c и T_a в общее время углубки, получим

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

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.

Средняя техническая скорость характеризует технику, технологию и организацию работ при углубке ствола. Среднемесячные технические скорости углубки стволов на территории СНГ за последние годы составили в угольной отрасли 18–20 м/мес, в горнорудной 16–17 м/мес. Отсюда следует, что средняя техническая скорость не увеличилась, оставаясь низкой — в 1,3–1,5 раза меньше нормативной скорости.

Основные причины низкой скорости углубки — сложные технические условия работ и большая зависимость операций по углубке от эксплуатационного режима работы шахты; невозможность применения высокопроизводительного горнопроходческого оборудования; недостаточная

производительность подъема (фактически 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 уделяют должное внимание организации работ и оснащению горнопроходческим оборудованием, доступны высокие скорости углубки, превышающие в 1,5–2 раза нормативные (табл. 8.2).

Таблица 8.2

Бассейн, шахта, ствол	Шаг углубки, м	Диаметр ствола, м	Скорость углубки ствола, 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
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
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, скиповой	220	4,5	— /111
<i>Горная Шория</i>			
Казский рудник	245	6	97/106,5
Таштагольское месторождение, «Южная»	300	6	90/118

Примечание. В числителе приведена средняя скорость углубки ствола, в знаменателе — максимальная.

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

$$v_k = h_y / \sum T.$$

Календарную скорость углубки иногда принимают в качестве основного показателя при оценке технико-экономической эффективности схем углубки стволов.

В настоящее время календарная скорость углубки в 2–3 раза меньше средней технической скорости и по данным углубки 63 стволов составила по схемам: I — 6,3 м/мес; II — 4,8 м/мес, III — 5,2 м/мес и IV — 5,7 м/мес, т.е. равна в среднем 4–6 м/мес.

Производительность труда, м³/чел.-смену, при углубке стволов определяют так же, как и при их проходке:

$$P = h_{y,m} S_{св} / (n m),$$

где $h_{y,m}$ — высота углубки 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 их проходке, и за последние годы она составила в угольной промышленности 0,8–0,9 м³ в свету на выход, в горнорудной 1,2–1,35 м³ в свету на выход.

8.10. ОПЫТ УГЛУБКИ СТВОЛОВ

Рассмотрим пример скоростной углубки скипового ствола шахты «Тайбинская» в Кузбассе с гор. +150 м на гор. +50 м.

Скиповой ствол (рис. 8.27, а) диаметром в свету 6 м предназначен для выдачи угля одной западной парой девятитонных скипов 1 с нижнего горизонта +150 м и восточной парой четырехтонных скипов 2 с верхнего горизонта +250 м.

Основной объем угля выдавали с гор. +150 м, и западный подъем 3 мог обеспечить выдачу всего добытого на шахте угля, поэтому уголь с гор. +250 м перепустили на гор. +150 м, а восточную постоянную подъемную машину 4 типа 2Ц-5 × 2,3 и половину поперечного сечения ствола на всем протяжении от забоя до поверхности использовали в период углубки (рис. 8.27, б).

На поверхности были размещены следующие лебедки: для направляющих канатов 5 типа ЛПМ-10; подвесного полка 6 типа ЛП-25; труб подачи бетонной смеси 7 типа 2ЛПМ-10; створчатой опалубки 8 типа ЛПМ-10; подвески бурильной установки 9 типа ЛПМ-10 и приемного лотка для разгрузки бетонной смеси 10 типа ЛП-1.

В стволе были смонтированы предохранительный полук под действующими скипами на отметке +124,3 м (рис. 8.28), подшивная площадка

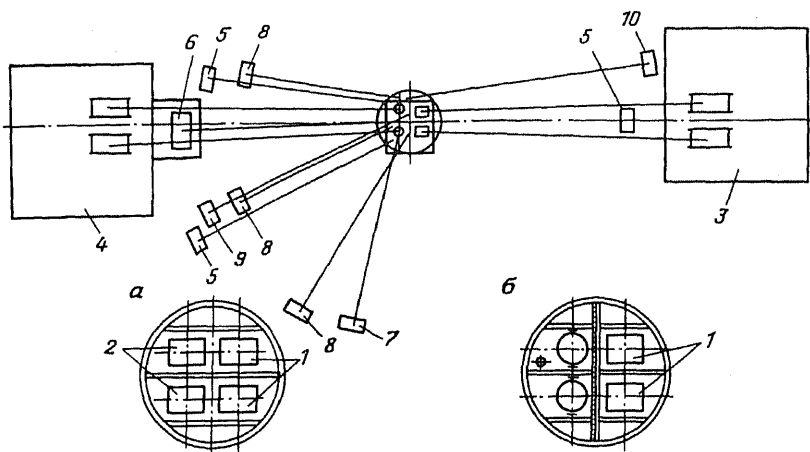


Рис. 8.27. Схема расположения оборудования на поверхности при углубке скипового ствола шахты «Тайбинская» с гор. +150 м на гор. +50 м

на отметке +113,7 м для установки отклоняющих шкивов канатов подвески опалубки, бурильной установки, спасательной лестницы и наращивания труб подачи бетона, полок на отметке +103,9 м для выхода людей со спасательной лестницы.

Два четырехрехтонных скипа в стволе были заменены бадьями 1 вместимостью 1 м³ и произведена отшивка углубочного отделения от рабочего на расстояние от предохранительного полка в постоянном копре до нижнего предохранительного полка.

В стволе были смонтированы металлическая створчатая опалубка 2 типа ОС-6 высотой 2100 мм, двухэтажный проходческий полок 3, став труб сжатого воздуха 4 диаметром 168 мм, вентиляционный став из резиновых труб 5 диаметром 600 мм, став труб для спуска бетонной смеси 6 диаметром 168 мм, который в действующей части ствола был прикреплен с помощью хомутов к расстрелам, а в углубляемой части подвешен на канатах лебедки 2ЛПМ-10, установленной на поверхности.

Проветривание забоя осуществляли по нагнетательной схеме двумя вентиляторами 7 типа СВМ-6, которые устанавливали на действующем горизонте.

Воду притоком 6–7 м³/ч откачивали из забоя насосом Н-1м и по скважине диаметром 105 мм подавали на горизонт +50 м. Для резерва был смонтирован подвесной насос.

Бурение шпуров по породам с $f = 6 \div 9$ осуществляли с применением стволовой бурильной установки 8 типа СМБУ-4м конструкции КузНИИшахтостроя.

Погрузку породы осуществляли с помощью двух пневмопогрузчиков типа КС-3, подвешенных к лебедкам ЛППГ-1,5, которые установили на нижнем этаже двухэтажного подвесного полка.

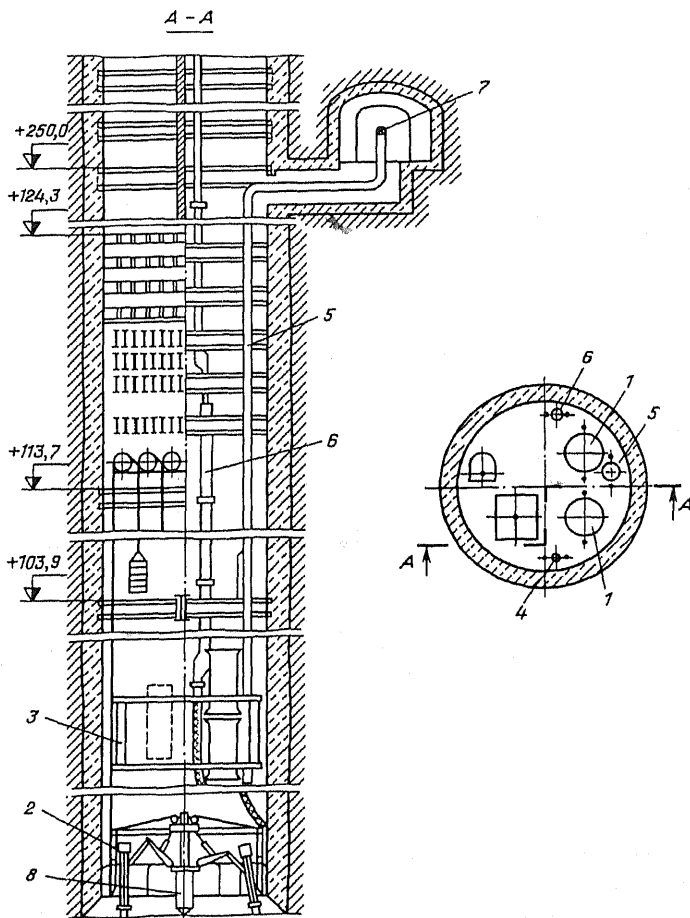


Рис. 8.28. Схема расположения проходческого оборудования в стволе

Работы по углубке ствола были организованы в четыре шестичасовые смены при непрерывной рабочей неделе (рис. 8.29). В смену выходило проходческое звено в составе пяти человек и, кроме того, дополнительное звено бурильщиков из трех проходчиков, работавших по вызову.

Проходческий цикл начинали со спуска и подготовки бурильной установки к работе (подключение к установке сжатого воздуха и раскрепление ее в центре ствола). В процессе бурения участвовали три проходчика, которые в соответствии с паспортом буровзрывных работ бурили в забое 70 шпуров диаметром 42 мм, глубиной 2,6 м. Фактическое минимальное время обуривания забоя составляло 1 ч 45 мин, среднее — 2,5 ч (на бурение одного оконтуривающего шпура затрачивали в сред-

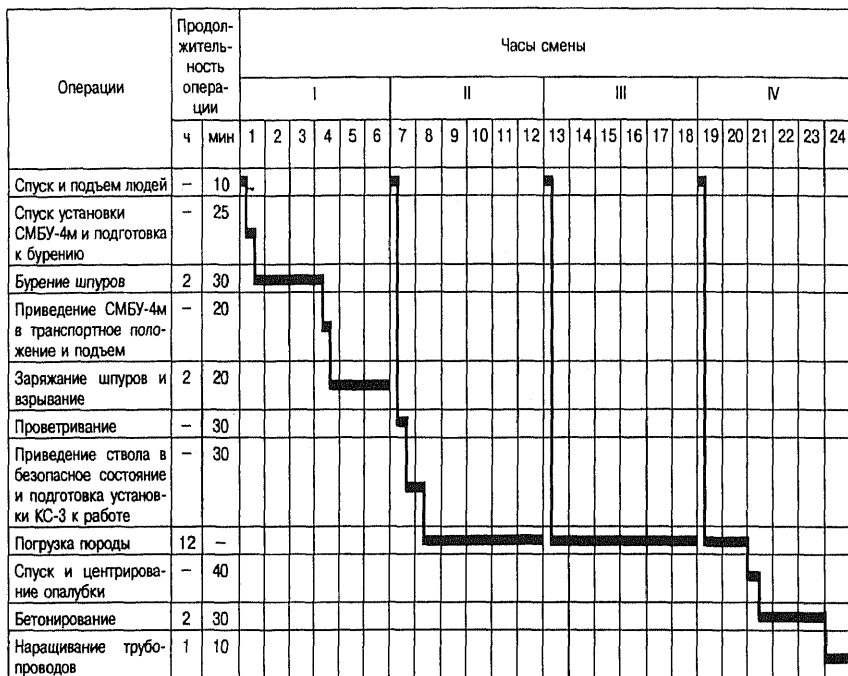


Рис. 8.29. График организации работ при углубке скипового ствола шахты «Тайбинская»

нем 5 мин, а отбойного или врубового — 3 мин 41 с). С учетом времени на подготовительно-заключительные операции (спуск машины, установка и подготовка к бурению — 25 мин, приведение машины в транспортное положение и подъем ее до проходческого полка — 20 мин) общее время бурения составляло 3 ч 15 мин.

На погрузке породы было занято пять проходчиков, один из которых обслуживал полук, один был занят приемкой и отправкой бадей, один занимался оборкой стенок ствола и двое грузили породу пневмопогрузчиками КС-3.

Всего за цикл при подвигании забоя в 2,1 м за 12 ч выдавали в среднем 150 бадей породы. Время подъема составляло 5 мин.

На укладку 18 м³ бетонной смеси, доставляемой с центрального бетонорастворного узла, затрачивали 2,5 ч.

За 30 рабочих дней было выполнено 25,7 цикла, что составило 54,1 м углубки готового ствола. Производительность проходчика — 3,05 м³ готового ствола на выход.

Рассмотрим еще один пример углубки главного ствола Казского рудника в Горной Шории, но уже комбинированным способом (схема IV)

путем расширения передовой выработки посредством взрывания глубоких скважин.

Главный ствол диаметром 6 м в свету и глубиной 220 м оснащен двумя одноконцевыми клетевыми подъемами и служит для подъема руды и породы. Ствол подлежал углубке на 245 м (с гор. +220 до гор. -20 м). По условиям эксплуатации углубку главного ствола нужно выполнять без остановки постоянного подъема. Ранее до начала углубки главного ствола 1 (рис. 8.30) до нового гор. -20 м был углублен вспомогательный ствол 2. Во время углубки вспомогательного ствола на гор. +180 м была пройдена сбойка длиной 26 м (сечение Б-Б) и площадью поперечного сечения $3,5 \text{ м}^2$, а у вспомогательного ствола оборудована посадочная площадка. На гор. +50 и гор. -20 м через вспомогательный ствол были пройдены выработки околоствольных дворов. После строительства сопряжений главного ствола на гор. +50 и гор. -20 м по центру ствола с применением комплекса КПВ-1Б был пройден восстающий 3 площадью

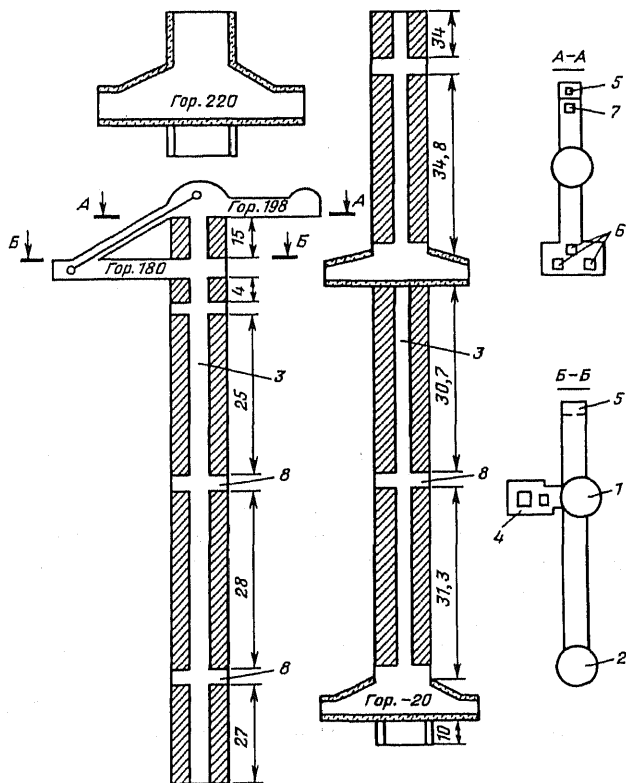


Рис. 8.30. Схема углубки главного ствола Казского рудника в Горной Шории; размеры даны в метрах

поперечного сечения 4 м² до гор. +140 м. Участок восстающего между гор. +140 и гор. +180 м пройден способом секционнного взрывания. На углубочном гор. +180 м были пройдены камера 4 для подъемной машины Ц1,6 × 1,2 и лебедки спасательной лестницы, ходок для каната. Далее с помощью комплекса КПВ-1Б были пройдены участок восстающей выработки до гор. +198 м, вентиляционно-вспомогательный гезенк 5 площадью поперечного сечения 4 м² со сбойками на гор. +198 м и вспомогательная выработка. Во вспомогательной выработке установили четыре вентилятора СВМ-6 и лебедку для разгрузки вагонеток с бетонной смесью. На гор. +198 м были пройдены три камеры, в которых установили четыре лебедки 6 типа ЛПМ-10 для подвески опалубки, две лебедки ЛП-5/500 для направляющих канатов и лебедка 7 ЛПЭ-10/800 для подвески бетонного става.

В пределах углубляемой части главного ствола при проходке восстающей выработки были пройдены пять кольцевых выработок 8. Бурение взрывных скважин осуществляли тремя станками НКР-100. Всего бурили 12 оконтуривающих скважин диаметром 105 мм и две вспомогательные. После окончания бурения взрывных скважин на всю высоту этажа производили их зарядание. В качестве ВВ применяли аммонит № 6 и граммонит АС-8. Удельный расход ВВ — 4 кг/м³. Взрывание зарядов скважин производили с поверхности при полном отсутствии людей в шахте. Расширение восстающей выработки до проектного сечения ствола на участке -20 м и +180 м было проведено в три приема отдельными участками снизу вверх.

Участок	Первый	Второй	Третий
Интервал, м	-20 — +50	+50 — +119,8	+119,8 — +180
Высота участка, м	70	69,8	59,6
Масса заряда ВВ, кг	7330	8160	6866
Объем взорванной породы, м ³ .	1872	1866	1866

После окончания взрывных работ и приведения ствола в безопасное состояние на гор. +198 м смонтировали подшивную площадку, а на гор. +180 м — опалубку-полок. Спуск оборудования и материала на гор. +198 м и гор. +180 м осуществляли по вентиляционно-вспомогательному гезенку, а людей — по вспомогательному стволу на гор. +180 м. Работы по возведению крепи выполняли снизу вверх заходками высотой 20—35 м.

Породу на гор. -20 м с помощью скреперной установки грузили в вагонетки УВБ-2,5, которые по вспомогательному стволу в клетки поднимали на земную поверхность.

Применение указанной схемы на Казском руднике позволило увеличить скорость углубки до 78—106 м/мес, а производительность труда — до 7,5 м³/чел.-смену.

8.11. 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 использования этой схемы следует предусматривать заранее в проектах строительства и реконструкции шахт и рудников. При углубке ствола по схеме I скорость углубки увеличивается по сравнению со схемами II и III в 1,5–2 раза.

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

3. Углубку ствола, где это возможно, осуществляют сразу на два горизонта, вследствие чего сокращаются 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, предварительной проходки технологического отхода и др.

5. Совершенствование техники и технологии углубки ствола. Широкое применение для бурения шпуров установки СМБУ-4, для погрузки породы при большом шаге углубки (150 м и выше) — машин КС-2у/40.

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.

Необходимо создание и серийное изготовление оборудования с учетом специфических условий работы в стволах, 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 с длиной бурильного става до 160 м, малогабаритных насосов с подачей 20 м³/ч и напором 250 м.

Необходимы разработка и изготовление бетонного узла с комплексной механизацией погрузочно-разгрузочных работ и дозировкой компонентов.

6. Сокращение времени демонтажа предохранительных устройств и армирования углубляемой части ствола. Для снижения трудоемкости долбления лунок под расстрелы при армировании ствола необходимо создать

малогабаритную машину взамен существующих СБЛ и РЛ-1м, что позволит исключить при этом использование ручного труда.

При строительстве сопряжений следует применять для погрузки и транспортирования породы к подъему малогабаритные погрузочные машины.

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

8. Совершенствование организации работ, материально-технического обеспечения. Укомплектование проходческих бригад высококвалифицированными кадрами.

ГЛАВА 9 ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА СТВОЛОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

9.1. ИСКУССТВЕННОЕ ЗАМОРАЖИВАНИЕ ПОРОД

ПРИНЦИП ПОЛУЧЕНИЯ ХОЛОДА И РАБОТА ЗАМОРАЖИВАЮЩЕЙ СТАНЦИИ

Для получения холода и создания ледопородного ограждения используют замораживающую станцию, принципиальная схема которой показана на рис. 9.1.

Пары хладагента сжимают до давления 0,5–1,2 МПа в компрессоре 1 (в зависимости от его типа), в результате чего температура паров повышается до 100 °С. Хладагент с такими параметрами проходит через маслоотделитель 2 и попадает в межтрубное пространство конденсатора 3, в котором непрерывно циркулирует вода. В результате охлаждения пары конденсируются и хладагент переходит в жидкое состояние. При этом его давление остается примерно тем же, а температура понижается до 15–20 °С в зависимости от расхода и температуры охлаждающей воды.

Жидкий хладагент из конденсатора по трубопроводу 4 проходит через дроссельное устройство 5, а оттуда по трубопроводу 6 поступает в испаритель 17, где давление хладагента резко снижается до 0,05 МПа. В результате перепада давления хладагент испаряется, а его температура понижается до $-(20-30)$ °С. Пары хладагента по мере испарения поднимаются по змеевикам испарителя 18 и, пройдя грязеуловитель 16, попадают через трубопровод 19 опять в компрессор. На этом заканчивается непрерывный цикл движения хладагента.

Переход хладагента из жидкого состояния в газообразное происходит в испарителе 17 и трубопроводах 6 и 19 с большим поглощением тепла, отбираемого у хладоносителя 14, который находится в рассольном баке 15 и непрерывно с помощью рассоломешалки 13 циркулирует

в межтрубном пространстве испарителя 17, в результате этого хладоноситель охлаждается до температуры $-(20-25)^\circ\text{C}$.

Охлажденный хладоноситель насосом 12 нагнетают по магистральному трубопроводу 11 и распределителю 10 в каждую замораживающую колонку 8. Циркулируя по замораживающим колонкам, хладоноситель отдает холод окружающим горным породам и замораживает их, а сам нагревается на $1-3^\circ\text{C}$ в зависимости от режима замораживания. Пройдя через колонки, хладоноситель попадает в коллектор 7, а затем в обратный магистральный трубопровод 9, по которому он поступает для повторного охлаждения в испаритель 17.

Таким образом, при работе замораживающей станции имеют место три самостоятельных замкнутых цикла движения хладагента, воды в конденсаторе и хладоносителя.

В качестве хладагента используют аммиак — аммиачные холодильные машины — или различные хладоны (ранее фреоны) — фреоновые холодильные машины.

В качестве хладоносителей используют водные растворы солей хлористого кальция, хлористого магния. Хладоносители, представленные водными растворами хлоридов, получили название рассолов. Концентрация рассола должна быть такой, чтобы температура его замерзания была на 8°C ниже температуры испарения хладагента. Наибольшее распространение в практике замораживания получил водный раствор хлористого кальция плотностью до $1,28\text{ г/см}^3$.

Широкое применение водных растворов солей (рассолов) связано с тем, что они дешевы и могут быть легко приготовлены в условиях строительной площадки.

Недостатки рассолов: они весьма агрессивны по отношению к ледопородным ограждениям и в случае утечек из колонок, что зачастую бывает

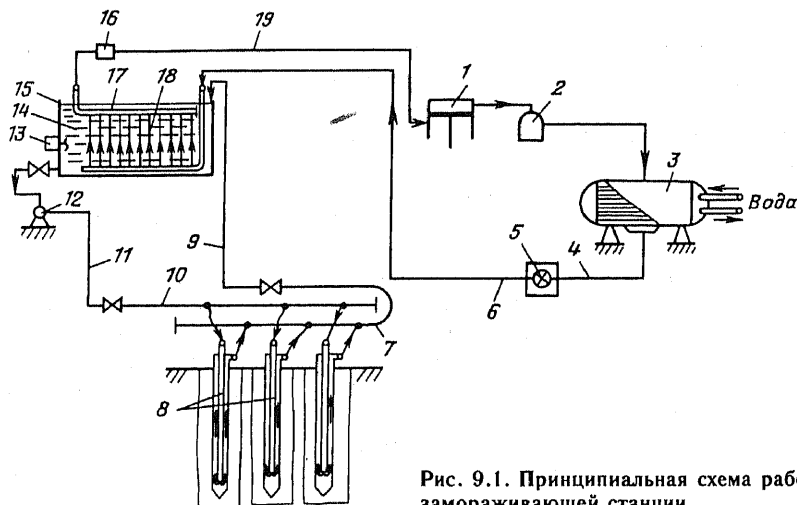


Рис. 9.1. Принципиальная схема работы замораживающей станции

в практике замораживания, приводят к разрушению ранее созданного ледопородного ограждения и как следствие прорыву воды через него.

В последние годы широкое распространение получили замораживающие станции, выполненные в передвижном исполнении (ПХС-100, ПХУ-50, ППЗУ и др.), позволяющие начать работы в сжатые сроки с минимальными затратами времени на подготовительный период.

СХЕМЫ ЗАМОРАЖИВАНИЯ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ СТВОЛОВ

При строительстве стволов в зависимости от глубины и начальной температуры пород применяют следующие схемы замораживания: на всю глубину (одноступенчатую), многоступенчатую, зональную, локальную.

При одноступенчатой схеме (рис. 9.2, а) замораживание осуществляют сразу на всю глубину водоносных неустойчивых пород. Для этого скважины бурят сразу на требуемую глубину, а замораживающие колонки оборудуют только питающей 2 и отводящей 1 трубами. При этом, в зависимости от направления движения хладоносителя в колонке, различают прямую и обратную циркуляции.

Направление циркуляции хладоносителя в колонке зависит от расположения обводненных пластов пород по глубине. Наиболее распространена прямая циркуляция, когда хладоноситель по питающей трубе подают до дна замораживающей колонки, и затем он возвращается по межтрубному пространству к отводящему патрубку. Прямую циркуляцию хладоносителя следует применять в том случае, когда на глубоких горизонтах встречаются более сложные условия. Обычно пласты пород, залегающие на небольшой глубине, имеют более высокие горное давление, естественную температуру, а иногда и скорости движения подземных вод.

При обратной циркуляции подаваемый в межтрубное пространство хладоноситель опускается до дна колонки и по питающей трубе возвращается к ее устью. Обратную циркуляцию хладоносителя рекомендуют при необходимости в первую очередь и в короткие сроки заморозить верхние пласты обводненных пород и начать проходку ствола с условием, что нижние породы будут заморожены за время проходки верхнего участка ствола. Одноступенчатую схему применяют, когда обводненные породы залегают на небольшой глубине от поверхности, имеют мощность не более 120 м и начальную температуру не выше 10 °С.

При многоступенчатой схеме замораживание пород осуществляют последовательными во времени нисходящими ступенями. Для этого с поверхности земли на проектную глубину бурят скважины, которые оборудуют замораживающими колонками. Колонки оборудуют питающей и отводящей трубами (рис. 9.2, б), которые опускают до намеченных границ 3, 4 ступеней замораживания. Замораживания в пределах каждой ступени достигают благодаря интенсивной циркуляции хладоносителя в ее границах. При этом в вышерасположенных ступенях также происходит теплообмен, но в значительно меньшей степени из-за естественной конвекции. Границы ступеней приурочивают к водоупорным пластам.

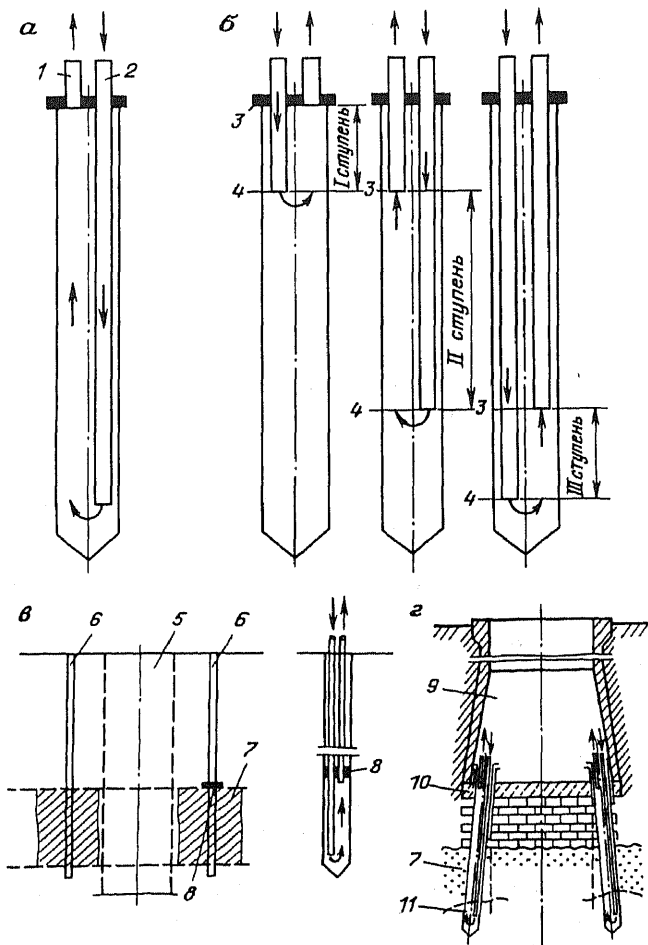


Рис. 9.2. Схемы замораживания пород:

а — на всю требуемую глубину; б — многоступенчатая; в — зональная; г — локальная

Многоступенчатую схему замораживания применяют в том случае, когда мощность обводненных пород, подлежащих замораживанию, превышает 100 м; обводненные пласты разделены водоупорными породами; обводненные пласты пород, залегающие в верхней толще, содержат пресные, а в нижней толще — засоленные воды; начальная температура горных пород неравномерна по глубине и достигает 25 °С.

При многоступенчатой схеме замораживания обычно применяют прямую циркуляцию хладоносителя в колонках. В отдельных случаях в верхней ступени замораживания применяют обратную циркуляцию, а в последующих ступенях — прямую. При замораживании пород первой сту-

пени хладоноситель подают по питающей трубе до нижней границы первой ступени, затем он поступает по межтрубному пространству к отводящему патрубку. При замораживании пород второй ступени питающая труба служит отводящей, а хладоноситель до нижней границы второй ступени подают по новой питающей трубе.

При зональной схеме (рис. 9.2, в) замораживающие скважины бурят с поверхности, а процесс замораживания осуществляют только в пределах водоносных пород 7. Для этого вокруг ствола 5 в замораживающих колонках 6 на границе водоносных пород устанавливают специальные диафрагмы 8, которые ограничивают циркуляцию хладоносителя в колонке. Такая конструкция колонок в значительной степени снижает тепловые потери в породах, не подлежащих замораживанию. Локальную схему замораживания применяют в случае, когда водоносные горные породы залегают на большой глубине от поверхности (более 150 м) и имеют мощность, не превышающую 100 м, а вышележащие породы не подлежат замораживанию.

При локальной схеме (рис. 9.2, г) замораживающие скважины 11 бурят из забоя выработки 9 через бетонную переемычку 10. Подачу хладоносителя к колонкам осуществляют по трубам от замораживающей станции, расположенной на поверхности. Локальную схему замораживания применяют при глубоком залегании водоносных горных пород 7 и сравнительно малой их мощности или же в случае неожиданного обнаружения пласта водоносных пород в процессе проходки выработки.

Выбор той или иной схемы замораживания осуществляют путем сравнения их технико-экономических показателей.

РАБОТЫ ПО ЗАМОРАЖИВАНИЮ ПОРОД

Работы по замораживанию горных пород включают бурение скважин, монтаж замораживающих колонок и рассольной сети, создание ледопородного ограждения требуемых размеров (активное замораживание).

Бурение скважин. Прежде чем приступить к бурению, необходимо знать схему расположения и число замораживающих скважин.

Схема расположения замораживающих скважин при проходке ствола зависит от его радиуса в проходке $R_{пр}$ и расчетной толщины ледопородного ограждения E (рис. 9.3).

Замораживающие скважины располагают вокруг вертикального ствола по окружности, при этом стремятся к возможному уменьшению ее диа-

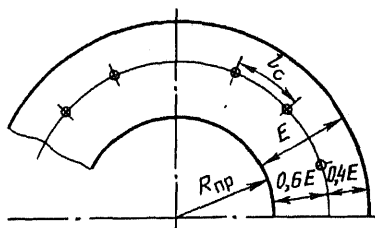


Рис. 9.3. Схема расположения замораживающих скважин вокруг ствола

метра в целях сокращения числа скважин и уменьшения расходов на буровые и монтажные работы. Однако чрезмерное приближение замораживающих скважин к контуру ствола может привести в процессе проходки к выемке части замороженной породы и ослаблению ледопородного ограждения.

При замораживании горных пород ледопородное ограждение после его смыкания формируется неравномерно по отношению к контуру расположения колонок. В силу ограниченного теплопритока со стороны внутреннего контура ледопородное ограждение нарастает быстрее в направлении к центру ствола. Многолетняя практика показывает, что толщина ледопородного ограждения E относительно контура расположения скважин распределена следующим образом: $0,6E$ — к центру ствола и $0,4E$ — во внешнюю сторону.

В связи с этим при проектировании процесса замораживания диаметр окружности, на которой располагают скважины, m ,

$$D_c = 2 R_{np} + 1,2 E + 2 a ,$$

где a — допустимое отклонение замораживающих скважин от проектного направления, m .

Число замораживающих скважин, располагаемых по окружности,

$$N_c = \pi D_c / l_c ,$$

где $l_c = 1,1 \div 1,8$ м — расстояние между устьями замораживающих скважин. Наиболее часто l_c принимают равным $1,3$ м.

Расстояние между скважинами на рассматриваемом горизонте, для которого рассчитывают толщину ледопородного ограждения, определяют для случая отклонения двух соседних в ряду скважин от вертикали в противоположные стороны. При этом наибольшее допустимое расстояние между ними из условий смыкания ледопородного ограждения должно быть не более 3 м.

Замораживающие скважины вокруг вертикальной выработки располагают по концентрическим окружностям. Схему расположения замораживающих скважин по одной окружности называют однорядной, по двум — двухрядной и т.д. Число рядов замораживающих скважин вокруг выработки зависит от проектной толщины ледопородного ограждения, которая, в свою очередь, зависит от нагрузок на ледопородное ограждение, размеров выработки, свойств пересекаемых пород.

Для создания ледопородного ограждения толщиной $3-5$ м обычно применяют однорядную схему расположения колонок, а толщиной $5-8$ м — двухрядную. При этом диаметр внутренней окружности принимают по соображениям, изложенным выше, а диаметр внешней — на $3-5$ м больше. При создании ледопородных ограждений большей толщины замораживающие скважины располагают в три ряда и более.

В случае если в основании ствола отсутствует водоупорный пласт, для устройства зумпфа или бетонной подушки породы в пределах ствола замораживают с помощью скважин, пробуренных в его контуре. Число таких скважин принимают из расчета, чтобы на каждую внутреннюю ко-

лонку приходилась площадь не менее 4–5 м². Скважины располагают равномерно по всей площади забоя.

В процессе бурения к замораживающим скважинам предъявляют определенные требования:

- конечный диаметр скважины должен быть несколько больше диаметра соединительных муфт замораживающих колонок и составлять не менее 150–170 мм. При большой глубине замораживания горных пород (500–700 м) конечный диаметр замораживающих скважин принимают равным не менее 200–250 мм;
- глубина скважин должна быть на 5–20 м больше проектной отметки замораживания пород;
- скважины должны быть очищены от бурового шлама, чтобы обеспечить свободный спуск замораживающих колонок принятого диаметра;
- бурение замораживающих скважин необходимо проводить с минимальным выносом (размывом) горных пород, исключая образование пустот, и с минимальными отклонениями от заданного направления.

Допустимое отклонение замораживающей скважины от вертикали a_c , м, устанавливают в зависимости от ее глубины H_c и определяют по формуле

$$a_c = 0,5 + 0,002 H_c .$$

В случае отклонения скважины от проектного направления свыше допустимого кривизну исправляют или скважину перебуривают. Как исключение допустимы искривленные скважины, если положение смежных, также отклонившихся скважин обеспечивает смыкание ледопородного ограждения и его проектную толщину. В связи с этим при замораживании горных пород предусматривают бурение дополнительных замораживающих скважин: не более 10% общего числа при глубине замораживания до 100 м, не более 15% — при глубине замораживания до 400 м и не более 20% — при глубине замораживания свыше 400 м.

Для бурения замораживающих скважин применяют установки ударного, вращательного и комбинированного бурения.

Ударный способ бурения замораживающих скважин основан на разрушении пород вследствие периодических ударов (частота ударов 1 с⁻¹) бурового инструмента (долота) по забою скважины. При каждом новом ударе буровой инструмент поворачивают на некоторый угол. Долото получает движение от бурового станка через канат или штанги. В соответствии с этим различают ударно-канатный или ударно-штанговый способы бурения. При ударно-канатном способе разбуренную горную породу из скважины удаляют желонками, а при ударно-штанговом — путем проочки глинистым раствором.

Для бурения замораживающих скважин применяют станки типа УКС-22М, УКС-30М и др.

Вращательный способ бурения применяют в слабых горизонтально залегающих породах при глубине скважин до 300 м. При этом используют следующие режущие инструменты: в сухих и рыхлых породах — фрезы; в слабых водоносных и сыпучих породах — долото «рыбий хвост» (РХ);

в породах средней крепости — трехшарошечное долото. Вынос разбуренной породы осуществляют с помощью глинистого раствора, который подают в скважины по буровым трубам.

Важными преимуществами этого способа являются возможность бурения скважин без применения обсадных труб, отсутствие специальных операций по очистке забоя от буровой мелочи и более высокая скорость бурения по сравнению с ударным способом.

При вращательном способе бурения скважин применяют установки типа УРБ-ЗАМ, СБУ-150-ЗИВ, ЗИФ-650А, ЗИФ-300М и др.

Комбинированное (турбинное) бурение применяют на больших глинах, как правило, по крепким породам. Для этой цели могут быть использованы станки типа УРБ-4ПМШ, УТЗ-2, УБЗШ-2 и др.

В зависимости от объема бурения на объекте могут одновременно работать одна, две и даже четыре буровые установки.

В устойчивых неразмывающихся породах бурение ведут с промывкой скважин водой. В других условиях для промывки скважин используют глинистый раствор, который специально приготавливают на строительной площадке в глинорастворных комплексах. Глинистые растворы для бурения замораживающих скважин плотностью 1,15—1,3 г/см³ приготавливают из порошковых глин и реже из комовых глин местных карьеров. Для стабилизации параметров глинистых растворов их обрабатывают углещелочным химвагентом УЩР.

К забою буримой скважины глинистый раствор поступает по буровым колоннам с помощью насосов ЗИФ-Р-200/40; НГ-200/30; 11ГР и др.

Для нормальной очистки забоя и выноса разбуренной горной породы на земную поверхность в потоке промывочной жидкости необходимо поддерживать скорость восходящей пульпы в затрубном пространстве равной 1—1,2 м/с при бурении по мягким породам и 0,7—1 м/с при бурении по крепким и твердым породам.

При бурении скважин буровую колонну комплектуют буровыми трубами УБТ диаметром 114, 146 или 178 мм. При турбинном бурении используют турбобур Т12М-65/8.

При выборе способа бурения скважин необходимо учитывать следующие факторы: скорость бурения, отклонение скважины от заданного направления, стоимость буровых работ и вынос пород из скважин в процессе бурения.

Успех замораживания в значительной степени зависит от того, насколько правильно выдержано проектное направление замораживающих скважин по глубине. Отклонение скважин от заданного направления при бурении имеет место при наличии твердых включений пород (валунов, гальки), переслаивании крепких и неустойчивых пород, а также при встрече жил, сбросов, каверн, пустот, крутом залегании пород, при котором буровой инструмент при выходе из мягких горных пород будет стремиться вниз по кромке крепкого пласта, неправильной установке бурового станка, неправильном режиме бурения и др.

Для снижения отклонений скважин от заданного направления необходимо систематически через каждые 30 м измерять фактическое поло-

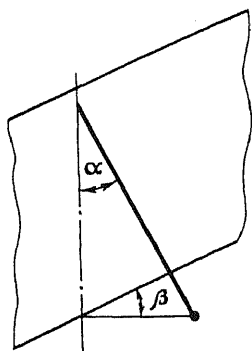


Рис. 9.4. Принцип замера отклонения замораживающей скважины

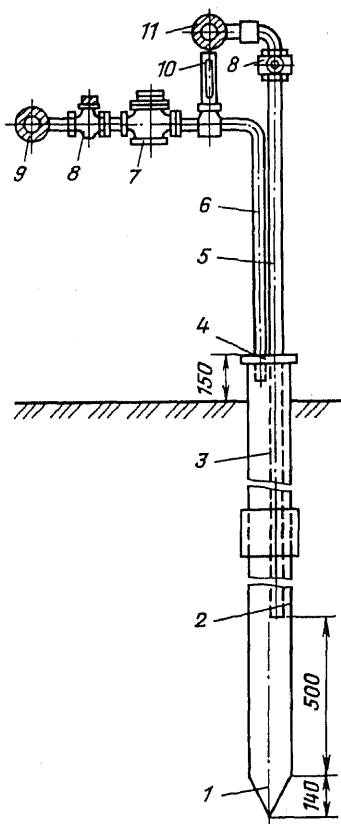


Рис. 9.5. Замораживающая колонка

жение забоя скважины и при необходимости принимать меры к исправлению ее кривизны. Для измерения направления замораживающей скважины применяют специальные приборы, которыми определяют угол, составленный осью скважины с вертикальным направлением, — зенитный угол α и угол, составленный проекцией отклонения на горизонтальную плоскость с меридианом, — азимутальный угол β (рис. 9.4). По этим данным определяют местоположение забоя замораживающих скважин по горизонтам через каждые 30 м и в дальнейшем строят планы формирования ледопородных ограждений на этих горизонтах.

Зенитный угол можно измерить отвесом или с помощью специальной жидкости, помещенной в сосуд, а азимутальный — компасом. Для измерений азимутов отклонений замораживающих скважин не следует применять приборы с магнитной стрелкой, так как на последнюю оказывают влияние окружающие металлические предметы (обсадные трубы, замораживающие колонки). Помимо этого, на магнитную стрелку оказывают влияние электрические токи, железные руды и др.

Современными приборами можно измерять направления скважин глубиной свыше 1000 м. Для измерения отклонений неглубоких скважин (до 100 м) вполне удовлетворительные результаты дают отвес и теодолит. Для измерений направлений глубоких замораживающих скважин применяют фотоинклинометры И-560-Ф, И-567-Ф, дистанционные инклинометры ВД-2, И-447-Д.

Монтаж замораживающей колонки. После того как будет пробурена скважина, ее очищают от остатков грунта и погружают в нее замораживающую колонку, которая показана на рис. 9.5. Она состоит из замораживающей тру-

бы 2, башмака 1, головки 4, питающей трубы 3, соединительной трубы 5, отводящей трубы 6. Соединительная труба подсоединяется к распределительному коллектору 11, по которому подают хладоноситель. Отбирая тепло от окружающих пород, хладоноситель по отводящей трубе поступает в обратный коллектор 9, а оттуда в испаритель для повторного охлаждения. Для выключения замораживающей колонки из работы на питающей и отводящей трубах предусмотрены запорные краны 8. Контроль за расходом хладоносителя в колонке в случае необходимости может быть осуществлен с помощью расходомера 7. Измерение температуры хладоносителя, выходящего из колонки, осуществляют с помощью термометра 10, вставляемого в термогильзу.

К замораживающим трубам предъявляют повышенные требования, так как при понижении температуры в них возникают высокие напряжения, являющиеся следствием высокого внешнего давления в породе вокруг труб в результате расширения в ней воды в момент замерзания, а также в результате пучения породы. В связи с этим в качестве замораживающих используют только высокопрочные трубы, изготовленные из стали марок С и Д. Наибольшее распространение получили бесшовные цельнотянутые трубы диаметром 146 мм и с толщиной стенки 7–11 мм. Соединения труб муфтовые. Часто при замораживании грунтов на небольшую глубину применяют также бесшовные насосно-компрессорные трубы с внутренним диаметром 100,3 и толщиной стенки 7 мм. Для особо ответственных работ применяют специальные безмуфтовые трубы типа ТЗК (трубы замораживающих колонок), которые соединяют ввинчиванием одной трубы в другую с помощью конической нарезки. Длина труб 9–12 м; наружный диаметр по резьбовому соединению 156, по трубе 146 мм; внутренний диаметр по резьбовому соединению 122, по трубе 146 мм; толщина стенок 8–11 мм. Трубы изготавливают из углеродистой стали с термической обработкой, закалкой и отпуском. Они рассчитаны на внутреннее давление 20 МПа.

В нижней части замораживающей трубы монтируют башмак, который представляет собой литой или сварной стальной конус, снабженный резьбой для соединения с замораживающей трубой.

Конструкция головки замораживающей скважины может быть сварной или съемной. Сварные конструкции применяют при замораживании горных пород на небольшую глубину и выполняют следующим образом. Из листовой стали толщиной 10–12 мм вырезают диск, диаметр которого несколько больше диаметра замораживающей трубы. В диске вырезают два отверстия для приваривания питающей и отводящей труб, а диск приваривают к верхней части замораживающей трубы. Недостатком такого типа головки является необходимость ее срезания при возникновении потребности в извлечении питающей трубы в случае засорения последней.

При замораживании горных пород на большую глубину применяют съемные конструкции головок.

В качестве питающих используют стальные и полиэтиленовые трубы. Диаметр стальных труб 25–50, толщина стенок 3–6 мм. Трубы между

собой соединяют с помощью муфт. При замораживании пород на среднюю или большую глубину целесообразно применение полиэтиленовых труб. В отечественной практике трубы изготавливают из полиэтилена двух марок: низкой (ПНП) и высокой (ПВП) плотности. Применяют трубы трех типов: легкие Л, средние С и тяжелые Т для внутренних давлений соответственно 0,25; 0,6 и 1 МПа.

Соединительные и отводящие трубы принимают такого же диаметра, как и питающие, и выполняют чаще всего из резиновых шлангов.

При монтаже все замораживающие трубы перед опусканием в скважины следует подвергать гидравлическому испытанию. Для этой цели вблизи участка замораживания целесообразно собрать колонну замораживающих труб с башмаком, длина которой равна глубине замораживающей скважины. Для испытания колонну заполняют водой и прессуют в течение 10 мин под давлением, зависящим от глубины скважины.

Если испытания дали хорошие результаты, т.е. все соединения и башмак оказались плотными и не пропускали воду, то колонну считают годной к спуску в скважину. После этого все трубы колонны маркируют и разбирают для монтажа в скважине. Порядок монтажа следующий. В скважину опускают первое звено труб, имеющее на нижнем конце башмак; на верхнем конце трубы закрепляют хомут, который после опускания первого звена ложится на кондуктор; верхний обрез трубы должен быть выше хомута на 0,5 м. К первому звену присоединяют второе и т.д. Способы соединения замораживающих труб могут быть разными: с помощью конической резьбы — ввинчиванием одной трубы в другую (ТЗК), удлиненными муфтами, навинчиваемыми плотно на трубу на пеньке с суриком, с обваркой их электро- или газосваркой, а также сваркой встык с ниппелем. Прочность соединения должна быть равна прочности самих труб.

Подвеску каждой трубы и спуск всей колонны в скважину осуществляют с помощью резьбовой пробки, подвешиваемой за пружину на крюк талевого системы. Каждый стык замораживающих труб проверяют на прочность и герметичность. Давление при опрессовке стыков зависит от глубины скважины: при глубине до 100 м оно составляет 3 МПа, при 100—200 м — 4, при 200—300 м — 5, при 300—400 м — 6 и при глубине более 400 м — 8 МПа. Стык признают герметичным, если давление опрессовки не изменяется в течение 10 мин. Несмотря на предварительную опрессовку соединений, во время спуска колонны в скважину она может быть частично нарушена. Поэтому после опускания всей колонны проводят контрольное испытание на водонепроницаемость соединений. С этой целью после сборки колонну полностью заливают водой (в зимнее время 10%-ным раствором хлористого кальция). Уровень жидкости в колонне измеряет маркшейдер. Чтобы жидкость не испарялась, колонну плотно закрывают деревянной пробкой и обмазывают глиной или цементом. Измерение колебаний уровня жидкости в колонне проводят ежедневно в течение 5 суток. Если уровень жидкости в колонне в течение этого периода снизился более чем на 2 см на каждые 50 м глубины, то ее перемонтируют после вторичной опрессовки.

После монтажа замораживающих труб обсадные трубы извлекают, а пространство между колонной и стенками скважины обязательно заполняют песком, так как образующаяся прослойка воздуха будет замедлять процесс замораживания пород.

Монтаж рассольной сети. Рассольной сетью называют систему трубопроводов, в которой циркулирует хладоноситель (рассол). Рассолопроводы соединяют замораживающую станцию с местом проведения работ по замораживанию горных пород. Рассольная сеть (рис. 9.6) состоит из подводящего прямого рассолопровода 6, распределителя 2, коллектора 3, замораживающих колонок 4, обратного рассолопровода 5. Магистральные рассолопроводы укладывают в две нитки, по одной из которых хладоноситель из испарителя 1 насосом 8 нагнетают к распределительному трубопроводу 2, а по второй — нагретый хладоноситель отводят на замораживающую станцию для повторного охлаждения. На прямом рассолопроводе устанавливают задвижку 7.

Для магистральных рассолопроводов применяют стальные трубы диаметром 100—200 мм. При необходимости увеличить площадь поперечного сечения рассолопровода устраивают вместо двух четыре ветви диаметром не более 200 мм каждая. Трасса рассолопровода от замораживающей станции до участка замораживания горных пород должна проходить по кратчайшему маршруту. В рассолопроводах длиной свыше 100 м необходимо устраивать компенсаторы, так как вследствие понижения температуры трубы будут укорачиваться, что вызовет нарушение соединений рассолопровода.

Для снижения теплопотерь рассолопроводы укладывают на брусья в траншеи глубиной 0,5—0,7 м, шириной от 1 м при двух трубопроводах и до 4 м при шести трубопроводах. Траншеи крепят деревянными щитами, реже кирпичом, и перекрывают деревянными щитами или железобетонными плитами. Теплопроводы изолируют рубероидом и засыпают сухими опилками или другим теплоизоляционным материалом. При определенных условиях рассолопроводы укладывают и на поверхности земли.

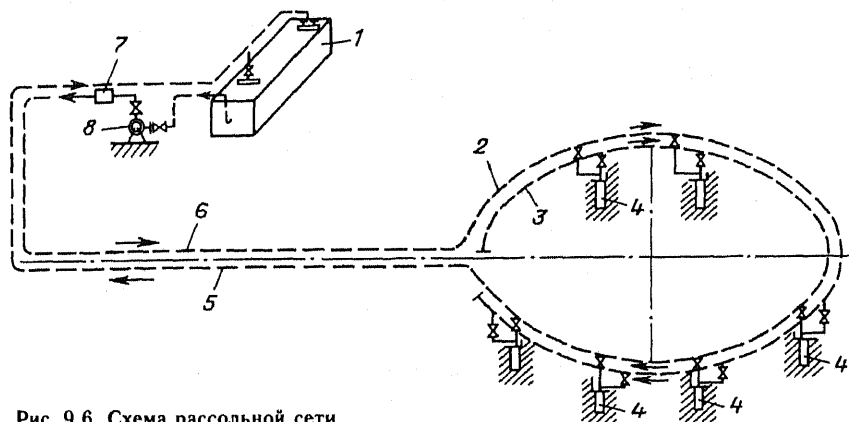


Рис. 9.6. Схема рассольной сети

В этом случае их обязательно теплоизолируют: обматывают войлоком или пенькой толщиной 20–30 мм и засыпают пространство между ними опилками, торфом или другими малотеплопроводными материалами.

Для разводки хладоносителя в замораживающие колонки непосредственно у выработки или вблизи нее устраивают специальное помещение, называемое галереей или форшахтой. Форшахта может быть расположена на поверхности или на небольшой глубине в зависимости от местных условий. Глубину заложения форшахты определяют, исходя из удобства проведения в ней работ, условий монтажа рассольной сети и дальнейшей ее эксплуатации. Галерея служит для размещения в ней распределительного и коллекторного рассолопроводов, это создает условия для постоянного контроля за работой замораживающих колонок, а также для укрепления направляющих труб (кондукторов) и бурения замораживающих скважин. Кроме того, размещение рассольной системы в форшахте позволяет освободить место для строительных работ на поверхности.

В плане ось галереи должна следовать за линией расположения замораживающих колонок. Поперечные размеры галереи определяют из условия размещения в ней распределительного и коллекторного рассолопроводов, кроме того, предусматривают свободный проход шириной 0,8 м для обслуживающего персонала. Ширину галереи для одного ряда скважин (рис. 9.7) принимают равной 2,5–3 м, а высоту — 1,8–2 м. В зависимости от срока службы галерею закрепляют деревом, кирпичом, бетоном или железобетоном. Распределитель и коллектор собирают из отдельных отрезков труб с помощью сварки или на фланцах с применением резиновых прокладок. Соединение труб на фланцах является более надежным, так как при отрицательных температурах металл вследствие

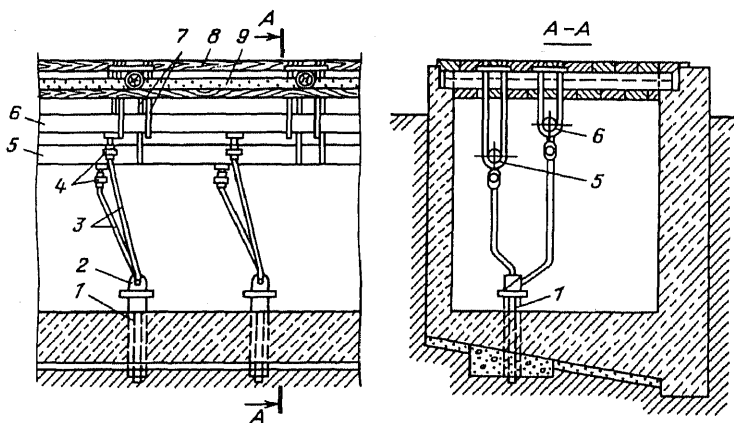


Рис. 9.7. Конструкция галерей:

1 — питающая труба; 2 — головка замораживающей колонки; 3 — соединительные трубы; 4 — краны; 5 — распределитель; 6 — коллектор; 7 — подвески; 8 — доски; 9 — шлак

хрупкости в местах сварки часто разрушается. Распределитель и коллектор прикрепляют к деревянным стойкам или подвешивают к потолочным перекладинам форшахты на железных хомутах. Один конец питающих и отводящих труб присоединяют к головке замораживающей колонки, а другой — к распределителю и коллектору.

После монтажа замораживающих колонок, рассольной сети, замораживающих станций и соответствующих испытаний приступают к работам по активному замораживанию пород, т.е. созданию ледопородного ограждения требуемых размеров с заданными физико-механическими свойствами.

Замораживающие колонки включают в работу, как правило, одновременно, в особых случаях отдельными группами в определенной последовательности во времени. Замораживающие колонки, расположенные в два ряда, работают параллельно. Каждую пятую колонку второго ряда оставляют невключенной для наблюдения за понижением температуры пород. Эти колонки включают в работу, когда температура в них понизится до -1°C .

Температуру хладонносителя понижают постепенно во избежание возникновения больших температурных напряжений в системе трубопроводов и возможных разрывов в сети вследствие сжатия металла при низких температурах. В первые сутки хладонноситель в рассольную сеть подают с температурой не ниже -5°C с последующим понижением до рабочей температуры. Ежесуточное понижение температуры должно составлять $3-5^{\circ}\text{C}$. В первые 10–15 дней замораживания разность температур между прямым (подаваемым к колонке) и обратным (выходящим из колонки) рассолами составляет $4-5^{\circ}\text{C}$ с последующим постепенным понижением до $2-3^{\circ}\text{C}$ к концу замораживания.

КОНТРОЛЬ В ПРОЦЕССЕ ЗАМОРАЖИВАНИЯ ПОРОД

При замораживании горных пород необходимо осуществлять контроль трех видов: за работой замораживающей станции, за работой замораживающих колонок и за процессом формирования ледопородного ограждения.

Контроль за работой замораживающей станции заключается в поддержании заданного режима замораживания. Для этого систематически следят за показаниями контрольно-измерительных приборов (термометров, манометров, рассоломеров, водомеров и др.) и в случае необходимости вносят соответствующие коррективы в работу замораживающей станции. Кроме того, следят за тем, чтобы не произошло утечек хладонносителя в стыковых соединениях колонок с коллектором и распределителем, а также наблюдают за исправностью галереи (форшахты) и теплоизоляцией рассолопроводов.

Контроль за работой замораживающих колонок осуществляют визуально и по температуре прямого и обратного рассола замораживающих колонок. Наличие на соединительных и отводящих шлангах и на головке свежего пушистого инея свидетельствует о нормальной работе замораживающей колонки. Желтый, рыхлый, легко отделяющийся

при постукивании иней свидетельствует о том, что температура в форшахте ниже температуры хладоносителя в колонках, т.е. колонка не работает.

Более совершенным является контроль по количеству холода, переданного замораживающими колонками горным породам. Количество тепла, выносимое хладоносителем из колонки в единицу времени, кДж/ч,

$$Q_1 = G_p \gamma_p C_p (t_2 - t_1),$$

где G_p — расход хладоносителя через колонку, измеренный рассоломером или другим способом, м³/ч; γ_p — плотность хладоносителя, кг/м³; C_p — теплоемкость хладоносителя, кДж/(кг · °С); t_1 — температура хладоносителя, поступающего в колонку, °С; t_2 — температура хладоносителя, выходящего из замораживающей колонки, °С.

Общее количество тепла Q , кДж, выносимое всеми замораживающими колонками, определяют по формуле

$$Q = k' Q_1 N_k \tau,$$

где $k' = 1,05 - 1,1$ — коэффициент потерь тепла в рассольной сети; N_k — число замораживающих колонок, шт.; τ — время замораживания, ч.

Полученные значения Q сравнивают с количеством холода, выработанного замораживающей станцией за этот же период времени.

При замораживании горных пород на большую глубину осуществляют контроль и за температурным режимом колонки по всей ее глубине. Для этого в межтрубное пространство колонки помещают термодатчики, которые располагают по всей глубине.

Контроль за процессом формирования ледопородного ограждения осуществляют с помощью термо- и гидронаблюдательных скважин, ультразвукового способа и средств вычислительной техники.

Термонаблюдательные скважины позволяют осуществлять периодические измерения температуры в замораживаемых горных породах в течение всего процесса замораживания. По измеренным значениям температуры строят графики развития температурных полей в замораживаемых породах, анализ которых дает возможность установить границы ледопородного ограждения на данный момент замораживания. Термонаблюдательные скважины бурят того же диаметра, что и замораживающие, оборудуют замораживающими колонками без питающих и отводящих труб и заполняют незамерзающей жидкостью (обычно хладоносителем).

В трубы опускают термодатчики (рис. 9.8), которые располагают на уровне кровли и почвы каждого водоносного горизонта, а также в пределах самого горизонта. Для устранения влияния температуры атмосферного воздуха устья скважин теплоизолируют. В качестве термодатчиков применяют медь-константановые термопары или же терморезисторы. При замораживании пород на малую глубину температуру можно измерять с помощью термометров, опущенных в скважины.

Число термонаблюдательных скважин должно составлять не менее 10% общего числа основных замораживающих скважин. Их располагают группами по одной линии: одну из них — между замораживающими ко-

лонками, вторую — на проектируемой внешней границе замороженных пород, остальные — за пределами ледопородного ограждения.

Температуру в термонаблюдательных скважинах в первые 10—15 дней замораживания измеряют 2 раза в сутки. В дальнейшем показания термоматчиков снимают в одни и те же часы один раз в сутки.

Гидронаблюдательные скважины используют для контроля смыкания отдельных ледопородных тел в замкнутое ограждение. Контроль основан на том, что до смыкания ледопородного ограждения в замкнутое кольцо существует гидравлическая связь между частями водоносного горизонта, находящимися внутри и за контуром ледопородного ограждения. После смыкания отдельных ледогрунтовых тел, образовавшихся вокруг каждой из замораживающих колонок, в замкнутое ограждение гидравлическая связь теряется. Учитывая, что в процессе промерзания водоносных пород объем льда увеличивается примерно на 9%, вода, находящаяся в породах замкнутого пространства, начинает вытесняться. В результате этого уровень воды в гидронаблюдательной скважине поднимается, свидетельствуя о сплошности ледопородного ограждения в контролируемом водоносном горизонте.

Гидронаблюдательные скважины располагают внутри замораживающего контура по одной скважине на каждый водоносный горизонт. При наличии нескольких водоносных горизонтов их объединяют в группы и для каждой группы бурят одну гидронаблюдательную скважину. Располагают гидронаблюдательные скважины на расстоянии не менее 1,5 м от проектного контура ледопородного ограждения с таким расчетом, чтобы избежать замерзания воды в скважине.

Гидронаблюдательные скважины бурят после окончания бурения замораживающих тем же способом и оборудуют так же, как скважины для водопонижения. Уровень воды в гидронаблюдательной скважине измеряют электрическим уровнемером, хлопущкой и т.д.

Ультразвуковой способ контроля применяют для установления сплошности и толщины ледопородного ограждения по всему периметру. Он основан на законах распространения упругих колебаний в пористых породах. Скорость распространения ультразвука в обводненных горных породах в основном зависит от вида, пористости и обводненности горных пород. При замораживании жидкость, заполняющая поры, превращается

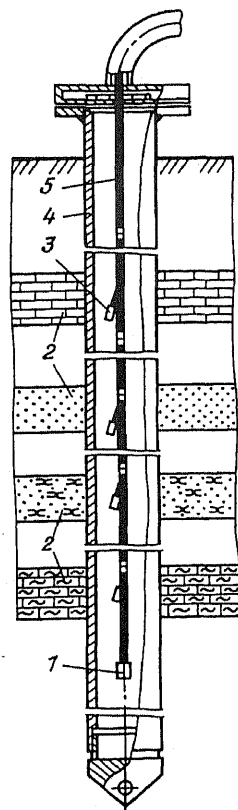


Рис. 9.8. Контрольная температурная скважина: 1 — груз для натяжения каната; 2 — обводненные породы; 3 — термоматчик; 4 — труба; 5 — кабель

в лед, порода становится более плотной, и скорость ультразвука в ней значительно возрастает. Изменение скорости ультразвука в зависимости от агрегатного состояния горных пород позволяет оценить процесс формирования ледопородного ограждения во времени и пространстве. Для ультразвукового контроля за процессом замораживания горных пород разработаны специальные приборы.

Принцип работы приборов состоит в том, что снаряд-излучатель и снаряд-приемник синхронно опускают в скважины и регистрируют время пробега ультразвуковых импульсов между ними с помощью измерительной аппаратуры на пульте оператора. По результатам измерений строят диаграммы «глубина — время» для каждого контролируемого горизонта. Периодическое измерение времени пробега ультразвука в одних и тех же горизонтах позволяет выявить изменение его скорости, а следовательно, и степень промороженности пород. Ультразвуковой способ контроля позволяет оценивать и напряженное состояние ледопородного ограждения. С этой целью, помимо скорости распространения продольной ультразвуковой волны, необходимо измерять изменения таких акустических параметров, как скорость затухания волны, скорость распространения поперечных волн и др.

ГОРНО-СТРОИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

После создания ледопородного ограждения требуемых размеров приступают к выемке породы и возведению временной и постоянной крепей. Для этого замораживающую станцию переводят на пассивный режим, при котором она работает не на полную мощность, а вырабатывает лишь количество холода, необходимое для поддержания ледопородного ограждения в замороженном состоянии с заданными физико-механическими свойствами. Хладопроизводительность замораживающей станции в пассивном режиме, как показывает практика, в среднем равна половине рабочей хладопроизводительности в период активного замораживания.

Проходку стволов в замороженных породах осуществляют по параллельной, последовательной или совмещенной схеме с использованием стандартного оборудования, которое применяют при проходке стволов в обычных горно-геологических условиях. Некоторые особенности технологии можно отметить лишь при ведении работ по разрушению замороженных пород и возведению постоянной крепи.

Способ разработки пород в забое зависит от свойств пересекаемых пород и степени их промороженности. Разработку мягких непромороженных пород типа песков или илов осуществляют грейферными погрузчиками с ручным или машинным вождением. Гравелистые породы, мел и мергель, а также слабо промороженные (до температуры $-2-3^{\circ}\text{C}$) пески и глины разрушают пневматическими отбойными молотками легкого и тяжелой типов и пневмоломами, глины и суглинки — пневматическими лопатами с последующей погрузкой породы грейферными погрузчиками.

Порядок разработки породы в забое предусматривает сначала выемку незамороженной породы в центре забоя на глубину 60–70 см, а затем

отбойку замороженных пород отбойными молотками и пневмоломами по всему сечению выработки. Если породы проморожены по всему сечению, то разработку породы начинают с центрального вруба на глубину 50 см. Затем отбойку породы ведут в направлении к периферии ствола. Число проходчиков, занятых на разработке породы в забое ствола, определяют из расчета 2,5–3,5 м² площади на одного человека.

При проходке ствола по крепким трещиноватым замороженным и незамороженным породам их разрушение осуществляют взрывным способом. При этом необходимо соблюдать меры предосторожности, не допуская таких деформаций ледопородного ограждения, которые могут повредить замораживающие колонки, особенно когда последние из-за отклонения находятся близко к контуру ствола. Шпуры бурят бурильными молотками. Диаметр буровых колонок выбирают в пределах 40–60 мм. Для пород с высоким коэффициентом крепости ($f = 5 \div 6$) применяют буровые коронки крестовой или долотчатой формы, для пород с $f = 8 \div 10$ — долотчатой формы. Бурение ведут с продувкой шпуров сжатым воздухом или промывкой 2–3%-ным раствором хлористого кальция, предохраняющим бур от примерзания его к стенкам шпура. Шпуры располагают по трем-четырем концентрическим окружностям и с уклоном к центру ствола. Угол наклона периферийных шпуров принимают равным 75–76°. Устья шпуров удаляют от стенок ствола на 30–40 см. По мере приближения к центру ствола угол наклона шпуров уменьшают до 70°. Глубину шпуров принимают в пределах 1,2–1,5 м.

Шпуры взрывают последовательно с применением электродетонаторов с двухсекундным замедлением. В первую очередь взрывают 8–10 врубовых шпуров, затем в две-три серии по 8–10 шпуров (отбойные шпуры). В последнюю очередь взрывают периферийные (оконтуривающие) шпуры, т.е. взрывание шпуров осуществляют на обнаженную плоскость. В качестве взрывчатого вещества применяют аммониты всех типов, которые являются безопасными при низких температурах.

Удельный расход взрывчатых веществ небольшой и в зависимости от крепости пород изменяется в пределах 0,5–0,7 кг на 1 м³ породы в массиве. Величину заряда врубовых шпуров принимают равной 1 ÷ 1,5 кг, а периферийных — 0,5 ÷ 1 кг.

При проходке стволов способом замораживания никаких специальных водоотливных средств не предусматривают. Воду, остающуюся в незамороженной породе, удаляют из забоя при погрузке породы в бадью. Поступление в забой значительного количества воды указывает на наличие «окна» в ледопородном ограждении. Если приток воды появляется в слабых грунтах (песок, ил, глина, мергель, мел и др.), то организация водоотлива из забоя недопустима, так как движущаяся вода разрушит ледопородное ограждение, что может привести к серьезным осложнениям. В таком случае работы по проходке прекращают, ствол затапливают водой до нормального гидростатического уровня и осуществляют дополнительное замораживание пород.

Постоянную крепь при проходке стволов способом замораживания возводят в сложных горно- и гидрогеологических условиях, при отрица-

тельных температурах горных пород и воздушной среды в стволе, температурных колебаниях, вызываемых сначала замораживанием, а затем оттаиванием пород, неравномерных нагрузках, возникающих при оттаивании пород. В связи с этим постоянная крепь шахтных стволов, проходимых способом замораживания, должна обладать по сравнению с постоянной крепью вертикальных стволов в обычных условиях повышенной прочностью и водонепроницаемостью, способностью не изменять свои физико-механические свойства при замораживании и оттаивании, стойкостью по отношению к разрушающему воздействию агрессивных подземных вод и рассолов, способностью противостоять неравномерным нагрузкам горных пород. Поэтому в зависимости от геологического строения пород, пересекаемых стволом, их физико-механических свойств, давления, минерализации подземных вод, диаметра ствола, его глубины в качестве постоянной крепи вертикальных стволов, проходимых способом замораживания, применяют чугунные тубинги, металлобетон. Часто применяют комбинированные двух- и трехслойные крепи, состоящие из чугунных тубингов и монолитного бетона, укладываемого в затубинговое пространство; чугунных тубингов и затубингового пластобетона; временной бетонной крепи (оставляемой в закрепном пространстве), монолитного бетона (в затубинговом пространстве) и чугунных тубингов; временной бетонной крепи, пластобетона и чугунных тубингов.

Для предотвращения проникновения подземных вод через крепь внутрь стволов проводят работы по их гидроизоляции. В двух- или трехслойных крепях (бетон — тубинги или временный бетон — постоянный бетон — тубинги), которыми крепят стволы, проходимые в особо сложных гидрогеологических условиях, бетонная крепь предназначена для восприятия горного давления, а тубинговая — для удержания гидростатического давления подземных вод. Следовательно, гидроизоляция крепей этих стволов сводится главным образом к гидроизоляции тубинговой крепи, которая состоит в уплотнении следующих ее элементов: вертикальных (радиальных) швов; горизонтальных (кольцевых) швов; болтовых соединений; тампонажных отверстий; соединительных (пикотажных) швов между звеньями крепи.

Защиту ствола от проникновения воды осуществляют:

- укладкой в вертикальные и горизонтальные швы и чеканкой свинцовой проволоки, имеющей в сечении форму эллипса;
- установкой и затяжкой в узлах болтовых соединений уплотнительных сферических металлоасбобитумных шайб;
- установкой и затяжкой под заплечики тампонажных пробок свинцовых или асбобитумных плоских шайб;
- уплотнением соединительных швов между отдельными звеньями крепи путем расклинки деревянными клиньями (соединительный пикотаж) или заделки шва цементным тестом.

Гидроизоляцию швов тубингов крепи осуществляют в две стадии: первичная — до оттаивания замороженных пород, вторичная — только после их полного оттаивания.

В последние годы с целью придания бетонной крепи более высоких гидроизоляционных свойств стали применять полиэтиленовую пленку, которую заделывают в бетон на всю глубину водоносных пород.

ОТТАИВАНИЕ ЗАМОРОЖЕННЫХ ПОРОД И ЛИКВИДАЦИЯ ЗАМОРАЖИВАЮЩИХ СКВАЖИН

После возведения постоянной крепи на участке замороженных пород работу замораживающей станции прекращают и приступают к работам по ликвидации ледопородного ограждения (оттаиванию). Оттаивание замороженных пород осуществляют с целью обеспечения равномерной нагрузки горных пород на постоянную крепь, определения степени водопроницаемости крепи и ускорения начала работ по гидроизоляции ствола.

Оно может быть осуществлено естественным путем или искусственным способом. Естественное оттаивание пород происходит только под влиянием теплопритока со стороны незамороженных пород, и его продолжительность зависит от количества холода, переданного породам во время их замораживания, температуры замороженных и окружающих пород, а также от их теплофизических свойств (теплопроводность, теплоемкость и др.). Скорость естественного оттаивания пород составляет в среднем 0,1–0,15 м/сут. Для пород с более высоким коэффициентом теплопроводности эта скорость больше и наоборот.

Искусственное оттаивание замороженных пород осуществляют с помощью циркуляции подогретого хладоносителя в колонках; заполнения ствола водой с последующим подогревом ее паром; подогрева воздуха, подаваемого в ствол, и т.д. В последнее время в отечественной и зарубежной практике оттаивание пород осуществляют комбинированным способом: интенсивным проветриванием ствола подогретым влажным воздухом с одновременной прокачкой через замораживающие колонки подогретого хладоносителя. Этот способ в настоящее время является наиболее эффективным.

Искусственное оттаивание пород через колонки начинают с прокачки хладоносителя без подогрева. Подогрев хладоносителя в испарителях начинают после того, как его температура достигнет $-(15-20)^\circ\text{C}$ при низкотемпературном режиме замораживания и 0°C при обычном режиме. Нагрев хладоносителя осуществляют не более чем на $2-3^\circ\text{C}$ в сутки во избежание повреждения колонок при резких температурных колебаниях. Максимальную температуру хладоносителя, подаваемого в колонки, обычно принимают на $20-25^\circ\text{C}$ выше естественной температуры горных пород.

Воздух, подаваемый в ствол, подогревают в калориферах, установленных на всасывающей стороне вентилятора, с таким расчетом, чтобы его температура на забое ствола не превышала 26°C (согласно ПБ). Подогретый воздух движется по тому же пути, что и при вентиляции ствола.

Искусственное оттаивание замороженных пород осуществляют при сооружении глубоких стволов. При сооружении стволов на малые глу-

бины (30–50 м) ледопородные ограждения оттаивают в большинстве случаев естественным способом.

В процессе оттаивания осуществляют гидроизоляционные работы как за счет последующего тампонирувания, так и за счет расчеканки швов, подтяжки болтов и т.д.

После гидроизоляционных работ приступают к демонтажу замораживающей станции и погашению замораживающих скважин. Для этого из замораживающих колонок удаляют хладоноситель и поднимают питающие трубы. Если это возможно, то извлекают и замораживающие трубы с помощью домкратов, лебедок и полиспастов. Извлечение замораживающих труб из скважин до естественного оттаивания грунта выполняют путем искусственного оттаивания слоя грунта толщиной 3–5 см вокруг трубы, для чего в ней осуществляют циркуляцию нагретого раствора. После извлечения замораживающих труб скважины должны быть затампонируваны с разделением водоносных горизонтов: водоупорные грунты — глиной, водоносные — песком и щебнем.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ЗАМОРАЖИВАНИЯ

Расчет процесса замораживания сводится к определению мощности замораживающей станции и времени, необходимого для создания ледопородного ограждения требуемой толщины с заданными теплофизическими и деформационными характеристиками.

Одним из основных параметров, определяющих экономическую целесообразность применения способа замораживания, является толщина ледопородного ограждения, завышение которой приводит к значительному увеличению объема замороженных горных пород, а занижение — к разрушению ледопородного ограждения и прорыву подземных вод. Как в первом, так и во втором случае значительно возрастают стоимость и срок строительства подземного сооружения.

В практике проектирования при глубинах замораживания до 70 м толщину ледопородного ограждения E , м, определяют по формуле Ляме:

$$E = R_{\text{пр}} \left(\sqrt{\frac{[\sigma_{\text{сж}}]}{[\sigma_{\text{сж}}] - 2 P_{\text{в}}}} - 1 \right),$$

а при глубинах 70–150 м по формуле Домке:

$$E = R_{\text{пр}} \left[0,29 \frac{P_{\text{в}}}{\sigma_{\text{сж}}} + 2,3 \left(\frac{P_{\text{в}}}{\sigma_{\text{s}}} \right)^2 \right],$$

где $[\sigma_{\text{сж}}]$ — допустимое напряжение замороженных пород на сжатие, МПа, $[\sigma_{\text{сж}}] = \sigma_{\text{s}} / K_{\text{s}}$, σ_{s} — предел прочности замороженной породы на одноосное сжатие, МПа; $K_{\text{s}} = 2 \div 3$ — коэффициент запаса; $P_{\text{в}}$ — давление водоносных пород на ледопородное ограждение, МПа.

При больших глубинах толщину ледопородных ограждений определяют по предельным состояниям, методика которых изложена в специальной литературе.

Для определения мощности замораживающей станции используют так называемый балансовый метод, исходя из которого теплопоглощающая способность колонок Q'_k должна быть равна или больше количества тепла Q_3 , которое необходимо отвести от породы при ее замораживании, и количества тепла $Q_{ох}'$, отбираемого у пород, окружающих ледопородное ограждение, т.е.

$$Q'_k \geq Q_3 + Q_{ох}' .$$

При этом

$$Q_3 = q' V_3 ,$$

где q' — количество холода, необходимое для замораживания 1 м^3 породы до заданной температуры, $\text{кДж}/\text{м}^3$; V_3 — объем породы, подлежащей замораживанию, м^3 :

$$V_3 = \pi (R_n^2 - R_b^2) H_3 ,$$

где $R_b = R_{пр}$; $R_n = R_{пр} + E$, H_3 — глубина замораживания, м.

$$q' = q_1 + q_2 + q_3 + q_4 ,$$

где q_1 — количество холода, необходимое для охлаждения воды в 1 м^3 породы от естественной температуры t_n до температуры замерзания t_0 ,

$$q_1 = V_b \gamma_b C_b (t_n - t_0) ;$$

q_2 — количество холода, идущее на отбор скрытой теплоты льдообразования,

$$q_2 = V_b \gamma_b \sigma_l ;$$

q_3 — количество холода, идущее на охлаждение льда от температуры льдообразования до заданной температуры замораживания $t_{ср}$,

$$q_3 = V_l \gamma_l C_l (t_0 - t_{ср}) ;$$

q_4 — количество холода, необходимое для охлаждения скелета горной породы от естественной температуры t_n до температуры замораживания $t_{ср}$,

$$q_4 = V_n \gamma_n C_n (t_n - t_{ср}) ,$$

где V_b и V_n — объем воды и скелета горной породы в 1 м^3 замораживаемого грунта, м^3 ; $V_l = V_b$; γ_b, γ_l и γ_n — плотность воды, льда и породы соответственно, $\text{кг}/\text{м}^3$; C_b, C_l, C_n — удельная теплоемкость воды, льда и скелета породы соответственно, $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$; $\sigma_l = 330 \text{ кДж}/\text{кг}$ — скрытая теплота льдообразования.

Количество холода, необходимое для охлаждения окружающих ледопородное ограждение пород, кДж/ч,

$$Q_{\text{ох}} = S_{\text{ох}} q_{\text{ох}} = 2 \pi (R_{\text{н}} + R_{\text{в}}) H_3 q_{\text{ох}},$$

где $q_{\text{ох}}$ — теплоприток к 1 м² поверхности ледопородного ограждения, принимаемый по данным практики равным 16–24 кДж/(м² · ч).

Теплопоглощающую способность замораживающих колонок $Q_{\text{к}}$, кДж/ч, определяют как произведение поверхности замораживающих колонок F на удельный тепловой приток $q_{\text{г}}$, поступающий к 1 м² поверхности колонок, т.е.

$$Q_{\text{к}} = F q_{\text{г}} = \pi d_{\text{к}} N_{\text{к}} H_3 q_{\text{г}}.$$

Величина удельного теплового притока $q_{\text{г}}$ является функцией значительного числа параметров, таких как температура замораживания, скорость и режим течения хладоносителя в колонках, коэффициент теплоотдачи, расстояние между колонками, конструктивные особенности колонок и т.д., методика ее определения сложна и изложена в специальной литературе.

Зная теплопоглощающую способность колонок $Q_{\text{к}}$, можно определить хладопроизводительность замораживающей станции, величину которой принимают на 10–20% больше $Q_{\text{к}}$, т.е.

$$Q_{\text{ст}} = (1,1 \div 1,2) Q_{\text{к}}.$$

Продолжительность работы замораживающей станции в активный период τ можно определить из уравнения

$$Q_{\text{к}} \tau = Q_3 + Q_{\text{ох}} \tau,$$

отсюда

$$\tau = Q_3 / [(Q_{\text{к}} - Q_{\text{ох}}) 24],$$

где τ измеряется в сутках.

9.2. ТАМПОНИРОВАНИЕ ПОРОД

Сущность способа тампонажа заключается в искусственном заполнении пустот, трещин и пор массива пород материалом, способным со временем затвердевать, образуя тампоны, и препятствовать тем самым движению по ним подземных вод. Для этого в массиве горных пород бурят специальные скважины, через которые нагнетают тампонажный раствор. Давление нагнетания принимают в 2–3 раза больше гидростатического давления подземных вод. Тампонажный раствор, распространяясь на определенное расстояние от скважин, заполняет пустоты и трещины в породах, и после его затвердевания водопроницаемость массива горных пород в значительной степени уменьшается, что дает возможность проходить горные выработки в относительно благоприятных гидрогеологических условиях. Различают предварительный и последующий тампонаж горных пород.

Предварительный тампонаж горных пород проводят до начала горно-строительных работ. Он направлен на создание благоприятных горно-геологических условий как при строительстве, так и при эксплуатации горных выработок.

Последующий тампонаж горных пород проводят после завершения строительства горных выработок с целью создания благоприятных горно-геологических условий поддержания горных выработок на период их эксплуатации.

В зависимости от того, какой материал нагнетают в массив горных пород, различают следующие способы тампонажа: цементация, глинизация, силикатизация, смолизация.

При *цементации* в массив горных пород нагнетают цементные растворы, которые, затвердевая, уменьшают трещиноватость водоносных пород. Цементацию применяют для снижения притоков воды или газа при строительстве горных выработок в трещиноватых водоносных или газоносных породах; защиты бетонной крепи от действия агрессивных подземных вод; восстановления разрушенной крепи; укрепления массива горных пород; возведения противодиффузионных завес.

В настоящее время цементацию горных пород применяют в наибольших объемах. С этой целью до начала горно-строительных работ в место заложения горной выработки через систему скважин нагнетают цементный раствор. После затвердевания раствора образуется водонепроницаемый массив зацементированной горной породы, внутри которого возводят горную выработку при отсутствии или с незначительным притоком воды.

Цементацию целесообразно применять в крепких трещиноватых горных породах с размером трещин не менее 0,1 мм и при скорости движения подземных вод не более 600 м/сут; в гравийно-галечных породах с размером зерен более 2 мм при условии, что поры между зернами свободны от глинистых или песчаных частиц; в крупнозернистых песках с диаметром зерен более 0,8 мм.

При *глинизации* в горные породы вместо цементного раствора нагнетают водный раствор глины. Преимущество способа глинизации состоит в том, что для тампонирувания пород может быть использована дешевая местная глина, причем глинистые растворы способны противостоять действию агрессивных вод, разрушающих даже специальные цементы. Недостатки глинизации: большой расход материалов, малая сопротивляемость тампонажного камня внешнему давлению, ненадежность тампонирувания тонкотрещиноватых горных пород. В связи с этим глинизацию целесообразно применять только в карстовых породах или в породах с весьма крупной трещиноватостью.

Сущность *силикатизации* состоит в применении неорганических высокомолекулярных соединений силикатных растворов жидкого стекла и их производных, которые при соединении с коагулянтom образуют гель кремниевой кислоты, цементирующий частицы породы. В настоящее время различают способы двухрастворный, однорастворный и газовой силикатизации.

При *двухрастворном способе силикатизации* через перфорированные трубы (инъекторы), погруженные в породу на заданную глубину, закачивают поочередно растворы силиката натрия и коагулянта — хлористого кальция. Образующийся в результате смешивания гель кремниевой кислоты придает породе прочность на сжатие, равную 1,5–5 МПа, и водонепроницаемость. Этот способ применяют для упрочнения песков с коэффициентом фильтрации 2–80 м/сут, в которых скорость движения подземных вод составляет менее 5 м/сут, а рН подземных вод — менее 9.

При *однорастворном способе силикатизации* в породу закачивают один гелеобразный раствор, приготовленный из смеси силиката с коагулянтом (однофосфорная, кремнефтористоводородная кислоты или алюминат натрия). При приготовлении этих растворов образование геля кремниевой кислоты происходит через определенное время, зависящее от количества коагулянта. Закрепленная на основе силиката натрия и кремнефтористоводородной кислоты порода имеет прочность на сжатие 2–5 МПа. Однорастворный способ силикатизации применяют для закрепления песчаных пород с коэффициентом фильтрации 0,5–50 м/сут, при скорости движения подземных вод не более 5–8 м/сут, рН — менее 7. Однорастворную силикатизацию можно применять также для упрочнения лессовых пород. В этом случае в породу нагнетают силикат натрия. Гель образуется за счет взаимодействия силиката натрия с сернокислыми солями, которые обычно имеются в лессовых породах.

Смолизация заключается в том, что в массив горных пород нагнетают водные растворы высокомолекулярных органических соединений (смола) с добавками коагулянтов. В результате химических реакций, происходящих в массиве горных пород, смолы переходят из жидкого в твердое состояние. В результате этого горные породы упрочняются, уменьшается их водопроницаемость. Так, пески, закрепленные синтетическими смолами, обладают прочностью на сжатие до 5 МПа в зависимости от типа песков и смол.

Способ смолизации можно применять в трещиноватых крепких породах, отдельно-зернистых и даже пористых с коэффициентом фильтрации 0,5–50 м/сут, при этом минимальный размер частиц несвязанного массива равен 0,01–0,05 мм. Следует отметить, что широкое применение смолизации для упрочнения пород в различных областях строительства сдерживает высокая стоимость смол. По мере развития химической промышленности и удешевления производства синтетических смол способ смолизации будет применяться во все больших масштабах.

СХЕМЫ ТАМПОНИРОВАНИЯ

По месту проведения тампонажных работ различают тампонирующее через скважины, пробуренные с земной поверхности, и из забоя выработки.

Тампонирующее горных пород с поверхности земли (рис. 9.9) проводят в подготовительный период строительства до начала горно-строительных работ и применяют при большой мощности тре-

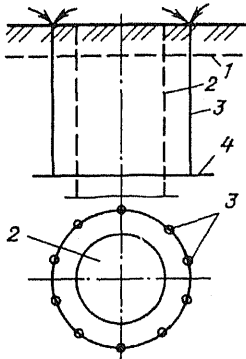


Рис. 9.9. Схема тампонирования с поверхности земли:

1 — уровень грунтовых вод; 2 — выработка; 3 — тампонажные скважины; 4 — водоупор

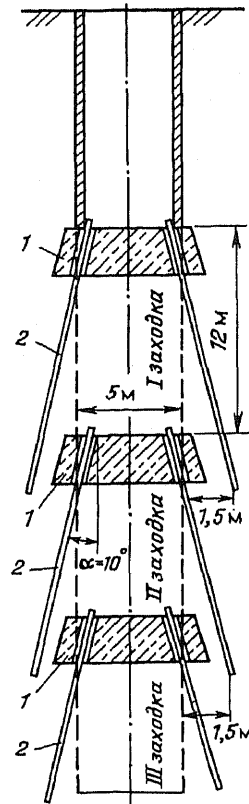


Рис. 9.10. Схема тампонирования из забоя выработки:

1 — тампонажные перемычки; 2 — скважины

щиповатых пород, залегающих на сравнительно небольшой глубине от поверхности.

Тампонирование пород из забоя (рис. 9.10) проводят с участка выработки, не доходя до водоносного горизонта, залегающего на сравнительно большой глубине от поверхности. В забое выработки возводят тампонажную подушку (перемычку), через которую бурят скважины для нагнетания раствора.

В отдельных случаях возможна комбинация вышеназванных схем. При этом вначале с поверхности земли при помощи малого числа тампонажных скважин, пробуренных на полную глубину, тампонируют наиболее крупные трещины и пустоты, дающие основной приток воды и газа. На втором этапе тампонирование проводят из забоя выработки при вскрытии мелкотрещиноватых пород, которые не были затампонированы с поверхности земли.

Целесообразность применения той или иной схемы тампонирования определяют на основании технико-экономического сравнения вариантов, исходя из горно-геологических условий залегания горных пород, их ха-

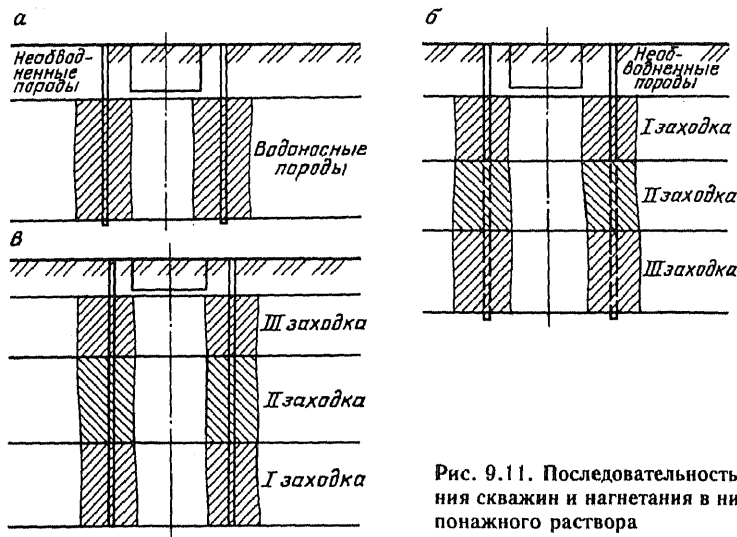


Рис. 9.11. Последовательность бурения скважин и нагнетания в них тампонажного раствора

рактических, применяемого тампонажного оборудования, организации работ и других факторов.

При тампонировании пород с поверхности работы выполняют сразу на всю проектную глубину (одной заходкой) (рис. 9.11, а); отдельными нисходящими заходками определенной высоты в направлении сверху вниз (рис. 9.11, б); отдельными восходящими заходками в направлении снизу вверх (рис. 9.11, в). Тампонирование горных пород одной заходкой наиболее просто в исполнении. Однако область применения такой схемы ограничена небольшой мощностью и участками с равномерной трещиноватостью горных пород.

Давление нагнетания и расход тампонажного раствора по глубине скважин, особенно при большой мощности и неравномерной трещиноватости горных пород, будут различны, а следовательно, условия тампонирования массива пород и качество работ по глубине будут неодинаковы. Поэтому массив горных пород целесообразно разбивать на отдельные заходки. Высота заходки зависит от горно-геологических условий и колеблется от 15 до 25 м. Такую схему применяют, если водоносные породы имеют большую мощность и залегают неглубоко (50—100 м) от поверхности земли, породы в пределах каждой заходки должны иметь равномерную трещиноватость.

При тампонировании горных пород нисходящими заходками (см. рис. 9.11, б) работы выполняют в следующей последовательности. Вначале скважины бурят на глубину первой заходки. Затем их промывают и нагнетают в них тампонажный раствор. После набора тампонажным материалом требуемой прочности скважины разбуривают до глубины второй заходки и работы по монтажу повторяют. Затем скважины бурят

на глубину третьей заходки и т.д. до тех пор, пока не будет затампонирован массив пород на всю глубину.

Достоинства этой схемы: простота операций по герметизации устьев скважин; высокое качество тампонажа вследствие многократного нагнетания тампонажного раствора под повышенным давлением, так как над каждой последующей тампонируемой зоной залегают зоны затампонированных пород; минимальное зашламовывание трещин в горных породах в процессе их бурения. Недостатки схемы: необходимость многократного перемещения бурового станка, а также значительные объемы работ по разбуриванию скважин в пределах вышележащих тампонажных заходов.

При *тампонировании горных пород восходящими заходками* (см. рис. 9.11, в) скважины бурят сразу на полную глубину трещиноватых пород, а нагнетание раствора осуществляют отдельными заходками снизу вверх. В этом случае для разделения заходов применяют специальные уплотнительные устройства (пакеры). Эту схему целесообразно применять при наличии по глубине разобщенных водоносных горизонтов и при отсутствии в тампонируемой зоне вертикальных трещин и каналов, по которым тампонажный раствор может пройти в скважину выше уплотнительного устройства, что может привести к потере тампонажной скважины. Достоинства схемы: резкое снижение объема буровых работ, более простая их организация, недостаток — сложность работ по установке и демонтажу уплотнительных устройств.

В отдельных случаях может быть применена схема, при которой тампонажный раствор нагнетают в полностью изолированный водоносный участок, для этого уплотнительные устройства устанавливают как в его кровле, так и в почве. Основным элементом уплотнительных устройств — резиновый или кожаный элемент, обеспечивающий герметизацию пространства между стенками скважины и трубы, по которой подают тампонажный раствор. Уплотнительный элемент крепят к концу трубы и устанавливают в скважине выше участка, подлежащего тампонированию. Герметизация скважины происходит в результате деформации уплотнительного элемента, осуществляемой механическим, гидравлическим и гидравлично-механическим способом.

При тампонировании пород на большие глубины применяют механический пакер ДАУ-1, двойной механический пакер ДАУ-2, гидромеханическую пробку. Наиболее широкое распространение получил пакер ДАУ-1, сконструированный в управлении Спецтампонажгеология. Общая длина пакера ДАУ-1 1940 мм, наружный диаметр 89—120 мм; длина набора резиновых манжет 500 мм; масса 57 кг. Пакер рассчитан на рабочее давление 30 МПа для работы в скважинах с номинальным диаметром 92 мм. Для скважин диаметром 112, 92, 76, 59 мм разработан нормальный ряд пакеров ДАУ-1. Существуют и другие типы пакеров.

По способу нагнетания раствора в скважины различают зажимную, циркуляционную и полуциркуляционную схемы тампонирования горных пород.

При зажимной схеме (рис. 9.12, а) тампонажный раствор подают при постоянном расходе, соответствующем производительности

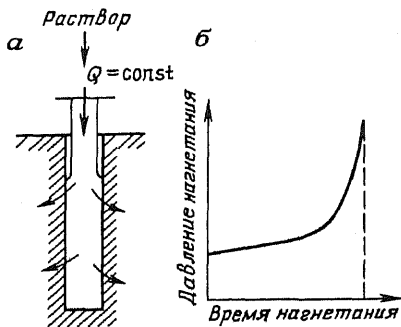


Рис. 9.12. Нагнетание тампонажного раствора в скважину по зажимной схеме

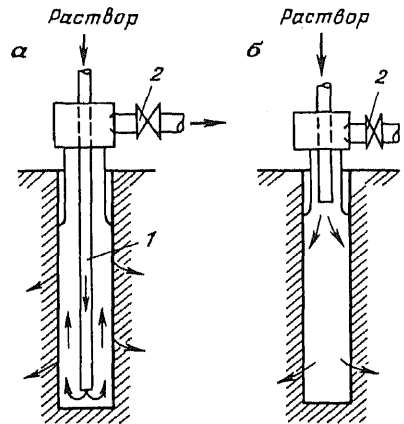


Рис. 9.13. Нагнетание тампонажного раствора в скважину по циркуляционной (а) и полуциркуляционной (б) схемам

применяемого насоса. Давление нагнетания при этом по мере заполнения трещин тампонажным раствором возрастает. Характер изменения давления во времени показан на рис. 9.12, б.

Зажимную схему нагнетания тампонажного раствора применяют при тампонировании горных пород средней крепости и крепких со средней, мелкой и тонкой трещиноватостью, не склонных к деформации при повышении давления тампонажного раствора, а также при большом гидростатическом давлении подземных вод. При зажимной схеме нагнетаемый раствор должен обладать высокой стабильностью с выходом тампонажного камня не менее 96%.

Достоинства схемы: простота оборудования тампонажных скважин; возможность использовать для тампонирования скважины минимального диаметра, что увеличивает скорость их бурения и снижает стоимость тампонажных работ. Недостатки зажимной схемы: невозможность регулирования давления нагнетания; при малых расходах незначительная скорость движения тампонажного раствора в скважине, что может привести к расслоению раствора и закупорке трещин и самой скважины в нижней ее части.

При циркуляционной схеме (рис. 9.13, а) в тампонажную скважину на полную глубину опускают нагнетательную трубу 1. Тампонажный раствор подают по трубе 1 в количестве большем, чем могут поглотить породы при заданном давлении нагнетания. Избыток раствора по межтрубному пространству поднимается вверх и возвращается в расходную емкость или растворосмеситель. Давление нагнетания регулируют с помощью крана 2. Таким образом, при циркуляционной схеме тампонирование горных пород осуществляют при постоянном давлении нагнетания раствора и переменном расходе.

Циркуляционную схему нагнетания раствора целесообразно применять при тампонаже крупных трещин, когда для ограничения радиуса распространения раствора нужно небольшое давление нагнетания, а для улучшения качества (повышения плотности) заполнения трещин тампонажным материалом в скважине необходимо выдержать расчетное давление в течение времени, достаточного для полного отжима воды из тампонажного раствора и его уплотнения.

Основные достоинства схемы: лучшее управление процессом нагнетания и регулирование концентрации раствора; исключение осаждения частиц твердой фазы из раствора в скважине и, следовательно, закупорки трещин в нижней части скважины осевшими твердыми частицами. Недостатки циркуляционной схемы: сложность оборудования скважин и необходимость обеспечения непрерывной эффективной циркуляции в течение всего времени нагнетания тампонажного раствора. Даже кратковременные, исчисляемые несколькими минутами, потери циркуляции раствора могут привести к прихвату нагнетательной трубы. Особенно опасна потеря циркуляции раствора при большой высоте тампонажной заходки, когда в нижней части тампонажной скважины действует большое гидростатическое давление, способствующее быстрому отфильтровыванию из цементного раствора жидкой фазы и его уплотнению.

При полуциркуляционной схеме (рис. 9.13, б) тампонажный раствор циркулирует только в наземных трубопроводах (между насосом и цементационной головкой). В скважине раствор перемещается так же, как при зажимной схеме, в направлении сверху вниз, и для регулирования расхода и давления нагнетания также используют кран 2. Полуциркуляционную схему нагнетания тампонажного раствора можно применять для тампонирувания как мелко-, так и крупнотрещиноватых пород. Достоинства схемы: сравнительная простота оборудования скважин; возможность регулирования режима нагнетания тампонажного раствора в скважину. Недостаток схемы: возможность закупорки нижней части тампонажной скважины в результате выпадения осадка из тампонажного раствора.

По очередности бурения и нагнетания тампонажного раствора различают групповую и поочередную схемы.

При групповой схеме бурение скважин и тампонирувание горных пород осуществляют следующим образом:

а) бурят все тампонажные скважины, после промывки и определения притока воды из них тампонируют скважину с максимальным притоком. Очередность тампонирувания остальных скважин определяют согласно величине притоков воды из них в нисходящем порядке;

б) бурят половину скважин и после промывки в них нагнетают тампонажный раствор. По окончании тампонажа этих скважин бурят остальные скважины и тампонируют их.

При поочередной схеме широко применяют метод сближения скважин (рис. 9.14, а), при котором вначале бурят и тампонируют две диаметрально противоположные скважины I. Затем бурят следующую пару скважин II, расположенных на диаметре, перпендикулярном к пер-

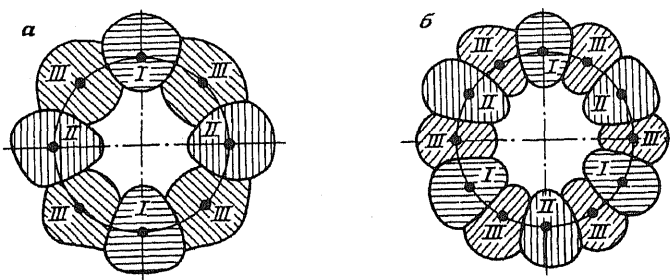


Рис. 9.14. Очередность тампонирования скважин методом сближения скважин (а) и методом «треугольников» (б)

вому. После нагнетания тампонажного раствора в эти скважины бурят скважины III, расположенные на диаметре, проведенном под углом 45° к первым двум, и т.д., пока не будет достигнута требуемая плотность тампонажной завесы. Указанный порядок бурения и тампонирования скважин сводит к минимуму вероятность проникновения тампонажного раствора в соседние скважины вследствие значительных расстояний между ними. Через первые две скважины тампонируют большинство крупных трещин, при тампонировании последующих скважин перекрывают более мелкие трещины.

Широко применяют также метод «треугольников». В этом случае (рис. 9.14, б) вначале бурят и тампонируют три скважины, расположенные в вершинах равностороннего треугольника, вписанного в окружность, по которой расположены устья скважин (скважины первой очереди) I. Затем бурят и цементируют три скважины второй очереди II, располагаемые между скважинами первой очереди, и т.д. При наклонном залегании пластов горных пород раствор нагнетают в первую очередь в скважины, расположенные по падению горных пород.

ТАМПОНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД С ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

При цементации и глинизации тампонажные работы включают: бурение скважин в соответствии с принятой схемой; определение гидрогеологических свойств горных пород, подлежащих тампонированию; монтаж тампонажного оборудования; нагнетание раствора в скважину (группу скважин); контроль за качеством работ по тампонированию горных пород; проходка выработки по затампонированным породам.

При бурении тампонажных скважин их устье на глубину от 5 до 20 м закрепляют направляющими обсадными трубами (кондукторами) с тщательной заделкой пространства между трубами и горной породой цементным раствором или бетоном. Бурение осуществляют с промывкой скважины водой. Глинистые растворы следует применять только на нетампонируемых участках. При бурении тампонажных скважин в породах, склонных к набуханию, в промывочную воду вводят специальные добавки, снижающие набухание горных пород: жидкое стекло, сульфитно-спир-

товую барду и др. Вид и число добавок в каждом конкретном случае определяют лабораторным путем с учетом свойств пересекаемых пород.

Для бурения наклонно-направленных тампонажных скважин применяют станки вращательного бурения шпиндельного или роторного типа. Для повышения производительности бурения могут быть использованы турбобуры и гидроударники. Направленность скважин выдерживают с помощью специальных технических средств. В процессе бурения особое внимание следует уделять контролю за отклонением тампонажных скважин от заданного направления. Угол и азимут отклонения скважины от заданного направления определяют при помощи инклинометров типов ИШ-2, ИШ-4, ИК. Замер отклонений производят через каждые 30 м при глубине тампонажных скважин более 100 м. Допустимые отклонения тампонажных скважин не должны превышать для скважин глубиной до 100 м — 3%, 200 м — 1,5% и 300 м и более — 1% глубины скважины. По окончании бурения для очистки от буровой мелочи (шлама) каждую скважину промывают путем нагнетания или откачки воды. Лучшего эффекта достигают при групповой схеме промывки, когда в одну скважину нагнетают воду, в другую — сжатый воздух (рис. 9.15, а) или в одну и ту же скважину — воду и сжатый воздух (рис. 9.15, б). Вода изливается через соседние скважины. Промывку осуществляют до выхода из скважин чистой воды.

После промывки скважин приступают к расходомерическим и другим исследованиям в скважинах для установления глубины залегания водоносных горизонтов, их мощности, интенсивности водопоглощения на различных участках. Чаще всего при цементации определяют величину удельного водопоглощения горных пород для каждой цементационной заходки путем опробования 2—3 скважин. Каждую из этих скважин, а также все контрольные скважины следует опробовать не менее чем при трех ступенях давления нагнетания, с достижением на каждой ступени установившегося расхода воды в течение 10—20 мин. В остальных цементационных скважинах каждой заходки удельное водопоглощение определяют ускоренным методом — при одной ступени давления.

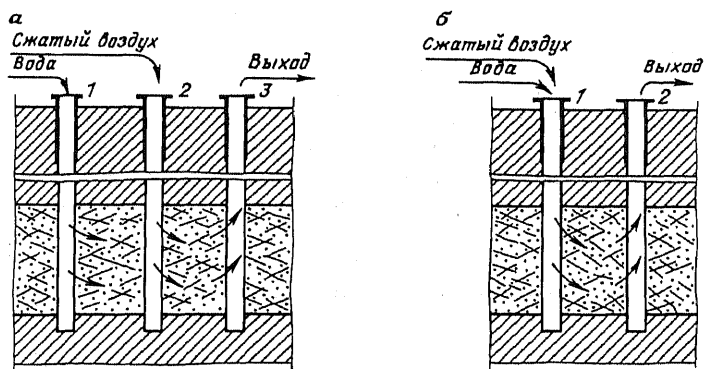


Рис. 9.15. Схемы групповой промывки скважин (цифрами обозначены скважины)

В зависимости от величины удельного водопоглощения назначают начальную консистенцию цементного раствора.

Оборудование тампонажных скважин в основном зависит от способа тампонирувания и схемы нагнетания тампонажного раствора.

При цементации горных пород скважину оборудуют кондуктором и цементационной головкой. Кондуктор предназначен для закрепления и герметизации устья скважины, обеспечения заданного направления скважины при бурении, установки на скважине цементационной головки с запорной арматурой и измерительными приборами. Кондуктор выступает над устьем скважины на 0,3—0,5 м. При цементации с поверхности его заделывают на глубину 6—10 м, а при цементации из забоя — на толщину перемычки или породного целика.

Для усиления связи кондуктора с бетоном при цементации из забоя ствола на наружную поверхность кондуктора наваривают кольцевые выступы. На кондукторе крепят цементационную головку, конструкция которой зависит от схемы нагнетания тампонажного раствора в скважины.

После монтажа необходимого оборудования приступают к нагнетанию тампонажного раствора выбранной концентрации. Если при его нагнетании в течение 0,5—1 ч количество раствора, принимаемого скважиной, не уменьшается или не происходит заметный рост давления, концентрацию раствора постепенно увеличивают, пока не будет подобран раствор, обеспечивающий уменьшение расхода и увеличение давления нагнетания. Раствор такой концентрации нагнетают до прекращения приема его скважиной при заданном давлении. Для более полного отжатия избыточной воды из раствора и уплотнения тампонажного материала в трещинах каждую скважину после прекращения нагнетания следует выдерживать под наибольшим давлением нагнетания не менее 30 мин. При тампонаже крупных трещин это время увеличивают до 1 ч. Решение о прекращении нагнетания тампонажного раствора в скважину принимают при снижении удельного расхода до величины не более 0,1 л/мин на 1 м цементируемой зоны при наибольшем давлении нагнетания.

По окончании тампонажа и при затвердевании раствора до необходимой прочности скважину (группу скважин) разбуривают и проводят расходометрические исследования или определяют удельное водопоглощение. Если величина удельного водопоглощения будет не более 0,05 л/мин, тампонирувание пород через эту скважину считают законченным, в противном случае в скважину (группу скважин) повторно нагнетают тампонажный раствор и цикл работ повторяют до тех пор, пока величина удельного водопоглощения на участке цементации не снизится до указанной величины.

К горнопроходческим работам приступают через 4—6 дней после завершения тампонирувания всей толщи водоносных горных пород. Выемку породы в зацементированной зоне проводят обычным буровзрывным способом с соблюдением некоторых предосторожностей. В частности, во избежание больших сотрясений окружающего выработку массива горных пород количество взрывчатого вещества должно быть мень-

ше, чем при обычном способе проходки. Глубину шпуров принимают равной 1–1,5 м. Применяют короткозамедленное или последовательное взрывание шпуров. По мере выемки породы в затампонированной зоне осуществляют наблюдение за состоянием стенок ствола, определяют размер трещин, характер трещиноватости, степень заполнения тампонажным камнем, прочность и плотность образовавшегося камня, устанавливают влияние взрывных работ на сплошность и устойчивость затампонируемых горных пород и определяют остаточные водопритоки в ствол.

На выполнение работ, связанных с тампонируванием трещиноватых пород, в среднем затрачивают 30–50% общего времени, необходимого на проходку ствола на участке водоносных пород.

Особенности силикатизации и смолизации пород обусловлены небольшой глубиной тампонирувания (до 30 м), стесненностью строительной площадки, свойствами пород и растворов, тампонажным оборудованием и т.д. Основные элементы выполнения работ по силикатизации и смолизации пород: погружение инъекторов на заданную глубину, нагнетание растворов, контроль за проведением работ, извлечение инъекторов, вспомогательные работы.

Инъектор состоит из наголовника, колонны глухих звеньев труб, перфорированного звена, наконечника и соединительных частей. Колонну глухих труб инъектора собирают из отдельных звеньев длиной 1–1,5 м, имеющих на концах внутреннюю металлическую резьбу. Звенья труб соединяют между собой ниппелем.

Основная часть инъектора — перфорированное звено длиной 0,5–1,5 м с отверстиями диаметром 2–3 мм. Инъекторы бывают двух типов. Инъекторы первого типа изготавливают из стальных цельнотянутых труб с внутренним диаметром 19–42 мм и толщиной стенки не менее 5 мм, по периметру которых просверливают отверстия 1 диаметром 3 мм, расположенные четырьмя рядами в шахматном порядке из расчета 60–80 отверстий на 1 м длины трубы (рис. 9.16, а). Отверстия защищены от засорения резиновыми клапанами 2.

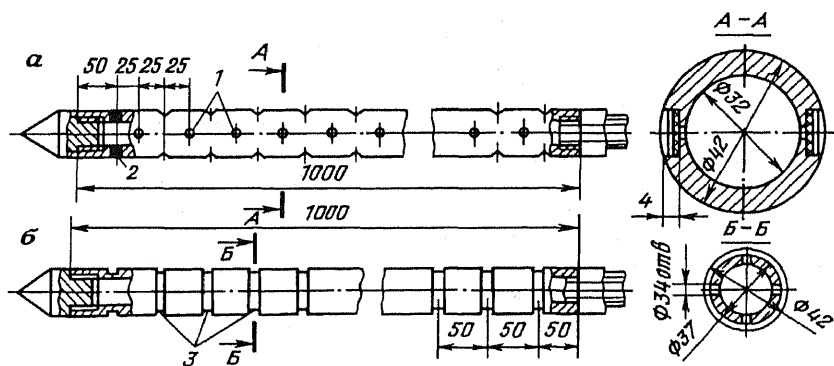


Рис. 9.16. Схемы инъекторов

Наибольшее распространение в практике смолизации получили инъ-екторы второго типа (рис. 9.16, б). Их изготавливают из толстостенной трубы диаметром 32—42 мм, на боковой поверхности которой проточены круговые канавки 3. В канавках просверливают черыре диаметрально расположенных отверстия диаметром 2—3 мм, закрываемых резиновыми кольцами, укладываемыми в канавку на глубину 2—3 мм. Ширина кана-вок 8—10 мм.

При сплошном закреплении массива инъекторы располагают по сетке в шахматном порядке. При создании противофильтрационных завес инъ-екторы располагают по контуру выработки в один или два ряда.

Способ погружения инъекторов в породу зависит от физико-меха-нических свойств закрепляемых пород, принятой схемы нагнетания рас-твора, глубины тампонирования. Инъекторы забивают в породу с по-верхности или погружают их в предварительно пробуренные скважины.

Используют станки и оборудование, позволяющие бурить скважины диаметром 60—127 мм на глубину 15—30 м. Порядок погружения инъ-екторов принимают в зависимости от выбранной схемы закрепления пород восходящими или нисходящими заходками. Величина одной заход-ки, м,

$$h_3 = l_n + r,$$

где l_n — длина перфорированной части инъектора; r — радиус зоны пород, закрепляемой от одного инъектора.

Породы, имеющие одинаковый коэффициент фильтрации, закрепля-ют заходками сверху вниз (нисходящая схема). При увеличении коэффи-циента фильтрации с глубиной породы закрепляют восходящими заход-ками. Предельная величина давления нагнетания определена проектом и подлежит корректировке по результатам пробного нагнетания.

При двухрастворном способе силикатизации и наличии фильтрации подземных вод тампонажный раствор нагнетают в следующем порядке. При скорости подземных вод до 1 м/сут вначале нагнетают жидкое стек-ло последовательно нисходящими заходками на всю глубину закрепляе-мых пород, после чего в обратном направлении восходящими заходка-ми нагнетают раствор хлористого кальция. При скорости подземных вод 1—3 м/сут поочередно в каждую заходку нагнетают жидкое стекло и рас-твор хлористого кальция. При скорости подземных вод более 3 м/сут породу закрепляют в две очереди: вначале устраивают временную водо-непроницаемую завесу, а затем под ее защитой закрепляют весь массив.

Жидкое стекло и раствор хлористого кальция нагнетают отдельными насосами сначала в нечетные ряды инъекторов, а затем в четные. При этом стремятся к тому, чтобы перерывы между нагнетанием жидкого стекла и хлористого кальция в массив были минимальными и не превы-шали значений, приведенных ниже:

Скорость подземных вод, м/сут	0	0,5	1,5	3
Максимальная продолжительность перерыва между нагне-танием жидкого стекла и хлористого кальция, ч	24	6	2	1

При однорастворной силикатизации раствор нагнетают вначале в первый ряд иньекторов, затем во второй и т.д. В рядах раствор нагнетают в каждый второй иньектор.

При смолизации тампонажный раствор также нагнетают в каждый второй иньектор в ряду. В случае смолизации с предварительной обработкой грунта кислотой вначале в каждую заходку нагнетают 3—5 %-ный раствор кислоты, затем прокачивают небольшое количество воды (20—30 л) и только после этого нагнетают гелеобразующий раствор. Перерыв между нагнетанием кислоты и гелеобразующего раствора не должен превышать 1 ч.

По окончании нагнетания раствора давление в системе постепенно снижают до нуля, после чего отсоединяют шланги от иньекторов. Резкое снижение давления может привести к забивке иньектора породой.

ТАМПОНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ИЗ ЗАБОЯ СТВОЛА

При тампонировании пород из забоя ствола устраивают так называемые тампонажные подушки (перемычки) или же оставляют водонепроницаемые породные целики. Тампонажные подушки (породные целики) необходимы для изоляции забоя выработки от проникновения подземных вод и выхода тампонажного раствора в процессе его нагнетания в породы. Поэтому размеры тампонажных подушек определяют, исходя из гидростатического давления воды и давления нагнетания тампонажного раствора.

Тампонажные подушки выполняют *сферическими* (рис. 9.17, а) или *плоскими* (рис. 9.17, б). Боковые грани подушек составляют некоторый угол α с вертикалью. Благодаря этому давление, воспринимаемое подушкой от тампонажного раствора, в основном передается горной породе. Если ствол проходят по неустойчивым породам и невозможно основную нагрузку на тампонажную подушку передать породному массиву, то применяют конструкции тампонажных подушек, опирающихся на крепь ствола (рис. 9.17, в, г). Сферическая подушка выдерживает большее давление, чем плоская, при одной и той же толщине, но технология ее возведения несколько сложнее.

Расчет параметров тампонажных подушек сводят к определению их толщины и угла наклона боковой поверхности подушки α к вертикали.

Технология возведения тампонажных подушек зависит от притока воды в ствол. При этом возможны три случая: вода в забое отсутствует; в забой поступает незначительное количество воды, которое можно от-

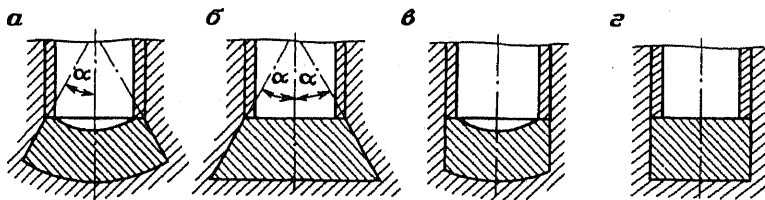


Рис. 9.17. Тампонажные подушки

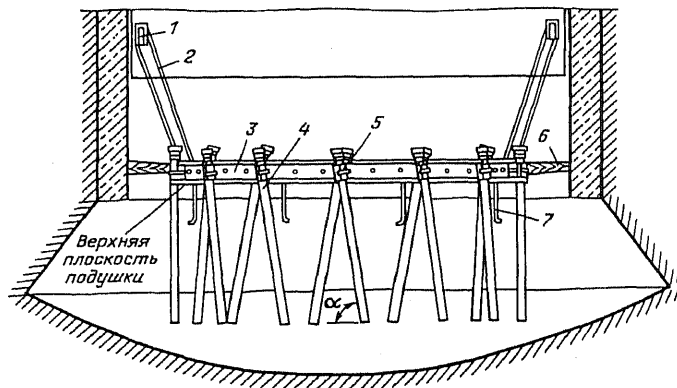


Рис. 9.18. Схема расположения рамы с кондукторами перед укладкой тампонажной подушки:

1 — кольцо жесткости опалубки; 2 — подвеска; 3 — кольцевая рама-шаблон; 4 — кондуктор; 5 — хомут для крепления кондуктора; 6 — распорка; 7 — анкерный болт

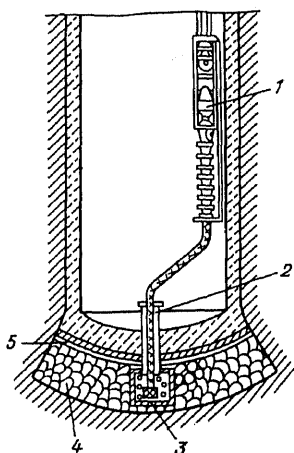


Рис. 9.19. Схема возведения тампонажной подушки при незначительных притоках воды в ствол

качать с помощью насоса; в забой створа поступает значительное количество воды.

В первом случае после выемки породы на высоту тампонажной подушки согласно схеме расположения тампонажных скважин устанавливают раму-шаблон с кондукторами (рис. 9.18). После этого приступают к укладке бетона. Бетонирование тампонажной подушки осуществляют по обычной технологии.

При незначительных притоках воды в забой створа принимают меры по ее откачке в процессе укладки и твердения бетона. С этой целью в центре забоя створа устанавливают перфорированный ящик 3 высотой 0,5–1 м (рис. 9.19). В ящик опускают дренажную трубу 2, через которую с помощью всасывающего трубопровода насоса 1 непрерывно откачивают воду. Для свободного доступа воды к перфорированному ящику в забое створа укладывают фильтрационный слой 4 толщиной 0,5–1 м в зависимости от притока воды в ствол. Материалом для фильтрационного слоя

служит гравий или щебень. Его покрывают двумя-тремя слоями рубероида 5, поверх которого укладывают слой раствора толщиной 100—150 мм. Затем согласно схеме расположения тампонажных скважин устанавливают направляющие трубы-кондукторы и приступают к укладке бетона в тампонажную подушку. После затвердевания материала тампонажной подушки до требуемой прочности цементируют фильтрационный слой.

При значительных водопритоках, когда средства водоотлива не обеспечивают откачку всей поступающей в ствол воды, тампонажную подушку возводят методом подводного бетонирования.

Число и расположение тампонажных скважин зависят от условий залегания горных пород, степени трещиноватости, назначения и размеров выработки, свойств тампонажного раствора, применяемого оборудования, радиуса распространения раствора. Их выбирают с таким расчетом, чтобы тампонажные скважины при минимальной длине пересекали возможно большее число трещин. При этом следует стремиться к тому, чтобы скважины пересекали трещины под углом, близким к прямому.

В зависимости от типа и свойств пересекаемых горных пород тампонажные скважины в забое ствола располагают перпендикулярно к забою (рис. 9.20, а), наклонно относительно оси ствола (рис. 9.20, б), наклонно в радиальном и тангенциальном направлениях (рис. 9.20, в). В последних двух схемах тампонажным скважинам придают зенитный наклон с таким расчетом, чтобы их основания выходили за пределы контура ствола на расстояние примерно 1,5 м. Первые две схемы применяют, когда ствол пересекает породы с равномерной горизонтальной или слабонаклонной трещиноватостью. При крутых и вертикальных трещинах тампонажные скважины, как правило, располагают по третьей схеме (см. рис. 9.20, в). При этом тангенциальный угол принимают равным 110—135°. Во всех схемах устья скважин располагают по окружности с отходом от контура ствола на 0,5—1 м по условиям удобства размещения бурильных машин.

Число тампонажных скважин определяют по формуле

$$N_T = \pi D_T / L_T,$$

где D_T — диаметр окружности расположения тампонажных скважин; L_T — расстояние между тампонажными скважинами. На практике расстояние между вертикальными скважинами принимают в пределах 1,5—2 м, расстояние между устьями наклонных скважин — 0,8—1,5 м, а между их основаниями 1,5—2 м.

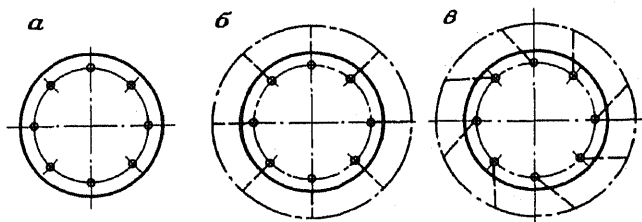


Рис. 9.20. Схемы расположения тампонажных скважин в забое ствола

Глубина тампонажных скважин зависит от характера и степени трещиноватости горных пород, мощности водоносного горизонта и применяемого бурового оборудования и изменяется от 10 до 50 м, а в ряде случаев — до 150 м.

Диаметр тампонажных скважин устанавливают в зависимости от глубины бурения, бурового оборудования и принимают, как правило, в пределах 40—100 мм. Для увеличения скорости и снижения стоимости бурения следует стремиться к назначению малых диаметров скважин. Кроме того, при малых диаметрах тампонажных скважин скорость движения в них нагнетаемого раствора повышается, что снижает возможность осаждения твердой фазы цементного раствора в скважине.

Тампонажные скважины бурят из забоев вертикальных стволов последовательно с нагнетанием в них тампонажного раствора в соответствии с принятыми технологическими схемами тампонирования. В зависимости от физико-механических свойств горных пород, объема буровых работ и сроков их выполнения, а также от диаметров стволов и возможности размещения в них бурового оборудования бурят одновременно 2—4 противоположащие скважины, соответственно двумя-четырьмя буровыми установками.

При наличии напорных водоносных горизонтов тампонажные скважины бурят через кондукторы, оборудованные запорными кранами или задвижками, пропускающими буровой инструмент, шлюзовыми камерами над ними, с отводным патрубком и краном или задвижкой для отвода воды и вращающимися сальниками.

До начала бурения тампонажных скважин проводят инструментальную разбивку в забое их устьев в соответствии с проектом тампонажных работ.

По окончании бурения комплекта тампонажных скважин на заданную глубину, их промывки и определения удельного водопоглощения приступают к нагнетанию тампонажного раствора по зажимной или полуциркуляционной схеме с помощью насосов, которые располагают на поверхности земли, когда необходимы высокие давления нагнетания, а при давлениях нагнетания до 5—6 МПа — в забое ствола или на подвесном полке. В обоих случаях раствор приготавливают на поверхности земли.

При установке насосов на поверхности они подают тампонажный раствор в скважины по трубопроводам высокого давления, проложенным в стволе. При установке насосов в забое ствола (рис. 9.21) тампонажный раствор, приготовленный на поверхности, доставляют в ствол или бадьями, или по трубопроводу в емкость, установленную в стволе, откуда его насосами нагнетают в скважины.

При тонкой трещиноватости водоносных горных пород тампонажный раствор в скважины необходимо нагнетать непрерывно при проектном давлении от начала и до конца. При крупной трещиноватости, а также при наличии карстов применяют периодическое нагнетание с постепенным повышением давления и понижением консистенции тампонажного раствора.

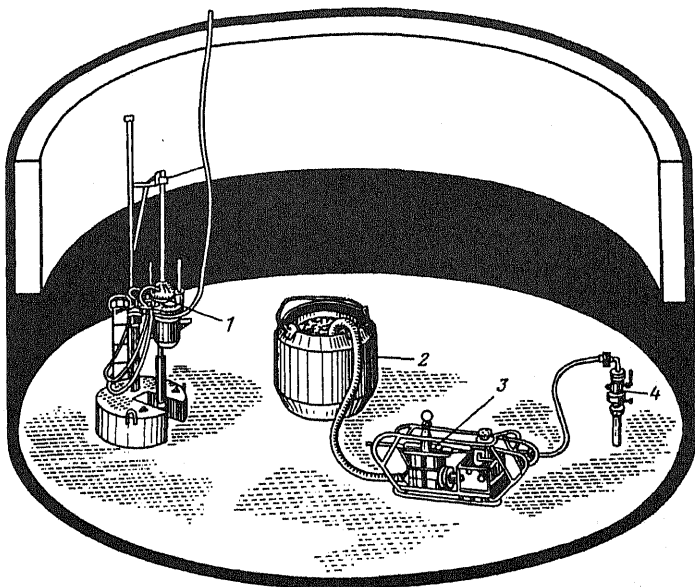


Рис. 9.21. Комплекс оборудования КЦЗ-2М для цементации из забоя ствола:
 1 — буровой агрегат НКР-100м; 2 — бадья с цементным раствором; 3 — цементационный насос НГР-250/50; 4 — цементационная головка

После выполнения тампонажных работ и затвердевания тампонажного раствора до необходимой прочности проводят разработку тампонажных подушек или породных целиков. Проходку ствола по затампонированным породам осуществляют так же, как в обычных горно-геологических условиях с соблюдением некоторых предосторожностей.

Слабые затампонированные породы с коэффициентом крепости $f \leq 3$ вынимают с помощью пневмомолов и отбойных молотков, с коэффициентом крепости $f > 3$ — с помощью буровзрывных работ с ограниченным применением взрывчатых веществ. Во избежание образования вторичной трещиноватости в окружающих породах и значительного увеличения фильтрации через них воды затампонированные породы вынимают короткими заходками высотой 1,5–2 м. При этом в каждом цикле бурят несколько опережающих скважин глубиной, превышающей на 2–3 м глубину нормальных шпуров. При значительных притоках воды в опережающие скважины проходку ствола приостанавливают и выполняют повторное тампонирование водоносных горных пород.

На тампонирование горных пород из забоя ствола затрачивают 35–50% общего времени, необходимого для проходки ствола по водоносным породам, при этом на возведение, твердение и разборку тампонажной подушки затрачивают 7–15 сут, что составляет 30–40% всего времени тампонирования.

9.3. ВОДОПОНИЖЕНИЕ

Водопонижение применяют для временного (на период строительства) снижения гидростатических напоров (уровней) подземных вод с целью создания более благоприятных и безопасных условий ведения горно-строительных работ.

Сущность способа водопонижения заключается в том, что на некотором расстоянии вокруг будущей горной выработки 1 бурят систему водопонижающих скважин 2, из которых постоянно откачивают воду (рис. 9.22). В результате уровень грунтовых вод 3 в месте строительства сооружения понижается (кривая 4), породы осушаются, в результате чего изменяются их физические свойства.

Задача водопонижения — создание и поддержание на период строительства выработки требуемой зоны осушенных пород, что позволяет вести горнопроходческие работы в относительно благоприятных условиях.

Водопонижение приводит не только к изменению физических свойств породы, но и оказывает существенное влияние на их состояние и поведение в окружающем пространстве. Понижение уровня грунтовых вод приводит к уплотнению и увеличению прочностных характеристик породы и вследствие этого к увеличению давления породы на подземные сооружения и деформации поверхности. В большинстве случаев, при относительно небольших понижениях уровня воды, поверхность проседает равномерно и не оказывает существенного влияния на работу сооружений. При больших понижениях уровня подземных вод осадка поверхности может быть весьма значительной.

При строительстве горных выработок уровень подземных вод может быть понижен тремя способами: поверхностным, подземным и комбинированным. При этом различают предварительное водопонижение, при котором осушение участка осуществляют до начала горнопроходческих работ, и параллельное, при котором работы по водопонижению и проведению горной выработки осуществляют одновременно.

Выбор способа водопонижения зависит от свойств и условий залегания породы, условий питания подземных вод, водопроницаемости (коэффициента фильтрации) осушаемых пород, размеров осушаемой зоны в породах, мощности водоносного горизонта, характеристик технических средств водопонижения.

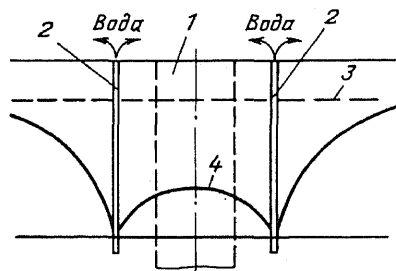


Рис. 9.22. Принципиальная схема водопонижения

Поверхностный способ водопонижения получил наибольшее распространение. При этом способе воду откачивают из водопонижающих скважин, пробуренных с земной поверхности вокруг предполагаемого контура горной выработки, чтобы к началу горных работ на участке водопонижения образовалась устойчивая депрессионная во-

ронка. При наличии ниже водоносного горизонта водопоглощающих пород воду на земную поверхность не откачивают, а спускают по пробуренным скважинам в эти породы. Эта схема благодаря оперативности наиболее полно отвечает целям предварительного осушения. Она позволяет в довольно короткие сроки осушить участок и обеспечить безопасные условия для проведения горных выработок; дает высокий эффект при большой мощности и хорошей водопроницаемости водоносных горизонтов. Недостаток этой схемы — необходимость одновременной работы многих дренажных скважин.

При подземном способе скважины бурят из забоя шахтного ствола или из горных выработок, проведенных ранее или специально для этой цели. Подземная схема эффективнее и надежнее при любых гидрогеологических условиях, в том числе и при дренировании песков с незначительной водопроницаемостью (коэффициент фильтрации до 3 м/сут). Однако такая схема отличается большой трудоемкостью подготовки, длительностью выполнения дренажных работ и необходимостью долговременного поддержания горных выработок.

Из подземных выработок также возможен спуск воды в нижерасположенные водопоглощающие породы при наличии между ними водоупорного горизонта.

При комбинированном способе скважины бурят не только с земной поверхности, но и из забоя ствола шахты или другой подземной выработки, т.е. комбинированный способ сочетает в себе применение двух способов осушения — поверхностного и подземного. При этом часть воды из дренирующих водоносных горизонтов откачивают на земную поверхность при помощи насосов, установленных в скважинах, а другая часть поступает в подземные дренажные выработки. Комбинированную схему применяют, как правило, в тех случаях, когда при использовании поверхностной схемы остаются обводненные зоны, не поддающиеся осушению с поверхности.

При поверхностном способе водопонижения уровень подземных вод может быть понижен с помощью легких иглофильтровых, эжекторных иглофильтровых или вакуумных установок, водопонижающих скважин, оборудованных насосами, сквозных фильтров, водопоглощающих скважин.

При подземном способе водопонижения уровень вод может быть понижен с помощью забивных фильтров, легких иглофильтровых установок, установок забойного водопонижения.

Легкие иглофильтровые установки (ЛИУ) применяют для понижения уровня подземных вод до 5 м в рыхлых неслоистых породах с коэффициентом фильтрации не менее 1 м/сут.

Эжекторные иглофильтровые установки (ЭИ) используют для вакуумирования грунтов и понижения уровня подземных вод до 20 м при коэффициенте фильтрации 0,01–10 м/сут и при близком залегании водоупора от подошвы выработки. Откачиваемую воду в эжекторных иглофильтрах поднимают с помощью водоструйных насосов (эжекторов). В основу работы этих насосов положен принцип непосредственной пере-

дачи энергии одного потока другому, реализация которого происходит в иглофильтре.

Вакуумные установки (УВВ) применяют для водопонижения в мелкозернистых, пылеватых и глинистых песках, супесях, легких суглинках, илах и лессах с коэффициентом фильтрации 0,01–2 м/сут, плохо поддающихся осушению обычными легкими иглофильтровыми установками типа ЛИУ.

Установки типа УВВ дают возможность понизить уровень грунтовых вод до 6–7 м от поверхности.

Водопонижающие скважины оборудуют глубинными насосами и применяют для откачки воды из водоносных пород с коэффициентом фильтрации более 2 м/сут, требующих значительного понижения уровня грунтовых вод, а также при небольших глубинах водопонижения, когда использование иглофильтров затруднено из-за больших притоков, необходимости осушения значительных площадей и стесненности территории.

Диаметр водопонижающих скважин изменяется в широких пределах и зависит от глубины скважины, типа применяемого насоса и гидрогеологических свойств пересекаемых пород. При небольших дебитах и малой глубине скважин их диаметр принимают равным 100–200 мм. При больших дебитах и применении артезианских насосов начальный диаметр скважины принимают до 750 мм. Конечный диаметр скважины зависит от марки насоса и типа фильтра, устанавливаемого в скважине.

Водопонижающую скважину оборудуют фильтром и скважинным насосом (рис. 9.23).

Сквозной фильтр — это пробуренная с поверхности земли до выработки скважина, оборудованная фильтровыми устройствами в зоне осушаемых пород. Вода из горных пород проникает через фильтр в скважину, а оттуда — в подземную горную выработку (рис. 9.24).

Сквозные фильтры располагают в центре ствола, а также в промежутках между водопонижающими скважинами. Начальный диаметр скважины, предназначенной для использования ее в качестве сквозного фильтра, принимают равным 250–300 мм. Скважину требуемого диаметра бурят до водоупорной горной породы, не доходя до приемной камеры, закрепляют обсадными трубами, в которые опускают колонну перфорированных (фильтровых) труб с минимальным диаметром 89 мм. Форма отверстий фильтровой трубы щелевидная или круглая (диаметр 5–6 мм). После этого скважину добуривают до подземной выработки. Кольцевое пространство между фильтровой и обсадной трубами засыпают промытым гравием. Одновременно с засыпкой гравием извлекают обсадную трубу из скважины. Если сквозным фильтром осушают крепкие водоносные горные породы, то фильтровую колонну можно совсем не применять. Вместо фильтровой колонны перфорируют обсадные трубы против водоносного горизонта.

Водопоглощающие скважины служат для спуска воды из забоя ствола или другой выработки в залегающий ниже слой горных пород (пески, известняки, песчаники), имеющих более высокие фильтрационные свой-

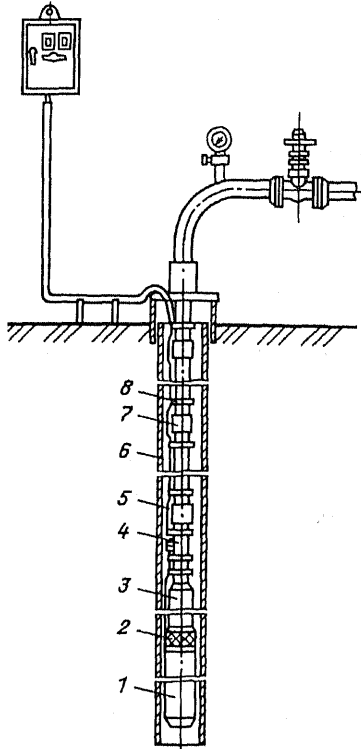


Рис. 9.23. Схема установки погружного насоса в скважине:

1 — электродвигатель; 2 — всасывающее устройство; 3 — насос; 4 — водонапорная труба; 5 — кабель; 6 — обсадная труба; 7 — муфта; 8 — хомут

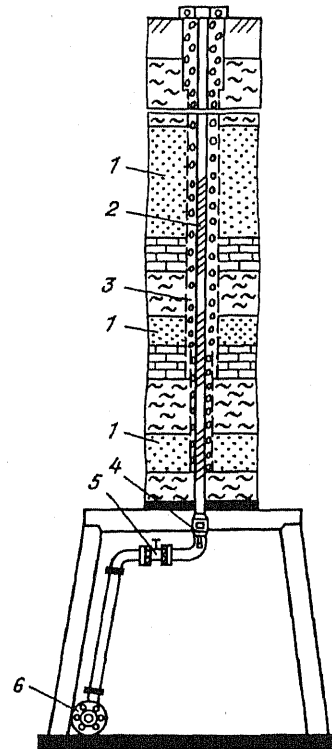


Рис. 9.24. Схема сквозного фильтра:

1 — осушаемые водоносные горизонты; 2 — проволочный фильтр; 3 — гравийная обсыпка; 4 — манометр; 5 — вентиль; 6 — водосбросный коллектор

ства. Конечный диаметр скважин проектируют не менее 108 мм, чтобы иметь возможность периодически их чистить и прокачивать. Для улучшения водоотдачи дренируемого и водоприемной способности поглощающего горизонта скважины в известняках обрабатывают соляной кислотой и закрепляют их обсадными трубами диаметром 146, 127 и 108 мм. На участках дренируемого и поглощающего горизонтов устанавливают фильтры и перфорированные трубы.

При составлении проектов на спуск воды из водоносных горизонтов надо избегать возможности значительного обводнения шахтных полей ближайших шахт, разрабатывающих полезные ископаемые на более низких отметках. Кроме того, следует помнить, что спуск загрязненных вод из рабочих забоев возможен только при условии, что воды поглощающего горизонта не будут использованы для питьевого водоснабжения.

Забивные фильтры применяют для осушения водоносных горных пород, расположенных на небольшом расстоянии от кровли проводимой выработки. Из фильтров вода поступает в выработку самотеком. В подошву выработки фильтры забивают лишь тогда, когда вода, заключенная в подугольных породах, выходит из фильтров самоизливом. Сравнительно редко фильтры забивают в бока выработки.

Забивной фильтр представляет собой металлическую трубу диаметром 25–63 мм. Его длина зависит от мощности осушаемой породы, расстояния от водоносного пласта до кровли выработки и изменяется от 3 до 8 м; реже ее увеличивают до 12 м и совсем редко — до 20 м.

Конец фильтра, забиваемый в породу, на протяжении 0,7–3 м перфорирован отверстиями диаметром 1,5–4 мм. В мелкозернистых породах диаметр отверстий забивного фильтра обычно принимают равным 3 мм. Общая площадь отверстий составляет 5–7 % полезной поверхности забивного фильтра. Длина перфорированной части фильтра не превышает 1/4 мощности осушаемого водоносного пласта. Число отверстий перфорации на 1 м длины фильтра принимают в зависимости от его диаметра.

При небольшой длине фильтра его забивают непосредственно в осушаемый пласт. Длинные фильтры устанавливают в предварительно пробуренные скважины.

Установки забойного водопонижения применяют при проведении горизонтальных и наклонных подземных сооружений и горных выработок в обводненных, слабоустойчивых породах с малыми коэффициентами фильтрации (3–0,01 м/сут).

Выбор схемы и способа водопонижения зависит от гидрогеологических условий участка, глубины ствола, а также размера, формы и вида крепи стволов.

При проходке шахтных стволов глубиной более 20 м водопонижение осуществляют в основном с применением водопонижающих скважин. Водопонижение в этом случае включает выполнение следующих основных работ: обоснование схемы расположения водопонижающих скважин вокруг ствола; бурение скважин и монтаж фильтров и насосного оборудования; эксплуатацию водопонижающих скважин. При проходке стволов водопонижающие скважины можно располагать в плане на вершинах треугольника, квадрата, прямоугольника и по окружности (рис. 9.25, а–г).

Глубину скважин выбирают с таким расчетом, чтобы поверхность депрессионной воронки, образующейся в результате откачки воды из скважин, находилась ниже почвы наиболее глубоко расположенных горных выработок.

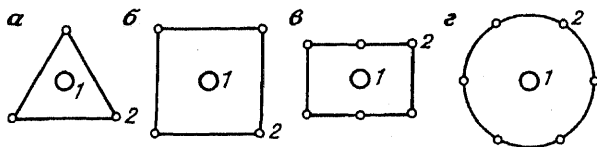


Рис. 9.25. Схемы расположения водопонижающих скважин (2) при строительстве ствола (1)

Бурение водопонижающих скважин осуществляют буровыми станками различных типов (вращательные, ударно-канатные, шнековые). Выбор типа станка зависит от глубины бурения и диаметра скважины, параметров обсадных труб, геологического разреза и места заложения скважины, наличия электроэнергии, технической воды.

По окончании бурения скважины и установки в ней фильтра осуществляют пробную откачку воды с целью полной очистки забоя скважины от бурового шлама, декольматации прифилтровой зоны, устранения возможности пескования и подготовки скважины к установке в ней постоянного насоса. Пробную откачку продолжают до полного осветления воды. В процессе откачки определяют дебит скважины, максимальное понижение уровня воды в ней, после чего приступают к монтажу насосного оборудования.

Перед монтажом насоса проверяют глубину скважины, уровень воды в ней и при помощи специального шаблона состояние внутренней поверхности обсадных труб. В качестве шаблона применяют обсадные трубы длиной 5–7 м и диаметром, равным наибольшему диаметру насоса. Свободное перемещение шаблона по всей длине скважины говорит о ее пригодности для монтажа насоса.

Насос с погружным электродвигателем перед монтажом устанавливают вертикально, заполняют внутреннюю поверхность чистой водой, подсоединяют силовую кабель и проверяют сопротивление изоляции обмотки.

Спуск насоса с водоподъемными трубами в скважину осуществляют с помощью буровой установки или автомобильного крана. Насос устанавливают на расстоянии не менее 1–2 м от дна отстойника. По окончании монтажа насоса и водоподъемных труб над скважиной устанавливают опорную плиту с водоотводным коленом и гидравлической задвижкой и манометр, а напорный патрубок насоса соединяют с трубопроводом, отводящим воду за пределы площадки водопонижения. Присоединив кабель к пусковой станции, скважину сверху закрывают для предохранения ее от загрязнения.

Монтаж глубинного насоса с электродвигателем, расположенным на поверхности, начинают с тщательной проверки трансмиссионного вала на прямолинейность — биение. Допустимое биение не должно превышать 0,2 мм на середине вала. Все узлы насоса монтируют в соответствии с требованиями заводской инструкции. По окончании монтажа над скважиной строят будку, в которой устанавливают пусковое электрическое устройство и измерительные приборы.

Основное требование к эксплуатации установок глубинного водопонижения — снижение уровня подземных вод на требуемую глубину и поддержание его на этой глубине в течение всего срока строительных работ.

В процессе эксплуатации водопонижительных установок постоянно осуществляют контроль за их работой (проверяют показания амперметра, определяют вибрацию насоса, наличие песка в откачиваемой воде, периодически осуществляют замеры дебита и динамического уровня воды).

По окончании водопонижения все оборудование демонтируют, а водопонижающие скважины ликвидируют. В зависимости от гидрогеологических условий, глубины и места расположения по отношению к ближайшим сооружениям почти во всех породах, кроме сыпучих и плывунов, проводят ликвидационный тампонаж. В глинистых грунтах для этой цели применяют глину, а в скальных и полускальных — бетон.

Ликвидацию водопонижающих скважин осуществляют также путем закачки в скважину цементного раствора. В особо сложных горно-геологических условиях во избежание подвижек грунта и просадочных явлений фильтровую и обсадную колонны не извлекают. Фильтровую колонну и межтрубные зазоры в этом случае цементируют.

Расчет кольцевых водопонизительных установок при строительстве стволов шахт состоит в следующем.

Определяют радиус влияния контурной установки, м,

$$R_0 = R_B + r_0,$$

где r_0 — радиус установки, м; R_B — радиус влияния скважины, м, для напорного горизонта

$$R_B = 2 S_c \sqrt{H_n K_\phi};$$

для безнапорного горизонта

$$R_B = 2 \sqrt{H K_\phi t / \mu} \text{ или } R_B = 10 S_c \sqrt{K_\phi},$$

где H_n — величина напора воды, м; H — уровень грунтовых вод, м; K_ϕ — коэффициент фильтрации, м/сут; S_c — понижение уровня воды в скважине при откачке, м; t — время откачки воды, сут; μ — коэффициент водоотдачи, доли ед.

Зная R_B и R_0 , определяют дебит отдельных взаимодействующих водопонижающих скважин Q_c и суммарный дебит всей водопонизительной установки Q .

При напорных водах, находящихся в однородном пласте, дебит одной водопонижающей скважины, м³/сут,

$$Q' = \frac{2,73 K_\phi m S_c}{\lg R_B - \lg r_c},$$

где r_c — радиус водопонижающей скважины, м; m — мощность напорного водоносного горизонта, м.

Величину понижения уровня воды в скважинах S_c при полном пересечении ими водоносного горизонта принимают равной высоте столба воды в водоносном горизонте над нижним водоупором. Если скважины не полностью пересекают водоносный горизонт, понижение уровня воды в них может быть принято равным половине вскрытой мощности пласта плюс гидростатический напор.

В безнапорных водах, приуроченных к однородному пласту, дебит одной скважины, м³/сут,

Таблица 9.1

Водоносный горизонт	Дебит водопонижающей скважины, м ³ /сут, при числе скважин в группе	
	3	4
Напорный	$Q_c = \frac{2 \pi K_{\Phi} m S_c}{\ln (R_0^3 / 4 \rho^2 r_c)}$	$Q_c = \frac{2 \pi K_{\Phi} m S_c}{\ln (R_0^4 / 8 \sqrt{2} \rho^3 r_c)}$
Безнапорный	$Q_c = \frac{\pi K_{\Phi} (2 H - S_c) S_c}{\ln (R_0^3 / 4 \rho^2 r_c)}$	$Q_c = \frac{\pi K_{\Phi} (2 H - S_c) S_c}{\ln (R_0^4 / 8 \sqrt{2} \rho^3 r_c)}$

Примечание. ρ — половина расстояния между соседними скважинами по прямой.

$$Q' = \frac{1,36 K_{\Phi} S_c (2 H - S_c)}{\lg R_0 - \lg r_c}$$

Если работает группа водопонижающих скважин, дебит каждой из взаимодействующих скважин определяют по формулам, приведенным в табл. 9.1.

Суммарный дебит всех водопонижающих скважин

$$Q = N_{\text{в}} Q_c,$$

где $N_{\text{в}}$ — число взаимодействующих скважин.

Остаточный уровень грунтовых вод h_0 в центре защищаемого контура определяют по формулам:

в напорном водоносном горизонте

$$h_0 = H - Q \ln (R_0 / r_0) / (2 \pi K_{\Phi} m),$$

в безнапорном водоносном горизонте

$$h_0 = \sqrt{H^2 - Q \ln (R_0 / r_0) / (\pi K_{\Phi})}.$$

В процессе работы водопонизительных установок основная часть подземных вод попадает в водопонижающие скважины, но часть проскакивает и попадает в забой ствола при его проходке. Величину «проскока» воды $Q_{\text{ост}}$ определяют по разности между дебитом «большого колодца» $Q_{\text{б.к}}$, т.е. условного колодца с радиусом r_0 и дебитом Q :

$$Q_{\text{ост}} = Q_{\text{б.к}} - Q.$$

Величину $Q_{\text{б.к}}$ определяют по вышеприведенным формулам, в каждую из которых вместо значения r_c подставляют значение r_0 .

По значениям дебита водопонижающих скважин подбирают насосное оборудование. Для успешной работы необходимо, чтобы водозахватная способность каждой скважины (т.е. количество воды, которое можно откачать через эту скважину в единицу времени) соответствовала ее дебиту или несколько превышала его.

Водозахватная способность, м³/сут,

$$f_v = \pi d_{\text{скв}} l v_{\text{ср}},$$

где $d_{\text{скв}}$ — диаметр фильтровой обсыпки или диаметр фильтра, м; l — длина водоприемной части фильтра, м; $v_{\text{ср}}$ — допустимая входная скорость фильтрации, м/сут, определяемая по эмпирической формуле С.К. Абрамова:

$$v_{\text{ср}} = 65 \sqrt[3]{K_{\text{ф}}}.$$

9.4. ПРОХОДКА СТВОЛОВ В СЛОЖНЫХ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Проходка стволов в сложных газодинамических условиях, как показывает опыт строительства, состоит из двух этапов: в ск р ы т и е п л а с т а, перед которым необходима профилактика выбросов через породную пробку, и п е р е с е ч е н и е п л а с т а, когда мероприятия по борьбе с выбросами осуществляют только по углю. При вскрытии пластов малой мощности оба эти этапа выполняют, как правило, одновременно, и борьбу с выбросами ведут через породную пробку.

Анализ опыта проходки стволов показывает, что для пересечения выбросоопасных пластов могут быть использованы: способы, основанные на дегазации угольного массива или на разгрузке пласта от повышенных напряжений с одновременной его дегазацией; увлажнение угольного массива; камуфлетно-сотрясательное взрывание; способы укрепления угольного массива.

При вскрытии стволами склонных к выбросам пластов допустимы взрывные работы без применения специальных способов предотвращения выбросов при условии, что пласт будет пересечен на всю мощность посредством одного взрывания.

К способам, основанным на дегазации угольного массива, относят *способ вскрытия выбросоопасных пластов путем бурения скважин малого диаметра* (до 100 мм). Могут быть применены три варианта дегазации участка пласта: естественное истечение газа; извлечение газа вакуумированием; повышение газоотдачи пласта путем его прогрева.

Практика вскрытия выбросоопасных пластов с применением *естественной дегазации* показала, что естественное газовыделение из скважин незначительно и требует длительного времени на снижение давления газа до безопасной величины.

Для ускорения сроков дегазации в некоторых случаях применяют *вакуумирование скважин*, а также *прогрев угольного пласта*.

Схемы расположения дренажных скважин для дегазации пласта в месте вскрытия зависят от его мощности и угла падения.

Для вскрытия пологого пласта скважины диаметром 70—100 мм бурят через породную пробку с расстояния не менее 2 м от пласта по нормали. Длина скважин зависит от мощности пласта.

При вскрытии тонкого пласта (рис. 9.26, а) бурят одну серию скважин с таким расчетом, чтобы пласт был пересечен ими на полную мощность.

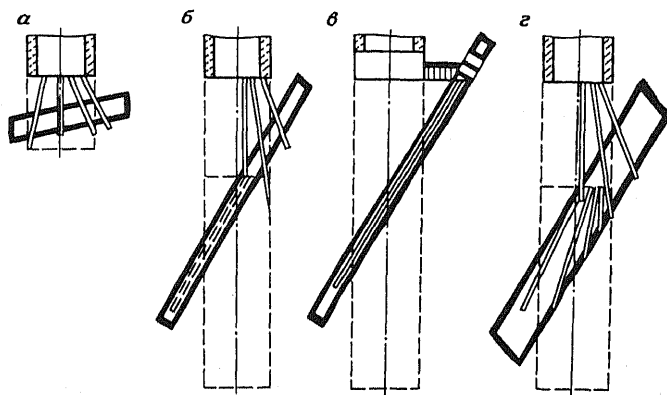


Рис. 9.26. Схемы вскрытия выбросоопасных пластов с использованием дренажных скважин

Скважины располагают рядами. Число скважин в ряду и число рядов назначают в зависимости от радиуса дренирования одной скважины, поперечного сечения ствола и площади, подлежащей дренированию. Точки выхода из пласта скважин первого ряда расположены со стороны восстания пласта на расстоянии 3 м от проекции контура ствола в проходке, а точки выхода из пласта скважин последнего ряда — со стороны падения пласта по линии, проходящей через проекцию контура ствола в проходке.

К вскрытию пласта приступают после прекращения газовыделения из скважин или при его снижении до стабильного минимума. Дебит газа измеряют газосчетчиком или ротаметрами, которые подключают к скважине.

При вскрытии тонких крутых пластов с углом падения до 55° через породную пробку бурят одну серию дренажных скважин, которая служит для обнажения и пересечения пласта. С увеличением угла падения применение одной серии дренажных скважин означало бы существенное увеличение их длины по породе. Поэтому для сокращения объема буровых работ вскрывать тонкие пласты с углом падения свыше 60° наиболее целесообразно лишь частью сечения ствола под защитой одной или двух серий дренажных скважин диаметром 70–100 мм, пробуренных через пробку. Пересечение пласта в этом случае выполняют под защитой дренажных скважин диаметром 150 мм и более, пробуренных из забоя ствола (рис. 9.26, б).

В отдельных случаях может быть применен вариант вскрытия пласта с использованием дополнительной горизонтальной вскрывающей выработки и дренажных скважин, пробуренных по пласту угля из этой выработки (рис. 9.26, в). Горизонтальную вскрывающую выработку проходят из забоя ствола, остановленного на расстоянии 2 м от пласта по нормали. Вскрытие пласта дополнительной выработкой выполняют с соблюдением всех мер безопасности.

Вскрытие мощных крутых пластов (их обнажение и пересечение) проводят под защитой двух серий дренажных скважин и более (рис. 9.26, *г*). Скважины первой серии, используемые для обнажения пласта, располагают по такой же схеме, как при вскрытии тонких пластов, однако параметры скважин определяют для глубины, соответствующей полному обнажению пласта забоем ствола.

Для вскрытия мощных пологих пластов применяют те же схемы, что и для тонких крутых. Разница состоит лишь в том, что для безопасного пересечения пласта скважины по нему бурят в несколько рядов, число которых зависит от его мощности.

Если при строительстве или углублении ствола он проходит вблизи действующих горных выработок, дегазационные скважины целесообразно бурить непосредственно из них (рис. 9.27), тогда заблаговременное проведение противовыбросных мероприятий позволит осуществить проходку ствола без остановок.

Дегазация и разгрузка пласта скважинами большого диаметра (200–300 мм) являются одним из наиболее эффективных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа. При бурении скважин происходит значительное снижение напряжений в массиве угля впереди забоя выработки, дренирование газа через скважины и снижение его давления. Степень эффективности опережающих скважин зависит от их числа и времени воздействия на пласт.

Увлажнение угольного массива является одним из самых распространенных способов борьбы с внезапными выбросами угля и газа. Способ основан на том, что при проникновении воды в уголь его пластичность увеличивается, упругая потенциальная энергия снижается, остаточные деформации возрастают. В связи с этим при повышении нагрузки на увлажненный участок пласта деформации массива в сторону выработки протекают плавно, т.е. в значительной степени снижается вероятность

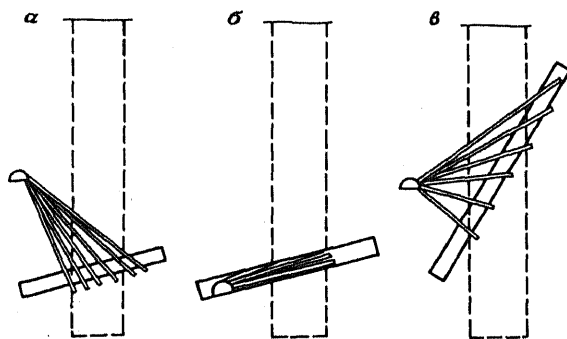


Рис. 9.27. Основные схемы расположения дегазационных скважин при бурении их из выработок шахты для дегазации пласта, вскрываемого вертикальным стволом: *а* — при вскрытии пологого пласта и расположении выработки в породах; *б* — то же, но при расположении выработки в пласте; *в* — при вскрытии крутого пласта и расположении выработки в породах

развития первой фазы внезапного выброса — быстрого хрупкого разрушения угля. Снижается также роль газового фактора в реализации внезапных выбросов.

Обширный опыт вскрытия пластов с применением увлажнения показал, что интенсивность газовыделения не увеличивается, как предполагали ранее, а в некоторых случаях даже уменьшается.

В настоящее время принят следующий порядок увлажнения пластов при их вскрытии. Бурят одну или несколько скважин диаметром 50—100 мм (в зависимости от сечения ствола), их устье герметизируют и в определенном режиме в пласт нагнетают воду. При использовании нескольких скважин воду подают одновременно во все скважины.

Для предотвращения внезапных выбросов пласт нужно увлажнить не только в пределах контура вскрываемой выработки, но и в некоторой области вне его пределов. Ширина защитной (обработанной водой) зоны зависит от величины зоны влияния выработки на прилегающий массив. Имеющиеся данные показывают, что ширину зоны влияния в радиальном направлении от борта ствола можно принимать равной диаметру ствола.

Для равномерного увлажнения угольного массива в зоне вскрытия тонкого пологого пласта бурят, как правило, четыре скважины по контуру поперечного сечения ствола и одну дополнительную, в сторону восстания пласта. При наклонном и крутом залегании пласта число скважин в сторону восстания увеличивают.

Величина породной пробки при нагнетании воды должна быть не менее диаметра ствола, считая по ближайшему к пласту борту ствола параллельно его оси.

Для увлажнения угольного массива применяют специальное оборудование, которое позволяет нагнетать воду в пласт в различных горно-геологических условиях (высоконапорные переносные или передвижные насосные установки с электрическими и пневматическими приводами, гидрозатворы, водопроводная арматура и измерительные приборы).

Выбранная насосная установка в зависимости от массы и размеров, а также от глубины ствола может быть расположена на проходческом полке, на поверхности у ствола или в забое. Для подачи воды от насосной установки к скважинам применяют высоконапорный трубопровод с быстроразъемными соединениями.

При вскрытии выбросоопасных пластов вертикальными стволами можно рекомендовать применение *камуфлетного взрывания* в сочетании с нагнетанием воды при вскрытии пологих и наклонных пластов. При вскрытии мощных пологих пластов камуфлетное взрывание может быть применено в качестве самостоятельного способа предупреждения выбросов угля и газа, так как в этом случае можно взрывать заряды повышенной мощности, т.е. по сути дела применять торпедирование угольного массива.

В местах, прилегающих к контуру выработки, осуществляют укрепление массива. Оно предотвращает не только высыпание (обрушение) угля, но и любое разрушение, являющееся началом развития выброса. Применяют несколько способов, одни из которых выполняют функцию

чисто механического укрепления массива (анкерная и каркасная крепи), другие помимо укрепления снижают способность угольного пласта отдавать газ (замораживание и химические способы укрепления), имеют целью уменьшить размеры обнаженной части пласта (передовая и шпунтовая крепь) или затормозить процесс разрушения угольного массива в начальный период развития выброса (способ вскрытия пластов с применением охлаждения угольного массива).

Широкое применение в практике шахтного строительства получила *каркасная крепь*. Сущность каркасного крепления состоит в том, что при подходе к выбросоопасному пологому пласту стены ствола расширяют, т.е. устраивают кольцевую нишу, из которой по ее периметру бурят скважины диаметром 100—150 мм на расстоянии друг от друга 0,2—0,4 м через весь выбросоопасный пласт и с выходом их в породы на глубину не менее чем 0,3—0,5 м. Скважины армируют металлическими трубами и заполняют цементным раствором. Под защитой этих труб осуществляют пересечение опасного пласта.

При вскрытии тонких пологих пластов за один прием концы каркасных стержней заделывают в бетонную крепь ствола, а их другие концы опирают на породы почвы пласта.

При пересечении мощных пластов стержни каркаса одним концом заделывают в крепь ствола, а другим опирают на угольный массив.

При вскрытии наклонных и крутых угольных пластов их обнажение происходит под защитой нескольких ярусов каркасной крепи.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Охарактеризуйте работы подготовительного периода строительства горно-добывающих предприятий.
2. Раскройте сущность работ по сооружению устья ствола и технологического отхода.
3. Назовите достоинства и недостатки последовательной, параллельной и совмещенной технологических схем проходки шахтных стволов.
4. Дайте определения коэффициентов использования шпуров (КИШ) и излишка сечения (КИС).
5. Назовите основные виды не предохранительных и предохранительных взрывчатых веществ (ВВ), применяемых для разрушения пород.
6. Проанализируйте схемы расположения врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров при проходке шахтных стволов.
7. Раскройте сущность основных технологических процессов при строительстве стволов.
8. Дайте характеристику вспомогательных технологических процессов при проходке стволов.
9. Какие перспективы имеет строительство ствола с применением комплексов?
10. Раскройте сущность строительства выработок, сопрягающихся со стволом.
11. Дайте характеристику жестких и гибких типов армировки стволов.
12. Сопоставьте основные технологические схемы углубки шахтных стволов.
13. Какие существуют особенности ведения технологических процессов при углубке стволов?
14. Дайте характеристику одноступенчатой, многоступенчатой, зональной и локальной схемам замораживания пород при строительстве стволов в сложных горно-геологических условиях.
15. Приведите расчет параметров процесса замораживания пород.
16. В чем заключается особенность различных схем тампонирувания пород?
17. Охарактеризуйте сущность способа водопонижения.

Качественное производство буровзрывных работ (БВР) во многом определяет эффективность и экономичность строительства горных выработок. Правильное определение и рациональный выбор элементов буровзрывного комплекса должны обеспечить: разрушение породы в объеме проектного сечения без «недоборов» и без «переборов» на максимально возможную глубину шпуров; равномерное дробление породы до определенной фракции, при которой достижима максимальная производительность погрузки разрушенной массы; минимальный разброс взорванной породы по выработке, уменьшающий трудоемкие работы по подгребанию породы; кучное расположение взорванной породы у забоя; максимальную механизацию всех работ.

Эффективность буровзрывных работ зависит от многих факторов: физико-механических свойств пород (таких как прочность, трещиноватость, напластование пород); типа и расхода ВВ, диаметра и глубины шпуров; конструкции заряда и способа его инициирования; схемы расположения шпуров и очередности взрывания зарядов; типа бурового оборудования; организации работ и т.п. Степень влияния указанных факторов на эффективность буровзрывных работ различна и будет рассмотрена далее.

Буровзрывной комплекс включает работы по бурению и заряданию шпуров, а также взрыванию зарядов.

10.1. ПАРАМЕТРЫ БУРОВЗРЫВНОГО КОМПЛЕКСА

Выбор взрывчатых веществ (ВВ) и средств взрывания (СВ). Выбор ВВ и СВ производят с учетом газового режима, прочности и водообильности пород.

Для разрушения породы с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова $f \leq 12$ применяют низкобризантные ВВ с плотностью 1000–1100 кг/м³ и скоростью детонации менее 4 км/с; для весьма крепких пород ($f > 12$) — высокобризантные с характеристиками соответственно 1400 кг/м³ и 6–6,5 км/с.

В горных выработках, не опасных по пыли и газу, применяют не-предохранительные ВВ II класса: в крепких и средней крепости породах — аммонит скальный № 1, аммонит скальный № 3, детонит М; в слабых породах — аммонит 6 ЖВ.

В горных выработках, опасных по пыли или газу, применяют предохранительные ВВ: III класса — аммонит АП-5ЖВ — в забоях по породе; IV класса — аммонит Т-19 и аммонит ПЖВ-20 — в забоях по углю и (или) породе.

В горных выработках, особо опасных по газу или пыли, и при проведении специальных работ применяют ВВ повышенной предохранительности V—VII классов, например, угленит Э-6, угленит 5, а также высокопредохранительные ВВ — патроны СП-1.

В последнее время при строительстве горных выработок в крепких породах широкое применение получили гранулированные ВВ (граммонит 79/21, гранулит АС-4 и др.). Гранулированные ВВ, уступая патронированным по работоспособности, обеспечивают возможность механизации и высокую плотность заряжания, пониженную чувствительность к механическим воздействиям и невысокую стоимость.

Взрывание зарядов ВВ может быть электрическое, огневое, электроогневое, беспламенное с помощью детонирующего шнура.

В производственной практике наибольшее распространение получило электрическое взрывание с помощью электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. Электродетонаторы замедленного действия (ЭЗД) применяют в горных выработках, не опасных по пыли и газу.

Расход ВВ. Общий расход ВВ $Q_{\text{ВВ}}$, кг, определяют исходя из объема породы, подлежащего разрушению, и удельного расхода ВВ:

$$Q_{\text{ВВ}} = S_{\text{вч}} l_{\text{ш}} q,$$

где $S_{\text{вч}}$ — площадь поперечного сечения горных выработок в черне, м^2 ; $l_{\text{ш}}$ — глубина шпуров, м; q — удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Удельный расход ВВ зависит от многих факторов: физико-механических свойств пород, прежде всего их крепости, напластования и трещиноватости; типа ВВ, характеризующегося работоспособностью, бризантностью и теплотой взрыва; диаметра патрона, плотности заряжания и других факторов.

Разнообразие указанных факторов в настоящее время исключает возможность теоретического определения удельного расхода ВВ. В этой связи удельный расход ВВ определяют исходя из обобщения практического опыта по эмпирическим формулам. Наиболее широкое применение получила формула

$$q = q_{\text{н}} f_0 j e K_{\text{дп}},$$

где $q_{\text{н}}$ — удельный расход ВВ при стандартных условиях: дробление породы взрывом при наличии неограниченной поверхности, глубине одиночного шпура $l_{\text{ш}} = 1$ м и отношении радиуса воронки одиночного взрыва r к $l_{\text{ш}}$, равном 1 (r определяют по таблицам); f_0 — коэффициент

структуры породы (для вязких, упругих и пористых пород $f_0 = 2$, для пород с неправильным залеганием $f_0 = 1,4$, для пород со сланцевым залеганием $f_0 = 1,3$); j — коэффициент зажима породы, равный $6,5/\sqrt{S_{вч}}$; e — коэффициент работоспособности ВВ; $K_{дп}$ — коэффициент, учитывающий диаметр патрона (для патронов диаметром 25, 30 и 40 мм $K_{дп}$ равен соответственно 1,1; 1,0 и 0,95).

Удельный расход ВВ

$$q_{н} = (2,2 + 0,5 f_0) e K_{дп} / \sqrt{S_{вч}},$$

где $e = 450/E$, $K_{дп} = 36/d_{п}$; E — работоспособность ВВ, кДж/кг; $d_{п}$ — диаметр патрона ВВ, мм.

Полученные расчетные значения удельного расхода ВВ следует рассматривать как ориентировочные, которые необходимо в каждом случае уточнять серией опытных взрывов в конкретных условиях.

Расход ВВ уменьшается при увеличении площади поперечного сечения горной выработки, применении взрывчатого вещества с большой работоспособностью в патронах диаметром 40 мм и при повышении плотности заряжания. Очевидно, что расход ВВ увеличивается с повышением прочности пород.

Конструкция и масса заряда. Конструкция заряда определяется расположением патронов ВВ в шпуре, местом нахождения инициатора в заряде (боевого патрона), длиной и типом забойки.

При строительстве горных выработок применяют в основном колонковую (удлиненную) конструкцию заряда, при которой длина заряда значительно превышает его диаметр, а патроны ВВ располагаются один за другим вплотную друг к другу. В выработках, не опасных по газу и пыли, применяют сплошную — колонковую конструкцию, при которой во время заряжания шпура на патроне ВВ делают продольный разрез. Такой надрезанный патрон помещают в шпур и придавливают (уплотняют) деревянным забойником. Патрон ВВ раздавливается, и ВВ заполняет весь объем шпура. Отсутствие воздушного зазора между патронами ВВ и стенками шпура повышает эффективность взрыва.

Боевой патрон (патрон ВВ с электродетонатором) располагают первым от устья шпура (прямое инициирование) или первым от забоя шпура (обратное инициирование). При прямом инициировании воздействие взрыва на массив породы и раскрытие трещин происходит в направлении к свободной поверхности. Потери энергии и прорыв продуктов детонации через трещины в атмосферу снижают коэффициент использования энергии взрыва, порода в донной части шпура недостаточно разрушается, остаются «стаканы».

При обратном инициировании детонация распространяется от забоя шпура. В этом случае увеличивается время воздействия газов взрыва на породу, возрастает количество энергии, затраченной на разрушение породы, повышается полнота детонации. По данным Э.О. Миндели, применение обратного инициирования повышает коэффициент использования шпура на 8—10% и уменьшает разброс породы на 10—18%, что способствует равномерности дробления породы.

В горных выработках, опасных по газу и пыли, обратное инициирование сопряжено с риском, потому что в этом случае продукты взрыва заряда ВВ, выбрасываемые в атмосферу выработки, имеют более высокую температуру, чем при прямом инициировании, и могут вызвать воспламенение газа.

Эффективность взрыва повышается при применении встречного инициирования, при котором один заряд инициируют с устья, а другой — с забоя шпура.

При всех способах инициирования электродетонатор в боевом патроне должен быть расположен так, чтобы кумулятивная выемка в дне электродетонатора была направлена в сторону заряда.

Пространство между зарядом и устьем шпура заполняют инертным материалом — производят забойку шпура.

Забойка герметизирует шпур на период взрыва, увеличивает время воздействия продуктов взрыва на породу и способствует наиболее полному использованию энергии взрыва.

Длина забойки в шпуре нормирована коэффициентом заполнения шпура $K_{зш}$:

$$K_{зш} = l_3 / l_{ш},$$

где l_3 — длина заряда шпура; $l_{ш}$ — глубина шпура.

Значения $K_{зш}$ (для горизонтальных выработок) приведены ниже:

Диаметр патрона ВВ d_n , мм	25; 28	32; 36	40
Коэффициент заполнения шпура $K_{зш}$ для пород с коэффициентом крепости:			
$f = 3 \div 9$	0,35–0,7	0,3–0,6	0,3–0,5
$f = 10 \div 20$	0,75–0,85	0,6–0,85	0,5–0,75

Среднюю массу заряда в шпуре определяют, исходя из общего расхода ВВ и числа шпуров. Масса заряда врубовых шпуров на 20–25% больше, а отбойных и оконтуривающих шпуров — на 10–15% меньше средней величины заряда. Кроме того, коэффициент заполнения врубовых шпуров принимают на 10–20% больше, чем в отбойных и оконтуривающих шпурах.

Диаметр и число шпуров. Диаметр шпуров определяют, исходя из диаметра патронов ВВ.

Рост диаметра шпуров приводит к увеличению концентрации энергии взрыва и скорости детонации, что повышает эффективность взрывных работ; уменьшению числа шпуров и расхода ВВ, а также повышению коэффициента использования шпура, вследствие увеличения концентрации энергии взрыва и более полного ее использования для разрушения породы.

Вместе с тем увеличение диаметра шпуров является причиной ухудшения оконтуривания горной выработки, излишнего разрушения породы за проектным контуром, а также отрицательно сказывается на темпах буровых работ — снижается скорость бурения шпуров.

Согласно СНиП диаметр шпура должен быть больше диаметра патрона ВВ: на 5–6 мм при электрическом, огневом и электроогневом способах взрывания и расположении патрона-боевика первым от устья шпура; на 7–8 мм при огневом взрывании и расположении патрона-боевика не первым от устья.

На основании обобщения производственного опыта можно сделать следующие выводы: при проведении горных выработок с площадью поперечного сечения более 6 м² следует применять ВВ в патронах диаметром 36–40 мм. В выработках, не опасных по газу и пыли, целесообразно применять зарядание шпуров с разрезанием патронов.

В выработках площадью поперечного сечения менее 6 м² следует применять ВВ в патронах диаметром 32–36 мм.

Число шпуров, так же как и их диаметр, оказывает влияние на трудоемкость буровзрывных работ, качество дробления породы, точность оконтуривания поперечного сечения горной выработки, коэффициент использования шпуров и другие показатели взрыва.

При увеличении числа шпуров по сравнению с оптимальным количеством повышаются затраты времени на их зарядание, возрастает доля мелкой фракции во взорванной породе. При недостаточном числе шпуров ухудшается оконтуривание поперечного сечения горной выработки, увеличивается доля крупной фракции породы, что снижает производительность погрузки.

Число шпуров $n_{ш}$ определяют, исходя из схемы размещения всего расходуемого количества ВВ на заходку:

$$n_{ш} = \frac{1,27 q S_{вч}}{d_{п}^2 K_{зш} \Delta \rho_{зш}},$$

где Δ — плотность ВВ, кг/м³; $\rho_{зш}$ — плотность зарядания шпура, кг/м³.

Глубина шпуров является одним из основных параметров буровзрывного комплекса, который в конечном итоге определяет продолжительность проходческого цикла, трудоемкость, скорость и стоимость строительства горной выработки.

Основополагающими показателями, определяющими оптимальную глубину шпуров, являются минимальные затраты средств, труда и времени, отнесенные на 1 м.

При определении глубины шпуров необходимо учитывать геологические, технические и организационные факторы. К геологическим факторам относят крепость, трещиноватость и напластование пород, приток воды и газовый режим, технические факторы — технологическая схема проходки, поперечное сечение подземного сооружения, тип бурильных и погрузочных машин, качество ВВ и другие факторы, организационные — продолжительность цикла и связанная с этим скорость строительства подземного сооружения.

При *малой* (1–1,5 м) глубине шпуров увеличивается отнесенное к 1 м подвигания забоя время вспомогательных работ (проветривание, подготовительно-заключительные операции при бурении шпуров и погрузке породы, зарядание и взрывание ВВ и т.п.).

При большой (3,5–4 м) глубине шпуров снижается скорость бурения шпуров, ухудшается качество дробления породы и эффективность использования шпуров и в конечном итоге увеличивается относительная продолжительность проведения 1 м горной выработки.

Глубину шпуров определяют, исходя из заданной технической скорости проходки, количества и производительности горнопроходческого оборудования, или по нормам выработки.

Зная заданную скорость проходки, можно рассчитать глубину шпура:

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

где v — заданная скорость проходки, м/мес; $t_{ц}$ — продолжительность цикла, ч; n_c — число рабочих суток в месяце; n_q — число рабочих часов в сутки; η — коэффициент использования шпура (КИШ).

При определении глубины шпуров с учетом трудоемкости горнопроходческого цикла необходимо использовать положения, предложенные Н.М.Покровским.

Продолжительность цикла $t_{ц}$ складывается из времени выполнения отдельных процессов и операций: разметки шпуров, подготовительных и заключительных работ при бурении шпуров $t_{пзб}$; непосредственно бурения шпуров $t_б$; заряжания и взрывания зарядов $t_з'$; проветривания $t_в$; подготовительно-заключительных работ при погрузке породы $t_{пзп}$; погрузки породы $t_п$; возведении постоянной крепи $t_к$; возведении временной крепи, настилки рельсового пути, монтажа трубопроводов и других вспомогательных работ $t_{вс}$:

$$t_{ц} = t_{пзб} + t_б + t_з' + t_в + t_{пзп} + t_п + t_к + t_{вс}.$$

Время выполнения отдельных процессов и операций:

- бурение шпуров $t_б = n_{ш} l_{ш} / Q_б$,
- заряжание и взрывание $t_з' = n_{ш} t_{зш} / (\varphi_{зш} n_{зш})$,
- погрузка породы $t_п = S_{вч} \mu \eta l_{ш} K_p / Q_п$,
- возведение постоянной крепи $t_к = \frac{l_{ш} \eta \varphi_k N_{tk}}{l_k n_k}$.

Подставив $t_б$, $t_з'$, $t_п$ и $t_к$ в формулу для расчета $t_{ц}$ и обозначив

$\sum t_{во} = t_{пзп} + t_{вс} + t_{пзб}$, после преобразований получим:

$$l_{ш} = \frac{t_{ц} - \left(\frac{n_{ш} t_{зш}}{\varphi_з n_{зш}} + t_в + \sum t_{во} \right)}{\frac{n_{ш}}{Q_б} + \frac{S_{вч} \mu \eta K_p}{Q_п} + \frac{\varphi_k \eta N_{tk}}{l_k n_k}},$$

где $n_{ш}$ — число шпуров; $t_{зш}$ — время заряжания одного шпура, равное 0,06–0,1 ч; $n_{зш}$ — число проходчиков, занятых на заряжании шпуров,

обычно 3–5 чел.; t_b — время проветривания, $t_b \leq 0,5$ ч; $\varphi_{зш}$ — коэффициент, учитывающий одновременность работы нескольких рабочих на заряджании шпуров, равный 0,7–0,8; Q_b — производительность бурения, м/ч; $S_{вч}$ — площадь поперечного сечения выработки вчерне, м²; μ — коэффициент излишка сечения (КИС); η — коэффициент использования шпура (КИШ); Q_n — производительность погрузки, м³/ч; K_p — коэффициент разрыхления породы; l_k — расстояние между рамами крепи, равное 0,5–1 м; n_k — число проходчиков, занятых на возведении крепи; $N_{лк}$ — норма времени на возведение одной рамы крепи, ч; φ_k — коэффициент, учитывающий совмещение работ по возведению крепи с бурением шпуров и погрузкой породы, равный 0,6–1; $\Sigma t_{во}$ — время выполнения подготовительно-заключительных работ при бурении шпуров и при погрузке породы, а также проведения других вспомогательных работ, равное 1–1,5 ч.

Если работы по креплению совмещают с другими работами или когда строительство горной выработки осуществляют без возведения крепи, то $t_k=0$.

При бурении ручными перфораторами глубину шпуров принимают равной 2–2,5 м. При бурении бурильными установками глубина шпуров ограничивается техническими возможностями установки по паспорту и, как правило, соответствует 2,2–3 м.

Схема расположения шпуров зависит от крепости, трещиноватости и напластования породы, размеров поперечного сечения горной выработки, глубины и числа шпуров, конструкции заряда шпура и типа ВВ. При расположении шпуров учитывают удобство размещения бурового оборудования.

Комплект располагаемых в забое выработки шпуров разделяется на *врубовые 1, отбойные (вспомогательные) 2 и оконтуривающие (периферийные) 3* (рис. 10.1).

Врубовые шпуры обычно располагают в центральной части забоя. Они предназначены для создания второй обнаженной поверхности, наличие которой повышает эффективность взрыва заряда отбойных шпуров. Глубину врубовых шпуров принимают на 25–35 см больше, чем отбойных шпуров, а массу заряда увеличивают на 15–20%.

Отбойные (вспомогательные) шпуры располагают между врубовыми и оконтуривающими шпурами, они предназначены для разрушения основной массы в забое. Их бурят, как правило, под прямым углом к плоскости забоя (реже с наклоном под углом 75–85°) и взрывают после врубовых, т.е. работают они при

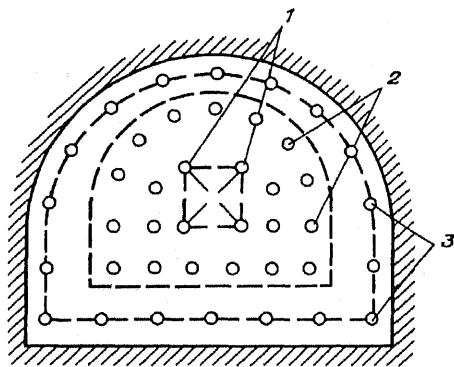


Рис. 10.1. Схема расположения шпуров в забое

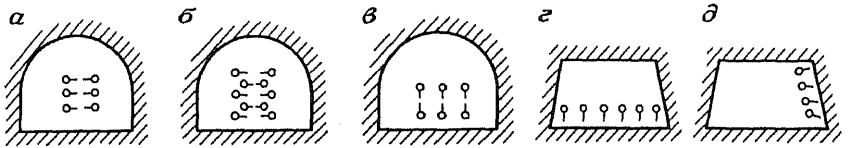


Рис. 10.2. Схемы врубов с наклонными шуруми:

а — вертикальный клиновой однорядный; *б* — вертикальный клиновой двухрядный; *в* — горизонтальный клиновой; *г* — нижний; *д* — боковой

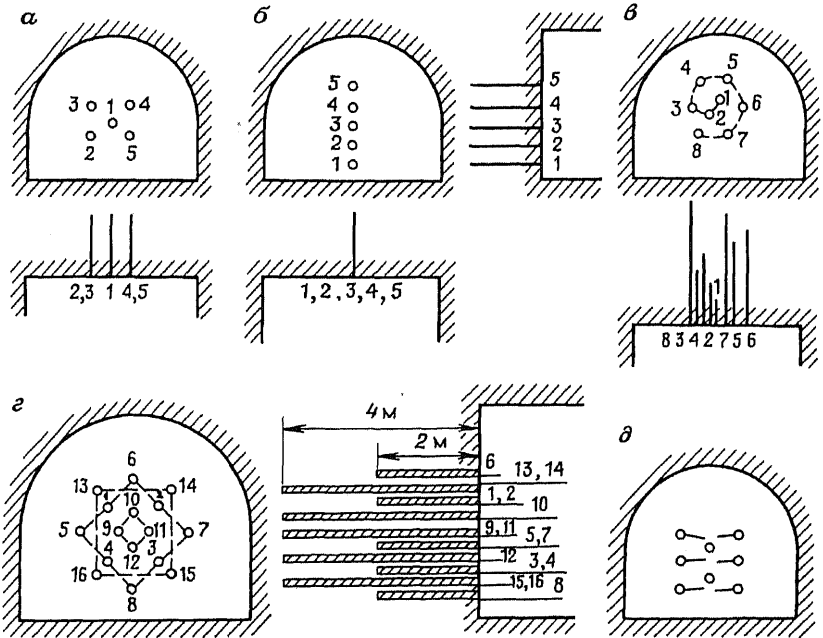


Рис. 10.3. Схема врубов с перпендикулярными шуруми:

а — призматический; *б* — щелевой; *в* — спиральный; *г* — ярусный; *д* — комбинированный; 1–16 — номера шурупов

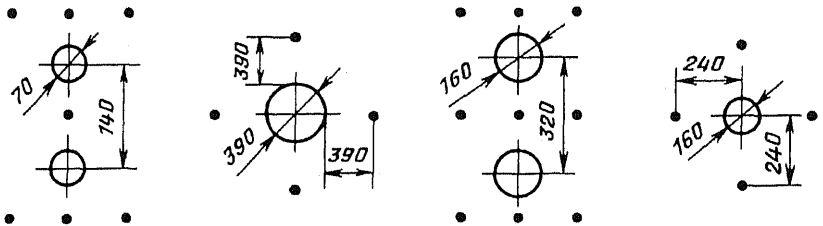


Рис. 10.4. Схема врубов с компенсационными скажинами

двух обнаженных поверхностях. В зависимости от площади забоя отбойные шпуров закладывают в один, два или три ряда.

Оконтуривающие (периферийные) шпуров служат для разрушения породы по контуру горной выработки. В выработках малого сечения, где отсутствуют отбойные шпуров, оконтуривающие шпуров разрушают основную массу породы в забое. Оконтуривающие шпуров располагают равномерно по периметру горной выработки на расстоянии 15–20 см от проектного сечения. В слабых и средней крепости породах концы шпуров достигают проектного контура выработки. В породах, склонных к обрушению, концы шпуров не доходят до проектного контура, что предотвращает «переборы» породы. В очень крепких породах концы шпуров заходят за проектный контур горной выработки на 5–10 см. Заряды оконтуривающих шпуров взрывают последними.

Схему расположения врубовых шпуров (типа вруба) выбирают с учетом конкретных геологических условий проходки, размеров сечения горной выработки и глубины заходки, используя отечественный и зарубежный опыт.

В производственной практике распространены врубы, в которых шпуров расположены наклонно или перпендикулярно к плоскости забоя.

Врубы с наклонным расположением шпуров применяют в породах любой крепости и чаще всего в крепких породах.

Основным достоинством этих врубов является возможность использования структуры породы — напластования, кливажа, плоскости контакта и т.п. При этих врубах облегчаются условия отрыва породы, так как заряды расположены наклонно к плоскости забоя.

Недостатки врубов с наклонными шпуров: ограниченная глубина наклонных шпуров; увеличение разброса породы по выработке, что осложняет уборку породы и вызывает повреждения крепи; большая трудоемкость забуривания и сложность выдерживания угла наклона шпура (фактический угол наклона шпуров редко соответствует проектному).

Схемы наиболее типичных врубов с наклонным расположением шпуров приведены на рис. 10.2.

Достоинства врубов, образуемых перпендикулярными к плоскости забоя шпуров: облегчаются условия бурения, глубина шпура не зависит от размеров поперечного сечения выработки, уменьшается разброс породы по выработке и вероятность повреждения крепи. Недостаток — более тяжелые условия разрушения породы. На рис. 10.3 приведены схемы врубов с перпендикулярными шпуров.

В зарубежной практике при строительстве горных выработок в крепких и средней крепости породах применяют прямые врубы с одним или двумя незаряженными шпуров диаметром 57–75 мм. Конструкция таких врубов приведена на рис. 10.4.

При строительстве горных выработок глубокими заходками хороших результатов достигают, применяя ярусные (рис. 10.5, а) и ступенчатые (см. рис. 10.5, б) врубы. Комплект шпуров (см. рис. 10.5, б) рас-

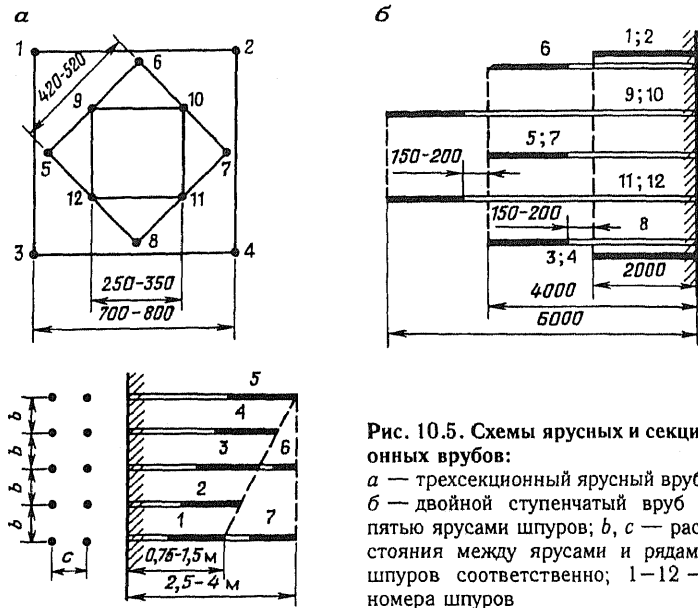


Рис. 10.5. Схемы ярусных и секционных врубов:
 а — трехсекционный ярусный вруб;
 б — двойной ступенчатый вруб с пятью ярусами шпуров; *b*, *c* — расстояния между ярусами и рядами шпуров соответственно; 1-12 — номера шпуров

полагают параллельными рядами, по 3–5 шпуров в каждом ряду. Шпуры в рядах, начиная с первого (нижнего) яруса, через один к последнему (верхнему), бурят на полную глубину и заряжают распределенными (двухступенчатыми) зарядами ВВ. Шпуры остальных ярусов заряжают сплошным колонковым зарядом. Взрывание зарядов производят в один прием по рядам.

В угольной промышленности при проведении штреков по углю с подрыжкой породы взрывание угля и породы производят раздельно. Взрывные работы по углю производят с одной обнаженной поверхностью, а по породе — с двумя. Шпуры в угольной части забоя располагают с клиновым и боковым врубом.

Число шпуров зависит от мощности пласта и ширины забоя. При мощности пласта до 0,7 м шпуры бурят в один ряд, при мощности пласта 0,7–1,5 м — в два ряда, при мощности более 1,5 м — в три ряда.

В боковых породах шпуры закладывают параллельно второй плоскости обнажения, на расстоянии 0,5–0,8 м от нее в зависимости от крепости пород, мощности ВВ и диаметра заряда. Глубина шпуров по породе равна или кратна глубине шпуров по углю.

Контурное взрывание. При строительстве горных выработок буровзрывным способом фактическая площадь поперечного сечения, как правило, превышает проектную, стенки выработки имеют неровные очертания, образуются заколы и трещины в законтурном массиве. Обычно объем вынимаемой породы на 10–20% превышает проектный, что приводит к дополнительным работам при погрузке породы, забучивании

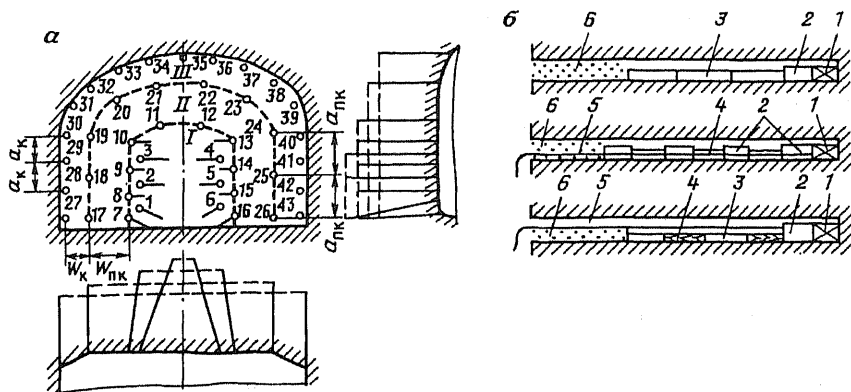


Рис. 10.6. Схема расположения шпуров при контурном взрывании:

a — общая схема; *б* — конструкция заряда; I — ядро; II — предконтурная зона; III — контурная зона; 1 — боевой патрон нормального диаметра; 2 — патрон нормального диаметра; 3 — патрон уменьшенного диаметра; 4 — деревянный вкладыш; 5 — детонирующий шнур; 6 — забойка; 1—43 — номера шпуров

или тампонаже закрепного пространства, а в выработках с бетонной крепью — к увеличению расхода бетона.

Для уменьшения переборов и трещинообразования в массиве применяют контурное взрывание, особенности которого заключаются в уменьшении энергии взрыва и рациональном расположении оконтуривающих шпуров (рис. 10.6). Уменьшения концентрации взрыва на 1 м шпура достигают за счет применения ВВ с высокой работоспособностью (360—450 см³) в патронах малого диаметра (21—24 мм) или использования ВВ малой работоспособности (260—300 см³) в патронах обычного диаметра (32—24 мм), а также комбинацией двух первых способов.

Благодаря увеличенному зазору между диаметром шпура и патроном ВВ снижается плотность заряжания и связанное с этим давление газа на стенки шпура.

При контурном взрывании применяют три типа конструкций заряда — с радиальным, осевым и радиально-осевым зазором.

Заряды с радиальным зазором применяют при использовании ВВ в патронах малого диаметра, с осевым зазором — при использовании ВВ в патронах диаметром 32—36 мм. Заряды с радиально-осевым зазором используют в случаях, когда ВВ имеют большую работоспособность, но малый диаметр патрона.

Расчет параметров буровзрывных работ производят от контура выработки к ядру. Расход ВВ на разрушение 1 м³ породы, взрываваемой зарядами оконтуривающих и предконтурных шпуров, определяют по формуле

$$q_k = 0,15 \sqrt{f} (\sqrt{0,2f + 1/B}) e K_{pвв},$$

где B — длина части периметра выработки (без длины почвы), по которой располагают оконтуривающие шпурь, m ; $e = 525/E$; $K_{рвв}$ — коэффициент повышения расхода ВВ, равный 1 для оконтуривающих шпуров и 1,2 — для предконтурных.

Линии наименьшего сопротивления контурной зоны (л.н.с.) (см. рис. 10.6)

$$W_k = \sqrt{K_{зш} m_3 / (q_k \alpha)}$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами

$$a_k = \sqrt{K_{зш} m_3 \alpha / q_k}$$

где $K_{зш}$ — коэффициент заполнения оконтуривающих шпуров, равный 0,6–0,7; m_3 — масса 1 м заряда оконтуривающего шпура, кг/м,

$$m_3 = \pi d_{п}^2 \Delta / 4 ;$$

α — коэффициент сближения рядов шпуров, равный a_k/W_k .

Для предконтурного сближения ряда шпуров значения $a_{п.к}$ и $W_{п.к}$ определяют так же, как и для контурного ряда. Полученные расчетом значения a_k и W_k округляют до ближайшего числа, кратного 5.

Если ширина предконтурной зоны Π больше $1,5 W_{п.к}$, в ней выделяют второй ряд шпуров.

Для предварительных расчетов при коэффициенте сближения рядов шпуров $\alpha = 0,8$ рекомендуется принимать следующие значения a_k , W_k , $a_{п.к}$, $W_{п.к}$:

Коэффициент крепости пород f	3	4	5	6	8	10
Для оконтуривающих шпуров:						
a_k , см	75	65	60	55	50	45
W_k , см	90	85	75	70	60	55
Для предконтурных шпуров:						
$a_{п.к}$, см	90	80	70	65	60	55
$W_{п.к}$, см	110	100	90	85	75	65

Число шпуров в контурном и предконтурном рядах определяют графически или по общей формуле, приведенной выше.

Расход ВВ $q_я$ и число шпуров $n_{шя}$, расположенных в ядре выработки, рассчитывают по формулам:

$$q_я = 3 q_k l_3 / \sqrt{S_я} ,$$

$$n_{шя} = \frac{1,27 q_я S_я}{\Delta d_{п}^2 K_{зш}} ,$$

где l_3 — длина заходки, м; $S_я$ — площадь поперечного сечения ядра, м²; $K_{зш} = 0,3 \div 0,5$.

Общее число шпуров: $n_{ш} = n_{шк} + n_{шп.к} + n_{шя}$.

Применение контурного взрывания уменьшает глубину трещин в породном массиве в 4–7 раз, перебор породы — примерно в 3 раза и затраты на крепление 1 м горной выработки — в 1,5 раза.

Контурное взрывание можно производить также с предварительным оконтуриванием и уступным забоем.

В первом случае по периметру бурят шпуры и заряжают их через один. Расстояния между шпурами принимают равными 4–6 диаметрам шпура. Оконтуривающие шпуры взрывают в первую очередь. При взрыве оконтуривающих шпуров между шпурами образуется щель. Эта щель является экраном и препятствует прохождению ударной волны, а также напряжений в законтурный массив при взрыве ударов основных шпуров.

Контурное взрывание в уступном забое проводят следующим образом. Забой делят на две части — верхнюю толщиной 50–70 см и основную часть забоя. Разрушение породы в верхней части производят одновременно с разрушением породы в основном забое, но с отставанием на цикл.

Качественные показатели взрыва. Качество взрыва оценивают следующими показателями: коэффициентом использования шпуров, коэффициентом излишка сечения, гранулометрическим составом взорванной породы и разбросом породы по выработке.

Коэффициент использования шпуров (КИШ) η представляет собой безразмерную величину, полученную при делении величины подвигания забоя за взрыв l_0 на среднюю глубину шпуров $l_{ш}$:

$$\eta = l_0 / l_{ш} \leq 1.$$

В производственной практике значения КИШ находятся в пределах $\eta = 0,8 \div 0,95$. В отдельных случаях при проведении выработок по монолитным, хорошо взрываемым слабым и средней крепости породам КИШ приближается к единице ($\eta \rightarrow 1$). В выработках, проводимых по слабым трещиноватым, пластичным и нарушенным породам, а также в выбросоопасных породах значение КИШ может быть больше единицы. При прочих равных условиях, чем больше значения КИШ, тем больше подвигание выработки за цикл и меньше относительные затраты времени на зарядание и взрывание, проветривание, подготовительно-заключительные работы при бурении и погрузке породы. Увеличение КИШ способствует повышению скорости проходки и снижению трудовых затрат.

Величина КИШ зависит от физико-механических свойств пород, глубины шпуров, удельного расхода ВВ, поперечного сечения горной выработки, типа вруба, схемы расположения шпуров, места инициирования, типа и длины забойки и других факторов.

Степень влияния указанных факторов на величину КИШ зависит от конкретных условий строительства горной выработки, а также взаимодействия этих факторов в общем комплексе буровзрывных работ.

В определенных условиях установлено следующее влияние отдельных факторов на величину КИШ:

- с увеличением расхода ВВ q и глубины шпуров $l_{ш}$ при прочих равных условиях (прочности пород, площади поперечного сечения, числа и диа-

метра шпуров и т.д.) значение КИШ сначала возрастает, а затем уменьшается;

- увеличение диаметра патронов ВВ обычно приводит к увеличению значения КИШ на 6–8%, что объясняется концентрацией энергии взрыва в шпуре;
- с увеличением прочности пород значение КИШ уменьшается: при коэффициенте прочности пород $f = 4 \div 6$ $\eta = 0,85 \div 0,95$, при $f \geq 10$ — $\eta = 0,8 \div 0,85$;
- при применении обратного инициирования и водяной забойки значение КИШ увеличивается на 5–10%.

Важное значение имеют схема расположения и глубина врубовых шпуров, обеспечивающие вторую обнаженную поверхность, что повышает значение КИШ.

В общем случае для увеличения величины КИШ следует оптимизировать расход ВВ и глубину шпуров, применять повышенный (40 мм) диаметр патронов ВВ, обратное инициирование шпурового заряда с водяной забойкой, правильно подбирать в соответствии с геологическими условиями тип и глубину вруба, а также схему расположения шпуров. Оптимальное значение указанных параметров подбирают в зависимости от технических и геологических условий строительства горной выработки путем проведения серии опытных взрывов.

Коэффициент излишка сечения (КИС) μ представляет собой отношение фактической площади поперечного сечения подземного сооружения (площади в проходке) $S_{пр}$ к проектной площади поперечного сечения вчерне $S_{вч}$:

$$\mu = S_{пр} / S_{вч}$$

Согласно СНиП увеличение сечения горизонтальных и наклонных горных выработок не должно превышать следующих размеров:

Проектная площадь поперечного сечения выработки вчерне $S_{вч}$, м ²	< 8	8–15	> 15
Допустимое увеличение поперечного сечения выработок (%) при крепости пород:			
$f = 1,5$	5	4	3
$f = 2 \div 8$	10	8	5
$f = 10 \div 20$	12	10	7

Фактическая величина КИС обычно превышает нормативную и достигает $\mu = 1,15 \div 1,2$, то есть переборы породы составляют 15–20% проектного сечения вчерне.

Основные причины перебора породы:

- неправильное расположение оконтуривающих шпуров, которые заходят за проектный контур выработки;
- заложение заряда большой массы в оконтуривающих шпурах;
- расположение пласта нарушенной, неустойчивой породы, которая после взрыва обрушается, в сечении выработки (в этом случае оконтуривающих шпуров).

ривающие шпурь необходимо располагать на расстоянии 0,3—0,5 м от проектного контура).

Основным мероприятием по уменьшению «переборов» является применение контурного взрывания. При обычном взрывании пород для уменьшения «переборов» необходимо правильно располагать оконтуривающие шпурь с уменьшенной величиной заряда.

Разброс взорванной породы по длине выработки оказывает существенное влияние на все виды проходческих работ. Кучный развал породы у забоя повышает производительность погрузки и уменьшает вероятность повреждения крепи и коммуникаций. Уменьшения разброса породы достигают при применении призматических врубов, а в пирамидальных врубах — бурением наклонных шпуров с наклоном к подошве выработки.

10.2. БУРЕНИЕ ШПУРОВ

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

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

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

Пневматические сверла применяют для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по слабым породам ($f \leq 4$).

Ручные перфораторы применяют при бурении шпуров диаметром 40—46 мм и глубиной до 4 м при проведении выработок в крепких и средней крепости породах с $f > 5$.

В качестве бурового инструмента применяют коронки трех типов: долотчатые, крестовые и штыревые.

Долотчатые коронки применяют для бурения любых пород, крестовые — для трещиноватых и штыревые — для крепких пород. Для коронок установлен следующий ряд наружных диаметров: 28, 32, 36, 40, 43, 52, 60, 75 и 85 мм.

Производительность бурения шпуров электросверлами и перфораторами зависит от числа машин, прочности пород и диаметра шпура.

При бурении ручными электросверлами шпуров диаметром 36—42 мм в породах с $f = 2 \div 5$ производительность составляет

$$Q_{63} = 10 n_{6м} K_H \varphi_6 / f,$$

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

$$Q_{6п} = n_{6м} K_H \varphi_6 K_{дш} K_{пф} / (0,15 + a_v f),$$

где Q_{63} , $Q_{6п}$ — производительность бурения — длина шпуров, пробуренных за час общего рабочего времени соответственно электросверлами и перфораторами, м/ч; $n_{6м}$ — число бурильных машин; K_H — коэффициент надежности буровой установки, принимают равным 0,8–0,9; φ_6 — коэффициент, учитывающий одновременность работы бурильных машин, равный 0,8–0,9; $K_{дш}$ — коэффициент, учитывающий диаметр шпура (для шпуров диаметром 32–36 мм $K_{дш} = 1$, для шпуров диаметром 45 мм $K_{дш} = 0,7 \div 0,72$); $K_{пф}$ — коэффициент, учитывающий тип перфоратора (для ПР-30В и ПР-24 $K_{пф} = 1,1$, для остальных перфораторов $K_{пф} = 1$); a_v — коэффициент, учитывающий изменение скорости бурения в различных породах (в породах с $f = 5 \div 10$ $a_v = 0,02$, при $f > 10$ $a_v = 0,03$).

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

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

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

Колонковые электросверла применяются при бурении шпуров диаметром 36–50 мм в породах с $f = 5 \div 10$. Колонковые электросверла устанавливают на распорных колонках типа КЭБ-1, КЭБ-2, КЭБ-3, КЭБ-5, КЭР-2 и др.

Более совершенным является бурение колонковыми электросверлами на манипуляторах, установленных на ковшовых погрузочных машинах.

Колонковые перфораторы более мощные, чем ручные, их применяют для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении горных выработок в крепких и очень крепких породах. По конструкции колонковые перфораторы имеют такое же устройство, как и ручные, но отличаются большими размерами и имеют приливы для крепления и передвижения их в салазках автоподатчика.

Бурение шпуров колонковыми машинами облегчает труд бурильщиков и увеличивает скорость бурения за счет увеличения усилия подачи.

Существенным недостатком колонковых машин является значительная затрата времени на монтаж, демонтаж и перестановку колонок. По этой причине чистое время бурения колонковыми машинами составляет 20–35% общего времени бурения шпуров.

Бурение колонковыми машинами можно производить при отсутствии бурильных установок или при невозможности по разным причинам применить механизированное бурение.

Буровые установки. Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Промышленность выпускает бурильные установки (каретки) вращательного бурения с электросверлами, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения.

В угольной промышленности наибольшее распространение имеют установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок проводят около 50% выработок. Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с $f < 8$, ударно-поворотного действия — в породах с $f = 10 \div 20$, вращательно-ударного действия с машинами БГА-1м — в породах с $f = 10 \div 14$.

Производительность бурения установками зависит от крепости пород и типа оборудования:

$$Q_{бу} = 60 n_{бм} \varphi_{б} K_{ч} v_{мб} / (1 + v_{мб} \sum t),$$

где $Q_{бу}$ — число шпурометров, пробуренных одной установкой за час общего времени бурения, м/ч; $n_{бм}$ — число бурильных машин на установке ($n_{бм}$ равно 1 или 2); $K_{ч} = 0,8 \div 0,9$; $\varphi_{б}$ — коэффициент одновременности в работе машин, равный $0,9-1$; $\sum t$ — продолжительность вспомогательных работ (забуривания, обратного хода, перехода к бурению следующего шпура и т.п.), отнесенная к 1 м шпура, равная $1-14$ мин/м; $v_{мб}$ — механическая (машинная) скорость бурения, м/мин, которую в каждом конкретном случае определяют опытным бурением серии шпуров.

Приведем соотношение пооперационного распределения времени, отнесенное к 1 м шпура. При вращательном бурении доля времени непосредственного бурения составляет 18–48%, вспомогательных работ — 82–52%, при вращательно-ударном бурении — соответственно 31–57 и 69–43%.

Это свидетельствует о значительных резервах в повышении производительности бурения за счет сокращения времени вспомогательных работ. Время механизированного бурения шпуров

$$t_{б} = n_{ш} l_{ш} / Q_{б} + t_{пзб},$$

где $t_{пзб}$ — время подготовительно-заключительных работ, включая разметку шпуров, равное $0,5-0,7$ ч.

Бурильные установки позволяют полностью механизировать и частично автоматизировать работы по бурению шпуров с высокой скоростью. Тяжелый труд бурильщика заменяется управлением механизмами.

Объем механизированного бурения шпуров на шахтах-новостройках непрерывно увеличивается и в последние годы составляет в угольной промышленности 53%, а в горнорудной промышленности при более крепких породах — 40% общего объема бурения шпуров.

Применение механизированного бурения позволяет увеличить скорость проходки на 20–25%, производительность труда — на 20–23% и снизить трудоемкость работ в 2–3 раза. Среднемесячная производи-

тельность бурильных установок составляет 580–700 м³ обуренной породы в массиве.

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

Предельно допустимые значения в и б р а ц и о н н о й скорости в октановых полосах 16–2000 Гц изменяются от 5 до 0,45 см/с. Вибрационная скорость перфораторов ПР-30к превышает нормальное значение в 5 раз, ПР-24ЛУ — в 3 раза. Для уменьшения вибрации до нормативных значений перфораторы оснащают виброгасящими устройствами — сварной рамой с трубками, в которых помещены пружины. Для гашения вибрации применяют рукавицы с полихлорвиниловыми вкладышами.

Шум при работе перфоратора возникает в результате выхлопа отработанного воздуха, вибрации буровых штанг и соударения деталей.

Общий уровень звукового давления не должен превышать 85 дБ и изменяется на среднегеометрических частотах 63–4000 Гц в пределах от 99 до 76 дБ. В выпускаемых ручных перфораторах уровень звукового давления превышает нормативное на 30–35 дБ. Поэтому при работе с перфораторами необходимо применять индивидуальные средства защиты слуха — заглушки из ткани ФП, заглушки Беруши, противошумные каски ВЦНИОТ-2м, антифоны и др. Указанные средства снижают громкость шума от 7 до 25 раз.

При всех способах бурения шпуров образуется пыль, которая вредно влияет на здоровье проходчиков. Основным средством борьбы с пылеобразованием при бурении является промывка шпуров водой.

При бурении перфораторами применяют две схемы подачи промывочной воды:

- центральная — вода подается к задней головке перфоратора и через тонкую водопроводящую трубку, входящую в резинотканевое отверстие хвостовика бура, поступает в забой шпура;
- боковая — вода поступает в канал бура, минуя перфоратор, через муфту, надеваемую на штангу, в теле которой имеется боковое отверстие.

Для повышения пылеподавляющих свойств воды применяют смачиватель ДБ в концентрации 0,05%. Его вводят во внутришахтную водопроводную сеть с помощью дозаторов ДСУ-2 и ДСУ-3 с пропускной способностью 0,5–6 м³/ч, максимальным давлением воды — 1,6 МПа. Вместимость дозатора ДСУ-2 — 11 л, дозатора ДСУ-3 — 30 л. Расход промывочной воды составляет для ручных перфораторов 3 л/мин, для колонковых перфораторов — 5 л/мин, для бурильных машин — 12 л/мин. Бурение с промывкой можно применять при наличии в шахте водопроводной сети.

Вторым способом борьбы с пылью является сухое пылеулавливание.

Существуют три вида пылеулавливания: осевое (центральное) — удаление пыли от забоя шпура производят через штангу и перфоратор посредством эжектора, встроенного в пылеуловитель, или эжекторной

станции; *боковое* — удаление пыли из забоя шпура через канал бура; удаление пыли *от устья шпура*.

Сухое пылеулавливание применяют в следующих случаях:

- в удаленных горных выработках, где отсутствует водопроводная сеть, а также когда краткое время бурения не оправдывает затрат на сооружение водопровода;
- в горных выработках, где бурение с промывкой воды не может быть применено (ограниченные водные ресурсы, в горных выработках с постоянными отрицательными температурами, в случае вспучивания пород при их насыщении водой, на горных предприятиях, где недопустимо повышение влажности воздуха, и т.п.).

10.3. ЗАРЯЖАНИЕ И ВЗРЫВАНИЕ ШПУРОВ

З а р я ж а н и е ш п у р о в производят после окончания бурения всех шпуров. В конце бурения шпуров мастер-взрывник или горный мастер проверяют соответствие глубины расположения шпуров паспорту буровзрывных работ. Шпуры, которые не соответствуют паспорту, перебуривают, а шпуры, имеющие глубину меньше паспортной, добуривают. После проверки качества бурения шпуров и очистки их от буровой мелочи из забоя убирают буровое оборудование, инструмент и шланги. Запрещается зарядка шпуров, если ближе 20 м от забоя находится оборудование и неубранная порода, загромождающая выработку больше чем на одну треть ее высоты.

До начала зарядки шпуров в забой доставляют в необходимом количестве ВВ и СВ, материал забойки, инертную пыль и смачиватели. При необходимости наращивания става труб вентиляции обесточивают электрический кабель и проверяют надежность расклинивания рам крепи.

В зарядке шпуров взрывнику помогают проходчики, имеющие Единую книжку взрывника.

После помещения заряда в шпур оставшуюся свободную часть шпура заполняют инертным материалом — производят з а б о й к у ш п у р а.

В качестве материала для забойки применяют песчано-глинистые (в соотношении 3 : 1) пыжи, водяные ампулы и мокрый песок. Пыжи изготовляют заранее и доставляют в забой в количестве, достаточном для заполнения всех шпуров.

Изготовление пыжей целесообразно производить в ручных или механических пыжеделках производительностью 1—1,2 м/мин.

Забойку влажным песком производят специальной пневмозабоечной машиной, которая сокращает этот процесс в 1,5—2 раза по сравнению с ручной.

Применение внутренней водяной забойки или жидких смесей воды с другими инертными материалами, так называемой «гидрозабойки», является одним из действенных способов обеспечения безопасности взрыв-

ных работ в шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли. Кроме того, использование гидрозабойки позволяет в определенной мере повысить эффективность взрывания.

Наиболее распространенной гидрозабойкой является пластиковая ампула с самозапирающимся клапаном, которая заполняется водой. Наружный диаметр ампул с водой при бурении шпуров коронками диаметром 42—43 мм составляет 37—38 мм. Толщина оболочек ампул из полиэтилена колеблется в пределах 0,8—0,2 мм. Длина ампулы — 300—400 мм.

При применении гидрозабойки вслед за последней ампулой необходимо в шпур послать песчано-глинистый пыж длиной не менее 15 см, который выполняет в момент взрыва функцию запирающей забойки.

После забойки шпуров и удаления в безопасное место рабочих, участвовавших в зарядании, взрывник приступает к монтажу взрывной сети, который заключается в соединении детонаторных, соединительных и магистральных проводов, и производит взрывание зарядов шпуров.

10.4. ПРОВЕТРИВАНИЕ ВЫРАБОТОК

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

Проветривание выработок осуществляют с помощью вентиляторов местного проветривания и за счет общешахтной депрессии.

Проветривание за счет общешахтной депрессии применяют редко, в тех случаях, когда проводят две параллельные выработки, которые сбивают между собой через промежутки не более 30 м.

Наибольшее распространение имеет проветривание выработок вентиляторами местного проветривания (ВМП) в сочетании с вентиляционными трубами.

Различают четыре схемы проветривания выработок: за счет общешахтной депрессии (рис. 10.7, *а*), нагнетательную (см. рис. 10.7, *б*), всасывающую (см. рис. 10.7, *в*) и комбинированную (см. рис. 10.7, *г*).

Наибольшее распространение имеет нагнетательная схема, при которой свежий воздух вентилятором по трубам нагнетается в забой выработки. Происходит интенсивное перемешивание свежего воздуха с воздухом, находящимся в призабойной части выработки, и эта смесь по выработке перемещается в исходящую струю. Дальность действия струи воздуха зависит от поперечного сечения выработки и скорости исходящей из труб струи воздуха. Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя в газовых шахтах не должно превышать 8 м, а в негазовых — 12 м. При нагнетательной схеме происходит энергичное вымывание газов из забойного пространства и имеется возможность применения гибких труб. Недостаток схемы заключается в том, что загазованный воздух из забойного пространства перемещается по всей длине выработки.

При всасывающей схеме проветривания загазованный воздух из забойного пространства вентилятором засасывается в став труб и перемещается в выработку со свежей струей. Недостаток схемы — малая эффективность проветривания, так как воздушная среда, находящаяся от конца трубопровода на расстоянии более 1,5 м, практически не засасывается в трубопровод. Кроме того, при всасывающей схеме возможно применение только металлических труб.

При комбинированной схеме проветривания устанавливают два вентилятора: один — всасывающего действия с трубопроводом на всю длину выработки, а другой — нагнетательного действия с коротким (25–30 м) трубопроводом, который нагнетает свежий воздух в призабойное пространство.

Комбинированная схема сочетает достоинства нагнетательной и всасывающей схем (быстрое проветривание призабойного пространства, продукты взрыва не загазовывают выработку). Недостаток — наличие двух вентиляторов, дополнительные работы по периодическому переносу нагнетательного вентилятора и вентиляционной двери.

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

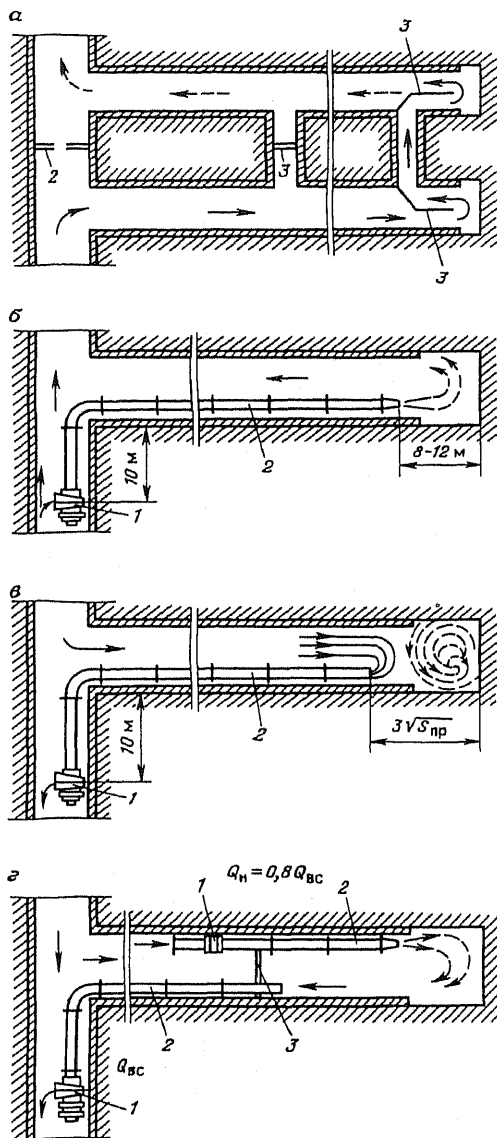


Рис. 10.7. Схемы проветривания тупиковых выработок:

1 — вентилятор; 2 — трубопровод; 3 — перемычка; $S_{пр}$ — площадь поперечного сечения выработки в проходке; Q_n , $Q_{вс}$ — производительность соответственно нагнетательного и всасывающего вентиляторов

Осевые вентиляторы обеспечивают подачу от 1 до 11 м³/с и давление от 30 до 360 Па, центробежные — соответственно от 1 до 23 м³/с и 1000–9700 Па.

Вентиляторы ВМП и ВКМ с пневматическим двигателем применяют для проветривания выработок в шахтах, опасных по газу и пыли, отнесенных к сверхкатегорийным.

Высоконапорные вентиляторы ВЦО-0,6 и ВЦ-7 применяют для проветривания выработок большой (1500–2000 м) длины.

Проветривание протяженных выработок представляет определенные трудности. Для улучшения проветривания таких выработок применяют трубовоздуховки (ТВ-80-1,4, ТВ-200-1,4 и др.) по схемам с реверсированием и без реверсирования. Первая схема является более сложной, так как требует монтажа дополнительных труб и задвижек, но зато резко сокращает время проветривания.

Вентиляционные трубы. В настоящее время проветривание тупиковых горизонтальных и наклонных выработок осуществляют, как правило, с применением гибких вентиляционных труб длиной 5, 10 и 20 м диаметром 400, 500 и 600 мм. Гибкие трубы изготавливают из капрона с односторонним покрытием негорючей резиной; чефера с двусторонним покрытием полихлорвинилом; чефера с двусторонним резиновым покрытием. Гибкие трубы соединяют между собой стыковыми кольцами и подвешивают к тросу, протянутому по выработке. Трос крепят к верхняку крепи.

Гибкие трубы обладают следующими достоинствами по сравнению с металлическими: меньшее число стыков, снижающее утечки воздуха и трудоемкость монтажа; малая масса (масса 1 м трубы 1,8–4,7 кг); низкая стоимость; удобны при транспортировании и монтаже. Недостатки гибких труб: сравнительно малый (12–24 мес) срок службы, подверженность повреждениям, в результате чего увеличивается утечка воздуха.

Металлические трубы изготавливают из листовой стали толщиной 2–3 мм. Диаметр труб — 0,4–1 м, длина 2; 2,5; 3 и 4 м. Масса 1 м трубы с деталями подвески 26–73 кг. Металлические трубы соединяют на фланцах болтами с резиновой прокладкой и подвешивают к верхняку крепи скобами.

Металлические трубы требуют большого расхода металла, трудоемки при транспортировании и монтаже. Их достоинства — большой (до 3 лет) срок службы.

Вентиляционные трубы должны прокладываться прямолинейно с плотным соединением стыков, исключающим утечки воздуха. Гибкие трубы должны быть натянуты, не должны иметь складок и скручивания. В конце гибкого става следует вставлять металлическую трубу равного диаметра и длиной 1–1,5 м.

Выбор оборудования для проветривания горной выработки производят с помощью формул, которые применяют для расчета вентиляции тупиковых выработок в горной промышленности, исходя из фактора метановыделения, разбавления ядовитых газов после взрыва ВВ, максимального числа работающих в забое людей, минимальной скорости движения воздуха, а также по тепловому и пылевому режимам, мощности машин и оборудования (см. разд. 6.2).

10.5. ПОГРУЗКА ПОРОДЫ

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

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

- ковшовые машины периодического действия с прямой и ступенчатой погрузкой. Эти машины обозначаются ППН — погрузочная, периодического действия с нижним захватом;
- машины непрерывного действия с рабочим органом «загребающие лапы» и ступенчатой погрузкой. Эти машины обозначаются ПНБ — погрузочная, непрерывного действия с боковым захватом.

Погрузка породы ковшовыми погрузочными машинами. В странах СНГ наиболее широко распространены ковшовые машины с прямой и ступенчатой погрузкой, которые в основном имеют колесно-рельсовый ход. Объем погрузки породы, например, в шахтостроительных организациях угольной промышленности ковшовыми машинами составляет 45—50%, а в горнорудной промышленности — 60—65% общего объема механизированной погрузки.

Основными преимуществами ковшовых машин являются простая конструкция и высокая маневренность. Эти машины обеспечивают хорошую зачистку почвы и позволяют производить погрузку породы любой крепости. Особенно эффективно применение ковшовых машин при погрузке прочных пород.

К недостаткам этих машин относятся периодическое действие, что снижает производительность, большая разгрузочная высота и ограниченный фронт погрузки.

Ковшовые машины со ступенчатой погрузкой имеют конструкцию, аналогичную машинам с прямой погрузкой, а отличаются размерами, мощностью и исполнением отдельных узлов.

Принцип работы машин типа ППН следующий. Машина с прицепленной к ней вагонеткой и опущенным ковшом по рельсам подъезжает к взорванной породе. За счет напорного усилия, создаваемого механизмом передвижения, ковш внедряют в породу. После заполнения ковша включают механизм подъема и породу из ковша разгружают в вагонетку. Одновременно погрузочную машину с вагонеткой перемещают от забоя. Затем ковш опускают, а машину перемещают к взорванной породе и производят следующее заполнение ковша. После загрузки вагонетки ее заменяют на порожнюю.

Машины со ступенчатой погрузкой с электрическим приводом имеют такую же конструкцию, как машины, имеющие пневматический привод.

В отличие от машин ППН ковш закреплен на стреле, а разгрузку ковша производят на ленточный конвейер. С ленточного конвейера по-

рода поступает в транспортное средство. Машины оборудованы форсунками для подавления пыли.

Машины поставляют в комплекте со съемными манипуляторами, которые установлены на раме с левой и правой сторон.

Достоинством машин ступенчатого типа является наличие перегрузочного конвейера, который позволяет использовать вагонетки разной вместимости и обеспечивает равномерную загрузку вагонеток без ручного разравнивателя.

В последние годы за рубежом получили распространение погрузочные машины с боковой разгрузкой ковша. Машины выпускают на гусеничном и пневмоколесном ходу. Такие машины имеют вместимость ковша до $0,5 \text{ м}^3$ и производительность $40\text{--}60 \text{ м}^3/\text{ч}$. Парк машин с боковой разгрузкой ковша составляет в ФРГ 70%, во Франции — 50% общего числа погрузочных машин.

Основными достоинствами машин с боковой разгрузкой ковша являются хорошая совмещаемость с различными транспортными средствами — конвейером, вагонетками, перегружателями; частичная механизация возведения крепи; высокая производительность за счет сокращения времени цикла черпания.

Погрузка породы машинами непрерывного действия. Погрузочные машины непрерывного действия имеют ступенчатую погрузку породы и гусеничный ход. Рабочим органом служат загребующие лапы.

В угольной промышленности наибольшее распространение имеют машины 2ПНБ-2, с применением которых проходят 40% выработок, где применяют механизированную погрузку породы.

Достоинствами погрузочных машин непрерывного действия являются более высокая производительность и маневренность, чем у ковшовых машин; недостатками — более сложная конструкция, ограниченная по крепости пород область применения и высокая стоимость. Погрузочные машины с загребующими лапами аналогичны по принципу действия и отличаются одна от другой размерами и конструкцией отдельных узлов.

Буропгрузочные машины типа 1ПНБ-2Б и 2ПНБ-2Б предназначены для бурения шпуров и погрузки породы. Машина типа 1ПНБ-2Б состоит из погрузочной машины 1ПНБ-2 и навесного оборудования НБ-1э вращательного действия. Машину 2ПНБ-2Б выпускают двух типов — с навесным оборудованием НБ-1э (электросверло БУЭ) для пород $f < 8$ и с навесным оборудованием вращательно-ударного действия для пород с $f = 8 \div 12$.

За рубежом выпускают погрузочные машины непрерывного действия легкого, среднего и тяжелого типа. По конструкции эти машины аналогичны отечественным.

Машины легкого типа имеют производительность $40\text{--}100 \text{ м}^3/\text{ч}$, тяжелого типа — $220\text{--}500 \text{ м}^3/\text{ч}$.

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

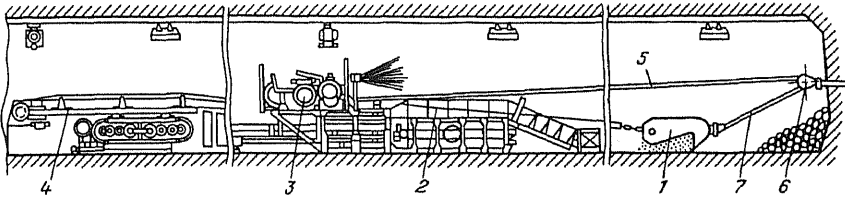


Рис. 10.8. Схема скреперного комплекса МПДК-3:

1 — скрепер; 2 — скреперный полок; 3 — скреперная лебедка; 4 — конвейер; 5 — канат холостого хода; 6 — блок; 7 — канат рабочего хода

Погрузка породы скреперными установками. Скреперные установки имеют ограниченное применение. В настоящее время объем погрузки породы в горнодобывающей промышленности скреперными установками составляет около 15%, что в основном обусловлено недостаточной производительностью скреперных установок, увеличением по сравнению с погрузочными машинами объема ручной погрузки породы, наличием в забойной части перемещающихся канатов, что исключает по условиям безопасности выполнение других работ.

Более широкое применение скреперные установки получили при проведении наклонных выработок.

В качестве примера на рис. 10.8 представлена схема комплекса МПДК-3, который применяют при проведении горизонтальных и наклонных выработок с высотой не менее 1,8 м и площадью поперечного сечения более 5,8 м².

Техническую производительность скреперной установки, м³/с, рассчитывают по формуле

$$Q_{т.с} = \frac{3600 V_c K_{зс}}{L_c (1/v_{гс} + 1/v_{пс}) + t_c},$$

где V_c — объем скрепера, м³; $K_{зс}$ — коэффициент заполнения скрепера, равный 0,7–0,8; L_c — длина скреперования (расстояние от забоя до разгрузочного окна полка), м; $v_{гс}$, $v_{пс}$ — скорость перемещения скрепера соответственно груженого и порожнего, м/с; t_c — время загрузки и разгрузки скрепера, равное 30–40 с.

Производительность погрузки породы. Время погрузки породы t_n условно разделяют на время погрузки породы первой фазы t_{n1} и второй фазы t_{n2} :

$$t_n = t_{n1} + t_{n2}.$$

В первой фазе погрузку породы производят погрузочной машиной или скреперной установкой без применения ручной подкидки. В это время грузят основной (85–90%) объем породы.

Время погрузки породы в первой фазе учитывает время непосредственно погрузки, т.е. время работы машины $t_{\text{пм}}$ и время перерывов в погрузке при замене груженых вагонеток порожними (простоя машины) $t_{\text{пр}}$

$$t_{\text{п1}} = \varphi (t_{\text{пм}} + t_{\text{пр}}).$$

Время погрузки породы машиной

$$t_{\text{пм}} = \alpha_V V K_p / Q_{\text{т.пм}}.$$

Время перерывов в погрузке при замене одиночных вагонеток

$$t_{\text{пр}} = \frac{\alpha_V V K_p t_{\text{зм1}}}{V_B K_{\text{зв}}}.$$

При погрузке породы с применением перегружателей время перерывов составляет

$$t_{\text{пр}}' = \frac{\alpha_V V K_p t_{\text{зм}}}{V_B K_{\text{зв}} n_B}.$$

При погрузке породы на конвейер $t_{\text{пр}} = 0$.

Подставляя значения $t_{\text{пм}}$ и $t_{\text{пр}}$ в формулу для $t_{\text{п1}}$, получим:

- время погрузки основной массы породы в отдельные вагонетки

$$t_{\text{п1}} = \varphi \alpha_V V K_p [1/Q_{\text{т.пм}} + t_{\text{зм1}}/(V_B K_{\text{зв}})];$$

- время погрузки в составы с применением перегружателей

$$t_{\text{п1}} = \varphi \alpha_V V K_p [1/Q_{\text{т.пм}} + t_{\text{зм}}/(V_B n_B)],$$

где φ — коэффициент, учитывающий проведение подготовительных и заключительных работ, возведение временной крепи, ремонт и смазку машины и другие простои машины ($\varphi = 1,15 \div 1,2$); α_V — доля объема породы первой фазы (значение α_V зависит от качества взрыва и устанавливается натурными наблюдениями, а для приближенных расчетов можно принять $\alpha_V = 0,85 \div 0,9$); $Q_{\text{т.пм}}$ — техническая производительность погрузочной машины или скреперной установки, $\text{м}^3/\text{ч}$; K_p — коэффициент разрыхления породы (для породы с $f < 2$ $K_p = 1,4 \div 1,8$, с $f = 2 \div 9$ $K_p = 1,8 \div 2$, с $f > 9$ $K_p = 2,2$); V — объем взорванной породы в массиве, м^3 ; V_B — объем вагонетки, м^3 ; $K_{\text{зв}}$ — коэффициент заполнения вагонетки, равный 0,9; $t_{\text{зм1}}$ — время замены груженой вагонетки на порожнюю, ч; $t_{\text{зм}}$ — время замены груженой партии вагонеток на порожнюю, ч ($t_{\text{зм1}}$, $t_{\text{зм}}$ зависят от организации маневровых операций и устанавливаются хронометражными наблюдениями. При хорошей организации маневров $t_{\text{зм1}} = 0,01 \div 0,02$ ч; $t_{\text{зм}} = 0,02 \div 0,03$ ч); n_B — число вагонеток, установленных под перегружателем.

Во второй фазе погрузки производят подкидку породы с боков к погрузочной машине, зачистку (подгребание) в призабойном пространстве. Погрузочная машина в это время длительно простаивает. Время и производительность погрузки породы во второй фазе в основном зависят от числа рабочих, занятых на погрузке, и интенсивности их работы:

$$t_{п2} = \frac{(1 - \alpha_V) V K_p \beta \varphi}{n_p P_n},$$

где n_p — число рабочих, занятых на подкидке, равное 2–4; P_n — производительность одного рабочего на подкидке разрыхленной породы (при $f > 3$ $P_n = 0,8 \div 1$ м³/ч); β — коэффициент, учитывающий одновременность подкидки породы и работы машины, равен 0,6–1.

Общая производительность погрузки породы

$$Q_n = \frac{V K_p}{(t_{п1} + t_{п2}) \varphi}.$$

Подставив значения $t_{п1}$ и $t_{п2}$, после преобразования получим:

- при погрузке породы в одиночные вагонетки

$$Q_{пв} = \frac{1}{\varphi \alpha_V \left[\frac{1}{Q_{тп}} + \frac{t_{3м1}}{V_B K_{зв}} + \frac{(1 - \alpha_V) \beta \varphi}{n_p P_n} \right]},$$

- при применении перегружателей

$$Q_{пп} = \frac{1}{\varphi \alpha_V \left[\frac{1}{Q_{тп}} + \frac{t_{3м}}{V_B K_{зв} n_B} + \frac{(1 - \alpha_V) \beta \varphi}{n_p P_n} \right]},$$

- при транспортировании породы конвейером

$$Q_{пк} = \frac{1}{\frac{\varphi \alpha_V}{Q_{тп}} + \frac{(1 - \alpha_V) \beta \varphi}{n_p P_n}}.$$

Опыт эксплуатации погрузочных машин показывает, что их производительность не превышает 1000 м³/мес, что значительно ниже технических возможностей. На основные и вспомогательные операции затрачивают 55–60% общего времени погрузки. Остальное время уходит на подготовительно-заключительные работы (2,5–3%), отдых рабочих (2–4,8%), технологические перерывы (9–16%) и простои по организационным причинам (12,3–22%).

Из времени на выполнение основных и вспомогательных операций значительную часть (до 45%) затрачивают на обмен груженых вагонеток порожними, что обуславливает простои машин. Применение перегружателей и конвейерного транспорта резко сокращает простои погрузочных машин во время погрузки породы.

Выбор погрузочной машины. При выборе типа погрузочной машины учитывают следующие факторы: размеры поперечного сечения выработки; крепость пород; вид энергии; наличие рельсовых путей и их число. Погрузочная машина должна обеспечить максимальный уровень механизации погрузки породы, высокую производительность труда и заданную скорость проведения выработки с минимальной стоимостью.

Погрузочная машина должна свободно перемещаться по выработке, при этом зазоры между крепью и наиболее выступающей частью машины должны соответствовать требованиям Правил безопасности.

Ковшовые погрузочные машины могут применяться при погрузке породы любой крепости. Машины с загребующими лапами типа ПНБ-1 и 1ПНБ-2 целесообразно применять при погрузке породы с $f < 6$, 2ПНБ-2 — с $f \leq 12$, ПНБ-3Д и ПНБ-4 — с $f \leq 16$.

Погрузочные машины на колесно-рельсовом ходу можно использовать в наклонных выработках с углом наклона до 5° , а на гусеничном ходу — с уклоном до $\pm 10^\circ$.

При наличии специальных удерживающих приспособлений область применения погрузочных машин соответственно увеличивается до 10 и 15° .

10.6. ПРИЗАБОЙНЫЙ ТРАНСПОРТ

Призобойный транспорт обеспечивает организацию перегрузки породы в транспортные средства и маневры транспортных средств в призобойном пространстве.

Призобойный транспорт является одним из основных факторов, влияющих на производительность погрузки породы.

При выборе средств призобойного транспорта следует исходить из необходимости обеспечения бесперебойной или с минимальными простоями работы погрузочной машины.

Существующие технологические схемы призобойного транспорта могут включать в себя следующие группы: конвейерные перегружатели с погрузкой породы в нерасцепляемые составы вагонеток или на ленточные конвейеры; операции по замене одиночных груженых вагонеток на порожние.

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

Конвейерные перегружатели. Применяют скребковые и ленточные конвейерные перегружатели.

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

Применение ленточных перегружателей обеспечивает погрузку породы в нерасцепляемые составы вагонеток. Многочисленные типы ленточных перегружателей имеют аналогичную конструкцию и отличаются только размерами, типом привода, способом поддержания конвейера и исполнением отдельных узлов.

По способу поддержания конвейера ленточные перегружатели разделяются на перегружатели с колесными (лыжными) опорами, подвесные и консольные.

При всех типах ленточных перегружателей маневровые операции в призобойном пространстве производят по следующей схеме (рис. 10.9).

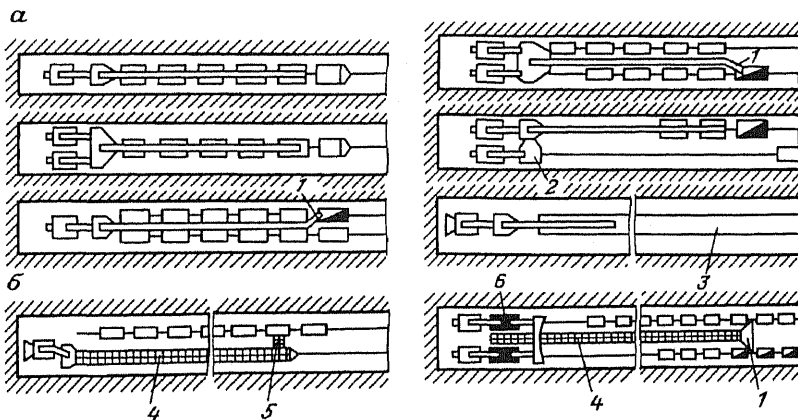


Рис. 10.9. Схемы транспортирования горной массы в призабойной зоне с применением перегружателя (а) и конвейера (б):

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

Перед погрузкой породы перегружатель перемещают к забою. Под перегружатель устанавливают состав вагонеток. Вначале породу грузят в последний от забоя вагон. По мере загрузки вагона состав передвигают с помощью электровоза, маневровой лебедки или маневровой тележки.

Обмен вагонеток в однопутных выработках. При проведении однопутных выработок обмен груженых вагонеток на порожние производят с использованием замкнутой накладной стрелочной разминовки, тупиковых и замкнутых разминок, горизонтальных и вертикальных перестановщиков и роликовых платформ (рис. 10.10).

Накладную замкнутую разминку (см. рис. 10.10, а), смонтированную на плите, укладывают на рельсовый путь. По мере продвижения забоя разминку передвигают электровозом или погрузочной машиной.

Порожние вагонетки размещают на одном пути, груженые — на втором. Обмен груженых вагонеток на порожние производят электровозом или маневровой лебедкой.

Тупиковые (см. рис. 10.10, а) и замкнутые (см. рис. 10.10, б) разминки предназначены для одной или партии вагонеток. Для организации разминки производят расширение выработки, в котором укладывают рельсовое ответвление от основного пути.

Расстояние между разминками L_p составляет 100–150 м, или оно может быть определено по формуле

$$L_p = A_v - 11,2 S_{св},$$

где A_v — коэффициент, учитывающий объем вагонеток, равный 225 или 240 для вагонеток объемом соответственно 2,5 и 3,3 м³.

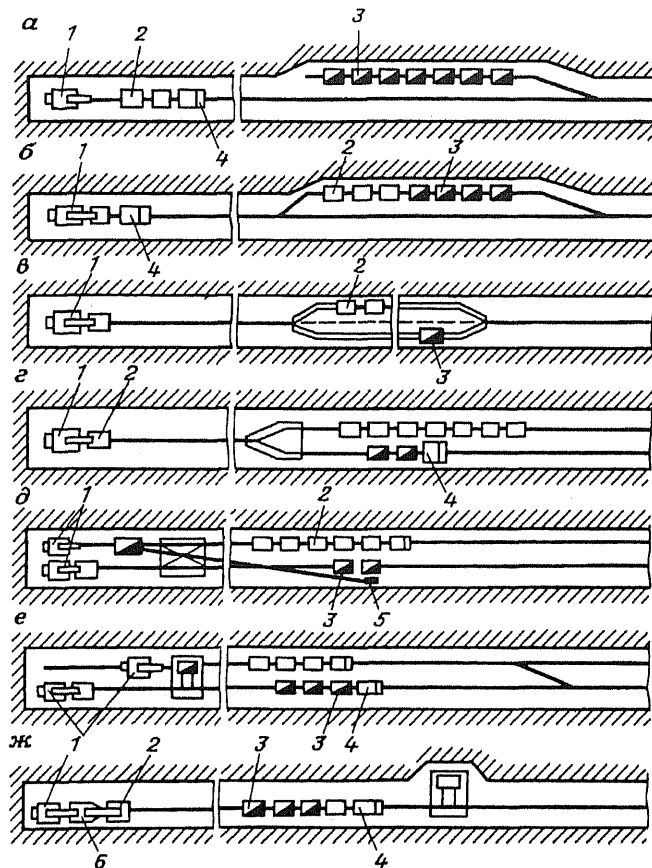


Рис. 10.10. Схемы обмена одиночных вагонеток в призабойной зоне с использованием тупиковой (а), замкнутой (б) и накладной замкнутой (в) разминовок, накладной (г) и накладной двусторонней (д) плит-разминовок, роликовой платформы или вагонперестановщика (е), промежуточной емкости и роликовой платформы (ж): 1 — погрузочная машина; 2 — порожняя вагонетка; 3 — груженная вагонетка; 4 — электровоз (маневровая тележка); 5 — маневровая лебедка; б — промежуточная емкость

В некоторых случаях для замены груженных вагонеток на порожние в однопутных выработках применяют одну или две роликовые платформы, а также горизонтальные перестановщики (см. рис. 10.10, е). Время замены одной вагонетки при помощи роликовых платформ и горизонтального перестановщика составляет 2—5 мин.

Следует отметить, что при проведении однопутных выработок наиболее эффективной схемой обмена груженных вагонеток на порожние является применение ленточных перегружателей и накладных замкнутых

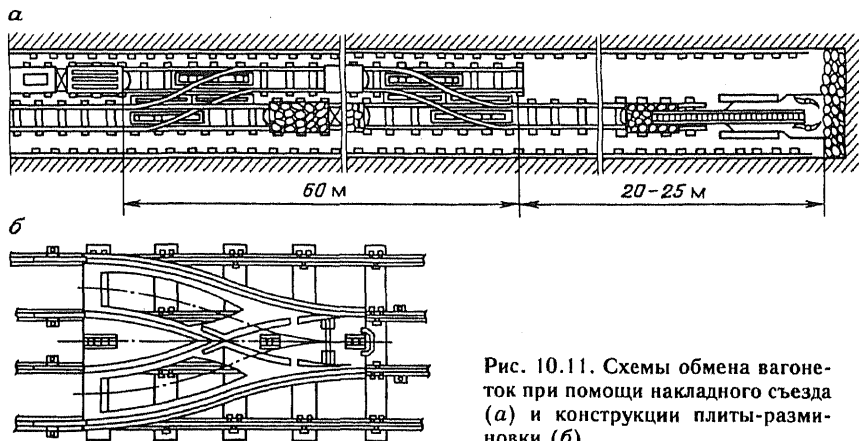


Рис. 10.11. Схемы обмена вагонеток при помощи накладного съезда (а) и конструкции плиты-разминовки (б)

разминовок. Для тупиковых и замкнутых разминовок, роликовых платформ и перестановщиков характерны значительная (от 2 до 10 мин) затрата времени на обмен одной вагонетки, большая трудоемкость работ и дополнительные затраты средств и времени на их сооружение. Эти схемы можно применять как вынужденное решение при отсутствии перегружателей и замкнутых накладных разминовок.

Обмен вагонеток в двухпутных выработках. Наличие двух путей облегчает маневровые операции по замене груженых вагонеток на порожние и исключает необходимость сооружения разминовок (рис. 10.11).

В двухпутных выработках обмен вагонеток производят при помощи накладных съездов (см. рис. 10.11, а), плит-разминовок (см. рис. 10.11, б) и роликовых платформ. Накладные съезды и роликовые платформы укладывают на основные пути, они позволяют перемещать груженные и порожние вагонетки с одного пути на другой. Организацию маневров в двухпутных выработках производят по следующей схеме. Состав порожних вагонов оставляют на одном из путей. Электровозом или маневровой лебедкой порожнюю вагонетку подают в забой и после загрузки через накладной съезд или плиту-разминовку отвозят на второй путь.

10.7. ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫЕ КОМПЛЕКСЫ

Погрузочно-доставочные комплексы сочетают в себе механизмы по погрузке и транспортированию породы в призабойной части выработки. Транспортирование породы производят или в самом погрузочном ковше, или в кузове машины, куда порода грузится ковшом. Машины, как правило, выполняют на пневматическом ходу, и в связи с этим их применение наи-

более целесообразно при строительстве горных выработок в крепких породах.

Кроме погрузки и транспортирования породы машины также используют для доставки материалов, возведения крепи, зачистки выработки и других работ. Как показывает практика подземного строительства, применение погрузочно-доставочных комплексов позволяет увеличить скорость строительства и значительно повысить производительность труда, так как в этом случае резко сокращается численность работающих в забое.

10.8. ВОЗВЕДЕНИЕ ПОСТОЯННОЙ КРЕПИ

Технология крепления горных выработок — это совокупность приемов и операций по возведению инженерных конструкций, предназначенных для обеспечения устойчивого состояния подземных сооружений в течение всего срока их службы. Учитывая, что крепь горных выработок оказывает воздействие на протекание геомеханических процессов в породном массиве, вмещающем выработку, можно целенаправленно влиять на происходящие в нем процессы, устанавливая конструкции крепи на различном расстоянии от забоя выработки и через определенные промежутки времени после создания породного обнажения. Поэтому время и место установки крепи относят к важнейшим технологическим параметрам крепления горных выработок.

Обычная технология крепления горных выработок рассматривает возведение постоянной крепи как один из составляющих процессов основного проходческого цикла. Крепь возводят непосредственно в забое выработки после уборки породы. Правилами безопасности отставание постоянной крепи от забоя выработки ограничивается тремя метрами. Установленная таким образом крепь сразу же включается в работу и воспринимает полную нагрузку. Это обстоятельство ограничивает область применения жестких конструкций крепи, так как при этом она должна обладать высокой несущей способностью. Если в забое выработки возводить сначала временную крепь, которая воспримет часть смещений контура выработки, то нагрузки на постоянную жесткую крепь, устанавливаемую с некоторым отставанием, могут быть существенно снижены. Такой прием, получивший в горнотехнической литературе название «технологическая податливость», позволяет регулировать нагрузки на жесткую крепь, снижая ее требуемую несущую способность. Вместе с тем нельзя допускать чрезмерно больших значений «технологической податливости», так как вес отслоившихся при смещении контура выработки пород может превысить несущую способность временной крепи и разрушить ее. Подобную технологию крепления широко применяют для крепления магистральных выработок околоствольных дворов, когда в забое выработки возводят металлическую арочную податливую крепь из СВП, а спустя 2–3 месяца — постоянную монолитную бетонную крепь.

При этом металлические арки снимают или оставляют в бетоне (омонеличивают).

Протяженность современных капитальных горных выработок измеряется километрами и вполне естественно, что прочностные и деформационные характеристики пересекаемых выработкой пород могут существенно изменяться даже в пределах одной литологической разности. Это, в свою очередь, вызывает неравномерность смещений горных пород по длине выработки, которые могут отличаться друг от друга на порядок и более.

Действующие в настоящее время нормативные документы по выбору типа конструкции крепи (СНиП II-94—80, Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи и др.) предусматривают дифференцированный подход к креплению отдельных участков выработки, имеющих более чем 30%-ные отклонения прочностных свойств вмещающих пород. Однако эти возможности на практике не реализуются ввиду отсутствия соответствующих рекомендаций. Поэтому в настоящее время на всем протяжении капитальных горных выработок применяют один тип крепи (в основном, арочную металлическую податливую крепь из СВП), а ее несущую способность регулируют изменением шага установки арок или использованием разных номеров профилей.

Таким образом, вопрос о проектировании крепления для горной выработки в методическом отношении сводится к выбору оптимальных конструкций крепи для участков с различными горно-геологическими условиями, а в техническом — к обеспечению конструктивной и технологической сочетаемости различных видов крепей. При этом следует иметь в виду, что решение подобной задачи на стадии проектирования затруднено из-за отсутствия достоверной геологической информации. Только разработка контролируемых технологий крепления, основанных на возможности управлять несущей способностью крепи в зависимости от изменения горно-геологической и горнотехнической обстановки, может помочь преодолеть этот недостаток.

Серьезное внимание вопросу проектирования геомеханических параметров технологии крепления горных выработок стали уделять по мере все более широкого внедрения комбинированных крепей и породных несущих конструкций. Перспективными направлениями в области разработки ресурсосберегающих технологий крепления горных выработок являются новоавстрийский способ строительства тоннелей (НАСТ) и крепь регулируемого сопротивления (КРС).

Изложим результаты многолетних исследований по оптимизации крепления капитальных горных выработок с учетом новоавстрийского способа строительства тоннелей, проведенных кафедрой «Строительство подземных сооружений и шахт» МГГУ, позволившие разработать новую методологию крепления горных выработок на основе применения комбинаций различных конструкций крепей по длине выработки в зависимости от конкретной геомеханической ситуации на отдельных ее участках.

Предлагаемый подход требует осуществления непрерывного контроля смещений породного массива на закрепленных участках выработки, а технология КРС предусматривает крепление горных выработок базовой крепью и различными крепями усиления.

Базовая крепь — это конструкция крепи (или комбинация нескольких конструкций), возводимая непосредственно при проведении горной выработки. Параметры базовой крепи определяют для участка выработки с наибольшими значениями предела прочности на одноосное сжатие и модуля деформации пород.

Крепль усиления — это конструкция крепи (или комбинация нескольких конструкций), технологически сочетаемая с базовой крепью, повышающая суммарную несущую способность и возводимая по необходимости в зависимости от контролируемых сигнальных смещений контура выработки.

Совокупность базовой крепи и крепей усиления, устанавливаемых по длине выработки, имеет общее название «*крепль регулируемого сопротивления (усиления)*» (КРС).

Внедрение крепи регулируемого сопротивления позволяет исключить необоснованные запасы прочности крепи на участках с благоприятными горно-геологическими условиями, а также предотвратить ее разрушение и перекрепление в неблагоприятных условиях за счет своевременного увеличения несущей способности.

Сформулированный подход к креплению выработок является основой для разработки гибкой ресурсосберегающей технологии в шахтном строительстве.

Основными параметрами КРС являются ее несущая способность и податливость, которые необходимо регулировать в зависимости от изменения горно-геологических условий по длине выработки. Регулирование несущей способности и податливости КРС осуществляют в зависимости от контролируемых сигнальных смещений контура выработки.

Контролируемые сигнальные смещения — это максимально допустимые смещения породного контура, при которых базовая крепь еще обеспечивает устойчивое состояние выработки. Не останавливаясь на вопросе проектирования параметров крепи регулируемого сопротивления (эта тема подробно разбирается в курсе «Механика подземных сооружений»), рассмотрим технологические аспекты крепления.

При строительстве выработку первоначально по всей длине крепят базовой крепью с минимальной несущей способностью. В кровле выработки устанавливают датчики-сигнализаторы, настроенные на величину сигнальных смещений для базовой крепи, с помощью которых осуществляют контроль за смещением ее породного контура.

При реализации сигнальных смещений на каком-либо участке выработки производят усиление базовой крепи на этом участке выбранной на стадии проектирования крепью усиления. Процесс усиления крепи производят в один или несколько этапов (их количество определяют при

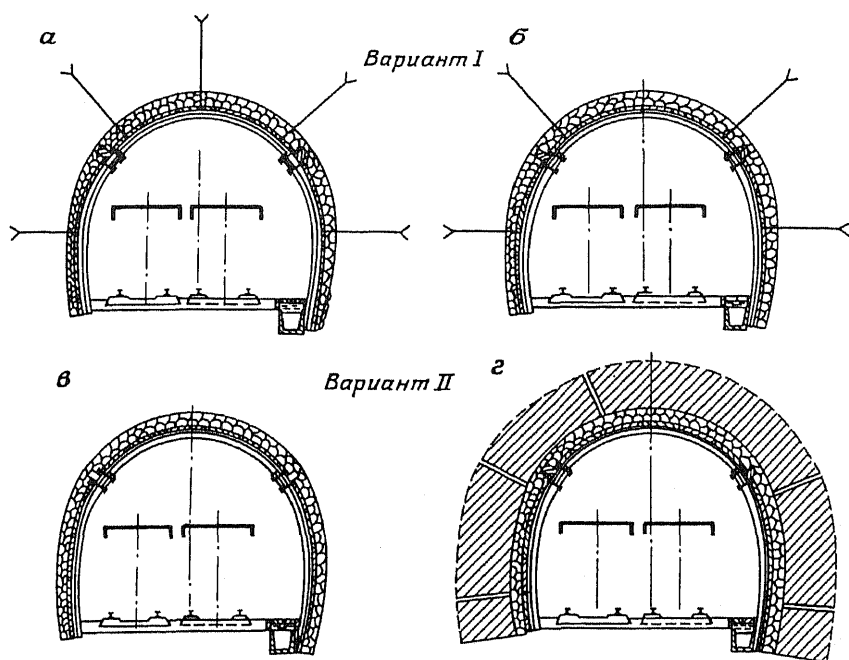


Рис. 10.12. Крепи регулируемого сопротивления на основе трехребровой металлической арочной крепи (двухстадийное усиление)

проектировании) до полного затухания смещений контура выработки. На участке, где смещения контура выработки не достигают величины «сигнальных», выработка остается закрепленной первоначально установленной базовой конструкцией крепи.

В качестве базовой крепи в КРС в зависимости от ожидаемых минимальных смещений контура выработки рекомендуется применять набрызгбетонную, анкерную крепи и их комбинацию, металлическую арочную податливую из СВП, анкер-металлическую, тубинговую и монолитную бетонную крепи.

В качестве крепи усиления в зависимости от принятой базовой крепи и максимальных смещений контура выработки по ее длине следует применять набрызгбетонную, анкерную крепи, тампонаж закрепного пространства, упрочнение пород, омоноличивание арок. Некоторые варианты крепей регулируемого сопротивления при двухстадийном усилении показаны на рис. 10.12. Вариант I предусматривает установку анкерной крепи (см. рис. 10.12, а) и тампонаж закрепного пространства (см. рис. 10.12, б), вариант II — тампонаж закрепного пространства (см. рис. 10.12, в) и упрочнение пород (см. рис. 10.12, г). Такие варианты усиления применимы при следующих смещениях контура выработки:

Вариант двухстадийного усиления	I	I	II	II
Стадия усиления	Установка анкерной крепи	Тампотаж закрепного пространства	Тампотаж закрепного пространства	Упрочнение пород
Максимальные расчетные смещения контура выработки				
U_{\max} , мм	350–400	350–400	300–400	300–400
Сигнальные смещения, мм:				
при буровзрывном способе U_G	90–97	90–103	81–97	81–97
при комбайновом способе U_K	56–62	56–68	49–62	49–62

Крепь регулируемого сопротивления прошла опытно-промышленную проверку на шахтах «Ворошиловградская 1» и «Комсомолец Донбасса» в Донецком угольном бассейне. На шахте «Ворошиловградская 1» расчетный диапазон изменения смещений контура полевой откаточного штрека составил от $U_{\min}=26$ мм до $U_{\max}=610$ мм. В качестве базовой крепи, исходя из значения U_{\min} , были приняты сталеполимерные анкеры с металлической сеткой. Ввиду большого диапазона изменения смещений было предусмотрено три этапа усиления крепи: *первый* — нанесение слоя набрызгбетона толщиной 150 мм, *второй* — установка металлической арочной податливой крепи из СВП-27 и *третий* — тампотаж закрепного пространства. Расчетное сигнальное смещение для базовой крепи составило 40 мм.

Первоначально весь участок с КРС был закреплен базовой крепью из сталеполимерных анкеров длиной 2 м с плотностью установки 1 анкер на 1 м² поверхности выработки. В кровлю выработки на расстоянии 10 м друг от друга по ее длине непосредственно в забое устанавливали датчики-сигнализаторы СДК-45, настроенные на величину сигнальных смещений 40 мм. Через месяц после проходки два датчика зарегистрировали величину сигнальных смещений, и на этих участках было произведено первое усиление крепи путем нанесения слоя набрызгбетона толщиной 150 мм. Затем в кровле выработки были установлены два новых датчика, настроенных на регистрацию сигнальных смещений (60 мм) для базовой крепи с первым усилением. В дальнейшем смещения кровли штрека стабилизировались, и показания датчиков не достигли величины сигнальных смещений. Таким образом, необходимость во втором и третьем этапах усиления крепи отпала.

В западном параллельном откаточном квершлага шахты «Комсомолец Донбасса» в качестве базовой крепи по длине выработки был применен набрызгбетон толщиной 60 мм, а крепью усиления служили различные конструкции анкеров (рис. 10.13).

Характеристики базовой крепи: категория устойчивости I, II; конструктивная податливость $U_G = 10 \div 80$ мм; несущая способность — до 0,1 МПа; $S_{св} = 4,5 \div 25$ м²; $S_{пр} = 5 \div 25,9$ м². Одностадийное усиление применимо при следующих смещениях контура выработки:

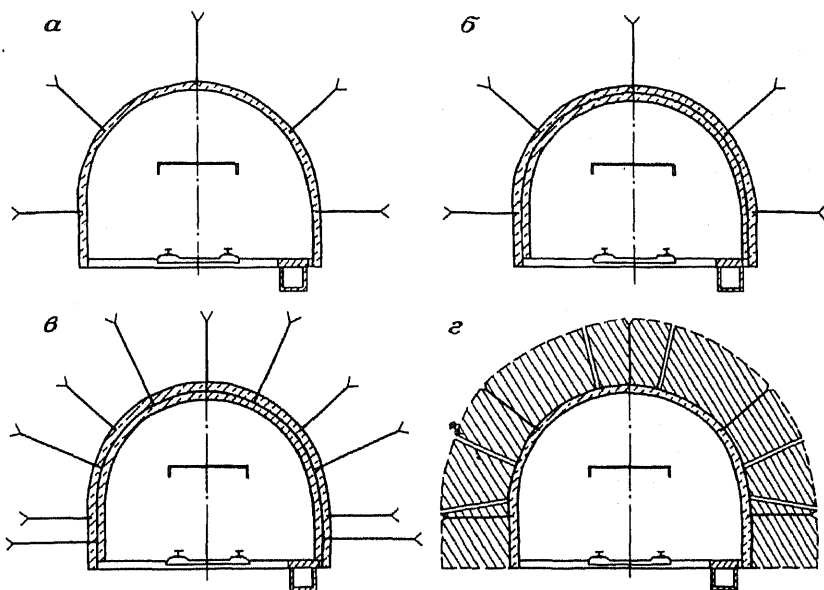


Рис. 10.13. Крепи регулируемого сопротивления на основе набрызгбетона в сочетании с анкерами и металлической сеткой (а) при одностадийном усилении набрызгбетоном (б), набрызгбетоном с установкой дополнительных анкеров (в) или упрочнением пород (г)

Вариант усиления	Набрызг-бетон	Набрызгбетон с установкой дополнительных анкеров	Упрочнение пород
Максимальные расчетные смещения контура выработки U_{max} , мм	50–100	50–100	80–100
Сигнальные смещения, мм:			
при буровзрывном способе U_6	14–30	14–30	24–30
при комбайновом способе U_k	17–23	17–23	21–23

В процессе строительства и эксплуатации 278 м выработки остались закреплены базовой крепью, на 884 м было осуществлено ее усиление анкерами.

Возведение рамной крепи. Как известно из курса «Конструкция и расчет крепи», к рамным крепям относят: арочную металлическую податливую крепь (трехзвенную, пятизвенную или кольцевую из спецпрофиля СПВ); железобетонные рамные крепи из стоек и верхняка для выработок трапециевидной или арочной формы. Элементы крепи выполняют полыми прямоугольной или круговой формы и таврового сечения различных размеров в зависимости от размеров выработки. В качестве межрамного ограждения применяют железобетонные, металлические, стеклотканевые и стеклопластиковые затяжки различной конструкции.

Рамную крепь устанавливают в забое вслед за подвиганием выработки. Отставание крепи от забоя определяется паспортом крепления.

Возведение металлической рамной крепи является наименее механизированным процессом из всех работ проходческого цикла. Как правило, только подъем верхняка осуществляют с помощью механизмов и приспособлений. Все остальные работы по установке рам выполняют вручную.

Большое разнообразие работ при установке рамы и затяжек вызывает значительные трудности по созданию машины для возведения рамной крепи, которая обеспечивала бы высокую (более 70%) механизацию работ.

В производственной практике рамную крепь обычно возводят с использованием рабочих полков (подмостей). Рабочие полки бывают подвесные (рис. 10.14, а) или на стойках (см. рис. 10.14, б). С рабочего полка производят оборку породы по периметру выработки.

Затем отбойным молотком разделяют лунки, в которые устанавливают стойки, соединенные с ранее установленными рамами двумя межрамными постоянными или монтажными стяжками (распорками). Межрамные стяжки (распорки) устанавливают на 0,8 м ниже соединительных узлов.

С рабочего полка поднимают верхняк и соединяют со стойками хомутами. В местах соединения соблюдают проектную величину нахлестки. После соединения верхняка со стойкой его соединяют межрамной стяжкой (распоркой) с ранее установленной рамой.

Правильность установки рамы проверяют по отвесам, после чего раму расклинивают в замках и устанавливают затяжки. По мере установки затяжек пространство между породой и затяжками заполняют мелкими кусками породы — забучивают закрепное пространство.

На прямолинейных участках крепи раму устанавливают перпендикулярно к продольной оси выработки, на криволинейных — по направлению радиуса закругления. В наклонных выработках рамы устанавливают перпендикулярно к почве.

Трудоёмкость возведения одной рамы трехзвенной арочной крепи T_k , чел.-ч:

$$T_k = 0,57 K_3 K_f S_{св},$$

где $S_{св}$ — площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; K_3 — коэффициент, учитывающий тип затяжки, при железобетонной затяжке равный 1,1, при деревянной — 1; K_f — коэффициент, учитывающий свойства пород. Приведем значения K_f в зависимости от коэффициента крепости пород:

f	1—2	2—6	7—9
K_f	1	0,85	0,8

Затраты труда на возведение арочной крепи распределяются следующим образом: установка стоек — 4,5–5%, навеска верхняка — 10–11%, установка соединительных планок и затяжка болтов — 33–34%, затяж-

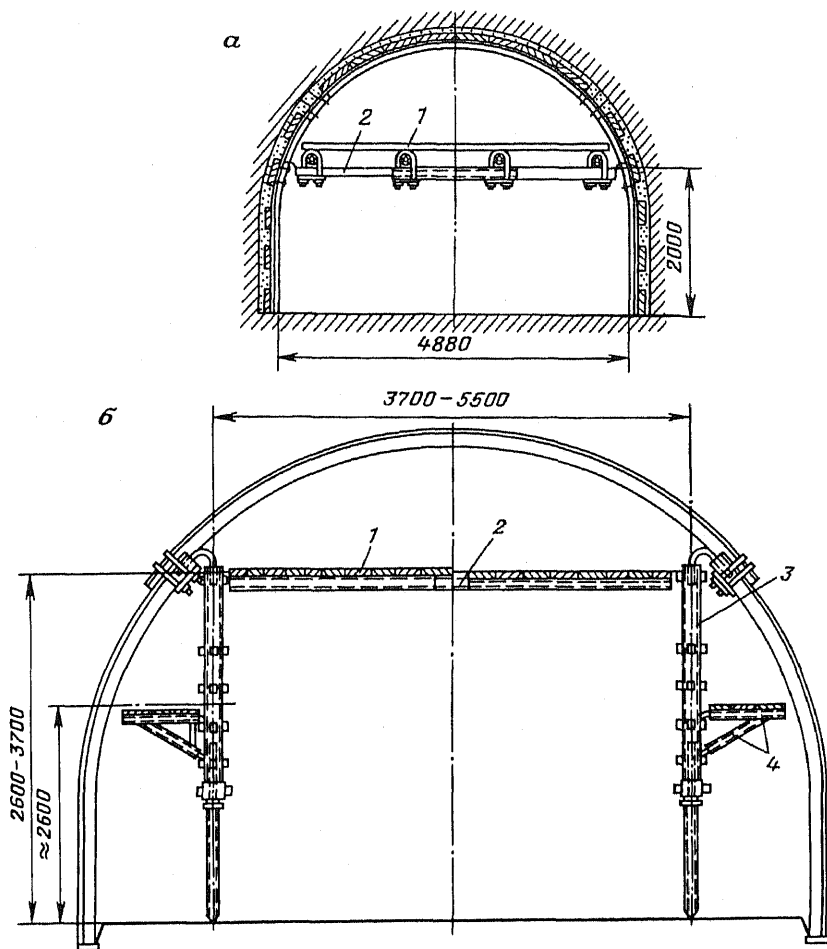


Рис. 10.14. Рабочий полук для возведения арочной крепи:

1 — дощатый настил; 2 — поперечные балки; 3 — телескопические стойки; 4 — кронштейны

ка боков и забутовка — 24–25%, заготовка и подноска элементов крепи и оборка породы — 17–18%, разделка лунок, монтаж и демонтаж подмостей, проверка направления — 10–11%.

Возведение монолитной бетонной (железобетонной) крепи (обделки). Монолитную бетонную (железобетонную) крепь применяют при строительстве подземных сооружений с большим сроком службы в породах средней прочности и ниже. В горной промышленности в основном монолитную бетонную крепь используют для крепления выработок околоствольного двора (камеры, узлы сопряжения, протяженные выработ-

ки), квершлагов и штреков, проводимых по слабым породам. В выработках с неравномерным давлением и шириной более 6 м применяют железобетонную крепь.

В практике работы по возведению бетонной крепи производят по параллельной, последовательной и совмещенной схемам.

При *параллельной схеме* работы по возведению постоянной бетонной крепи полностью совмещают с бурением шпуров и погрузкой породы. Бетонную крепь возводят на расстоянии 30—50 м от забоя. Пространство от забоя до бетонной крепи закрепляют временной крепью, в качестве которой обычно применяют металлическую рамную крепь. При возведении бетонной крепи временную крепь извлекают. Параллельную схему применяют при проведении протяженных выработок. Совмещение основных работ позволяет проводить выработки с повышенной скоростью. Недостаток схемы — сложная организация работ.

Последовательная схема имеет два варианта. *Первый* — выработку проводят на всю длину, и затем возводят постоянную крепь. Этот вариант применяют при возведении камер и выработок небольшой длины. *Второй* — выработку проводят на длину 15—30 м, затем работы по проведению останавливают и на пройденном участке возводят бетонную крепь. Этот вариант применяют при проведении выработок в слабых породах, где временная крепь не обеспечивает поддержание выработки по всей длине. Общим недостатком обоих вариантов последовательной схемы является низкая скорость проведения выработок. Применение этой схемы обусловлено геологическими условиями и параметрами выработок.

При *совмещенной схеме* возведение бетонной крепи производится в призабойной части с отставанием от забоя на 5—7 м. Работы по возведению бетонной крепи частично совмещают с бурением шпуров и погрузкой породы. Эту схему применяют при проведении протяженных выработок в слабых породах.

Комплекс работ по возведению бетонной крепи состоит из монтажа (в последующем — демонтажа) опалубки, укладки бетонной смеси за опалубку и доставки бетонной смеси (или ее компонентов) с поверхности к месту производства работ.

Опалубки. Для возведения бетонной крепи применяют металлические и деревянные опалубки.

Металлические опалубки должны отвечать следующим требованиям: иметь достаточную прочность и жесткость в соответствии с нагрузками, которые действуют на опалубку в процессе ее эксплуатации; обеспечивать правильность формы и размеров поперечного сечения горной выработки; допускать быструю установку в рабочее положение для бетонирования и легкое отделение от возведенной бетонной крепи без повреждения поверхности бетона; обеспечивать возможность пропуска по выработке подвижного состава; иметь многократную оборачиваемость. Металлические опалубки разделяют на разборно-переставные и передвижные. *Разборно-переставные* опалубки применяют в подземном сооружении небольшой длины с переменным поперечным сечением. Эти опалубки состоят из кружал и опалубочных щитов.

Рис. 10.15. Разборно-переставная опалубка ОГУ

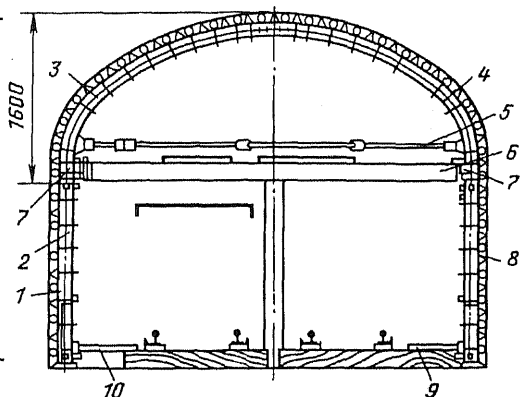
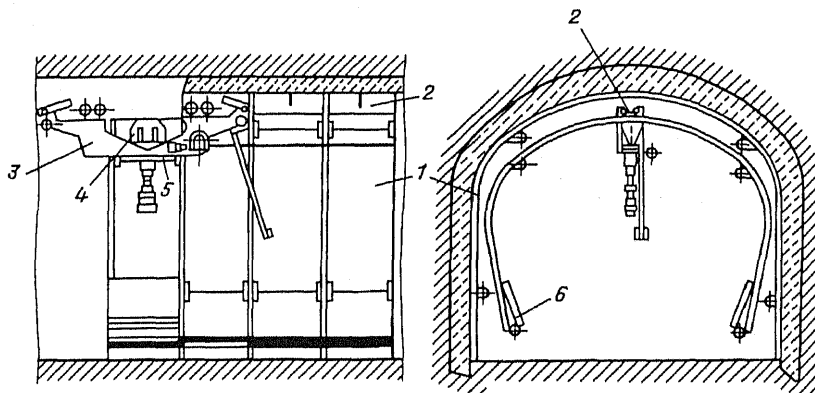


Рис. 10.16. Передвижная металлическая опалубка ОМП-1



Примером разборно-переставных опалубок является опалубка ОГУ конструкции ЦНИИПодземмаша (рис. 10.15), которая состоит из наружных 1 и внутренних 2 стоек, правого 3 и левого 4 полукружала, стяжки 5, распорок 6 с кронштейнами 7, затяжки 8 и упоров 9 и 10. Один комплект опалубки включает 11 сборных кружал и 240 металлических затяжек размером 25 × 200 см. Опалубка ОГУ позволяет возводить бетонную крепь в выработках площадью поперечного сечения 4,9–16,6 м² в свету. Достоинством разборно-переставных опалубок является возможность многократного (до 100 раз) их использования; недостатком — значительная трудоемкость монтажа и демонтажа, продолжительность работ.

Передвижные опалубки предназначены для возведения бетонной крепи в выработках значительной протяженности. Общий принцип конструкции передвижной опалубки заключается в том, что после её отрыва от затвердевшего бетона внешние размеры опалубки уменьшаются, что дает возможность переместить её по выработке. После перемещения

опалубки к месту возведения крепи внешняя поверхность раздвигается так, что ее контур соответствует конфигурации выработки в свету. Различные конструкции передвижных опалубок отличаются формой и размерами, способом отрыва от бетона, приведением в рабочее состояние и способом перемещения.

Примером передвижной опалубки является опалубка ОМП-1 конструкции КузНИИШахтостроя (рис. 10.16), которая состоит из 15 секций 1 и самоходной консольной тележки 2. Секции шириной 4450 мм, высотой 3600 мм и длиной 1000 мм выполнены в виде четырехшарнирной арки, сваренной из листовой стали с ребрами жесткости. Масса секции 1000 кг. К верхней части секции приварена двутавровая балка 2, по которой движется консольная тележка 3 со скоростью 4 м/мин. Масса тележки 600 кг, ширина 400 мм, высота 1500 и длина 3290 мм.

Порядок перестановки секции следующий: под демонтируемую секцию передвигают консольную тележку до упора в двутавр, выдвигают площадку 4 домкрата 5, убирают крепежные детали, нижняя часть секции 6 разворачивается в транспортное положение, секции опускают на тележку и перемещают к новому месту монтажа, опускают фундаментные подставки, секции устанавливают в проектное положение и крепят к ранее установленной секции болтами.

Передвижные опалубки значительно сокращают время и трудоемкость возведения бетонной крепи. Их недостаток — ограниченное применение по площади сечения и длине выработок.

Объем применения металлических опалубок пока недостаточен из-за большого количества типоразмеров сечений подземных сооружений.

Бетонную смесь укладывают за опалубку механизированным и ручным способами.

Механизированная укладка бетонной смеси за опалубку позволяет значительно сократить время производства работ и повысить производительность труда. Для укладки бетонной смеси применяют пневматические бетоноукладчики и бетононасосы.

Транспортирование бетонной смеси с поверхности земли к месту укладки производят в шахтных вагонетках и специальных бетоновозках.

Для уменьшения трудоемкости разгрузки бетонной смеси в вагонетках устраивают наклонное дно, а в торце прорезают люк, который закрывают заслоном.

Более совершенным является спуск бетонной смеси по трубам в пневматический бетоноукладчик, который транспортирует смесь по трубам за опалубку.

Укладку бетонной смеси за опалубку необходимо производить слоями высотой 20–30 см с тщательным уплотнением вибратором.

Поверхность бетона после снятия опалубки должна быть ровной и гладкой. Площадь раковин не должна превышать 100 см² на 5 м² поверхности бетона.

Возведение монолитной железобетонной крепи производят так же, как возведение монолитной бетонной крепи. Различие заключается лишь в том, что перед подачей бетона за опалубкой устанавливается арматура.

В последние годы в шахтном строительстве в сложных горно-геологических условиях с высоким горным давлением и интенсивным вывалобразованием получила применение металлобетонная крепь, которая состоит из металлических рам в сочетании с монолитной бетонной крепью и обладает большой прочностью.

Возведение монолитной бетонной крепи производят на расстоянии 30—50 м от забоя за зоной интенсивных смещений пород, что помимо технологических удобств создает нормальные условия для твердения бетона и набора им прочности. Бетон укладывают механизированным способом с помощью бетоноукладчика за металлическую инвентарную опалубку.

Основным недостатком металлобетонных крепей любых конструкций является большой расход металла, высокая стоимость и большая трудоемкость работ по возведению крепи. Расход металла на 1 м крепи выработки составляет 400—1292 кг.

Возведение набрызгбетонной крепи. Набрызгбетонную крепь возводят путем нанесения на обнаженную породную поверхность бетонной смеси под воздействием направленного воздушного потока. По способу подачи бетонной смеси к месту укладки набрызгбетонные машины делятся на два типа: для *сухого* и *мокрого набрызгбетонирования*. В первом случае бетонную смесь к месту производства работ обычно подают по трубопроводу в сухой смеси, а затворение ее водой перед укладкой производят в камере смешения бетономашин. Во втором случае к месту производства работ подают уже затворенную водой смесь, а нанесение ее на поверхность обнажения производят сжатым воздухом. Машины для сухого способа по конструктивным признакам разделяются на *камерные*, с *шлюзовым (роторным) барабаном* и *шнековые*.

Технология работ по возведению набрызгбетонной крепи заключается в следующем. Цемент и инертные заполнители (песок, щебень) перемешивают в бетономешалке и загружают в машину для набрызгбетона в сухом виде. Сухая смесь сжатым воздухом транспортируется от машины по шлангу в сопло-смеситель, куда по шлангу поступает также вода. В дальнейшем увлажненная бетонная смесь с большой скоростью выходит из сопла-смесителя и наносится равномерным слоем толщиной 5—7 см на породную поверхность выработки.

Таким образом, при возведении набрызгбетонной крепи в одном технологическом процессе объединяются приготовление и затворение смеси, перемешивание, транспортирование, укладка и уплотнение бетонной смеси.

Набрызгбетонную крепь нередко применяют в сочетании с анкерами или анкерами с металлической сеткой.

При возведении набрызгбетонной крепи применяют комплекс оборудования, позволяющий механизировать работы по транспортированию сухой смеси, загрузке ее в машину и подаче смеси к соплу. Такой комплекс оборудования изображен на рис. 10.17. В этом комплексе транспортирование смеси производят в специальных вагонетках с опрокидным кузовом, а загрузку машины осуществляют шнековым перегружателем.

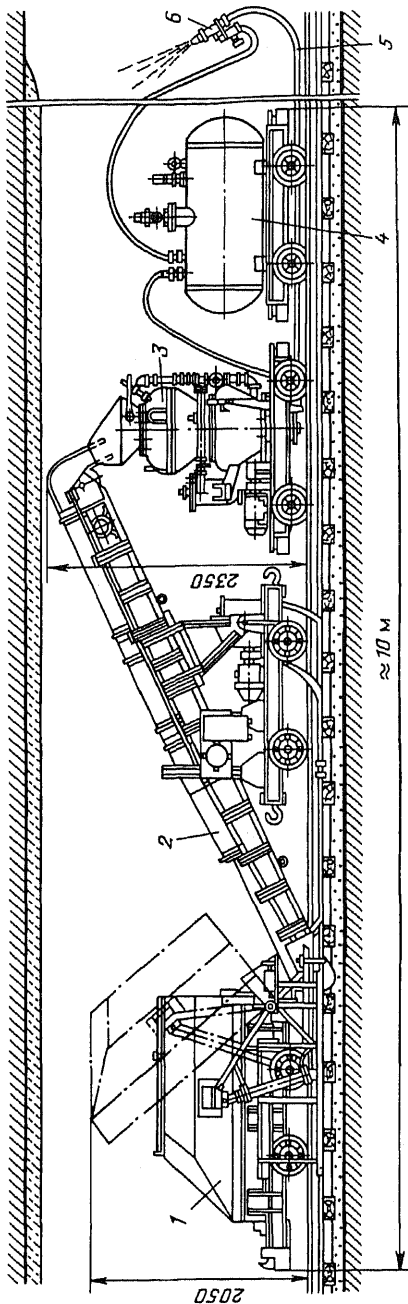


Рис. 10.17. Комплекс оборудования для возведения набрызгбетонной крепи:
 1 — вагонетка; 2 — перегружатель; 3 — двухкамерная машина БМ-60; 4 — бак для воды; 5 — шланг; 6 — сопло-смеситель

В качестве основного оборудования для возведения набрызгбетонной крепи используют машины БМ-68, БМ-70, ПБМ и др.

Производство работ по возведению набрызгбетонной крепи состоит из подготовки поверхности выработки, транспортирования материала, загрузки его в машину и нанесения смеси на стены и кровлю выработки.

Подготовка обнаженной поверхности заключается в сборке и смачивании водой кровли и стен. При запыленной поверхности ухудшается адгезия бетонной смеси с породой.

Одновременно уточняют степень обводненности бетонируемой поверхности и в зависимости от этого корректируют сроки начала и конца схватывания бетонной смеси.

При нанесении бетонной смеси важное значение имеют водоцементное отношение и расстояние от сопла до породной поверхности. Водоцементное отношение (V/C) должно быть в пределах 0,4–0,5. Количество воды, подаваемой в сухую смесь, регулирует сопловщик при помощи крана на водопроводном шланге. При увеличении количества воды против нормы (при $V/C > 0,5$) происходит повышенное оплзание смеси, а материал крепи будет пористым. При $V/C < 0,4$ покрытие получится слоистым, а процесс работы будет сопровождать интенсивное пылеобразование.

Расстояние между торцом выходной насадки и породной поверхностью рекомендуется принимать в следующих пределах: на среднем участке вертикальной стенки (шириной около 1 м на расстоянии 0,5–0,8 м от почвы выработки) — 1,1–1,3 м, на нижнем и верхнем участках вертикальной стенки — 0,9–1,1 м, на кровле выработки 0,7–0,9 м. Угол встречи струи и бетонной смеси с закрепляемой поверхностью должен быть близким к 90°.

Подачу смеси к соплу необходимо вести равномерно, без перерывов и пульсаций. Шланги и сопло периодически продувают сжатым воздухом. Нанесение бетонной смеси на вертикальную поверхность целесообразно производить прямолинейно, перекрещивающимися движениями, на своде выработки — круговыми.

Толщина одного слоя зависит от сроков начала и конца схватывания и крупности заполнителей. При использовании обычных цементов (без добавок ускорителей) и мелкого заполнителя толщина одновременно наносимого слоя составляет на стенках 4–6 см (в кровле 2–3 см, «отскок» до 20%). При применении двухкомпонентных смесей на базе специальных быстрохватывающихся и быстротвердеющих цементов толщина одновременно наносимого слоя увеличивается в стенах до 8–10 см («отскок» 8–10%) и в своде до 5–6 см («отскок» 11–13%).

В трехкомпонентных смесях на обычных цементах без химических добавок со щебнем крупностью до 10 мм величина «отскока» достигает 25–30%, а с фракцией крупностью до 20 мм — до 30–35%. В тех же смесях, но приготовленных на быстрохватывающихся цементах, величина «отскока» уменьшается в 1,5 раза.

Контроль за качеством набрызгбетонных работ включает проверку качества исходных материалов (цемента, песка, щебня), соблюдение расчетной дозировки в процессе приготовления смеси, испытание образцов бетона на прочность и соблюдение технологии покрытия.

Качество набрызгбетонного покрытия контролируют путем замеров толщины наносимого слоя и потерь материалов в виде «отскока».

Проверку состояния набрызгбетонного покрытия производят при наружном осмотре и простукивании молотком. Глухой звук указывает на неплотное прилегание покрытия к породе. В этом случае отслоившаяся часть бетона должна быть обобрана и восстановлена повторным набрызгом. Покрытие, нанесенное на основе быстрохватывающихся цементов, через 10–15 мин теряет воду, поверхность приобретает блеск, образуется твердая корка, которая через 15–20 мин не разрушается при надавливании пальцем. Это свидетельствует о схватывании и приобретении прочности на сжатие не менее 0,5 МПа.

Возведение крепи из железобетонных тубингов. Крепь из железобетонных тубингов применяют в капитальных горных выработках, расположенных вне зоны влияния очистных работ, при значительной нагрузке на крепь и отсутствии пучения породы почвы. Наиболее широко такую крепь применяют на шахтах Кузнецкого угольного бассейна.

Тубинговую крепь монтируют двумя способами: *последовательным* — тубинги устанавливают с одного борта выработки и заканчивают

в другом; *параллельным* — тубинги устанавливают с обоих бортов выработки. Последний тубинг устанавливают в замке свода.

Монтаж тубингов производят с перевязкой швов и скреплением между собой болтами. При монтаже тубингов «раскрытие» швов в радиальных стыках не должно превышать 3 мм.

Возведение крепи из железобетонных тубингов производят с помощью кранов К-1000, УК-500, УТ-1.

Для обеспечения совместной работы крепи с окружающими ее боковыми породами закрепное пространство заполняют мелкой породой (фракции 0—40 мм) после установки и расклинки каждой арки. В сложных горно-геологических условиях закрепное пространство заполняется цементно-песчаным раствором с соотношением компонентов 1 : 5. Для нагнетания раствора в каждой четвертой арке устанавливают по три тубинга с тампонажным отверстием.

Блочная крепь является многошарнирной податливой конструкцией, состоящей из клиновидных неармированных блоков. Для обеспечения податливости и равномерного распределения нагрузки по плоскости между блоками укладывают деревянные прокладки толщиной 30—40 мм. Блоки имеют длину по внутренней поверхности 600—800 мм, ширину (по длине выработки) 500 мм, толщину крепи 300—400 мм. Масса блока — не более 280 кг. Блоки свода имеют отверстия для монтажа крепи, навески оборудования и тампонажа.

Возведение блочной крепи производится при помощи крепеукладчиков различной конструкции (рис. 10.18).

Подъем блоков производят лебедкой, находящейся на расстоянии 10—20 м от места укладки. При возведении крепи блок лебедкой поднимают через рольганг на верхний сегмент арки и по роликам спускают вниз. После установки блоков на всю арку крепеукладчик передвигают по направляющим швеллерам.

К достоинствам бетонной блочной крепи относятся высокая грузонесущая способность, долговечность, способность крепи воспринимать нагрузку сразу после возведения, малые аэродинамические сопротивления, использование местных материалов. Однако возведение этой крепи требует большого объема ручных работ и очень трудоемко (50—55% трудозатрат проходческого цикла).

Возведение анкерной крепи. Анкерную крепь можно применять как временную, так и постоянную, в виде самостоятельной крепи, а также в сочетании с металлической сеткой, набрызгбетоном и металлическими и деревянными подхватами.

Возведение анкерной крепи включает работы по бурению шпуров и установке анкеров.

Бурение шпуров под анкера производят электросверлами, телескопическими перфораторами и бурильными установками. Ручные электросверла применяют при бурении шпуров в слабых и средней крепости породах. Телескопические перфораторы применяют при бурении вертикальных шпуров в крепких породах.

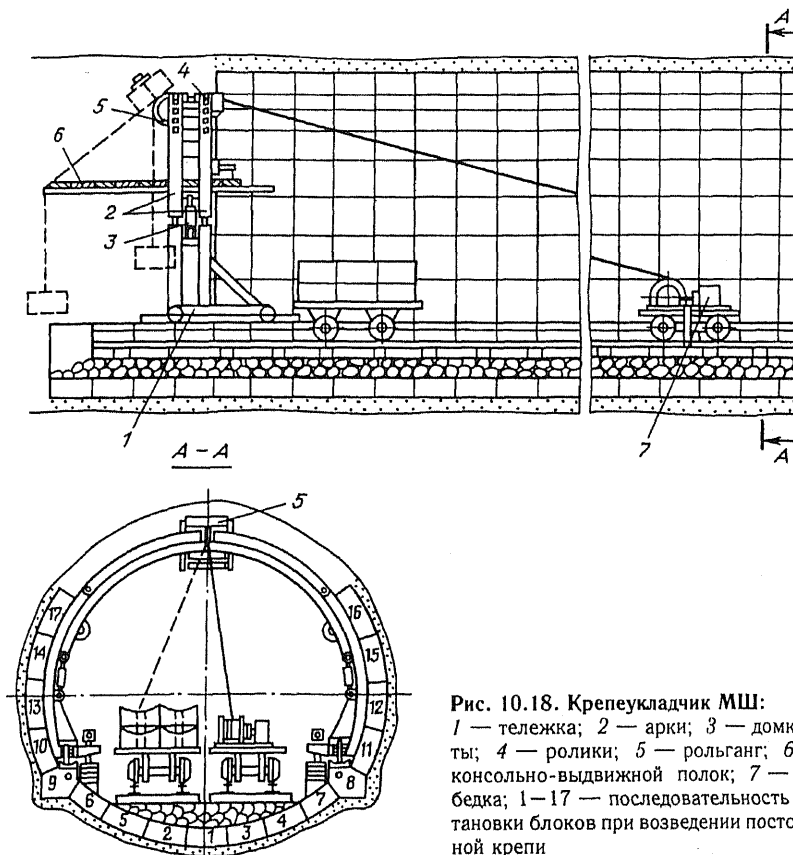


Рис. 10.18. Крепеукладчик МШ:
 1 — тележка; 2 — арки; 3 — домкраты; 4 — ролики; 5 — рольганг; 6 — консольно-выдвижной полок; 7 — лебедка; 1—17 — последовательность установки блоков при возведении постоянной крепи

Перед началом крепления забой должен быть приведен в безопасное состояние: нависшие куски породы обирают, кровлю остукивают для выявления отслоившихся плит. Через отслоившиеся плиты бурение шпуров для установки анкеров недопустимо.

Расположение и параметры (глубина и диаметр) шпуров должны строго соответствовать паспорту крепления, глубину шпуров при этом контролируют при помощи колец ограничителей, закрепленных на буровой штанге, или метки на ней. Глубина шпура должна быть на 5—7 см больше длины анкера с опорными плитами. Расстояния между анкерами в ряду и между рядами зависят от крепости пород, типа анкера, ширины выработки, их определяют расчетом.

В производственной практике при проведении выработок в породах с $f = 4 \div 6$ расстояние между анкерами по длине и ширине выработок принимают равным 1—1,2 м.

После установки и закрепления анкера производят их натяжку.

10.9. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

При строительстве горных выработок буровзрывным способом кроме основных операций проходческого цикла большое значение имеют вспомогательные работы. К ним относят установку временной крепи, устройство водоотливной канавки, настилку рельсовых путей (при применении рельсового призабойного транспорта), прокладку трубопроводов и кабелей, оборудование освещения, маркшейдерское обслуживание и другие работы.

Временная крепь. После проветривания забоя его осматривают горный мастер или бригадир и взрывник. Они устанавливают наличие не взорвавшихся зарядов и при необходимости принимают меры к их ликвидации. Нарушенную взрывом крепь восстанавливают. Проверяют состояние кровли и боков выработки, производят оборку отслоившихся кусков породы.

Вывалы породы в забоях являются одной из главных причин травматизма. По этой причине происходит 58—61% травм от общего числа несчастных случаев. В этой связи призабойную часть выработки до места возведения постоянной крепи закрепляют временной крепью.

Временная крепь должна быть приспособлена для неоднократного использования, быть удобной при транспортировании, простой в конструктивном отношении, обеспечивать механизацию возведения и достаточную прочность.

По конструкции временная крепь разделяется на *предохранительную* и *поддерживающую*.

Предохранительные крепи защищают рабочих от вывалов кусков породы. Различают предохранительные крепи *консольные* и *переносные*. Консольные крепи имеют широкое распространение в отечественной и зарубежной практике. Например, в Донбассе 80% предохранительных крепей относятся к креплям консольного типа. На рис. 10.19 представлена предохранительная консольная крепь, которая состоит из трех сетчатых секций 6, перемещающихся по балке-монорельсу 2 при помощи лебедки, трос которой 5 проходит через ролик 4. Балка-монорельс подвешена к аркам постоянной крепи 1 скобами 3. Сетчатые секции удерживаются телескопическим устройством 7 и 8.

В качестве переносной консольной предохранительной крепи может быть представлена крепь (рис. 10.20), состоящая из двух быстроразъемных треугольных ферм 1, установленных по бокам выработки, на которые помещают верхняки 2 постоянной крепи, с последующей затяжкой кровли 3. Верхняк распирают стойками ВК-8.

Поддерживающие временные крепи бывают двух типов — *переносные* и *непереносные*. Переносные временные крепи весьма часто имеют рамную конструкцию, их изготовляют из гидростоек ГС-3 с башмаком под деревянный верхняк. Постоянную крепь возводят между рамами временной крепи.

Непереносные поддерживающие крепи применяют главным образом при креплении выработок постоянной металобетонной крепью. В качестве непереносных рам применяют обычные металлические крепежные

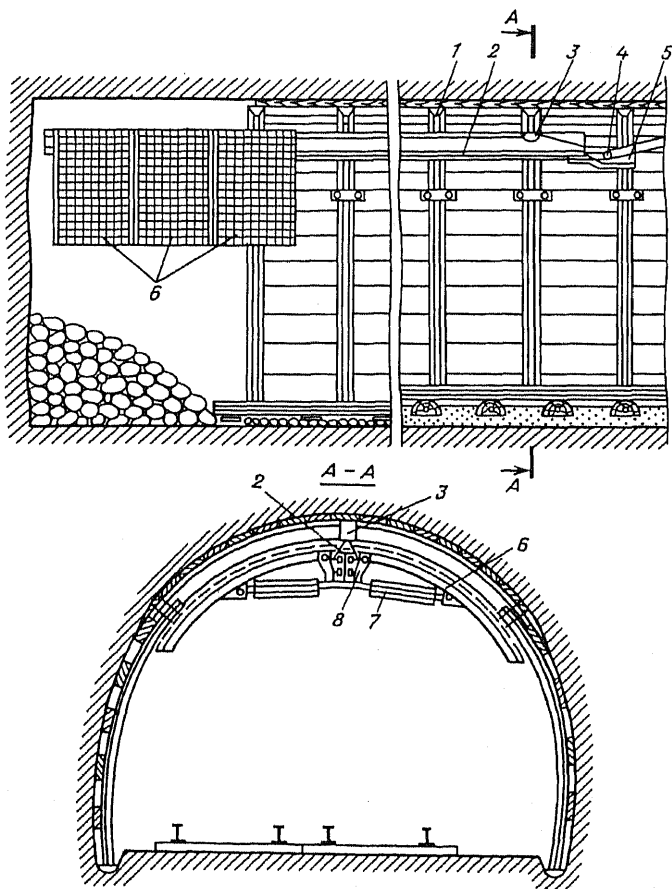


Рис. 10.19. Предохранительная консольная крепь конструкции ВНИИ-ОМШСа

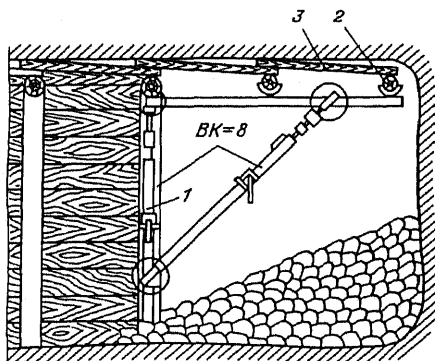


Рис. 10.20. Предохранительная консольная крепь конструкции ВостНИИ

арки, которые оставляют в бетоне при возведении постоянной металлобетонной крепи.

Подвесная временная крепь состоит из верхняка прямолинейного или циркульного очертания, удерживаемого у кровли выработки анкерами или штырями с затяжкой.

Водоотводные канавки предназначены для стока воды по выработке в сторону от забоя.

Конструкция и размеры водоотводных канавок зависят от крепости пород, величины притока воды и типа крепи.

Обычно водоотводные канавки имеют трапецевидное сечение, их располагают со стороны движения людей по выработке.

В крепких ($c f > 10$) породах водоотводные канавки устраивают без крепи.

В слабых и средней крепости породах водоотводные канавки крепят деревянными рамами, монолитным бетоном, железобетонными и асбестоцементными лотками. Наиболее целесообразно применять асбестоцементные лотки, которые обеспечивают простоту устройства канавки, значительно легче и дешевле железобетонных.

Для устройства водоотводной канавки в месте ее расположения бурят один-два наклонных шпура. Взрыванием шпура разрушают породы водоотводной канавки. Доработку поперечного сечения канавки до проектных размеров производят отбойными молотками.

Настилка рельсовых путей. При проведении горных выработок производят настилку рельсовых путей.

Рельсовый путь состоит из верхнего и нижнего строений. Нижнее строение — почва выработки. Верхнее строение — балласт, шпалы, рельсы и крепежные материалы.

В качестве балласта применяют щебень и гравий крупностью 20—40 мм.

Используют деревянные и железобетонные шпалы, которые укладывают на слой балласта толщиной 90—100 мм. Число шпал на 100 м пути: при откатке локомотивом со сцепным весом до 140 кН — 150—170, более 140 кН — 170—200 шт. В выработках с углом наклона более 10° шпалы укладывают в поперечные канавки на $2/3$ высоты.

Тип рельсов зависит от сцепного веса электровоза. Во вспомогательных выработках применяют рельсы с массой 1 м 18 и 24 кг. На главных откаточных выработках применяют рельсы с массой 1 м 22 и 38 кг. Рельсы крепят к шпалам костылями или винтами и соединяют накладками.

Работы по настилке рельсового пути проводят в следующей последовательности: устанавливают отвесы по продольной оси пути; на стойках пути отмечают реперы горизонтальной планировки; раскладывают шпалы на 3—4 звена рельсов; на шпалы укладывают рельсы и подкладки. Рельсы крепят к шпалам и соединяют между собой планками; засыпают первый слой балласта; производят рихтовку шпал по горизонтальным реперам и подбивку балласта под шпалы; засыпают второй слой балласта на $2/3$ высоты шпалы.

Монтаж трубопроводов и кабелей. При строительстве горных работ необходимо прокладывать трубопроводы и кабели различного назначения. Трубопроводы диаметром 100—200 мм соединяют на фланцах, укладывают на почве или подвешивают к крепи на высоте не менее 1800 мм.

Подвеску трубопроводов целесообразно производить трубоукладчиком. Перед подвеской трубы на почве выработки соединяют в плети длиной до 24 м. Подъем и навеску плетей производят двумя синхронно работающими трубоукладчиками. С применением трубоукладчика производительность труда повышается в 8—13 раз.

Для снабжения забоя электроэнергией и сигнализацией к забою прокладывают силовые и слаботочные кабели. Силовые кабели подвешивают с противоположной от трубопроводов стороны. Прокладку силовых и слаботочных кабелей производят раздельно.

Слаботочные кабели подвешивают над трубопроводами на расстоянии 300—400 мм.

Освещение выработок и особенно призабойной зоны имеет важное значение для повышения производительности, безопасности и качества работ. Для освещения выработок применяют светильники в *нормальном* (РН-60-1, РН-60-2), *повышенном* (РП-60) и *взрывобезопасном* (РВЛ-80, РВЛ-15, РВР-80, ИВС-15) исполнении. В камерах применяют светильники мощностью 150 и 200 Вт. Постоянная осветительная сеть должна быть расположена на расстоянии не далее 20 м от забоя.

Призабойную зону освещают светильниками мощностью 100 Вт, подвешенными через 4—6 м, и светильниками, установленными на бурильных и погрузочных машинах и комбайнах.

Для питания подземных светильников следует применять напряжение не более 220 В, а светильников, встроенных в горные машины, — не более 127 В.

Все подземные рабочие должны иметь индивидуальные аккумуляторные светильники со световым потоком не менее 30 лм.

Маркшейдерское обеспечение. Одной из основных задач геодезическо-маркшейдерской службы является выполнение комплекса работ по геометрическому обеспечению строительства в соответствии с технической проектной документацией, утвержденной в установленном порядке.

При ведении горных работ геодезическо-маркшейдерская служба обеспечивает:

- контроль соответствия строительства проектам, календарным планам, объемам и скоростям;
- задание проектных направлений и уклонов выработке;
- систематическую проверку направления, уклона, профиля и размеров выработки;
- выполнение ежемесячных маркшейдерских замеров и контрольный учет объемов выполненных работ;
- ведение установленного обязательного комплекта геодезической и маркшейдерской документации и пополнение этой документации в установленные сроки.

Маркшейдерская служба указывает линейному персоналу на все случаи отклонения от технической документации, которые заносит в «Журнал геодезическо-маркшейдерского контроля».

10.10. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ

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

При строительстве горных выработок буровзрывным способом совершенствование организации работ происходит в следующих направлениях: выполнение работ по графику цикличности; планово-предупредительный ремонт механизмов для обеспечения исправной их работы; укомплектование бригады квалифицированными рабочими; бесперебойное материально-техническое и энергетическое снабжение.

Наиболее прогрессивной организацией труда является проведение работ по графику цикличности. Цикличная организация работ предусматривает выполнение технологических процессов в определенной последовательности в установленное графиком время. График цикличности увязывает в пространстве и времени выполнение всех технологических процессов с учетом объема работ, производительности оборудования, числа и расстановки рабочих.

Продолжительность проходческого цикла определяется от начала проведения одного процесса (например, бурение шпуров) до его возобновления после выполнения всех процессов, входящих в цикл.

Проходческий цикл при буровзрывном способе складывается из следующих процессов, которым соответствует время их проведения: бурение шпуров ($t_б$); зарядание и взрывание ($t_з$); проветривание ($t_в$); осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние, возведение временной крепи ($t_о$); погрузка породы ($t_п$); возведение постоянной крепи ($t_к$); устройство водоотводной канавки, настилка рельсовых путей, наращивание ставов труб вентиляции, сжатого воздуха и другие вспомогательные работы ($t_{вс}$):

$$t_{ц} = t_б + t_з + t_в + t_о + t_п + t_к + t_{вс} .$$

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

При прочих равных условиях продолжительность цикла возрастает с увеличением крепости пород, площади поперечного сечения выработки и глубины шпуров, при недостаточном числе проходчиков и низкой их квалификации. Продолжительность цикла уменьшается при применении высокопроизводительных машин и бесперебойной их работе, прогрессивной технологической схемы и нормативном материальном и энергетическом обеспечении.

Основополагающим принципом установления продолжительности цикла является обеспечение высокой скорости проведения выработки при минимальных затратах труда и средств.

В случаях когда необходимо осуществлять проведение выработки в сжатые сроки с заданной скоростью, продолжительность цикла $t_{ц}$ определяют по формуле

$$t_{ц} = n_{ч} n_{с} l_{ш} \eta / v ,$$

где $n_{ч}$ — количество рабочих часов в сутках; $n_{с}$ — число рабочих суток в месяце; $l_{ш}$ — глубина шпура, м; η — КИШ; v — скорость проведения выработки, м/мес.

При производстве работ фактическая продолжительность цикла обычно превышает расчетную из-за выполнения работ, не предусмотренных графиком (вывалы пород, притоки воды и т.п.), внутрисменными и непредвиденными простоями в связи с неисправностью механизмов и перебоями в снабжении.

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

С целью оптимизации проходческого цикла предложены различные методики экономико-математического моделирования горно-строительных работ, в частности:

- продолжительность основных процессов определяют исходя из глубины шпуров, а параметры проходческого цикла рассчитывают из продолжительности рабочей смены или ее части;
- месячная скорость подвигания забоя выработки является исходной информацией, с которой увязывают параметры проходческого цикла;
- пооперационное моделирование трудоемкости проходческого цикла;
- математическое моделирование эксплуатационной производительности проходческого оборудования и определение через нее продолжительности проходческого цикла.

Расчет проходческого цикла (графика цикличности) производится в следующей последовательности. Составляют перечень процессов (работ), входящих в проходческий цикл. Для каждого процесса определяют объем работ, время их выполнения и затраты труда.

Время выполнения механизированных процессов t_i^M , включающих бурение шпуров и погрузку породы, составляет

$$t_i^M = \frac{V_i^M}{Q_{зи} n_i K_c} + t_{пз},$$

где V_i^M — объем работы i -го процесса; $Q_{зи}$ — эксплуатационная производительность машины в час i -го процесса; n_i — число проходческих машин в забое; K_c — коэффициент, учитывающий снижение эксплуатаци-

онной производительности машин при совместной их работе ($K_c = 0,95$ для бурильных установок, $K_c = 0,85$ для погрузочных машин); $t_{пз}$ — время выполнения подготовительно-заключительных работ i -го процесса, ч.

Время выполнения немеханизированных процессов, выполняемых вручную, — возведение арочной крепи, устройство канавки и т.п. — определяется по трудоемкости работ

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

где V_i^p — объем работ i -го процесса; N_i — норма времени на выполнение единицы работ i -го процесса, ч; K_i — коэффициент, учитывающий отклонение от норм времени по различным причинам (приток воды, угол наклона выработок и т.п.); n_p — число рабочих, занятых на выполнении i -го процесса; N_i и K_i принимают в соответствии с «Едиными нормами и расценками» (ЕНиР).

Для учета организационных факторов при расчете продолжительности проходческого цикла вводится система коэффициентов: $k_{орг}$ — коэффициент, учитывающий уровень организации труда в забое ($k_{орг} = 0,73$ — для выработок с нормативной скоростью проведения; $k_{орг} = 0,81$ — для выработок, лежащих на критическом пути; $k_{орг} = 1$ — для скоростного проведения выработок); $k_{бр}$ — коэффициент, учитывающий профессиональную подготовку членов бригады ($k_{бр} = 0,97$ — при скоростном проведении выработок, $k_{бр} = 0,83$ — для проведения протяженных выработок, $k_{бр} = 0,68$ — для новых бригад); k_k — коэффициент, учитывающий изменение численности бригады ($k_k = 0,94$ и $1,06$ соответственно при уменьшении и увеличении численности бригады на одного человека); $k_{ппр} = 1,11 \div 1,17$ — коэффициент, учитывающий регламентированные перерывы.

Таким образом, продолжительность цикла без совмещения работ составит

$$t_{ц} = \sum_{i=1}^n t_i^p + \frac{k_{ппр}}{k_{орг} k_{бр} k_k} \sum_{i=1}^n t_i^m.$$

При совмещении горно-строительных работ продолжительность цикла составит

$$t_{ц} = \left(\sum_{i=1}^n t_i^p + \frac{k_{ппр}}{k_{орг} k_{бр} k_k} \sum_{i=1}^n t_i^m \right) k_{ci},$$

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

При низких (50–75 м/мес) скоростях проведения выработки средняя продолжительность цикла составляет 20–30 ч. В этом случае имеют место значительные внутрисменные и целосменные простои. При высо-

ких (200–300 м/мес) скоростях проведения выработки средняя продолжительность цикла снижается до 4–7 ч. На рекордных проходках применяются широкое совмещение работ, а продолжительность цикла снижается до 1,5–2,5 ч.

При составлении графика цикличности необходимо указывать: наименование процессов, объем работ и число рабочих, занятых по каждому процессу, продолжительность выполнения процесса. При расстановке рабочих по процессам в любое время цикла должны быть заняты все рабочие.

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

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

Своевременное и в необходимом количестве обеспечение материалами и энергетическими ресурсами предопределяет бесперебойную работу, сокращает простои, что способствует повышению скоростей и производительности труда.

Производительность труда. Производительность труда предопределяется трудоемкостью работ и характеризует технику, технологию и организацию производства горнопроходческих работ.

Производительность труда измеряется в кубических метрах готовой выработки на одну человеко-смену ($\text{м}^3/\text{чел.}-\text{смену}$):

$$P = \frac{v S_{\text{св}}}{n_{\text{д}} n_{\text{вых}} \lambda},$$

где v — месячное подвигание забоя выработки, м/мес; $S_{\text{св}}$ — площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ; $n_{\text{д}}$ — число рабочих дней по проходке в месяц; λ — коэффициент, учитывающий продолжительность смены, $\lambda = 6/t_{\text{см}}$; $t_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; $n_{\text{вых}}$ — число фактически отработанных человеко-смен в сутки (число выходов).

Иногда производительность труда определяют в линейных единицах, м/чел.-смену:

$$P' = \frac{v}{n_{\text{д}} n_{\text{вых}} \lambda}.$$

Производительность труда в линейных единицах неполностью отражает трудовые затраты на строительство горных выработок и может использоваться при сравнении результатов по выработкам с равными площадями поперечных сечений.

Производительность труда зависит от геологических, технологических и организационных факторов.

Наблюдается снижение производительности труда в последние годы, что объясняется усложнением проведения выработок в связи с увеличением глубины разработки.

В общем случае трудоемкость работ увеличивается, а производительность труда уменьшается с возрастанием крепости пород при применении более сложных конструкций крепи.

ГЛАВА 11

ГОРНОПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМБАЙНОВ

11.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

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

Удельный вес комбайновой проходки в угольной промышленности России в настоящее время составляет около 50% объемов проходки. Из них около 40% проходится по углю. На 2000 г. намечено увеличение удельного веса комбайновой проходки до 80%. Значительно увеличатся объемы проходки выработок по углю, что обусловлено проведением политики реструктуризации отрасли, предусматривающей прекращение добычи угля из маломощных пластов, сокращение добычи на крутопадающих пластах.

В угольной промышленности РФ по состоянию на 1.01.96 г. парк проходческих комбайнов состоял из 789 комбайнов, из них в работе находилось 487. Около 90% этого парка представлены комбайнами 1ГПКС, 1ПК-Зр и 4ПУ. Все эти комбайны оснащены продольно-осевыми коронами.

При комбайновом способе проведения горных выработок существенно сокращается число основных процессов проходческого цикла по сравнению с буровзрывной технологией. Вспомогательные процессы остаются такими же, как и при буровзрывной технологии. Большое внимание следует уделять пылеподавлению. По существу технология строительства сводится к механическому разрушению массива, погрузке и транспортировке породы, что можно выполнять одновременно с возведением постоянной крепи. Такие процессы, как бурение шпуров, зарядание и взрывание, проветривание и приведение забоя в безопасное состояние после взрывания, исключаются из проходческого цикла. Для комбайновой

технологии строительства характерна циклично-поточная организация труда. Поэтому большое значение приобретает своевременность выполнения вспомогательных процессов: настилка рельсовых путей, увеличение длины конвейеров, прокладка труб и кабелей, устройство водоотливной канавки и др., относительная трудоемкость которых в связи с недостаточным уровнем их механизации значительно возрастает.

Основными достоинствами комбайнового способа проведения горных выработок являются:

- полная механизация и совмещение по времени основных процессов выемки и погрузки горной массы, при применении временных передвижных крепей с этими работами совмещают также возведение постоянной крепи;
- выемка породы производится в пределах проектного контура выработки без нарушения сплошности окружающего массива;
- увеличение темпов проходки и производительности труда рабочих в 2—2,5 раза по сравнению с буровзрывным способом проходки;
- снижение стоимости строительства;
- повышение безопасности и улучшение санитарных условий работ.

В качестве одного из основных критериев оценки сопротивляемости пород разрушению механическим способом принят предел прочности пород при одноосном сжатии. Эффективность работы проходческих комбайнов зависит не только от прочностных свойств пород, но и в значительной степени от их абразивности, так как последняя изнашивает породоразрушающий инструмент, изменяя его геометрию, обуславливает рост усилий, действующих на комбайн в целом.

Выбор параметров режима разрушения производят с учетом хрупкости и вязкости пород. Эти характеристики определяют как частное от деления пределов прочности пород на одноосное сжатие и растяжение.

Нарушенность и трещиноватость массива также оказывают существенное влияние на сопротивляемость его разрушению механическими способами.

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

Комбайны бурового типа могут разрушать породы с крепостью до 150 МПа и более. Они работают по принципу распорно-шагающих механизмов и обеспечивают проходку выработок круглой формы. Проходческие комбайны бурового действия имеют роторный исполнительный орган, объединяющий функции разрушения породы, погрузки и транспортировки, снабженный шарошками лобового резания, погрузочными ковшами и ленточным конвейером. Роторный исполнительный орган разрушает породу шарошками одновременно по всей площади забоя и поэтому требует усилия подачи 1400—1600 кН и выше, а также большой мощности электродвигателей: 440—540 кВт — для исполнительного органа, 660—850 кВт — для всего комбайна и 900—1100 кВт — для комбайна со вспомогательным оборудованием.

Основные типы комбайнов бурового типа приведены в табл. 11.1.

Таблица 11.1

Характеристики	Комбайны бурового типа				
	КРТ	Союз-19у	Урал-10КСА	Урал-20КСА	ПК-8м
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	16,5	20,6	8,3; 9,4; 10,5	15,3; 17,9; 20,2	8—9
Максимальный коэффициент крепости разрушаемых пород по шкале проф. М.М.Протоdjeякова	8	8	4	4	4
Абразивность пород, мг	35	35	—	—	—
Угол наклона выработки, градус	± 10	± 10	± 12	± 12	± 15
Мощность двигателей комбайна, кВт:					
установленная суммарная	417	960	444,6	536	356
исполнительного органа	230	640	—	—	—
Усилие подачи, кН	1600	6400	—	—	—
Масса комбайна, т	116	280	63	78—82	65
Длина комбайна, м	15	15,2	12,3	11,5	9,3

Недостатками комбайнов бурового действия являются: ограниченная мобильность из-за сложного распорно-шагающего устройства; большие масса и длина комбайна (масса 90—250 т, длина 15—16 м); способность проходить только выработки круглого сечения с большим радиусом искривления (100—140 м); необходимость замены роторного исполнительного органа при изменении размеров выработки; громоздкость комбайна, затрудняющая его осмотр, ремонт и выполнение работ по креплению выработок; высокая трудоемкость монтажных работ (на доставку и монтаж затрачивается 1000—2500 чел.-смен без учета устройства специальной камеры объемом до 1200—1500 м³).

В связи с высокой стоимостью и большими затратами времени на монтажные работы комбайны бурового действия целесообразно применять только при проведении длинных малоискривленных выработок, в настоящее время их, как правило, применяют для проведения длинных тоннелей и реже — выработок в шахтах.

Практический интерес для горнодобывающих предприятий представляют стреловые проходческие комбайны (табл. 11.2) или, как их еще называют, комбайны избирательного действия, которые позволяют полностью механизировать процесс отбойки и погрузки горной массы. Эти мощные самоходные агрегаты снабжены режущей головкой и погрузочным органом. Как правило, комбайны имеют гусеничный ход, но имеются модификации на пневмоколесном и рельсовом ходу. Погрузочный орган обычно представляет собой комбинацию нагребающих лап или нагребающего ковшового органа со скребковым или цепным конвейером. Комбайны избирательного действия имеют по сравнению с комбайнами бурового типа следующие преимущества: более

Таблица 11.2

Характеристики	Стреловые проходческие комбайны (избирательного действия)									
	КП-25	КП-20Б	1ГПКС	1ГПК-3р	4ПУ	К56МГ	КН-78	4ПП-5	4ПП-2м	П-160
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	7-25	7-20	6-17	5,3-12	4-8,2	4-8,5	—	14-35	9-25	9-33
Предел прочности пересекаемых пород при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$, МПа	90	80	70	60	50	50	—	90	80	100
Абразивность, мг	15	15	15	12	10	5	—	15	15	—
Угол наклона выработки, градус	± 12	± 20	± 20	± 10	± 10	± 15	± 18	± 10	± 10	± 10
Техническая производительность комбайна, м ³ /мин:										
по уголю	2,4	1,83	1,42	1,65	1,2*	2,25*	1,1*	—	—	2
по породе	0,2-0,3	0,24	0,23	0,22	0,18	—	—	0,29	0,26	0,27
Установленная мощность комбайна, кВт	155	180	110	108,5	74	88	89	340	225	280
Мощность привода исполнительного органа комбайна, кВт	110	90	55	45	22	55	55	200	120	160
Масса комбайна, т	37	25	20	13	10,5	12,7	15,3	75	45	48
Длина комбайна, м	10,5	9,5	10,5	6,57	5,9	5,4	—	14	9,1	12

* Техническая производительность приведена в т/мин.

Таблица 11.3

Характеристики	Комбайны избирательного действия												
	AM-75	AM-105	ABM-30	E-134E	E-169	H4.10	LN-1300H	МК-1	12СМ18-10В	WAV-300	ET-160	E2460/2480-3	
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	8-33,5	10-36	6,0×4,5	11,5-38	9,5-24	5,5×5,13	5,9-17,5	3,5×2,9	3,3×3,68	9,5-37	10-33	3,1×2,44	
Коэффициент крепости пород по М.М.Протодьяконову	7	8	Н.д.	8	7	Н.д.	6	Н.д.	Н.д.	8	8	Н.д.	
Угол наклона выработки, градус	± 18	± 18	Н.д.	+9/-14	+15/-18	Н.д.	± 11,3	± 14	Н.д.	± 22	± 20	Н.д.	
Установленная мощность, кВт	290	487	540	353	225	507	310	146	373	434,5	360	254	
Мощность привода исполнительного органа, кВт	200	300	250	115/230	140	400	142	90	2×112	300	200	2×93	
Масса комбайна, т	49	90	85	70	44	78,5	52	20,3	54,4	74	65	35,8	
Длина комбайна, м	9,5	11,2	10,9	12,28	10,5	13,3	10,21	7,53	10,82	12,85	13,5	10,21	
Фирма-изготовитель	«Фест-Альпине Бергтехник» (ФРГ)			«Паураат» (ФРГ)			«Доско» (Великобритания)			«Джой» (США)	«Вест-фалия-Бекорит» (ФРГ)	«АК-Эйк-гофф» (ФРГ)	«Эййко» (США)

маневренны, их можно монтировать в выработках небольшой площади сечения (8—10 м²) без применения специального оборудования, обеспечивают раздельную выемку горной массы в смешанных забоях в выработках любой формы, после окончания проведения выработки переводятся в другой забой без перемонтажа, имеют меньший вес и дешевле комбайнов бурового действия. Имея перечисленные преимущества, стреловые комбайны значительно (в 2—4 раза) уступают комбайнам бурового типа по производительности.

Комбайны избирательного действия выпускаются двух типов: *тяжелого* (масса более 40 т) и *легкого* (масса до 20 т). В настоящее время в основном применяют комбайны легкого типа (более 85%) с резовыми исполнительными органами. За рубежом находят применение (около 70%) комбайны тяжелого типа в породах с прочностью на сжатие более 60 МПа. В породах меньшей прочности используют комбайны легкого типа как при проходке выработок, так и при добыче полезных ископаемых.

При проведении выработок по угольным пластам в США, Австралии, Великобритании, Канаде и других странах в подавляющем большинстве случаев применяют проходческие комбайны системы «Континиус майнер» с широкозахватным исполнительным органом. Эти комбайны обеспечивают высокие темпы проходки — до 20 м/сут и более. Характеристики некоторых типов зарубежных комбайнов избирательного действия приведены в табл. 11.3.

Главной частью рабочего органа стрелового комбайна является режущая головка, выпускаемая двух типов: с *продольным* и *поперечным перемещением*.

Режущие головки с продольным перемещением имеют конусную, сферическую или шнекообразную форму, с поперечным — форму барабана, сферы или нескольких дисков, вооруженных твердосплавными резами. Линейная скорость режущих головок составляет 1—3,5 м/с. В крепких породах увеличение скорости вызывает повышенный износ резов и пылеобразование.

В некоторых конструкциях комбайнов используют телескопические стрелы, что увеличивает объем проходки из одного положения машины. Отбойку породы осуществляют за счет напорного усилия, создаваемого движением комбайна, и вращательного движения режущей головки. Дополнительные усилия, разрушающие породу, возникают также благодаря боковому перемещению стрелы комбайна.

При использовании режущей головки с продольным перемещением направление ее внедрения в забой (направление зарубки) перпендикулярно окружному усилию, поэтому головку можно внедрить в забой при относительно малых усилиях. Зарубку ведут путем подачи машины на забой при небольшом повороте стрелы комбайна. Для крепких пород рекомендуют горизонтальное положение стрелы. Максимальная глубина вруба равна длине режущей головки, но обычно она составляет 0,5—0,7 ее длины. В зависимости от направления залегания слоев пород в забое главное направление резания может быть горизонтальным, вертикаль-

ным или наклонным. Толщина снимаемой стружки колеблется от нескольких сантиметров до значений, равных диаметру головки. Например, при диаметре головки 1—1,5 м в породах с пределом прочности на сжатие до 100 МПа толщина стружки составляет 10—30 см.

При движении режущей головки с поперечным перемещением направление ее внедрения в забой совпадает с окружным усилием, поэтому для внедрения необходимо более значительное усилие подачи. Дополнительно к подаче машины на забой производят активные движения стрелой. Обычно вруб располагают в верхней части забоя и выполняют его в виде горизонтальной щели. Максимальная глубина вруба составляет 0,75 диаметра режущей головки. Резание можно производить только в одном направлении (например, сверху вниз). Величина подачи головки практически постоянна.

Режущие головки обоих типов оборудованы однотипными резцами, их форма, размеры и тип твердого сплава зависят от крепости разрушаемых пород. Охлаждение резцов и пылеподавление осуществляют водой, подаваемой через специальные форсунки, расположенные на режущей головке.

Большинство проходческих комбайнов избирательного действия работают с поворотными круглыми резцами. Эта конструкция в настоящее время используется всеми изготовителями проходческих комбайнов.

Комбайны избирательного действия обладают следующими основными достоинствами: возможность обработки забоя выработки любой формы, кроме круглой, с площадью поперечного сечения от 4 до 30 м² и более; обеспечение селективной выемки; возможность установления

Таблица 11.4

Характеристики	Проходческие комплексы				
	КГК-1	КГК-2	КСО-1м	К4ПП-2	К4ПП-5
Расчетная скорость проведения выработки, м/смену	3—6	2,8—5	4—6	2,5—4	2,5—4
Площадь поперечного сечения выработки, м ²	13—18	13—20	4,7—15	15—20	16—36
Форма поперечного сечения	Арочная		Трапециевидная или прямоугольная		
Базовый комбайн	4ПП-2м	4ПП-2м	1ГПКС	4ПП-2м	4ПП-5
Призабойный транспорт	Перегружатель		У-84	Ленточный перегружатель ППЛ-1К	
Транспорт по выработке	1ЛТ-80	1ЛТ-80	Бункер-вагон Б-1	Ленточный телескопический конвейер 1ЛТП-80	
Постоянная крепь	Анкерная	Арочная металлическая или анкерная		Металлическая податливая	
Оборудование для возведения крепи	КПУ-1	КПУ-1	ПА-1	КПУ-2	КПМ-8
Длина комплекса, м	50	60	20	50	55
Масса комплекса, т	—	—	25	70	100

крепи в непосредственной близости от забоя; высокая маневренность и относительно малая масса.

К основным недостаткам комбайнов избирательного действия относят: цикличное действие при разработке породы на части забоя, что снижает эксплуатационную производительность комбайна; неуравновешенность в продольном и поперечном направлении и конструктивная сложность исполнительного органа, связанная с возникновением динамических нагрузок; более сложная конструкция погрузочных устройств; невозможность проведения выработок по крепким, абразивным породам; пылеобразование и низкая эффективность средств борьбы с пылью.

В настоящее время большое внимание уделяется созданию комплексов на базе проходческих комбайнов избирательного действия с целью механизации основных процессов и совмещения выемки горной массы с креплением выработки и другими работами. Комбайновые комплексы состоят из набора оборудования для механизации основных процессов. В зависимости от типа комбайна подбирают остальное оборудование, обеспечивающее высокие скорости проходки и высокую производительность труда по всей технологической цепочке. Расчетные скорости проведения выработки достигают 400 м/мес и производительность труда рабочего до 10 м³/чел.-смену и более. Состав и технические характеристики комплексов даны в табл. 11.4.

11.2. РАЗРУШЕНИЕ МАССИВА

Необходимо подчеркнуть, что процесс «разрушение массива» является главным в комбайновой технологии.

Разрушение забоя горной выработки осуществляется исполнительным органом проходческого комбайна.

Буровые комбайны одновременно разрушают породы по всей площади забоя при помощи специального инструмента в виде резцов, штыревых и зубчатых шарошек. Проходческие комбайны бурового типа разделяют на две группы: для проведения горных выработок по углям, солям и мягким породам с $f < 4$ и для проведения горных выработок по крепким абразивным породам с $f = 8 \div 16$. Комбайны этого типа имеют ограниченную область применения на шахтах и рудниках из-за высокой стоимости и значительных затрат времени и труда на подготовительно-заключительные работы.

Конструкция исполнительного органа современного комбайна избирательного действия включает взаимосвязанные составные части (агрегаты, узлы, системы), выполняющие его основное функциональное назначение — разрушение забоя и оформление контура проводимой выработки в определенном диапазоне типоразмеров сечений с режимными параметрами, обеспечивающими техническую характеристику комбайна и безопасность проведения работ в заданных горно-геологических условиях. Основными составными частями исполнительного

органа являются: режущая часть (коронки), приводная часть (двигатель, редукторы), несущая корпусная часть (стрела), система подвески с механизмом вертикального и горизонтального поворота стрелы, система орошения и взрывозащиты.

Режущие части исполнительных органов разделяют по конструкции на *продольно- и поперечно-осевые коронки*, что определяет их разное взаимодействие с разрушаемым массивом. Некоторые зарубежные фирмы — изготовители проходческих комбайнов по заявкам заказчика оснащают их любой режущей частью. Продольными коронками оснащены все отечественные комбайны избирательного действия, и они имеют конусную, сферическую или шнекообразную форму. Продольная коронка вращается вокруг продольной оси стрелы. При этом главное направление поворота стрелы перпендикулярно к оси вращения режущей коронки. Поперечно-осевая коронка, которая имеет форму барабана, сферы или нескольких дисков, вращается вокруг оси, перпендикулярной к стреле. Главное направление стрелы совпадает с направлением оси вращения режущей коронки.

Режущие коронки современных отечественных комбайнов оснащаются поворотными резцами с передним упором типа РГ-401-12; РГ-401-12S; РГ-501-16; РГ-501-16S; РГ-501-18S и другими, имеющими твердосплавные вставки цилиндрической формы диаметром 12; 15,5; 16; 19,5 мм и грибовидной формы диаметром 12; 16; 18 мм.

Разрушение забоя горной выработки режущей коронкой исполнительного органа комбайна производят заходками. Наиболее сложный момент разрушения — это первоначальное внедрение рабочей коронки в массив, которое в зависимости от крепости горных пород происходит на различную глубину. Горно-геологические условия залегания различных пластовых и рудных месторождений позволяют отыскать «слабые» места в забое для того, чтобы произвести «зарубку» в этих местах. После внедрения рабочей коронки в массив осуществляют его разрушение движением исполнительного органа комбайна в вертикальной или горизонтальной плоскостях, в зависимости от крепости горных пород. После первого прохода исполнительного органа создается дополнительная обнаженная поверхность, способствующая более эффективному последующему разрушению массива. При крепких породах рекомендуется перемещение исполнительного органа производить в вертикальной плоскости (сверху вниз или снизу вверх), при этом для разрушения используют собственный вес исполнительного органа или максимальное напорное усилие от гидравлической системы комбайна. Перемещение исполнительного органа в горизонтальной плоскости (слева направо или справа налево) применяют при более слабых породах, что способствует более производительному разрушению, так как в этом случае происходит снижение холостых перегонов исполнительного органа.

При неоднородных забоях, т.е. когда массив состоит из пород, имеющих разную крепость, может быть рекомендована комбинированная схема разрушения, когда менее прочные участки забоя разрушают движением исполнительного органа в горизонтальной плоскости, а более

прочные — в вертикальной. При встрече в забое локальных участков с повышенной прочностью пород (например, кварцевые включения) сначала разрушают наименее прочные части забоя, а уже затем, используя собственный вес исполнительного органа, можно с наибольшим эффектом разрушить более прочные участки.

Обработку контура выработки, как правило, производят в последнюю очередь. Однако и при этом необходимо выбирать оптимальную глубину разрушения массива. Недостаточная глубина способствует сильным динамическим ударам резцов по обрабатываемой поверхности, что в значительной степени сказывается на износе режущего инструмента.

В результате исследований процесса разрушения массива горных пород и опыта эксплуатации были определены основные достоинства и недостатки как продольно-осевых, так и поперечно-осевых режущих коронок. Анализ применения и исследований процесса взаимодействия поперечно-осевых режущих коронок с разрушаемым массивом показывает:

1. Применение поперечно-осевых коронок эффективнее, чем продольно-осевых, при разрушении более прочных и абразивных пород при прочих равных условиях (один тип комбайна, одинаковые горнотехнические условия). Это обусловлено тем, что разрушение породы можно осуществлять при больших скоростях резания, чем при работе продольно-осевых коронок, так как путь резцов в контакте с породой в несколько раз меньше, чем вне контакта. Это обеспечивает лучшее охлаждение инструмента и, как следствие, уменьшение интенсивности изнашивания. Далее при горизонтальных заходках поперечно-осевая режущая коронка срезает стружки постоянной толщины, а не серповидные, характерные для продольно-осевых коронок. В результате удельный путь резания, т.е. суммарная длина пути резания всеми резцами, отнесенная к единице объема массива, при работе поперечно-осевых режущих коронок меньше.

2. При разрушении пород невысокой прочности, особенно пластичных, применение поперечно-осевых коронок менее эффективно, чем продольно-осевых.

Ряд исследователей считают, что продольно-осевые режущие коронки более перспективны для разрушения пород с пределом прочности до 40 МПа, а поперечно-осевые — свыше 70 МПа. Что же касается диапазона от 40 до 70 МПа, то в этом случае эффективность применения того или другого типа коронки зависит от ряда факторов: хрупко-пластических свойств пород, их трещиноватости, слоистости, размеров включений и их количества. При наличии трещиноватости и слоистости в достаточно хрупких породах (соотношение между пределом прочности на одноосное сжатие и растяжение больше 10) более эффективно применение поперечно-осевых коронок.

3. Применение поперечно-осевых коронок обеспечивает лучшее удаление продуктов разрушения, так как они в процессе резания отбрасываются в сторону погрузочного устройства, и большая часть из них падает сразу на стол питателя. При этом не происходит дополнительное

измельчение срезанных частиц породы, столь характерное для продольно-осевых режущих коронок, происходящее при перемещении этих частиц вдоль коронки.

Более эффективно происходит и удаление продуктов разрушения, скапливающихся в нижней части груди забоя, да и само их количество значительно меньше.

4. Выбор рациональных схем размещения резцов на поперечно-осевых коронках более сложен, чем на продольно-осевых, его осуществляют на основе экспериментальных исследований на полноразмерном стенде или макете исполнительного органа. Имеются специальные программы для оценки эффективности схем размещения резцов. Установка последних требует особой тщательности, так как небольшие неточности оказывают существенное влияние на кинематические углы и, как следствие, приводят к неодинаковой нагруженности инструмента, снижению производительности и повышению удельного расхода резцов.

5. В процессе разрушения массива поперечно-осевой режущей коронкой могут изменяться в достаточно широком диапазоне как вертикальные, так и горизонтальные глубины внедрения в массив (иногда называемые величинами захвата). Это позволяет машинисту комбайна в зависимости от горно-геологических условий выбрать наиболее эффективный режим работы режущей коронки.

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

Выявленные особенности строения массивов при разработке различных месторождений позволили разработать рекомендации по выбору рациональных схем разрушения, которые охватывают широкий диапазон прочностных свойств пород (рис. 11.1).

В однородных породах режущую коронку перемещают к направлению трещиноватости (см. рис. 11.1, а, б). При слабых породах кровли выработки разрушение забоя производят сверху вниз или сначала вынимают центральную зону, а затем боковые части (см. рис. 11.1, в, г). При больших сечениях выработки в слабых и слоистых породах сначала оконтуривают выработку, затем делают вертикальный врез и в последнюю очередь разрабатывают ядро забоя (см. рис. 11.1, д). Если площадь сечения выработки больше зоны действия с одной стоянки комбайна, то сначала отрабатывают одну, а затем оставшуюся часть забоя (см. рис. 11.1, е). По породам с $f \leq 6$ применяют схему с двумя врезами в центральной части забоя (см. рис. 11.1, ж). Для точного оконтуривания сечения выработки при обработке забоя вертикальными и горизонтальными резцами по периметру ее оставляют целик толщиной около двух третей диаметра коронки, который разрушают последним (см. рис. 11.1, з). При прове-

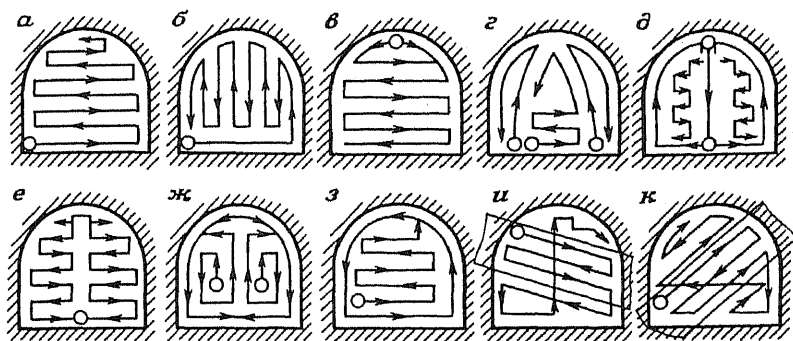


Рис. 11.1. Технологические схемы разрушения забоя выработки исполнительным органом комбайна при различных структурах массива

дении выработок по смешанному забою направление перемещения режущей коронки совпадает с направлением слоистости пород, выбирая при этом сначала слабый слой, а затем разрушают оставшуюся часть забоя (см. рис. 11.1, и, к).

Максимальная глубина вреза режущей коронки в забой равна 0,5–0,7 ее длины. Ширина реза изменяется от нескольких сантиметров до размеров, равных диаметру коронки. Величину же заходки принимают равной шагу установки крепи. При устойчивой кровле выработки заходка может быть больше шага установки крепи, но не более 2 м.

Как уже было отмечено, во многих зарубежных странах для проведения выработок по углу в большинстве случаев применяют проходческие комбайны с широкозахватным исполнительным органом. В характере взаимодействия широкозахватных (шнековых или барабанных) исполнительных органов с разрушаемым массивом имеется ряд существенных особенностей, не свойственных продольно- и поперечно-осевым коронкам.

Шнековые (барабанные) исполнительные органы вне зависимости от того, размещены ли они на поворотных стрелах или неповоротных рамах, разрушают забой при вертикальных перемещениях исполнительного органа сверху вниз или снизу вверх.

Шнековые исполнительные органы оснащены однозаходными шнеками с размещением на них или сбоку от них резцедержателей. На барабанных исполнительных органах во многих случаях резцы размещены по односпиральной схеме. Как правило, применяют поворотные резцы фирмы «Кеннаметал» и только на отдельных машинах, например «Доско», — неповоротные.

Разрушение угля (породы) всегда осуществляют в режиме попутного фрезерования. Зарубание исполнительного органа в забой осуществляют в верхней его части, что позволяет при перемещении его вниз создавать большие напорные усилия, используя не только гидродомкраты, но и частично вес комбайна.

У шнековых (барабанных) исполнительных органов все резцы, за исключением кутковых, совершают одинаковый объем работы, они срезают стружки с одинаковым средним поперечным сечением. Резцы, установленные на шнеках (барабанах), работают в более выгодных условиях с точки зрения интенсивности их изнашивания.

При разрушении массива шнековыми (барабанными) исполнительными органами большая часть продуктов разрушения сразу же попадает на погрузочное устройство, в результате чего не происходит их переизмельчение, что существенно снижает удельную энергоемкость процесса по сравнению с продольно- и поперечно-осевыми коронками.

11.3. ПОГРУЗКА И ТРАНСПОРТ ГОРНОЙ МАССЫ

Одновременно с разрушением массива производят погрузку отбитой горной массы. Отбитая горная масса сначала попадает на питатель, а затем уже передается на конвейер комбайна.

На отечественных и зарубежных комбайнах применяют шесть типов погрузочных устройств: *кольцевой грузчик, скребковый конвейер, звезды, вращающиеся диски, поворотные рычажные лапы, нагревающие лапы.*

Рассмотрим отдельно каждый из механизмов погрузки.

Кольцевой грузчик располагается с обеих сторон от центрального конвейера, представляет собой 2 замкнутых цепных контура, каждый из которых имеет индивидуальный привод.

Применяют для погрузки легких пород или угля. Характеризуется большой энергоемкостью, повышенным износом. Имеет небольшое распространение.

Скребок конвейер также является устаревшей конструкцией. Выполняет функции погрузочного и транспортного органов.

Звезды — шестилучевые на комбайне фирмы «Доско» (МК2В, Н1300), трехлучевые на комбайнах фирмы «Фест Альпине» (АМ30, АМ80 и др.). Имеют привод от гидродвигателей через редукторы, размещенные под столом питателя. Применяют для погрузки сыпучих материалов, угля. Обеспечивают высокую производительность.

Вращающиеся диски представляют собой ребристый диск, имеющий достаточно высокие частоты вращения (более 30 об/мин). Разгрузку горной массы производят за счет ограничения, устанавливаемого между осью вращения диска и задним ограждением.

Поворотные рычажные лапы располагают на столе питателя с обеих сторон центрального конвейера. Привод осуществляется гидроцилиндрами, расположенными под столом питателя. Обратный ход лап обеспечивается за счет скосов обратной стороны лап.

Наибольшее распространение получили различные конструкции парных нагревающих лап, обладающих универсальностью применения, особенно при погрузке в тяжелых условиях (кусковатость, влажность, неравномерность нагрузки).

Конструкции имеют вид четырехзвенного рычажного механизма или кулисного механизма с приводом от редуктора через центральный диск с кривошипом. Кулисный механизм конструктивно более простой, но создает динамические нагрузки.

Привод может быть осуществлен от электродвигателя, гидромоторов через редуктор или напрямую (П160), а также от скребковой цепи центрального конвейера (1ГПКС, 4ПУ, «Фест Альпине»). В некоторых моделях (П160, КП20Б, STM60) приводы лап между собой не синхронизированы.

Конвейер. В большинстве моделей конвейер проходит по центру комбайна.

В качестве тягового органа используют одинарную скребковую цепь, выполненную из круглозвенной цепи или втулочно-роликовой цепи с консольными скребками. Привод может быть электрическим или гидравлическим. Количество двигателей зависит от условий применения.

Гидравлический привод может осуществляться как через трансмиссию, так и без трансмиссий при применении высокомоментных гидромоторов.

В некоторых конструкциях привод цепи осуществляется от привода лап («Фест Альпине» и др.).

Для обеспечения долговечности быстроизнашивающиеся части изготавливают съемными (днища конвейеров, поверхности стола питателя и др.).

Так, у комбайнов фирмы «Вестфалия Бекорит» поверхность питателя армируют листами из полимерных материалов, имеющих высокую фрикционную стойкость.

Комбайны могут быть оснащены подъемно-поворотной хвостовой частью конвейера или подвесным ленточным перегружателем.

Большинство фирм («Фест Альпине», «Эйкгофф» и др.) поставляют по требованию заказчика комбайны:

- с поворотной хвостовой частью и прицепным перегружателем — для работ по проходке;
- с короткой хвостовой частью и коротким поворотным перегружателем — для работ по погрузке породы в самоходные вагоны, автомобили и др.;
- с подъемно-поворотной хвостовой частью — для работы в камерах по добыче угля, солей и др. с самоходным транспортом.

Системы управления комбайном. Современные проходческие комбайны оснащают электрическим и гидравлическим приводами, управление которыми осуществляют с местного или переносного дистанционных пультов.

Управление с местного пульта имеют большинство отечественных и зарубежных проходческих комбайнов.

Пульты местного управления и рабочее место машиниста на зарубежных комбайнах, особенно последних выпусков, существенно отличаются от отечественных эргономическими параметрами, количеством ин-

формации, выдаваемой оператору, о состоянии узлов машин и течении рабочего процесса, комфортностью.

Широкое применение в гидроприводе этих машин имеют системы с насосами переменной производительности, чувствительными к действующим нагрузкам, автоматически выбирающие режим работы, гидромоторы с регулируемыми объемными характеристиками, позволяющими снизить максимальные требуемые расходы в гидросистеме, уменьшить количество команд (рукояток, кнопочных постов), которыми оператор воздействует на работу гидроприводов. Применение гидрораспределителей пропорционального управления с электрогидропилотами позволили снизить габариты устанавливаемых на пульте аппаратов, объединить ручки различных команд и режимов. Это в комплексе с используемой современной электронной аппаратурой и широким применением микропроцессоров в системе диагностики дало возможность обеспечить современные стреловидные комбайны компактными рабочими местами оператора.

Основными операциями на отечественных комбайнах 4ПП2М, КП25, П160, КП20Б машинист управляет с помощью переносного дистанционного пульта, прошло его испытание на комбайне 1ГПКС. На комбайне 4ПП2М применяют управление по искробезопасному многожильному кабелю, на КП25, П160, КП20Б — по двухжильному кабелю; также было испытано бескабельное управление по инфракрасному каналу (ИК канал).

Технический уровень управления по двухжильному кабелю или ИК каналу выше, оно гораздо более приемлемо для эксплуатации. На комбайне КП25 предусмотрена также возможность перехода на работу со стационарного местного пульта в режиме наладки и при неисправностях дистанционного управления.

На зарубежных стреловых комбайнах управление с переносного пульта применяется по отдельным заказам, кроме комбайнов для подрывки («Паурат», ФРГ) и работающих в тонких пластах на очистных работах, на нарезке лав и др. («Джой», США). Наиболее распространено управление с радиопульта и кабельное.

Средства автоматизации управления, контроля и диагностики зарубежных комбайнов в основном поставляются по договоренности с заказчиком.

Более 70% моделей комбайнов ведущих зарубежных фирм могут по заказам потребителя быть оснащены автоматизированными (с применением ЭВМ) системами: контроля направления лазером и заданного контура сечения выработки с отражением на дисплее; диагностики поврежденной машины; оптимизации производительности резцовой коронки.

Применяются 4 способа управления контролем профиля выработки: ручной (дистанционный — управление по кабелю или с радиопульта); полуавтоматический, автоматический и программный.

Из последних разработок заслуживает внимания система автоматизации режимов отработки забоя комбайнами АМ85 и АМ105, которая прошла апробацию на шахтах концерна «Рурколе».

В отличие от известных систем, изменяющих режимы в соответствии с загрузкой электродвигателя, в этих комбайнах использовали в качестве датчика устройство, характеризующее физико-механические свойства (твердость) забоя, снимающее показатели в зависимости от вибрации. Устройство, встроенное в комбайн АМ105, состоит из модуля управления и контроля сенсорного модуля, смонтированного на стреле и преобразующего вибрацию стрелы, возникающую при резании, в ускорение. Рассчитанный на определенные прочностные параметры пород модуль управления и контроля анализирует поступающие сигналы и управляет переключением скорости резания и поворота (подачи) стрелы с режущей коронкой.

Представляют интерес также установленные на этих машинах системы функционального контроля рабочего состояния коронки и контактного орошения, предусматривающие своевременную информацию о вышедших из строя резах для предотвращения поломки коронки и работоспособности форсунок (сопел). Принцип действия системы основан на анализе колебаний давления и расхода воды в системе орошения специальным прибором индикации и управления.

Обязательным условием высокопроизводительной работы комбайна является опережающая производительность призабойных транспортных средств и возможность их непрерывной работы. Между проходческим комбайном и транспортным средством, как правило, размещают перегружатель. В отечественной практике применяют несколько типов подвесных, мостовых и прицепных ленточных перегружателей, основное назначение которых — обеспечить непрерывный поток горной массы из забоя выработки.

Работу призабойного транспорта организуют по следующим схемам:

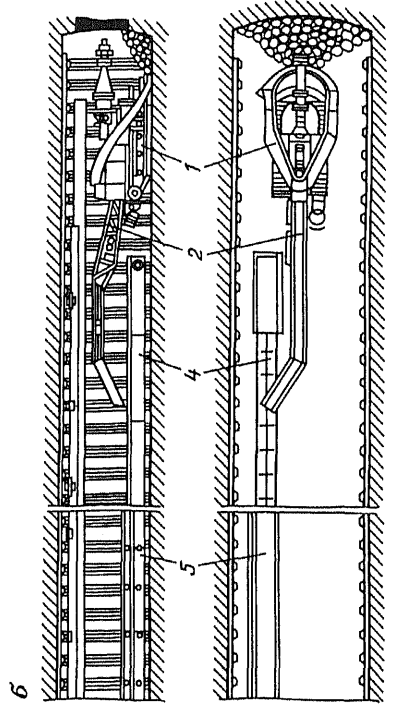
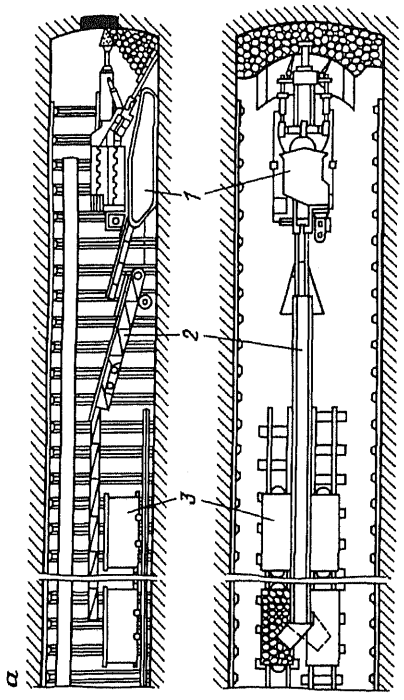
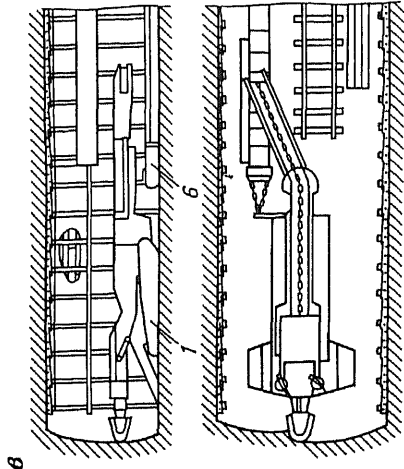
- комбайн — перегружатель — состав вагонеток (рис. 11.2, а);
- комбайн — перегружатель — скребковый конвейер — ленточный конвейер (см. рис. 11.2, б);
- комбайн — ленточный телескопический конвейер (см. рис. 11.2, в);
- комбайн — самоходные погрузочно-доставочные машины (или самоходные вагоны) с дизельным или электрическим приводом (см. рис. 11.2, г).

В третьей и четвертой схемах могут присутствовать перегружатели, размещенные между комбайном и транспортными средствами.

Требованию обеспечения непрерывности работы комбайна в большей степени отвечает конвейерный транспорт.

В случае отсутствия в выработке конвейерного транспорта и наличия только рельсовых путей погрузку горной массы целесообразно осуществлять с помощью специальных перегружателей, позволяющих производить загрузку вагонеток партиями в нерасцепленном состоянии. С маневрами по смене груженого состава следует совмещать другие неизбежные перерывы в работе комбайна, например, связанные с заменой режущего инструмента или с возведением постоянной крепи.

Для обеспечения непрерывности удаления горной массы из забоя наиболее целесообразно использовать перегружатели с конвейерным транс-



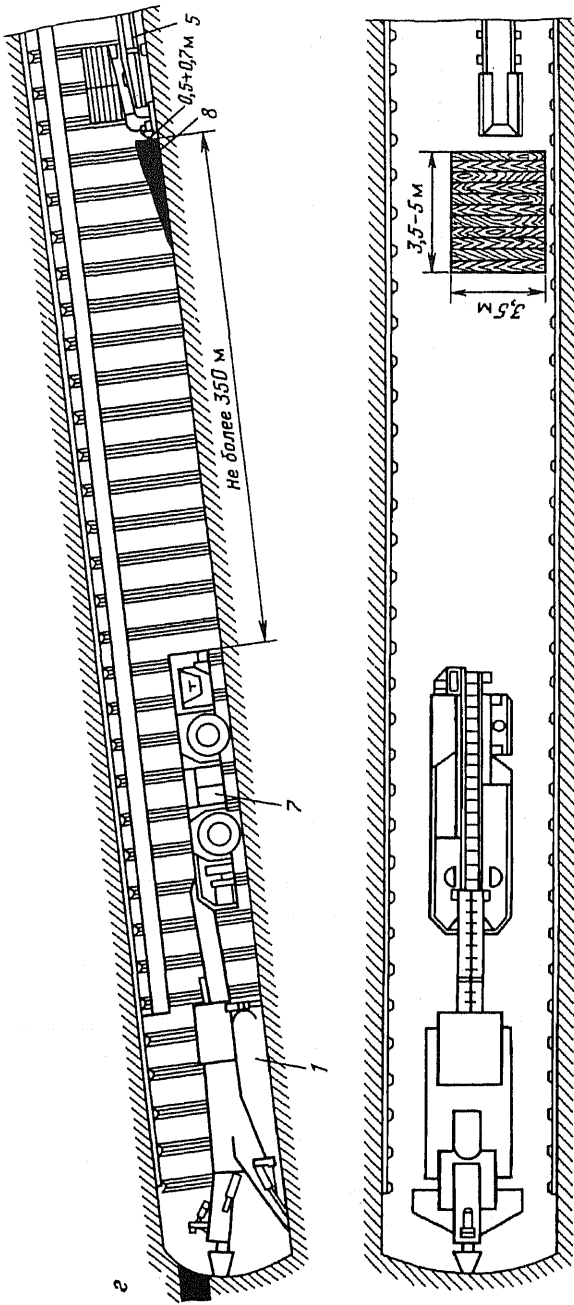


Рис. 11.2. Схемы работы призабойного транспорта:
 1 — проходческий комбайн; 2 — перегружатель; 3 — состав вагонок; 4 — скребковый конвейер; 5 — ленточный конвейер; 6 — ленточный телескопический конвейер; 7 — деревянный настил; 8 — самоходный вагон

портом или удлиненные перегружатели с периодической погрузкой горной массы в вагонетки на два рельсовых пути.

Практика проведения выработок проходческими комбайнами показала, что транспортирование горной массы с помощью скребковых конвейеров не позволяет достигать высоких технико-экономических показателей проходки, так как приходится значительную долю ручного труда (до 50%) тратить на монтажно-демонтажные операции, на текущий ремонт транспортных средств, зачистку почвы выработки у перегрузочных устройств, на сопряжении конвейеров и возле них.

Рекордные скорости проведения выработок с помощью проходческих комбайнов устанавливали при применении удлиненных перегружателей в комплекте с телескопическим ленточным конвейером, обеспечивающим сокращение в 2 раза времени наращивания основного конвейера, а также в сочетании с электровозной откаткой и погрузкой горной массы в вагонетки, устанавливаемые с двух сторон перегружателя в количестве, необходимом для загрузки горной массы от целой заходки.

Перспективной является также транспортировка горной массы, особенно на рудниках, самоходными установками на пневмоколесном ходу. Проходческий комбайн непрерывно работает в течение всего проходческого цикла, выгружая горную массу непосредственно на почву выработки, откуда уже погрузочно-доставочные машины обеспечивают ее транспортировку к ближайшему рудоспуску или бункеру.

11.4. ВОЗВЕДЕНИЕ КРЕПИ

Большое значение для более полного использования комбайна имеют правильная организация работ по возведению крепи и средства механизации этих работ.

Скорость проведения выработок с применением буровых комбайнов ограничена в основном из-за сложности крепления. Для снижения трудоемкости процесса крепления в комбайновой технологии в последних моделях комбайнов «Союз-19» предусмотрены крепемонтажные устройства и гидроподъемники.

Крепемонтажное устройство предназначено для механизации работ по возведению металлической арочной крепи. Секцию арочной крепи краном устанавливают на накопитель, по которому секция перемещается к комбайну. Вместимость накопителя — 30 секций. В хвостовой части комбайна секцию крепи специальным механизмом устанавливают в рабочее положение.

Выемку пород комбайном частично совмещают во времени с возведением крепи. По мере подвигания комбайна верхняя часть крепи, который расположен на крепемонтажном устройстве, подают к месту установки и гидроподъемником поджимают к кровле выработки. После подвигания забоя на величину, равную шагу установки рам крепи, комбайн останавливают и за его предохранительным щитом производят монтаж рамы крепи и установку железобетонной затяжки.

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

При неустойчивой кровле по мере подвигания забоя возводят постоянную крепь. В этот период комбайн не работает. При устойчивой кровле по мере подвигания забоя рекомендуется возводить крепь у забоя с большим расстоянием между рамами, чем предусматривает паспорт постоянного крепления. Такая крепь осуществляет в призабойном пространстве функции временной крепи. В дальнейшем над или за комбайном на расстоянии 15–20 м возводят промежуточные рамы и затягивают бока выработки. Исследования показывают, что использование в качестве временной крепи элементов постоянного крепления и дальнейшее возведение промежуточных рам не в зоне работы комбайна сокращают время технологических перерывов, связанных с процессом крепления, на 22–30%. Подготовку к возведению крепи, настилке путей, удлинению скребкового конвейера или монорельсовой дорожки преимущественно совмещают с работой комбайна. При достаточном числе проходчиков в звене настилку путей, удлинение конвейера или монорельсовой дорожки совмещают во времени с процессом крепления или выполнения вспомогательных работ.

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

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

Указанные недостатки могут быть устранены заменой деревянных и бетонных затяжек тканевыми или металлическими сетчатыми затяжками, а также применением временной гидрофицированной металлической передвижной крепи или установкой на комбайне специального навесного оборудования для механизации монтажа элементов крепи. По результатам зарубежного опыта механизация возведения крепи позволит увеличить скорость проходки в 1,5–2 раза и сократить численность проходчиков в 1,3–1,5 раза.

Частичное или полное совмещение работ по выемке породы и возведению постоянной крепи может быть обеспечено путем применения в забойной части выработки временной механизированной передвижной крепи типа КМК-3м конструкции ЦНИИподземмаша (рис. 11.3). Крепь КМК-3м состоит из двух секций, каждая из которых состоит из четырех арок: двух арок первого типа 7 и двух арок второго типа 5. Арки попарно

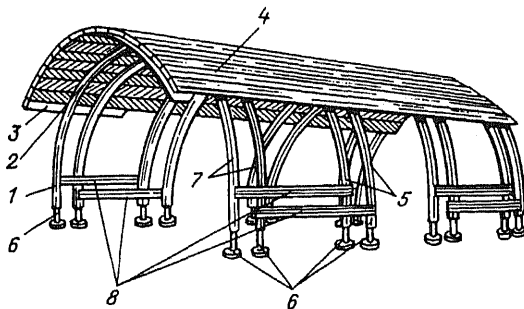


Рис. 11.3. Временная механизированная передвижная крепь КМК-3м

связаны между собой четырьмя домкратами передвижения 8. Обе половины верхняка 2 соединяются быстроразъемными клиновыми замками. В стойках 1 закреплены вертикальные домкраты распора 6. На каждой арке сверху установлены на шарнирных опорах лыжи 4. На концах лыж арки 5 подвешены кружала 3, которые служат, так же как и сама арка, опорами для соединения арок при их передвижении.

Передвижение арок производят поочередно. При передвижении арки 7 поднимают домкрат 6, и арка опирается лыжами 4 на арку 5 и кружало 3. Между лыжами и породой образуется зазор в 60 мм. После этого включают домкрат 8 и арку передвигают. В аналогичной последовательности передвигают вторую арку 7 и обе арки 5.

На шахтах Кузбасса с успехом применяют проходческий комплекс КН-5Н «Кузбасс», который механизмирует процесс разрушения забоя, ряд операций по возведению крепи, погрузку и транспортировку горной массы. Отличительной особенностью комплекса является наличие временной гидрофицированной крепи, объединенной с распорно-шагающим механизмом передвижения, позволяющей совмещать во времени операции по отработке забоя и креплению выработки. Применение комбайнов с механизмом передвижения распорно-шагающего типа и проходческих комплексов, выполненных на их основе, позволяет повысить производительность труда и скорость проведения выработок по сравнению с достигнутыми в настоящее время в 2,5—3 раза.

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

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

К первым относят навесное оборудование, подвесные крепеустановщики и порталные тележки, ко вторым — переносные инвентарные и шагающие проходческие крепи.

Навесное оборудование: кронштейны, смонтированные на исполнительных органах комбайнов, и стреловые краны, устанавливаемые на корпусе комбайна, служат для подъема и транспортирования верхняков рамной и верхних элементов арочных крепей.

В отечественной и зарубежной практике получили распространение устройства для крепления в виде кронштейнов, устанавливаемых на исполнительном органе комбайна. Верхняк укладывают на кронштейн вручную, поднимают на место установки и удерживают там стрелой комбайна. Описанное навесное оборудование конструктивно просто и надежно.

Передвижные крепеустановщики работают независимо от проходческих комбайнов, что позволяет выполнять большую часть работ без перерывов обработки забоя. Применение крепеустановщиков позволяет механизировать установку как отдельных верхняков, так и всех элементов крепежных рам, собранных в пакеты.

Анализ существующих и вновь разрабатываемых конструкций средств механизации возведения металлической арочной крепи показывает, что работы ведутся в направлении создания автоматических устройств, обеспечивающих механизированное возведение в зоне работы исполнительного органа проходческого комбайна временной крепи, которая является элементом постоянной крепи, монтируемой вне опасной зоны, что обеспечивает достижение максимально возможного коэффициента использования проходческого комбайна.

Из ранее перечисленных видов крепи, применяемых с комбайнами избирательного действия, в наибольшей мере может быть механизировано и наименее трудоемко возведение анкерной крепи, которую и следует принимать в качестве постоянной во всех выработках, где это возможно по горно-геологическим условиям. Возведение анкерной крепи возможно в непосредственной близости от забоя выработки механизированным способом с использованием для этой цели специальных установок. Скважины с помощью существующего оборудования бурят диаметром 34–46 мм. На зарубежных шахтах бурят скважины диаметром 28–41 мм.

Существенное влияние на увеличение скорости бурения оказывает переход на бурение скважин уменьшенного диаметра, в частности диаметром 28 мм под анкерную крепь АКМ. Все существующие средства механизации возведения анкерной крепи в подготовительных выработках отличаются по конструктивному исполнению машины, типу установки рабочих органов, виду энергии, способу бурения, типу вращателя и податчика, объему выполняемых операций и по назначению. В зависимости от сечения горной выработки и крепости анкеруемых пород в комплексе с комбайнами применяют переносные и перекатные станки, навесное оборудование на проходческих комбайнах.

Переносные и перекатные станки используют обычно в выработках небольшой площади сечения высотой 1,8–2,3 м при крепости вмещающих пород до $f \leq 6$. Недостатками переносных станков являются: малая мощность привода вращения, незначительное усилие подачи, необходимость замены штанг при бурении скважин, значительная масса

(60–70 кг). Эти недостатки не позволяют эффективно использовать их при комбайновой проходке выработок.

Перекатные станки предназначены для бурения скважин под анкерную крепь в выработках площадью сечения 3,5–8 м² с углом наклона до 6° при крепости пород $f \leq 8$. Перекатные установки имеют малую производительность (5–6 анкеров/ч) и обеспечивают бурение только вертикальных и слабонаклонных скважин.

Удельная трудоемкость бурения шпуров при существующей технологии составляет 30–60% от общей удельной трудоемкости крепления анкерной крепью, а при использовании навесного оборудования трудоемкость крепления снижается на 20–40%.

Навесное оборудование для возведения анкерной крепи должно производить бурение скважин глубиной до 2–2,5 м на полную глубину без смены штанги по породам с $f \leq 10$; обеспечивать поворот бурильной машины на 360° в вертикальной плоскости, перпендикулярной продольной оси выработки, и параллельный перенос бурильной машины в вертикальной и горизонтальной плоскостях в пределах площади контура выработки. Для бурения скважин под анкеры по таким породам наиболее эффективным является вращательный способ бурения. Существующие средства бурения скважин, которые можно применить при комбайновой проходке выработок, по своим техническим характеристикам не предназначены для бурения шпуров по породам с $f \geq 8$ и являются малоэффективными при бурении шпуров в породах с $6 \leq f \leq 8$. Анализ последних зарубежных материалов позволяет сделать вывод о том, что ведущие фирмы, изготавливающие буровое оборудование, рекомендуют вращательный способ бурения пород с пределом прочности до 120–140 МПа, а фирма «Атлас-Копко» (Швеция) создает машины для бурения вращательным способом пород с пределом прочности до 150 МПа.

Рациональные скорости бурения шпуров вращательным способом изменяют от 2,25 до 0,8 м/мин при увеличении коэффициента крепости от 4 до 10, т.е. «чистое» время бурения скважины глубиной 1,8 м составит 0,5–2 мин. Средства механизации должны обеспечить бурение как верных, так и горизонтальных скважин.

Эффективность применения анкерной крепи определяется физико-механическими свойствами горных пород, формой сечения выработки, длиной и расположением анкеров по контуру выработки.

Безаварийное надежное поддержание подготовительных выработок анкерной крепью зависит не только от схемы расположения анкеров, но и их длины и плотности установки. Пределы колебания длины и плотности размещения анкеров, установленные для всех встречающихся, например, в Кузбассе условий проведения и эксплуатации подготовительных выработок, составляют соответственно 0,8–2,2 м и 0,6–1,2 анкера на 1 м² поверхности укрепляемых пород. На практике чаще всего длину анкера принимают равной 1,6–1,8 м, а плотность их установки 0,9–1,2 анкера/м².

11.5. ПРОВЕТРИВАНИЕ И ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЕ

Проведение выработок комбайновым способом сопровождается повышенной запыленностью воздуха в призабойном пространстве, возможностью газовыделения из породных обнажений. Основными источниками пылевыделения при проходке выработок комбайнами являются:

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

Дальнейшее распространение комбайнового способа проведения выработок во многом зависит от эффективности борьбы с пылью. Запыленность воздуха в проходческом забое при отсутствии специальных средств пылеподавления достигает 2000–3000 мг/м³ и более, что недопустимо для нормальных условий работы обслуживающего персонала и оборудования. Кроме того, интенсивное пылеобразование при работе по углям значительно повышает опасность ведения работ в условиях шахт, опасных по пыли. Интенсивность пылеобразования и запыленность воздуха зависят от следующих факторов: физико-механических свойств угля и пород, способа разрушения забоя, скорости проведения выработки, способа погрузки и применяемых средств доставки разрушенной горной массы, эффективности применяемой системы проветривания забоя и средств пылеподавления.

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

Проветривание тупиковых выработок при комбайновом их проведении характеризуется прежде всего тем, что подведение свежего воздуха к забою и отвод исходящего осуществляется чаще всего по одной и той же выработке, что требует применения различных вентиляционных устройств. В зависимости от условий проходки применяют следующие способы вентиляции тупиковых выработок: *нагнетательный, всасывающий, комбинированный*. Наибольшее распространение получила нагнетательная схема проветривания тупиковых выработок.

При комбайновой проходке в качестве борьбы с пылью в призабойной зоне используют пылеотсасывающие установки, поставляемые с комплектом оборудования. Поэтому вентиляцию механизированных забоев осуществляют комбинированными способами. Свежий воздух подают в забой по нагнетательному трубопроводу, а в качестве всасывающего используют трубопровод пылеотсасывающей установки (рис. 11.4).

В зависимости от кратности отсоса δ могут быть реализованы различные схемы комбинированного проветривания призабойной зоны подготовительной выработки. Под кратностью отсоса понимается отношение объемов отсасываемого воздуха к поступающему в забой. При $\delta < 1$ часть поступающего воздуха из призабойной зоны движется к устью выработки. Призабойное пространство при этом проветривается по возвратноточной схеме. При $\delta = 1$ весь подаваемый в забой воздух отса-

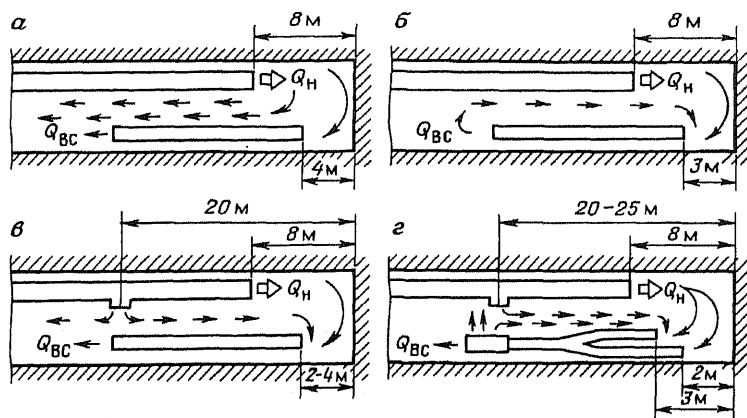


Рис. 11.4. Схемы проветривания с использованием пылеотсасывающей установки: а — нагнетательно-всасывающая; б — с частичной рециркуляцией вентиляционной струи; в, г — с подсвечиванием струи воздухом соответственно без и с частичной рециркуляцией вентиляционной струи; Q_H и $Q_{вс}$ — количество воздуха, соответственно поступающего по нагнетательному и выносимого по всасывающему трубопроводу

сывается пылеулавливающей установкой, а в призабойном пространстве вентиляция осуществляется по прямоточной схеме. При $\delta > 1$ реализуется прямоточная схема вентиляции с частичной рециркуляцией воздуха, выбрасываемого из пылеулавливающей установки. Такая схема позволит исключить распространение пыли от места ее образования по длине выработки. При этом условии создается попутный воздушный поток, для которого необходимо обеспечить высокую степень очистки воздуха от пыли. Необходимо также знать, с какой интенсивностью будет возрастать концентрация пыли и газа в призабойной зоне за счет рециркуляции воздуха, через какое время концентрация вредных веществ достигнет допустимого значения. Следует заметить, что обеспечение кратности отсоса $\delta > 1$ требует установки мощных пылеуловителей.

За последнее время разработаны и внедряются эффективные системы пылеподавления, применяемые при работе проходческих комбайнов. В принципе системы пылеподавления для буровых и стреловидных проходческих комбайнов одинаковы и состоят из системы орошения и пылеотсоса.

В отличие от стреловидных в буровых комбайнах борьба с пылью упрощается благодаря возможности установки за исполнительным органом ограждающего щита, локализирующего пыль в небольшом пространстве забоя, что облегчает как орошение зоны пылеобразования, так и пылеотсос. Борьбу с пылью при работе шарошечного инструмента ведут с помощью орошения его водой, расход которой составляет 0,31–0,93 л/с в зависимости от диаметра исполнительного органа.

Борьба с пылью значительно осложняется при работе проходческих комбайнов избирательного действия, так как невозможность локализа-

ции пыли на этих комбайнах приводит к распространению витающей пыли в забое выработки.

Наибольшее распространение получило орошение очагов пылеобразования в сочетании с отсосом запыленного воздуха.

Применяют орошение водой мест разрушения горной массы, что вызывает осаждение крупнодисперсной пыли размером 6—10 мкм, образующейся от разрушения забоя исполнительным органом. Мелкодисперсная пыль размером до 5 мкм выносятся из забоя струей воздуха нагнетательной вентиляции, а пылеулавливающая установка, засасывая запыленный воздух, улавливает взвешенную в воздушном потоке пыль и выделяет ее в виде шлама. При этом необходимо производить подбор систем орошения и пылеотсоса. Для орошения мест отбойки и перегрузки угля и породы применяют зонтичные или конусные форсунки, а для создания завесы в призабойном пространстве — плоскоструйные.

Схема пылеподавления с внутренним орошением представлена на рис. 11.5, а ее параметры для комбайнов 4ПП-2М и 1ГПКС и перегрузочных пунктов приведены ниже.

Процесс	Орошение	Пылеулавливание
<i>Комбайны</i>		
Расход воды, л/т	30—50	—
То же, л/м ³	—	0,1—0,2
Давление воды, МПа	1,5—2,5	1
Смачиватель	ДБ	ДБ
Концентрация смачивателя, %	0,1	0,1
Кратность отсоса воздуха	—	1,1—1,3
<i>Перегрузочные пункты</i>		
Расход воды, л/м ³	5—10	—
Давление воды, МПа	0,6	—

При пневмогидроорошении к проходческому комбайну подводят воду и сжатый воздух по резиноканевым рукавам. На комбайнах типа 1ГПКС кольцевой коллектор устанавливают на стреле исполнительного органа. Водовоздушная смесь образуется непосредственно в оросителях, установленных на коллекторе. Вокруг коронки исполнительного органа создаются внутренняя (тонкодисперсная) и внешняя (грубодисперсная) завесы, в случае отсутствия сжатого воздуха система пневмогидроорошения может работать как обычная система орошения при условии подачи воды в обе магистрали коллектора под давлением не менее 1,5 МПа. Параметры пневмогидроорошения на комбайнах типа 1ГПКС характеризуются следующими данными:

Расход воды, л/мин	50—60
Давление воды, МПа	0,5—0,6
Давление сжатого воздуха, МПа	0,4—0,5
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	1,2—1,4

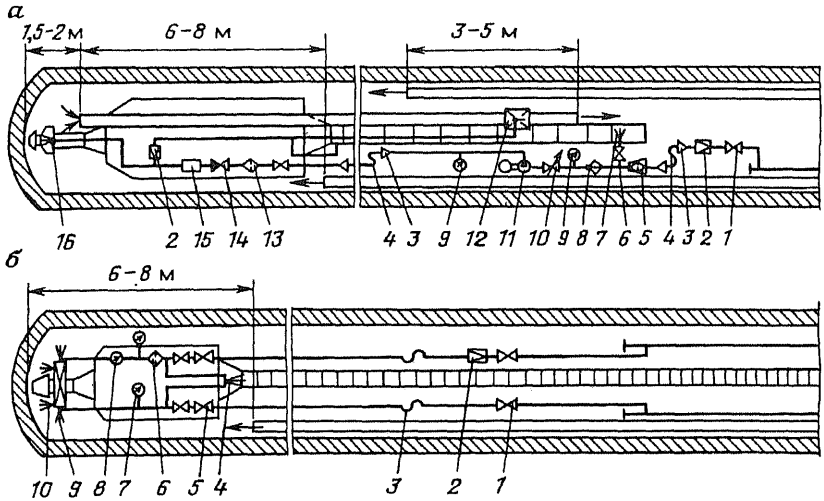


Рис. 11.5. Технологические схемы орошения в комбайновых забоях:
а — при использовании комбайнов 4ПП-2М и 1ГПКС с внутренним орошением и пылеулавливающей установкой ППУ-2: 1 — вентиль 1А-50-40; 2 — редукционный клапан; 3 — переходник 32/50; 4 — рукав 32/30; 5 — штрековый фильтр; 6 — муфтовый кран 32/50; 7 — форсунка; 8 — дозатор смачивателя; 9 — манометр РУ-40; 10 — электромагнитный вентиль; 11 — насосная установка; 12 — пылеулавливающая установка П17М; 13 — пластинчатый фильтр; 14 — переходный обратный клапан; 15 — автоматизация и блокировка; 16 — внутренняя оросительная система;
б — при использовании комбайнов 1ГПКС с пневмогидроорошением: 1 — вентиль 1А-25-40; 2 — редукционный клапан; 3 — рукав 25/30; 4 — пневмогидравлическая форсунка 2ВВК-6; 5 — проходной кран ДУ-25; 6 — комбайновый фильтр; 7 — манометр РУ-40; 8 — расходомер; 9 — плоскоструйная форсунка; 10 — пневмогидравлическая форсунка 1ВВК-15

Пылеотсос и пылеулавливание. Комплекс мероприятий по пылеподавлению, основанный на применении воды, обладает рядом недостатков и приводит к повышению влажности отбитой горной массы на 5–9%, обводнению призабойного пространства и резкому увеличению влажности воздуха.

В связи с этим возникла необходимость в создании пылеулавливающих установок для обеспыливания отдельных технологических процессов в угольных шахтах. Пылеотсос является эффективным методом борьбы с пылью при комбайновой проходке горных выработок. Он основан на аспирации запыленного воздуха от источников пылевыделения с последующей очисткой его в пылеуловителях. Так, пылеулавливающая установка ППУ-2, предназначенная для отечественных комбайнов, обеспечивает повышение эффективности пылеподавления в 3 раза по сравнению с другими средствами.

Анализ схем пылеподавления показывает, что их эффективность зависит от таких факторов, как кратность тосося, места установки всасы-

вающих отверстий относительно источника пылеобразования и воздухоподающего трубопровода.

По конструктивным особенностям пылеуловители, применяемые на отечественных комбайнах, могут быть мокрого или сухого типа. Пылеуловители П-14М1 и П-17М1 работают по принципу мокрых прямоточных циклонов с рассеиванием воды по ходу движения запыленного воздуха. Автономные высокопроизводительные установки типа АПУ-265, АПУ-530, АПУ-800 с производительностью соответственно 265, 530, 800 м³/мин применяют в выработках сечением до 24 м². Их устанавливают на расстоянии 30–60 м от забоя. Очистка воздуха в этих установках производится сухим способом (на тканевом фильтре). Недостатками таких пылеуловителей являются громоздкость, высокая стоимость, энергоемкость, высокий уровень шума.

В последнее время многие зарубежные и некоторые отечественные проходческие комбайны оснащают встроенными в комбайн пылеулавливающими установками. При их применении возможно пылеулавливание без рециркуляции и с рециркуляцией вентиляционной струи.

Перспективным средством для пылеподавления в комбайновых забоях является п е н о о б р а з у ю щ а я ж и д к о с т ь . Опытная система пылеподавления комбайна 4ПП-2 включает восемь пеностолов ПГ-8, расположенных непосредственно на стреле исполнительного органа. Ее применение обеспечило снижение запыленности воздуха на 93–95%. Аналогичные результаты получены для комбайнов ПК-9р, ПК-3р и др.

При комбайнах избирательного действия и нагнетательном проветривании забоя можно применять пену кратностью не более 300. При более высокой кратности и интенсивном проветривании забоя происходит унос хлопьев вентиляционной струей.

В забоях с комбайнами избирательного действия пену наиболее целесообразно использовать при всасывающем или нагнетательно-всасывающем проветривании в следующих условиях:

- кратность пены — 350–450;
- удельный расход пенообразующей жидкости — $25 \cdot 10^{-3}$ л/кг;
- возможно близкая установка пеногенераторов к местам разрушения пород режущей коронкой;
- оптимальная стойкость пены — 250–300 с.

Внедрение комбайнового способа проведения горных выработок привело к резкому ухудшению пылевой обстановки в забоях из-за изменения условий пылеобразования и пылеподавления. Так, удельное пылеобразование в комбайновых забоях в 2,5–6,5 раза, а запыленность в 10–25 раз выше, чем в выработках, проводимых с помощью буровзрывной технологии. Поэтому необходимо применение комплексной системы пылеподавления, включающей орошение и пылеотсос. Подтверждением этого могут служить результаты исследований запыленности воздуха в комбайновых забоях, проведенные после выполнения рекомендованных выше мероприятий. Остаточная запыленность в забоях при работе комбайнов типа ПК-9р, 4ПП-2 с крепостью пород $f = 4$ составляла, мг/м³:

Без средств пылеподавления	2400
С орошением форсунками	200
С орошением водовоздушными эжекторами	140
При работе пылеуловителя	460
С орошением форсунками и пылеулавливанием	90
С орошением водовоздушными эжекторами и пылеулавливанием	60

11.6. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОМБАЙНА

В большинстве случаев в нормативных документах и в паспортных характеристиках проходческих комбайнов избирательного действия приводится одно значение технической производительности, обычно соответствующее предельным показателям физико-механических свойств пород, ограничивающим область его эффективного применения. Между тем, совершенно очевидно, что техническая производительность комбайна не может быть величиной постоянной, а должна изменяться в зависимости от сочетания прочностных и абразивных свойств разрушаемой породы.

В общем виде техническая производительность $Q_{т.к}$, м³/мин, может быть представлена как функция теоретической производительности $Q_{тр.к}$. Под последней обычно понимают, какой объем породы разрушает исполнительный орган при непрерывной работе в установившемся режиме в течение 1 минуты, м³/мин. Следовательно,

$$Q_{т.к} = K_{т.к} + Q_{тр.к}, \quad (11.1)$$

где $K_{т.к}$ — коэффициент, учитывающий техническую возможность непрерывной работы комбайна.

Таким образом, нам вначале необходимо определить теоретическую производительность комбайна. В общем виде она равна, м³/мин:

$$Q_{тр.к} = F h_{ок} n, \quad (11.2)$$

где F — площадь проекции поверхности забоя, находящейся в контакте с исполнительным органом, на вертикальную или горизонтальную плоскости (в зависимости от направления движения органа), перпендикулярная вектору подачи, м²; $h_{ок}$ — величина подачи исполнительного органа комбайна за один оборот, м; n — частота вращения, об/мин.

В настоящее время исполнительные органы проходческих комбайнов оснащают продольно- и поперечно-осевыми коронками разных форм и размеров в зависимости от мощности привода.

Для продольно- и поперечно-осевых коронок при боковом перемещении исполнительного органа площадь проекции поверхности забоя F' , м², равна:

$$F' = B_k H_k, \quad (11.3)$$

где B_k — расстояние по вертикали между осями коронок в соседних заходах, м; H_k — длина части коронки, заглубленной в массив, м.

Для исполнительного органа с поперечно-осевой коронкой при вертикальном перемещении F'' , м²:

$$F'' = 2 l_k H_k, \quad (11.4)$$

где l_k — суммарная длина двух коронок, м.

Подача исполнительного органа за один оборот $h_{ок}$, м, при продольно-осевой коронке, а также при вертикальном перемещении поперечно-осевой коронки равна

$$h_{ок} = n_l h_{max}, \quad (11.5)$$

где n_l — число резцов в одной линии резания, шт.; h_{max} — максимальная толщина серпообразной стружки, м.

Между h_{max} и средней толщиной h_{cp} серпообразной стружки есть функциональная связь:

$$h_{cp} = \frac{2 h_{max}}{\pi}. \quad (11.6)$$

При горизонтальном перемещении поперечно-осевых коронок

$$h_{cp} = h_{max}. \quad (11.7)$$

Частота вращения исполнительного органа n известна из технической характеристики комбайна, а F можно определить по формулам (11.3) и (11.4). Следовательно, для расчета теоретической производительности по формуле (11.2) необходимо знать величину h_{cp} или h_{max} , которые можно установить, исходя из устойчивого крутящего момента $M_{уст}$, Н·м, приведенного к валу исполнительного органа:

$$M_{уст} = P_z n_z \frac{d_{cp}}{2}, \quad (11.8)$$

где P_z — усилие резания, действующее на один резец, Н; n_z — число резцов в контакте с породой, шт.; d_{cp} — средний диаметр части коронки, находящейся в контакте с породой, м.

Величины n_z и d_{cp} наиболее просто могут быть определены либо аналитическим (при определенных геометрических формах коронки и равномерном распределении инструмента на ее поверхности), либо графоаналитическим путем в зависимости от параметров исполнительного органа и глубины внедрения его в массив.

Определение усилий резания, действующих на одиночный резец, производят по расчетной зависимости, регламентированной ОСТ 12.44.197–81 «Комбайны проходческие со стреловидным исполнительным органом. Расчет эксплуатационной нагруженности трансмиссии исполнительного органа». Для случая разрушения пород технически острыми поворотными резцами типа РГ или РКС, которыми у нас в стране в настоящее время оснащены комбайны избирательного действия, расчетная зависимость для P_z , Н, имеет вид

$$P_z = 1,5 P_k K_{г.р} (0,25 + 0,018 \tau h_{ср}), \quad (11.9)$$

где P_k — контактная прочность горных пород, МПа; $K_{г.р}$ — коэффициент, учитывающий влияние геометрии реза на усилие резания; для резцов типа РГ-401 (комбайны типа 1ПК-3р, 1ГПКС) $K_{г.р} = 1,15$, для резцов типа РГ-501 (комбайны типа 4ПП-2М) $K_{г.р} = 1,45$; τ — шаг резания, мм; $h_{ср}$ — здесь средняя толщина стружки, мм.

Следует отметить, что зависимость (11.9) предназначена для определения усилий, действующих на технически острый резец.

Для поворотных резцов при нормальной их эксплуатации в этом случае нагрузки являются небольшими, т.е. по мере затупления инструмента происходит изнашивание головки державки, ширина реза становится меньше, следовательно, уменьшаются и усилия, действующие на инструмент.

Однако зависимость (11.9) не учитывает трещиноватость массива. Совершенно очевидно, что степень трещиноватости влияет на силовые показатели процесса разрушения пород. Учесть влияние этого фактора можно посредством коэффициента $K_{тр}$.

Кроме того, зависимость (11.9) не учитывает влияние дополнительных поверхностей обнажения забоя, образованных после первого прохода исполнительного органа. Это может быть сделано также путем введения в формулу (11.9) коэффициента $K_{об}$, учитывающего влияние степени обнажения забоя, который может принимать значения в диапазоне 0,8—0,9.

Введя в уравнение (11.9) коэффициенты $K_{тр}$ и $K_{об}$, получим уравнение для P_z , Н:

$$P_z = 1,5 P_k K_{тр} K_{об} K_{г.р} (0,25 + 0,018 \tau h_{ср}). \quad (11.10)$$

Решив уравнение (11.10) относительно $h_{ср}$, мм, получим

$$h_{ср} = \frac{P_z - 0,375 K_{г.р} K_{тр} P_k K_{об}}{0,027 K_{г.р} K_{тр} P_k K_{об} \tau}. \quad (11.11)$$

Для случая, когда стружка имеет серпообразную форму, $h_{ср}$, мм,

$$h_{ср} = \frac{\pi}{2} \frac{P_z - 0,375 K_{г.р} K_{тр} P_k K_{об}}{0,027 K_{г.р} K_{тр} P_k K_{об} \tau}. \quad (11.12)$$

В расчетные зависимости (11.11) и (11.12) в качестве характеристики сопротивляемости пород разрушению входит показатель контактной прочности пород P_k , МПа. Между пределом прочности пород $\sigma_{сж}$ и P_k есть достаточно тесная корреляционная связь:

$$P_k = 13,1 \sigma_{сж}^{0,94}. \quad (11.13)$$

Подставив в уравнения (11.11) и (11.12) значения P_k из выражения (11.13), получим

$$h_{\text{ср}} = \frac{P_z - 4,912 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}}}{0,357 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}} \tau}; \quad (11.14)$$

$$h_{\text{max}} = \frac{\pi}{2} \frac{P_z - 4,912 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}}}{0,357 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}} \tau}. \quad (11.15)$$

Заменив в выражении (11.2) $h_{\text{ок}}$ на $h_{\text{ср}} n_{\text{л}}$ и $h_{\text{max}} n_{\text{л}}$, получим уравнения для расчета $Q_{\text{тр.к}}$, м³/мин:

$$Q_{\text{тр.к}} = F n n_{\text{л}} \frac{P_z - 4,912 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}}}{357 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}} \tau}; \quad (11.16)$$

$$Q_{\text{тр.к}} = F n n_{\text{л}} \frac{\pi}{2} \frac{P_z - 4,912 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}}}{357 K_{\text{г.р}} K_{\text{тр}} \sigma_{\text{сж}}^{0,94} K_{\text{об}} \tau}. \quad (11.17)$$

Таким образом, можно расчетным путем по формулам (11.16) и (11.17) определить теоретическую производительность комбайнов избирательного действия, оснащенных коронками разных форм и размеров.

Проанализируем закономерности изменения толщины стружки и теоретической производительности на примере параметров, характерных для комбайна типа 1ГПКС, оснащенного резцами РГ4.01.9: $F = 0,44$ м²; $n = 54,5$ об/мин; $n_{\text{л}} = 1$; $K_{\text{тр}} = 1$; $K_{\text{г.р}} = 1$; $\tau_{\text{max}} = 24$ мм; $K_{\text{об}} = 0,85$. Усилия же резания будем принимать последовательно равными 1, 2 и 3 кН. Результаты расчетов представлены в виде графиков на рис. 11.6. Как видим, увеличение прочности породы приводит к гиперболическому уменьшению толщины стружки. Закономерность изменения теоретичес-

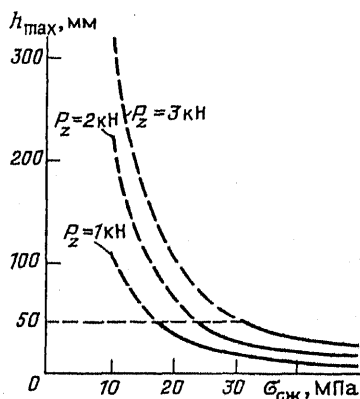


Рис. 11.6. Зависимость толщины срезаемой стружки h_{max} от предела прочности пород при одноосном сжатии $\sigma_{\text{сж}}$ для разных усилий резания, действующих на один резец, P_z

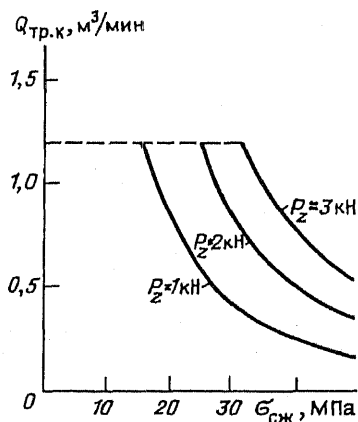


Рис. 11.7. Влияние предела прочности породы при одноосном сжатии $\sigma_{\text{сж}}$ на теоретическую производительность комбайна $Q_{\text{тр.к}}$ при разных усилиях резания, действующих на один резец, P_z

кой производительности комбайна при определенном росте P_z с увеличением $\sigma_{сж}$ не остается постоянной. Если при $\sigma_{сж} = 10$ МПа и последовательном росте усилия резания с соотношением 1 : 2 : 3 $Q_{тр.к}$ изменяется прямо пропорционально в таком же соотношении, а именно 1 : 2 : 3, то при $\sigma_{сж} = 50$ МПа соотношение $Q_{тр.к}$ несколько возрастает — 1 : 2,07 : 3,16. Следует отметить, что толщина стружки при работе комбайна 1ГПКС с резацами РГ401.9 не может быть больше 50 мм (ограничение на графике показано пунктиром). Это обусловлено размерами (вылетом) реза.

На рис. 11.7 графически показаны результаты расчетов теоретической производительности комбайна 1ГПКС в зависимости от предела прочности породы при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$ и разных уровнях усилия резания P_z . Характер изменения зависимости $Q_{тр.к} = f(\sigma_{сж})$ такой же, как и в зависимости $h_{max} = \psi(\sigma_{сж})$. Так как резец РГ401.9 не может снимать стружку более 50 мм, то теоретическая производительность комбайна 1ГПКС не может быть более 1,2 м³/мин. Это ограничение показано на графике горизонтальной линией.

Теперь мы можем перейти к вопросу определения технической производительности комбайна. Она, как известно, меньше теоретической производительности, так как рассчитывается с учетом затрат времени на простои, обусловленные конструкциями комбайна и исполнительного органа и возможными их неисправностями, а также горнотехническими условиями разработки. По существу, техническая производительность характеризует максимально возможную производительность комбайна, м³/мин, в данных конкретных условиях при непрерывной его работе.

Коэффициент $K_{г.к}$, входящий в уравнение (11.1), можно определить по формуле

$$K_{г.к} = \frac{1}{\frac{1}{K_r} + \frac{t_i + t_n + t_{зм}}{t_p}}, \quad (11.18)$$

где K_r — коэффициент готовности комбайна, учитывающий относительное время простоев, обусловленных неисправностями комбайна; t_i — время на изменение направления движения исполнительного органа, мин; t_n — время на погрузку горной массы, затрачиваемое после разрушения забоя, мин; $t_{зм}$ — время на замену инструмента, мин; t_p — время, затрачиваемое непосредственно на процесс разрушения забоя, мин.

Время t_p , мин, вычисляется по формуле

$$t_p = \frac{H_c S}{Q_{тр.к}}, \quad (11.19)$$

где H_c — длина проходки за цикл, определяемая заглублением исполнительного органа в массив, м; S — площадь сечения выработки, м².

Подставив в уравнение (11.18) значение t_p из формулы (11.19), получим

$$K_{т.к} = \frac{1}{\frac{1}{K_r} + \frac{(t_n + t_p + t_{зм}) Q_{тр.к}}{S H_{ц}}} \quad (11.20)$$

Таким образом, величина $K_{т.к}$ не является постоянной, а зависит от ряда факторов, в том числе и от теоретической производительности комбайна. Следует отметить, что с увеличением $Q_{тр.к}$ уменьшается $K_{т.к}$, а влияние простоев возрастает.

Значения K_r определяют в результате накопления опыта эксплуатации комбайнов и, как показывает практика, они равны 0,88–0,91. Значения t_n и t_p зависят от многих факторов и могут быть определены только в результате хронометражных наблюдений. Для комбайнов типа 1ГПКС при $S = 7 \text{ м}^2$ и $H_{ц} = 0,68 \text{ м}$ $t_n = 1 \div 3 \text{ мин}$, $t_p = 5 \div 7 \text{ мин}$.

Значения $t_{зм}$, мин, устанавливают расчетным путем по формуле

$$t_{зм} = t_{зм}' z S H_{ц}, \quad (11.21)$$

где z — удельный расход резцов, шт/м³; $t_{зм}'$ — время замены одного резца, мин.

Подставив выражение для $t_{зм}$ в уравнение (11.20) и преобразовав его, получим

$$K_{т.к} = \frac{1}{\frac{1}{K_r} + \left(\frac{t_n + t_p}{S H} + t_{зм}' z \right) Q_{тр.к}} \quad (11.22)$$

Подставив в формулу (11.1) выражение (11.22) для $K_{т.к}$, м³/мин, получим

$$Q_{т.к} = \frac{Q_{тр.к}}{\frac{1}{K_r} + \left(\frac{t_n + t_p}{S H} + t_{зм}' z \right) Q_{тр.к}} \quad (11.23)$$

Эксплуатационная производительность комбайна $Q_{э.к}$, м³/ч (т/ч), зависит от ранее перечисленных факторов, а также от дополнительных простоев по организационно-техническим причинам:

$$Q_{э.к} = 60 Q_{тр.к} K_{э.к}, \quad (11.24)$$

где $K_{э.к}$ — коэффициент непрерывности работы, учитывающий все виды простоев при работе комбайна:

$$K_{э.к} = \frac{A}{\frac{1}{K_r} + \frac{t_n + t_p + t_{зм} + t_{про}}{t_p}}, \quad (11.25)$$

где $A = 0,8$ — коэффициент, учитывающий регламентированные перерывы в работе; $t_{про}$ — время простоев за цикл по организационно-техническим причинам (из-за обмена вагонеток, отсутствия электроэнергии, совмещенности во времени операций по возведению крепи и др.).

При расчетах эксплуатационную производительность комбайна $Q_{э.к}$ можно ориентировочно принимать равной 0,3.

11.7. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ

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

Рабочую смену начинают с осмотра комбайна и горнопроходческого оборудования и замены резцов, после чего приступают к выполнению основных процессов: обработке забоя, погрузке и транспортированию горной массы. Другие рабочие подготавливают элементы крепи к их возведению в забое, устанавливают промежуточные рамы и затягивают бока выработки вне зоны работы комбайна, грузят вручную оставшуюся породу у боков выработки. Время непрерывной работы комбайна зависит от его производительности, прочности породы, допустимой величины обнажения кровли, технического состояния комбайна, квалификации машиниста и других факторов. При современном уровне механизации основных процессов, надежности горнопроходческого оборудования, существующей организации труда коэффициент использования проходческого комбайна колеблется от 0,16 до 0,28 и достигает более высоких значений при скоростных проходках. В качестве примера приведем график организации работ при проведении штрека смешанным забоем, $S_{пр} = 17,8 \text{ м}^2$ с коэффициентом присечки 0,6; крепь АП-3 с плотностью установки 1,25 рамы/м (рис. 11.8).

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

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

Рис. 11.8. График организации работ при проведении штрека комбайном со скоростью 5 м/смену

Общую организацию работ при комбайновом способе проходки выработок планируют из условия четырехсменной работы в сутки, из которых три шестичасовые смены — рабочие, а одна — ремонтно-подготовительная. Проходческая бригада обычно имеет 30-часовую рабочую неделю с двумя общими выходными днями или 36-часовую неделю с одним общим выходным днем. В связи с этим бригада состоит из пяти рабочих звеньев с соответствующим распределением объема работ в каждом звене.

При составлении графика проходческого цикла расчеты первоначально ведут по укрупненным показателям, а затем с учетом надежности проходческого оборудования. На базе экономико-математического моделирования процессов производят детальную разработку графика организации работ по методике, разработанной специалистами ИГД им. А.А. Скочинского.

ГЛАВА 12

ОСОБЕННОСТИ

ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

К наклонным относятся выработки, имеющие угол наклона более 5° . В горнодобывающей промышленности такими выработками являются наклонные стволы, уклоны, бремсберги, в гидротехническом строительстве — наклонные водоводы, в городском подземном строительстве — эскалаторные тоннели и др.

Объем строительства наклонных выработок в горнодобывающей промышленности достигает 25% общего объема капитального строительства.

Формы и размеры наклонных выработок, как и горизонтальных, зависят от назначения, размещения оборудования и транспортных средств, типа крепи, условий вентиляции и т. д. Тип крепи определяет форму поперечного сечения выработки — арочную, сводчатую и трапециевидную. Размеры сечения наклонных выработок изменяются от 15 до 25 м² в горнодобывающей промышленности, до 50 м² и более — в гидротехническом и городском строительстве.

Наклонные выработки, так же как и горизонтальные, крепят металлической арочной крепью, монолитным бетоном, набрызгбетоном, анкерами и смешанной крепью.

Наклонные выработки в горнодобывающей промышленности и гидротехническом строительстве проводят буровзрывным и комбайновым способами в направлении сверху вниз и снизу вверх.

Технология проведения наклонных выработок имеет много общих положений с технологией проведения горизонтальных выработок. Специфической особенностью ведения наклонных выработок является угол их наклона, который оказывает влияние на выбор оборудования для бурения

шпуров, погрузки и транспортирования породы, а также на организацию водоотлива, проветривания и другие работы.

Трудоемкость работ в выработках с углом наклона от 13 до 30° увеличивается на 16%, а в выработках с наклоном 31–45° — на 30%.

При проведении выработок сверху вниз производительность труда уменьшается при длине транспортирования 150–300 м на 10%, 300–500 м — на 15%, более 500 м — на 20%.

12.1. СТРОИТЕЛЬСТВО НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК СВЕРХУ ВНИЗ

Проведение наклонных стволов. Для проведения наклонных стволов на поверхности строят здания и сооружения, монтируют необходимое горно-проходческое оборудование, так же как при строительстве вертикального ствола. Специфической особенностью подготовительных работ при проведении наклонных стволов является проходка устья и возведение поверхностного комплекса.

Формы и размеры устья соответствуют форме и размерам наклонной выработки. Длина устья зависит от мощности наносных пород и угла наклона выработки. Обычно устье проходят до коренных пород. На полную длину устье крепят монолитным бетоном или железобетоном, реже сборным железобетоном.

При небольшой мощности наносов устье проходят открытым способом. Первоначально отрывают котлован, в котором возводят постоянную крепь, и делают гидроизоляцию. В дальнейшем крепь засыпают грунтом, вынутым из котлована. В устойчивых породах борта котлована делают с небольшим (5–19°) уклоном, в слабых породах бортам котлована придают откосы под углом до 45°.

Отрывку котлована в мягких породах производят с использованием экскаваторов, скреперов, бульдозеров и погрузочных машин.

В крепких породах для отрывки котлована используют буровзрывные работы с погрузкой породы скреперными установками и погрузочными машинами.

Для возведения монолитной бетонной (железобетонной) крепи устанавливают две деревянные опалубки — внутреннюю и наружную. Наружную опалубку раскрепляют в породные стены котлована. После возведения крепи и засыпки ее породой приступают к возведению наклонного ствола по коренным породам.

В начале проведения выемку породы производят с соблюдением мероприятий, предотвращающих вывалы породы из кровли. В слабых породах разрушение производят с помощью отбойных молотков. Обнажение кровли должно быть минимальным. При применении буровзрывных работ глубина шпуров составляет 0,8–1 м с использованием уменьшенной массы заряда ВВ.

Для приема породы, поступающей из забоя, на поверхности строят эстакаду, которая включает наклонную галерею, вертикальный станок и бункер.

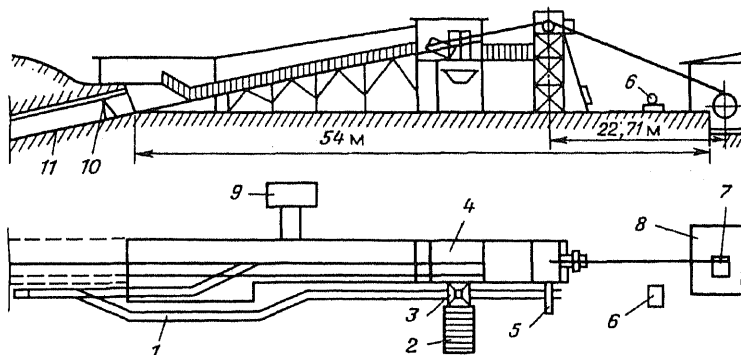


Рис. 12.1. Схема эстакады наклонного ствола при подъеме породы в скипах или вагонетках:

1 — рельсовые пути; 2 — эстакада подачи бетона; 3 — бункер подачи бетона; 4 — комплекс разгрузки скипа; 5 — тельфер; 6 — маневровая лебедка; 7 — подъемная машина; 8 — здание подъемной машины; 9 — калориферная; 10 — предохранительный барьер; 11 — устье

При выдаче породы в скипах или в вагонетках (рис. 12.1) над бункером устанавливают опрокид. При конвейерном транспорте породу разгружают непосредственно в бункер. Для спуска и подъема материалов, обслуживания и людей устраивают рельсовые заезды.

Здание подъемной машины располагают в торце эстакады. Для подъема и спуска вагонеток (скипов) применяют однобарабанные и двухбарабанные подъемные машины типа БЛ, ЛГП и БМ с диаметром барабана 1200–2500 мм.

Проведение уклонов. Подготовительные работы при проведении уклонов в основном заключаются в устройстве приемных площадок, которые могут быть трех типов.

Первый — у сопряжения уклона расширяют откаточный штрек и устанавливают дополнительный рельсовый путь (рис. 12.2, а). На этом рельсовом пути устанавливают состав порожних вагонеток и производят обмен груженых вагонеток на порожние.

Второй — под уклоном проходят выработку и бункер. Разрушенную породу в бункер доставляют конвейером или скипом (см. рис. 12.2, б). Из бункера породу грузят в вагонетки, которые с помощью маневровой лебедки перемещают на откаточную выработку.

Третий — уклон пересекает откаточная выработка (см. рис. 12.2, в). Бункер и обгонную выработку размещают между откаточной выработкой и камерой подъемной лебедки.

Для подъемных лебедок сооружают камеру, которую соединяют с уклоном канатным ходком, а с откаточной выработкой — ходком.

Разрушение породы. Выбор оборудования для разрушения породы производят в зависимости от угла наклона выработки (табл. 12.1) и площади поперечного сечения.

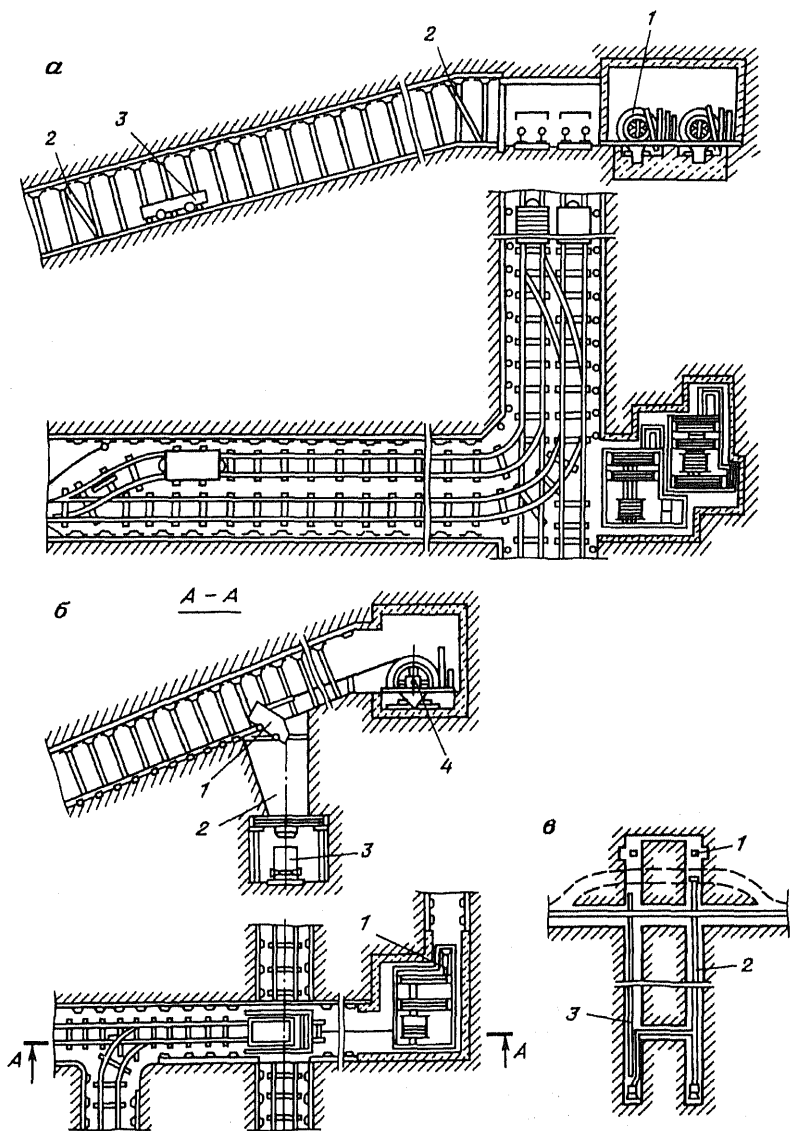


Рис. 12.2. Схемы приемных площадок уклонов:

а — при транспортировании горной массы в вагонетках: 1 — лебедки подъемные; 2 — предохранительные барьеры; 3 — вагонетки;
б — при транспортировании горной массы в скипах: 1 — скип; 2 — бункер (гезенк); 3 — вагонетка; 4 — подъемная лебедка;
в — с обгонной выработкой: 1 — подъемные лебедки; 2 — конвейеры; 3 — рельсовый путь

Таблица 12.1

Процесс и оборудование	Применение оборудования при угле наклона выработки, градус					
	5	10	15	18	25	35
Бурение шпуров						
Электросверла, пневмосверла, перфораторы, колонковые электро-сверла						
Бурильные установки БУР-3 с маневровыми лебедками						
Погрузка породы						
Погрузочные машины с нагребающими лапами ПНБ-1, 1ПНБ-2, 2ПНБ-2						
Скреперные установки: СКУ-1, СКМ-600, СП-2/1М, МПДК-2, МПДК-3						
Транспортирование горной массы						
Вагонетки						
Скипы						
Конвейеры:						
ленточные						
скребковые						
скребковый КСП-2						
Самотеком по желобам						

При проведении выработок буровзрывным способом выбор ВВ и СВ и расчет параметров буровзрывного комплекса (расход ВВ, конструкция, число, глубина и схема расположения шпуров) производят по формулам, применяемым при расчете буровзрывных работ в горизонтальных выработках.

Бурение шпуров в мягких и средней крепости породах производят ручными электросверлами, а в крепких породах — перфораторами. В выработках с углом наклона до 10° применяют бурильные установки БУР-2, БУЭ-2 и другие с дополнительными маневровыми лебедками.

Погрузку породы осуществляют погрузочными машинами и скреперными установками. Погрузочные машины типа ПНБ с нагребающими лапами на гусеничном ходу применяют в выработках с углом наклона до 10° , при наличии дополнительных лебедок — до 15° .

Для погрузки породы при проведении наклонных выработок сверху вниз с наклоном до 25° применяют машины ППН-7 и буропогрузочный комплекс «Сибирь», в котором механизированы бурение шпуров, погрузка породы и возведение крепи. Комплекс «Сибирь» состоит из платформы на колесно-рельсовом ходу (колея 2,1–2,7 м), двух погрузочных машин с боковой разгрузкой, двух бурильных машин, крепеукладчика и

конвейера. Перемещение комплекса производят с помощью лебедки. Производительность комплекса — 100–120 м³/ч, длина — 14 м, ширина — 2,8 м, масса — 25 т.

Чаще для погрузки породы в наклонных выработках применяют скреперные установки.

Транспортирование породы производят с помощью ленточных и скребковых конвейеров, в вагонетках и скипах.

Ленточные конвейеры применяют в выработках с углом наклона до 18°. Использование ленточных конвейеров эффективно в тех случаях, когда они остаются и для транспортирования полезного ископаемого. В забойной части целесообразно применять передвижные скребковые конвейеры, что позволяет наращивать ленточный конвейер через 50–60 м. Скребок конвейеры применяют в выработках с углом наклона до 25°.

Транспортирование в вагонетках и скипах производят в выработках с углом наклона соответственно до 25 и 35°. Спуск и подъем вагонеток (скипов) осуществляют с помощью однобарабанных и двухбарабанных подъемных машин с диаметром барабана 1200–2500 мм. Тип подъемной машины выбирают в зависимости от длины наклонной выработки, что определяет канатоемкость барабана, и концевой нагрузки на канат. Подъемные машины размещают при проведении стволов в здании подъемной машины, при проведении уклонов — в камерах.

Недостатком транспортирования в вагонетках и скипах являются значительные простои погрузочной машины во время подъема груженых и спуска порожних вагонеток (скипов). Для уменьшения простоя погрузочной машины в забое устраивают разминовки, а транспортирование производят составами из 2–3 вагонеток.

На рис. 12.3 приведены схемы обменных устройств при проведении одиночных выработок. При отсутствии разминок (см. рис. 12.3, а) груженная вагонетка поднимается до откаточного штрека, а затем спускается порожняя вагонетка. Во время подъема груженой и спуска порожней вагонеток погрузочная машина не работает. Время простоя погрузочной машины $t_{пр}$ после загрузки вагонетки

$$t_{пр} = \frac{2L}{v_{вс}} + t_{зм},$$

где L — расстояние от забоя до откаточного штрека, м; $v_{вс}$ — средняя скорость движения вагонетки, равная 1,5–2,5 м/с; $t_{зм}$ — время замены груженой вагонетки на порожнюю, равное 60–120 с. При $L = 100 \div 1000$ м $t_{пр} = 5 \div 18$ мин.

Общее время погрузки породы t_n при этой схеме

$$t_n = VK_p \Phi_{нп} \left[\frac{1}{Q_{э,п}} + \frac{1}{V_b K_{эв} \frac{2L}{v_{вс}} + t_{зм}} \right],$$

где V — объем взорванной породы, м³; K_p — коэффициент разрыхления; $\Phi_{нп}$ — коэффициент неравномерности погрузки, равный 1,1–1,2;

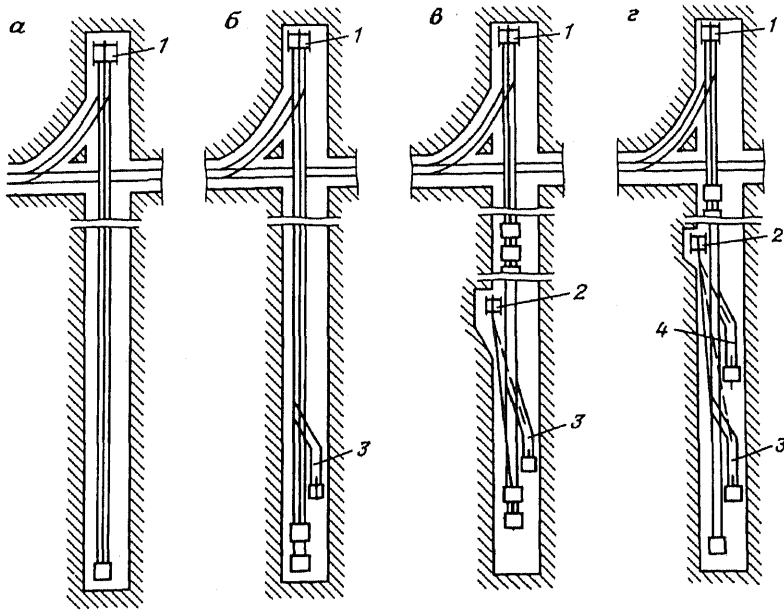


Рис. 12.3. Схема обмена вагонеток при проведении наклонных выработок с одноконцевой откаткой:

1 — подъемная лебедка; 2 — маневровая лебедка; 3 — грузовая разминовка; 4 — порожняковая разминовка

$Q_{э.п}$ — эксплуатационная производительность погрузочной машины, $\text{м}^3/\text{с}$; $V_{в}$ — объем вагонетки, м^3 ; $K_{зв}$ — коэффициент заполнения вагонетки, равный 0,9.

При наличии разминовки в забое (см. рис. 12.3, б) погрузку породы в вагонетки совмещают с движением вагонеток по выработкам. В работе находятся две вагонетки — одна под погрузкой, а вторая спускается в забой и устанавливается на путях разминовки. Затем канат прицепляют к грузовой вагонетке, грузную вагонетку перемещают на разминочный путь, сцепляют с порожней и обе вагонетки перевозят к погрузочной машине. После этого вагонетки расцепляют, порожнюю вагонетку загружают породой, а грузную поднимают на откаточный горизонт. Производят замену грузной вагонетки на порожнюю и последнюю спускают в забой.

Время простоя машины между загрузкой отдельных вагонеток равно

$$t_{пр} = \frac{2L}{v_{вс}} + t_0 - \frac{V_{в} K_{зв}}{Q_{э.п}},$$

где $t_0 = t_{змз} + t_{змш}$; $t_{змз}$, $t_{змш}$ — время замены грузных вагонеток соответственно в забое и на откаточном штреке; $t_0 = 180 \div 240$ с.

Время погрузки породы при $\frac{2L}{v_{bc}} + t_0 > \frac{V_B K_{3B}}{Q_{3,п}}$ равно

$$t_{п} = V K_p \varphi_{нп} V_B K_{3B},$$

$$\text{при } \frac{2L}{v_{bc}} + t_0 \leq \frac{V_B K_{3B}}{Q_{3,п}}$$

$$t_{п} = V K_p \varphi_{нп} \left[\frac{1}{Q_{3,п}} + \frac{t_{мз}}{V_B K_{3B}} \right],$$

здесь $t_{мз}$ — время маневров вагонетки в забое, равное 1–2 мин. В это же время производят зачистку забоя.

Схема, изображенная на рис. 12.3, *в*, характеризуется наличием маневровой лебедки (ППМ-10, 1ППГ, ЛВП-13 и др.), при помощи которой производят перестановку порожней вагонетки с путей разминки к погрузочной машине. При этой схеме уменьшается простой машины за счет сокращения времени маневров. Простой машины и продолжительность погрузки определяют по формулам для схемы, приведенной на рис. 12.3, *б*, принимая время t_0 равным $t_0 = t_{змз} + t_{змш}$.

На рис. 12.3, *г* изображена схема с двумя разминками в забое и транспортирования горной массы составами из 2–3 вагонеток. При этой схеме состав порожних вагонеток устанавливают на первую от забоя разминку. При помощи маневровой лебедки порожние вагонетки по одной перемещают на рельсовые пути к разминке. Состав груженых вагонеток поднимают к откаточному штреку, где производят их замену на порожние. В движении находятся 4–6 вагонеток.

Общее время погрузки породы

$$t_{п} = V K_p \varphi_{нп} \left(\frac{1}{Q_{3,п}} + \frac{t_{пр}}{n_B V_B K_{3B}} \right),$$

где n_B — число вагонеток в составе ($n = 2 \div 3$); $t_{пр}$ — время простоя погрузочной машины, имеющее двоякое значение. Первое — когда время подъема состава груженых вагонеток и спуск порожних меньше или равно времени загрузки состава вагонеток, включая маневры в забое, т.е.

$$\frac{2L}{v_{bc}} + t_{змш} \leq n_B \left(\frac{V_B K_{3B}}{Q_{3,п}} + t_{змз} \right).$$

В этом случае $t_{пр} = 1 \div 2$ мин, а $n_B = 1$.

Второе — когда время подъема груженых вагонеток и спуск порожних больше времени загрузки состава вагонеток и маневров в забое:

$$t_{пр} = \frac{2L}{v_{bc}} + t_{змш} - n_B \left(\frac{V_B K_{3B}}{Q_{3,п}} + t_{змз} \right).$$

В общем случае для сокращения времени погрузки породы необходимо применять вагонетки (скипы) большой (4–5 м³) вместимости, более высокие скорости подъема и разминки в забое.

Производительность погрузочной машины следует принимать в зависимости от схемы и оборудования транспорта породы.

Применение разминочки в забое на одну вагонетку сокращает время погрузки в 1,2—1,5 раза. Применение двух разминок с откаткой составами в 2—3 вагонетки сокращает время погрузки в 2,5—3,5 раза.

При конвейерном транспорте погрузку породы производят непрерывно, а время погрузки зависит от производительности погрузочной машины. Доставку материалов в забой при конвейерном транспорте осуществляют в вагонетках, для чего настилают рельсовый путь. На отдельных проходках доставку материалов производят монорельсовыми дорогами типа ДКП-2 или волокушами.

В двухпутных выработках спуск—подъем вагонеток происходит при помощи двухконцевой подъемной машины, а в забое укладывают стрелочный перевод или плиты разминочки.

Возведение крепи при проведении наклонных выработок сверху вниз производят аналогично креплению горизонтальных выработок.

Рамы крепи устанавливают перпендикулярно почве выработки с отклонением верхней части от нормали в сторону восстания на 150—200 мм.

Водоотлив. Наличие воды в забое выработки осложняет производство горных работ, снижает скорость проведения и производительность труда. Поступление воды в забой происходит из водоотводной канавки откаточного штрека, из почвы и кровли водоносных пластов, находящихся выше забоя выработки, из забоя наклонной выработки при ее проведении по водоносным пластам. Для уменьшения притока воды в забой в процессе проведения выработки выполняют ряд мероприятий. Водоотводную канавку верхнего откаточного штрека в районе сопряжения с уклоном изолируют путем ее бетонирования или улавливания воды в трубе. Воду, поступающую из почвы и кровли наклонной выработки, улавливают поперечными водоотводными канавками, которые устраивают через 10—15 м. Из поперечных канавок вода поступает в продольную водоотводную канавку и далее в промежуточный водосборник. Из промежуточного водосборника горизонтальными насосами воду перекачивают в участковый водосборник на откаточном штреке. При значительных (15—20 м³/ч) притоках необходимо производить тампонаж породы в почве и кровле выработки. Удаление воды из забоя производят с помощью вагонеток или насосами.

Водоотлив с использованием вагонеток можно производить в исключительных случаях при небольших притоках воды. Воду из забоя в вагонетки перекачивают пневматическими насосами Н-1м, «Байкал-2», НЗУ-1, УВН-20 и др.

Водоотлив насосами осуществляют по одноступенчатой и двухступенчатой схемам.

При одноступенчатой схеме воду из забоя откачивают насосом, установленным на раме в призабойной части выработки. Насос перекачивает

воду из забоя на откаточный горизонт в водоотводную канавку или приемный колодец участкового водоотлива. По мере проведения выработки насос периодически передвигают к забою. Максимальная длина по наклону выработки, на которую насос может откачать воду:

$$L_{\text{ов}} = \frac{H_{\text{н}} \xi}{\sin \alpha},$$

где $H_{\text{н}}$ — напор насоса, м; ξ — коэффициент, учитывающий потерю напора на преодоление воды в трубах, равный 0,9–0,95; α — угол наклона выработки.

Подачу насоса $Q_{\text{н}}$ определяют из условия

$$Q_{\text{н}} = K_{\text{пт}} q_{\text{в}},$$

где $q_{\text{в}}$ — приток воды, м³/с; $K_{\text{пт}}$ — коэффициент неравномерности притока, равный 1,5–2. Недостатки схемы — в забое выработки размещается всас насоса, который стесняет работу, сложно регулировать подачу насоса по притоку воды.

Многоступенчатый водоотлив производят по двум схемам.

Первая — из забоя воду откачивают пневматическим забойным насосом в бак, из которого горизонтальным насосом воду перекачивают на откаточный горизонт; *вторая* — забойным пневматическим насосом воду из забоя перекачивают в приемный колодец насоса, установленного в сбойке, и далее — на откаточный горизонт. Забойные насосы «Байкал-2» и Н-1м с напором до 10 м обеспечивают откачку воды по наклонной выработке с углом наклона 5–15° на расстояние до 100 м.

При выборе схемы водоотлива предпочтение следует отдать второй схеме, при которой выработка не загромождается перекачным насосом с баками, расположение насоса в сбойке улучшает условия его эксплуатации и ремонта. В однопутных выработках перекачной насос располагают в специальных камерах.

Проветривание одиночных наклонных выработок производят по нагнетательной схеме при помощи вентиляторов местного проветривания (ВМП) по металлическим или прорезиненным трубам. Вентиляторы устанавливают на расстоянии 10–15 м от устья наклонной выработки.

При проведении наклонных стволов вентиляцию можно осуществлять через вертикальные скважины, пробуренные с поверхности земли (рис. 12.4, а).

При параллельной схеме проведения наклонного ствола или уклона с ходком для вентиляции используют сбойки (см. рис. 12.4, б).

При небольшой длине ствола или уклона ВМП устанавливают на поверхности земли у устья наклонного ствола или на откаточном горизонте у сопряжения с уклоном (см. рис. 12.4, в).

Предохранительные устройства. При проведении наклонных выработок работающие в забое люди должны быть защищены от опасности падения сверху вагонеток и других предметов. Согласно пра-

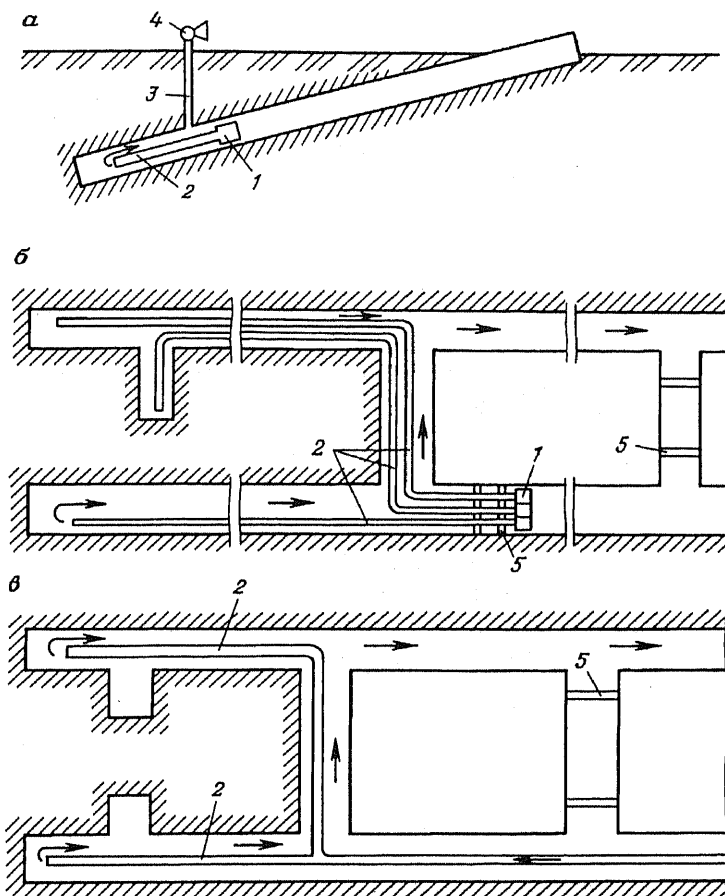


Рис. 12.4. Схемы вентиляции:

а — наклонного ствола через скважину; *б* — наклонного ствола (уклона) и людского хода вентиляторами, расположенными у сбойки; *в* — уклона и людского хода вентилятором, расположенным на откаточном штреке; 1 — нагнетательные вентиляторы; 2 — ставы вентиляционных труб; 3 — вентиляционная скважина; 4 — всасывающий вентилятор; 5 — перемычка

вилам безопасности (ПБ) в наклонных выработках должно быть установлено не менее двух прочных заграждений (барьеров) — одно в устье выработки, другое — не далее 20 м от забоя.

Барьеры (рис. 12.5) изготовляют из рельсов или бревен, шарнирно закрепленных к верхняку рамы и нижним концом упирающихся в поперечную балку (см. рис. 12.5, *а*) или почву выработки (см. рис. 12.5, *б*). При спуске вагонеток барьер-балка поднимается при помощи троса, при подъеме балка поднимается вагонеткой.

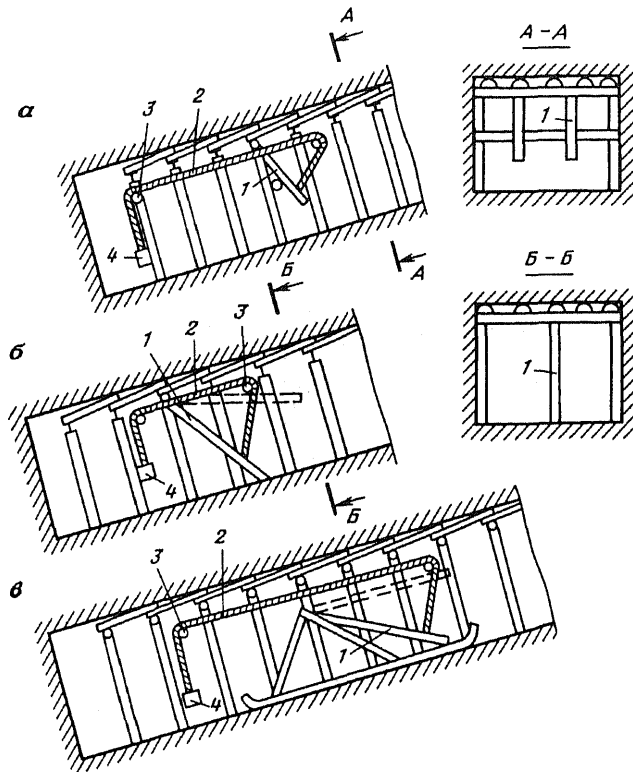


Рис. 12.5. Предохранительные барьеры:
 1 — ограждающий рельс; 2 — трос; 3 — блоки; 4 — контргруз

По мере подвигания забоя барьер переносят. На рис. 12.5, в изображен переносной барьер. Для предохранения от скатывания вагонеток с верхней приемной площадки устанавливают стопоры.

Для удержания породопогрузочных машин, удаленных из забоя на время ведения буровзрывных работ, применяют переносной канатный барьер, а под скаты подкладывают тормозные башмаки.

12.2. СТРОИТЕЛЬСТВО НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК СНИЗУ ВВЕРХ

Снизу вверх обычно проводят бремсберги. В отдельных случаях снизу вверх проводят уклоны и участки наклонных стволов. Капитальные бремсберги проводят по породе и по пласту полезного ископаемого с подрывкой породы *буровзрывным способом, комбайнами и с применением гидромеханизации.*

Подготовительные работы перед проведением бремсберга заключаются в расширении штрека в месте сопряжения; устройстве раз-

миновок и заезда в бремсберг; сооружении камеры для лебедки и ниши для вентилятора; монтаже оборудования, ставов труб и кабелей. Выбор оборудования для бурения шпуров, погрузки и транспортирования породы производят в зависимости от угла наклона выработки (см. табл. 12.1).

Бурение шпуров осуществляют ручными и колонковыми электросверлами и перфораторами. В выработках с углом наклона до 10° применяют также бурильные установки с маневровыми лебедками.

Погрузку породы в выработках с углом наклона до 10° производят машинами на гусеничном ходу с нагребающими лапами типа 1ПНБ-2, 2ПНБ-2 и др.

Скреперные установки и транспортирование породы в вагонетках и скипах (СКУ-1, СКМ-600, СП-2/1М) применяют в выработках с углом наклона до 35° , а с конвейерным транспортом (МПДК-2, МПДК-3) — в выработках с углом наклона до 15° .

Транспортирование породы производят в выработках с углом наклона до $16-18^\circ$ — в вагонетках и ленточными конвейерами; от 18 до 25° — в вагонетках и скребковыми конвейерами; более 25° — в скипах или самотеком по желобам.

Доставку материалов и оборудования в забой осуществляют в вагонетках и в отдельных случаях — монорельсовой дорогой или волокушей.

Крепление бремсбергов ведут в зависимости от степени устойчивости пород и в основном металлическими трехзвенными арками. Арки устанавливают с отклонением от нормали к почве выработки на $150-200$ мм в сторону восстания.

Проветривание выработки осуществляют вентиляторами местного проветривания по металлическим или прорезиненным трубам. Вентилятор устанавливают на откаточном штреке на расстоянии $10-15$ м от сопряжения.

Для проведения бремсбергов, так же как и для других выработок, разработаны технологические комплексы оборудования, обеспечивающие высокие скорости проведения.

Проведение наклонных выработок с применением гидромеханизации осуществляют на гидрошахтах. На строительстве и реконструкции шахт к этому способу прибегают при наличии гидрокомплексов для подачи напорной воды и отделения горной массы из пульпы.

В производственной практике применяют три варианта гидромеханизации. *Первый* — гидравлический, когда разрушение угля в забое производят струей напорной воды, исходящей из гидромонитора. *Второй* — механогидравлический, когда разрушение горной массы в забое производят комбайнами. *Третий* — взрывогидравлический, при котором разрушение горной массы в забое осуществляют буровзрывным способом.

Во всех вариантах транспортирование горной массы производят по желобам в виде пульпы — смеси воды с горной массой. Пульпу транспортируют от забоя до отстойника, где горная масса отделяется в отводы. Осветленная вода насосами подается в забой в гидромониторы.

На рис. 12.6 приведена схема совместного проведения бремсберга и ходка с применением гидромеханизации. Уголь в забое разрушают гид-

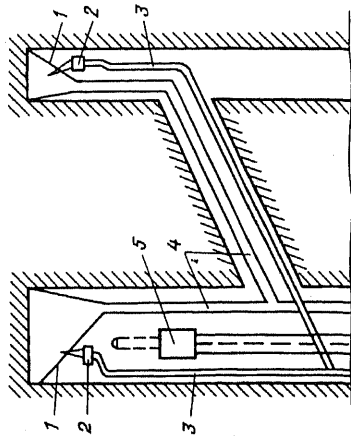


Рис. 12.6. Схема совместного проведения бремсберга и ходка с применением гидромеханизации

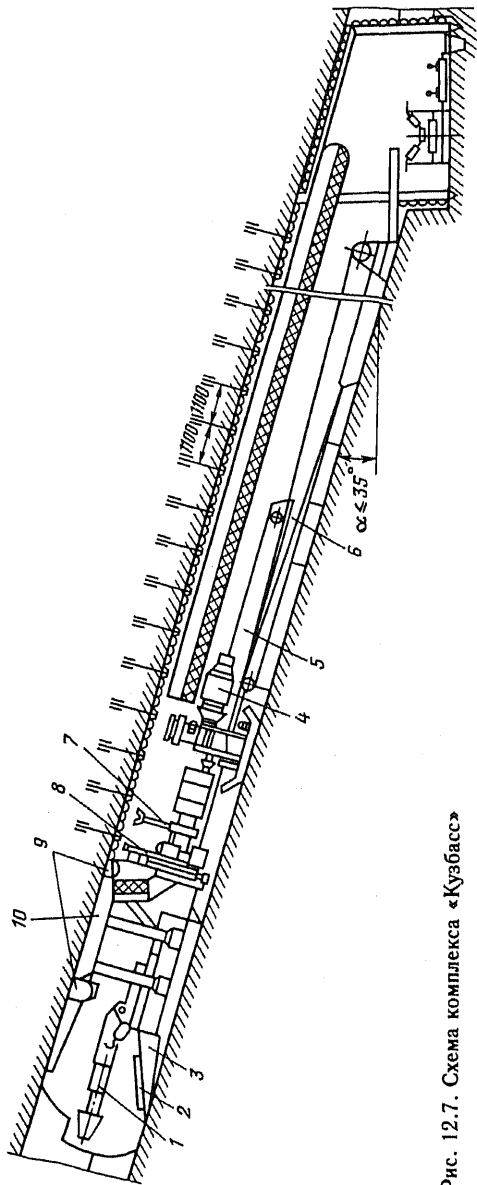


Рис. 12.7. Схема комплекса «Кузбасс»

ромонитором 2. Из забоя уголь смывается в желоба 4, по которым пульпа поступает в отстойник. В подошве забоя выработки устраивают металлическое или деревянное ограждение 1. Напорная вода в гидромонитор поступает по водопроводу 3. Доставку материала в забой производят вагонеткой 5.

Для разрушения угля применяют гидромониторы с непрерывной струей с ручным и дистанционным управлением. Гидромониторы с ручным управлением (Г-1, ГМРЦ-2 и др.) имеют давление воды до 3 МПа, их применяют при проведении выработок по мягким углям.

Гидромониторы с дистанционным управлением (ГД-2, ГМДЦ-3 и др.) имеют давление воды до 5 МПа, их используют при проведении выработок по крепким углям и слабой породе с $f = 2$.

Напорный водопровод собирается из бесшовных труб диаметром 150–200 мм с быстроразъемными замками.

Для транспортирования пульпы применяют металлические (уклон 0,05–0,08) и эмалированные (уклон 0,03–0,05) желоба длиной 1,5 м, высотой 300 мм и шириной по низу 200–500 мм, по верху — 380–550 мм. Такие желоба пропускают 200–600 м³/ч пульпы с соотношением твердой и жидкой массы 1 : 4.

При проведении выработок с применением гидромеханизации придерживаются следующей последовательности работ: отбойка угля и породы на 2–3 м, возведение крепи, перенос гидромонитора, наращивание водопроводов и желобов.

Распределение времени на выполнение отдельных операций примерно следующее, %: подготовительные работы — 12, гидроотбойка — 20, возведение крепи — 25, передвижка оборудования и наращивание труб — 30, прочие работы — 13.

Гидравлический способ обеспечивает поточное и безопасное ведение работ, снижение температуры воздуха, исключает переборы и пылеобразование, способствует повышению по сравнению с буровзрывным способом производительности труда в 2,5–3 раза и скорости проведения выработки в 2–2,5 раза.

Проведение наклонных выработок комбайнами осуществляют по технологическим схемам, которые применяют при проведении горизонтальных выработок.

Выбор типа комбайна зависит от площади поперечного сечения выработок, крепи и абразивности пород и угла наклона выработок.

Для проведения наклонных выработок созданы комбайны ГПКСВ, ГПКСН, комплекс «Кузбасс» (КН-5Н).

Комбайн ГПКСВ предназначен для проведения снизу вверх трапециевидных и прямоугольных выработок с углом наклона до +20° и площадью поперечного сечения 4,7–15 м². Этот комбайн состоит из унифицированного проходческого комбайна ГПКС, у которого на задних осях гусеничного хода установлен барабан с канатами. Канат крепят к утопленной в почву переносной металлической балке, расположенной под передней частью гусеничного хода.

Комбайн ГПКСН предназначен для проведения сверху вниз выработка под углом до -20° , площадью поперечного сечения $4,7-15 \text{ м}^2$ и шириной $1,8-3,8 \text{ м}$, высотой $2,6-4,7 \text{ м}$. ГПКСН — это комбайн ГПКС с резцовым барабанным исполнительным органом и лебедкой 1-ЛП с канатами, удерживающими комбайн от сползания. Лебедка расположена в выработке или в нише.

Комплекс «Кузбасс» (КН-5Н) предназначен для проведения горизонтальных и восстающих выработок с углом наклона до 35° . В комплексе механизированы работы по разрушению, погрузке и транспортированию угля и породы, а также возведению крепи.

Комплекс «Кузбасс» (рис. 12.7) состоит из стреловидного исполнительного органа 1, питателя 3 с нагребающими лапами 2, двухцепного скребкового конвейера 5, шагающей временной крепи 10 с центральной и двумя боковыми секциями — доработанная секция очистной крепи 2М-87Д, крепеустановщика для установки верхняков 7, двух бурильных установок 8 с машинами ЭБГП-1 для бурения шпуров под анкера, двух емкостей 9 для сетчатой затыжки, системы пылеподавления 4, гидросистемы, электрооборудования и пульта управления.

Для предохранения комплекса от сползания имеются предохранительные устройства, состоящие из стойки, поджатой к кровле, и стопорных устройств в виде рейки с храповым захватом и анкерным креплением в почву. При проведении выработок комплекс устанавливают по оси выработки и с помощью шагающего устройства подают на забой. Резцовой головкой производят обработку забоя. Отбитую горную массу с помощью лап питателя подают на скребковый конвейер и далее по лотку — на конвейер 6. Внедрение комплекса «Кузбасс» позволило в 2–3 раза увеличить скорости проведения и производительность труда. Так, например, среднемесячная скорость проведения выработок комплексом «Кузбасс» на шахте «Нагорная» в Кузбассе составила 450 м/мес , а производительность труда — $1,4 \text{ м/чел. - смену}$. При проведении спаренных выработок площадью поперечного сечения 8 м^2 двумя комплексами «Кузбасс» были поставлены рекорды производительности двумя забоями — 2150 м/мес и максимальной скорости — 90 м/сут .

При проведении наклонных выработок на шахте им. Л.Д. Шевякова в сложных горно-геологических условиях была достигнута скорость 170 м/мес , а максимальная производительность — $1,25 \text{ м/чел. - смену}$.

Комбайны избирательного действия ПК-ЗР, 2ПУ, ГПКС, КН-5 и другие можно применять при проведении выработок с углом наклона до $\pm 10^\circ$ с площадью поперечного сечения от $3,6$ до 18 м^2 по углу с присечкой породы с коэффициентом крепости $f \leq 4$. Комбайны 4ПП-2 используют при проведении выработок по смешанному забою с присечкой породы до 70% с $f \leq 6$.

При применении дополнительных тормозных и предохранительных устройств, удерживающих комбайн от сползания, комбайны можно применять в выработках с наклоном до 15° .

ГЛАВА 13 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

13.1. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ СХЕМАМ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение горных выработок и выемка полезного ископаемого в очистных забоях являются одним из важнейших производственных процессов в общей технологической цепи подземной добычи. Высокие темпы отработки, механизация и автоматизация производственных процессов на горнодобывающих предприятиях требуют дальнейшего совершенствования технологии и поиска новых технических решений.

Как известно, технологические схемы подземной разработки должны определять: схему подготовки выемочного поля и систему работ, их параметры; технологию и оборудование подготовительных и очистных работ; сечения подготовительных и очистных выработок, тип и плотность установки крепи в них; оборудование для основного и вспомогательного транспорта по выработкам; оборудование для пылеподавления и схему его расположения в очистных и подготовительных забоях; параметры и показатели пылеподавления; схему вентиляции и аэродинамические параметры выемочного поля и выработок; условия применения и расчетные показатели технологической схемы; графики выходов рабочих.

Научно обоснованные технологические схемы разработки должны сочетать применение высокопроизводительной техники и рациональной технологии горных работ с оптимальными параметрами для различных горно-геологических условий на основе использования новейших достижений горной науки, техники, научной организации труда и опыта работы передовых горнодобывающих предприятий, участков и бригад.

Проведение горных выработок входит в состав горноподготовительных работ, которые включают комплекс технологических мероприятий, обуславливающих своевременное и качественное воспроизводство очистного фронта с доразведкой подготавливаемых запасов, управление состоянием массива и защиту от проявления его свойств (упрочнение обнажений, защиту от горных ударов, взрывов газа и пыли и т.д.).

В связи с требованиями концентрации и интенсификации очистных работ важнейшими направлениями совершенствования подготовительных работ является упорядочение схем подготовки выемочных участков, рациональное заложение подготовительных выработок, концентрация подготовительных забоев и интенсификация горноподготовительных работ.

Максимальная концентрация и интенсификация горных работ и производства в целом при одновременном повышении требований к без-

опасности, улучшению условий труда, к более рациональному использованию недр призваны способствовать существенному улучшению технико-экономических показателей.

Для правильного выбора и обоснования рациональных технических схем комбайновой технологии важно четко сформулировать требования к ним с учетом горнотехнических особенностей разработки месторождений.

При разработке комбайновой технологии необходимо обеспечить комплексный подход к решению всех вопросов, связанных с ведением подготовительных и очистных работ в выемочном поле: горных (способ подготовки и система разработки, способ охраны выработок и др.), механизации и автоматизации, транспорта, вентиляции и газовой защиты, безопасности и создания благоприятных условий труда. При этом следует предусмотреть максимально высокий уровень комплексной механизации очистных и подготовительных работ и эффективное использование горной техники за счет применения ее в горно-геологических условиях, соответствующих техническим характеристикам оборудования и машин, при прогрессивных способах подготовки и системах разработки с оптимальными параметрами.

Переход к комплектным системам машин при буровзрывной технологии, давая определенный эффект, не в состоянии изменить число технологических операций и их взаимосвязей во времени и пространстве. Комбайновая же технология должна создать предпосылки для объединения в одну технологическую операцию работ по разрушению массива, погрузке и транспортировке горной массы. Параллельное выполнение производственных операций, по сравнению с последовательным, имеет определенные преимущества, связанные с экономией времени. Кроме того, для наиболее эффективного достижения конечного результата важно не только модернизировать орудия труда и совмещать во времени разные производственные операции, но и использовать принципиально новые способы и средства выполнения производственных процессов.

Установлено, что в идентичных горно-геологических условиях трудоемкость комбайновой технологии на 30—35 % ниже буровзрывной, вследствие сокращения числа производственных операций и некоторого снижения объемов ручных работ.

Значительное повышение темпов проведения выработок имеет первостепенное значение при подготовке новых горизонтов и отражается в целом на интенсивности отработки месторождений. Из вышесказанного вытекает одно из важнейших требований, предъявляемых к комбайновой технологии, — обеспечение значительного повышения скорости проходки выработок при одновременном существенном росте производительности труда рабочих. В свою очередь, значительное увеличение темпов проведения горноподготовительных выработок с помощью комбайновой технологии и загрузки на выемочный блок будут способствовать реализации требования максимально возможной концентрации горных работ.

Технологические схемы должны предусматривать повышение безопасности работ, исключение тяжелого ручного труда и снижение степени

тяжести выполняемых работ. Работа комбайнов сопровождается повышенным пылеобразованием (особенно при разрушении крепких пород), что обуславливает высокие требования к проветриванию выработок — увеличение количества подачи свежего воздуха и выполнение специальных мероприятий по пылеподавлению в месте работы комбайна и на исходящей из подготовительных забоев вентиляционной струе.

Помимо указанных требований технологические схемы проведения горных выработок должны обеспечивать:

- использование для различных горно-геологических условий наиболее прогрессивных конструкций горного оборудования, включающих комбайны, погрузочные и транспортные машины;
- применение современного, серийно выпускаемого, высокопроизводительного оборудования на базе электропривода, как более дешевого, удобного и надежного в эксплуатации;
- максимально возможное использование транспортного оборудования при проведении выработок и последующей очистной выемки, а также полную технологическую взаимосвязку забойного оборудования с общешахтным транспортом;
- широкое применение анкерной и податливой металлической крепи в благоприятных горно-геологических условиях — конструкций рамной крепи с плоской потолочиной, не нарушающих сплошности кровли и облегчающих условия работы крепи сопряжений;
- узкий фронт работ, исключающий возможность использования как оборудования больших габаритов, так и большого числа малогабаритного оборудования и рабочих;
- предотвращение интенсивного проявления горного давления под воздействием перемещающегося очистного фронта, которое развивается либо со значительным отставанием от подготовительного забоя, либо после окончания проходки в период эксплуатации выработки.

Выбор научно обоснованных технологических схем и их параметров, обеспечивающих высокоэффективное функционирование новейших средств механизации и автоматизации в изменяющихся горно-геологических условиях горнодобывающих предприятий, следует вести с учетом вышеперечисленных требований.

13.2. ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК*

Взаимосвязи во времени и пространстве основных и вспомогательных процессов, выполняемых при проведении выработок, и способ механизации работ определяют технологические схемы производства и организации работ. В зависимости от характера их взаимосвязи различают две основные технологические схемы организации работ по проведению выработок: *циклично-поточную* и *циклическую*.

* Используются материалы проф., д-ра техн. наук Д.И.Маливанова.

При циклично-поточной технологии имеет место полное совмещение во времени всех основных производственных процессов и практически непрерывное извлечение горной массы из забоя выработки. К этой схеме можно отнести технологию проведения подготовительных выработок проходческими комбайнами в условиях, когда одновременно с работой комбайна возводят постоянную крепь и выполняют другие процессы.

При циклической технологии основной процесс непосредственной выемки горной массы осуществляют с перерывами, вызванными необходимостью выполнения других работ, которые практически возможно осуществить только в определенной последовательности с основным процессом. К циклической технологии относятся все способы проведения выработки с разрушением горной массы буровзрывными работами, а также комбайновый способ проведения выработок с механическим разрушением пород в тех случаях, когда для возведения крепи приходится останавливать работу комбайна.

Проходческий цикл складывается из всех операций, которые выполняют при проведении выработки на определенное расстояние. Обычно это расстояние при буровзрывном способе разрушения пород определяют полезной глубиной шпура — величиной заходки, а при механическом способе — комбайновой проходкой на длину коронки или расстояние между рамами крепи.

Длительность проходческого цикла равна суммарной продолжительности всех последовательно выполняемых операций с учетом их частичного совмещения и обычно кратна продолжительности смены.

На выбор технологических схем для проведения горных выработок влияют *горно-геологические* и *производственно-технические условия*. К горно-геологическим факторам относят: мощности угольного пласта и пород, по которым проводят выработку, угол падения пласта, крепость угля и вмещающих пород, устойчивость и газоносность, склонность к внезапным выбросам, водообильность и др. Производственно-технические факторы: площадь сечения выработки в свету и черне, ее протяженность, срок службы выработки, характер забоя (угольный, смешанный или породный), необходимые скорости проведения, возможные виды доставки извлекаемой горной массы, материалов и оборудования в забой.

Горно-геологические факторы имеют определенное значение при выборе одного из двух распространенных и принципиально различных способов проведения выработок — комбайнового или буровзрывного и соответствующих этим способам технологических схем. При выборе исходят из современного состояния горной техники с учетом уже выпускаемых и осваиваемых в ближайшие годы серийным производством машин и оборудования. Так, для угольных и углепородных забоев с коэффициентом крепости присекаемых пород f до 6 и при их площади до 70% забоя обычно ориентируются на комбайновый способ проходки и соответствующие технологические схемы. В других условиях, например, в чисто породных забоях с коэффициентом крепости $f > 8$ пока еще планируют применение технологических схем с буровзрывным способом разрушения пород.

Склонность угля и пород к внезапным выбросам при проведении выработок смешанным забоем предопределяет, в связи с запрещением в этих условиях взрывных работ по уголю, применение технологических схем с выбуриванием угольного пласта.

Производственно-технические факторы также имеют важное значение, непосредственно влияя на выбор схем производства работ и оборудования для проведения выработки, принятую интенсивность выполнения операций и степень их совмещения в забое. Так, при малой протяженности выработок целесообразно применение относительно более легких проходческих машин. При большой протяженности выработок наиболее эффективно использование тяжелых видов оборудования и технологических схем, обеспечивающих высокие скорости проведения выработок.

Рассмотрим более подробно влияние основных факторов на выбор технологических схем.

Крепость пород имеет решающее значение для выбора комбайнового или буровзрывного способа проведения выработки и, следовательно, на подбор конкретного оборудования. С учетом крепости пород при комбайновом способе проходки выбирают тип комбайна, а при буровзрывном способе — тип бурильных, погрузочных и других машин.

Исходя из диапазона изменения крепости пород, встречающихся при подземной разработке угольных месторождений, эффективности различных способов разрушения пород и применяемых видов оборудования, целесообразно выработки по крепости горных пород разделить на следующие группы:

- выработки по уголю и углистым сланцам с коэффициентом крепости f до 2, которые проводят без применения буровзрывных работ с использованием проходческих и нарезных угольных комбайнов;
- выработки по уголю и смешанному забою с присечкой пород с коэффициентом прочности f до 4, которые проводят без применения буровзрывных работ комбайнами со стреловидным исполнительным органом, оснащенным инструментом для разрушения угля и породы;
- выработки со смешанным забоем и породами с коэффициентом крепости f до 6, которые проводят комбайнами со стреловидными исполнительными органами, оснащенными специальным разрушающим инструментом;
- выработки по породам с коэффициентом крепости $f = 7 \div 8$, которые можно проводить комбайнами с исполнительным органом бурового или комбинированного, ударно-скалывающего действия. Однако до создания и освоения серийного производства таких комбайнов выработки по этим породам проводят с применением буровзрывных работ;
- выработки по породам с коэффициентом крепости f более 8, которые проводят только буровзрывным способом.

При проведении выработок буровзрывным способом для выбора бурового и погрузочного оборудования с учетом крепости пород их целесообразно разделить на две группы.

В породах с коэффициентом крепости f до 8 рекомендуется бурить шпурь бурильными установками с машинами вращательного действия, а взорванную массу грузить погрузочными машинами с исполнительными органами непрерывного действия типа нагребавших лап.

В породах с коэффициентом крепости f более 8 бурение шпуров целесообразно производить бурильными установками с бурильными машинами вращательно-ударного действия, погрузку пород — машинами периодического действия с ковшовым исполнительным органом.

Крепость и особенно устойчивость пород имеют также определенное влияние на выбор типа крепи и способа крепления выработки. В условиях крепких монолитных или слоистых пород может быть применена в качестве постоянной наиболее дешевая и легко механизуемая анкерная крепь, причем без предварительной установки временной крепи. При проведении выработок как по слабым и легко обрушающимся, так и по крепким, нетрещиноватым и склонным к вывалам породам следует применять другие виды постоянной крепи, причем, как правило, оправдано применение временной крепи.

В свою очередь, выбор постоянной и временной крепи и способов их возведения влияет на общую организацию работ по проведению выработки, определяет схему организации работ (циклично-поточную и цикличную), возможную степень совмещения процессов и операций и т.п.

Мощность пласта непосредственно определяет структуру забоя подготовительной выработки — пройдет выработка по однородным или неоднородным породам. Однако, исходя из задач выбора технологических схем и средств механизации проведения выработок на угольных шахтах, целесообразно по виду забоя разделять выработки не как обычно принято на две группы (с однородными и неоднородными породами), а на три группы: выработки с полностью угольным забоем, выработки со смешанным углепородным забоем, выработки с полностью породным забоем.

В полностью угольных забоях мощность пласта определяет высоту и сечение выработки, а следовательно, и тип необходимых комбайнов (проходческих или нарезных), транспортное и другое оборудование.

В смешанных углепородных забоях от мощности пласта зависят высота присечки (в процентах), целесообразность раздельной выемки угля и породы или сплошной выемки горной массы, а также различные варианты ее выдачи на поверхность.

Угол падения пласта при проведении выработки по пласту фактически является углом продольного или поперечного наклона и поэтому имеет большое значение для выбора способа и средств производства проходческих работ. Угол наклона выработки влияет на выбор способа и средств выемки, погрузки и транспортировки горной массы, способа и средств доставки в выработку крепи, а также способа ее возведения, оборудования водоотлива.

По углу наклона, влияющему на способ и средства погрузки горной массы, подготовительные выработки можно разделить на группы:

- с углом наклона до 3° , где можно применять ковшовые погрузочные машины периодического действия с колесно-рельсовой ходовой частью;
- с углом наклона до 6° , где можно использовать погрузочные машины непрерывного действия на гусеничном ходу с исполнительными органами типа нагребавших лап;
- с углом наклона $6-18^\circ$, где эффективно работают ковшовые погрузочные машины на колесно-рельсовом и гусеничном ходу с исполнительным органом типа нагребавших лап, оборудованных специальными предохранительными устройствами для удержания их на уклоне;
- с углом наклона до 25° , где возможно использование погрузочных машин только с колесно-рельсовой ходовой частью на предохранительном канате;
- с углом наклона более 25° , где можно применять погрузочные машины только на колесно-рельсовом ходу на предохранительном канате с исполнительным органом типа грейфера.

С увеличением угла наклона увеличивается слеживаемость взорванных пород, а следовательно, уменьшается эффективность действия таких исполнительных органов, как нагребавшие лапы и ковш, что вызывает необходимость применения более активного погрузочного органа.

В соответствии с условиями доставки горной массы, оборудования и материалов подготовительные выработки по углу наклона можно разделить на четыре группы:

- с углом наклона до 3° , в которых может быть применен колесно-рельсовый (вагонетки) с электровозной тягой и конвейерный транспорт горной массы (область применения колесно-рельсового транспорта расширяется в условиях применения канатной откатки);
- с углом наклона до 18° с использованием ленточных и скребковых конвейеров;
- с углом наклона $19-35^\circ$ при доставке скребковыми конвейерами;
- с углом наклона более 35° с применением наклонных скипов.

По влиянию угла наклона на выбор типа крепи выработки можно разделить на две группы:

- с углом наклона до 25° с креплением неполными или полными рамами;
- с углом наклона более 25° с креплением в виде полной рамы или кольца.

Газоносность и склонность пластов к внезапным выбросам газа, угля и породы являются важнейшими горно-геологическими факторами, влияющими на выбор способов проведения выработок, оборудования и технологических схем организации работ.

В связи с переходом к разработке более глубоких горизонтов усложняются условия проведения горных выработок.

На сверхкатегорных по газу шахтах необходимо осуществлять мероприятия по предварительной дегазации пластов, профилактические мероприятия, предусмотренные правилами безопасности при проведении выработок в условиях шахт, опасных по внезапным выбросам угля, газа и породы (бурение опережающих скважин, образование по контуру вы-

работки разгрузочных щелей-врубов, производство сотрясательного взрывания), применять специальное оборудование и организацию работ при проведении выработок в этих условиях, резко отличающуюся от обычной.

Обводненность забоя и выработки имеет наиболее существенное значение при проведении наклонных выработок сверху вниз, так как с увеличением угла наклона выработки наличие водопритока все более усложняет процесс погрузки горной массы, способствуя спрессованию породы, и затрудняет выполнение всех других процессов в забое выработки, в частности, бурение шпуров, возведение крепи и др. В связи с этим целесообразно провести предварительное полное водоподавление в забое выработки теми или другими способами в зависимости от источников водопритока, а также устройство промежуточных водосборников для перехвата воды с тем, чтобы можно было вести работы в осушенном забое выработки.

Исходя из изложенного, по фактору водопритока выработки можно разделить на две группы:

- с притоком до $5 \text{ м}^3/\text{ч}$, позволяющим производить работы в практически сухом забое;
- с притоком более $5 \text{ м}^3/\text{ч}$, требующим в забое специальной водоотливной установки.

Производственно-технические факторы, оказывающие влияние на выбор технологических схем производства и организацию работ, а также на выбор соответствующего оборудования, следующие: протяженность, форма, размеры сечения и скорости проведения выработки.

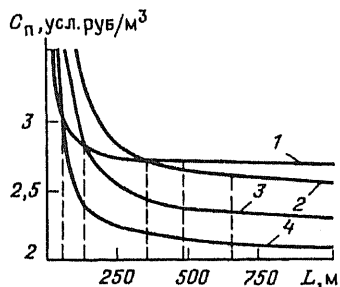
Если горно-геологические факторы в значительной мере являются критериями, с которыми должны быть увязаны технические возможности способов производства работ и оборудования, то производственно-технические факторы в большей мере влияют на выбор варианта организации работ и технико-экономические показатели проведения выработки.

Так, изменение протяженности выработки может корректировать возможные по горно-геологическим условиям способы производства работ и принятый вид оборудования, особенно если в этих условиях допустимо применение различных типов оборудования.

Например, известно, что в породах с коэффициентом крепости f до 6 целесообразно применять комбайновый способ проведения выработок, поскольку он дает более высокие показатели по скорости проведения выработки и по производительности труда. Однако комбайны являются громоздкими и дорогостоящими машинами по сравнению с возможным для применения в этих же условиях оборудованием для буровзрывного способа производства работ. Высокая стоимость оборудования для комбайнового способа производства работ может окупиться лишь при увеличении протяженности и скорости проведения выработки по сравнению с буровзрывным способом.

На рис. 13.1 показаны графики изменения приведенных затрат на проведение 1 м^3 выработки буровзрывным способом и комбайнами раз-

Рис. 13.1. Графики изменения приведенных затрат C_n на проведение 1 м³ выработок буровзрывным способом (1) и комбайнами ПК-9р (2), 4ПУ (3), ПК-3м (4) в зависимости от протяженности выработки L



личных типов в зависимости от протяженности выработки. Как видно на рис. 13.1, выработки небольшой протяженности более целесообразно проводить буровзрывным способом, причем с использованием мобильного оборудования. При выработках малой протяженности за время, необходимое для монтажа и демонтажа комбайнового комплекса, возможно проведение их буровзрывным способом.

Целесообразность комбайновой проходки определяется также типом применяемого комбайна, так как это влияет на его стоимость и показатели работы.

Скорость проведения выработки также оказывает значительное влияние на выбор оборудования и технологических схем организации работ. Как правило, увеличение скорости проходки выработок приводит к улучшению технико-экономических показателей проходки, так как при этом уменьшается число выработок, находящихся в проходке, и увеличивается степень концентрации проходческих работ, улучшается использование оборудования и повышается производительность труда проходчиков.

Вместе с тем, увеличение скорости проведения выработок связано с более интенсивным выполнением как основных, так и вспомогательных операций проходческого цикла и с высокой степенью их совмещения во времени, а следовательно, и с использованием в забое большего количества оборудования и обслуживающих его людей. Очевидно, что повышение интенсивности производства работ и возможности размещения в забое необходимого количества людей и оборудования имеют определенные пределы и целесообразны до тех пор, пока увеличение скорости не приводит к уменьшению производительности труда и повышению стоимости проведения выработки. Последнее может иметь место вследствие простоя людей и оборудования, если выработка перенасыщена ими.

По данным исследования специалистов ИГД им. А.А.Скочинского, оптимальные скорости проведения выработок буровзрывным способом с механизированной погрузкой горной массы в зависимости от характера забоя (коэффициента подрывки породы) по критерию приведенных затрат на проведение изменяются в пределах от 2 до 3,5 м/смену, увеличиваясь соответственно с уменьшением коэффициента подрывки породы.

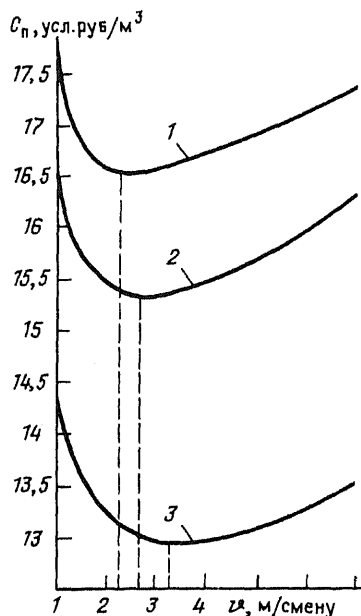


Рис. 13.2. Графики изменения приведенных затрат C_p на проведение 1 м^3 выработок буровзрывным способом в зависимости от скорости проведения v и коэффициента подрывки породы K_p : 1 — $K_p = 1$ (по породе); 2 — $K_p = 0,5$ (смешанным забоем); 3 — $K_p = 0$ (по углю)

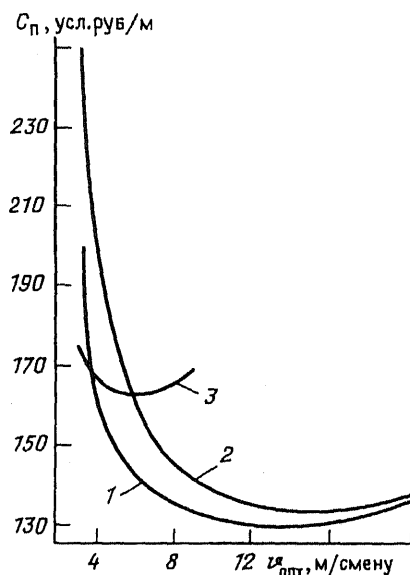


Рис. 13.3. Графики изменения приведенных затрат C_p на проведение 1 м штрека по углю сечением $14,1 \text{ м}^2$ в зависимости от оптимальной скорости проведения $v_{\text{опт}}$: 1 — комбайном ПК-9р; 2 — комбайном «Караганда-7/15»; 3 — буровзрывным способом

При комбайновом способе оптимальная скорость проведения выработок по критерию приведенных затрат на проведение значительно выше, чем при буровзрывном способе (рис. 13.2, 13.3), что объясняется более высоким уровнем механизации процессов, относительным сокращением объема ручных работ и большей стоимостью оборудования, используемого при проведении выработок комбайнами по сравнению с буровзрывным способом. Так, при использовании комбайна ПК-9р оптимальная скорость составляет 12 м/смену , а при использовании комбайна «Караганда-7/15» — 16 м/смену .

В условиях выработок большой протяженности и при использовании комбайнового оборудования, стоимость которого имеет большое удельное и абсолютное значение в показателях проведения выработки, следует стремиться к максимальному увеличению скорости проведения выработок.

При применении комбайнов с программным и дистанционным управлением, комплексов оборудования для механизации вспомогательных процессов существенно уменьшается число занятых в выработке рабо-

чих, резко сокращаются простои оборудования и людей, что по сути является основными причинами, в той или иной степени снижающими эффективность увеличения скорости проведения выработки.

Таким образом, для обеспечения максимальной скорости проведения выработок необходимо определить ее целесообразные пределы, прежде всего исходя из технической производительности оборудования, выбранного по горно-геологическим условиям, с учетом протяженности выработки как фактора, ограничивающего или стимулирующего увеличение оптимальной скорости проведения выработки.

Формы и размеры сечений подготовительных выработок существенно влияют на выбор технологии проведения горных выработок. В свою очередь, выбор формы и размеров поперечного сечения горных выработок зависит от характера горного давления, срока службы и назначения выработки, материала крепи.

Размеры поперечного сечения выработки определяют главным образом с учетом необходимости обеспечения очистных забоев достаточным количеством свежего воздуха в зависимости от нагрузок на лаву, создания условий безремонтного поддержания выработок в зоне влияния очистных забоев, габаритами средств подземного транспорта с соблюдением необходимых зазоров в соответствии с требованиями правил безопасности. На шахтах угольной промышленности все более проявляется тенденция к увеличению размеров сечений выработок, что вызвано ростом глубины разработок угольных пластов и газоносности, а также повышением нагрузок на выемочный участок и необходимостью подачи по этим причинам большого количества воздуха по выработкам.

Увеличение сечения выработок (за счет роста высоты) является также одним из путей их безремонтного поддержания, а также способствует решению задачи по размещению в выработках приводных головок лавных конвейеров для частичного выхода на них комбайна или струга, что необходимо для устранения трудоемких технологических операций по выемке ниш на концевых участках лавы.

В связи с этим в определенных условиях ширина выработки должна быть увеличена до 6 м, а наиболее рациональной формой ее может быть прямоугольная.

До сравнительно недавнего времени преобладающим видом крепи являлась *деревянная*, при применении которой выработки имели, как правило, форму прямоугольника или трапеции. Существенные недостатки деревянной крепи — малые устойчивость и долговечность. Более эффективными видами крепи являются *металлическая, из сборного железобетона и анкерная*.

В табл. 13.1 приведены рекомендуемые конструкции постоянной крепи с учетом назначения, размеров и срока службы выработки и устойчивости боковых пород.

Как указывалось выше, размеры и формы сечения выработок, а также виды применяемой крепи существенно влияют на технологию производства проходческих работ и выбор оборудования.

Таблица 13.1

Виды выработок	Характеристика боковых пород	Рекомендуемые конструкции крепи
Нарезные	Устойчивые и средней устойчивости	Анкерная крепь с химическим закреплением анкеров и замкового типа, а также с закреплением анкеров патронированными вяжущими на цементной основе
	Неустойчивые	То же, но в сочетании с дополнительным упрочнением пород химическими закрепителями
Штреки с площадью сечения в свету 5—10 м ² и сроком службы до 3 лет	Устойчивые	Анкерная крепь с химическим закреплением анкеров или патронированными вяжущими на цементной основе
	Средней устойчивости	Металлические сборные инвентарные крепи, многократно используемые
	Неустойчивые	Инвентарные крепи в сочетании с анкерованием
Штреки с площадью сечения в свету более 10 м ² и сроком службы более 5 лет	Устойчивые	Сборные железобетонные крепи из пустотелых элементов и металлические секционные крепи (в зоне влияния очистных работ — податливые конструкции)
	Средней устойчивости и неустойчивые	То же, с анкерованием вмещающих пород или их химическим упрочнением. При наличии пучащей почвы — замкнутые конструкции этих крепей, а для штреков вне зоны влияния очистных работ — также сплошные монолитные бетонные и железобетонные крепи
Квершлаг и наклонные выработки сечением в свету более 10 м ² и сроком службы более 5 лет	Устойчивые	Сборные секционные крепи. Для выработок с большим сроком службы (более 15 лет) — сплошные сводчатые монолитные бетонные и железобетонные крепи
	Неустойчивые, в том числе с пучащими породами почвы	То же, замкнутой конструкции и с дополнительным анкерованием боковых пород или их химическим упрочнением

Относительно более проста технология работ по проведению выработок трапециевидной или прямоугольной формы с возведением анкерных крепей, которые требуют меньших затрат времени и труда.

Более сложна, в том числе и по применяемому оборудованию, технология работ по проведению выработок арочной и особенно круглой формы с возведением монолитной бетонной крепи. При этом в призабойной части выработки предварительно устанавливают временную крепь, а также возводят опалубку, за которую подают бетон.

В выработках больших сечений свободно размещается необходимое для производства проходческих работ высокопроизводительное оборудование и обеспечивается его маневрирование, возможно большее совмещение во времени в призабойной части различных операций проходческого цикла, лучшее использование постоянных транспортных средств. Так, если в проводимой выработке большого сечения (двухпутной) в качестве постоянного принят конвейерный транспорт для угля и рельсо-

вый — для выдачи породы, подачи материалов, оборудования и доставки людей, то в период проведения выработка может быть оснащена этими же видами транспорта.

Увязка процессов проходческого цикла в выработках малого сечения (однопутных) более сложная, так как из-за стесненного пространства ухудшаются условия размещения оборудования, транспортных средств, а отдельные операции проходческого цикла обычно выполняют последовательно.

Из-за многообразия горно-геологических и производственно-технических факторов, влияющих на выбор формы и размеров поперечных сечений выработки, диапазон последних весьма велик.

Из рассмотренных горно-геологических и производственно-технических факторов наиболее существенное влияние на выбор технологических схем и оборудования для проведения выработок оказывают: крепость горных пород, сечение, длина и угол наклона выработки.

В горно-геологических и производственно-технических условиях перспективных шахт могут быть использованы различные технологические схемы и оборудование для проведения выработок, среди которых с учетом специфики производства работ можно выделить три группы:

- технологические схемы проведения выработок комбайнами;
- технологические схемы проведения выработок буровзрывным способом;
- технологические схемы проведения выработок в условиях шахт, опасных по внезапным выбросам угля, газа и пород.

Объемы применения технологических схем каждой группы определяются горно-геологическими и производственно-техническими условиями шахт, разрабатывающих в настоящее время угольные месторождения, и уровнем развития техники.

Преобладающее значение угольных и углепородных забоев с углями и породами небольшой крепости предопределяет возможность широкого использования проходческих комбайнов для технического перевооружения проходческих работ в угольных шахтах.

Современные конструкции проходческих комбайнов позволяют эффективно использовать их при проведении работ: по углю и смешанным забоям практически всех сечений, с присечкой пород с коэффициентом крепости f до 6, при коэффициенте присечки до $0,75^\circ$; по чисто породным забоям, с коэффициентом крепости пород $f = 4$, при угле наклона выработок до 25° , а также при проведении выработок указанных параметров на сверхкатегорных шахтах и шахтах, опасных по внезапным выбросам угля, газа и пород.

Рекомендуемые области комбайнового и буровзрывного способов проведения выработок по горно-геологическим факторам непостоянны и корректируются на практике. Так, комбайновый способ проведения выработок может быть более широко внедрен при усовершенствовании конструкции исполнительных органов комбайнов и их разрушающего инструмента, повышении мощности, улучшении схем разрушения забоя.

В то же время возможная область применения комбайнового способа по горно-геологическим условиям в известной мере снижается с учетом производственно-технических факторов, в частности из-за экономической нецелесообразности применения комбайнов в выработках малой протяженности и очень больших сечений, при отсутствии необходимости в больших скоростях проведения.

13.3. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА

Для расчета параметров проходческого цикла необходимо знать техническую производительность применяемого оборудования, по которой можно рассчитать эксплуатационную производительность с учетом потерь времени при выполнении производственных процессов. Ранее были рассмотрены методики определения эксплуатационной производительности горнопроходческого оборудования, применяемого при выполнении всех процессов комбайновой и буровзрывной технологий проведения горных выработок.

Расчет параметров проходческого цикла производят укрупненным методом и с использованием пооперационных моделей трудоемкости проведения подготовительных выработок.

Рассмотрим укрупненный метод расчета параметров проведения выработок комбайнами, который позволяет предварительно оценить техническое соответствие применяемого проходческого оборудования условиям проведения.

Организацию работы в смене осуществляют по основным технологическим параметрам — заданной скорости проведения горной выработки в сутки и коэффициенту использования комбайна в смену.

Вначале определяют количество циклов $n_{ц}$ в проходческую смену, необходимое для достижения заданной скорости проведения выработки,

$$n_{ц} = v_{м} / n_{д} n_{см} l_{з},$$

где $v_{м}$ — скорость проведения выработки, м/мес; $n_{д}$, $n_{см}$ — соответственно число дней в месяце и смен в сутки по проведению выработки; $l_{з}$ — длина заходки, м.

Тогда продолжительность работы комбайна $t_{рк}$ в проходческом цикле при заданном коэффициенте использования комбайна $k_{нк}$ составит

$$t_{рк} = t_{см} k_{нк} / n_{ц},$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, ч; $k_{нк}$ принимают равным 0,3.

Трудоемкость и длительность работ проходческого цикла определяют по нормам времени, их расчет не отличается от расчетов при буровзрывном способе проходки. Коэффициент перевыполнения норм времени — 1,5.

Численный состав сменного звена определяют в зависимости от необходимого количества людей для обслуживания комбайна, установки

постоянной крепи и обеспечения минимума трудозатрат при проведении выработок.

Минимально необходимое количество проходчиков для управления комбайном, погрузкой и транспортом горной массы составляет три человека. Такое же число рабочих требуется для установки вручную арочной крепи.

Выборные последовательность и совмещенность работ должны обеспечить полную и равномерную загрузку проходчиков. Численность сменного звена для укрупненных расчетов можно принять из расчета 2—2,5 м² площади забоя на одного проходчика и минимально необходимого числа проходчиков для эксплуатации горнопроходческого оборудования.

При построении графиков организации работ для конкретных условий длительность совмещаемых и несовмещаемых операций, а также число проходчиков определяют такими, чтобы расчетное число циклов в смену, продолжительность работы комбайна и перевыполнение норм выработки сохранялись в указанных пределах.

Трудовые затраты на проведение 1 м выработки, чел.-смен/м, определяют по формуле

$$T = 5n_{зв} / v_c,$$

где $n_{зв}$ — численность сменного звена, чел.; 5 — число звеньев, занятых в одни сутки (три звена заняты в проходческие смены; два — в ремонтно-подготовительную смену, одно из которых проводит текущий ремонт и профилактику, другое — осуществляет доставку материалов; известны и другие структуры); v_c — скорость проведения выработки, м/сут.

Производительность труда проходчиков P — показатель, обратный трудозатратам, определяют из расчета проходки 1 м P' , м/чел.-смену, или 1 м³ P'' , м³/чел.-смену, проведенной выработки:

$$P' = v_c / (5n_{зв}),$$

$$P'' = v_c S_{св} / (5n_{зв}),$$

где $S_{св}$ — сечение выработки в свету, м².

Пооперационные модели трудоемкости проведения подготовительных выработок. Пооперационные экономико-математические модели трудоемкости позволяют достаточно точно учитывать затраты труда при выполнении каждой операции проходческих процессов.

Расчет рациональных технологических параметров проходческого цикла приводится на основании исследований, выполненных специалистами ИГД им. А.А.Скочинского и приведенных в «Технологических схемах разработки пластов на угольных шахтах» (М.: Минуглепром СССР, ИГД им. А.А.Скочинского, 1991).

В пооперационных моделях трудоемкость каждой i -й операции T_i расчленяется на отдельные составляющие ее виды работ как с механизированным T_{mi} (отдельно), так и с ручным T_{pi} трудом:

$$T_i = T_{mi} + T_{pi}.$$

Механизированные работы	Техническая производительность машин, м ³ /мин	Формулы для расчета и значения коэффициентов		
		K_{CT}	K_M	Других
Разрушение забоя и погрузка горной массы комбайнами при коэффициенте крепости пород:	0,95	$1,602/f - 0,068$	0,9	—
	0,4	$4,95/f + 0,01$	0,9	—
	0,4	$7,15/f - 0,43$	0,9	—
	0,59	$6,865/f - 0,373$	0,9	—
	0,46	$6,69/f - 0,115$	0,9	—
Погрузка горной массы при коэффициенте крепости пород $f=5$ погрузочными машинами:	0,7	$1,54 - 0,138f + 0,006f^2$	0,9	—
	1,47	$1,559 - 0,137f + 0,005f^2$	0,7	—
	2,05	$1,305 - 0,69f + 0,0016f^2$	—	$K_{L_n} = 1,56 - 0,032L_n + 0,002L_n^2$
Бурение шуров глубиной $L_{ш} = 1,8$ м при коэффициенте крепости пород $f = 7$ при использовании бурильных машин и установок:	0,5*	$5,034 - 0,932f + 0,051f^2$	—	—
	0,99*	$6,845 - 1,346f + 0,073f^2$	$0,052 + 0,118f - 0,004f^2$	$K_{Y_{ш}} = 1/(0,93 + 0,04L_{ш})^{**}$
	0,88*	$2,518 - 0,291f + 0,0106f^2$	$0,295 + 0,07f - 0,0025f^2$	$K_{чб} = 0,95^{***}$

* Техническая производительность приведена для одной бурильной головки в м/мин.

** Для всех упомянутых марок буровых машин установок.

*** Для БУЭ-3Т, БУР-2Б.

При этом трудоемкость механизированных работ определяется технической производительностью оборудования Q_T и числом управляющих этим оборудованием проходчиков n с учетом всех основных факторов, влияющих на техническую производительность и приближающих ее к эксплуатационной характеристике.

Под технической производительностью Q_T оборудования понимают производительность оборудования, достигаемую за минуту в наиболее характерных условиях работы (без аварий и простоев). Изменения определенных горно-геологических факторов (крепости и абразивности угля и присекаемых пород, коэффициента присечки и т.д.) влияют на условия работы оборудования и его производительность в ту или иную сторону, что при расчетах выражают через коэффициент $K_{гг}$. Конструктивно-технологические особенности работы оборудования (необходимость маневров, передвижки и т.д.) при выполнении определенных операций отражают посредством коэффициента K_m , учитывающего затраты времени на вспомогательные и маневровые операции.

На техническую производительность может оказывать влияние изменение других факторов, например, для процесса бурения шпуров — длина шпура $l_{ш}$, одновременность работы бурильных машин или для процесса погрузки горной массы — расстояние отброса породы от забоя L_n , что выражается через коэффициенты соответственно $K_{ш}$, $K_{нс}$ и $K_{Лп}$.

Умножение технической производительности Q_T на эти коэффициенты позволяет определить ожидаемую производительность оборудования с учетом изменяющихся факторов. В табл. 13.2 приведены данные о технической производительности комбайнов, погрузочных, бурильных машин и установок, позволяющих производить механизированные работы по разрушению забоя, погрузке горной массы и бурению шпуров в наиболее типичных горно-геологических условиях проведения подготовительных выработок, а также числовые значения и формулы для расчета различных коэффициентов, позволяющих учесть изменения условий работы оборудования.

За трудоемкость ручного труда i -й операции T_{pi} принимают средневзвешенный объем работ, производимых в эту операцию, определяемый по большому числу фактических хронометражных данных или по принятым в отрасли нормативам затрат рабочего времени, если они соответствуют сложившемуся уровню организации труда и производства.

При этом с помощью коэффициента $K_{гг}$ учитывают возможные отклонения условий производства работ от средних горно-геологических. На трудоемкость обмена вагонеток могут оказывать влияние разные факторы, например, изменения расстояния откатки вагонеток L , вместимости вагонеток V_v , числа проходчиков $n_{обм}$, занятых на откатке вагонеток, и числа вагонеток n_v . Трудоемкость укладки (настилки) пути и передвижки рельсов зависит от числа путей. Изменение расстояния перебега погрузочной машины, а также объема расчистки транспортных коммуникаций зависит от расстояния отброса породы L_n , шага наращивания L_n ,

площади сечения выработки $S_{пр}$ и числа вагонеток n_v и влияет на трудоемкость транспортирования горной массы, что отражается через коэффициенты $K_{Lп}'$, $K_{Lн}'$, $K_{лв}'$, а также на трудоемкость расчистки транспортных коммуникаций через коэффициенты $K_{Кп}''$, $K_{Кн}''$ и $K_{Sпр}''$.

В табл. 13.3—13.6 приведены значения трудоемкости механизированных (см. табл. 13.5) и ручных работ и операций, вы-

Таблица 13.3

Операции, выполняемые вручную при разрушении забоя и погрузке горной массы комбайнами 1ГПКС, 4ПП-2М, КП-25, П-160, 4ПП-5	Трудоемкость операции, чел.-мин/м ³	Формулы для расчета и значения коэффициентов	
		$K_{гг}$	Других
Подготовительно-заключительные работы	40*	—	—
Замена зубков при коэффициенте крепости пород $f = 1,5$	0,3	$0,421 + 0,386f$	—
Зачистка почвы и подкидка угля и породы к погрузочному органу комбайна при коэффициенте крепости пород: 1ГПКС, $f = 1,5$ 4ПП-2М, $f = 5$	1,2 1,86	$0,247 + 0,514f - 0,02f^2$ $0,125 + 0,225f - 0,01f^2$	— —
Раскайловка крупных кусков угля и породы при $f = 1,5$	0,32	$0,336 + 0,468f - 0,017f^2$	—
Обмен вагонеток при $n_{обм} = 2$ чел., $L \leq 40$ м, $f = 5$, $V_v = 1$ м ³	3,07**	$0,92 + 0,006f + 0,002f^2$	$K_L = L/40$ $K_{V_v} = 0,59 + 0,41/V_v$
Укладка и передвижка подвижных рельсов временных путей	0,43 <i>l</i> _ц ***		$K_{ур} = 1$ для однопутных выработок; $K_{ур} = 2$ для двухпутных выработок

* Измеряется в чел.-мин/цикл. При упрощенном расчете принимается равной 1 чел.-мин/м³.

** При применении электровоза для обмена партии вагонеток трудоемкость обменно-транспортных операций $T_{обм}$, чел.-мин/м³, определяют из выражения

$$T_{обм} = n_{обм} \frac{2L}{v_v} n_r \frac{1}{l_{ц} S_{св}}$$

где L — средняя длина откатки, м; v_v — средняя скорость движения состава, м/мин; n_r — число рейсов, необходимых для транспортирования породы и угля, разрушаемых при подвигании забоя за цикл проходки; $l_{ц}$ — подвигание забоя за цикл.

При упрощенном расчете $T_{обм} = 10 n_r / (l_{ц} S_{св})$.

*** Измеряется в чел.-мин/цикл.

Таблица 13.4

Операции, выполняемые вручную при погрузке горной массы погрузочными машинами 1ППН-5, 1ППН-5П, 1ПНБ-2, 2ПНБ-2	Трудоемкость операции, чел.-мин/м ³	Формулы для расчета и значения коэффициентов	
		$K_{гг}$	Других
Подготовительно-заключительные работы	8*	—	—
Оборка забоя при $f = 5$	$0,45S_{пр/ц}^*$	$0,145 + 0,206f - 0,007f^2$	—
Передвижка временной предохранительной крепи при использовании погрузочных машин 1ППН-5, 1ППН-5П	$0,27S_{пр/ц}^{***}$	—	—
Зачистка почвы и подкидка угля и породы при $f = 5$ к погрузочному органу погрузочной машины: 1ППН-5, 1ППН-5П 1ПНБ-2, 2ПНБ-2	2,45	$0,12 + 0,221f - 0,009f^2$	—
	1,55	$0,117 + 0,219f - 0,009f^2$	—
Трудоемкость раскayловки крупных кусков угля и породы при $f = 5$	0,71	$0,16 + 0,208f - 0,008f^2$	—
Обмен вагонеток при $n_{обм} = 2$ чел., $L \leq 40$ м, $f = 5$, $V_{в} = 1$ м ³	3,07**	$0,92 + 0,006f + 0,002f^2$	$K_{орг} = 0,81 + 0,91n_{обм} + 0,002n_{обм}^2$; $K_L = L/40$; $K_{Vв} = 0,59 + 0,41/V_{в}$
Укладка и передвижка выдвжных рельсов временного пути	$9,43l_{ц}^*$	—	$K_{ур} = 1$ для однопутных выработок; $K_{ур} = 2$ для двухпутных выработок

* Измеряется в чел.-мин/цикл.

** См. соответствующую сноску в табл. 13.3.

*** Измеряется в чел.-мин/цикл. При использовании средств механизации типа крепеустановщика КГМ этот вид работ отсутствует.

полняемых при разрушении забоя и погрузке горной массы комбайнами 1ГПКС, 4ГП-2М, КГ-25, П-160, 4ГП-5 (см. табл. 13.3), при погрузке горной массы погрузочными машинами 1ППН-5, 1ППН-5П, 1ПНБ-2, 2ПНБ-2 (см. табл. 13.4), а также погрузочной машиной МПК-3 на средства транспорта — в вагонетки, на ленточный конвейер 1ЛТП-80, на скребковый конвейер (см. табл. 13.5) и при бурении шпуров с использованием бурильных машин и установок ЭБГП, БУЭ-1М, БУЭ-3Т, ОБН-э, БУ-1Б, БУР-2Б, ОБН-п (см. табл. 13.6) в наиболее типичных горно-геологических условиях проведения выработок. Кроме того, в табли-

Таблица 13.5

Операции, выполняемые при погрузке горной массы погрузочной машиной МПК-3 на средства транспорта	Трудоемкость операции, чел.-мин/м ³	Формулы для расчета и значения коэффициентов	
		$K_{гр}$	Других
Механизированные работы			
Транспортирование горной массы машиной МПК-3 при $L_n=20$ м:			
в вагонетки при $L_n=8$ м, $n_b=6$.	4,91	—	$K'_{Ln}=0,563+0,022L_n$ $K'_{LH}=0,96+0,005L_n$ $K'_{nb}=0,664+0,056n_b$
на ленточный конвейер ЛТП-80**	2,29	—	$K'_{Ln}=-0,08+0,0504L_n$
на скребковый конвейер при $L_n=5$	2,9	—	$K'_{Ln}=0,31+0,0345L_n$ $K'_{LH}=0,957+0,0086L_n$
Ручные работы			
Подготовительно-заключительные работы	8*	—	—
Оборка забоя при $f=5$	$0,15S_{пр}f_{ц}^*$	$0,145+0,206f-0,007f^2$	—
Передвижка временной предохранительной крепи	$0,27S_{пр}f_{ц}^*$	—	—
Расчистка транспортных коммуникаций при $L_n=30$ м, $S_{пр}=12,8$ м ² и погрузке горной массы:			
в вагонетку при $L_n=8$ м, $f=6$	0,376	$0,12+0,221f-0,009f^2$	$K''_{Ln}=46,05/L_n-0,535$ $K''_{LH}=L_n/(8,984-0,123L_n)$ $K''_{Sпр}=2,124-0,12S_{пр}+0,0026S_{пр}^2$
на скребковый конвейер при $L_n=5$ м, $f=5$	0,153	$0,12+0,221f-0,009f^2$	$K''_{Ln}=36,87/L_n-0,229$ $K''_{LH}=L_n/(5,4-0,08L_n)$ $K''_{Sпр}=2,124-0,12S_{пр}+0,0026S_{пр}^2$
Раскайловка крупных кусков угля и породы при $f=5$	0,29	$0,16+0,208f-0,008f^2$	—
Обмен партии вагонеток при $L=30$ м, $n_{обм}=2$ чел., $n_b=6$, $V_b=2$ м ³ , $f=6$ и погрузке горной массы в вагонетки	0,646	$0,786+0,037f$	$K_{орг}=0,5n_{обм}$ $K_L=L/40$ $K_{nb}=6/n_b$ $K_{Vb}=2/V_b$

* Измеряется в чел.-мин/цикл.

** При использовании конвейера ЛТП-80 шаг наращивания не учитывают при определении пробега машины вследствие механизированного подтягивания конвейера вслед за подвиганием забоя; расстояние пробега машины принимают постоянным, равным расстоянию отброса породы от забоя.

Таблица 13.6

Ручные работы и операции, выполняемые при бурении шпуров с использованием бурильных машин и установок	Трудоемкость работ и операции, чел.-мин/шпур	Формулы для расчета $K_{гг}$
Подготовительно-заключительные работы при использовании бурильных машин и установок:		
ЭБГП	67,5*	—
БУЭ-1М, БУЭ-3Т, ОБН-э	29*	—
БУ-1Б, БУР-2Б, ОБН-п	29*	—
Оборка забоя с разметкой шпуров при $f = 7$	0,705	$0,02 + 0,063f + 0,011f^2$
Смена буровых штанг и коронок при $f = 7$ и использовании бурильных машин и установок:		
ЭБГП	1,98**	$0,398 + 0,079f + 0,001f^2$
БУЭ-1М, БУЭ-3Т, ОБН-э	0,535**	$0,391 + 0,08f + 0,001f^2$
БУ-1Б, БУР-2Б, ОБН-п	0,535**	$0,391 + 0,08f + 0,001f^2$
Переход от шпура к шпуру при использовании бурильной машины ЭБГП для бурения:		
с колонки	3,42	—
с манипулятора	1,81	—
Раскайловка и очистка почвы для бурения нижних шпуров при $f = 7$ и использовании бурильных машин и установок:		
ЭБГП	0,755	$0,314 + 0,112f - 0,002f^2$
БУЭ-1М, БУЭ-3Т, ОБН-э	0,54	$0,314 + 0,112f - 0,002f^2$
БУ-1Б, БУР-2Б, ОБН-п	0,54	$0,314 + 0,112f - 0,002f^2$
Чистка шпуров	0,367**	—

* Измеряется в чел.-мин/цикл.

** Измеряется в чел.-мин/м.

цах указаны формулы для расчета и числовые значения различных коэффициентов, посредством которых можно оценить влияние изменения условий работы на трудоемкость выполнения соответствующих операций.

Эти сведения в дополнение к данным о технической производительности указанных машин (см. табл. 13.2) позволяют выполнять несложные математические расчеты общей трудоемкости различных операций и процессов по проведению выработок.

Во всех случаях определения трудоемкости выполнения каждой операции применяют коэффициент α_i для перевода единиц измерения трудоемкости в объемах работ по данной операции к общей единице измерения — 1 м³ выработки в свету:

на погрузке горной массы $\alpha_n = S_{np} / S_{cb}$,

на бурении шпуров $\alpha_b = l_{уд} S_{np} / S_{cb}$,

на креплении выработок $\alpha_k = n_r / S_{cb}$,

где $l_{уд}$ — удельный расход шпурометров на 1 м³ выработки в проходке;
 n_r — число рам на 1 м выработки.

Таким образом, трудоемкость механизированных и ручных работ можно определить по следующим зависимостям:

$$T_{mi} = \alpha_i \frac{n_{pi}}{Q_{ti} K_{ггi} K_{mi}},$$

$$T_{pi} = \alpha_i N_i K_{opri} K_{ггi},$$

где N_i — среднепрогрессивные значения трудоемкости ручного труда проходчиков, выполняющих отдельные виды работ в определенных организационных и горно-геологических условиях.

Общую трудоемкость операции T_i определяют суммированием значений трудоемкостей отдельных видов работ как с применением ручного, так и механизированного труда с учетом коэффициента, отражающего продолжительность отдыха μ_i , который в зависимости от операций равен 1,11–1,17, а его среднее значение — 1,15:

$$T_i = \left(\alpha_i \frac{n_{mi}}{Q_{ti} K_{ггi} K_{mi}} + \alpha_i N_i K_{opri} K_{ггi} \right) \mu_i.$$

Приведем значения трудоемкости операций и формулы для расчета параметров и коэффициентов технологических перерывов при численности звена $n_{зв}$, числе проходчиков, участвующих в заряджании и взрывании шпуров, n_3 , времени заряджания t_3 и проветривания t_b :

Трудоемкость подготовительно-заключительных работ $T_{пз}$, чел.-мин/цикл	11,9
Трудоемкость заряджания и взрывания шпуров при $l_{ш} = 1,8$ м T_3 , чел.-мин/м	1,16
Коэффициент, учитывающий изменение глубины шпура $l_{ш}$	$K_{lш} = 0,44 + 1,01 / l_{ш}$
Потери трудозатрат, вызванные простоем проходчиков, не участвующих в заряджании и взрывании шпуров, чел.-мин/цикл	$\Pi_{тпрз} = t_3 (n_{зв} - n_3)$
Потери трудозатрат, вызванные простоем проходчиков в период проветривания t_b , чел.-мин/цикл	$\Pi_{тпрв} = t_b n_{зв}$

Приведем формулы для расчета и числовые значения трудоемкости отдельных операций по немеханизированному креплению горных выработок наиболее распространенной арочной металлической трехзвенной крепью с разными видами затяжек. В формулах применяют коэффициенты b и K , учитывающие изменение трудоемкости соответственно доставки материалов и затяжки боков и кровли выработки с забутовкой закрепного пространства в зависимости от плотности установки крепи Δ . Значения этих коэффициентов представлены ниже:

Плотность установки крепи Δ, число рам/м	1,66	1,25	1	0,83
Значение коэффициента:				
<i>Железобетонная затяжка</i>				
<i>b</i>	1,25	1,5	1,875	2,5
<i>K</i>	1,4	1,2	1	0,8
<i>Деревянная затяжка</i>				
<i>b</i>	0,7	0,72	0,75	0,8
<i>K</i>	1,2	0,96	0,8	0,64
<i>Металлическая решетчатая затяжка</i>				
<i>b</i>	1	1	1	1
<i>K</i>	0,7	0,7	0,7	0,7

Трудоемкость операции, чел.-мин/арку:

Доставка крепежных материалов на расстояние *L* при использовании:

железобетонной затяжки	$T_{к1ж} = [5 + b (S_{np} + 4)] \frac{L}{20}$
деревянной затяжки	$T_{к1д} = b (S_{np} + 8,75) \frac{L}{20}$
металлической решетчатой затяжки	$T_{к1м} = (0,76 S_{np} + 4,26) \frac{L}{20}$
Установка верхняка	$T_{к2} = 1,96 (S_{np} - 2,85)$
Установка боковых звеньев	$T_{к3} = 2,1 (S_{np} - 3,15)$
Соединение элементов крепи	$T_{к4} = 21,9$
Расклинивание рамы	$T_{к5} = 10,35$
Устройство лунок	$T_{к6} = 12$
Заготовка — подготовка элементов крепи	$T_{к7} = 4,4$
Устройство подмостей	$T_{к8} = 2,7$
Монтаж — демонтаж секции монорельса	$T_{к9} = 20/\Delta$
Затяжка кровли выработки при использовании железобетонной, деревянной или металлической решетчатой затяжки	$T_{к10} = 0,4 \left(0,3 K \frac{-3,52 + (S_{np} - 0,91) 7,4}{\Delta} \right)$
Затяжка боков выработки при использовании железобетонной, деревянной или металлической решетчатой затяжки	$T_{к11} = 0,6 \left(0,3 K \frac{-3,52 + (S_{np} - 0,91) 7,4}{\Delta} \right)$
Забутка кровли выработки	$T_{к12} = 0,4 \left(0,7 K \frac{-3,52 + (S_{np} - 0,91) 7,4}{\Delta} \right)$
Забутка боков выработки	$T_{к13} = 0,6 \left(0,7 K \frac{-3,52 + (S_{np} - 0,91) 7,4}{\Delta} \right)$
Выравнивание боков и кровли выработки (при комбайновом способе проведения работ эта операция отсутствует)	$T_{к14} = 13,25 (0,364 + 0,06 S_{np}) \times (0,216 + 0,161 f - 0,007 f^2)$

Расчет графиков организации работ и рациональных параметров технологий, основывающихся на применении средств механизации установки крепи, можно выполнять по разработанной учеными ИГД им. А.А.Скочинского «Методике расчета параметров крепления при ручной и механизированной установке крепи», которая содержит соответствующее математическое обеспечение (алгоритм, программы).

Приведем формулы для расчета и числовые значения трудоемкости ручных операций по креплению горных выработок трапезиевидной металлической крепью (двух-трехстоечной) с различными видами затяжек. В этих уравнениях используют следующие коэффициенты, учитывающие в зависимости от плотности установки крепи Δ изменения трудоемкости операций: доставки элементов крепи — K_1 и K_2 ; доставки железобетонной сплошной затяжки — K_3 и K_4 ; доставки деревянной сплошной затяжки — K_5 ; укладки затяжки — K_6 . Значения этих коэффициентов приведены ниже:

Плотность установки крепи Δ , число рам/м	1,66	1,25	1	0,83
Значение коэффициента:				
K_1	0,8	0,77	0,73	0,67
K_2	0,515	0,54	0,58	0,64
K_3	0,54	0,58	0,65	0,75
K_4	0,99	1,13	1,36	1,82
K_5	0,2	0,23	0,27	0,33
K_6 для затяжки:				
железобетонной	1,4	1,2	1	0,8
деревянной	1,12	0,96	0,8	0,64
металлической решетчатой	0,5	0,5	0,5	0,5

Крепь Двухстоечная Трехстоечная

Трудоемкость операции
 T_{ki} , чел.-мин/раму:

Доставка крепежных материалов:

элементов крепи . . . $T_{k1'9} = K_1 [K_2 (S_{np} + 18) + 2]$ $T_{k1''} = K_1 [K_2 (S_{np} + 18,5) + 4,6]$

железобетонной
затяжки $T_{k1'ж} = K_3 [K_4 (S_{np} + 20) - 1]$ $T_{k1''ж} = K_3 [K_4 (S_{np} + 19,5) + 3,6]$

деревянной затяжки . $T_{k1'д} = K_5 [K_2 (S_{np} + 18) + 2]$ $T_{k1''д} = K_5 [K_2 (S_{np} + 18,5) + 4,6]$

металлической решетчатой затяжки . . $T_{k1'м} = 0,1 S_{np} + 2,25$ $T_{k1''м} = 0,1 S_{np} + 2,83$

Установка верхняка при высоте выработки в проходке h_{np}^* $T_{k2} = 0,535 S_{np} h_{np}$

Установка боковых звеньев высотой h_6^* . . . $T_{k3}' = 9,4 h_{np}$ $T_{k3}'' = 9,4 h_{np} + 4,7 (h_{np} - h_6 - 0,45)$

Соединение элементов крепи $T_{k4}' = 21,9$ $T_{k4}'' = 32,85$

Расклинивание рамы	$T_{к5} = 10,35$	
Устройство лунок	$T_{к6} = 12$	
Подготовка хомутов, планок, стяжек	$T_{к7}' = 2,99$	$T_{к7}'' = 3,69$
Подготовка звеньев крепи	$T_{к8}' = 1,40$	$T_{к8}'' = 1,96$
Заготовка клиньев и распор	$T_{к9} = 1,85$	
Устройство подмостей	$T_{к10} = 2,69$	
Затяжка кровли выработки	$T_{к11} = 0,4 \cdot 0,3 K_6 \frac{4,15 (S_{np} + 14) + 2,26}{\Delta}$	
Затяжка боков выработки	$T_{к12} = 0,6 \cdot 0,3 K_6 \frac{4,15 (S_{np} + 14) + 2,26}{\Delta}$	
Забутовка кровли выработки	$T_{к13} = 0,4 \cdot 0,7 K_6 \frac{4,15 (S_{np} + 14) + 2,26}{\Delta}$	
Забутовка боков выработки	$T_{к14} = 0,6 \cdot 0,7 K_6 \frac{4,15 (S_{np} + 14) + 2,26}{\Delta}$	
Выравнивание боков и кровли выработки (при комбайновом способе проведения выработки этот вид работ отсутствует)	$T_{к15} = 13,25 (0,346 + 0,06 S_{np}) (0,316 + 0,161 f - 0,007 f^2)$	

* Трудоемкость этой операции измеряется в чел.-мин/арку.

В табл. 13.7 приведена трудоемкость вспомогательных работ, а также методика расчетов коэффициентов, учитывающих изменения условий работ.

Значения трудоемкости всех отдельных операций и видов работ как механизированных, так и ручных, рассчитанные по вышеприведенным формулам и данным, могут корректироваться поправочным коэффициентом K .

При проведении *буровзрывным способом* выработок, забои которых отнесены к опасным по метану, $K = 1,1$ и особо опасным по метану — $K = 1,2$.

При проведении *комбайновым способом* выработок, забои которых отнесены к особо опасным по метану, $K = 1,1$.

При проведении наклонных выработок *сверху вниз*:

С углом наклона, градус	< 10	11–16	> 16
K	1,1	1,2	1,25

При проведении наклонных выработок *снизу вверх*:

С углом наклона, градус	11–16	> 16
K	1,1	1,15

При *выделении воды* из почвы $K = 1,05$.

При *сильном капееже* на рабочего $K = 1,15$.

Таблица 13.7

Виды вспомогательных работ	Трудоемкость работ, чел.-мин/м	Формулы для расчета и числовые значения коэффициентов
Настилка пути при $f=7$	35,9	$K_{гр} = 0,82 + 0,04f - 0,002f^2$ $K_{ур} = 1$ (для однопутных выработок) $K_{ур} = 2$ (для двухпутных выработок)
Проведение водоотливной канавки при $f=7$ без ее крепления:		
при буровзрывной проходке	9,1	$K_{гр} = 0,7 + 0,057f - 0,002f^2$
при комбайновой проходке	2,55	$K_{гр} = 0,745 + 0,069f - 0,002f^2$
Крепление водоотливной канавки	8,5	$K_{кк} = 1$ (для деревянных желобов) $K_{кк} = 2$ (для железобетонных желобов)
Навеска вентиляционных труб	1,6	—
Нарращивание водоводных труб	8,8	—
Нарращивание скребкового конвейера типа ИСР-70М при длине наращивания $l_n = 1,54$ м	36,9	$K_{ln} = 0,414 + 0,902 / l_n$
Нарращивание монорельса	20	—
Удлинение ленточного телескопического проходческого конвейера 1ЛТП-80	30	—
Нарращивание ленты конвейера 1ЛТП-80	16	—

Использование временной механизированной крепи обеспечивает сокращение времени проходческого цикла в результате совмещения работ по установке крепи с работой комбайна. Трудоемкость крепления в этом случае

$$T_k = n_k (t_{mk} + t_{dk}),$$

где t_{mk} и t_{dk} — время монтажа и демонтажа временной крепи, которое определяют из технической характеристики механизированной крепи; n_k — число проходчиков, занятых на монтаже и демонтаже крепи.

Для расчета графиков организации работ и рациональных параметров технологии с учетом резервирования немеханизированных работ, а также для определения рационального числа резервных забоев рекомендуется использовать алгоритмы, разработанные в ИГД им. А.А.Скочинского, «ТУРИСТ» и «АНАТОМ» и соответствующие программы для ЭВМ.

После расчета трудоемкостей всех операций проходческого цикла можно определить общую трудоемкость и скорость проведения выработки.

Диапазоны изменения общей трудоемкости и скорости проведения выработки оценивают для технологической схемы в целом с учетом структуры проходческого цикла, возможностей интенсификации процесса проведения выработки путем увеличения численности проходчиков и выноса отдельных операций в ремонтную смену, повышения надежности технологии при разной степени резервирования работ. Исходными при этом являются результаты пооперационного моделирования трудоемкости проведения выработки.

Анализ структуры проходческого цикла выполняют путем распределения производственных операций по четырем категориям.

К категории «а» относят операции и виды работ, не совмещаемые друг с другом во времени, со строго регламентированной численностью проходчиков (как правило, механизированные).

В категорию «б» включают операции и виды работ, не совмещаемые друг с другом и с операциями, включенными в категорию «а». Численность проходчиков на этих операциях строго не регламентирована, однако не превышает максимального количества, устанавливаемого на основе производственного опыта.

В категорию «в» входят операции и виды работ, которые могут быть совмещены во времени друг с другом и с операциями категорий «а» и «б», выполняемыми только в пределах проходческого цикла (они не могут быть перенесены в ремонтно-подготовительную смену).

К категории «г» относят остальные операции и виды работ, проведение которых в ремонтно-подготовительную смену является в принципе возможным. Операции и виды работ данной категории являются одновременно резервными, то есть их могут выполнять с целью частичной компенсации последствий возникающих отказов оборудования.

Так, при комбайновом способе проведения выработок к категории «а» могут быть отнесены следующие операции: подготовительно-заключительные, разрушение забоя комбайном и обслуживание конвейера, замена зубков, раскайловка негабарита; к категории «б» — установка и соединение элементов крепи, затяжка кровли выработки (с забутовкой пустот за рамами); к категории «г» — крепление водоотливной канавки, наращивание коммуникаций, затяжка боков выработки с забутовкой; к категории «в» — остальные вспомогательные виды работ, которые могут быть выполнены только в проходческом цикле.

Дальнейшую оценку трудоемкости и скорости проведения выработки выполняют следующим образом.

1. Рассчитывают приведенную к одному проходческому циклу суммарную трудоемкость операций T_a , T_b , T_v и T_r , чел.-мин/цикл, отнесенных соответственно к категориям «а», «б», «в», «г»:

$$T_a = n_{a1} t_{a1} + \dots + n_{ak} t_{ak}; \quad T_b; \quad T_v; \quad T_r,$$

где n_a , t_a — соответственно численность проходчиков, занятых на выполнении отдельных операций категории «а», и время выполнения этих операций.

2. Определяют возможную продолжительность и трудоемкость проходческого цикла без учета надежности:

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{а}} + t_{\text{б}} + t_{\text{в+г}}; \quad T_{\text{ц}} = n_{\text{зв}} t_{\text{ц}},$$

где

$$t_{\text{а}} = t_{\text{а1}} + \dots + t_{\text{ак}}; \quad t_{\text{б}} = \frac{T_{\text{б}}}{n_{\text{зв}}};$$

$$t_{\text{в+г}} = \max \left\{ 0, \frac{T_{\text{в}} + T_{\text{г}} - n_{\text{зв}} t_{\text{а}} + T_{\text{а}}}{n_{\text{зв}}} \right\};$$

$$n_{\text{зв}} = n_{\text{мин}} \div n_{\text{мак}}; \quad T_{\text{г}} = 0 \div T_{\text{гмак}}.$$

3. Оценивают суммарные трудовые затраты $T_{\text{с}}$ и среднюю численность проходчиков $n_{\text{ср}}$, высвобождающихся при возникновении отказов оборудования:

$$T_{\text{с}} = (n_{\text{зв}} - n_{\text{л1}}) t_{\text{а1}} \left(\frac{1}{K_{\text{р1}}} - 1 \right) + \dots + (n_{\text{зв}} - n_{\text{лк}}) t_{\text{ак}} \left(\frac{1}{K_{\text{рк}}} - 1 \right);$$

$$n_{\text{ср}} = \frac{T_{\text{с}}}{t_{\text{отк}} - t'_{\text{отк}}},$$

где

$$t_{\text{отк}} = t_{\text{а1}} \left(\frac{1}{K_{\text{р1}}} - 1 \right) + \dots + t_{\text{ак}} \left(\frac{1}{K_{\text{рк}}} - 1 \right)$$

— это среднее увеличение продолжительности механизированных операций, вызванное отказами оборудования, мин/цикл; $t'_{\text{отк}}$ — часть времени $t_{\text{отк}}$, полученная суммированием по операциям, на которых нет высвобождения проходчиков при отказах оборудования, мин; $K_{\text{р}}$ — коэффициент готовности оборудования, применяемого при выполнении соответствующей операции; $n_{\text{л}}$ — средняя численность проходчиков, занятых на ликвидации соответствующих отказов.

При выполнении механизированных операций с помощью нескольких параллельно или последовательно работающих механизмов коэффициент готовности оборудования определяется соответственно по формулам:

$$K_{\text{гi}} = \frac{1}{1 + \sum_{j=1}^n \frac{1 - K_{\text{rij}}}{K_{\text{rij}}}}; \quad K_{\text{гi}} = \frac{\sum_{i=1}^n t_{\text{pij}}}{\sum_{j=1}^n \frac{t_{\text{pij}}}{K_{\text{rij}}}};$$

где t_{pij} — отношение объема работ, выполняемых в i -й операции j -м последовательным механизмом, к его производительности.

4. Определяют среднее возможное время выполнения (в целях компенсации возникающих отказов) резервных операций $t_{2\text{рез}}$ и в том числе резервных операций, входящих непосредственно в состав проходческого цикла $t_{1\text{рез}}$:

$$t_{1\text{рез}} = \max \left\{ 0, t_{\text{в+г}} - \frac{0,5 T_{\text{с}}}{n_{\text{ср}}} \right\};$$

$$t_{2\text{рез}} = \max \left\{ 0, t_{\text{в+г}} + \frac{T_{\text{гmax}} - T_{\text{г}} - 0,5 T_{\text{с}}}{n_{\text{ср}}} \right\}.$$

5. Для различных $n_{\text{зв}}$ и $T_{\text{г}}$ рассчитывают общую трудоемкость $T'_{\text{ц}}$ и продолжительность $t'_{\text{ц}}$ проходческого цикла с учетом надежности и резервирования операций:

$$t'_{\text{ц}} = t_{\text{ц}} + \Delta t_{\text{ц}}; \quad T'_{\text{ц}} = n_{\text{зв}} t'_{\text{ц}};$$

$$\Delta t_{\text{ц}} = t_{\text{отк}} - \frac{T_{\text{с}}}{n_{\text{зв}}} (1 - e^{-\gamma_1});$$

$$\Delta T_{\text{рем}} = t_{\text{отк}} n_{\text{зв}} - T_{\text{с}} (1 - e^{-\gamma_2}) - \Delta t_{\text{ц}} n_{\text{зв}},$$

где $\gamma_1 = t_{1\text{рез}}/t_{\text{л}}$, $\gamma_2 = t_{2\text{рез}}/t_{\text{л}}$; $t_{\text{л}}$ — среднее время ликвидации отказа (время восстановления), мин; $\Delta t_{\text{ц}}$ и $\Delta T_{\text{рем}}$ — соответственно изменение продолжительности цикла и трудоемкости работ в ремонтную смену при возникновении отказов.

6. Рассчитывают значения общего коэффициента готовности технологической схемы

$$K_{\text{г}}^{\text{сх}} = \frac{t_{\text{ц}}}{t_{\text{ц}} + \Delta t_{\text{ц}}}.$$

7. Итоговые значения трудоемкости $T_{\text{общ}}$ и скорости проведения выработки $v_{\text{общ}}$ находят для различных значений $n_{\text{зв}}$ и $T_{\text{г}}$ с учетом суточного графика работы и операций, выполняемых в ремонтно-подготовительную смену:

$$T_{\text{общ}} = \frac{T'_{\text{ц}} + \frac{t'_{\text{ц}}}{t_{\text{сут}}} (T_{1\text{рем}} + 90 n_{\text{зв}}) + l_{\text{ц}} T_{2\text{рем}} + T_{\text{max}} - T_{\text{г}} + \Delta T_{\text{рем}} \Delta t_{\text{ц}}}{l_{\text{ц}} S_{\text{св}}};$$

$$v_{\text{общ}} = \frac{t_{\text{сут}}}{t_{\text{ц}}} l_{\text{ц}},$$

где $t_{\text{сут}}$ — суммарная суточная продолжительность рабочих смен по проходке (за вычетом времени подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в каждой смене), мин; $T_{1\text{рем}}$ — трудоемкость операций, выполняемых только в ремонтно-подготовительную смену, не зависящая от суточного подвигания забоя, чел.-мин; $T_{2\text{рем}}$ —

трудоемкость аналогичных операций, зависящая от подвигания забоя, чел.-мин/м.

Весь расчет можно производить в нескольких вариантах, характеризующихся различными значениями $T_{г\max}$ (т.е. различной величиной допустимого отставания выполнения операций категории «г» от подвигания забоя).

Максимально v_{\max} и минимально v_{\min} возможные скорости проведения выработки, м/смену, при принятой организации труда составят соответственно

$$v_{\max} = \frac{60 t_{\text{см}} - t_{\text{рпр}}}{t_a + t_b} l_3,$$

$$v_{\min} = \frac{60 t_{\text{см}} - t_{\text{рпр}}}{T S_{\text{св}}} n_{\min},$$

где $t_{\text{см}}$ — продолжительность проходческой смены, ч; $t_{\text{рпр}} = 20$ мин — продолжительность регламентированного перерыва; l_3 — подвигание забоя, м; t_a, t_b — продолжительность операций категорий «а» и «б», мин; T — затраты труда на проведение 1 м³ выработки в свету, чел.-мин; n_{\min} — минимальная численность проходческого звена.

Минимальная необходимая численность n_{\min} проходчиков определяется, исходя из условия обеспечения обслуживания применяемых в технологической схеме систем машин либо возможности выполнения единицы объема наиболее трудоемких видов ручных работ. Например, при обслуживании системы машин комбайн — перегружатель — конвейер на операциях по разрушению и погрузке горной массы необходимо задействовать не менее трех рабочих: машиниста комбайна, его помощника, оператора конвейера. Такое же число рабочих, как правило, требуется при ручном возведении арочной крепи из-за значительной массы отдельных ее элементов. При простейших технологических схемах, применяемых в выработках малого сечения, в соответствии с требованиями правил безопасности (ПБ) в забое должно находиться не менее двух рабочих.

Допускается незначительная (на 5 — 10%) корректировка полученных значений максимальной скорости проходки с учетом горно-технологических факторов (например, плотности установки крепи) с целью обеспечения целого числа циклов в смену.

13.4. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК КОМБАЙНОВЫМ СПОСОБОМ

Одной из важнейших задач при выборе технологических схем организации работ и подборе всего комплекса оборудования для проведения подготовительных выработок комбайновым способом является наиболее полное использование значительных возможностей, заложенных в кон-

струкции комбайна по непрерывному разрушению и погрузке горной массы в забое выработки. Эти возможности увеличиваются с ростом мощности исполнительного органа, с повышением надежности и долговечности узлов комбайна и износостойкости инструмента, а также с осуществлением других мероприятий, направленных на совершенствование конструкции комбайнов.

Возможности комбайнов по разрушению горной массы в наиболее полной мере характеризуют его так называемой теоретической (или максимальной) производительностью при отделении от массива исполнительным органом горной массы в течение 1 мин непрерывной работы комбайна в забое выработки со средними условиями по крепости пород и размерам сечения, для которых по технической характеристике предназначен данный комбайн.

В действительности возможная и фактическая производительности комбайна по разрушению горной массы значительно меньше теоретической. Что происходит из-за технической необходимости выполнения при работе комбайна ряда вспомогательных операций, при которых прекращается разрушение забоя (как, например, замена инструмента, маневры по перемещению комбайна в забое выработки, повторная подборка разрыхленной горной массы по почве и у стен выработки, разрушение крупных кусков угля и породы), а также выполнения других операций, связанных с конструкцией комбайна.

Кроме технологически необходимых затрат времени на вспомогательные операции, определяемые конструктивными особенностями самого комбайна, имеют место и прямые потери рабочего времени комбайна из-за перерывов по различным причинам, определяемым уровнем механизации остальных процессов проходческого цикла и общей организацией и технологией производства работ по проведению выработки, а также другими организационными причинами. Причиной перерывов могут быть подготовительно-заключительные операции в начале и конце смены, смена вагонеток, удлинение транспортных, энергетических и вентиляционных коммуникаций, установка постоянной крепи и др.

Ниже приведена структура затрат несовмещенного времени (в минутах за смену на 1 м³ выработки вчерне) по выполнению различных процессов при проведении штрека сечением 15,5 м² комбайном 4ПП-2 по пласту мощностью 0,5 м с прической пород с коэффициентом крепости f до 6:

Продолжительность операций (процессов), мин/м³ (% общего времени):

подготовительно-заключительные	1,1 (8,5)
выемка горной массы	2 (15,6)
смена резцов	0,3 (2,1)
наращивание коммуникаций	1,1 (8,6)
смена состава вагонеток	1,7 (13,4)
возведение постоянной крепи	2,6 (20,2)
простой	2,8 (21,8)
отдых	1,2 (9,8)

Общая продолжительность цикла, приходящаяся на 1 м³ выработки вчерне, составила 12,8 мин, продолжительность основной операции по выемке горной массы — 2 мин, при этом коэффициент использования комбайна составлял 0,156.

Приведенная структура затрат времени проходческого цикла характерна для большинства выработок, которые проводят комбайнами, и потому может быть представительной для оценки эффективности различных путей повышения производительности комбайна.

Технологические возможности комбайна позволяют осуществлять почти непрерывное производство работ по извлечению горной массы из забоя выработки с остановками только для профилактического осмотра и ремонта, смены режущего инструмента. Уровень механизации и организации работ во всех остальных процессах горнопроходческого цикла должен обеспечивать высокопроизводительную работу комбайна на протяжении всей смены. Поэтому оборудование средств механизации остальных процессов горнопроходческого цикла, составляющих с комбайном единый технологический комплекс по проведению выработки, по своей производительности должно позволять с определенным резервом максимально использовать теоретическую производительность комбайна и так сочетаться в общей технологической цепи производства работ по проведению выработок, чтобы свести до минимума перерывы в подвижании забоя выработки.

Исходя из указанного, можно определить следующие положения, которыми следует руководствоваться при выборе оборудования для выполнения всех остальных процессов при проведении выработок комбайнами.

Непременным условием высокопроизводительной работы комбайна является опережающая производительность призабойных транспортных средств и возможность их непрерывной работы. В наибольшей мере при комбайновом способе проведения выработок этому условию соответствует не рельсовый, а конвейерный транспорт горной массы. В связи с тем что комбайн способен разрушать породы с коэффициентом крепости f , не превышающим 6, многие типы конвейеров могут быть использованы для этих целей. При этом имеется в виду, что комбайн непосредственно грузит горную массу на конвейер, а доставку в забой материалов и оборудования осуществляют по рельсовому или подвесному монорельсовому пути.

В случае отсутствия в выработке конвейерного транспорта и наличия только рельсового пути погрузку горной массы целесообразно осуществлять с помощью специальных перегружателей, позволяющих производить загрузку вагонеток партиями в нерасцепленном состоянии. С маневрами по смене груженого состава необходимо совмещать другие неизбежные перерывы в работе комбайна, связанные с заменой инструмента.

Погрузка горной массы проходческим комбайном в одиночные вагонетки, как правило, неприменима, так как резко снижает производительность комбайна, и, кроме того, необходимость замены загруженных ваго-

неток значительно повышает трудоемкость работ по проведению выработки.

Особенно большое значение для более полного использования комбайна имеют правильная организация работ по возведению крепи и средства механизации этих работ. Комбайновая проходка в основном распространена в выработках, которые проводят по углю, а также по смешанным углепородным забоям с присечкой пород крепостью f до 6, к которым большей частью относятся двухпутные выемочные откаточные или вентиляционные штреки протяженностью более 500 м.

Как указывалось выше, в качестве постоянной крепи в этих выработках в большинстве случаев применяют металлическую, арочную из спецпрофиля, рамную смешанную из железобетонных трубчатых стоек и металлических верхняков, анкерную, деревянную рамную и различные виды бетонной крепи. Из перечисленных видов крепи в наибольшей мере может быть механизировано и наименее трудоемко возведение анкерной крепи.

Гидрофицированная металлическая передвижная крепь, находясь над комбайном, обеспечивает проходческой бригаде полную безопасность работ в призабойной части выработок и позволяет возводить постоянную крепь, производить затяжку кровли и боков выработки механизированным способом вне забойной части выработки и максимально совмещать эти процессы с работой комбайна по выемке горной массы.

В настоящее время создаются несколько проходческих комбайновых комплексов, которые включают в различных сочетаниях разные типы комбайнов и оборудования для механизации призабойно-транспортных операций, возведения крепи и других работ. Эти комплексы применительно к различным горно-геологическим и производственным условиям по мощности и углу падения пластов, крепости пород, сечению, протяженности и направленности выработок более полно и согласованно механизировать основные и вспомогательные процессы по проведению выработок и в значительной степени позволяют повысить коэффициент использования, а следовательно, и эксплуатационную производительность комбайнов, а также улучшить другие технико-экономические показатели проведения выработок комбайнами.

Эффективность применения технологических схем с использованием проходческих комбайнов определяется большим количеством факторов, в том числе физико-механическими свойствами боковых пород, и их сочетанием в сечении проводимой выработки, расходом режущего инструмента, численным составом проходческой бригады, сечением проводимой выработки, плотностью возводимой постоянной крепи, скоростью проведения, длиной выработки и объемом работ, выполняемым комбайном за один год.

Для оценки эффективности применения проходческих комбайнов наряду с такими показателями, как трудоемкость и скорость проведения выработки, необходимо учитывать и приведенные затраты на проведение 1 м выработки.

Исследования, выполненные специалистами ДонУГИ, показывают, что приведенные затраты на проведение подготовительных выработок в значительной степени зависят от затрат труда и объема проведения выработок, приходящихся на один комбайн в год.

Технологические схемы проведения выработок комбайновым способом с учетом средств механизации других процессов могут быть разделены на четыре группы:

- технологические схемы проведения выработок комбайнами с погружкой горной массы на конвейер;
- технологические схемы проведения выработок комбайнами с погружкой горной массы в вагонетки;
- технологические схемы проведения выработок комбайнами с погружкой горной массы в самоходные вагоны и погрузочно-доставочные машины (ПДМ);
- технологические схемы проведения выработок комбайновыми комплексами.

При проведении выработок по технологическим схемам, например, первой группы используют следующее проходческое оборудование:

- проходческий комбайн;
- скребковые конвейеры, часть которых по мере увеличения протяженности проводимой выработки может быть заменена ленточными или ленточными телескопическими конвейерами;
- вентиляторы частичного проветривания;
- временная крепь — выдвижная подвесная или другие виды;
- вентиляционные трубы и трубы орошения;
- подвесная монорельсовая дорога или рельсовые пути для доставки крепежных и других материалов в забой.

Каждая технологическая схема содержит элементы и показатели, необходимые для укрупненной оценки эффективности ее применения: точный график выходов рабочих, исходные данные для расчета и расчетные технико-экономические показатели применения технологической схемы в принятых конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях.

В «Технологических схемах разработки пластов на угольных шахтах», разработанных специалистами ИГД им. А.А.Скочинского, ВНИМИ, ДонУГИ, КузНИУИ, ЛечорНИУИпроекта, ПНИУИ, ШахтНИУИ и других институтов, приведены основные типовые технические и технологические решения при проведении подготовительных выработок (модулей проведения подготовительных выработок).

Технологические схемы охватывают широкий диапазон горно-геологических и горно-технологических условий. Каждая же схема предназначена для применения в узкой области при определенных площадях сечений и углах наклона выработки, прочности и коэффициенте присечки пород.

В качестве примера на рис. 13.4 и 13.5 приведены технологическая схема и график организации работ при проведении выработки смешан-

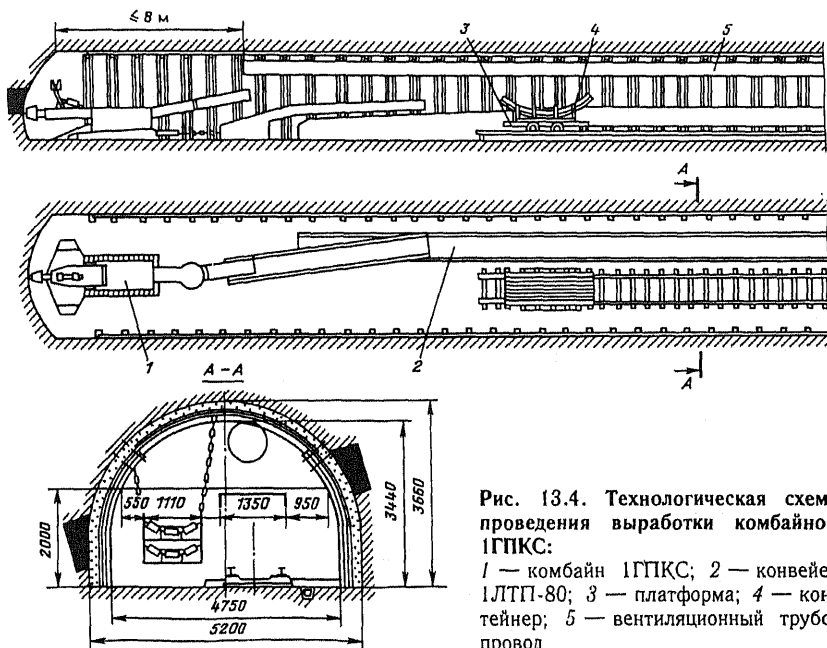


Рис. 13.4. Технологическая схема проведения выработки комбайном 1ГПКС:
 1 — комбайн 1ГПКС; 2 — конвейер 1ЛПТ-80; 3 — платформа; 4 — контейнер; 5 — вентиляционный трубопровод

ным забоем комбайнами легкого типа с использованием ленточных конвейеров.

Данную технологическую схему можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке $S_{пр} = 15,9 \div 21 \text{ м}^2$, в свету до осадки $S_{св} = 13,2 \div 17,2 \text{ м}^2$ при прочности пород на одноосное сжатие до 50 МПа и коэффициенте присечки пород до 0,75. Технологический отход — не менее 90 м.

Технология предусматривает использование комплектов оборудования, включающих: проходческий комбайн 1ГПКС; ленточный телескопический проходческий конвейер 1ЛПТ-80 (1ЛПТ-80У; 2ЛПТ-80У); перегружатель типа ППЛ (УПЛ) и ленточный телескопический конвейер 1ЛТ-80 (1ЛТ-80у; 2ЛТ-80; 2ЛТ-80у) или ленточный конвейер 1Л-80-02 (1Л-80у; 2Л-80у-10; 1Л100К-1); скребковый конвейер СП-202 (1СР-70м; С-50) и ленточный конвейер типа ЛТ или типа Л; электровозный транспорт или монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ; ДМКУ-1), или напочвенную дорогу ДКНЛ-1 (ДКН-2; ДКН-4; ДНГ; ДНГЛ-2; НТУ; НТУ-Р; 1СТГ; УДЛГ-2) или лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34); электросверло ЭРП18Д-2М (ЭР18Д; ЭР14Д-М); вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6; ВМЦ-8); вентиляторный трубопровод обычный или телескопический (ТВТ).

Технологическая схема может быть применена для проходки комбайном 1ГПКС штрека протяженностью 1000 м с углом наклона $\pm 0^\circ$. Штрек проводят с $S_{пр} = 15,9 \text{ м}^2$, $S_{св} = 13,2 \text{ м}^2$ смешанным забоем по

Операция	Единица измерения	Объем работ на сутки	Число рабочих	Продолжительность операции, мин	Затраты труда, чел.-мин	II смена					
						1	2	3	4	5	6
						Подготовка к работе	—	—	5	40	200
Работа комбайна	м ³	114,5	2	540	1080						
Обслуживание комбайна	—	—	1-2	360	450						
Возведение крепи	Число арок	9	1-4	900	1980						
Обслуживание конвейера	—	—	1	990	990						
Устройство канавки	м	7,2	2	120	240						
Наращивание труб	м	7,2	2	40	80						
Удлинение конвейера	м	7,2	3	70	210						
Настилка пути	м	7,2	3	100	300						
Наращивание ленты	м	7,2	2	66	130						
Доставка материалов	т	5,4	2-5	95	265						
Ремонт оборудования	—	—	3-4	235	605						
Регламентированный перерыв	—	—	5	80	—						

Рис. 13.5. График организации работ по проведению штрека комбайном 1ГПКС

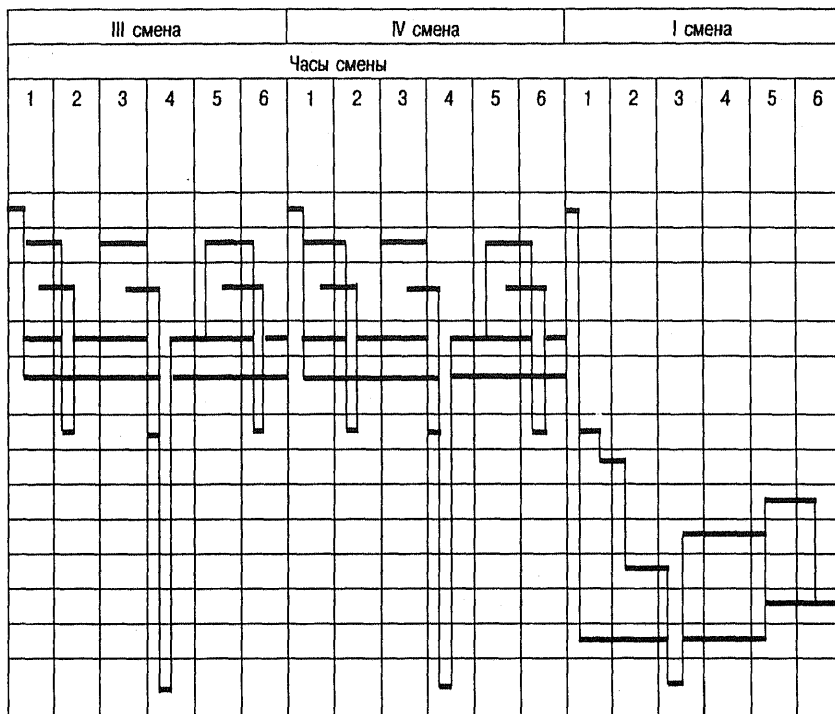
углю, имеющему $\sigma_{сж} = 20$ МПа и мощность пласта $m = 1$ м, и породе с $\sigma_{сж} = 50$ МПа.

Крепление выработки осуществляют арочной металлической трехзвенной крепью КМП-А3 с плотностью установки 1,25 арки/м при использовании сплошной деревянной затяжки (44 шт. на арку). Водоотливную канавку сооружают из деревянного лотка.

Горная масса с конвейера комбайна поступает на перегружатель, затем на ленточный телескопический конвейер.

Сменное звено проходчиков состоит из 5 человек. Машинист с помощником управляют комбайном, третий проходчик подкидывает горную массу на питатель комбайна. Один человек в течение всей смены обслуживает ленточный конвейер 1ЛПТ-80. Во время работы комбайна один человек занят подготовкой элементов крепи. После остановки комбайна четверо проходчиков крепят выработку. При возведении крепи используют расположенное на стреле комбайна устройство для подъема верхняка крепи.

Из четырех шестичасовых смен три рабочие и одна ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку



(9 циклов в сутки)

материалов, удлинение конвейера, наращивание кабелей и трубопроводов, настилку рельсового пути, профилактический ремонт оборудования, устройство водоотливной канавки.

При проведении штрека по описанной технологической схеме проектом предусмотрены следующие технико-экономические показатели:

Скорость проведения выработки:

м/месяц	184
м/сутки	7,2
Подвигание забоя за цикл, м	0,8
Число циклов в сутки	9
Число рабочих в смену	5
Число рабочих в сутки	20
Производительность труда рабочего при проведении:	
1 м ³ выработки в свету, м ³ /чел.-смену	4,75
1 м выработки, м/чел.-смену	0,36

13.5. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Буровзрывной способ разрушения пород применяют при проведении выработок самых различных типов и назначения, он характерен многообразием применяемых технологических схем и оборудования.

Наиболее типичные технологические схемы с применением буровзрывных работ включают последовательно выполняемые технологические операции: бурение шпуров, их зарядание, погрузку горной массы, крепление выработки. При транспортировке горной массы в вагонетках выделяют и технологическую операцию «обмен и откатка вагонеток». Таким образом, эти схемы включают четыре-пять производственных технологических операций, на каждой из которых используют свои средства механизации, управляемые разными или одними и теми же проходчиками, но в разный период времени.

Разные варианты проведения выработок с производством буровзрывных работ отличаются глубиной шпуров, их расположением в забое выработок, характером вруба, очередностью производства взрывания шпуров, порядком выемки отдельных участков забоя (угольного и породного), видами и способами установки временной крепи. Еще более многочисленны возможности по использованию разных видов оборудования для производства буровзрывных работ, погрузки и транспорта горной массы и возведения постоянной крепи.

Большое число возможных вариантов предопределяет необходимость разработки основных положений, из которых следует исходить при выборе технологических схем и оборудования при проведении выработок буровзрывным способом. По основным процессам горнопроходческого цикла эти положения сводятся к следующему.

Область применения различных способов и средств бурения шпуров по критерию стоимости бурения 1 м шпура, согласно данным исследований специалистов ЦНИИПодземмаша, определяется коэффициентом крепости пород:

f до 4 — вращательное бурение ручными и колонковыми электро-сверлами; $f = 4 \div 8$ — вращательное бурение электрическими и пневматическими бурильными установками; $f = 9 \div 14$ — вращательно-ударное бурение электрическими и пневматическими бурильными установками и навесным бурильным оборудованием; f более 14 — ударно-поворотное бурение пневматическими перфораторами.

Эффективность буровзрывного способа проведения выработок во многом определяет техническое совершенство средств бурения шпуров. Доля бурения шпуров в затратах труда и времени на проведение выработок составляет 25–30%. При ручном бурении этот процесс является наиболее трудоемким и вредным по санитарно-гигиеническим условиям труда. Даже при использовании поддержек и колонок доля ручного труда остается достаточно высокой.

Процесс бурения шпуров на угольных шахтах механизирован путем внедрения бурильных установок вращательного и вращательно-ударного действия с одной и двумя бурильными машинами, а также буропогрузочных машин.

Наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1, БУЭ-2 и БКГ-2. Начат серийный выпуск более мощной двухманипуляторной бурильной установки на гусеничном ходу БУЭ-3Т. Для работы в камерах, а также для проведения подготовительных выработок площадью сечения в свету 8—18 м² применяют бурильную установку вращательного действия на гусеничном ходу БУА-3С. Проведены приемочные испытания электрической бурильной установки УБШ-352 на самоходном колесно-рельсовом ходу, предназначенной для бурения шпуров при проведении горизонтальных горных выработок. Установка УБШ-352 состоит из двух бурильных машин, которые могут быть оснащены бурильными головками двух типов, используемыми в серийной установке БУЭ-1М: вращательной и вращательно-ударной. Установка оснащена оборудованием для выбуривания угля при проведении выработок смешанным забоем.

Бурильные установки — пневматическая УБШ-214 на колесно-рельсовом ходу и гидравлическая УБШ-215 оборудованы одинаковым манипулятором с бурильной машиной вращательного и ударно-вращательного действия и предназначены для бурения шпуров в выработках сечением 4,2—10 м² с $f \leq 16$. По сравнению с установкой с пневмоприводом БУ-1 установки УБШ-14 и УБШ-15 имеют большую производительность и меньший расход времени на подготовительно-заключительные операции благодаря применению манипулятора с автоматическим параллельным перемещением бурильной машины. Конструкция установок позволяет бурить шпуров под анкерную крепь.

Другим направлением механизации бурения шпуров является применение буропогрузочных машин, т.е. погрузочных машин, оснащенных несъемными манипуляторами, на которых установлены бурильные машины. Применение навесного оборудования исключает необходимость обменных операций, сокращает количество применяемого в забое оборудования и улучшает коэффициент его использования. Опыт эксплуатации буропогрузочных машин показал, что установка несъемного навесного оборудования по конструктивным и эксплуатационным соображениям целесообразна только на погрузочных машинах с нагребными лапами, имеющих гусеничный ход.

В настоящее время применяют два типа буропогрузочных машин 1ПНБ-2Б и 2ПНБ-2Б, которые обеспечивают глубину бурения шпуров 2,2—2,75 м.

При вращательном бурении шпуров с промывкой водой применяют круглые пустотелые штанги диаметром 32 мм с центральным отверстием 9 мм и продольные резцы БИ-741, БУ-1-1100, РП-42 и РУ-43.

На шахтах Западной Европы в 50—60-х годах при проведении выработок начали широко применять самоходные бурильные установки вра-

шательного и вращательно-ударного типа, использующие электрическую и пневматическую энергию. С середины 60-х годов зарубежные фирмы приступили к разработке и выпуску гидравлических бурильных машин.

Буропогрузочные машины в зарубежной практике большого распространения не получили из-за их высокой стоимости.

Тенденции развития современных зарубежных конструкций бурильных установок характеризуются следующими особенностями:

- увеличением производительности бурильных установок путем применения более мощных и тяжелых бурильных машин и высокопрочного бурового инструмента;
- широким внедрением гидравлического привода для бурильных головок вращательного и вращательно-ударного действия, что позволяет увеличить мощность и улучшить регулирование режимов бурения;
- сокращением времени на подготовительные и вспомогательные операции в результате применения манипуляторов с параллельным перемещением бурильной машины, податчиков с автоматическим ускоренным возвратом бурильной головки;
- сокращением обслуживающего персонала и повышением производительности его труда благодаря применению элементов автоматизации и оснащению бурильных установок централизованными пультами управления на несколько бурильных агрегатов, обслуживаемых одним бурильщиком.

Область применения бурильных установок и буропогрузочных машин определяется необходимыми скоростями проведения выработок. Так, для обеспечения больших скоростей проведения, когда желательно в максимальной мере совместить во времени процессы, в том числе бурение шпуров и погрузку породы, целесообразно применять для бурения шпуров отдельные бурильные установки, например, БУЭ-1М и БУЭ-2, которые позволяют снизить трудоемкость по сравнению с колонковыми электросверлами соответственно в 3–4 и 4–6 раз.

В двухпутных выработках при одновременной работе на разных участках забоя отдельной погрузочной машины и бурильной установки возможно в какой-то мере совместить процессы бурения и погрузки и за счет этого увеличить скорость проведения выработок.

При относительно меньших темпах проведения, когда нет необходимости сокращения продолжительности проходческого цикла, можно последовательно производить бурение шпуров и погрузку породы и вместо отдельных бурильных установок и погрузочных машин применять буропогрузочные машины, что, несомненно, позволит снизить стоимость проведения выработки и повысить производительность труда проходчиков.

Существенным преимуществом бурильных установок и навесного бурильного оборудования на погрузочных машинах является возможность увеличения глубины шпуров за счет большей длины хода податчика. При этом соответственно уменьшается удельное значение подготовительно-заключительных и вспомогательных операций не только на каждый шпу-

рометр, но и на каждый метр проведенной выработки. Все возрастающий из года в год средний размер сечения подготовительных выработок способствует удлинению шпуров.

Погрузку горной массы при буровзрывном способе можно осуществлять двумя типами машин — с исполнительным органом в виде ковша или нагребающих лап. Выбор машины в известной мере зависит от отсутствия ее параметров (габаритов и производительности) сечению, необходимым темпам проведения выработок и крепости пород. Например, для погрузки крепких пород ($f = 9$ и более) машины с нагребающими лапами являются недостаточно эффективными и надежными. Однако при прочих равных условиях, то есть когда крепость пород не является лимитирующим фактором, предпочтение при выборе должно быть отдано погрузочным машинам с исполнительным органом непрерывного действия не только по производительности, но и с учетом обеспечения при их эксплуатации значительно лучших условий труда машиниста.

В отличие от машин периодического действия, при работе которых машинист, находясь на машине, подвергается вибрациям, возникающим при загрузке и разгрузке ковша, машиной с нагребающими лапами машинист управляет, находясь рядом на почве выработки. Кроме того, эти машины, будучи более мобильными (оснащены гусеничным ходом), обеспечивают лучшую зачистку подошвы выработки от породы.

К существенным преимуществам машин с нагребающими лапами относится также возможность удобного размещения на них несъемного бурильного оборудования.

Основными средствами механизации погрузки горной массы на угольных шахтах страны являются погрузочные машины: непрерывного действия с нагребающими лапами (типа ПНБ), на гусеничном ходу, с электрическим приводом; периодического действия с ковшовым исполнительным органом (типа ППН), на колесно-рельсовом ходу, с электрическим или пневматическим приводом и с боковой разгрузкой ковша (типа МПК), на гусеничном ходу, с электрическим приводом. Широко применяют различного вида скреперы.

Несмотря на увеличение числа машин с нагребающими лапами, в парке погрузочных машин преобладают ковшовые машины периодического действия типа ППН.

Анализ парка погрузочных машин свидетельствует о тенденции увеличения мощности и массы выпускаемых конструкций.

Положительные изменения в технической оснащенности процесса погрузки горной массы не компенсировали усложнение условий производства проходческих работ. Так, за последние 10—15 лет скорость проведения выработок и производительность труда проходчиков в забоях, оснащенных погрузочными машинами, снизилась на 30—40%.

В перспективе намечено переоснащение парка погрузочных машин в основном за счет сокращения производства и применения машин типа ППН и частично типа ПНБ и расширения применения машин типа МПК. Промышленная эксплуатация машин МПК-3 выявила не только лучшие

рабочие качества этих погрузчиков по сравнению с традиционными, но и их широкие технологические возможности в части выполнения смежных операций: доставки крепежных материалов и вспомогательного оборудования, установки верхняков арочной крепи, затяжки рам с забутовкой пустот за крепью и др.

Качественное улучшение парка погрузочных машин, основанное, в частности, на высокой скорости передвижения машин типа МПК, позволит значительно расширить область их применения благодаря механизации погрузки и доставки горной массы к транспортным средствам в выработках небольшой протяженности и малой площади сечения, проводимых в настоящее время с ручной погрузкой. К числу таких выработок относят технологические отходы, камеры различного назначения, сбойки, заезды, сопряжения, то есть выработки, в которых нецелесообразно или невозможно применение самостоятельных средств транспортировки горной массы. В этом случае горную массу доставляют в ковше машины типа МПК на транспортные средства примыкающих выработок.

При проведении выработок буровзрывным способом на шахтах ФРГ, Великобритании, Франции и других стран погрузку горной массы осуществляют преимущественно погрузочными машинами с боковой разгрузкой ковша, такими, как погрузчики серии «EL» фирмы «Зальцгиттер» (ФРГ), «Вебстер 2000L» шведской фирмы «Атлас Копко», серии «М» фирмы «Майнинг Дивелопментс» (Великобритания). Такие погрузчики широко применяют и в шахтах Польши, Чехии, Румынии. В Польше изготовлены погрузочные машины с боковой разгрузкой ковша BOS-1200 (завод «Глиник») и LBS-1200 (завод «Нивка»). Наиболее удачной конструкцией среди погрузочных машин вместимостью 1200 л обладает машина DBW-1200, разработанная в объединении «Комэг». Основными достоинствами этой машины являются надежность, высокая производительность и большая маневренность.

Зарубежный опыт применения погрузчиков с боковой разгрузкой ковша показал, что эти машины обладают преимуществами в эксплуатации, обеспечивая (помимо погрузки) механизацию доставки материалов в призабойной зоне, оборку боков и кровли выработки и забоя, подъем и удержание верхняков крепи, бульдозеризацию породного штабеля. Простота управления машиной, хороший обзор при захвате горной массы, ее удобная транспортировка и разгрузка исключают необходимость в помощнике машиниста. Машины с боковой разгрузкой ковша хорошо зарекомендовали себя как погрузочно-доставочные при отработке технологического отхода горной выработки, проведении коротких выработок и камер. Такой тип машин наиболее полно удовлетворяет условиям проведения выработок, оборудованных конвейерным транспортом, поскольку в этом случае отпадает необходимость в укладке рельсовых путей.

Машины с боковой разгрузкой ковша практически вытесняют машины с задней разгрузкой, производительность которых в сопоставимых ус-

ловиях в среднем в 1,5—2 раза ниже и которые не могут выполнять дополнительные операции по механизации вспомогательных работ.

В последние годы зарубежные фирмы перестали создавать новые погрузчики непрерывного действия, а число их на шахтах, особенно в ФРГ, значительно сократилось. Высокая техническая производительность таких машин в условиях циклической буровзрывной проходки мало влияет на эксплуатационные показатели, не оправдывая большую (по сравнению с другими типами машин) стоимость изготовления и отпускную цену. Немаловажное значение имеет и то, что машины непрерывного действия не выполняют дополнительные операции по механизации вспомогательных работ.

На угольных шахтах и рудниках многих зарубежных стран широкое распространение получили высокопроизводительные самоходные погрузочно-доставочные машины ПДМ.

По принципу действия погрузочного органа и аккумулирующей емкости такие машины можно условно разделить на две группы: ковшовые, с ковшомым исполнительным органом и бункером.

Машины различают по типу привода (дизельный, пневматический, электрический) и ходовой части (пневмоколесные и гусеничные).

Дизельные ПДМ имеют одинаковые конструктивные признаки: шарнирное сочленение рабочей и приводной частей, пневмоколесный ход.

Характерными особенностями большинства колесных ПДМ являются большая вместимость ковша, малые ширина и высота. Вместимость ковша в зависимости от мощности машин колеблется в широких пределах (от 0,76 до 11,5 м³). Способность погрузочно-доставочных машин выполнять несколько основных и вспомогательных операций дает возможность осуществлять комплексную механизацию работ. Высокая мобильность этих машин повышает эффективность их использования, так как одна машина может обслуживать несколько забоев.

В США изготовителями погрузочно-доставочных машин являются фирмы: «Вагнер», «Катерпиллер», «Элмэк», «Джон Кларк», «Роум-Индастриз», «Фостер Миллер», отделение фирмы «Эймко»; в Великобритании — фирмы: «Эймко», «Майнинг Дивелопментс», «Галлик Добсон».

Фирма «Эймко» занимает второе место в мире по производству погрузочно-доставочных машин. Их типовой ряд включает машины с ковшами вместимостью 0,78—11,5 м³. Особенностью ряда моделей машин типа «Майнтэндер» является их многофункциональность. С помощью интегральной гидравлической системы машинист может за несколько секунд заменить рабочий орган для выполнения другого вида работ. В комплект сменного оборудования входят погрузочный ковш, вилочный захват, бульдозерный нож, контейнеры с плоским дном и боковыми панелями, модульные емкости с насосом для набрызгбетонирования, контейнер для отсоса пыли, платформа для перевозки людей, противопожарные средства.

В ФРГ изготовителями погрузочно-доставочных машин для горнорудной, калийной и угольной промышленности являются фирмы «ГХХ Штер

Краде», «Зальцгиттер», «Шопф машиненбау», «Фруш» и «МАН-ГХХ машинен унд анлаген».

Анализ использования ПДМ в угольных шахтах при проведении выработок показал, что эффективность возрастает при применении их не только для погрузки и транспортировки горной массы, но и для доставки в забой людей, оборудования, бетонной смеси, крепи и прочих материалов. Машинное время ПДМ достигает в этом случае 90%. Применение мощных ПДМ с электроприводом и кабельным барабаном на горнопроходческих работах в угольных шахтах безопасно и более технологично, чем при использовании переносного и рельсового оборудования и комплексов, состоящих из погрузчика и самоходной вагонетки. Проходческий забой при применении ПДМ на расстоянии до 100 м свободен от откаточных путей, конвейеров, что сокращает затраты на наращивание коммуникаций.

Тенденции совершенствования средств механизации погрузки горной массы при буровзрывной отбойке в угольной промышленности России и других угледобывающих стран одинаковы. В России планируют переоснащение парка путем приоритетного выпуска машин с боковой разгрузкой ковша, использование их доставочных функций существенно улучшает показатели проведения выработок. За рубежом машины с боковой разгрузкой ковша получили максимальное распространение. В угольной промышленности ряда стран широко применяют комплексы самоходных машин. Опыт эксплуатации последних показал, что при использовании самоходного оборудования темпы проведения выработок и производительность труда повышаются в 3–4 раза по сравнению с переносным проходческим и рельсовым оборудованием, значительно повышается безопасность работ, снижается себестоимость проведения выработок.

Анализ имеющегося парка самоходных машин, выпускаемых в настоящее время отечественной промышленностью, показывает, что для комплексной механизации проходческих работ их выпуск недостаточен, а отдельные виды машин вообще не производят.

Опыт проведения горных выработок показывает, что сокращение времени выполнения проходческого цикла наряду с применением более совершенных погрузочных машин может быть достигнуто путем совершенствования устройств, ускоряющих процесс обмена вагонеток.

В зависимости от взаимного расположения очистного и подготовительного забоев, сечения выработок, числа рельсовых путей применяют различные способы обмена вагонеток, которые развиваются в двух направлениях. *Первое* направление — производят обмен одиночных вагонов с использованием различной конструкции стрелочных переводов, разминок, перекатных платформ, плит, съездов, заездов и др.

Применение накладных плит, съездов, перекатных платформ и других устройств требует дополнительных затрат труда на операции обмена ва-

гонеток, монтаж и перенос этих устройств, что является одним из существенных недостатков их использования.

Второе, более перспективное направление — использование для погрузки горной массы перегружателей, обеспечивающих непрерывность погрузки. В настоящее время промышленность освоила производство высокопроизводительных перегружателей различных типов, предназначенных для различных горно-геологических и горнотехнических условий, в том числе прямолинейных (с минимальным радиусом закругления 35 м) и криволинейных (с минимальным радиусом закругления 10 м) одно- и двухпутных выработок, а также подвесных, самоходных и передвижных типов перегружателей разной длины. При этом перегружатель следует выбирать с большей технической производительностью, чем техническая производительность используемой погрузочной машины.

Перегружатели позволяют повысить эксплуатационную производительность погрузочных машин в 2 раза и более, а производительность труда рабочих — на 25–30% и вместе с тем организовать выполнение работ проходческого цикла с наиболее рациональным использованием машин и механизмов в составе комплекса.

При использовании для выдачи всей горной массы в проводимой выработке в качестве основного вида конвейерного транспорта удобнее ее погрузку на конвейер производить непосредственно машинами типа ПНБ и МПК, которые позволяют отказаться от применения в качестве промежуточных звеньев перегружателей.

При наличии конвейерного транспорта в проводимой выработке и отсутствии рельсовых путей все вспомогательные операции по доставке материалов и оборудования в выработку следует осуществлять с помощью подвесного монорельсового транспорта.

По данным специалистов ИГД им. А.А.Скочинского, затраты труда на **возведение крепи** в общем проходческом цикле составляют 30–40%. В связи с этим повышение скорости проведения выработок и производительности труда проходчиков может быть достигнуто путем создания и внедрения средств механизации возведения крепи (крепеустановщиков, крепедоставщиков, временных крепей), использование которых позволит ускорить процесс крепления, или совмещением во времени выполнения операций проходческого цикла по разрушению забоя и погрузке горной массы с возведением крепи.

Выбор способов и средств механизации возведения крепи определяется, прежде всего, конструкцией постоянной крепи, предусмотренной для выработки.

На организацию работы по возведению постоянной крепи оказывает существенное влияние применяемый тип временной крепи. Как правило, при проведении выработок следует стремиться к отказу от применения временной крепи, так как этот процесс связан с непроизводительными затратами труда и материалов сначала на ее возведение, а затем на ее ликвидацию или демонтаж во время возведения постоянной крепи. При

проведении выработок буровзрывным способом разрушения пород, взрывные работы нарушают целостность постоянной крепи, поэтому непосредственно у забоя во многих случаях все-таки устанавливают временную крепь, а на взрывобезопасном расстоянии от него уже возводят взамен временной крепи постоянную.

При механизации возведения анкерной крепи следует ориентироваться на приспособленные для анкерования обычные бурильные установки.

При механизации возведения металлической арочной крепи из спецпрофиля следует использовать устройство, базирующееся на временной передвижной крепи, а при различных видах бетонной крепи (бетонной и набрызгбетонной) — специальные машины типа БМ-70.

При буровзрывном способе проведения выработок для механизации крепления за рубежом применяют в основном передвижные рабочие полки. По своему конструктивному исполнению используемые в ФРГ передвижные рабочие полки подразделяют на простые передвижные, с устройством для крепления забоя и многоцелевого назначения.

Простые передвижные рабочие полки, как правило, перемещают по двум подвесным монорельсовым дорогам с помощью специального привода. Для вертикального перемещения рабочих полков используют подъемные устройства, а в современных конструкциях — гидроцилиндры, которые обеспечивают более точное управление и большую свободную высоту над полком.

Перемещаемые по рельсам рабочие полки осуществляют механизированную доставку элементов крепи в призабойной зоне. Для них характерны: меньший объем ручных работ при возведении крепи; большая безопасность работ благодаря меньшей высоте падения угля и породы; разделение сечения выработки на две плоскости, что позволяет при больших площадях сечений осуществлять параллельные работы по бурению, погрузке породы и креплению забоя; сокращение продолжительности подготовительно-заключительных операций.

Самоперемещающиеся рабочие полки при минимальной площади сечения выработки, равной 16 м², можно применять в сочетании с погрузочными машинами и бурильными установками.

Рабочие полки с устройством для крепления отличаются от простых рабочих полков тем, что в конструкцию полка введен дополнительный подъемный стол для комплектов верхняков крепи, который можно отдельно поднимать, перемещать в продольном и поперечном направлениях, а также наклонять. В процессе проведения выработки подъемный стол опускают на почву в пройденной части выработки. Во время погрузки породы монтируют комплект верхняков с болтовыми соединениями и укладывают сетчатку натяжку с готовым комплектом верхняков и прочим крепежным материалом, рабочий полк перемещают к забюю. В забюю перекрытие из верхняков прижимают к кровле. По окончании погрузки под защитой рабочего полка устанавливают стойки крепи. Благодаря применению рабочих полков с устройством для возведения крепи в комплек-

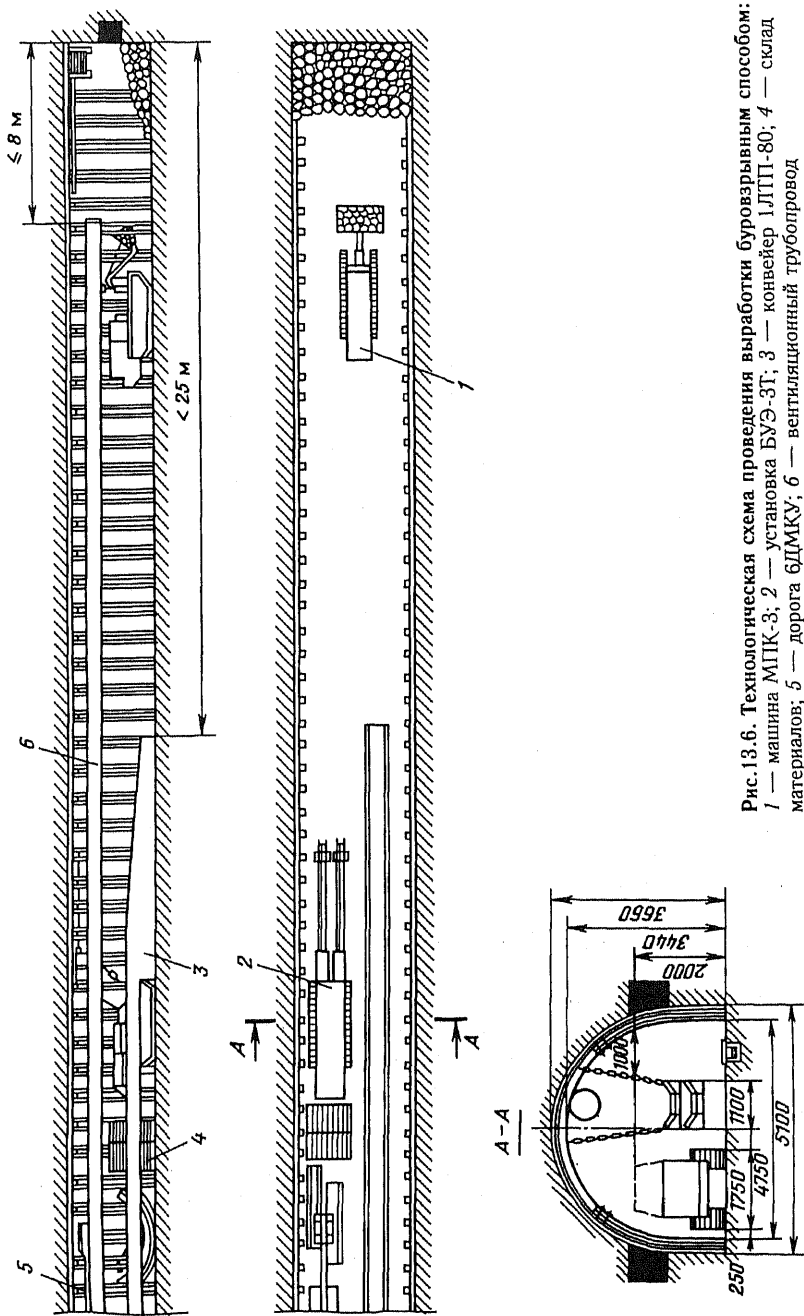


Рис. 13.6. Технологическая схема проведения выработки буровзрывным способом:

Операция	Единица измерения	Объем работ на сутки	Число рабочих	Продолжительность операции, мин	Затраты труда, чел.-мин	II смена					
						1	2	3	4	5	6
						Подготовка к работе	—	—	4–6	40	180
Бурение шпуров	м	280	3	480	1440						
Заряжание шпуров	Число шпуров	102	—	100	—						
Взрывание и проветривание	—	—	—	40	—						
Уборка горной массы	м ³	78,6	2–3	200	520						
Обслуживание конвейера	—	—	1	200	200						
Возведение крепи	Число арок	5	1–4	490	1060						
Устройство канавки	м	5	1	150	150						
Нарращивание труб	м	5	2	30	60						
Удлинение конвейера	м	5	2	95	190						
Нарращивание монорельса	м	5	2	55	110						
Нарращивание ленты	м	5	2	50	100						
Доставка материалов	т	3	2–4	275	900						
Ремонт оборудования	—	—	4	155	620						
Регламентированный перерыв	—	—	4–6	80	—						

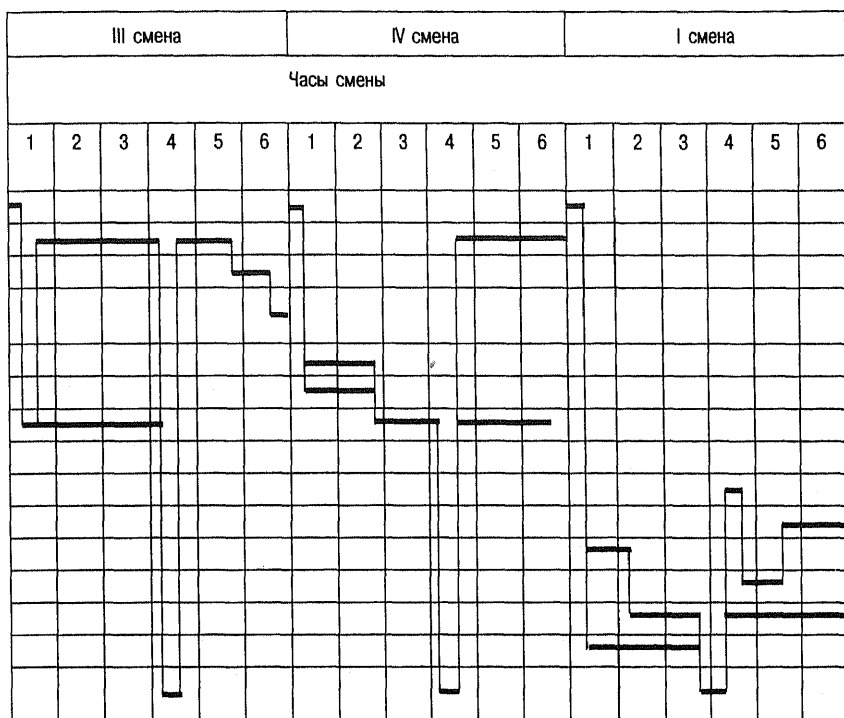
Рис. 13.7. График организации работ по проведению выработки буровзрывным

се с другим высокопроизводительным проходческим оборудованием производственный процесс при буровзрывном способе проведения выработки коренным образом улучшается.

Наибольшая степень механизации при этом способе проведения выработок достигается с помощью полка многоцелевого назначения. Такой полк разработан в ФРГ фирмой КВІ. На полке смонтированы подъемная площадка для комплекта верхняков с активной передовой крепью, регулируемая по высоте рабочая платформа, два гидравлических манипулятора, гидравлические предохранительные устройства для забоя и распорное устройство. Размещенное на полке оборудование предназначено для выполнения всех (кроме погрузки породы) операций проходческого цикла.

Использование полка многоцелевого назначения при проведении квершлага площадью сечения 20 м² обеспечило в течение многих месяцев среднюю скорость проходки 8 м/сут с гидравлической закладкой пространства за крепью.

Основным недостатком способа крепления выработок, основанного на использовании перемещающихся по монорельсу крепеустановщиков, является невозможность совмещения во времени операций по возведе-



способом (2 цикла в сутки)

нию крепи и разрушению забоя, что в итоге не позволяет существенно повысить темпы проведения выработок.

Основным критерием для выбора того или другого типа оборудования и технологических вариантов проведения работ является улучшение условий труда и безопасности работ проходчиков при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах на проведение выработки, т.е. при возможно меньших приведенных затратах на проведение 1 м выработки и высокой производительности труда рабочих.

Поэтому выбор технологических вариантов и оборудования для проведения выработок буровзрывным способом должен основываться на учете всех указанных факторов, которые наиболее полно отражены в методике, предложенной специалистами ИГД им. А.А.Скочинского, содержащей технологические схемы проведения выработок. Методика разработана на основе результатов многочисленных исследований, выполненных в этом направлении различными научно-исследовательскими организациями с учетом передового опыта трудовых коллективов. Эта методика рекомендует **оптимальные технологические схемы**, оборудование и организацию труда для проведения выработок, соответствующие конкретным горно-геологическим условиям, обеспечи-

вающие наименьшие затраты на проведение выработок, оптимальную скорость проведения и высокий уровень производительности труда проходчиков.

В качестве примера на рис. 13.6 и 13.7 приведены технологическая схема и график организации работ при проведении горизонтальных и наклонных до $\pm 16^\circ$ выработок буровзрывным способом с погрузкой породы на конвейер.

Данную технологическую схему можно применять при проведении выработок площадью сечения в проходке $S_{\text{пр}} = 13 \div 25 \text{ м}^2$, в свету до осадки $S_{\text{св}} = 11,2 \div 20,6 \text{ м}^2$ при прочности пород на одноосное сжатие 80–190 МПа и коэффициенте присечки до 1. Технологический отход — не менее 75 м.

Технология предусматривает использование комплектов оборудования, включающих: погрузочную машину МПК-3; бурильную установку БУЭ-3Т (БУА-3С-02) или ЭБГП (БУР, БУЭ) на базе погрузочной машины 2ПНБ-2; ленточный телескопический проходческий конвейер 1ЛПТ-80 (1ЛПТ-80у, 2ЛПТ-80у), или скребковый конвейер СП-202 (1СР-70М) и ленточный конвейер 1Л-80-02 (1Л-80у, 2Л-80у-10, 1Л100К-1); монорельсовую дорогу 6ДМКУ (ДМКУ, ДМКУ-1), или напочвенную дорогу ДКНЛ-1 (ДКН-2, ДКН-4, ДНГ, ДНГЛ-2, НТУ, НТУ-Р, 1СТГ, УДЛГ-2), или лебедку ЛВ-25 (ЛВД-34, ЛВД-24); вентилятор ВМ-6 (ВМЭ-6, ВМЦ-8).

Технологическая схема может быть применена для проведения бремсберга $S_{\text{пр}} = 15,7 \text{ м}^2$ ($S_{\text{св}} = 13,7 \text{ м}^2$), с углом наклона 10° , протяженностью 1000 м, смешанным забоем при пределе прочности угля 20 МПа и породы 110 МПа и мощности пласта 1,2 м. Крепление выработки осуществляют металлической арочной крепью КМП-А3 с плотностью установки 1 арка/м и сплошной деревянной затяжкой (44 шт. на арку). Для водоотливной канавки оборудуют деревянный лоток. Общая протяженность шпуров, пробуренных за цикл, — 140 м.

Технологическая схема на весь период проведения выработки не предусматривает промежуточных транспортных звеньев. Машина МПК-3 осуществляет доставку и погрузку горной массы на постоянный ленточный конвейер, расположенный на расстоянии отброса породы от забоя и удлиняемый по мере его подвигания с помощью телескопического устройства. Ковшом машины производят подчистку почвы, при этом полностью исключается тяжелый ручной труд по зачистке выработки и расштыбовке транспортных коммуникаций.

Машину МПК-3 используют также для доставки элементов крепи, затяжки рам с забутовкой закрепного пространства. Стойки и верхняки арок навешивают на специальные боковые кронштейны машины, а затяжку и метизы укладывают в ковш.

Подъем и установку верхняка производят с помощью ковша машины, на которой предварительно закрепляют специальные приспособления с шарниром, обеспечивающие правильное положение верхняка, соответствующее установленным стойкам и направлению выработки. Наличие гидрозамков на гидродомкратах способствует безопасности ведения работ.

Погрузочную машину и бурильную установку разводят в свободной не загроможденной оборудованием призабойной зоне.

Сменное звено состоит из четырех человек. Машинист управляет погрузочной машиной вместе с помощником, который также следит за кабелем. По мере необходимости им помогает один из проходчиков. Четвертый проходчик на протяжении времени погрузки горной массы обслуживает ленточный конвейер. Во время бурения шпуров бурильную установку обслуживают три проходчика. При этом с бурением совмещают работы по устройству водоотливной канавки и креплению выработки, выполняемые с помощью машины МПК-3, которую обслуживает один проходчик.

Из четырех шестичасовых смен — три рабочие и одна ремонтно-подготовительная. В ремонтно-подготовительную смену производят доставку материалов, ремонт оборудования, наращивание коммуникаций.

При проведении бремсберга по описанной технологической схеме проектируют следующие технико-экономические показатели:

Скорость проведения выработки:	
м/мес	128
м/сут	5
Подвигание забоя за цикл, м	2,5
Число циклов в сутки	2
Число рабочих:	
в смену	4–6
в сутки	18
Производительность труда рабочего при проведении:	
1 м ³ выработки в свету, м ³ /чел.-смену	3,8
1 м выработки, м/чел.-смену	0,28

13.6. ОПЫТ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Технико-экономические показатели проведения горных выработок комбайновым и буровзрывным способом зависят от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий, состояния и надежности применяемого горнопроходческого оборудования и могут существенно отличаться от проектных.

Рассмотрим несколько примеров применения прогрессивных технологических схем на шахтах России.

Конвейерный штрек № 412-с пласта Четвертого шахты «Комсомольская» ПО «Воркутауголь» проводят с помощью комбайна 1ГПКС с погрузкой горной массы на ленточный перегружатель длиной 45 м и конвейер 1Л80. Перегружатель расположен над конвейером, связан с комбайном и передвигается за ним по монорельсу, подвешенному к рамам постоянной крепи. При подвигании забоя на длину перегружателя наращивают конвейер 1Л80 (рис. 13.8).

Конвейерный штрек имеет площадь сечения в свету, равную 12,8 м². В качестве постоянной крепи используют арочную металлическую крепь

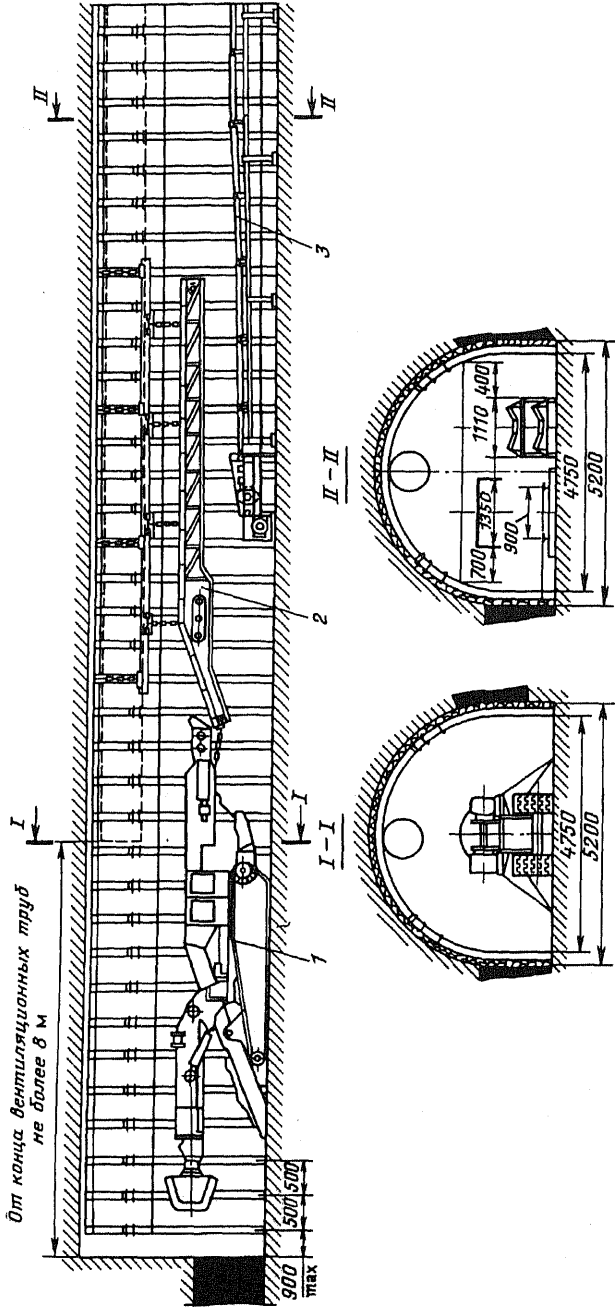


Рис. 13.8. Технологическая схема проведения конвейерного штрека 412-с пласта Четвертого шахты «Комсомольская» ПО «Воркутауголь»:
 1 — комбайн ПГКС; 2 — ленточный перегружатель; 3 — ленточный конвейер

КМП-А3 с деревянной затяжкой по контуру выработки. Шаг крепи — 0,5 м.

Конвейерный штрек проходит бригада проходчиков в составе 18 человек с привлечением дополнительно звена электрослесарей для ремонтно-профилактических работ. Режим работы: I смена — ремонтно-подготовительная (ремонт забойного оборудования, доставка материалов и оборудования к месту складирования в 30–50 м от забоя, наращивание трубопровода и пр.), II, III и IV смены — работы по проходке (рис. 13.9).

Операции проходческого цикла выполняют в следующем порядке:

- до начала работ проверяют состояние забоя и крепи, состояние проветривания, работоспособность оборудования;
- разрушают уголь и породу на длину заходки (0,5 м) с погрузкой горной массы на конвейер;
- комбайн выключают и блокируют, после чего устанавливают стойки новой рамы арочной крепи, скрепляют с ранее установленной рамой стяжками, на стойки с полка укладывают верхняк, скрепляемый со стойками крепежными скобами, устанавливают центральную межрамную стяжку, пролет между новой и старой рамами перекрывают по кровле временной затяжкой;
- вынимают вторую заходку на 0,5 м;
- устанавливают вторую раму постоянной крепи;
- по контуру выработки обе рамы затягивают постоянной деревянной затяжкой (с извлечением временной);
- операции нового цикла повторяют в том же порядке.

Безаварийная работа всего комплекса горнопроходческого оборудования обеспечивает проведение выработки со скоростью 150 м/мес.

На ряде шахт Кузбасса, Печорского, Подмосковского и других бассейнов страны накоплен большой опыт скоростного проведения горизонтальных выработок по углю с применением комбайнов.

На шахте им. В.И.Ленина в Кузбассе на протяжении пяти лет одна бригада проводила комбайнами ежегодно 5100–5300 м подготовительных выработок. В отдельные месяцы скорости проведения выработок с анкерной крепью достигали 1200–1500 м/мес. Работы вели на пластах мощностью 1,7 и 2,7–3,1 м с углом падения 8–12°. Кровля и почва пласта сложены слабослоистыми алевролитами, в некоторых местах массивными однородными песчаниками с $f = 6 \div 8$. Коэффициент крепости угля — 1,2–1,4. Площадь сечения штреков в проходке — 9–10,2 м². Часть выработок крепили металлической анкерной крепью с металлическими подхватами. Применяли временную крепь, состоящую из металлического подхвата, решетчатой затяжки и двух стоек ВК7, что позволяло постоянную крепь устанавливать с отставанием от комбайна на 20–30 м. Подхваты временной крепи использовали в постоянной крепи. Применение временной крепи на участке длиной 20–30 м призабойной зоны позволило совмещать возведение постоянной крепи с работой комбайна и увеличить машинное время по выемке на 28–30%. Скважины под анкеры бурили электросверлами с принудительной подачей.

Операции	Единицы измерения	Объем работ в смену	Число рабочих	Продолжительность операции, мин	Ремонтная I смена					
					7	8	9	10	11	12
Подготовительные операции	—	—	4	20						
Работа комбайна	м ³	31,5	2	120						
Возведение крепи	Число рам	4	4	120						
Затяжка боков и кровли	Число рам	4	4	80						
Обслуживание конвейеров	—	—	2	120						
Регламентированный перерыв	—	—	4	20						
Ремонтные работы	—	—	6	360						
Доставка материалов	—	—	2	360						

Рис. 13.9. График организации работ по проведению конвейерного штрека комбайном

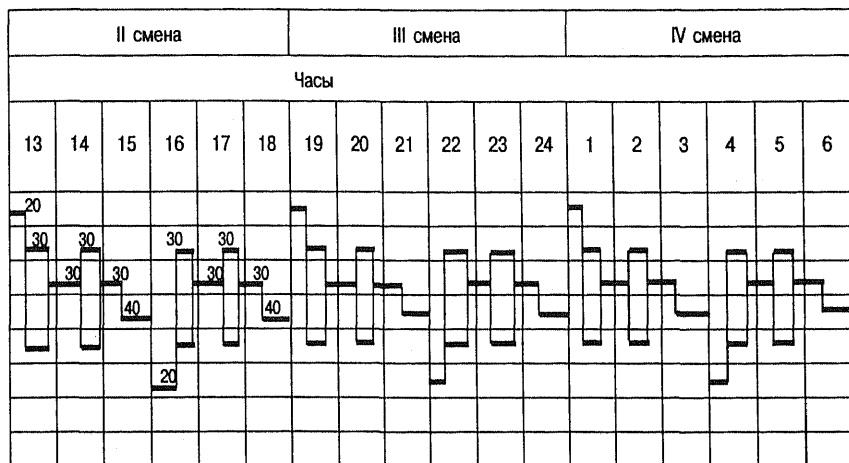
Горную массу транспортировали из забоев скребковыми и ленточными конвейерами С-53А, СР-70М, 1ЛТП-80, 2ЛТ-80 и др. Материалы и оборудование доставляли в забой в волокушах лебедками ЛВД-24 и ЛВД-34, а в вентиляционных штреках — на платформах по рельсовому пути.

Бригада состояла из 34–38 человек, разделенных на звенья. Работы велись в три проходческие и одну ремонтно-подготовительную смены. В проходческие смены в каждом забое трудилось звено из 5–6 проходчиков, в ремонтно-подготовительную — звено из 8–9 человек (горнорабочие по доставке крепежных материалов и оборудования и электрослесари по ремонту). В эту смену проводили планово-предупредительные ремонты комбайна, других машин и механизмов, доставку материалов и оборудования, наращивание конвейеров, трубопроводов, перенос датчиков контроля воздуха и метана и другие вспомогательные работы.

При проведении выработок комбайн обслуживали 5 человек: машинист и 4 проходчика. Машинист производил выемку угля, 2 проходчика зачищали уголь у боков выработки, следили за работой конвейера, двое — доставляли в забой материалы, цепи, решетки. Наращивание скребкового конвейера производили через каждые 2,5 м подвигания забоя. После выполнения двух заходов комбайн отключали от электросети, производили оборку забоя и крепление выработки.

Подвигание забоя за смену составило в среднем 15 м. Максимальная суточная скорость проведения выработок равнялась 84 м, сменная — 18 м, производительность труда проходчика — 30,4 м/мес.

Бригада проходчиков на шахте «Октябрьская» в Кузбассе проводит одновременно две выработки комбайнами ГПКС и ГПК по пластам мощностью 2,3–3 м, разделяет сопряжения, заезды на вентиляционные штреки лав, ниши под электроаппаратуру и оборудование для ведения проходческих и очистных работ.



1ГПКС (12 циклов в сутки)

Пласты отрабатывают длинными столбами по простиранию, длина проводимых конвейерных и вентиляционных штреков лав изменяется от 800 до 1500 м. Площадь сечения выработок в проходке составляет 8,5–12 м², в свету — 7–10 м². Крепят их деревянной, смешанной и комбинированной крепями. В части выработок используют металлическую анкерную крепь длиной 1,6–1,8 м.

Горную массу из забоя транспортируют скребковыми и ленточными конвейерами до общего погрузочного пункта на откаточном горизонте. Материалы и оборудование в уклонные поля доставляют по уклону в вагонетках до устья проводимых выработок. Здесь их перегружают в волокуши и с помощью лебедок ЛВД-24 доставляют в забой. Погрузочная лебедка ЛВД-24 соединена с комбайном и перемещается вместе с ним по мере подвигания забоя.

Для улучшения проветривания и доставки материалов применяют следующую схему проведения выемочных штреков большой протяженности. После подвигания конвейерного и вентиляционного штреков на 500–800 м от уклона между ними проводят разрезную печь. В конвейерном штреке от уклона до печи устанавливают обычно ленточный конвейер.

Проведение выработок ведут с использованием постоянных схем транспорта, электро- и водоснабжения, которые в последующем используют при отработке лав.

Режим работы в забое — шестидневная рабочая неделя с четырьмя шестичасовыми сменами в сутки и двумя выходными днями: одним общим — в воскресенье, другим — по скользящему графику среди недели. Первая смена — ремонтно-подготовительная, остальные — по проведению выработок. Списочный состав бригады — 38 человек. В ремонтно-подготовительную смену в оба забоя выходят восемь проходчиков и четыре электрослесаря. Они производят планово-предупредительный ре-

Операции	Число проходчиков	I смена					
		1	2	3	4	5	6
Подготовительно-заключительные	6						
Выемка горной массы комбайном	1						
Обслуживание перегружателя, комбайна, зачистка почвы	1						
Перетяжка боков выработки и подготовка крепи	2						
Установка рам и перетяжка кровли	4						
Наращивание конвейера, вентиляционных труб	4						

Рис. 13.10. График организации работ при скоростном проведении конвейерных штреков

монтаж оборудования, перенос электроаппаратуры, наращивание конвейеров, става водоснабжения и др. Крепежные материалы и оборудование в забой доставляет специальная бригада доставщиков — такелажников. В последний час ремонтно-подготовительной смены проходчики выполняют работы по проведению выработки. Операции проходческого цикла выполняют обычно следующим образом. Машинист комбайна производит отбойку горной массы на 0,7–1 м, что соответствует шагу установки крепи. В это время его помощник следит за погрузкой массы с перегружателя комбайна на скребковый конвейер, за силовым кабелем, шлангами орошения и зачищает почву выработки. Время выемки горной массы при подвигании забоя на 0,7 м составляет 15–20 мин. После подвигания забоя на цикл комбайн останавливают и всем звеном устанавливают крепь. На возведение крепи цикла затрачивают в среднем 20–30 мин.

На рис. 13.10 показан график организации труда при скоростном проведении конвейерных штреков комбайнами ГПК по пласту Байкаимскому мощностью 3,5–3,6 м с углом падения 6°. Строение пласта сложное — содержит два породных прослойка общей мощностью 0,4–0,5 м крепостью $f = 2 \div 4$. Боковые породы пласта представлены трещиноватым, слабоустойчивым алевролитом.

Площадь сечения штреков в проходке составляет 11–12 м², в свету — 8,5–9 м². Крепь деревянная, трапециевидная, с перетяжкой кровли и боков деревянными затяжками. Шаг установки крепи — 0,7 м.

Подвигание забоя за смену равно 6–7 м, за сутки — 18–21 м, за месяц — 550–640 м.

Рассмотрим опыт строительства квершлага № 1 на шахте им. газеты «Комсомольская правда» АО «Ростовуголь» буровзрывным способом с использованием отечественного оборудования и технологии фирмы «Дайльман–Ханиель» (ФРГ)*. Опыт интересен тем, что позволя-

* Использованы материалы отчета ТОО «Горизонт-Л» по работе «Оказание технической помощи в проведении квершлага № 1 большого сечения и протяженности с использованием отечественного и импортного оборудования (внедрение новой техники и технологии)».

II смена						III смена						IV смена					
Часы																	
7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
[График работы II смены]						[График работы III смены]						[График работы IV смены]					

комбайном (28 циклов в сутки)

ет сделать анализ трудоемкости всех процессов проходческого цикла с использованием отечественного и импортного оборудования и наметить пути повышения темпов проходки выработок с помощью буровзрывной технологии.

Квершлаг длиной 9,5 км предназначен для вскрытия запасов Сулинского месторождения, расположенного в 9 км севернее шахты им. газеты «Комсомольская правда», его проходят в сложных горно-геологических условиях. Для обеспечения условий проведения квершлага через 2,6 км строят вентиляционную скважину диаметром 1 м, а через 4,3 км — вентиляционный ствол диаметром 2,3 м. Квершлаг проходят на глубине 400 м, на 90% своей протяженности он пересекает крепкие, устойчивые породы, представленные, в основном, песчанистыми сланцами и песчаниками крепостью $f = 7 \div 15$.

Сечение выработки составило: в проходке — 17,7 м², в свету — 14,4 м². Крепление производили аркой АП-15,5 с металлической сетчатой затяжкой по периметру, с последующей, через 40 м, заменой на железобетонную, с закладкой пустот закрепного пространства породой вручную. Плотность установки — 1,1 рамы/м.

В проекте предусматривалось применение следующего оборудования для проходки квершлага:

- 2-х бурильных установок УБШ-214А;
- породопогрузочной машины 1ППН-5Э;
- 2-х электровозов К-14М;
- вагонеток УВГ-2,5;
- стрелочного перевода — разминки с отставанием до 120 м;
- лазерного указателя направления ЛУН-1.

Проветривание квершлага производили вентилятором ВМЦГ-7 по вентиляционным трубам диаметром 800 мм.

В качестве временного крепления при установке комплекта крепи применяли гидростойки. В качестве крепи усиления в забое при БВР использовали 4 анкера на каждую раму и деревянные распорки между рамами и боками выработки.

При этих условиях средняя скорость проведения квершлага достигала 40–50 м в месяц, что не могло обеспечить своевременное его проведение с учетом протяженности в 9,5 км. В связи с этим был заключен контракт с фирмой «Дайльман–Ханиэль» («Д–Х») на поставку оборудования, его монтаж и внедрение немецкой технологии проведения выработки.

Импортное оборудование для проходки квершлага включает:

- двухманипуляторную бурильную установку фирмы «Д–Х» ВТ-200-1,3 с гидравлическими перфораторами НВМ-160 (НВМ-100);
- боковой погрузчик фирмы «Д–Х» G-210 с телескопической стрелой и емкостью ковша 2 м³;
- подвесной проходческий полук грузоподъемностью 1,5 т, длиной 6210 мм и шириной 4644 мм.

Доставку вагонов ВГ-2,5 в забой и обратно производят электровозом К-14М и маневровыми пневматическими лебедками типа ЛП-1 (рис. 13.11).

Для возможности использования (разминочки) оборудования сечение квершлага увеличили до 17,3 м² в свету и 21,7 м² в проходке.

Крепление квершлага осуществляли с помощью арочной крепи АП-18,3 с шагом крепи 0,9 м, в забое производили затяжку кровли по периметру металлической сеткой и расклинку арки в кровлю деревянными кострами.

С отставанием до 40 м производят замену сетчатой затяжки на железобетонную, извлекают деревянные костры и закрепное пространство забучивают породой, что осуществляют вручную с проходческого полка.

Для проветривания забоя используют вентиляторы местного проветривания фирмы «Корфманн» и немецкие вентиляторные трубы диаметром 800 мм в соответствии с составленным проектом проветривания, что позволило увеличить количество воздуха в забое вдвое. При длине квершлага 2 км в забой подавали 450–500 м³ воздуха в минуту. Полностью пересмотрен и внедрен паспорт БВР, что позволило: отказаться от раздельного взрывания вруба и забоя, то есть сэкономить время на проветривание забоя и очистку шпуров; прекратить «выбивание» рам крепи при установке их вплотную к груди забоя; до оптимального снизить количество шпуров и расход ВМ; впервые применить вруб с тремя шпурами диаметром 65 мм, не заряженными ВМ, что дало значительный качественный эффект; свести к минимуму переборы сечения; довести КИШ до 0,95, что выше среднего по шахте на 10–15%.

Расчеты немецких специалистов и максимальные фактические достижения при проходке квершлага № 1 обосновывают реальность достижения при использовании технологии «Д–Х» скорости проходки 5,4 м/сут (3 цикла за сутки) или 162 м/мес.

Наряду с предложенным специалистами Ростовгипрошахта технологическим вариантом проведения квершлага с использованием отечественного оборудования были рассмотрены еще несколько вариантов, лучшим из которых признан следующий: погрузочная машина МПК-3, бурильная установка БУЭ-3Т (УБШ-313), разминовка, электровоз К-14М (рис. 13.12).

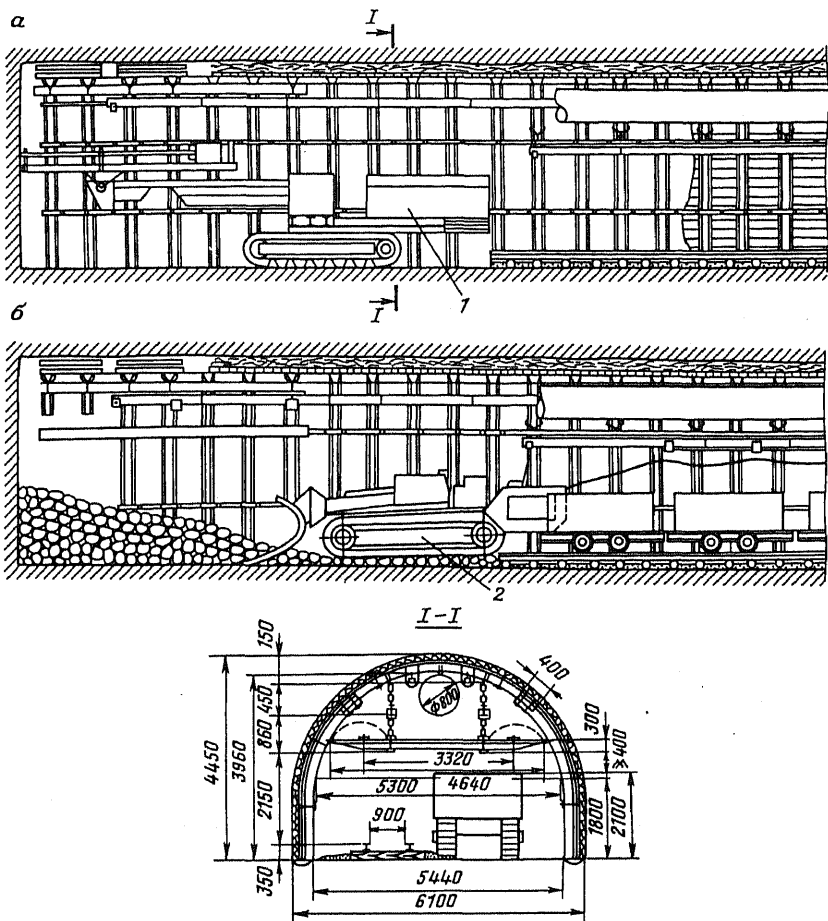


Рис. 13.11. Технологическая схема проведения квершлага буровзрывным способом с использованием оборудования фирмы «Дайльман-Ханиэль»: а — при бурении шпуров; б — при уборке породы; 1 — буровая установка ВТ-200-1,3; 2 — погрузочная машина G-210

Расчет потенциальных возможностей этой технологии применительно к условиям проведения квершлага при непрерывном режиме работы забоя (при $S_{св} = 14,4 \text{ м}^2$, $S_{пр} = 17,7 \text{ м}^2$, числе шпуров — 88, подвигании забоя за цикл — 1,8 м) позволяет достичь скорости проходки около 90 м/мес*.

* За основу принята технологическая схема П-19 (см. «Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах». — Ч. II. — С. 61–64. — М., 1991 г.).

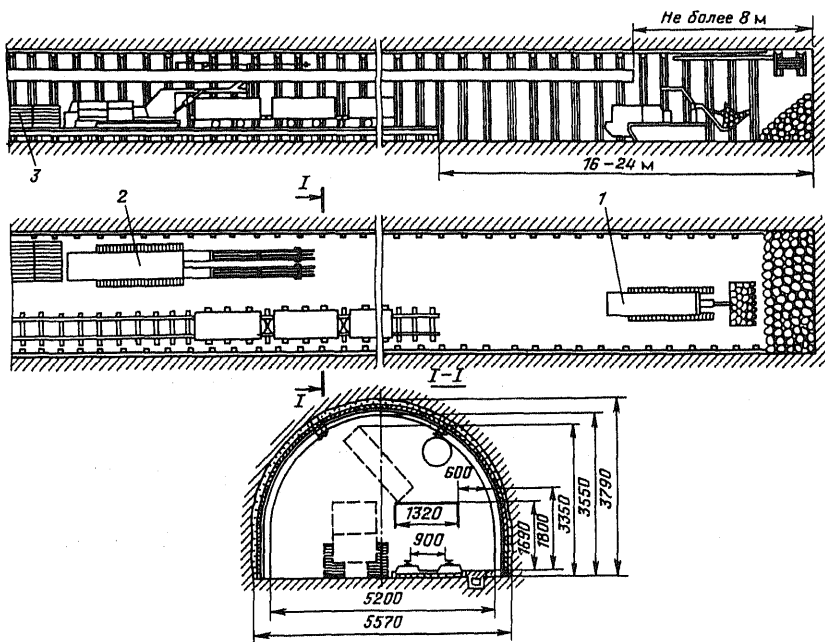


Рис. 13.12. Технологическая схема проведения квершлага буровзрывным способом с использованием погрузочной машины МПК-3 и бурильной установки БУЭ-3Т:
 1 — погрузочная машина; 2 — буровая установка; 3 — склад материалов

Сравнение технологических вариантов проведения горных выработок базируется на анализе либо проектных (потенциально возможных) показателей, либо фактически достигнутых результатов. В связи с тем, что при проходке квершлага № 1 по технологии фирмы «Дайльман—Ханиэль» достигнуты стабильно высокие технико-экономические показатели, имеет смысл сравнить фактические данные с теми, которые могли быть достигнуты при использовании отечественной технологии не только в аналогичных горно-геологических условиях, но и при соответствующих уровнях организации труда и производства и режиме работы подготовительного забоя. Поскольку отечественная проходческая техника обеспечивает ранее запланированное сечение ($S_{св} = 14,4 \text{ м}^2$, $S_{пр} = 17,7 \text{ м}^2$), приближенный к реальным условиям график организации работ должен быть рассчитан именно на первоначальное сечение квершлага.

Фактический график организации проведения квершлага по технологии фирмы «Дайльман—Ханиэль», скорректированный специалистами шахты и ТОО «Горизонт-Л» на скорость проходки 108 м/мес — 2 цикла в сутки, цикл за 2 смены, представлен на рис. 13.13.

В основу расчета легли следующие фактические данные, представленные в табл. 13.8.

Таблица 13.8

Месяц	Скорость проходки, м/мес	Число выходов, всего человеко-смен (человек в смену)				
		Проходчики	Электро-слесари	Машинисты электровоза	Горно-рабочие	Всего
VI	110	856 (7,13)	221 (1,84)	189 (1,58)	144 (1,2)	1410 (11,7)
VII	112	883 (7,12)	212 (1,71)	195 (1,57)	275 (2,22)	1565 (12,6)
IX	115	899 (7,49)	223 (1,86)	221 (1,84)	248 (2,07)	1591 (13,2)

График организации проведения квершлага по отечественной технологии, рассчитанный по моделям, которые разработаны в ИГД им. А.А.Скочинского, и скорректированный применительно к условиям работы и показателям фактического графика (см. рис. 13.13), представлен на рис. 13.14.

График предусматривает: выполнение 1,33 цикла в сутки (цикл за три смены); возможность достижения скорости проходки 72 м/мес на отечественном оборудовании в крепких породах при сечении $S_{св} = 14,4 \text{ м}^2$, $S_{пр} = 17,7 \text{ м}^2$, что подтверждается не только отдельными примерами скоростных проходок, но и официальной статистикой.

Результрирующие показатели работы забоев при одинаковой скорости подвигания забоя за цикл (1,8 м) сравниваются в табл. 13.9, данные которой показывают, что бóльшая скорость проходки (в 1,5 раза) по зарубежной технологии не сопровождается таким же ростом производительности труда рабочих (+15,4 %), но сопряжена с увеличением (на 4,8 %) общих затрат труда в выработке большого сечения по сравнению с отечественным технологическим вариантом.

Таблица 13.9

Технико-экономические показатели	Технология фирмы «Дайльман-Ханиэль»*	Отечественная технология**	Превышение уровня показателей зарубежной технологии над отечественной, %
Скорость проведения выработки:			
м/сут	3,6	2,4	+50
м/мес	108	72	+50
Производительность труда рабочего при проведении 1 м^3 выработки в свету, $\text{м}^3/\text{чел.}-\text{смену}$	1,42	1,23	+15,4
Затраты труда, чел.-смена/м	12,222	11,667	+4,8

* Для $S_{пр} = 21,7 \text{ м}^2$, $S_{св} = 17,3 \text{ м}^2$.

** Для $S_{пр} = 17,7 \text{ м}^2$, $S_{св} = 14,4 \text{ м}^2$.

Операция, вид работ	Единица измерения	Объем работ на цикл	Число рабочих	Продолжительность операции, мин	Затраты труда, чел.-мин
Подготовка к работе	–	–	11	20	220
Бурение шпуров	м	216	4	200	800
Заряжание шпуров	Число шпуров	105	–	55	–
Взрывание и проветривание	–	–	–	25	–
Подгон полка, наращивание монорельса, установка временной крепи	–	–	4	55	220
Уборка породы	м ³	39,06	4	185	740
Замена затяжки, забутовка боков и кровли выработки, укорачивание монорельса	–	–	4	200	800
Установка постоянной крепи	Число арок	2	4	60	240
Отгон полка и приведение его в безопасное состояние	–	–	4	30	120
Настилка и рихтовка пути	м	2×1,8	4	175	700
Доставка материалов	–	–	4	275	1100
Ремонт и профилактика оборудования, наращивание коммуникаций	–	–	1–2	590	935
Обслуживание электровоза	–	–	1–2	590	835
Регламентированный перерыв	–	–	11	30	330

Рис. 13.13. График организации работ по проведению квершлага по технологии

Операция, вид работ	Единица измерения	Объем работ на цикл	Число рабочих	Продолжительность операции, мин	Затраты труда, чел.-мин
Подготовка к работе	–	–	7	30	210
Бурение шпуров	м	176	4	335	1340
Заряжание шпуров	Число шпуров	85	–	50	–
Взрывание и проветривание	–	–	–	20	–
Уборка породы	м ³	31,86	4	265	1060
Установка временной крепи	Число арок	2	2–4	220	760
Настилка и рихтовка пути	м	2×1,8	4	175	700
Доставка материалов	–	–	3	335	1005
Ремонт и профилактика оборудования, наращивание коммуникаций	–	–	1–2	540	875
Обслуживание электровоза	–	–	1–2	600	805
Регламентированный перерыв	–	–	7	45	315

Рис. 13.14. График организации работ по проведению квершлага буровзрывным

Таблица 13.10

Операция	Технология фирмы «Дайльман—Ханиэль»		Отечественная технология		Прирост (+) или снижение (-) уровня показателей, %	
	Продолжи- тельность операции $t_{Д-Х}$, мин/цикл	Затраты труда на операцию $T_{Д-Х}$, чел.- мин/цикл	Продолжи- тельность операции $t_{от}$, мин/цикл	Затраты труда на операцию $T_{от}$, чел.- мин/цикл	$t_{от}/t_{Д-Х}$	$T_{от}/T_{Д-Х}$
Несовмещенные и частично несовмещенные операции проходческого цикла, опреде- ляющие его продолжительность						
Подготовка к работе	20	220	30	210	+50	-4,5
Бурение шпуров	200	800	335	1340	+67,5	+67,5
Заряжание шпуров	55	605	50	350	-9,1	-42,2
Взрывание и провет- ривание	25	275	20	140	-20	-49,1
Уборка породы	185	740	265	1060	+43,2	+43,2
Установка постоян- ной крепи	60	240	160	640	+166,7	+166,7
Отгон полка и приве- дение его в безопас- ное состояние	30	120	—	—	—	—
Настилка и рихтовка пути	115	460	175	700	+52,2	+52,2
Регламентированный перерыв	30	330	45	315	+50	-4,5
Итого	720	3790	1080	4755	+50	+25,5
Совмещенные и частично совмещенные операции проходческого цикла						
Подгон полка, нара- щивание монорель- са, установка вре- менной крепи	55	220	—	—	—	—
Установка времен- ной крепи	—	—	60	120	—	—
Замена затяжки, забу- товка боков и кровли выработки, укорачи- вание монорельса	200	800	—	—	—	—
Настилка и рихтовка пути	60	240	—	—	—	—
Доставка материалов	275	1100	335	1005	+21,8	-8,6
Ремонт и профилак- тика оборудования, наращивание комму- никаций	590	935	540	875	-8,5	-6,4
Обслуживание элект- ровоза	590	835	600	805	+1,7	-3,6
Итого	—	4130	—	2805	—	-32,1
Всего	720	7920	1080	7560	+50	-4,6

Сравнительную оценку обеих технологий и определение основных рекомендаций позволяет произвести сопоставление данных, приведенных в табл. 13.10.

По данным таблицы, наибольшее сокращение продолжительности цикла (на 135 мин, или на 67,5 %) при использовании технологии фирмы «Д-Х» характерно для процесса бурения шпуров 2-манипуляторной бурильной установкой ВТ-200-1,3 с гидроперфораторами НВМ-160 (НВМ-100), несмотря на увеличение общего числа шпуров в выработке большого сечения. Это связано с высокой производительностью бурения (1,2–1,5 м/мин при изменении крепости пород соответственно от 10 до 16), кратковременностью перехода от шпура к шпуру (до 1 мин) и забуривания. Как правило, средний нижний шпур обуривают одной установкой, после чего производят параллельное обуривание контурных шпуров в разные стороны, далее одна машина бурит скважины и врубовые шпуры, а другая — отбойные.

Значительного сокращения продолжительности цикла (на 80 мин) достигают и на погрузке породы грузчиком G-210 с телескопической рукоятью и ковшом емкостью 2 м³, несмотря на возрастание объема погрузки в выработке большого сечения. Это объясняется увеличенной емкостью ковша (вдвое по сравнению с МПК-3) и существенным уменьшением времени на его разгрузку в вагон при наличии телескопической рукояти («точность попадания»). Этому же способствует некоторое совмещение погрузки породы с операциями по возведению временной крепи при установленном у забоя полке.

Большой выигрыш времени (100 мин) достигается при установке рам постоянной крепи как за счет механизированного подвижного полка, так и при его отсутствии у забоя — за счет использования гидрофицированного погрузчика с ковшом — платформой большой емкости. При этом работы по замене решетчатой затяжки на железобетонную, забутовке боков и кровли выработки, укорачиванию полкового монорельса выполняют совмещенно с другими работами временной цепочки, что значительно сокращает продолжительность цикла, но увеличивает (на 500 чел.-мин) затраты труда по его выполнению.

Разница в продолжительности и трудоемкости выполнения остальных операций существенно не влияет на конечные результаты использования сравниваемых технологических вариантов.

При этом следует отметить, что хотя операции по настилке и рихтовке постоянного пути по технологии «Д-Х», с одной стороны, значительно сокращают продолжительность цикла, за счет частичного их совмещения с другими работами, с другой стороны, они заметно сдерживают общие темпы проходки, что, безусловно, необходимо учитывать.

Сравнительная оценка технологических вариантов показывает, что технология фирмы «Д-Х» имеет значительные преимущества благодаря повышению темпов проходки полевых и углепородных выработок большого сечения в крепких породах, что особенно важно при реализации программ развития перспективных шахт, остро нуждающихся в сокращении сроков подготовки новых горизонтов и выемочных полей (особенно при полевой подготовке).

ГЛАВА 14*

ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

Камеры различного назначения обычно расположены в околоствольном дворе и их можно условно разделить на две группы: *основные камеры* — комплекс главного водоотлива, склад ВМ, электровозное депо, электроподстанция, насосная и *вспомогательные камеры* — медпункт, ожидания, противопожарного поезда, санузел и др.

Основные камеры имеют площадь поперечного сечения до 50 м² и протяженность до 150 м. Площадь сечения вспомогательных камер, как правило, не превышает 15 м², а длина — 20 м.

Камеры имеют разнообразные формы и размеры, что обусловлено обширной областью применения, физико-механическими свойствами пересекаемых пород, материалами крепи, сроками службы.

Размеры камер определяют в зависимости от их назначения, исходя из габаритов монтируемого оборудования, размещения кабелей, трубопроводов и поддерживающей их арматуры и с учетом необходимых проходов. Камеры околоствольного двора в зависимости от их размеров и свойств пересекаемых пород проходят сплошным или уступным забоем, слоями сверху вниз или снизу вверх, передовым забоем с последующим расширением.

14.1. ОСНОВНЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение камер обычно осуществляют с применением буровзрывной технологии.

При выборе оборудования для бурения шпуров, погрузки и транспортировки горной массы необходимо учитывать конфигурацию выработок и камер, для которых характерны следующие особенности:

- большинство транспортных выработок имеют ограниченную протяженность и криволинейность в плане;
- камеры имеют малую протяженность и относительно близкое расположение между собой;
- в околоствольном дворе имеется большое число пересечений и сопряжений выработок;
- выработки имеют различные площади сечения.

Эти особенности вызывают необходимость по-иному подходить к выбору проходческого оборудования, машин и механизмов для удаления горной массы из забоя и дальнейшей ее транспортировки по сравнению с обычной практикой при проведении протяженных горизонтальных выработок.

* При написании главы использованы материалы проф. П.С. Сыркина.

Для обеспечения эффективной работы при проведении камер следует отказаться от бурильного и погрузочного оборудования, перемещающегося по рельсовым путям, и применять самоходное оборудование на пневмоколесном ходу. Там же, где не удастся придерживаться этой рекомендации, приходится использовать самоходные бурильные и погрузочные машины на рельсовом пути.

Важное значение при выборе машин и механизмов имеет то, в какой стадии находятся горные работы в околоствольном комплексе горных выработок.

В начале строительства околоствольного комплекса горных выработок следует выбирать наиболее маневренное и менее уязвимое при ведении взрывных работ горнопроходческое оборудование.

Разрушение породы. В настоящее время наиболее прогрессивным способом проходки горных выработок является комбайновый. Этот способ применяется в определенных горно-геологических и технологических условиях. Ограничением для применения этого способа являются относительно невысокая прочность и абразивность горных пород. Обязательное условие для применения — наличие технологического отхода большой протяженности.

В большинстве бассейнов, где выработки околоствольного двора проходят, как правило, по породным забоям различной крепости и абразивности, основным способом проходки, как уже было сказано, является буровзрывной. Порядок определения параметров буровзрывных работ (типа и расхода ВВ, глубины, количества, диаметров и расположения шпуров) может быть аналогичным определению параметров БВР при проведении протяженных выработок по породе.

При проходке выработок буровзрывным способом важное значение имеет правильный выбор комплекта горнопроходческого оборудования. При выборе отечественного и зарубежного оборудования можно воспользоваться данными отраслевого каталога и каталога проходческого оборудования зарубежных фирм.

В настоящее время при сооружении технологических отходов и камер небольшой длины там, где не могут быть применены бурильные установки (выработки, примыкающие к основным выработкам под прямым углом, и выработки с углом наклона более 8°), часто используют перфораторы. Бурение шпуров производят перфораторами с пневмоподдержками, электро- и пневмосверлами. В выработках высотой более 2,5 м бурение верхних шпуров ручным инструментом ведут с подмостей.

Ручными перфораторами бурят шпуров диаметром 32–40 мм (ПП36В), 40–46 мм (ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В). Глубина шпуров — до 4 м.

Телескопические перфораторы (ПТ-29, ПТ-36, ПТ-45, ПТ-4, ПТ-45ЛП) предназначены для бурения шпуров глубиной до 15 м при проходке восстающих выработок и для крепления анкерной крепью.

Колонковые перфораторы (КЦМ-4, КС-50) применяют для бурения шпуров и скважин диаметром 40–85 мм и глубиной до 40 м.

Бурильные установки позволяют полностью механизировать процесс бурения шпуров. Установки смонтированы на колесно-рельсовом ходу, гусеничном или пневмоходе, их оборудуют одной или двумя бурильными машинами. В породах с $f \leq 8$ применяют вращательные бурильные установки, а в крепких породах с $f \leq 16$ — универсальные установки БУЭ-1м, БУЭ-3, БКГ-2, а также вращательно-ударные установки БУ-1, БУР-2, СБУ-2м и 1СБУ-2К с пневмоприводом. В породах с $f \leq 20$ используются установки, оснащенные перфораторами СБК-2Н и 2УБН-2П.

Погрузка и транспорт породы. При проведении камер для погрузки и доставки породы могут быть приняты два варианта:

- с использованием самоходных погрузочных машин и доставки породы из забоя с помощью аккумуляторных электровозов, скребковых конвейеров и скреперных погрузчиков;

- с использованием погрузочно-доставочных машин с грузонесущим кузовом (бункером) или грузонесущим ковшом.

При первом варианте используют погрузочные машины с рабочим органом периодического действия (ковшовые, для погрузки породы с $f > 10$) и непрерывного действия в виде загребующих лап. Погрузочные машины типа ППМ, как правило, на колесно-рельсовом ходу, с ковшовым рабочим органом имеют нижний захват горной массы. Машины с боковой разгрузкой ковша типа МПК-3 и погрузочные машины непрерывного действия типа ПНБ выпускают на гусеничном ходу.

Погрузочные машины типа ПНБ по сравнению с машинами периодического действия имеют хорошую маневренность, неограниченный фронт погрузки. Они могут быть применены в наклонных выработках с углом наклона при проходке снизу вверх до 8° , сверху вниз — до 18° .

Скреперные погрузчики рекомендуется использовать в случаях, когда невозможно или неудобно применять машину типа ПНБ (выработки небольшой протяженности, примыкающие к основным выработкам под прямым углом, например: камера ожидания, медпункт, преобразовательная и др.). При проходке наклонных вентиляционных выработок склада ВМ и зарядной, а также водотрубного ходка с углом наклона $20-30^\circ$ из забоя взорванную породу по стальным листам (решеткам) спускают вниз, где ее грузят машиной ПНБ в вагонетки.

В табл. 14.1 приведены рекомендуемые комплексы оборудования для проведения отдельных выработок околоствольного двора и камер.

Практика проведения камер, особенно на рудниках, показала высокую эффективность применения погрузочно-доставочных машин, работающих на пневмо- и электроэнергии. При применении таких машин на их производительность существенное влияние оказывает дальность транспортировки породы от забоя выработки до бункера.

Транспортирование горной массы проводят в несколько этапов. На первом этапе до проходки малого транспортного кольца (входная ветвь клетового ствола, ходок для целей строительства и грузовая ветвь скипового ствола) откатку вагонов производят с использованием малоэффективных транспортных средств — маневровых лебедок, что, безусловно, оказывает влияние на скорость проходки. На втором этапе

Таблица 14.1

Выработки и камеры	Комплексы оборудования, предназначенные для пород крепостью	
	$f < 6$	$f = 6 \div 10$
Протяженные однопутные и двухпутные выработки, сопряжения, камера посадки людей	1ПНБ-2 БУЭ-2М (БУР-2) ПП63В (ЭРП18Д2м) ЛПТ-4	2ПНБ-2 БУР-2 (БУЭ-3) ПП63В ЛПТ-4
Насосная камера, камера электроподстанции с заездами, гараж — зарядная, ремонтная мастерская	1ПНБ-2 БУР-2 (СБУ-2м) ПП63В (ЭРП18Д2м)	2ПНБ-2 СБУ-2м (БУЭ-3) ПП63В
Склад ВМ с заездом	1ПНБ-2 ПП63В (ЭРП18Д2м)	2ПНБ-2 ПП63В
Водосборник, осветляющий резервуар, камеры преобразовательной подстанции, камеры ожидания, медпункта, проборазделочной	1ПНБ-2у (скрепер) ПП63В (ЭРП18Д2м)	Скрепер ПП63В
Вентиляционная сбойка для проветривания склада ВМ и зарядной, водотрубный ходок	1ПНБ (скрепер) ПП63В (ЭРП18Д2м)	2ПНБ-2 (скрепер) ПП63В

до замыкания большого транспортного кольца откатку вагонеток производят электровозами в сочетании с маневровыми лебедками. В этом случае лебедки транспортируют вагонетки по ходу, предназначенному для целей строительства, и на закруглениях, а электровозы — во всех остальных выработках. Формирование составов порожних и груженых вагонов осуществляют в ближайшей двухпутной выработке или камере, оборудованной стрелочными переводами или съездами. Обмен вагонеток в призабойной зоне происходит с помощью перекатных роликовых платформ. В двухпутных выработках загрузку вагонов производят попеременно (то на одном, то на другом пути) с откаткой состава груженых и доставкой состава порожних вагонеток электровозом. До замыкания большого транспортного кольца зарядку аккумуляторных батарей осуществляют на земной поверхности, а замену батарей — в сопряжении клетового ствола. В дальнейшем, до ввода в действие постоянной зарядной камеры, зарядку батарей производят во временной зарядной, размещенной в камере проборазделочной.

В камерах небольшой протяженности, примыкающих к основным выработкам (камере ожидания, медпункте и др.), транспортирование горной массы производят скребковыми конвейерами с последующей перегрузкой в вагонетки, располагаемые в примыкающих выработках.

Потребность в парке вагонеток и электровозов определяют в каждом конкретном случае в зависимости от развития горных работ.

Крепление. В процессе погрузки и транспортировки горной массы из забоя камеры устанавливают временную крепь. В качестве временной крепи применяют анкерную или металлическую податливую арочную крепь. Использование анкерной крепи предпочтительнее. При выборе типа анкеров следует применять железобетонные или полимерные анкеры. Эти типы анкеров обеспечивают их закрепление в породе на всю

длину, создают условия возможного упрочнения трещиноватых пород и исключают потерю прочности из-за коррозии металла. Временная анкерная крепь может быть в зависимости от устойчивости пересекаемых пород усилена за счет увеличения плотности анкеров, а также дополнительным применением арматурной сетки или слоя набрызгбетона. Обычная плотность анкеров составляет 1–1,2 анкера на 1 м² поверхности свода выработки при длине анкеров в пределах 1,7–2,5 м. Диаметр металлического стержня анкера — 19–20 мм. Анкеры изготавливают также из стали периодического профиля класса АIII–AIV с диаметром 18–22 мм. Бурение шпуров для анкеров можно осуществлять с помощью передвижной бурильной машины.

При использовании анкерной крепи как постоянной для ее усиления целесообразно после взрывания шпуров и оборки кровли наносить слой набрызгбетона на периметр выработки толщиной 3–5 см. При производстве работ по нанесению набрызгбетона используют машины типа БМ-60.

Эти машины располагают в одной из камер околоствольного двора, откуда по материальному трубопроводу заготовленную смесь подают к забое сооружаемой выработки. Одновременно с нанесением набрызгбетона на его поверхностный слой укладывают (при наличии контурного взрывания) и закрепляют с помощью штырей металлическую сетку. После упрочнения породы набрызгбетоном производят установку анкеров и далее на металлическую сетку дополнительно наносят набрызгбетон с толщиной слоя 10–15 см. Такая конструкция крепи выработок может быть принята в породах типа песчаника и песчанистого сланца с крупнослойистой структурой прочностью 50–70 МПа. В менее устойчивых породах с большей склонностью к вывалам можно дополнительно устанавливать металлическую податливую арку из спецпрофиля СВП через 1 м с усилением внутренней оболочки набрызгбетона толщиной 15–20 см.

Наряду с использованием в качестве постоянной комбинированной крепи из анкеров и набрызгбетона также возможно применение крепи из монолитного бетона, металлбетона и железобетона. Применение монолитной бетонной крепи при сооружении камер менее целесообразно, так как они имеют большое количество различных сечений, сопряжений и пересечений, что при применении монолитной бетонной крепи вызовет необходимость иметь различные формы опалубок, а это усложнит работы по креплению.

Металлбетонная крепь требует большого расхода металла на каркасы, которые обычно изготавливают из двутавровых балок № 18-27. Для выработок площадью сечения в свету 11–12 м² и шагом крепи 1 м расход металла на каркас из балок № 18 достигает 230–300 кг/м. Металлические каркасы устанавливают непосредственно под породу, причем растянутая зона бетона — заполнителя в крепи обычно не армирована, что приводит к вывалам бетона; каркасы разрезают бетонное заполнение на отдельные элементы и при малом сцеплении бетона с металлом практически исключается их совместная работа; холодное гнутье двутавровых

балок малыми радиусами приводит к перенапряжениям в структуре металла, в результате чего часто наблюдается скручивание металлических каркасов.

На практике при креплении выработок металобетоном имеют место значительные деформации крепи, вызывающие большие затраты по ремонту выработок.

Для механизации возведения монолитной бетонной крепи используют различные машины и комплексы. В шахтном строительстве часто применяют комплекс бетоноукладочный БУКЗ.УБ, предназначенный для укладки бетонной смеси за опалубку из обычных шахтных вагонеток или прямой загрузки из трубопровода. Для доставки готовой бетонной смеси к месту бетонирования и укладки ее за опалубку используют также бетоноукладчик пневматический ПБ2.

Вспомогательные работы. Вентиляцию забоев проходимых камер осуществляют за счет сквозной струи общешахтной вентиляции и вентиляторами местного проветривания. Целесообразно по мере развития горных работ развивать сеть выработок, проветриваемых струей общешахтной вентиляции.

Тупиковые выработки проветривают вентиляторами местного проветривания. Расчет вентиляции обычный: по количеству одновременно взрываемого ВВ, числу работающих людей, минимальной скорости движения воздуха и тепловому режиму. Обычно для проветривания применяют вентиляторы СВМ-6М2 или ВМ-6. В выработках площадью поперечного сечения 24 м² и более применяют два вентилятора, работающих по параллельной схеме. При длине тупиковой выработки до 60 м и в выработках небольшого (до 7 м²) поперечного сечения длиной до 80 м применяют вентиляторы ВМ-4. Для подачи воздуха в забое применяют гибкие ставы труб диаметром 0,5–0,6 м. Вентиляторы необходимо устанавливать на свежей струе воздуха на расстоянии 15 м от выработок, по которым перемещается загазованный воздух.

Водоотлив при строительстве камер осуществляют с помощью временных насосных установок, которые монтируют в сопряжении клетового ствола или на горизонте чистки зумпфа. В зависимости от ожидаемого притока монтируют два или три насоса типа ЦНС с тем, чтобы суточный водоприток был откачан за 16 ч. Из забоев вода поступает к стволу самотеком по водоотливным канавкам, имеющим уклон к стволу. Вода собирается в зумпфе, откуда насосом по ставу труб ее перекачивают на поверхность. После монтажа оборудования постоянной насосной станции водоотлив производят с помощью этой станции.

Сжатый воздух к забоям подают по ставам труб диаметром 150 мм и редко больше. На каждом разветвлении устанавливают задвижку и патрубков с вентилем для подключения манометра. Непосредственно к механизмам в забое сжатый воздух подают по шлангам от воздухораспределителя.

14.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПРОХОДКИ КАМЕР

Технологические схемы и организация циклического проведения камер зависят от их параметров (сечение и длина), расположения выработок в околоствольном дворе, физико-механических свойств пород, типа крепи и других факторов.

Строительство вспомогательных камер буровзрывным способом осуществляют сплошным забоем. Для бурения шпуров обычно применяют ручные перфораторы, а для погрузки породы — скреперные установки (рис. 14.1, а), погрузочные машины на колесно-рельсовом (см. рис. 14.1, б) и гусеничном ходу (см. рис. 14.1, в), погрузочно-доставочные машины — ПДМ (см. рис. 14.1, г, д).

Сооружение основных камер в зависимости от их размеров и свойств пересекаемых пород производят различно. В прочных скальных породах возможно сооружение камер с п л о ш н ы м з а б о е м, для чего необходимо специальное оборудование для бурения шпуров в виде бурильных установок, так как высота выработки бывает довольно значительной. При сооружении камер сплошным забоем возможно также использование сборно-разборных подмостей для размещения бурильщиков на двух горизонтах. Подмости монтируют обычно из двухдюймовых труб, связанных ригелями, на которые укладывают деревянные щиты. Монтаж таких подмостей занимает 15–20 мин. С них бурят шпуров в забое, а также шпуров для установки анкеров временной крепи. Перед взрыванием шпуров подмости разбирают. Погрузка взорванной породы может быть осуществлена теми же погрузочными машинами, которые применяют при проходке протяженных выработок. Наибольший эффект достигают при применении ПДМ, а также машин типа МПК.

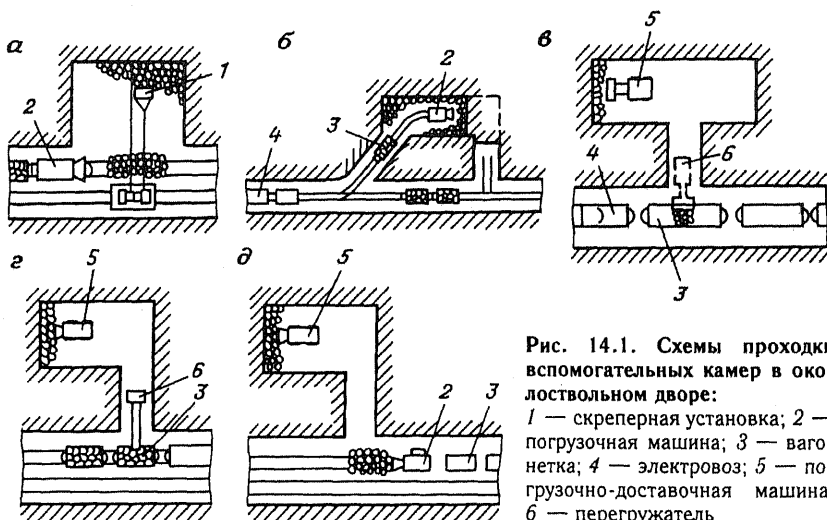


Рис. 14.1. Схемы проходки вспомогательных камер в околоствольном дворе: 1 — скреперная установка; 2 — погрузочная машина; 3 — вагонетка; 4 — электровоз; 5 — погрузочно-доставочная машина; 6 — перегружатель

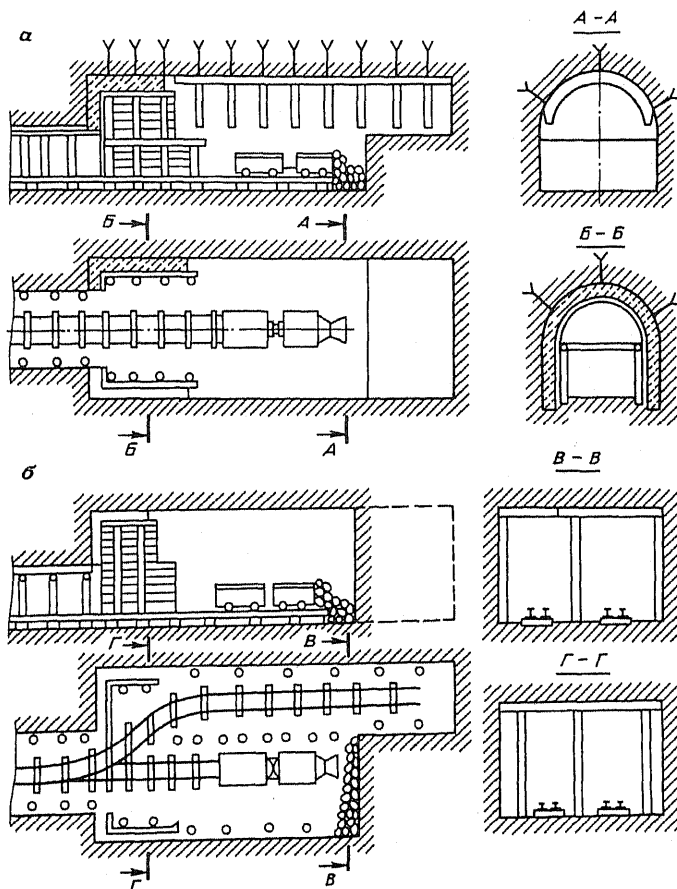


Рис. 14.2. Схемы проведения камеры уступным забоем

В породах менее прочных или трещиноватых, требующих наличия временной крепи, сооружение камер осуществляют уступным забоем. При такой схеме забой камеры разделяют на части, разработку которых ведут в определенной последовательности с опережением одной части относительно другой на одну или несколько заходов. Иногда уступ камеры разрабатывают на всю длину.

Различают два варианта проходки уступным забоем: *горизонтальным* (рис. 14.2, а) и *вертикальным* (см. рис. 14.2, б) уступом.

При проведении камер горизонтальным уступом передовой забой находится в верхней части сечения. Площадь поперечного сечения передового забоя составляет примерно 35–40% общей площади сечения камеры. Такое соотношение площадей забоев принимают исходя из рав-

ной трудоемкости работ в обоих забоях. Верхний забой имеет одну обнаженную плоскость, нижний — две. В верхнем забое шпуры бурят перфораторами на пневмоподдержках. Породу из верхнего забоя с помощью перегружателей можно грузить непосредственно в вагонетки или сначала сгружать на почву камеры и уже с нее с помощью породопогрузочных машин грузить на конвейер или же в вагонетки.

По мере выемки породы в верхнем и нижнем забое устанавливают временную крепь, в качестве которой обычно применяют анкерную, металлическую арочную, деревянную.

Достоинствами способа является отсутствие специальных подмостей для бурения шпуров, возможность параллельного ведения основных работ в уступах (бурение шпуров и погрузка породы), снижение стоимости буровзрывных работ за счет наличия второй обнаженной плоскости в нижнем забое. Недостаток — сложность механизации проходческих работ в верхнем уступе (ручное бурение и погрузка породы, оставшейся после взрыва на уступе). Этот способ применяют при строительстве высоких камер сечением более 15 м^2 в крепких и средней крепости породах.

Способ проведения камер вертикальным уступом находит применение в широких выработках прямоугольной формы небольшой высоты (2—3 м).

Проведение камер слоями сверху вниз. При этом способе камеру разделяют горизонтальной плоскостью на слои, выемку которых осуществляют последовательно в направлении сверху вниз (рис. 14.3, а). Для выемки верхнего слоя в начале камеры проходят наклонный съезд. Угол наклона съезда выбирают таким, чтобы обеспечить удобство доставки проходческого оборудования. Первоначально проходят на всю длину камеры верхний слой (свод), который последовательно крепят временной крепью (анкерной или металлическими арками на анкерах) и постоянной (бетонной). Высота верхнего слоя составляет 3,5—4 м для возможности использования обычного проходческого оборудования. Для удержания постоянной крепи верхнего слоя при разработке нижележащих слоев по контуру камеры верхнего слоя устраивают опорный венец, размеры которого определяют расчетным путем. Для пород средней крепости его высота и глубина находятся в пределах 0,5—0,7 м. Для увеличения прочности опорных венцов можно дополнительно установить анкеры в скважины, пробуренные в боках камеры, дополнительно подбить металлические или железобетонные стойки при выемке нижележащих слоев, а также оставить временные породные столбы. При возведении постоянной бетонной крепи стен нижележащих слоев стойки не извлекают, породные столбы отбивают.

Перед выемкой породы в следующем слое ликвидируют наклонный съезд. Затем производят выемку породы в слое на всю длину камеры и возводят постоянную бетонную крепь с применением щитовой опалубки.

Достоинства способа: безопасность работ в уступе, так как они производятся под защитой постоянной крепи (свода); возможность применения обычного проходческого оборудования; увеличение темпов прове-

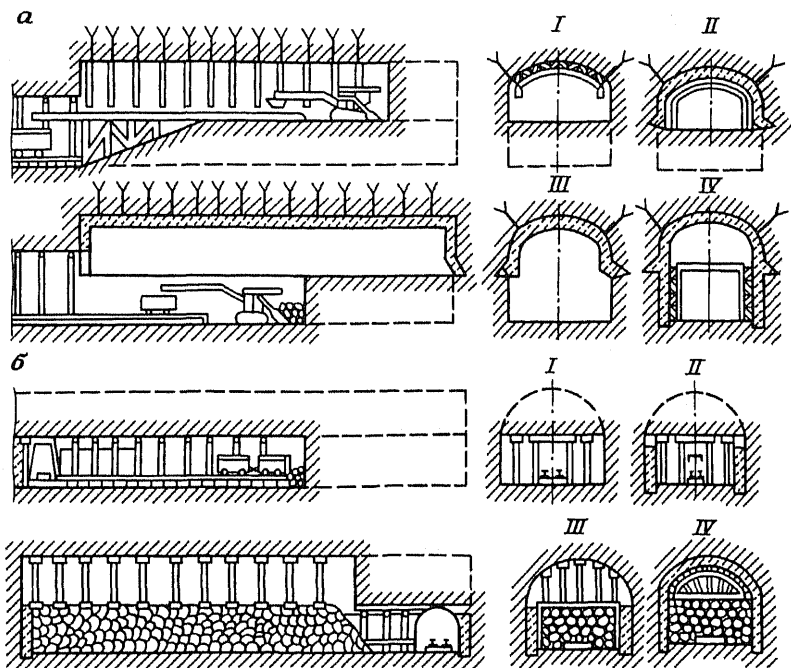


Рис. 14.3. Схемы проведения камер слоями:
I-IV — этапы работ

дения нижнего уступа благодаря совмещению во времени процессов бурения шпуров и погрузки породы, а также сокращению числа шпуров и увеличению их длины в связи с наличием второй плоскости обнажения. Недостатки: увеличение общего срока проведения камеры за счет последовательной разработки слоев по сравнению со способом проведения камер сплошным забоем; необходимость устройства откатки породы и прокладки коммуникаций в обоих слоях; сложность погрузочно-транспортных работ в верхнем слое, находящемся выше уровня откаточных путей околоствольного двора; дополнительные работы по устройству опорных венцов.

Проведение камер слоями снизу вверх (см. рис. 14.3, б). Камеры разделяют горизонтальной плоскостью на слои, разработку которых осуществляют последовательно в направлении снизу вверх. Первоначально проводят на всю длину камеры нижний слой, в котором возводят временную и постоянную (стены) крепи, затем производят выемку породы и постоянное крепление вышележащих слоев. Взорванную породу от проведения вышележащих слоев частично складывают в нижнем слое и с нее ведут работы по проведению и креплению вышележащих слоев. После установки постоянной крепи складированную породу убирают породопогрузочными машинами.

Достоинства способа: наличие одного уровня откатки породы, совпадающего с уровнем отката в околоствольном дворе; возможность применения обычного проходческого оборудования; низкая стоимость буровзрывных работ для верхнего слоя благодаря наличию второй плоскости обнажения. Недостатки: сложность доставки материалов в верхние слои; увеличение трудоемкости работ по двойной оборке кровли.

14.3. ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА СОПРЯЖЕНИЙ ВЫРАБОТОК

Под сопряжением горных выработок понимают область взаимного влияния двух и большего числа пересекающихся выработок, в которой происходит взаимное наложение зон бокового опорного давления и зон разгрузки в кровле. В результате наложения этих зон крепь испытывает, как правило, повышенное горное давление и приходится принимать меры по обеспечению прочности крепи (уменьшение шага крепи, повышение ее несущей способности и др.). Объем сопряжений горизонтальных и наклонных выработок на угольной шахте составляет всего 6–7% общего объема горных работ. Однако проходка их весьма сложна, трудоемка и занимает много времени. Это объясняется большими пролетами (до 10–12 м) и значительными обнажениями кровли, а также сложной конфигурацией и конструкцией крепи сопряжения.

Вид постоянной крепи сопряжения определяет вид крепи сопрягаемых выработок. В качестве постоянной крепи применяют *монолитную бетонную или железобетонную, сборную железобетонную, каменную, металлическую и металлбетонную крепь*. На шахтах крепь сопряжений возводят с плоским или сводчатым перекрытием. Из-за простоты конструкции и меньшего объема выемки породы крепи с плоским перекрытием имеют преимущества по сравнению со сводчатыми, что обеспечивает меньшие сроки строительства сопряжений. Однако такие крепи обладают меньшей несущей способностью и при больших пролетах требуют увеличения толщины перекрытия, что приводит к увеличению стоимости сопряжения. Поэтому крепь с плоским перекрытием преимущественно применяют при трапециевидной или прямоугольной форме поперечного сечения сопрягающихся выработок и при ширине пролета сопряжений не более 4–5 м. При ширине же пролета более 5 м и в слабых породах в сопряжениях рекомендуют применять сводчатое перекрытие.

Основными видами крепи при плоском перекрытии являются: железобетонные стойки с металлическими верхняками и смешанная крепь — бетонные стены с перекрытием из металлических балок; при сводчатом перекрытии — металлическая крепь из спецпрофиля, монолитная бетонная и железобетонная, сборная железобетонная. При креплении сопряжения металлическими рамами или сборной железобетонной крепью расширение выработки производят ступенями, что сокращает число типоразмеров сборных рам и упрощает проходку сопряжения.

Сопряжения горных выработок можно разделить на три группы, которые отличаются по условиям заложения и особенностям технологических операций.

К *первой* группе относят сопряжения, расположенные в пределах окопоствольного двора, выработки которого, как правило, залегают в крепких устойчивых породах. Срок службы сопряжений равен сроку службы шахты, блока.

Ко *второй* группе относят сопряжения, расположенные на протяженных горизонтальных выработках, охраняемых угольными целиками шириной 50—70 м. Срок их службы колеблется в пределах от срока службы шахты до срока службы крыла, панели.

К *третьей* группе относят сопряжения, расположенные на наклонных выработках, охрана которых осуществляется угольными целиками шириной 10—70 м. Для сопряжений этой группы характерно многообразие типов и материалов крепи. Срок их службы колеблется от срока службы участка до срока службы бремсбергового или уклонного полей.

Сопряжения горных выработок по виду подразделяют на *прямоугольные и остроугольные пересечения, на прямоугольные и остроугольные ответвления, разветвления под углом и по кривым, сопряжения «треугольный узел» и тупоугольные и прямоугольные примыкания.*

При выборе вида сопряжений необходимо учитывать тип транспорта и радиусы закруглений, а также основные параметры сопряжений: расчетный пролет, угол между выработками; площадь обнажения и длину участков сопрягающихся выработок, испытывающих взаимное влияние.

В зависимости от назначения и транспортной оснащённости выработок выбирают характер примыкания выработок по криволинейной траектории с радиусом закругления пути при электровозной откатке 8, 12, 20 м и более или по прямолинейной траектории при конвейерном транспорте.

Бурение шпуров, погрузку горной массы, крепление временной и постоянной крепи при строительстве сопряжений производят тем же оборудованием, с помощью которого осуществляли проходку сопрягающихся выработок.

Технологическую схему проходки и последовательность выполнения работ определяют с учетом форм и размеров поперечного сечения сопряжения, устойчивости окружающих пород и направления движения забоя по отношению к основной выработке сопряжения. В практике нашли применение в основном две схемы проходки сопряжений: с полным сечением и сечением одной из примыкающих выработок с последующим расширением до проектных размеров. В малоустойчивых породах иногда применяют строительство сопряжений независимыми забоями.

Первая схема обладает наибольшей простотой по производству работ и обеспечивает наибольшие скорости проходки и производительность труда. Эта схема имеет преимущественное применение в устойчивых по-

родах независимо от вида и размеров сопряжений. Вторую схему применяют только в слабых породах.

Проходку сопряжений по обеим схемам можно производить как со стороны основной выработки, так и со стороны разветвления сопрягаемых выработок.

В зависимости от принятой схемы строительства сопряжения все работы по выемке породы и возведению крепи разбивают на несколько этапов. Для каждого этапа характерны своя длина участка сопряжения и объем работ, по которым раздельно определяется время их выполнения.

Схема строительства сопряжения полным сечением (рис. 14.4). При проходке сопряжения со стороны основной выработки на этапе I производят выемку породы полным сечением на всю длину сопряжения с учетом размеров «утюга». Выработку при сводчатом перекрытии крепят временной крепью в виде металлической арки из швеллера на анкерах. Анкеры устанавливают несколько выше плиты свода. При

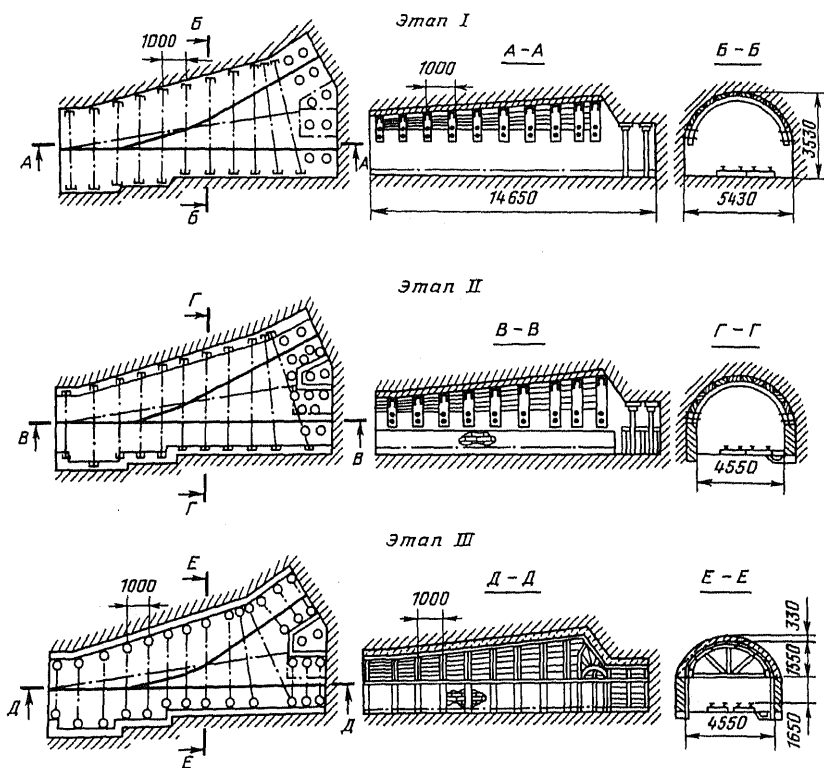


Рис. 14.4. Схема проходки сопряжения полным сечением со стороны основной выработки

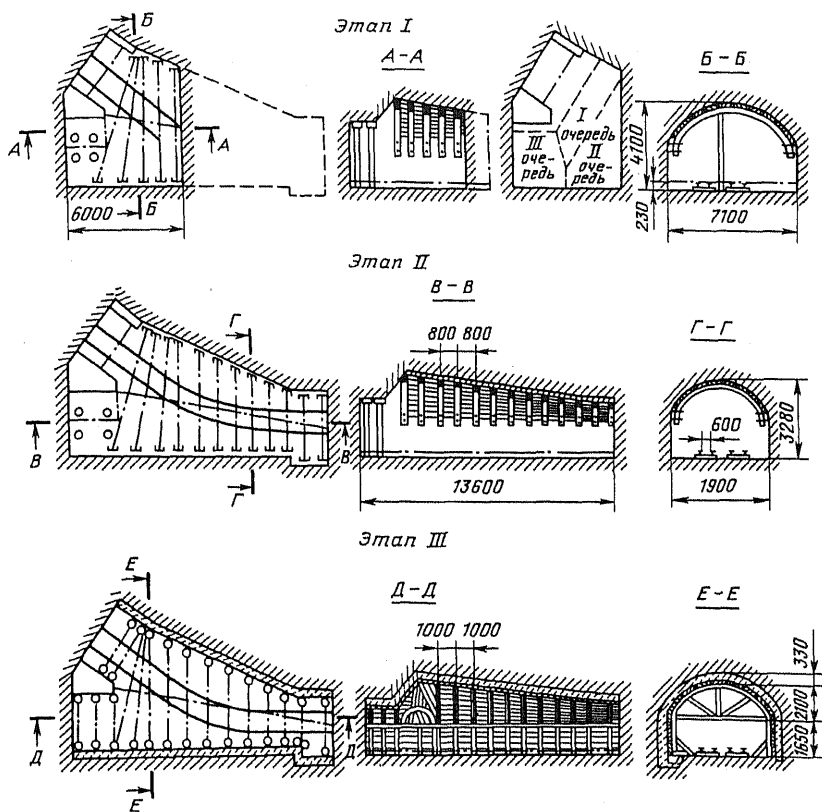


Рис. 14.5. Схема проходки сопряжения полным сечением со стороны разветвления выработок

плоском железобетонном перекрытии в качестве временной крепи устанавливают деревянные неполные рамы. При деревянном или металлическом креплении сопряжений возводят сразу постоянную крепь. При подходе к месту разветвления выработок производят их засечку на глубину 1,5–2 м.

На этапе II возводят постоянную крепь, включая и бетонный «утиг».

На этапе III выполняют все заключительные работы: разборку временного и настилку постоянного рельсового пути, снятие опалубки и устройство водоотливной канавки.

Проходку сопряжения со стороны разветвления ведут также в три этапа и в той же последовательности, что и в предыдущей схеме (рис. 14.5). При выемке породы вначале проходят часть сопряжения (на длину 2–3 м) сечением, равным сечению примыкающей выработки. Для расширения пройденного участка до проектных размеров делают 2–3 взрыва с учетом «утига» в сторону уширения сопряжения,

при этом в качестве временной крепи устанавливают деревянные стойки под распил. Затем производят выемку породы под свод сопряжения. Свод закрепляют временной арочной крепью на анкерах. Дальнейшую проходку осуществляют полным сечением. Постоянную крепь возводят в направлении от забоя после выемки породы на полную длину сопряжения.

Технологическая схема проходки сопряжения сечением одной из примыкающих выработок с последующим расширением до проектного сечения (рис. 14.6).

При проходке сопряжения по этой схеме на I этапе со стороны основной выработки проходят в первую очередь на полную длину выработку с установкой временной крепи при плоском перекрытии — из деревянных рам, при сводчатом — из металлических полуарок на анке-

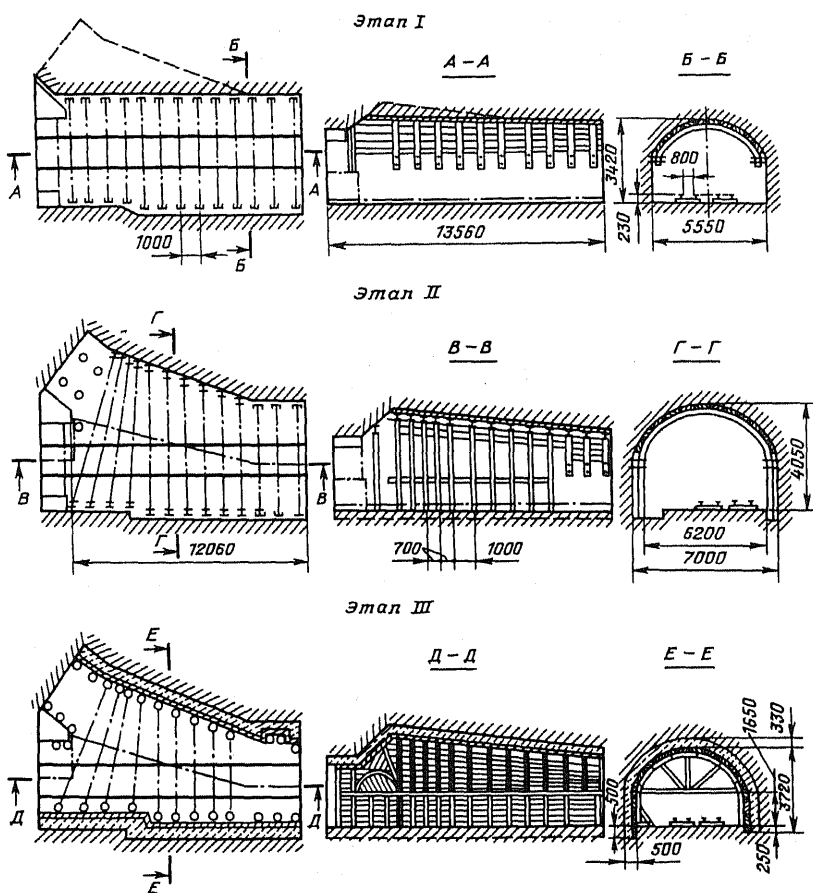


Рис. 14.6. Схема проходки сопряжения сечением одной из примыкающих выработок с последующим расширением до проектных размеров со стороны основной выработки

рах. Остальные этапы несколько отличаются в зависимости от применяемого вида постоянной крепи. При креплении сопряжения монолитным железобетоном с жесткой арматурой из металлических балок на II этапе, начиная также со стороны основной выработки, производят выемку породы до проектного сечения с установкой постоянных металлических арок и железобетонной затяжки в своде на всю длину сопряжения. На III этапе сопряжение бетонируют и после этого выполняют заключительные работы.

При креплении сопряжений монолитным бетоном и железобетоном с гибкой арматурой на II этапе в том же направлении небольшими заходками производят одновременную выемку породы до проектного сечения и возведение постоянной крепи. На III этапе выполняют заключительные работы.

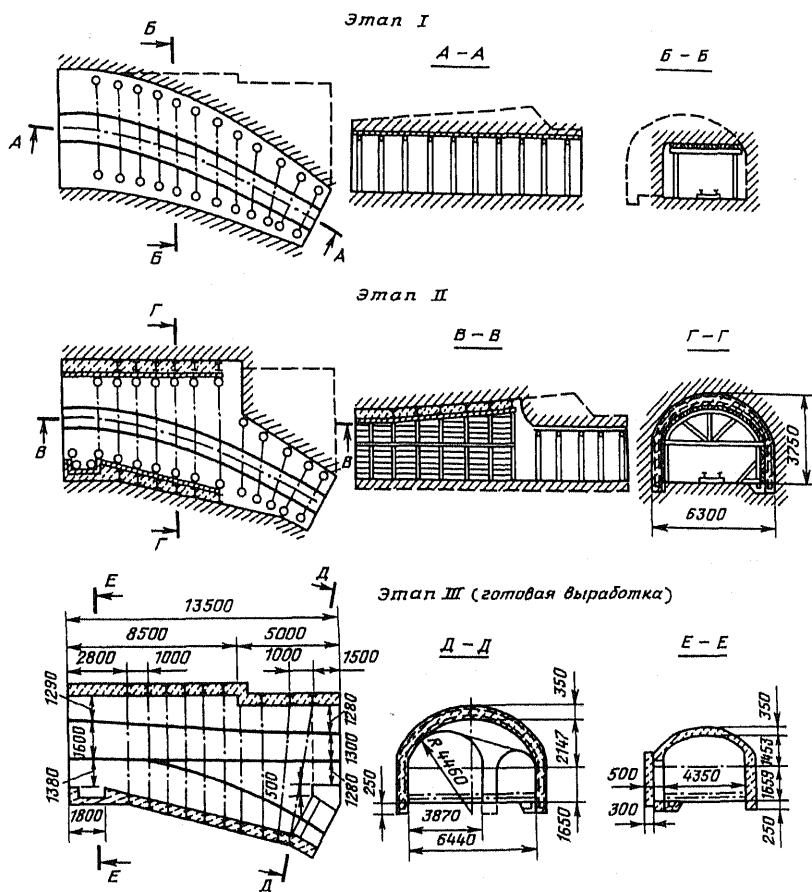


Рис. 14.7. Схема проходки сопряжения сечением одной из примыкающих выработок с последующим расширением до проектных размеров со стороны разветвления выработок

При строительстве сопряжения со стороны разветвления (рис. 14.7) сначала на всю его длину проходят выработку обычно с поперечным сечением прямоугольной формы и крепят ее деревянной временной крепью (I этап). Затем в обратном направлении производят расширение выработки до проектных размеров и возводят постоянную крепь — II и III этапы. Для выемки породы при расширении, как правило, используют отбойные молотки.

Рассмотренные схемы строительства сопряжений сечением одной из примыкающих выработок с последующим расширением до проектного сечения применяют в породах с $f < 4$ и при максимальном пролете сопряжения более 5 м.

При схеме строительства сопряжения независимыми забоями, которую применяют в малоустойчивых породах, сначала по контурам сопряжения проводят две боковые выработки шириной 1,6 м и высотой 2—2,5 м на всю длину сопряжения. Затем возводят бетонные стены и после приобретения бетоном достаточной прочности при плоском перекрытии приступают к сооружению сопряжения, а при сводчатом — к выемке свода отбойными молотками, установке опалубки и укладке бетона. После приобретения бетоном прочности в своде производят разборку опалубки и выемку оставшейся породы в средней части сечения выработки.

14.4. ОПЫТ СТРОИТЕЛЬСТВА КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК

Рассмотрим примеры строительства камерных выработок на угольных шахтах.

Скоростную проходку сплошным забоем камеры зарядки аккумуляторов в ремонтной мастерской осуществили на **шахте им. Н.А. Изотова** (Донбасс). Площадь поперечного сечения камеры в свету — 18,5 м² и в черне — 23,2 м². Постоянная крепь — металлические арки СВП-27 со сплошной железобетонной затяжкой. В забое бурили 67 шпуров: глубиной 1,7 м (2 шпура), 2,2 м (5 шпуров) и 2 м (60 шпуров). Схема расположения шпуров с двойным ступенчатым врубом показана на рис. 14.8, а. В качестве ВВ применяли скальный аммонит № 1 в патронах диаметром 45 мм для врубовых шпуров и диаметром 36 мм для остальных.

Проходческий цикл начинали с приведения забоя в безопасное состояние — произвели обorkу кровли, проверку постоянной крепи, устройство временной крепи. Затем забуривали под полок шпуры глубиной 0,5 м и монтировали сборно-разборный полок (см. рис. 14.8, б). После этого три проходчика с полка устанавливали анкерную крепь, размечали и бурили шпуры перфораторами ПР-27ВБ. Одновременно четыре проходчика двумя машинами ППН-1с грузили породу в вагонетки ВГ-3,3. Бурение шпуров в верхней части забоя и уборку породы производили в течение одной смены. В следующую смену возводили постоянную крепь и бурили шпуры в нижней части забоя. В конце смены заряжали и взрывали заряды шпуров и проветривали забой. При такой организации работ было пройдено 3004 м³ выработки в свету за месяц.

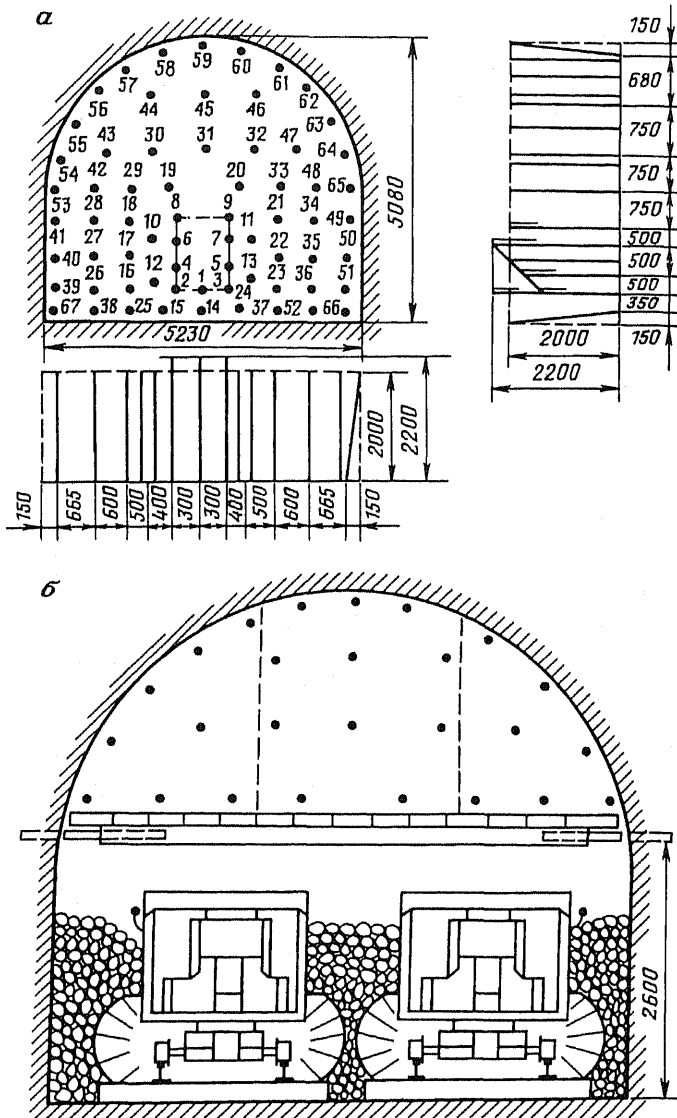


Рис. 14.8. Схема расположения шпуров (а), погрузочных машин (б) при проходке камеры зарядки аккумуляторов на шахте им. Н.А. Изотова

На рис. 14.9 показана технологическая схема проходки насосной камеры в два слоя (сверху вниз). Металлобетонная крепь значительно осложняет работы по проходке выработок, увеличивает трудоемкость и стоимость работ. Камера имеет длину 40,5 м, площадь поперечного сечения

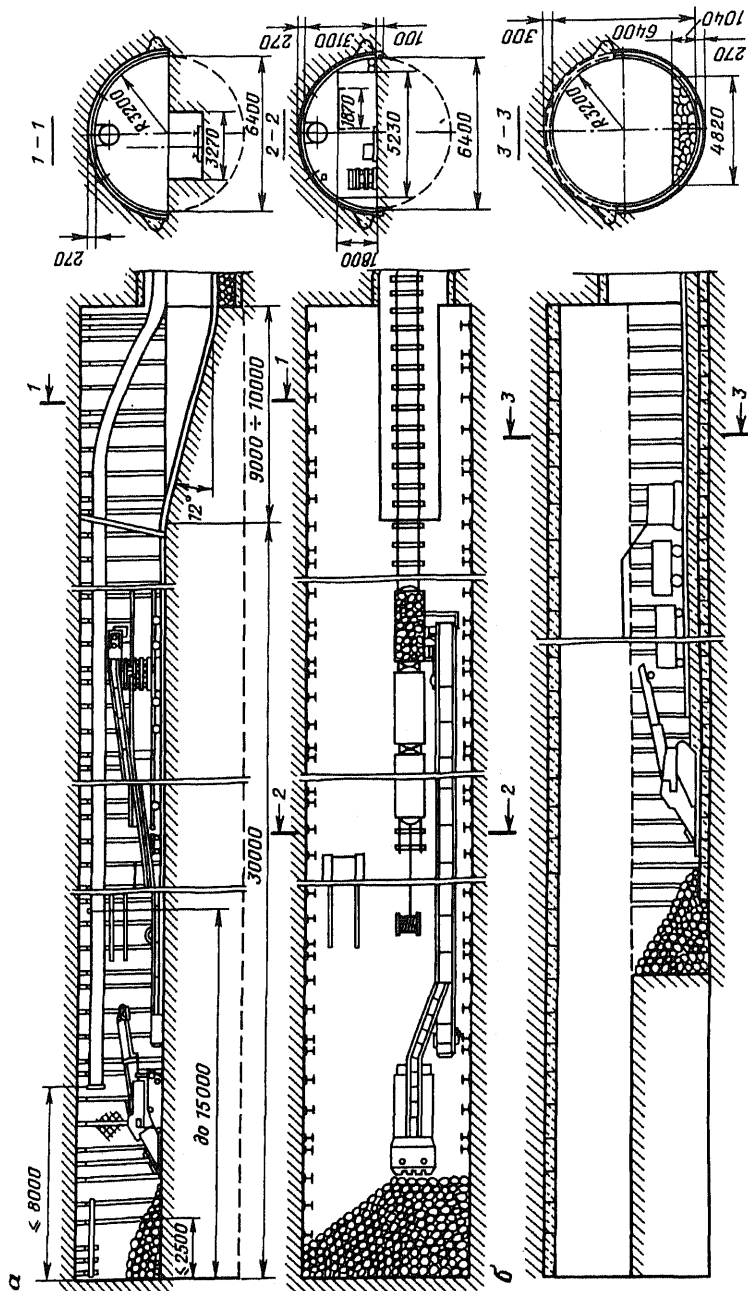


Рис. 14.9. Технологическая схема проходки насосной камеры с металлобетонной крепью в два уступа (слоя)

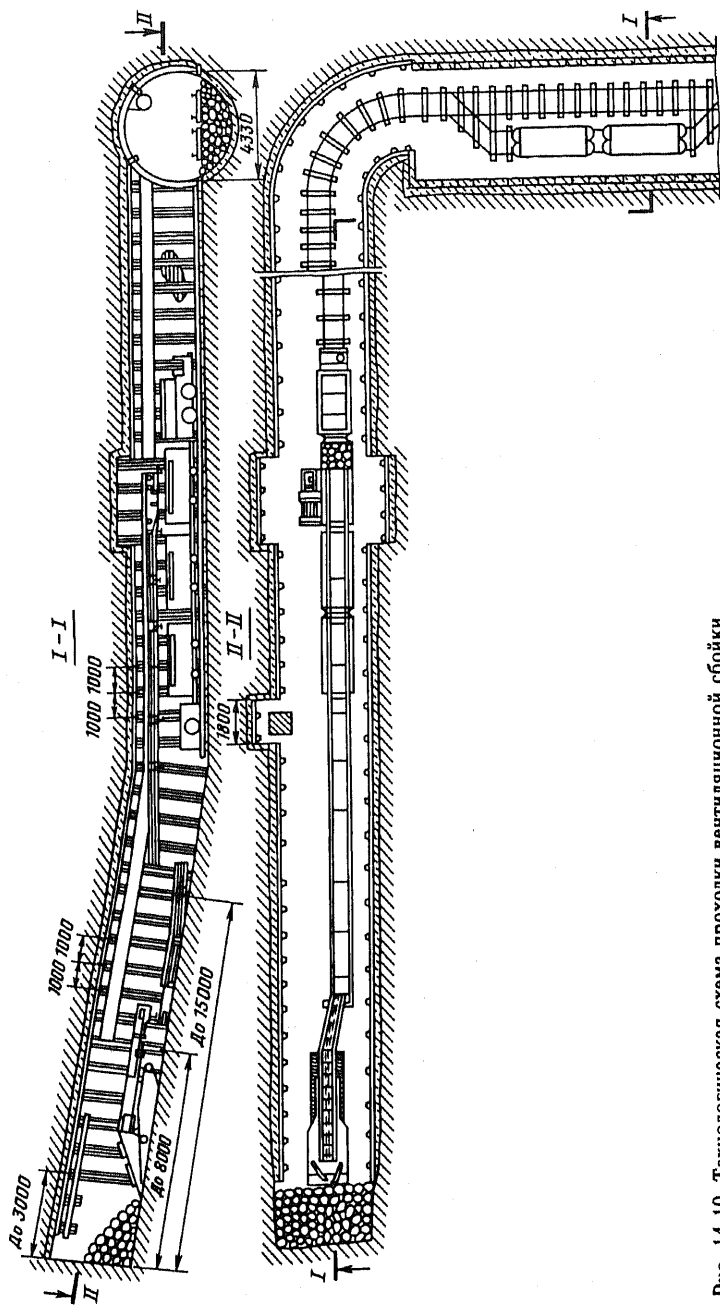


Рис. 14.10. Технологическая схема проходки вентиляционной сбойки

в свету — 28,3 м², вчерне — 38,3 м². Проходку камеры производят в два слоя: сначала — верхнюю часть, а затем — нижнюю. Радиус верхнего слоя — 3,2 м. Работы начинают с проходки наклонной ($\alpha = 10 \div 12^\circ$) ниши шириной 3 м. В нише устанавливают лебедку для затаскивания и спуска вагонеток. Затем проходят технологический отход, в котором монтируют проходческое оборудование (см. рис. 14.9, а) — бурильную установку СБУ-2М, машину 2ПНБ-2, скребковый конвейер СР-70м и др. Временная крепь — предохранительная выдвигная. После уборки взорванной породы возводят постоянную крепь верхнего уступа — устанавливают полукольца из двутавра № 27. По окончании проходки верхнего уступа на всю длину насосной камеры производят укладку бетонной смеси между рамами — замоноличивают металлическую крепь. Затем производят выемку породы и возводят металлическую крепь на нижнем уступе (см. рис. 14.9, б). Укладку бетонной смеси между двутавровыми кольцами в нижнем уступе производят в два приема. В нижней (донной) части бетонную смесь укладывают вслед за проходкой. В это же время укладывают бетонную смесь в фундаменты насоса. В верхнюю часть (ниже стыка полуколец) бетонную смесь между рамами укладывают после настелки рельсовых путей. Закрепное пространство тампонируют цементным раствором. Расчетная средняя скорость проведения камеры — 1,2 м/сут.

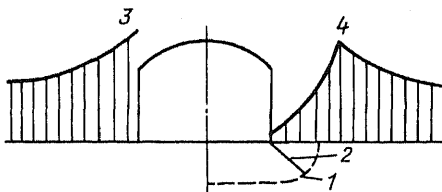
На рис. 14.10 приведена технологическая схема проходки вентиляционной сбойки для проветривания склада ВМ и гаража зарядной. Площадь поперечного сечения сбойки в свету — 6,6 м², вчерне — 9,4 м², длина — 110 м, порода с $f = 4 \div 6$, крепь — арочная трехзвенная из спецпрофиля СВП-17. Бурение шпуров производили ручными перфораторами, погрузку породы — машиной 1ПНБ-2. Породу от машины по наклонной части транспортировали скребковым конвейером 1СР70М, на горизонтальном участке ее перегружали в вагонетки ВГ-2,5. Состав груженых вагонеток электровозом доставляли к стволу. Разминовка составов происходила в складе ВМ. Продолжительность цикла — 12 ч, подвигание забоя за цикл — 2 м, скорость проходки — 590 м³/мес, производительность труда — 1,45 м³/чел.-смену.

ГЛАВА 15 ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ

15.1. СТРОИТЕЛЬСТВО ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Под сложными геомеханическими условиями, как это было показано в разд. 2.5, понимают такие условия, при которых строительство горных выработок вызывает образование значительных областей разруше-

Рис. 15.1. Распределение напряжений при взрывоцелевой разгрузке массива



ния или незатухающие пластические деформации породного массива (пучение пород). В подобных случаях горно-строительные работы должны сопровождать соответствующая подготовка массива или организационно-технические мероприятия, позволяющие устранить или снизить отрицательное воздействие указанных явлений на показатели горнопроходческих работ и устойчивое состояние выработок.

Рассмотрим основные способы воздействия на массив и организационно-технические мероприятия при строительстве горизонтальных горных выработок в пучащих породах.

Одним из наиболее эффективных способов борьбы с пучением в горных выработках является **взрывоцелевая разгрузка массива**. Этот способ разработан и внедрен специалистами Донецкого политехнического института и ВНИИОМШСа.

Одновременно с обрушиванием проходческого забоя бурят разгрузочные шпуров в забойной части в боках выработки с обеих сторон (рис. 15.1). В разгрузочные шпуров / помещают заряды ВВ, которые взрывают одновременно со взрыванием зарядов ВВ в проходческих шпуров по забую. Применение данного способа разгрузки не снижает темпы проведения выработки, так как работы по разгрузке массива совмещены с работами проходческого цикла.

В результате взрыва разгрузочных шпуров концентрация напряжений 3 с контура выработки смещается в глубь массива 4, а в образовавшейся области пониженных напряжений 2 период интенсивных смещений сокращается. Благодаря этому пучение пород почвы становится меньше или полностью прекращается.

Способ взрывоцелевой разгрузки характеризуется следующими параметрами: длиной разгрузочных шпуров, углом их наклона к горизонтальной оси, расстоянием между разгрузочными шпуров и величиной заряда ВВ в шпуре.

Согласно натурным исследованиям удовлетворительных результатов достигают при длине разгрузочных шпуров

$$l_0 = (0,5 \div 0,7) B ,$$

где B — ширина выработки в черне, м.

Расстояние между разгрузочными шпуров по длине выработки выбирают из условия обеспечения непрерывной зоны разгрузки, оно составляет

$$l = 0,2 l_0 .$$

Шпуров бурят перпендикулярно продольной оси выработки и под углом $15-20^\circ$ к горизонту.

Величину зарядов ВВ определяют из соотношений:

$l_0 \leq 1,5$ м — 1 патрон (200–300 г);

$1,5 < l_0 \leq 2,5$ м — 2 патрона (400–600 г);

$l_0 > 2,5$ м — 3 патрона (600–900 г).

Специалистами Коммунарского горно-металлургического института разработан и внедрен способ устройства обратных сводов из разгруженных и упрочненных пород. Сущность способа состоит в том, что в почве выработки с помощью взрывания малых зарядов ВВ создают зону интенсивной трещиноватости, чем достигается разгрузка пород от напряжений. После взрывания породы в этой зоне представляют собой естественную, хорошо пригнанную по трещинам строительную конструкцию типа каменной кладки.

Связывающий раствор, нагнетаемый в разрушенную зону, поступает в трещины и заполняет их. После схватывания раствора в почве выработки образуется монолитная конструкция из скрепленных горных пород, способная выдержать значительные нагрузки со стороны массива (рис. 15.2). На рисунке показаны схемы расположения шпуров для взрывания пород (см. рис. 15.2, а) и нагнетания упрочняющего раствора в разрушенную зону (см. рис. 15.2, б).

Областью применения способа являются горизонтальные и наклонные (до 20°) горные выработки, узлы сопряжений и камеры (площадью поперечного сечения до 40 м^2) с длительным сроком службы, вне зоны влияния очистных работ, когда основной причиной пучения является напряженное состояние массива,

вызывающее разрушение и выдавливание пород в выработку.

Способ применяют при следующих условиях:

$$\frac{H}{R_c} \geq 16,$$

где H — глубина заложения выработки, м; R_c — расчетное сопротивление пород сжатию, МПа.

Расчетное сопротивление сжатию упрочненного массива

$$R_{cy} = (0,2 \div 0,3) R_c.$$

Расстояние между шпурами камуфлетного взрывания и

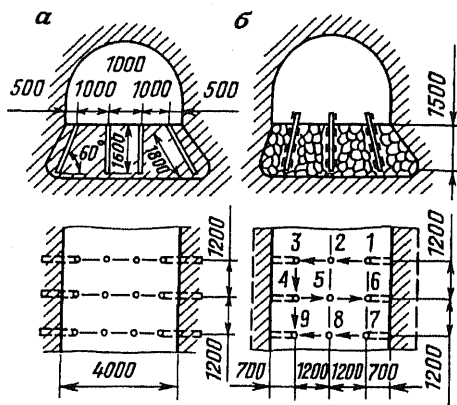


Рис. 15.2. Паспорт активной разгрузки и последующего упрочнения пород почвы:

1–9 — номера шпуров

их глубину определяют в зависимости от необходимой минимальной глубины зоны разгрузки и упрочнения пород h , м:

$$h = a \left(\frac{2p}{R_{cy}} + 0,25 \right),$$

где a — половина ширины выработки, м; p — нагрузка на обратный свод, МПа.

Число рядов шпуров по ширине выработки определяют в зависимости от относительной высоты обратного свода:

Относительная высота свода	0,25—0,5	0,5—1	1
Число рядов шпуров	3	2	1

Глубину шпуров принимают равной $1,1h$, расстояние между ними $c = 1,44$ м, а расстояние между стенкой выработки и шпуром $c_1 = 0,7r$, где r — радиус зоны дробления пород, м.

Массу камуфлетного заряда ВВ на один шпур Q , кг, определяют по формуле

$$Q = \frac{R_p r^3}{34,3},$$

где R_p — сопротивление образцов породы почвы растяжению, МПа;

$$r = \sqrt{2} \frac{a}{h}.$$

Параметры БВР уточняют опытным путем. Доказательством правильного их выбора является отсутствие воронок выброса и равномерное поднятие пород на высоту 5—7 см.

Для упрочнения пород применяют цементно-песчаные растворы. Рекомендуют использовать портландцементы марок 400—500 в смеси с песком крупности 1—1,5 мм и содержанием глинопылевых фракций — не более 2%. Оптимальное соотношение цемента и песка 1 : 1,5; воды и цемента 1 : 2.

Давление нагнетания раствора в скважины не более 0,5—0,7 МПа. Процесс нагнетания следует производить с отставанием от забоя на 15—30 м.

Расход раствора для упрочнения 1 м выработки определяют по формуле

$$V_p = 2 K_{np} a (l + 0,7 r) (K_p - 1),$$

где $K_{np} = 1,1 \div 1,5$ — коэффициент возможных потерь раствора; $K_p = 1,05 \div 1,1$ — коэффициент разрыхления пород; l — глубина шпура.

Процесс возведения обратного свода из разгруженных и упрочненных пород включает следующие операции:

- бурение шпуров для разгрузки пород от напряжения;
- взрывание зарядов взрывчатого вещества в почве выработки;
- бурение тампонажных шпуров по разгруженным породам почвы;

- приготовление тампонажного раствора и нагнетание его в разгруженные породы;
- контроль качества и приемка работ.

Буровзрывные работы по разгрузке пород от напряжения выполняют одновременно с буровзрывными работами в забое (при отсутствии воды в выработках) или отдельными заходками длиной 10–15 м вне зоны расположения технологического оборудования, т.е. с отставанием от забоя на 20–30 м. Технологический разрыв во времени между разгрузкой и упрочнением пород не должен превышать 7 сут. Для упрочнения применяют зажимной или полуциркулярный способ нагнетания, так как при этом происходит более быстрое заполнение трещин и не требуется сложного оборудования шпуров.

Способ упрочнения пород почвы анкерной крепи основан на эффекте «сшивания» толщи пород, при котором образуется породная конструкция (плита, балка), которая лучше противостоит разрушающим напряжениям.

Для упрочнения пород применяют анкерные крепи различной конструкции — клинощелевые, распорные, безраспорные. В частности, на шахтах Подмосковского бассейна успешно применяли взрывораспорные анкеры.

Эти анкеры изготавливают из газовых труб 1–1,5 дюйма* (рис. 15.3, а). Нижний конец трубы 1 имеет конусную форму 2; на верхнем — устанавливают утолщение 3 для закрепления опорной плиты 4. Наружный диаметр анкера меньше диаметра скважины на 2 мм. В трубу помещают заряд ВВ массой 10 г. Заряд взрывают, и в результате происходит расширение трубы (см. рис. 15.3, а — пунктир). Образовавшуюся камуфлетную полость заполняют цементно-песчаным раствором.

Анкеры следует располагать рядами, по два или три анкера в ряду. Расстояние между рядами вдоль выработки — 0,7–1,5 м.

Железобетонный трубчато-болтовой анкер (см. рис. 15.3, б) состоит из отрезка трубы 1 диаметром 25–40 мм и длиной 0,4–0,5 м, стального болта 3 диаметром 18 мм с утолщением 2 в нижней части и с резьбой и гайкой в верхней части для закрепления металлической опорной плиты 4.

При взрыве заряда (до 20 г) труба расширяется в замковой части и закрепляется в породе. В закрепленную трубу нагнетают цементно-песчаный раствор и вводят болт. На верхнюю часть болта надевают опорную плиту или лежень и навинчивают гайку, которую подтягивают после приобретения бетоном достаточной прочности.

Рекомендуемая схема расположения анкеров: два-три вертикальных анкера в ряду, перпендикулярном к оси штрека, при расстоянии между рядами 0,7–1,5 м.

На основании технико-экономического сравнения различных конструкций анкерной крепи могут быть рекомендованы для применения металллические трубчатые анкеры с закреплением замков взрывом. Они наи-

* 1 дюйм = 0,0254 м.

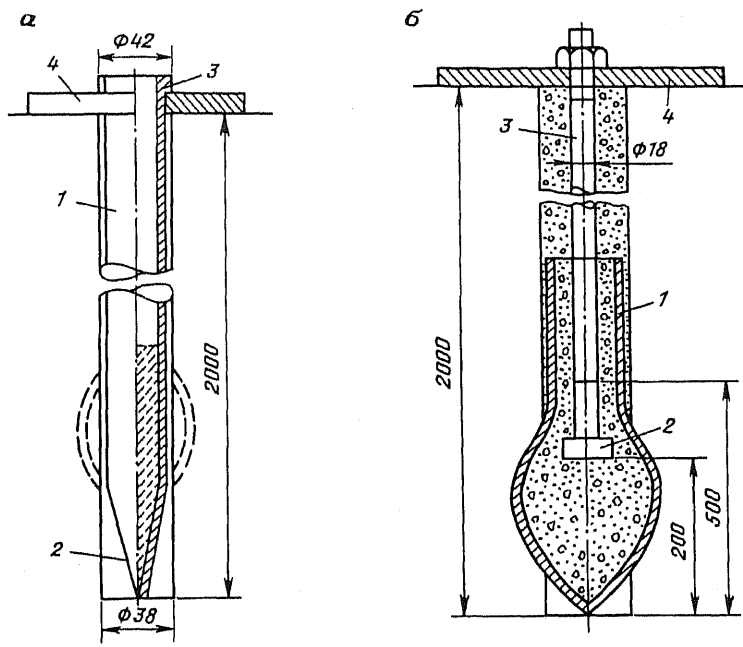


Рис. 15.3. Конструкции взрывораспорного (а) и железобетонного трубчато-болтового (б) анкеров

более просты в изготовлении, надежны и экономичны. Железобетонные трубчато-болтовые анкеры могут служить средством борьбы с пучением лишь в весьма благоприятных горно-геологических условиях (при малой мощности пучащих пород и небольшой их обводненности).

Рассмотрим теперь организационно-технические мероприятия, используемые при строительстве горизонтальных горных выработок, с целью снижения пучения пород почвы. К их числу относят, в первую очередь, применение замкнутых конструкций крепей и подрывку почвы.

Крепи с обратным сводом или замкнутые крепи за счет особенностей своего взаимодействия с окружающим породным массивом и статической работы конструкции в целом способны ограничить смещение пород во всей выработке и, в частности, в ее почве. Так, при сопротивлении крепи, равном 0,2 МПа, смещения почвы уменьшаются на 35–40%.

В соответствии со строительными нормами и правилами в выработках околоствольных дворов, главных магистральных и основных подготовительных выработок с рельсовым транспортом замкнутые типы крепи необходимо применять при прогнозируемых смещениях пород почвы более 200 мм, в основных подготовительных выработках с конвейерным транспортом — при смещении более 500 мм. Для крепления капитальных выработок, где крепь работает в режиме установившегося горного давле-

ния, рекомендуют использовать жесткие и ограниченно-податливые крепи: блочные и тубинговые; монолитные железобетонные крепи с жесткой арматурой из двутаврового или специального профиля; металлическую податливую крепь (для протяженных выработок, которые могут оказаться в зоне влияния очистных работ).

В практике шахтостроения наибольшее распространение получили замкнутые металлические жесткие и податливые крепи из двутавра и спецпрофиля и железобетонные тубинговые крепи конструкции Куз-НИИшахтостроя ГТК. Имеется опыт применения блочных замкнутых крепей БК конструкции НИИОГРа, а также железобетонных крепей с жесткой арматурой ограниченной податливости типа МПКЗ Донгипрошахта.

Замкнутые металлические податливые крепи применяют в основных магистральных выработках, подверженных воздействию очистных работ, где пучение пород проявляется наиболее интенсивно, а крепь работает в режиме неустановившегося горного давления.

Кольцевая податливая крепь КПК (рис. 15.4) предназначена для горизонтальных и наклонных выработок, расположенных в неустойчивых породах, при пучении почвы и значительной всесторонней нагрузке.

Конструктивная податливость четырехзвенной крепи составляет до 300 мм по вертикали и до 250 мм по горизонтали.

Несущая способность кольца в податливом режиме в зависимости от типа профиля составляет: СВП-17 — 150 кН, СВП-22 — 200 кН, СВП-27 — 200–220 кН, а в жестком режиме — соответственно 250–300 кН, 300–320 кН, 350–400 кН.

Арочная податливая крепь с обратным сводом КПЗ-4 Донгипрошахта (рис. 15.5) предназначена для тех же условий, что и кольцевая, но в отличие от предыдущей позволяет сократить площадь сечения обратного свода по сравнению с кольцевым на 3–3,5 м². Ее изготавливают из про-

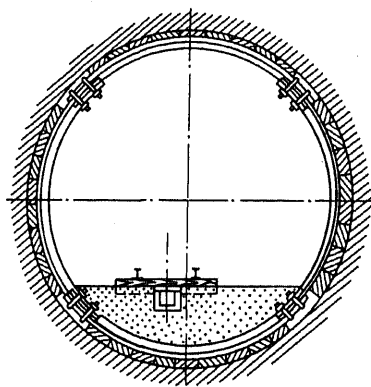


Рис. 15.4. Конструкция кольцевой металлической податливой крепи

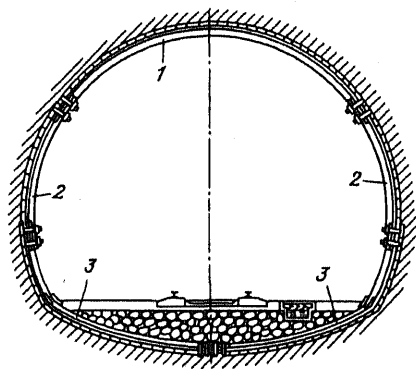


Рис. 15.5. Конструкция арочной металлической податливой крепи с обратным сводом

филя СВП-27, крепь состоит из верхняка 1, двух боковых криволинейных элементов одинаковой кривизны 2 и двух криволинейных полулежней 3, соединяемых между собой при помощи скоб с планками и гайками или хомутов с болтами. Несущая способность крепи — 200 кН, податливость — 350 мм.

Опыт показывает, что состояние выработок с кольцевой податливой крепью из спецпрофиля в целом неудовлетворительно. Основными причинами низкой эффективности кольцевой крепи являются несовершенство податливых элементов соединений и недостаточная величина конструктивной податливости.

Это замечание можно отнести ко всем замкнутым конструкциям металлических крепей. Они неспособны предотвратить смещения пород почвы в силу незначительной несущей способности и несоответствия рабочих характеристик крепи формам проявления горного давления при вспучивании. Поэтому большинство выработок с замкнутой металлической крепью на практике перекрепляют, а в дальнейшем борьбу с пучением проводят с помощью подрывки почвы. Этим в основном и объясняется малый объем применения замкнутых конструкций крепи. Повышение несущей способности крепи за счет увеличения расхода материалов ведет к еще большему возрастанию стоимости крепи, снижению скорости проведения выработок. Опыт показывает, что даже самые мощные своды недостаточны для предотвращения пучения, особенно в сложных горно-геологических условиях. В связи с этим для повышения устойчивости выработки и борьбы с пучением почвы необходимо применять специальные способы управления деформированием массива.

Железобетонная гладкостенная крепь ГТК конструкции КузНИИшахтоостроя предназначена для крепления протяженных однопутных и двухпутных горизонтальных и наклонных (до 25°) капитальных горных выработок, проводимых вне зоны влияния очистных работ в породах средней устойчивости и неустойчивых.

Разработано 9 типоразмеров этой крепи, в том числе два замкнутых — кольцевая (рис. 15.6, а) и арочная с обратным сводом (см. рис. 15.6, б).

Несущая способность крепи замкнутой формы (кольцевой или с обратным сводом) составляет 0,4 МН/м².

В зависимости от горно-геологических условий закрепное пространство заполняют породой или дополнительно производят тампонаж цементно-песчаным раствором.

Тюбинг (см. рис. 15.6, в) представляет собой железобетонный цилиндрический сегмент, состоящий из плиты, ограниченной по периметру ребрами, полутюбинг — конструктивную половину тюбинга.

Ширина тюбингов составляет 700 мм, а остальные параметры зависят от размеров поперечного сечения выработки и грузонесущей способности крепи.

Тюбинги изготовляют из быстротвердеющих жестких бетонов марки 300 методом немедленной распалубки с последующей термовлажной обработкой, их масса составляет от 250 до 500 кг.

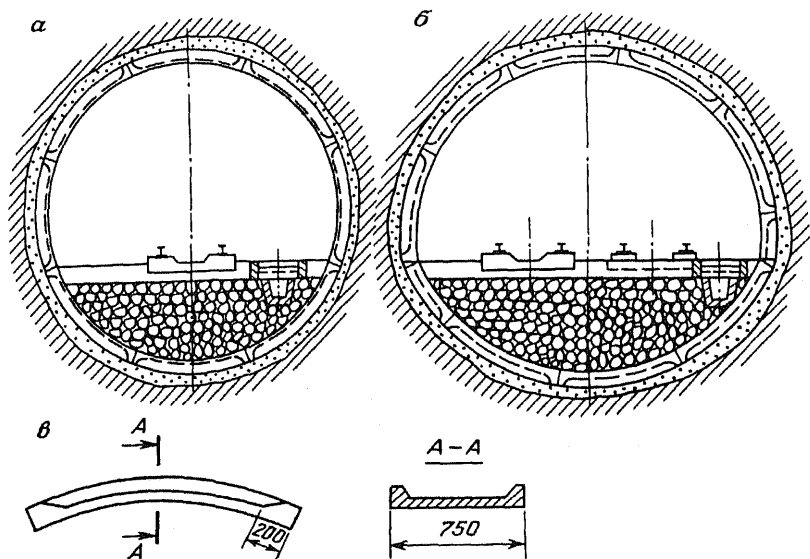


Рис. 15.6. Конструкции железобетонных гладкостенных тьюбинговых крепей КузНИИ-шахтостроя

В продольном направлении крепь, в зависимости от ее несущей способности, состоит из ряда арок, колец или замкнутых конструкций с выположенным обратным сводом, устанавливаемых вплотную. Для сборки крепи в тьюбингах предусматривают монтажные петли. Монтаж крепи выполняют с помощью тьюбингоукладчиков ТУ-2 или ТУ-3.

Тьюбинги смежных арок возводят с перевязкой горизонтальных швов, осуществляемой установкой полутьюбинга у почвы выработки в одной арке слева, а в смежной арке — справа или установкой у почвы двух полутьюбингов через одну арку.

Тьюбинговая крепь со стенами жесткости относится к шарнирно герметически изменяемой системе, что в сочетании с имеющимися кессонами с внешней стороны тьюбингов обеспечивает некоторую податливость, достигающую 100—150 мм.

По сравнению с металлическими крепями тьюбинговая крепь обеспечивает снижение на 1 км однопутной и двухпутной выработок трудовых затрат на 5000 — 6100 чел.-дней; металла — на 380—650 т.

По сравнению с монолитной бетонной крепью применение крепи из железобетонных тьюбингов обеспечивает снижение на 1 км однопутной и двухпутной выработок трудовых затрат на 4500—6000 чел.-дней.

Вследствие гладкой внутренней поверхности выработки с тьюбинговой крепью снижается аэродинамическое сопротивление движению воздуха.

Анализ состояния капитальных горных выработок с различными видами крепи общей протяженностью 49,5 км (в том числе 11 км выработок с гладкостенной тьюбинговой крепью), проведенный специалистами Куз-

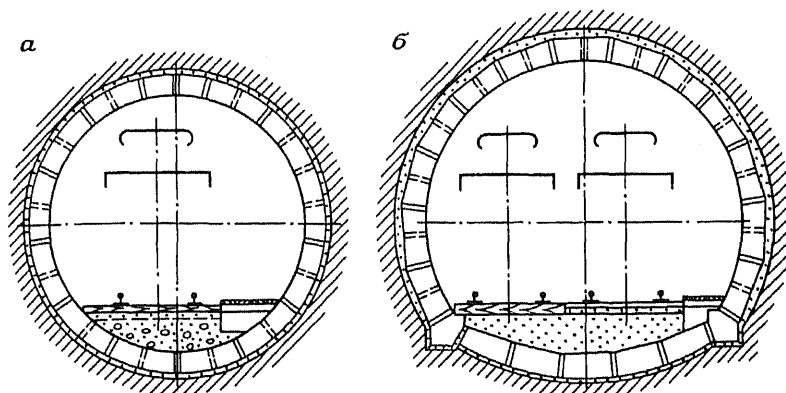


Рис. 15.7. Конструкции блочных бетонных крепей БК конструкции НИИОГРа

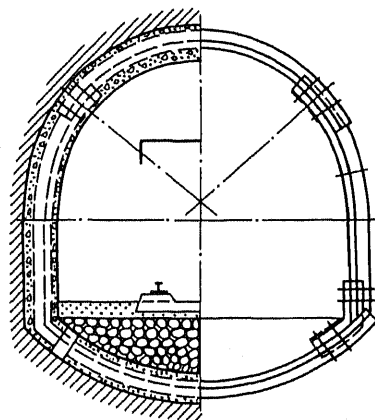


Рис. 15.8. Конструкция замкнутой металлобетонной крепи МПКЗ конструкции Донгипрошахта

НИИшахтоостроя в Кузнецком угольном бассейне, показал, что гладкостенная тубинговая крепь деформирована на участках суммарной длиной 0,8% общей протяженности выработок с этим типом крепи.

Блочная бетонная крепь БК конструкции НИИОГРа предназначена для капитальных и подготовительных выработок со сложными горно-геологическими условиями, в породах, склонных к пучению, имеет несущую способность 0,3–0,5 МПа. Крепь БК-3,2 имеет круглую (рис. 15.7, а), а БК-4,4 — подковообразную замкнутую форму (см. рис. 15.7, б).

Кольца блочной крепи собирают из отдельных клиновидных блоков шириной 500 мм, между которыми устанавливают податливые прокладки. Ширина кольца крепи равна 0,5 м. Каждое кольцо состоит из 13–29 блоков и такого же количества прокладок. Блочная крепь кольцевой формы состоит из блоков одного типоразмера, а подковообразной формы имеет три типоразмера блоков. Крепь с успехом применяли на шахтах Челябинского бассейна при нагрузках более 0,3 МПа.

Железобетонная замкнутая крепь с жесткой арматурой ограниченной податливости МПКЗ конструкции Донгипрошахта (рис. 15.8) предназначена для применения при нагрузках свыше 0,3 МПа. Основу этой крепи составляет податливая металлическая арка из спецпрофиля, которую устанавливают вслед за продвижением забоя, на первом этапе она выполняет роль временной крепи. После исчерпания своей податливости и перехода на работу в жестком режиме, то есть на втором этапе, ее бетонируют и, таким образом, она выполняет роль жесткого арматурного каркаса. Благодаря такому режиму работы постоянную крепь успешно эксплуатируют при смещениях пород до 250 мм.

При ширине выработки в свету до 3,5 м применяют спецпрофиль типа СВП-22 и свыше 3,5 м — СВП-27. Конструкция металлической замкнутой крепи из спецпрофиля состоит из двух одинаковых стоек, верхняка и элемента обратного свода с двумя соединительными звеньями.

Толщина бетонного заполнения, в зависимости от типоразмера крепи, составляет 200—300 мм. Расход бетона на 1 м выработки — 1,5—5,4 м³, металла — 291,9—671,4 кг.

Подрывка почвы — наиболее доступное и широко распространенное мероприятие по восстановлению горных выработок. Применение этого способа не предотвращает пучение, а ликвидирует его последствия.

Сущность способа заключается в удалении вспученной породы до заданной проектной отметки горной выработки. Для механизации основных операций при подрывке крепких пород применяют породопогрузочные машины, скреперные погрузчики, а в мягких глинистых породах — проходческие комбайны избирательного действия. Как показал опыт, применение комбайнов для подрывки экономически мало оправдано из-за большой энерговооруженности, металлоемкости и необходимости выполнения трудоемких процессов монтажа — демонтажа.

Для механизации подрывки почвы в горных выработках широко применяют специализированные подрывочные машины с активным ковшом или рукоятью фирм «Хаусхерр», «Зальциттер» (ФРГ). Применение таких машин, как показывает опыт работы в ряде стран, обеспечивает увеличение скорости ведения работ по подрывке, повышение в 2—5 раз производительности труда и снижение в 2—3 раза стоимости извлечения 1 м³ породы. Механизация подрывки снижает затраты на извлечение породы и повышает производительность труда, однако не ликвидирует затраты, связанные с нарушением условий взаимодействия крепи и массива, затруднением функционирования транспорта, вентиляции, снижением добычи из-за простоев. Эти издержки в некоторых случаях значительно превышают прямые затраты на подрывку пород.

Для выполнения работ по подрывке почвы разработаны специальные схемы. Основными факторами, от которых зависит выбор схемы, являются ширина выработки, которая определяет порядок работы машины, а также вид и расположение транспортных средств. Ограничивающими условиями служат степень пучения почвы и возможное время вывода выработки из режима эксплуатации.

Перейдем к рассмотрению способов упрочнения горных выработок и организационно-технических мероприятий при строительстве горизонтальных выработок в условиях образования вокруг них значительных областей разрушения пород.

К основным из этих способов относятся способы упрочнения окружающих выработку пород цементационными растворами и создания в массиве специальных искусственных породных конструкций (типа крепи «Монолит»).

Весьма перспективным направлением дальнейшего развития способов и средств обеспечения устойчивого состояния горных выработок, особенно в сложных горно-геологических условиях, является максимальное использование несущей способности горного массива.

Упрочняющий раствор, проникая в трещины (природные и образующиеся в результате разрушения пород), скрепляет отдельные куски и блоки породы в единое целое. Образующаяся при этом толща упрочненных пород 1 (рис. 15.9, а) в сочетании с крепью выработки 2 представляет собой единую систему «крепь — упрочненный массив». Внешний элемент этой системы — упрочненная толща пород — препятствует развитию деформаций породного массива вокруг выработки и тем самым значительно улучшает условия работы внутреннего элемента системы — крепи.

Наиболее распространенным вариантом такой комбинированной конструкции является сочетание упрочнения породного массива с металлической арочной податливой крепью.

Работы по упрочнению рекомендуется начинать с отставанием 20–30 сут от проходческих работ. Первоначально производят заделку швов и стыков между затяжками, устройство герметизирующих перемычек по длине выработки и тампонаж закрепного пространства цементно-песчаным раствором. Второй этап упрочнения (собственно глубинное упрочнение массива) следует начинать через 7–10 суток после тампонажа закрепного пространства. Нагнетание раствора в массив производят через скважины 1 (см. рис. 15.9, б), пробуренные на глубину упрочнения (1,5–2,5 м) и оборудованную кондуктором 2. Скважины бурят по периметру выработки в радиальном направлении. Давление нагнетания — до 1 МПа. Используют чисто цементные растворы с водоцементным отношением от 1:2 в начале нагнетания

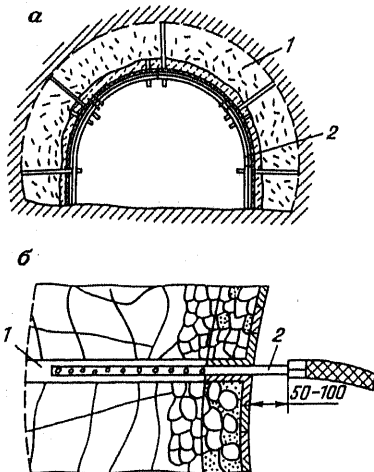


Рис. 15.9. Схема упрочнения пород в сочетании с использованием арочной крепи

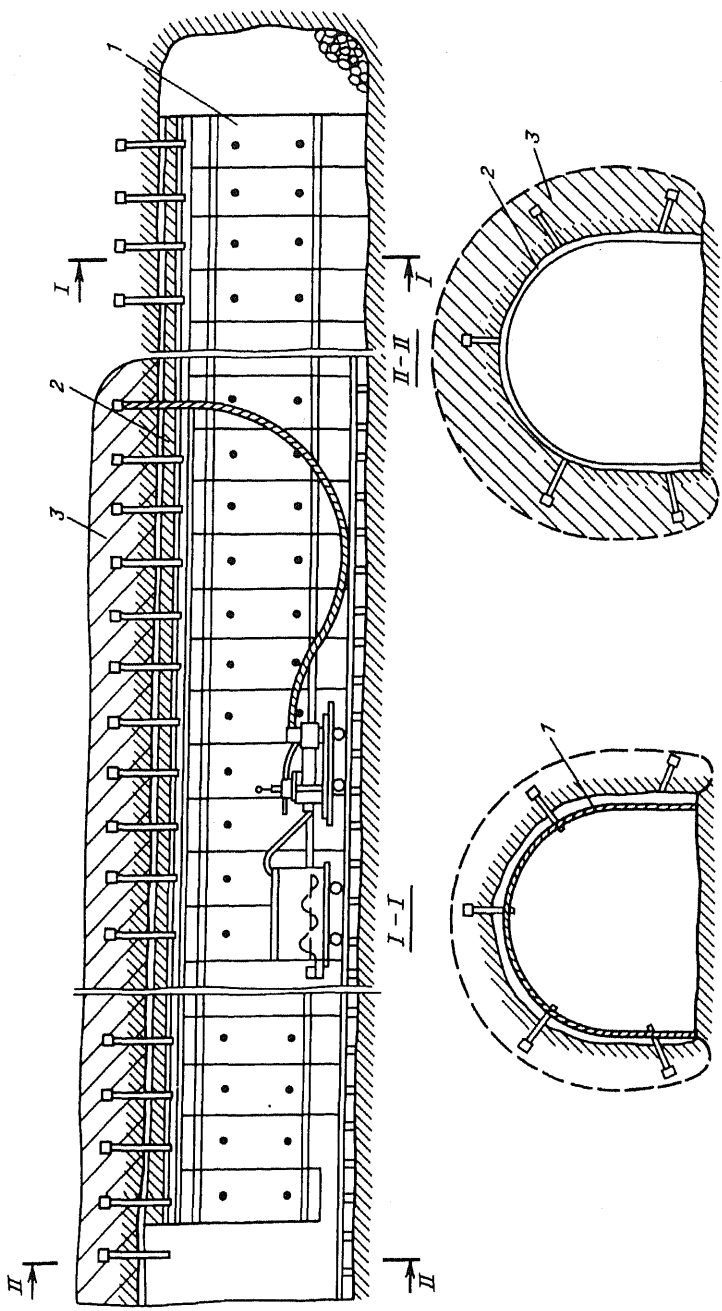


Рис. 15.10. Конструкция крепи из упрежденных пород и облицовочной растворной оболочки

до 1:1 в конце. Прочность упрочненных пород в зависимости от применяемых растворов достигает 0,6–1 их прочности в ненарушенном массиве.

Однако, наряду с неоспоримым достоинством такой крепи — высокой несущей способностью, она обладает рядом недостатков:

- необходимостью заделки стыков и швов между затяжками и затяжкой и металлическими арками с целью недопущения проникновения тампонажного раствора в выработку;

- необходимостью заполнения пустот закрепного пространства, что значительно увеличивает расход тампонажного раствора (до 2–3 м³ на 1 м выработки);

- при совместной работе двух конструкций с различной жесткостью (металлокрепь и упрочненное кольцо пород) не может быть достигнуто использование максимальной несущей способности каждой из них.

Поэтому более прогрессивными, хотя и более сложными в техническом отношении, являются конструкции крепей, разработанные в Мак-ИСИ.

Одна из таких конструкций (рис. 15.10) состоит из оболочки 3 разрушенных пород приконтурной зоны, упрочненных цементно-песчаным раствором, выполняющей функции основной несущей конструкции, и облицовочной оболочки 2, образуемой раствором, изливающимся из трещин в породе в процессе упрочнения за щит—опалубку 1, предохраняющую породы от воздействия внешних агентов, а также снижающую аэродинамическое сопротивление выработки. Устанавливаемые в забое секции щита—опалубки выполняют функции временной крепи и изолирующего элемента при тампонажных работах. После выполнения работ по упрочнению секции щита—опалубки демонтируют и устанавливают в забое выработки.

В других конструкциях в качестве временной крепи и изолирующего элемента при ведении работ по упрочнению применяют искусственные покрытия породных обнажений из набрызгбетона. При этом они могут быть применены либо самостоятельно, либо в комбинации с металлической арочной крепью, используемой в качестве временной, например, крепью АНТ конструкции ДГИ.

Большой научный и практический интерес представляет разработанный в Коммунарском горно-металлургическом институте способ образования в массиве искусственных породных конструкций. Сущность способа состоит в следующем. Сначала вокруг выработки образуют область искусственной трещиноватости, являющуюся деконцентратом напряжений, и таким образом разгружают приконтурную часть массива. Размеры этой области определяют расчетом, а форму выбирают в соответствии с формой поперечного сечения выработки. Затем в разгруженную область массива, которая представляет собой естественную строительную конструкцию типа блочной кладки, нагнетают раствор, скрепляющий отдельные блоки. В результате образуется мощная породная конструкция, получившая название «Монолит», выполняющая роль грузонесущей крепи.

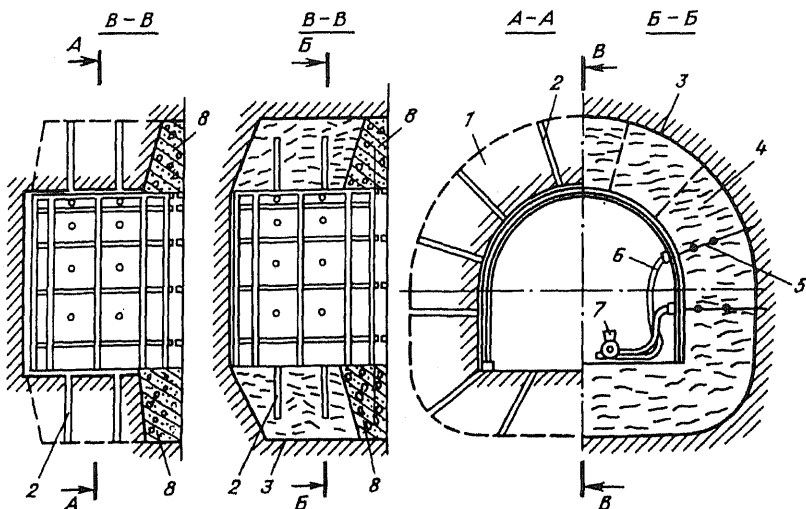


Рис. 15.11. Конструкция крепи «Монолит»

Последовательность образования крепи «Монолит» следующая (рис. 15.11). Горную выработку проводят под защитой крепи—опалубки 1, в которой предусмотрены направляющие отверстия 2 до контура зоны упрочнения 3 для бурения шпуров. В этих шпурах размещают камуфлетные заряды.

Заряд ВВ выбирают таким образом, чтобы обеспечить образование трещин, отделяющих разгруженную зону от массива, не допуская выброса породы в выработку. Взрывание ВВ совмещают во времени со взрыванием шпуров в забое выработки, причем размеры поперечного сечения выработки черне делают на 0,05–0,1 м больше ее размеров в свету. Зазор между крепью—опалубкой и породным контуром заполняется разрыхленной после взрыва и сместившейся породой.

Для упрочнения образовавшейся в результате взрыва области пород, разгруженных от напряжений 4, через отверстия в крепи—опалубке в ранее оставшиеся или вновь пробуренные скважины устанавливают иньекторы 5, соединенные шлангами 6 с тампонажным насосом 7, и производят нагнетание растворов, приготовляемых на основе цемента, эпоксидных смол, пенополиуретана или других специальных материалов.

Раствор, проникая в трещины, заполняет их, двигаясь из глубины массива к контуру выработки. После схватывания раствора в массиве образуется монолитная породная конструкция 8.

Малая материалоемкость, высокая механизация возведения, несущая способность, доходящая до 5 МПа и более, обосновывают перспективность использования искусственных породных конструкций для крепления выработок.

Среди организационно-технических мероприятий следует прежде всего выделить двойную проходку выработок. Ее сущность состоит в том, что выработку проводят в два этапа. На первом этапе — площадью сечения 60–70% проектной. После образования зоны неупругих деформаций вокруг выработки приступают ко второму этапу, расширяя выработку до проектного сечения. При ведении работ по этой схеме к моменту расширения выработки вокруг проектного контура образуется зона неупругих деформаций, то есть окончательные работы ведут по разгруженному массиву.

Достоинство способа заключается в том, что в период интенсивных смещений пород проектный контур выработки испытывает подпор, создаваемый породной оболочкой, находящейся между проектным контуром и контуром передовой выработки. При расширении выработки удаляют деформированные породы. В результате применения этого способа контур проектного сечения сохраняется в менее нарушенном состоянии.

Начальные затраты при способе двойной проходки несколько выше (на 6,2%) начальных затрат при обычном способе. Но если учесть стоимость ремонтных работ, способ двойной проходки оказывается экономически выгодным.

Смещения проектного контура выработок, проведенных способом двойной проходки, незначительны и не представляют опасности. Так, штрек на одной из шахт Донбасса в глинистых сланцах ($\sigma_{сж} = 40 \div 50$ МПа) на первом этапе проходили площадью сечения 65% проектной и крепили податливой крепью. Расширение осуществили через 2,5 мес.

Состояние выработок, пройденных способом двойной проходки, через 28 месяцев было удовлетворительным — деформаций крепи не наблюдалось. В то время как участки, пройденные обычным способом, перекрепились дважды. Ниже приведены данные о смещениях пород в направлениях перпендикулярном (числитель) и параллельном (знаменатель) напластованию, замеренные в штреках на экспериментальных участках, пройденных различными способами:

Способ проведения выработки	Обычный	Двойной проходки
Смещение пород, мм/год, в выработке:		
штрек пласта	670/320	46/14
полевой штрек пласта	620/290	44/14

Трудоемкость работ отдельных циклов проходческого процесса составила, %:

- проведение передовой выработки — 25;
- расширение до проектных размеров — 30;
- возведение постоянной крепи — 45.

Основными условиями, ограничивающими применение способа двойной проходки, являются: невозможность формирования области неупругих деформаций, отсутствие пластично деформирующихся пород и требования ПБ к минимально допустимым сечениям выработок.

Таким образом, можно сделать следующие выводы о применении способа двойной проходки:

- способ содействует образованию зоны неупругих деформаций до обнажения контура проектного сечения выработки;
- способ можно применять при проведении выработок в связанных породах при соблюдении условия

$$\sigma_{сж} < \sigma_{д},$$

где $\sigma_{д}$ — максимальное действующее напряжение на контуре выработки; $\sigma_{сж}$ — предел прочности пород на одноосное сжатие;

- передовая выработка должна иметь площадь поперечного сечения 50–70% проектной;
- расширение выработки следует производить через 2–3 месяца;
- увеличение затрат при применении способа двойной проходки (на 2–10% — при жесткой крепи и 17–24% — при податливой постоянной крепи) полностью компенсируется снижением затрат на поддержание выработки.

Аналогичного эффекта можно добиться путем увеличения проектного сечения выработки на величину ожидаемых смещений. При этом обязательно применение податливой крепи, величина и направление податливости которой согласуются с величиной и направлением ожидаемых смещений породного контура. Данный способ связан с дополнительной выемкой породы и эффективен при знании значений смещений. Способ чаще всего применяют для подготовительных выработок.

Другим весьма эффективным мероприятием является использование закономерностей работы крепи в зависимости от места установки ее относительно забоя выработки.

Теоретически предотвратить смещения пород возможно, установив крепь высокой жесткости (обеспечивающей отпор, уравнивающий концентрацию напряжений). Практически же это не представляется возможным, так как крепь всегда возводят с некоторым отставанием, и она не предупреждает развития смещений, деформируясь при этом сама. Графики, представленные на рис. 15.12, характеризуют степень деформи-

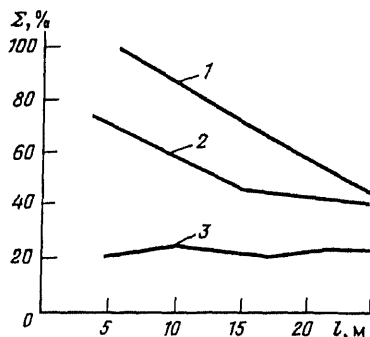


Рис. 15.12. Графики к оценке степени деформирования крепи Σ разных типов в зависимости от расстояния ее установки от забоя l :

1 — металлические кольца в бетоне; 2 — металлические арки в бетоне; 3 — податливая крепь

рования крепей разных типов в зависимости от расстояния их установки от забоя.

На графике видно, что место установки податливой крепи практически не влияет на ее дальнейшее состояние. Это объясняется наличием конструктивной податливости. При установке жесткой крепи в непосредственной близости от забоя она практически полностью деформируется (75—100%); с увеличением отставания крепи от забоя ее состояние улучшается.

По данным наблюдений на ряде шахт Донбасса, в наилучшем состоянии были крепи, установленные на расстоянии 15—20 м от забоя. Такое расстояние практически исключает влияние проходческих работ.

Таким образом, устанавливая жесткую постоянную крепь на определенном удалении от забоя и позволяя интенсивным смещениям породного контура частично или полностью реализоваться на участке, закрепленном временной податливой крепью, добиваются более благоприятных условий для дальнейшей эксплуатации выработки. Изложенный прием в горнотехнической литературе называют «технологической податливостью».

Это организационно-техническое мероприятие способствует снижению затрат на поддержание выработки в 1,5—2 раза.

Основными параметрами технологической податливости являются: расстояние от забоя выработки до места установки постоянной крепи или время ее возведения относительно времени выполнения проходческих работ. Значения указанных параметров рекомендуется принимать в зависимости от темпов проведения выработок. Так, для квершлагов и полевых штреков при нормальных темпах их проведения — 70 м/мес эти параметры в зависимости от прочности пород на сжатие составляют:

Прочность пород на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	< 40	40—60	> 60
Расстояние от забоя выработки до места установки постоянной крепи, м	35	40	50
Время выполнения проходческих работ, мес	1,5	2	2,5

Технологическая податливость, улучшая в целом состояние постоянной крепи и обеспечивая снижение затрат на поддержание выработок, имеет свои недостатки. При большой податливости крепи, во-первых, может иметь место вывалообразование, а во-вторых, для обеспечения проектного сечения с учетом большой податливости придется вынимать значительный излишний объем породы, что скажется на стоимости работ. Это все вызывает необходимость поиска оптимальных решений конструктивной податливости крепей.

15.2. СТРОИТЕЛЬСТВО ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

К сложным газодинамическим условиям относят газонасыщенные породные массивы, склонные к внезапным выбросам угля, породы, газа, и удароопасные породы.

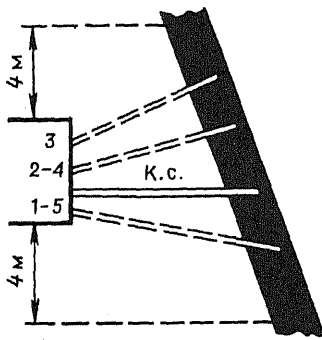


Рис. 15.13. Схема расположения скважин при увлажнении крутого угольного пласта: 1-5 — номера скважин; К.с. — контрольная скважина

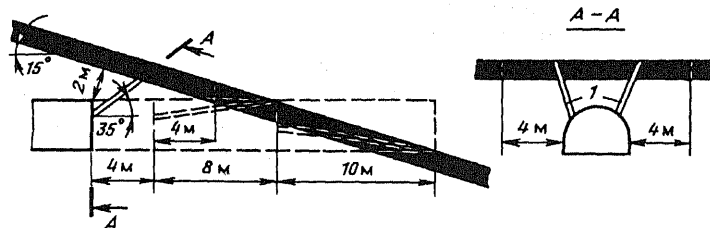


Рис. 15.14. Схема расположения скважин при увлажнении пологого угольного пласта

Рассмотрим сначала способы воздействия на массив и организационно-технические мероприятия, наиболее часто применяемые при строительстве выработок в выбросоопасных породных массивах.

Основными из этих способов являются: низконапорное увлажнение пласта, дегазация призабойной части пласта, гидровывывание опережающих полостей, гидрорыхление, торпедирование призабойной части пласта, образование разгрузочных щелей и гидроотжим угольного пласта.

Способ увлажнения угольного пласта основан на нагнетании в него воды через скважины диаметром 45–60 мм непосредственно перед вскрытием. Число скважин и схема их расположения зависят от мощности пласта и угла падения.

При вскрытии тонких и средней мощности крутых пластов нагнетание воды производят через 5–6 скважин, схема расположения которых показана на рис. 15.13. В середине забоя по оси квершлага бурят контрольную скважину (К.с.) диаметром 100–250 мм.

При вскрытии тонких и средней мощности пологих пластов нагнетание воды в пласт осуществляют через серии скважин / по мере продвижения забоя, схема расположения которых показана на рис. 15.14. При этом неснижаемое опережение обработанной части угольного массива должно быть не менее 4 м.

При вскрытии мощного крутого пласта из забоя квершлага бурят одну горизонтальную увлажнительную скважину, пересекающую пласт на всю мощность.

При вскрытии мощных пологих и наклонных пластов для увлажнения угольного массива бурят несколько скважин. Если протяженность квер-

шлага по углю составляет более 40—50 м, то увлажняют только часть угольного массива до входа квершлага в пласт, а дальнейшее проведение квершлага осуществляют с применением способов предотвращения выбросов, предусмотренных для подготовительных выработок.

Давление воды при нагнетании принимают равным $1,5 \gamma H$ для пластов тонких и средней мощности и $0,75 \gamma H$ для мощных пластов (где γ — плотность угля, кг/м³; H — глубина залегания пласта, м).

Нагнетание воды осуществляют последовательно в каждую из скважин до тех пор, пока вода не проникнет в соседнюю и контрольную скважины (на крутых пластах). Количество воды, закачиваемой в скважину, определяют в зависимости от объема увлажнения одной скважиной. При этом следует иметь в виду, что радиус увлажнения от одной скважины колеблется в пределах 10—12 м, норма подачи воды на 1 т обрабатываемого угля равна 0,04 м³.

Число скважин $n_{\text{скв}}$ для нагнетания воды на пологих и наклонных пластах составляет

$$n_{\text{скв}} = \frac{h_{\text{в}} + 8}{2 r_{\text{ув}} \sin \alpha},$$

где $h_{\text{в}}$ — высота вскрывающей выработки; α — угол падения пласта; $r_{\text{ув}}$ — радиус увлажнения (принимается равным 10—12 м).

Контроль за эффективностью увлажнения производят после подачи в скважины расчетного количества воды на основании определения влажности угля по нормам и пробам, отбираемым при пересечении пласта. Увлажнение считается эффективным при влажности угля не менее 5%.

Дегазация скважинами может быть осуществлена с применением скважин малого (до 100 мм) и большого (до 300 мм) диаметра.

Скважины малого диаметра используются для снижения давления газа до безопасного (менее 1 МПа) за счет естественной дегазации. Практика вскрытия выбросоопасных пластов с применением естественной дегазации показала, что естественное газовыделение из скважин является незначительным и требует больших сроков на снижение давления газа до безопасных пределов.

Более эффективным способом дегазации и разгрузки является применение скважин большого диаметра, при бурении которых уменьшаются напряжения в массиве угля впереди забоя выработки, газ дренирует через скважины, и снижается его давление.

Контроль за степенью дегазации пласта в месте вскрытия его выработкой производят путем измерения давления газа.

К выполнению работ по обнажению и пересечению пласта приступают в том случае, если давление газа снизилось до величины менее 1 МПа.

На мощных пологих пластах способ вскрытия дегазационными скважинами часто применяют в сочетании с гидроразрывом пласта через скважину, пробуренную по оси вскрывающей выработки, при давлении нагнетания воды 10—16 МПа.

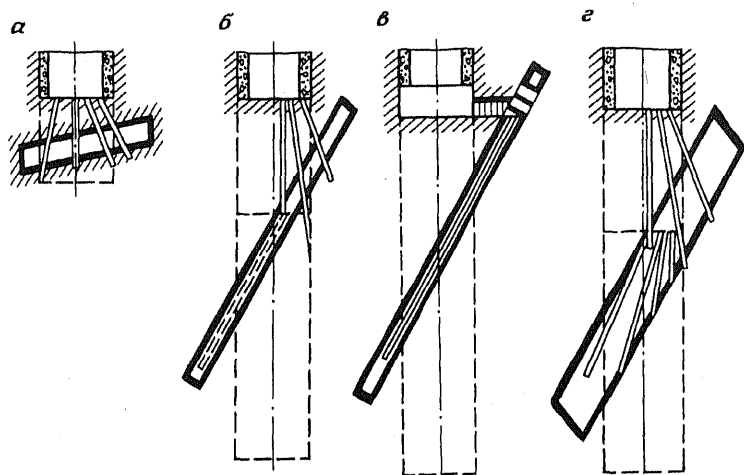


Рис. 15.15. Схемы расположения дегазационных скважин при вскрытии пластов вертикальными стволами

На рис. 15.15 показаны схемы расположения дегазационных скважин при вскрытии вертикальным стволом выбросоопасных пластов.

При вскрытии тонкого пласта пологого залегания (см. рис. 15.15, а) бурят одну серию скважин с таким расчетом, чтобы пласт был пересечен ими на полную мощность. Скважины располагают рядами. Число скважин в ряду и число рядов определяют в зависимости от радиуса дренирования одной скважины, поперечного сечения ствола и площади, подлежащей дренированию. Точки выхода из пласта скважин первого ряда находятся со стороны восстания пласта на расстоянии 3 м от проекции контура ствола в проходке, а точки выхода из пласта скважин последнего ряда находятся со стороны падения пласта по линии, проходящей через проекцию контура ствола в проходке.

К выполнению работ по вскрытию пласта приступают после прекращения газовыделения из скважин или его снижения до стабильного минимума. Дебит скважин замеряют газосчетчиком или ротаметрами, которые подключают к скважине.

При вскрытии тонких крутых пластов с углом падения до 55° через породную коробку бурят одну серию дренажных скважин, которая служит для обнажения и пересечения пласта. С увеличением угла падения применение одной серии дренажных скважин означало бы существенное увеличение длины скважин по породе. Поэтому для сокращения объема буровых работ вскрывать тонкие крутые пласты с углом падения свыше 60° наиболее целесообразно лишь частью сечения ствола под защитой одной или двух серий дренажных скважин диаметром 70–100 мм, пробуренных через породную пробку. Пересечение пласта в этом случае выполняют под защитой дренажных скважин диаметром 150 мм и более, пробуренных из забоя ствола (см. рис. 15.15, б).

В отдельных случаях может быть применен вариант вскрытия пласта с использованием дополнительной горизонтальной вскрывающей выработки и дренажных скважин, пробуренных по пласту угля из этой выработки (см. рис. 15.15, в). Горизонтальную вскрывающую выработку производят из забоя ствола, остановленного на расстоянии 2 м от пласта по нормали. Вскрытие пласта дополнительной выработкой выполняют с соблюдением всех мер безопасности.

Вскрытие мощных крутых пластов (их обнажение и пересечение) производят под защитой двух и более серий дренажных скважин (см. рис. 15.15, г). Скважины первой серии, используемые для обнажения пласта, располагают по той же схеме, что и для тонких пластов, однако параметры скважин определяют для глубины, соответствующей полному обнажению пласта забоем.

Предотвращение выбросов угля и газа гидрорыхлением угольного пласта применяют в выработках на пластах тонких и средней мощности, если возможно обеспечить бурение и герметизацию скважин на заданную глубину. Сущность способа заключается в том, что в направлении проведения выработки бурят скважины ограниченной длины. Средствами герметизации перекрывают находящуюся непосредственно у забоя зону интенсивной трещиноватости угля, а за ее пределы в область запределного деформирования нагнетают воду под высоким давлением. Она производит дополнительное рыхление пласта, сопровождающееся интенсификацией дегазации.

К параметрам способа относят: длину и диаметр скважин (принимают $l_{\text{скв}} = 6 \div 11$ м, $d_{\text{скв}} = 45$ мм); расстояние между скважинами, глубину герметизации скважин ($l_r = 4 \div 8$ м); расстояние неснижаемого опережения ($l_{\text{н.о}} = 2 \div 3$ м); давление и скорость нагнетания воды.

Эффективный радиус нагнетания воды в пласт составляет $R_{\text{эф}} < 0,8 l_r$, а расстояние между скважинами не должно превышать $2 R_{\text{эф}}$.

Расчетный удельный расход воды q_v должен составлять не менее 20 л/т, а объем воды Q_v , м³, нагнетаемый в одну скважину, определяют по формуле

$$Q_v = 0,002 R_{\text{эф}} q_v m \gamma_y (l_r + l_{\text{н.о}}),$$

где m — мощность пласта, м; γ_y — плотность угля, т/м³.

Давление воды при нагнетании $P_n = (0,75 \div 2) \gamma H$. Скорость нагнетания должна быть не менее 3 л/мин. Число скважин и схемы их расположения определяют в зависимости от ширины полосы угольного массива, подлежащей гидрорыхлению, и $R_{\text{эф}}$.

Ширина обрабатываемой полосы, м, в выработках:

$$C = B_3 + 2 b,$$

где B_3 — ширина угольного забоя, м; $b > 4$ м — ширина обрабатываемой полосы за контуром выработки.

Гидрорыхление считают законченным при одновременном выполнении следующих условий: появление воды на плоскости забоя; снижение давления в высоконапорном трубопроводе не менее чем на 30% от ус-

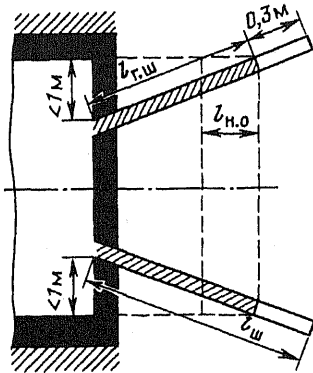


Рис. 15.16. Схема расположения шпуров при гидроотжиме угольного пласта

нии подвигания выработки бурят шпуры длиной в среднем 3,5–4 м. Герметизируют камеру длиной 0,3 м, в которую под высоким давлением $P_{\max} \geq 0,07$ МПа и с большой скоростью нагнетают воду. При этом угольный пласт между обнаженной поверхностью и нагнетательной камерой отжимается в сторону выработанного пространства (рис. 15.16).

Глубина герметизации шпуров для подготовительных забоев должна быть не менее 2 м, ее определяют по формуле

$$l_{г.ш} = \frac{(7,5 \pm 1) S_3}{P_3},$$

где S_3 — площадь угольного забоя, m^2 ; P_3 — периметр угольного забоя, м.

Длина шпуров на 0,3 м больше глубины герметизации. Неснижаемое опережение отжатой зоны $l_{н.о}$ в подготовительных забоях должно быть не менее 1 м.

Давление нагнетаемой воды, МПа:

$$P_{н \max} = (0,008 \div 0,02) \gamma_{п} H + P_c,$$

$$P_{кн} = 3 + P_c,$$

где P_c — потери напора в гидросети, МПа; $P_{кн}$ — конечное давление нагнетаемой воды, МПа; $\gamma_{п}$ — удельный вес пород, MH/m^3 ; H — глубина залегания пласта, м.

Замер смещения пласта осуществляют с помощью забивных реперов, располагаемых посередине между шпурами.

Для герметизации шпуров используют шланговые гидрозатворы. Нагнетание воды в пласт начинают плавным повышением давления до максимального и продолжают до тех пор, пока давление не снизится

тановившегося (расчетного), при котором производилось нагнетание; подаче в скважину не меньше расчетного количества воды.

Способ считают эффективным, если после его применения величина зоны разгрузки превышает ширину вынимаемой полосы угля за цикл не менее чем на 1 м.

Указанный способ предотвращения внезапных выбросов угля применяют как при комбайновом, так и при буровзрывном способе выемки породы.

Предотвращение выбросов угля и газа гидроотжимом угольного пласта можно осуществлять на всех пластах, за исключением восстающих выработок с углом подъема более 25° . Сущность способа заключается в том, что в направле-

до конечного. После этого отключают насос и приступают к осмотру забоя.

Технологию выполнения гидроотжима угольного пласта в конкретных условиях и ее контроль регламентирует специальная инструкция.

Обработку пласта гидроотжимом считают эффективной, если выдвигание угольного забоя составит $0,02 l_{гш}$, давление нагнетаемой воды снизится до $P_{кн}$ и произойдет выход воды на забой на границе обрабатываемой шпуром зоны.

Вскрытие угольного пласта квершлагами с гидровыванием угля применяют при наличии мягких пачек с коэффициентом крепости угля $f = 1$ и боковых породах средней устойчивости.

Вымывание полостей впереди забоя производят с помощью воды, нагнетаемой под давлением 15 МПа, при расходе не менее 30 л/мин, через скважины диаметром 105–200 мм. Количество скважин колеблется в пределах 3–9 в зависимости от площади сечения выработки и принятой технологии гидровывывания.

Число полостей

$$n_{п} = \frac{a}{(a_{п} + a_{ц}) + 1},$$

где $a_{п}$ — ширина полостей, м; $a_{ц}$ — ширина целиков между полостями, м; a — ширина выработки по пласту, м. Ширина обработки массива за контуром выработки — не менее 2 м.

Полости вымывают на длину $l_{п}$, равную удвоенному расстоянию неснижаемого опережения $l_{н.о} = 5$ м.

Контроль за эффективностью и качеством гидровывывания осуществляют по снижению давления газа в контрольных скважинах до значений менее 1 МПа. Перед началом производства взрывных работ вымытые полости заполняют водой, песчано-цементным раствором, песком или инертной пылью.

Сущность способа образования разгрузочных щелей во вмещающих пласт породах состоит в управлении процессом высвобождения энергии из угольного пласта до таких величин, при которых она была бы значительно меньше работы по его разрушению. Этого достигают за счет образования сплошных разгрузочных щелей в непосредственной близости пласта (рис. 15.17). На участке пласта, расположенном под или над полостью, происходит его разгрузка, вследствие чего потенциальная энергия пласта снижается и не превышает работы,

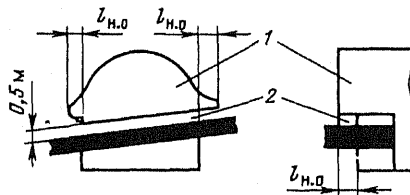


Рис. 15.17. Схема проведения выработки смешанным забоем комбайнами избирательного действия

необходимой для разрушения угля, что гарантирует предотвращение выбросов во время выемки угля на этом участке на определенную глубину.

Данным способом можно проводить горизонтальные и наклонные выработки в выбросоопасных пластах смешанными забоями, комбайнами избирательного действия и с помощью буровзрывных работ.

При комбайновом способе проведения выработки (см. рис. 15.17) разгрузочную полость 1 создают с помощью проходческих комбайнов, оснащенных стреловыми исполнительными органами (4ПП-2, ПК-9Р, 4ПП-2Щ), при этом высота полости не ограничена. Между угольным пластом и полостью оставляют предохранительный породный слой 2 толщиной не менее 0,5 м, который исключает случайное внедрение рабочего органа в неразрушенную зону пласта. Выемку породы в полости производят в направлении от кровли выработки к угольному пласту.

Многочисленные экспериментальные исследования в шахтных условиях показали, что при комбайновой проходке для обеспечения безопасности работ максимальное неснижаемое опережение должно быть равно 1 м в направлении подвигания забоя выработки и 0,6 м — в боках выработки. Для пластов невысокой степени опасности по выбросам при применении разгрузочных полостей допускается уменьшение величины опережения до 0,5 м.

При проведении выработок буровзрывным способом по выбросоопасным песчаникам разгрузочные щели могут быть созданы во вмещающих породах с помощью выбуривания их специальными установками типа УЩ-10.

Основными параметрами щели являются: ширина $a_{щ}$, глубина $l_{щ}$ (рис. 15.18), длина в плоскости забоя $b_{щ}$ и величина неснижаемого опережения щели $l_{н.о.}$.

Длина щели равна периметру выработки за вычетом ее ширины при расположении щели по контуру выработки, а длина горизонтальной щели равна сумме ширины выработки и $2 l_{н.о.}$. Ширина щели должна быть не менее 20 мм, величина неснижаемого опережения щели — не менее 0,3 м.

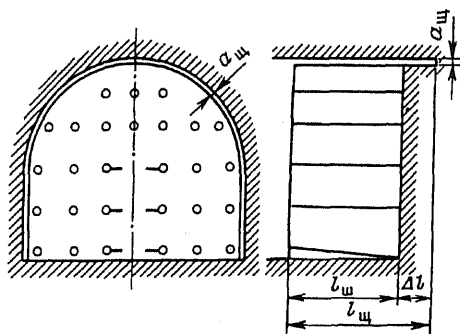


Рис. 15.18. Схема расположения разгрузочной щели

Разрушение породного массива в пределах проектного контура выработки производят механическим и буровзрывным способом сразу же после образования разгрузочной щели.

В общем виде скорость проведения выработок с осуществлением мероприятий по предупреждению внезапных выбросов $v_{пм}$ выражается формулой

$$v_{пм} = v_T K_{mv},$$

где v_T — технологическая скорость проходки, м/мес; K_{MV} — коэффициент, учитывающий степень снижения технологической скорости проходки из-за осуществления мероприятий по борьбе с внезапными выбросами,

$$K_{MV} = \frac{t_{0M}}{t_{0M} + t_M},$$

где t_{0M} — продолжительность проведения 1 м выработки без осуществления мероприятий по предупреждению внезапных выбросов, ч; t_M — удельные затраты времени на осуществление мероприятий по предупреждению выбросов, отнесенные к 1 м выработки, ч.

Средняя трудоемкость противовыбросных мероприятий составляет 25% общей трудоемкости проходческого цикла; при их осуществлении запрещено выполнение других работ, что приводит к значительным потерям рабочего времени.

Способ образования разгрузочных пазов по угольному забою основан на отделении части угольного массива, равной ширине выработки, от общего угольного массива пазами по углю, располагаемыми вдоль боков проектного контура выработки. Эти пазы обеспечивают эффективную дегазацию призабойной части пласта и формирование такой зоны разгрузки, которая позволяет безопасно выполнять работы по выемке угля. В особо опасных зонах при ширине выработки более 3,5 м необходимо образовывать третий паз в середине пласта.

Ширина паза должна быть не более 60 мм, высота равна мощности пласта, глубина — 2–2,5 м, расстояние неснижаемого опережения — не менее 0,5 м, а в особо опасных зонах — не менее 1 м. Плоскость паза должна быть перпендикулярна почве пласта. Пазы должны быть расположены на расстоянии не более 0,5 м от «кутка» угольного забоя.

Торпедирование призабойной части угольного пласта заключается во взрывании зарядов в наиболее опасной зоне — зоне опорного давления, находящейся на глубине 5–8 м от забоя. В результате взрывания в зоне происходит значительное трещинообразование, уменьшение крепости угля и давления газа в пласте, что способствует снижению напряженного состояния призабойного массива, а следовательно, вероятности возникновения выброса.

Заряд ВВ размещают в камерах диаметром не более 80 мм и длиной от 7 до 20 м. Скважины бурят с таким расчетом, чтобы ширина обработанной зоны по бокам выработки составляла не менее 4 м. Взрывание зарядов при торпедировании осуществляют в один прием. Торпедирование производят в режиме сотрясательного взрывания.

Рассмотренный способ является трудоемким и пока применяется в опытным порядке.

Из организационно-технических мероприятий рассмотрим два: применение металлической каркасной крепи и заградительных перемычек.

Первое из них состоит в том, что, не доходя до выбросоопасного пласта на 2–2,5 м, проходческие работы останавливают и устраивают металлический каркас (рис. 15.19). Для возведения каркаса из

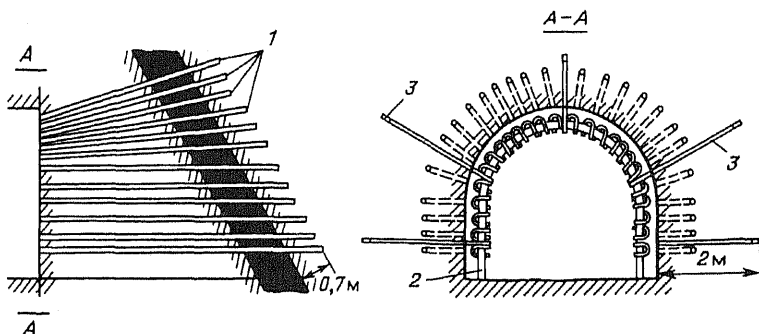


Рис. 15.19. Схема предупреждения внезапного выброса угля и газа под защитой металлического каркаса

забоя квершлага через породную толщу по контуру забоя, исключая подошву, через 0,3 м пробуривают скважины диаметром 65–80 мм. В скважины на всю глубину вводят толстостенные трубы 1 диаметром 50 мм. При вскрытии особо опасных пластов в верхней части их устанавливают два ряда труб. Под концы труб возводят металлическую арочную раму 2, которую анкерами 3 скрепляют с боковыми породами.

Вскрытие пласта под каркасом производят с применением сотрясающего взрывания.

При вскрытии пластов мощностью свыше 2 м для устройства каркаса применяют трубы диаметром более 50 мм, рельсы и металлические балки. При крепких углях устанавливают однорядный каркас с расстоянием между скважинами 0,4 м, при слабых углях — двухрядный с расстоянием между скважинами в ряду 0,4 м, а между рядами скважин — 0,3 м. При двухрядном каркасе скважины располагают в шахматном порядке.

Локализация выбросов угля и газа путем возведения заградительных перемычек заключается в том, что на расстоянии 3–3,5 м от забоя устанавливают заградительную перемычку, а взрывными работами разрушают только часть пород в сечении выработки (рис. 15.20). Взорванная и выносимая выбросом порода не отбрасывается, а заполняет пространство до перемычки, тормозя развитие выброса.

Для возведения заградительной перемычки кольца из канатов подводят под стойку арки в момент ее установки или подвязывают к ним после установки.

Параметры канатной перемычки следующие: расстояние от почвы выработки до нижнего каната — 0,5–0,6 м; между канатами — 0,15–0,2 м; расстояние от верхнего каната до кровли выработки — 0,6–0,7 м. Диаметр канатов для перемычки — 22–25 мм, для колец — 18–20 мм, диаметр шплинтового каната — 59 мм.

Заградительные перемычки применяют при проведении выработок в зонах высокой степени выбросоопасности. В случае необходимости перемычки могут быть установлены в несколько рядов.

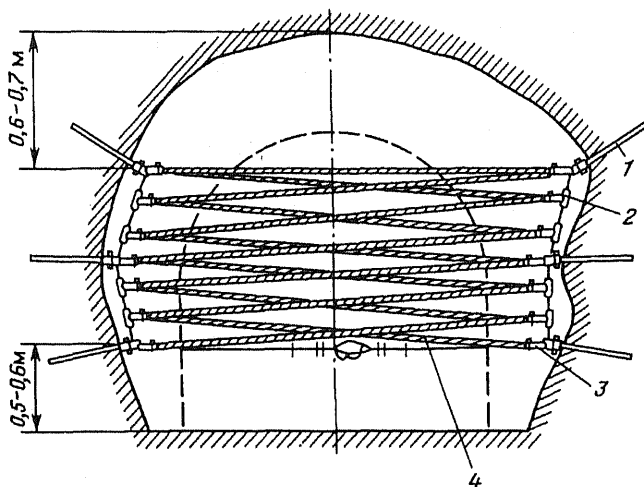


Рис. 15.20. Схема устройства канатной перемычки:

1 — анкеры; 2, 3 — крепления канатов по высоте выработки; 4 — канаты

Предотвращение горных ударов осуществляют путем снижения горного давления или способности пласта угля к накоплению энергии. Снижению горного давления способствует выбор правильной системы разработки, что включает в себя опережающую отработку защитного пласта, ведение горных работ без целиков угля на всех пластах свиты и сокращение изрезанности пласта угля выработками.

Снижения способности пласта угля к накоплению энергии достигают камуфлетным взрыванием или нагнетанием воды в пласт.

Камуфлетное взрывание как способ борьбы с горными ударами может применяться в трех видах: собственно камуфлетное, сотрясательное и камуфлетно-сотрясательное взрывание. При строительстве выработок наиболее часто прибегают к собственно камуфлетному взрыванию. Схема размещения шпуров для камуфлетного взрывания приведена на рис. 15.21.

В стенках выработки *1* под углом $70-90^\circ$ бурят шпуров *2* диаметром 42 мм на расстоянии не более 1,5–2 м друг от друга. Длину шпуров выбирают в зависимости от ширины защищаемой зоны. Из забоя выработки *3* бурят шесть шпуров в глубь массива. Крайние шпуров при этом выходят за проектное сечение выработки на 1–2 м. Коэффициент заполнения скважины ВВ принимают равным 0,5. С уменьшением расстояния между скважинами возрастает эффективность камуфлетного взрывания и наблюдается уменьшение машинного времени бурения 1 м шпура в среднем на 8,5–10,5% по сравнению с бурением по нетронутому массиву.

Как и всякий другой дополнительный вид работ в проходческом цикле, камуфлетное взрывание приводит к удорожанию стоимости строитель-

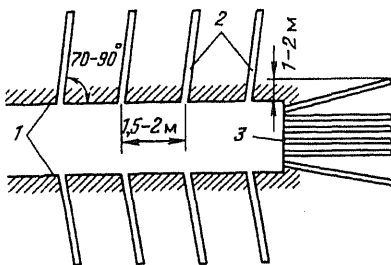


Рис. 15.21. Схема размещения шпуров для камуфлетного взрыва

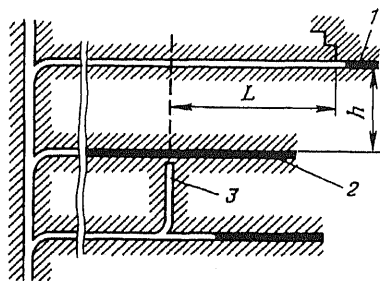


Рис. 15.22. Схема вскрытия пласта угля с предварительной надработкой защитного пласта

ства 1 м выработки. При этом увеличение затрат от производства камуфлетного взрыва зависит от глубины скважин.

Меры защиты от последствий горных ударов включают в себя применение специального режима ведения горнопроходческих работ на основе прогноза горных ударов (режим ведения буровзрывных работ, дистанционное управление проходческими машинами, безлюдная выемка угля) и собственно меры по защите выработок (проведение выработок широким ходом и изменение характера их эксплуатации). Этот круг мер направлен не на то, чтобы предотвратить возникновение горных ударов, а на то, чтобы обезопасить людей в случае, если удар произойдет.

В горной практике в настоящее время наиболее широкое распространение получила проходка горных выработок широким ходом с двусторонней раскоской, которую заполняют породой и кострами (эта породная подушка гасит силу удара и сохраняет выработку от разрушения).

Строительство выработок в газонасыщенных породах осложняется суффлярными выделениями газа и существенно сказывается на темпах и безопасности горнопроходческих работ.

В связи с этим работы по строительству горных выработок должны предусматривать способы, направленные на предотвращение или ликвидацию поступления газа в проводимые выработки.

К основным из этих способов относятся: *надработка или подработка пластов, опасных по суффлярному выделению газа, предварительная дегазация и каптаж суффляров.*

Надработка или подработка угольного пласта приводит к снижению в нем напряжений, раскрытию природных трещин и уменьшению давления газов, что устраняет на нем суффлярные выделения геологического, а иногда и эксплуатационного характера, или в значительной мере снижает их интенсивность. Она является эффективным способом предотвращения суффляров.

Сущность способа надработки или подработки заключается в следующем (рис. 15.22). Вскрытие пласта 2, опасного по суффлярному выде-

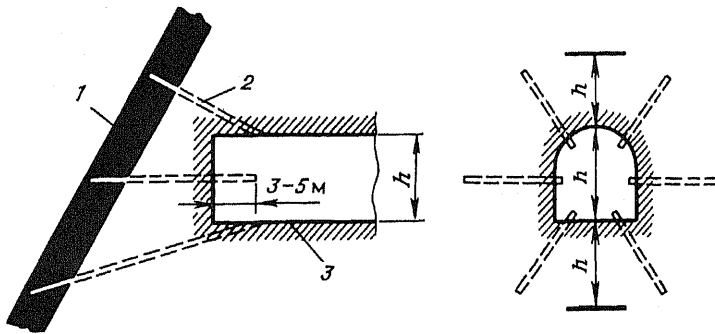


Рис. 15.23. Схема предварительной дегазации круглого угольного пласта

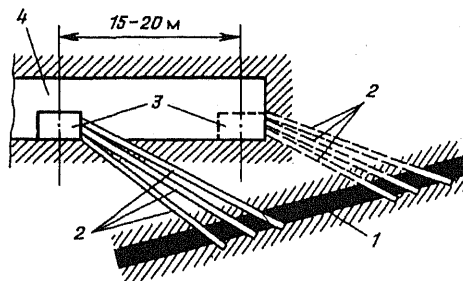


Рис. 15.24. Схема предварительной дегазации наклонного угольного пласта

лению газа, или проведение в нем выработки осуществляют в защищенной зоне за счет надработки защитного пласта 1. При этом забой защитного пласта 1 должен находиться от забоя квершлага 3 на расстоянии L , не меньшем толщи пород h , заключенной между защитным и суфляроопасным пластами.

Целью дегазации угольных пластов и вмещающих пород является снижение количества метана, поступающего в выработку. Для этого из забоя выработки бурят в зону трещиноватых пород дегазационные скважины диаметром 50–150 мм и длиной 25–50 м. Скважины должны по возможности пересечь как можно больше трещин в пласте и породном массиве и выходить за контур сечения выработки. Скважины бурят через задвижку и сальниковое уплотнение. В устье скважины вставляют обсадную трубу, заделываемую в нем при помощи цементной пробки. Из скважины газ отводят по газопроводу в выработку с исходящей струей или в выработанное пространство.

При вскрытии круглого пласта 1 с пористыми и трещиноватыми вмещающими породами (рис. 15.23) на расстоянии 3–5 м от забоя бурят пять-шесть скважин 2 так, чтобы они пересекали пласт по окружности в том месте, где будет проходить квершлаг 3.

При вскрытии наклонных и пологих пластов (рис. 15.24) по бокам выработки 4 устраивают ниши 3 на расстоянии 15–20 м друг от друга. Размер ниш зависит от габаритов бурового инструмента. Из ниш под

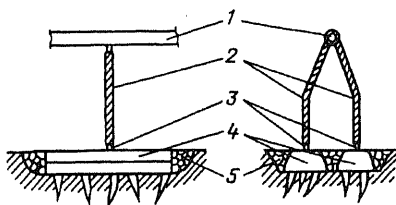


Рис. 15.25. Схема проведения каптажа суфлярных газов

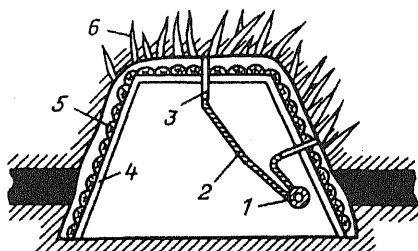


Рис. 15.26. Схема отвода суфлярных газов

углом $5-15^\circ$ к оси выработки бурят скважины 2, вскрывающие пласт 1 и осуществляющие его дегазацию.

Наиболее эффективным активным способом борьбы с суфлярными выделениями метана является их каптаж. Этот способ применяют в 20% случаев, а его эффективность достигает 92%. Он, в сочетании с дегазацией массива, позволяет ликвидировать даже интенсивные суфлярные выделения.

Каптаж суфлярных газов — это улавливание газа с последующим его отводом в исходящую струю или на поверхность.

При суфлярном выделении газа из кровли, почвы или боков выработки суфляр можно отводить с помощью специальных каптажных колпаков, изготовляемых из металлических листов и устанавливаемых так, чтобы они перекрыли место выделения газа (рис. 15.25).

Для установки каптажных колпаков 4 с помощью отбойного молотка вынимают слой горной породы или угля на глубину 30–40 см, а для создания герметичности вокруг них и над ними устраивают бетонную подушку 5. Для отвода газа из-под колпака к нему приваривают трубки 3 и подсоединяют резиновыми шлангами 2 к магистральному трубопроводу 1. Размеры колпака определяют по размерам трещины, из которой происходит газовыделение. При большой площади газовыделения может быть установлено несколько колпаков. Газ из-под колпака в дегазационный трубопровод обычно поступает под собственным давлением.

В случае, когда невозможен отвод газа из трещин с помощью колпаков, бурят скважины диаметром 45–105 мм и длиной, зависящей от места нахождения суфляра. Скважины герметизируют и соединяют с газопроводом.

При проведении выработок по пласту с суфлярным выделением газа каптаж осуществляют следующим образом (рис. 15.26). Участок выработки, где наблюдаются суфлярные трещины 6, по периметру обшивают досками 5 и покрывают воздухонепроницаемым составом 4, состоящим из жидкого стекла и известки, смешиваемых с водой в соотношении 1:2:1. Толщина покрытия равна 15–20 мм. За полученную таким образом оболочку вводят специальные трубки 3, через которые суфляр по резиновым

шлангам 2 отводится в газовую систему 1. Как показывает практика, каптаж суфлярных газов является весьма эффективным способом, а в сочетании с дегазацией массива позволяет преодолевать участки с очень интенсивным суфлярным выделением газа.

15.3. СТРОИТЕЛЬСТВО ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Строительство горных выработок в сложных гидрогеологических условиях осуществляется, как правило, с применением замораживания либо тампонирувания горных пород или с применением водоупонения.

Строительство с применением замораживания горных пород. Ледопородные ограждения вокруг горизонтальных или наклонных выработок могут быть созданы вертикальными замораживающими скважинами, расположенными в несколько продольных рядов по всей трассе выработки (первая схема); скважинами, расположенными параллельно оси выработки по ее контуру или в пределах сечения выработки (вторая схема) и комбинацией этих способов (третья схема).

По первой схеме (рис. 15.27, а) вдоль трассы выработки бурят систему вертикальных замораживающих скважин 1, расположенных в несколько рядов по квадратной или ромбической сетке, и создают сплошной ледопородный массив, в пределах которого проводят горизонтальную или наклонную выработку 2. При наличии водоупора в лотковой части выработки замораживающие скважины внутренних рядов недобуривают на 0,5 м до шельги свода, а в контурных рядах заглубляют в водоупор. Если водоупорные породы залегают на значительной глубине, то скважины всех рядов заглубляют ниже лотковой части выработки на 3–6 м.

При строительстве подземного сооружения неглубокого заложения (до 20 м) ледопородные массивы создают на всю глубину скважины. При глубине заложения выработки более 20 м (см. рис. 15.27, б) предусматривается создание ледопородного ограждения 1 ограниченных размеров

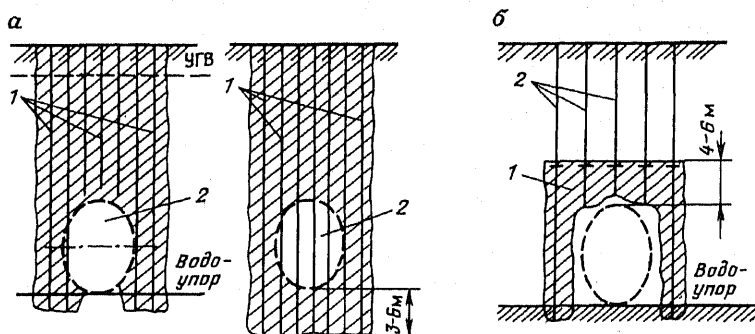


Рис. 15.27. Схемы образования сплошного ледопородного ограждения (а) и зонального (локального) замораживания (б)

по высоте с помощью колонок зонального замораживания 2. При наличии неустойчивых пород в кровле выработок предусматривается образование ледопородных потолочин мощностью 4–6 м.

В рассмотренных схемах крайние продольные ряды скважин называют контурными, а ряды, расположенные между ними, — внутренними или центральными. Число продольных рядов замораживающих скважин зависит от ширины или диаметра проектируемой выработки и составляет от двух до девяти, а иногда и более рядов. Ряды замораживающих скважин, расположенные перпендикулярно к осевой линии проектируемой выработки, называют поперечными рядами, их число определяют в зависимости от длины сооружаемой выработки. В практике строительства расстояние между замораживающими скважинами в контурных рядах колеблется от 1,2 до 2,2 м и на внутренних рядах — от 2 до 2,6 м. Расстояние между продольными рядами принимают равным от 1,5 до 2,6 м. Схему создания ледопородных ограждений вертикальными скважинами применяют при проведении протяженных наклонных выработок с углом наклона менее 30° и длиной более 80 м. Недостатками этой схемы являются: большой объем буровых работ, увеличение стоимости работ и усложнение механизации выемки породы вследствие того, что приходится разрабатывать замороженную породу. Однако, несмотря на указанные недостатки, на практике эта схема получила наибольшее распространение в силу простоты работ по бурению и оборудованию скважин.

По второй схеме при проведении горизонтальных выработок в неустойчивых породах ледогрунтовое ограждение может быть создано непосредственно из забоя выработки или же из специальной выработки (стволы, котлована, камеры). Ледогрунтовое ограждение из забоя выработки может быть создано с применением горизонтальных замораживающих скважин, располагаемых внутри контура выработки (рис. 15.28, а), или же расходящимся пучком (см. рис. 15.28, б). При этом замораживающие скважины должны быть заглублены в водоупор. В противном случае грунт промораживают по всему сечению выработки. После создания ледогрунтового ограждения проектных размеров замораживающие колонки отключают от рассольной сети, демонтируют питающие трубы и приступают к горнопроходческим работам. По мере прохождения встречающиеся в забое трубы замораживающих колонок вырезают.

При создании ледогрунтового ограждения из специальной выработки (см. рис. 15.28, в), которую чаще всего проходят также с применением способа замораживания, за пределами контура выработки бурят горизонтальные скважины, которые затем оборудуют замораживающими колонками. В рыхлых водонасыщенных грунтах замораживающие колонки непосредственно задавливают в массив с помощью гидродомкратов. Горнопроходческие работы в этом случае осуществляют под защитой ледогрунтового ограждения, толщину и температуру которого можно регулировать в процессе производства работ.

Замораживание грунта в этих случаях осуществляют с помощью передвижных станций. Толщину ледогрунтового ограждения определяют расчетом или назначают из конструктивных соображений в пределах

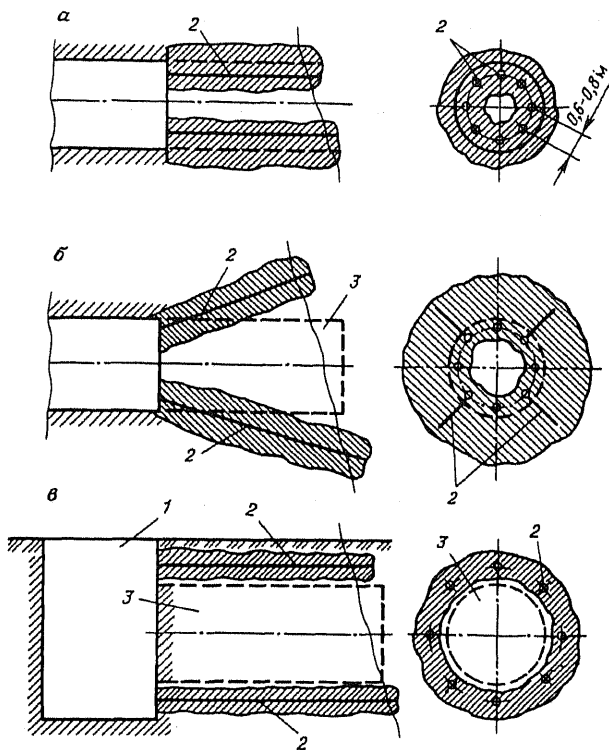


Рис. 15.28. Схемы образования ледогрунтовых ограждений при проведении горизонтальных выработок:

1 — ствол (котлован); 2 — замораживающие скважины; 3 — горизонтальная выработка

2—2,5 м. Режим работы замораживающей станции и контроль за образованием ледогрунтового ограждения организуют и осуществляют из тех же соображений, что и при замораживании горных пород при строительстве стволов шахт.

Технология проведения горизонтальных выработок под защитой ледогрунтового ограждения существенно не отличается от обычной, тем более что устраняется необходимость бороться с притоком воды, но имеются некоторые особенности. В связи с пониженной температурой воздуха в забое снижается комфортность труда и возникает необходимость в применении утепленной спецодежды для рабочих; возникают перебои в работе машин из-за конденсации влаги в сжатом воздухе и загустевания смазки; при температуре ниже 10—15° С чаще разрушаются нагруженные детали машин. Поскольку породы геологического разреза имеют различные теплофизические свойства (теплоемкость и теплопроводность) на отдельных участках выработки, они оказываются в большей или меньшей степени промороженными и возрастает трудоемкость их отбойки, вплоть

до необходимости применения буровзрывных работ. Особенно трудно поддаются разработке замороженные глины, хотя при той же температуре большей прочностью обладают крупнозернистые кварцевые пески.

Замороженные породы способны с течением времени пластически деформироваться, а многие глинистые породы склонны к гучению при замораживании и особенно при последующем обнажении их. В связи с этим предъявляют дополнительные требования к конструкции постоянной крепи и технологии ее возведения. Кроме того, устанавливают специальный контроль за состоянием пересекаемых замороженных пород.

Разрушение незамороженных песков внутри контура ледопородного ограждения производят, как правило, лопатами; гравелистые породы, мел и мергель отбивают кайлами, отбойными молотками и пневмоломами; глины и суглинки — пневматическими лопатами.

Работы по выемке грунта выполняют в следующей последовательности. Сначала вынимают породу из незамороженного ядра и затем производят разработку замороженных пород отбойными молотками и пневмоломами в направлении от центра выработки к периферии.

Строительство с применением тампонирования горных пород. Производство работ по тампонированию горных пород при строительстве горизонтальных выработок отличается большим разнообразием технологических схем расположения тампонажных скважин в пространстве и устройством тампонажных перемычек. Так же как и при строительстве стволов, тампонирование горных пород при строительстве горизонтальных выработок осуществляют по двум технологическим схемам: с поверхности земли и из забоя выработки.

При тампонировании пород с поверхности выбор схемы расположения тампонажных скважин зависит от глубины заложения выработки, гидрогеологических условий, наличия и глубины залегания водоупора. Если породы водоупора залегают на небольшой глубине от выработки, то тампонаж может быть осуществлен по схеме, показанной на рис. 15.29. В этом случае тампонажные скважины располагают в один (см. рис. 15.29, *а*) или два (см. рис. 15.29, *б*) ряда в зависимости от горно-геологических условий, параллельно оси выработки. При отсутствии водоупоров тампонированию подвергают весь массив, в котором будет расположена выработка (см. рис. 15.29, *в*). При этом тампонажные скважины бурят или вертикально, или наклонно в зависимости от горно-геологических условий и условий на поверхности строящегося объекта.

При тампонировании пород из забоя выработки (рис. 15.30) работы выполняют отдельными участками (заходками) определенной длины с последовательным чередованием процессов тампонирования и проведения выработки. Нагнетание тампонажного раствора в массив осуществляют через группы слабонаклонных скважин 1, при этом формируются затампонированные массивы в виде конусов или ореолов, входящих один в другой. Для предотвращения выхода тампонажного раствора и воды в выработку при тампонировании каждой заходки возводят тампонажную перемычку 2 или оставляют целик из ранее затампонированной породы.

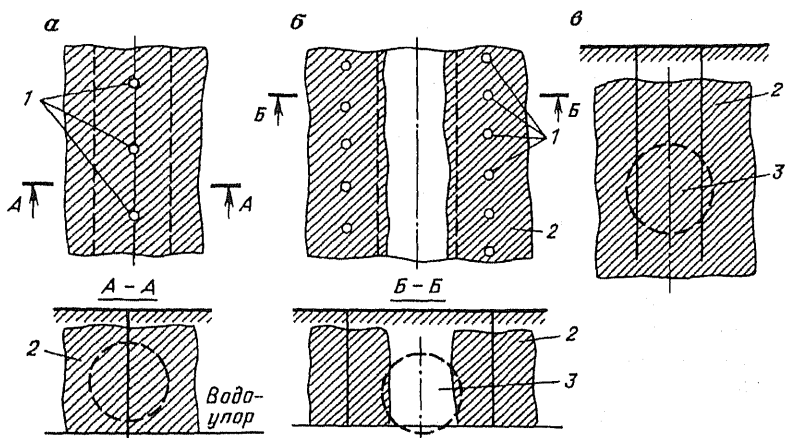


Рис. 15.29. Схема тампования с поверхности:

1 — тампонажные скважины; 2 — затампированный массив; 3 — выработка

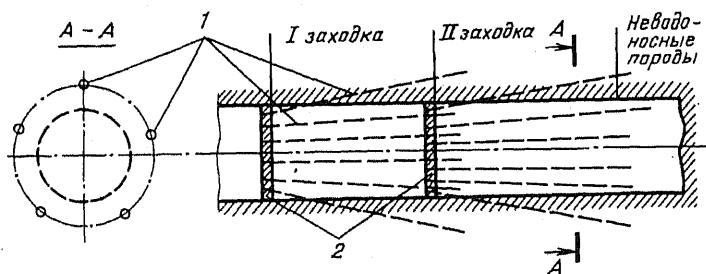


Рис. 15.30. Расположение тампонажных скважин при проведении горизонтальных выработок

Длина участка тампования зависит от многих факторов и в первую очередь от свойств массива, вида тампонажного материала, буровых средств и т.д. В достаточно устойчивых породах длина участка тампования пород может достигать сотен метров, в то время как в неустойчивых и разрушенных породах длина участка снижается до нескольких метров. В устойчивых породах тампонаж наиболее часто выполняют заходками по 10–50 м, а в неустойчивых — до 5 м. Скважины располагают в пределах выработки и бурят под углом к продольной оси выработки с таким расчетом, чтобы концы скважин выходили за контуры выработки на 1–5 м. Расстояние устьев тампонажных скважин от крепи выработок должно быть минимальным. Оно зависит от типа применяемой бурильной машины. Так, при бурении станком НКР-100М это расстояние составляет не менее 700 мм, при бурении перфораторами — 200–300 мм.

Каждая из рассматриваемых технологических схем обладает рядом преимуществ и недостатков. Так, при тампонаже с поверхности земли

горнопроходческие работы совмещают с работами по тампонированию, и они не зависят друг от друга, что позволяет проходить выработку безостановочно с большими скоростями. Но при этой схеме необходимо выполнять значительный объем буровых работ, зачастую тампонировать «лишний» объем горных пород, что приводит к перерасходу тампонажных материалов и удорожанию строительства.

При схеме тампонирования пород из забоя выработки объем буровых работ сокращается, уменьшается и расход тампонажных материалов, но при этом резко сокращается скорость строительства выработки из-за того, что работы по тампонажу и проходке чередуются. Кроме того, значительное время затрачивают на сооружение тампонажных перемычек. В связи с этим выбор той или иной технологической схемы тампониования горных пород должен базироваться на основании технико-экономических сравнений вариантов с учетом гидрогеологических условий строительства, физико-механических свойств пород, глубины заложения выработки, принятого типа бурильных машин и тампонажного материала.

Водопонижение при проведении горизонтальных выработок. Способ понижения грунтовых вод при строительстве горизонтальной выработки зависит от глубины ее заложения, гидрогеологической ситуации. При строительстве выработок на небольших глубинах (5–20 м) водопонижение осуществляют с поверхности земли с применением установок ЛИУ, эжекторных установок или же водопонижающих скважин. При заложении горных выработок на глубинах более 20 м водопонижение может быть осуществлено несколькими способами: поверхностным способом с применением водопонижающих скважин, расположенных по трассе выработки; подземным способом с применением иглофильтровых установок, установок забойного водопонижения, восстающих скважин, сквозных фильтров, водопонижающих скважин, водопоглощающих скважин, наклонно-опережающих скважин, дренажных канав и колодцев, с использованием забивных фильтров; комбинированным способом, то есть сочетанием как поверхностного, так и подземного водопонижения. Выбор того или иного способа осуществляют на базе технико-экономических сравнений вариантов.

Поверхностное водопонижение скважинами наиболее эффективно на угольных месторождениях, где необходимо снизить напор подугольных вод ниже отметки залегания угольного пласта. Если породы обладают достаточными фильтрационными свойствами и хорошо отдают воду, наблюдается интенсивное снижение уровня воды и быстрое формирование депрессионной воронки.

Однако опыт показывает, что полного осушения надугольных водоносных горизонтов водопонижающими скважинами добиться невозможно. Как правило, 15–25% мощности водоносного горизонта остается обводненной. Плохо поддаются осушению рыхлые водосодержащие породы, а также тульские известняки из-за их неравномерной трещиноватости, наличия небольших статических запасов воды, вследствие чего скважины работают сравнительно недолго и с малыми дебитами.

Водопоглощающие скважины применяют для дренажа водоносных горизонтов в кровле пласта путем перепуска воды из обводненных пород в нижележащие породы, обладающие высокими фильтрационными свойствами и способные поглощать воду.

Дебит водопоглощающих скважин, пробуренных на надугольные пески Подмосковского бассейна, не превышает, как правило, $6 \text{ м}^3/\text{ч}$, пробуренных на тульские известняки, — значительно больше, если они размещены в зонах повышенной трещиноватости.

С помощью водопоглощающих скважин в определенных гидрогеологических условиях достигают полного осушения как рыхлых песчаных пород, так и известняков. Однако в практике горных работ этот способ осушения считается вспомогательным и применяется в ограниченных объемах.

Подземный способ водопонижения применяют в подготовительных выработках при оконтуривании выемочных столбов или в выработках главных направлений, он предназначается для дренажа обводненных пород непосредственной кровли или почвы угольного пласта. Осушение из подземных выработок ведут параллельно с горнопроходческими работами или после их окончания, вслед за подвиганием забоев штреков или с некоторым опережением в зависимости от геологического строения и условий обводненности участков развития горных работ.

Забивные фильтры служат для осушения песков, залегающих непосредственно над угольным пластом или на расстоянии от него не более 10 м. В зависимости от обводненности и фильтрационных свойств песков используют щелевые, дырчатые и кожуховые забивные фильтры (рис. 15.31).

Щелевые фильтры имеют продольные щели длиной 50–60 мм и шириной 1,5–2 мм, дырчатые — отверстия диаметром 3–10 мм. На шахтах Подмосковского бассейна наиболее широко распространены дырчатые забивные фильтры с диаметром отверстий 3–4 мм и скважностью 2–5%. Щелевые и крупнодырчатые фильтры дают большой вынос песка, поэтому имеют ограниченное применение.

Кожуховый забивной фильтр состоит из перфорированной трубы диаметром 25 мм и внешней жестяной оболочки. Межтрубное пространство заполнено гравием крупностью 1–5 мм. Размер щелей внутренней тру-

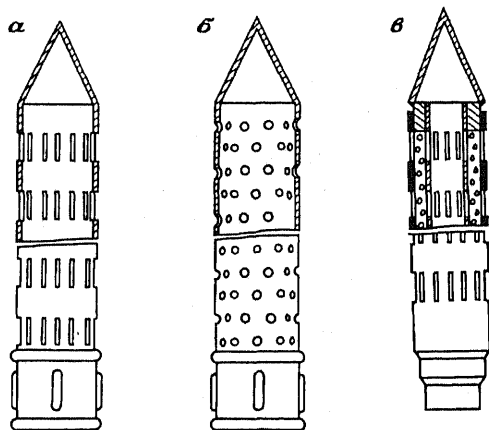


Рис. 15.31. Схемы устройства забивных фильтров: а — щелевого; б — дырчатого; в — кожухового

бы — $20 \times 1,5$ мм, внешней оболочки — 20×1 мм. Щели расположены рядами. В каждом ряду внутренней трубы 8 отверстий, внешней трубы — 16 отверстий. Скважность внутренней перфорации 10%, внешней — 5%. Кожуховые фильтры широко применяют для осушения мелко- и тонкозернистых песков в безнапорном и напорном водоносных горизонтах. Они не дают выноса песка и зарекомендовали себя как надежное средство осушения.

Забивные фильтры устанавливают вслед за подвиганием забоя подготавливаемой выработки на расстоянии 2–10 м один от другого. Расстояние между фильтрами зависит от обводненности и фильтрационных свойств песков, продолжительности действия фильтров. Дебиты забивных фильтров колеблются от 0,1 до $10 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Восстающие скважины применяют для осушения горных пород, залегающих в кровле выработки на расстоянии более 10 м. Скважины бурят станком БС-50 (ДС-4) или СБД-2. Чаще всего используют станок БС-50 (ДС-4), позволяющий бурить скважины диаметром 75–100 мм длиной 25–30 м без прекращения проходческих работ. Восстающие скважины размещают через каждые 50–100 м. Бурение восстающих скважин обеспечивает максимальный водозабор из водоносных горизонтов в кровле угольного пласта, предотвращая тем самым прорывы подземных вод при ведении очистных работ. Дебит скважин достигает $100 \text{ м}^3/\text{ч}$ (в среднем 15–30 $\text{м}^3/\text{ч}$).

В большинстве случаев в качестве сквозного фильтра используют перфорированную со щелевыми отверстиями трубу диаметром 108–75 мм. Дебиты фильтров могут достигать $100 \text{ м}^3/\text{ч}$ в зависимости от степени трещиноватости известняков, источников питания и запасов воды в дренируемых водоносных горизонтах. Эффективность работы сквозных фильтров зависит во многом от того, насколько точно определено место расположения обводненных зон.

В настоящее время сквозные фильтры используют редко, так как с созданием буровых станков БС-50 (ДС-4) и СБД-2 появилась возможность бурить восстающие скважины длиной 25–100 м при значительно меньших (в 8–10 раз) материальных затратах.

Водопонижающие скважины диаметром 150–100 мм бурят из горных выработок, как правило, со дна колодцев или дренажных канав. Напорная вода дренируемого напорного горизонта самоизливается по скважине в канаву или колодец, откуда шахтными насосами перекачивается к участковому водоотливу. Скважины закладывают в самых пониженных местах залегания угольного пласта. Недостаточно широкое применение водопонижающих скважин связано в основном с отсутствием соответствующих для их бурения станков. Опыт бурения водопонижающих скважин из горных выработок подтвердил техническую и экономическую целесообразность их применения в условиях, когда напоры подугольных вод на почву пласта не превышают 5 м. Дебиты скважин в этих условиях достигают 5–15 $\text{м}^3/\text{ч}$.

Водопоглощающие скважины бурят со дна водосборного колодца и обсаживают трубами диаметром 89–108 мм до известняков.

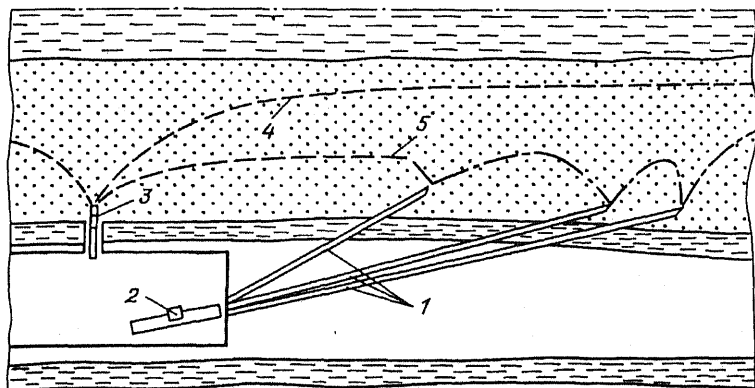


Рис. 15.32. Схема бурения наклонно-опережающих скважин:
 1 — наклонно-опережающие скважины; 2 — буровой станок; 3 — забивной фильтр;
 4, 5 — динамический уровень воды соответственно после установки забивного фильтра
 и бурения наклонных скважин

Верхний конец обсадных труб устанавливают на 0,5—1 м выше дна колодца из расчета перелива в скважину только осветленной воды. Водопоглощающие скважины позволяют сбрасывать в нижележащие горные породы до 25 м³/ч. Их успешно используют на многих шахтах.

Наклонно-опережающие скважины (рис. 15.32) применяют для опережающего осушения надугольных песков, залегающих непосредственно над угольным пластом, а также при наличии незначительной мощности прослоев глин, залегающих между пластом и обводненными песками, когда выработки проводят в условиях сложной гипсометрии угольного пласта. Скважины бурят из забоя штрека станком БС-50 (ДС-4) или СБД-2. Максимальная их длина не превышает 100 м. Бурение ведут до вскрытия водоносного горизонта, после этого в пески задавливают забивные фильтры с трубами диаметром 32—40 мм.

Наклонно-опережающие скважины успешно применяют на шахтах Подмосковского бассейна для дренажа надугольных песков впереди забоя проводимой выработки. Их используют также при необходимости сокращения сроков осушения выемочных столбов. В этом случае скважины бурят из расчета вскрытия песков по внутренней части столба.

Дренажные каналы и колодцы применяют для дренажа обводненной почвы и сбора воды в подготовительных выработках для последующей перекачки к участковому водоотливам. Минимальная глубина дренажных каналов составляет 0,5 м, максимальная — 2 м (в зависимости от гипсометрии пласта). Дренажные (или перекачные) колодцы сооружают в самых пониженных местах в специальных камерах. Здесь же устанавливают насосы для перекачки воды. Глубина колодцев — 4—5 м, размеры поперечного сечения — 1,5 × 1,5 м. Дренажные каналы и колодцы крепят деревом.

Дренажную канаву обычно проводят по всей длине выемочного штрека, поэтому в отдельных местах ее используют для транспортировки воды к ближайшему колодцу. В случае если породы, окружающие выработку, обводнены не повсеместно, дренажные канавы проводят только на участках, примыкающих к колодцам. Поступающая вода перекачивается из колодцев шахтными насосами по трубопроводу до участкового водоотлива. Это позволяет исключить обводнение пород почвы выработок водой из дренажной канавы.

В последние годы для строительства горизонтальных и наклонных выработок в неустойчивых водоносных породах все большее распространение получает подземное забойное водопонижение с использованием установок забойного водопонижения, при этом иглофильтры располагают как по контуру, так и по всей площади забоя в зависимости от местных условий и принятой организации горнопроходческих работ.

Водопонижение при строительстве шахт производят обычно в два этапа. Вначале на шахтном поле или на участке развития горных работ с помощью поверхностного водопонижения снижают напоры воды в водоносных горизонтах до безопасных значений. Затем выполняют подземные водопонизительные работы с целью снижения остаточных напоров и уровня воды в подугольных и надугольных водоносных горизонтах (при проведении подготовительных горных выработок) или осушения пород непосредственной кровли угольного пласта, чтобы предотвратить внезапные прорывы воды в очистные забои.

Как показывает анализ опыта водопонижения в угольной промышленности, наибольшее применение получил комбинированный способ водопонижения.

КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ

1. Раскройте сущность основных технологических процессов при проведении горизонтальных горных выработок буровзрывным способом.
2. Чем отличается выполнение основных технологических процессов при строительстве наклонных и горизонтальных горных выработок при применении буровзрывного способа?
3. Дайте характеристику вспомогательным процессам при строительстве горизонтальных и наклонных выработок буровзрывным способом.
4. Охарактеризуйте горно-проходческие работы с применением комбайнов избирательного действия.
5. В чем заключается суть строительства горизонтальных выработок с применением комбайнов бурового типа?
6. Приведите принципы выбора технологических схем для проведения выработок комбайновым способом.
7. Охарактеризуйте основные процессы при строительстве камерных выработок.
8. В чем заключается технология строительства сопряжений горизонтальных и наклонных выработок?
9. Какова особенность технологии строительства горизонтальных горных выработок в сложных геологических условиях?
10. Дайте характеристику строительству выработок в сложных газодинамических условиях.
11. Раскройте сущность строительства выработок в сложных гидрогеологических условиях.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Баклашов И.В., Борисов В.Н.** Строительные конструкции зданий и сооружений горных предприятий. — М.: Недра, 1985.
2. **Баклашов И.В., Картозия Б.А.** Механика подземных сооружений и конструкции крепей. — М.: Недра, 1992.
3. **Барановский И.В., Першин В.В., Баранов Л.В.** Строительство и углубка вертикальных стволов. — М.: Недра, 1995.
4. **Ишук И.Г., Поздняков Г.А.** Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. — М.: Недра, 1991.
5. **Каменский Л.Е., Шибаев Е.В.** Экономика шахтного и подземного строительства. — М.: Недра, 1987.
6. **Картозия Б.А.** Строительная геотехнология. — М.: МГГУ, 1998.
7. **Каталог проходческого оборудования зарубежных фирм.** — М.: Техноэкс, 1994.
8. **Кирин Б.Ф., Ушаков К.З.** Рудничная и промышленная аэрология. — М.: Недра, 1983.
9. **Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт** / Э.Ф.Кипко, А.Ю.Лушникова, Ю.Спичак и др. — М.: Недра, 1984.
10. **Максимов А.П.** Горнотехнические здания и сооружения. — М.: Недра, 1983.
11. **Механизация проведения подготовительных выработок** / А.И.Петров, Г.Г.Штумпф, П.В.Егоров, Г.Н.Архипов. — М.: Недра, 1988.
12. **Миндели Э.О., Тюркян Р.А.** Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт. — М.: Недра, 1982.
13. **Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н.** Технология строительства подземных сооружений. Ч. I—III. — М.: Недра, 1992.
14. **Насонов И.Д., Шуплик М.Н., Ресин В.И.** Технология строительства горных предприятий. — М.: Недра, 1990.
15. **Научное обоснование подземного строительства** / Б.А.Картозия, Б.И.Федунец, М.Н.Шуплик и др. — М.: Изд-во АГН, 2001.
16. **Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт, разрезов и обогатительных фабрик.** ВНТП 1—92, ВНТП 2—92, ВНТП 3—92, ВНТП 4—92. — М.: Центрогипрошахт, 1993.
17. **Очистное и проходческое оборудование для угольных шахт:** Отраслевой каталог. Часть II. Машины и оборудование для проходческих работ. — М.: ЦНИЭИуголь, 1994.

18. Поздняков Г.А., Мартынюк Г.К. Теория и практика борьбы с пылью в механизированных подготовительных забоях. — М.: Наука, 1983.
19. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. — М.: Недра, 1977 (ч. I) и 1982 (ч. II).
20. Покровский Н.М. Комплексы подземных горных выработок и сооружений. — М.: Недра, 1987.
21. Попов В.Л. Проектирование строительства подземных сооружений. — М.: Недра, 1989.
22. Правила безопасности при строительстве метрополитенов и подземных сооружений. — М.: ТИМР, 1992.
23. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. — М.: Недра, 1986.
24. Проектирование и строительство околостольных дворов шахт / Я.И.Тютюнник, С.П.Коптилов, Ю.И.Свирицкий и др. — М.: Недра, 1983.
25. Рекордная углубка скипового ствола шахты «Тайбинская» / И.В.Баронский, Л.П.Петров, А.А.Манаков и др. // Шахтное строительство, 1977. — № 4. — С. 23–25.
26. Смирнов В.В., Вихарев В.И., Очкуров В.И. Технология строительства горных предприятий. — М.: Недра, 1989.
27. Справочник инженера-шахтостроителя. В 2 т. / Под ред. В.В.Белого. — М.: Недра, 1983.
28. Справочник по борьбе с пылью в горнодобывающей промышленности / Под ред. А.С.Кузьмича. — М.: Недра, 1982.
29. Строительство горных выработок в сложных горнотехнических условиях: Справочник / Под ред. Б.А.Картозия. — М.: Недра, 1992.
30. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. — М.: Недра, 1984.
31. Техника и технология горноподготовительных работ в угольной промышленности / Под ред. Э.Э.Нильва. — М.: Недра, 1991.
32. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах / Мин-углепром СССР, ИГД им. А.А.Скочинского. — М., 1991.
33. Федунец Б.И. Технология проведения горных выработок в крепких породах комбайнами. — М.: МГИ, 1988.
34. Федюкин В.А., Федунец Б.И. Реконструкция горных предприятий. — М.: Недра, 1988.
35. Шахтное и подземное строительство: Учеб. для вузов / Б.А.Картозия, Ю.Н.Мальшев, Б.И.Федунец и др. — М.: Изд-во АГН, 1999. — Т. I, II;

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Введение. Шахтное и подземное строительство и его роль в освоении недр земли	
Цели и задачи дисциплины	6

ЧАСТЬ I. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБЪЕКТОВ ШАХТНОГО И ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

Глава 1. Проектирование горных выработок и подземных сооружений	11
1.1. Основные понятия и определения	11
1.2. Классификация объектов шахтного и подземного строительства	15
1.3. Проектирование объектов шахтного и подземного строительства	17
Глава 2. Способы подготовки и воздействия на массив горных пород в шахтном и подземном строительстве	45
2.1. Физико-механические свойства горных пород	45
2.2. Классификация и критерии оценки сложных горно-геологических условий	48
2.3. Способы воздействия на массив горных пород в сложных гидрогеологических условиях	55
2.4. Способы воздействия на массив горных пород в сложных газодинамических условиях	57
2.5. Способы воздействия на массив горных пород в сложных геомеханических условиях	58
Глава 3. Методология проектирования подземных объектов	59
3.1. Сущность и особенности проектирования подземных объектов	59
3.2. Организация проектирования	64
3.3. Техико-экономическое обоснование строительства	66
3.4. Методы инженерного проектирования	67
3.5. Оптимизация и принятие решений при проектировании строительства подземных сооружений	71
3.6. Выбор схемы строительства	78
3.7. Проектирование организации строительства	84
3.8. Проектирование горнопроходческих работ основного периода	93
3.9. Проектирование и организация работ подготовительного периода	119
3.10. Проектирование календарного плана строительства	125
3.11. Составление комплексных сетевых графиков строительства	128
3.12. Сводный календарный график строительства	130
3.13. Проектирование техники безопасности и промышленная санитария	132
<i>Контрольные вопросы</i>	<i>133</i>

ЧАСТЬ II. ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

Глава 4. Подготовительный период строительства	134
4.1. Работы подготовительного периода	135
4.2. Сооружение устья ствола и технологического отхода	137
4.3. Продолжительность подготовительного периода	145
Глава 5. Технологические схемы сооружения стволов	146
5.1. Последовательная схема	147
5.2. Параллельная схема	148
5.3. Совмещенная схема	151
5.4. Строительство стволов с параллельным армированием	152
5.5. Выбор и обоснование технологических схем строительства стволов	154
Глава 6. Горнопроходческие работы при строительстве стволов	155
6.1. Выемка породы с помощью буровзрывных работ	155
6.2. Вентиляция при строительстве стволов	177
6.3. Погрузка породы	182
6.4. Проходческий подъем	191
6.5. Водоотлив	205
6.6. Обеспечение сжатым воздухом комплексов оборудования	212
6.7. Возведение постоянной крепи	214
6.8. Строительство стволов с применением комплексов	235
6.9. Опыт проходки ствола	239
Глава 7. Строительство выработок, сопрягающихся со стволом. Армирование стволов	246
7.1. Рассечка сопряжения клетового ствола с околоствольным двором	246
7.2. Рассечка сопряжений скипового ствола с камерами загрузочных устройств и бункеров	251
7.3. Армирование стволов	254
Глава 8. Углубка стволов	267
8.1. Общие сведения	267
8.2. Углубка стволов сверху вниз	269
8.3. Комбинированный способ углубки (схема IV)	275
8.4. Углубка стволов снизу вверх (схема V)	277
8.5. Углубка стволов на несколько горизонтов	278
8.6. Работы подготовительного периода при углубке	279
8.7. Предохранительные устройства	286
8.8. Технологические процессы при углубке стволов	297
8.9. Техничко-экономические показатели углубки	308
8.10. Опыт углубки стволов	311
8.11. Основные направления повышения технико-экономических показателей углубки стволов	317
Глава 9. Технология строительства стволов в сложных горно-геологических условиях	318
9.1. Искусственное замораживание пород	318
9.2. Тампонирование пород	340
9.3. Водопонижение	358
9.4. Проходка стволов в сложных газодинамических условиях	366
<i>Контрольные вопросы</i>	370

ЧАСТЬ III. ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Глава 10. Строительство горных выработок буровзрывным способом	371
10.1. Параметры буровзрывного комплекса	371
10.2. Бурение шпуров	385
10.3. Заряжание и взрывание шпуров	389
10.4. Проветривание выработок	390
10.5. Погрузка породы	393
10.6. Призабойный транспорт	398
10.7. Погрузочно-доставочные комплексы	401
10.8. Возведение постоянной крепи	402
10.9. Вспомогательные работы	418
10.10. Организация работ	422
Глава 11. Горнопроходческие работы с применением комбайнов	426
11.1. Общие сведения	426
11.2. Разрушение массива	433
11.3. Погрузка и транспорт горной массы	438
11.4. Возведение крепи	444
11.5. Проветривание и пылеподавление	449
11.6. Расчет производительности комбайна	454
11.7. Организация работ	460
Глава 12. Особенности горнопроходческих работ при строительстве наклонных выработок	461
12.1. Строительство наклонных выработок сверху вниз	462
12.2. Строительство наклонных выработок снизу вверх	472
Глава 13. Технологические схемы строительства горизонтальных и наклонных горных выработок	477
13.1. Основные требования к технологическим схемам проведения горных выработок	477
13.2. Основные факторы, влияющие на выбор технологических схем проведения горных выработок	479
13.3. Расчет технологических параметров проходческого цикла	490
13.4. Выбор технологических схем для проведения выработок комбайновым способом	506
13.5. Выбор технологических схем для проведения выработок буровзрывным способом	514
13.6. Опыт строительства горизонтальных горных выработок	527
Глава 14. Технология строительства камерных выработок	542
14.1. Основные процессы при строительстве камерных выработок	542
14.2. Технологические схемы проходки камер	548
14.3. Технология строительства сопряжений выработок	552
14.4. Опыт строительства камерных выработок	558
Глава 15. Технология строительства горизонтальных горных выработок в сложных условиях	562
15.1. Строительство выработок в сложных геомеханических условиях	562
15.2. Строительство выработок в сложных газодинамических условиях	579
15.3. Строительство выработок в сложных гидрогеологических условиях	593
<i>Контрольные вопросы</i>	602
Список рекомендуемой литературы	603

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

ШАХТНОЕ И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО

Том I

Картозия Борис Арнольдович
Федунец Борис Иванович
Шуплик Михаил Николаевич и др.

Редакторы издательства *Н.С. Качармина, Е.И. Кит, Е.Г. Баркова*
Переплет художника *И.А. Бранделиса*
Технический редактор *С.В. Павлова*
Корректор *М.В. Дроздова*
Компьютерная верстка *А.А. Петровой*

Лицензия ЛР № 021083 от 27 ноября 1996 г. Подписано в печать с репродуцированного оригинал-макета 21.05.01. Формат 60 × 88 $\frac{1}{16}$. Гарнитура Литературная. Печать офсетная. Усл. печ. л. 37,24. Уч.-изд. л. 49,5. Тираж 500 экз. Заказ № 1303

ЗАО «Издательство Академии горных наук»
129337, г. Москва, ул. Федоскинская, 7
Контактный телефон 360-42-48

Отпечатано с готовых диапозитивов в ФГУП ордена «Знак Почета»
Смоленской областной типографии им. В. И. Смирнова,
214000, г. Смоленск, пр-т им. Ю. Гагарина, 2.
Тел.: 3-01-60; 3-46-20; 3-46-05