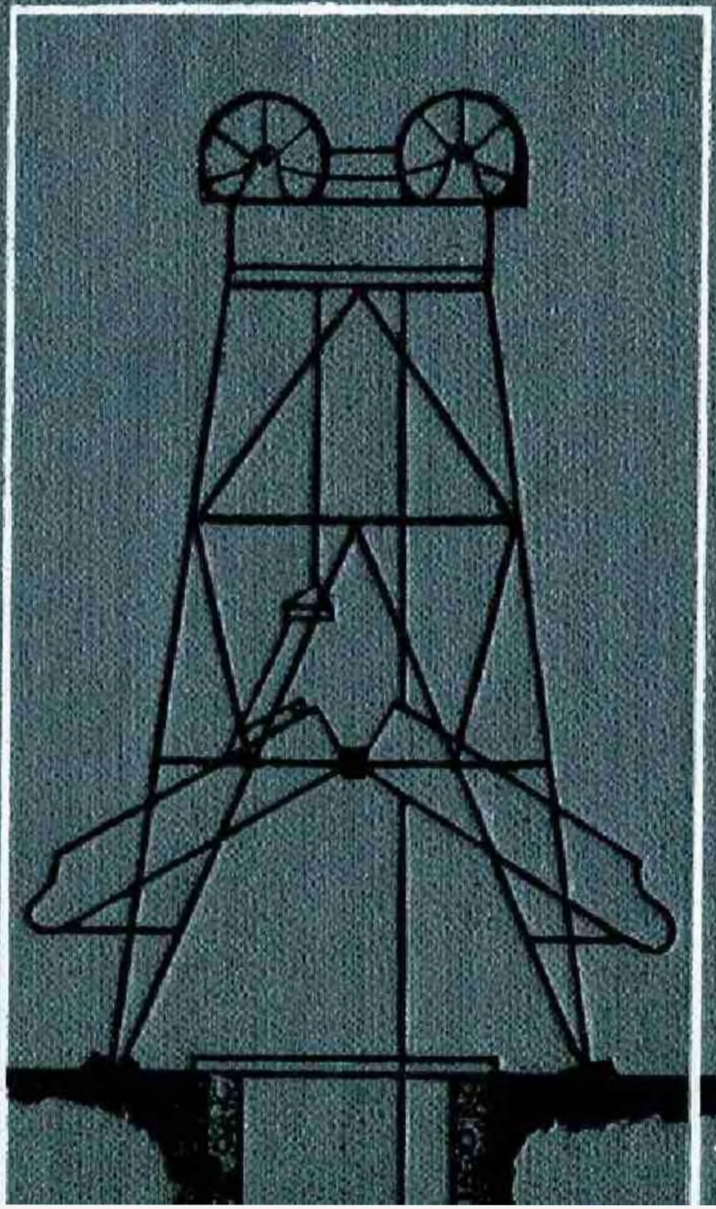
А. Г. ГУЗЕЕВ
А. Г. ГУДЗЬ
А. К. ПОНОМАРЕНКО

ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА горных предприятий



А. Г. ГУЗЕЕВ
А. Г. ГУДЗЬ
А. К. ПОНОМАРЕНКО
ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА горных предприятий

А. Г. ГУЗЕЕВ
А. Г. ГУДЗЬ
А. К. ПОНОМАРЕНКО

ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования УССР в качестве учебника для студентов вузов, обучающихся по специальности «Строительство подземных сооружений и шахт»

КИЕВ—ДОНЕЦК
ГОЛОВНОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ИЗДАТЕЛЬСКОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ
«ВИЩА ШКОЛА»
1986

33.31я73
Г 93

УДК 622.261.2 (0,75.8)

Технология строительства горных предприятий / А. Г. Гузеев, А. Г. Гудзь, А. К. Пономаренко.— К. ; Донецк : Вища шк. Головное изд-во, 1986.— 392 с.

В учебнике освещены вопросы технологии, механизации, организации и проектирования строительства вертикальных стволов шахт, горизонтальных и наклонных горных выработок в обычных и сложных горно-геологических условиях. Особое внимание уделено строительству горизонтальных выработок, перспективной комбайновой технологии их проведения.

Для студентов горных вузов и факультетов, может быть полезен инженерно-техническим работникам, связанным со строительством, реконструкцией и эксплуатацией горных предприятий и подземных сооружений.

Табл. 59. Ил. 188.

Рецензенты: кафедра строительства горных предприятий Ленинградского горного института (заведующий кафедрой доктор технических наук, профессор В. В. Смирняков), доцент, кандидат технических наук заведующий кафедрой строительства шахт и подземных сооружений Г. Г. Литвинский (Коммунарский горно-металлургический институт)

Редакция общетехнической литературы при Донецком государственном университете

Зав. редакцией *М. Х. Тахтаров*

Г $\frac{2501000000-304}{M211(04)-86}$ 214—86

© Издательское объединение «Вища школа», 1986

Бремсберг — наклонная подготовительная горная выработка, проведенная по пласту полезного ископаемого (по породе — полевой бремсберг) и предназначенная для транспортирования полезного ископаемого с вышележащего горизонта на нижележащий при помощи механических устройств, вентиляции, водоотлива и других целей.

Гезенк — вертикальная капитальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для спуска горной массы с вышележащего на нижележащий горизонт (восстающая, рудоспуск) или для подъема груза на вышележащий горизонт (слепой ствол).

Горная выработка — полость в толще горных пород, образованная в результате производства горных работ для разработки месторождения полезных ископаемых или других целей (гидротехнические, транспортные тоннели, подземные коллекторы и т. д.).

Квершлаг — горизонтальная (реже наклонная) вскрывающая горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность, проходимая под углом к простиранию пород и предназначенная для транспортирования полезного ископаемого, породы, оборудования, передвижения людей, вентиляции, водоотлива, прокладки коммуникаций и других целей.

Обычный способ проходки (проведения) горной выработки применяется в устойчивых и маловодоносных породах, допускающих обнажение забоя без специальных способов или устройств для его поддержания и обеспечения производительных и безопасных условий труда проходчиков.

Проведение — элемент строительства (выемка породы, возведение постоянной крепи и другие работы) протяженной подготовительной выработки сравнительно малого сечения: уклона, бремсберга, штрека, ската, сбойки, разрезной печи и др.

Проходка — элемент строительства (выемка породы, возведение постоянной крепи и другие работы) вскрывающей капитальной горной выработки: вертикального или наклонного ствола шахты, штольни, околоствольного двора, квершлага, камер, тоннеля или других подземных объектов больших размеров.

Проходческий цикл — совокупность процессов, при однократном выполнении которых забой выработки продвигается на величину одной заходки или на другое условно принятое расстояние.

Специальные способы проходки (проведения) горных выработок применяются в неустойчивых, рыхлых, слабых, а также крепких, но водообильных (свыше 8 $м^3/ч$) породах, когда нельзя обнажить забой без опережающей крепи, щита или, например, предварительного замораживания водоносных пород и др.

Ствол шахты (шахтный ствол) — вертикальная или наклонная капитальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля (крыла, блока).

Строительством (сооружением) горной выработки называется комплекс работ (подготовительные, строительство технологической части и монтаж в ней проходческого оборудования, проведение самой выработки, заключительные), выполнение которых обеспечивает ее готовность к сдаче в эксплуатацию согласно проекту.

Технологическая схема строительства (проходки, проведения) горной выработки — состав и взаимодействие проходческих процессов, а также принятый комплект или комплекс проходческого оборудования, обеспечивающие при определенной технологии максимальный эффект. В дальнейшем для упрощения применяется термин «схема»: последовательная, параллельная и т. п.

Технология — способы и средства проведения производственных процессов.

Технология строительства (проходки, проведения) горных выработок — безопасная совокупность методов и средств разрушения горного массива в забое, погрузки горной массы и транспортирования ее из забоя, возведения крепи и выполнения других работ, обеспечивающих приемлемые конечные технико-экономические результаты.

Различаются: буровзрывная, механическая, в том числе комбайновая, гидромеханическая, волновая, ультразвуковая, комбинированные и другие технологии.

Уклон — наклонная подготовительная горная выработка, проведенная по пласту полезного ископаемого (по породе — полевой уклон) и предназначенная для транспортирования полезного ископаемого с нижележащего горизонта на вышележащий, вентиляции, водоотлива и других целей.

Шахта — горное предприятие, добывающее полезные ископаемые (рудные и нерудные, каменные уголь и соль, золото, алмазы и др.) подземным способом. В понятие шахты включаются наземные сооружения и совокупность горных выработок, предназначенных для разработки месторождения в пределах шахтного поля.

Штольня — горизонтальная или наклонная капитальная вскрывающая горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ в пределах шахтного поля (крыла, блока).

Штрек — горизонтальная подготовительная подземная горная выработка, проведенная по пласту в направлении его простирания и служащая для транспортирования полезного ископаемого и других грузов, а также передвижения людей, вентиляции, водоотлива и других целей.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Успешное развитие экономики СССР неразрывно связано с дальнейшим прогрессом важнейшей отрасли народного хозяйства — горнодобывающей промышленности. В соответствии с этим в Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года предусмотрен ряд мер, направленных на увеличение добычи нефти и угля, ускорение и опережающее развитие сырьевой базы черной и цветной металлургии, горно-химической промышленности, промышленности по производству минеральных удобрений и строительных материалов.

Выполнить поставленные перед горной промышленностью задачи можно лишь при условии постоянного расширенного воспроизводства шахтного фонда путем технического перевооружения, реконструкции, увеличения мощности действующих горных предприятий и нового их строительства.

Расширенное воспроизводство горных предприятий должно сопровождаться повышением эффективности капитального строительства на основе его всесторонней интенсификации и ускорения достижений научно-технического прогресса в области технологии; переходом на новый качественный уровень проектных работ с помощью систем автоматизированного проектирования (САПР), планирования, организации и управления строительством на базе автоматизированных систем (АСУ); созданием условий для безопасного и комфортного труда строителей и охраны окружающей среды.

Капитальным строительством в горно-добывающей промышленности занимаются в основном горные инженеры-строители. Для их теоретической подготовки в учебную программу вуза введен курс «Технология строительства горных предприятий». В помощь студентам специальности 0206 издается настоящий учебник. Материал в нем изложен в соответствии с современными требованиями научно-технического прогресса; приведенная технология строительства горных выработок может быть использована при подземной разработке полезных ископаемых во всех отраслях горно-добывающей промышленности.

В связи с тем что наибольший удельный вес в горно-добывающей промышленности занимает угольная, расчеты и передовой опыт строительства приведены в основном по этой отрасли. Учебник подготовлен в соответствии с новой программой курса. Каждая глава в нем соответствует объему тем лекций и заканчивается вопросами для самопроверки и контроля. В книге имеется предметный указатель.

В учебнике авторы старались более полно и последовательно рассмотреть технологию строительства различных типов горных выработок и их комплексов в обычных и сложных горно-геологических условиях, проходческую технику и особенности ее применения; пути повышения эффективности использования машин и механизмов; передовой опыт организации строительства горных предприятий и создания безопасных условий труда.

В книге прослеживается связь между изучаемыми дисциплинами, математической, экономической и природоохранительной подготовкой будущих специалистов.

Изучение студентами данной дисциплины должно базироваться на знаниях основ общенаучных, общетехнических и специальных дисциплин. Только при этих условиях знания технологии строительства горных предприятий будут глубокими и неформальными.

Окончив вуз, студенты прежде всего должны уметь составить проект производства работ на строительство горной выработки или их комплекса, который бы полностью отвечал сложившимся условиям работы и при его осуществлении обеспечил высокие технико-экономические показатели; основываясь на новейших достижениях научно-технического прогресса и передового опыта, совершенствовать управление производством, развивать бригадную форму организации и стимулирования труда на принципах хозяйственного расчета; создавать на рабочих местах шахтостроителей безопасные и комфортные условия труда.

Предисловие, заключение и главы 1—15 написал кандидат технических наук А. Г. Гузеев; главы 16, 19, 21—24 — кандидат технических наук А. Г. Гудзь; главы 17, 18, 20, 25, 26 — кандидат технических наук А. К. Пономаренко.

Отзывы о книге просим присылать по адресу: 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7, Головное издательство ИО «Вища школа».

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Глава 1. РАБОТЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО ПЕРИОДА

§ 1. Стадии строительства шахт

Пуск новой или реконструкция действующей шахты проходит следующие стадии: проектирование, строительство и эксплуатацию с наращиванием мощности предприятия до проектной величины. Эти стадии могут выполняться последовательно, и тогда от начала проектирования до начала добычи полезного ископаемого шахтой на полную проектную мощность проходят десятки лет. Учитывая основное направление социалистического способа производства — непрерывное повышение экономической эффективности капитальных вложений,— ввод мощностей в действие необходимо ускорять. Это достигается с помощью одновременного проектирования строительства и освоения проектной мощности шахты, что возможно при составлении проектной документации по годам строительства, и вводом предприятия в эксплуатацию очередями и пусковыми комплексами.

Проектирование шахты подразделяется на технологическое (разработка эксплуатационной части проекта шахты) и строительное (разработка технологии строительства шахты).

На первой стадии проектирования разрабатывается проект шахты, который включает: пояснительную записку, технологические и строительные решения, вопросы организации строительства, жилищно-гражданское строительство, сметную документацию и паспорт проекта. Этим же проектом должна быть обоснована технико-экономическая целесообразность строительства или реконструкции шахты и определены прогрессивные технико-экономические показатели ее эксплуатации и строительства.

Утверждение проекта шахты является основанием для начала подготовки рабочей документации (вторая стадия проектирования) и проведения организационно-технических мероприятий по оформлению горного и земельного отводов, разработке проекта подготовительного периода, а также по рекультивации нарушенных земель, осушению участка строительства, замораживанию, тампонажу горных пород, отводу поверхностных вод и др.

Процесс проектирования следует вести в такой последовательности и в таком объеме, чтобы некоторые трудоемкие и долговременные строительные работы подготовительного периода, относящиеся в основном к внеплощадочным (прокладка шоссейной и железной дорог, водовода, линий электропередачи и связи, сооружение базы стройиндустрии,

жилищно-бытовое строительство и др.), были начаты после утверждения проекта на первой стадии.

Рабочая документация включает: рабочие чертежи, сметы, ведомости объемов строительных и монтажных работ, сводные ведомости потребности в материалах, расчеты показателей изменения сметной стоимости строительно-монтажных работ, затрат труда и расхода основных строительных материалов, спецификации на оборудование, паспорта строительных рабочих чертежей.

Документация разрабатывается по графику на каждый год строительно-монтажных работ и выдается подрядным строительным организациям с опережением на один год.

Порядок разработки и выдачи рабочей документации определяется проектом организации строительства (ПОС) шахты. ПОС — составная часть проекта шахты (раздел «Организация строительства»), которая содержит все основные технологические решения, связанные с вводом предприятия в эксплуатацию на полную мощность или очередями.

На основе ПОС разрабатываются проекты производства работ (ППР) на наиболее сложные объекты поверхности и на все подземные горные выработки.

Строительство (реконструкция) шахты может быть завершено в срок с первоначальной сметной стоимостью и с высоким качеством работ только на основе глубокой и грамотной разработки технологии строительства в ПОС и ППР. Экономия времени и средств на разработке ПОС и ППР в ущерб их качеству, а также отклонение от этих проектов в процессе строительства приводят к удлинению сроков строительства и экономическому ущербу, превышающему затраты на их разработку в сотни раз.

Строительство горного предприятия по добыче полезного ископаемого подземным способом (шахты) делится на три периода: подготовительный; первый основной — строительство (сооружение) стволов; второй основной — строительство горизонтальных и наклонных выработок, камер. Цель каждого периода заключается не только в выполнении объема предусмотренных работ, но и в обеспечении фронта работ в последующем периоде.

Деление строительства на периоды относится скорее не к шахте в целом, а к строительным площадкам отдельных стволов. Такая организация строительства дает возможность быстрее начать эксплуатацию месторождения.

Вентиляционные и воздухоподающие (отнесенные) стволы имеют меньшие диаметр и глубину, чем центральные, проще оснащены, следовательно, строительство их идет быстрее. Возможны ситуации, при которых на центральной площадке ведутся работы подготовительного периода, а на отнесенных стволах — первого, затем на центральной — первого периода, а на отнесенных стволах — второго. В настоящее время основной объем горных работ при строительстве шахты выполняется через отнесенные стволы. Возможны случаи, когда все работы по проходке и оборудованию отнесенных стволов выполнены, лавы нарезаны, выемочное оборудование смонтировано, т. е. второй период окончен, а центральные стволы и примыкающие к ним околоствольные дворы еще не готовы, тогда выдачу полезного ископаемого

Объемы выработок к сдаче и сметная стоимость сооружения шахт-новостроек

Наименование шахт	Годовая мощность, тыс. т	Объем выработок к сдаче, тыс. м³					Первоначальная сметная стоимость шахты, млн руб.		
		стволы	%	горизонтальные и наклонные	%	всего	по горным работам	%	всего
«Шахтерская-Глубокая»	2100	203	24,2	638,5	75,6	841,5	84,5	56,2	150
«Красноармейская-Западная» № 1	2100	83,17	20,2	329,23	79,8	412,4	50,5	44,1	114,4
«Никулинская»	2300	5	3,2	152	96,8	157	—	—	40,6
«Западно-Донбасская» № 16/17	2400	79	16,2	407	83,8	486	—	—	88,5
«Самсоновская-Западная»	2400	269	38,2	436	61,8	705	—	—	128,0
«Южно-Донбасская» № 3	2400	112,1	26,8	306,5	73,2	418,6	45,5	41,1	110,7
«Нагольчанская» № 1—2	3000	120,2	5,3	363	94,7	383	57	41,2	138,2
«Должанская-Капитальная»	4200	81,4	13,5	522,5	86,5	603,9	48,6	28,3	171,6
«Суходольская-Восточная»	3000	150,2	20,2	592,6	79,8	742,8	62,8	44,3	141,5
«Комсомолец Донбасса» («Ждановская-Капитальная» № 1)	1800	85	16,5	432	83,5	517	45,4	33,7	134,5
«Распадская» № 1	6000	27	3,4	764	96,6	791	—	—	141,3

производят через отнесенные стволы. Таким образом, сдвиг периодов строительства на отдельных стволах должен быть использован в целях быстрейшего ввода отдельных мощностей шахты в эксплуатацию, достижения экономии всех видов ресурсов и обеспечения максимальной эффективности капитальных вложений. Соотношение между объемами работ первого и второго периодов по шахтам-новостройкам характеризуется данными, приведенными в таблице.

Из этих данных следует, что основной объем горно-проходческих работ приходится на сооружение горизонтальных и наклонных выработок. Это требует основного внимания к проектированию и организации работ второго периода, однако нельзя забывать и об особой сложности и продолжительности строительства центральных стволов и околоствольных выработок.

Наибольший эффект достигается при совпадении сроков окончания работ второго периода на центральных и отнесенных стволах. При этом следует учитывать, что сдача в эксплуатацию современной глубокой шахты мощностью более 1,8 млн. т в год в одну очередь практически затруднена, иногда невозможна и в конечном итоге нецелесообразна. Основная сложность в том, что необходимо одновременно включить в работу несколько тысяч человек, а это потребует создания всем им надлежащих жилищно-бытовых и других условий.

Экономически выгодно для строительных организаций (ввиду их, как правило, недостаточной производственной мощности) и заказчиков

вводить предприятие в эксплуатацию очередями мощностью до 1 млн. т угля в год. Стадии проектирования, строительства и эксплуатации шахты можно считать завершенными только при достижении предприятием проектной мощности.

§ 2. Подготовительный период строительства шахты

Строительно-монтажные работы подготовительного периода могут быть начаты на основании утвержденного проекта строительства новой шахты или реконструкции действующей, рабочей проектной документации на подготовительный период, утвержденных проектов земельного и горного отводов и мероприятий по охране месторождений и объектов на поверхности от вредного влияния горных разработок.

Работы по строительству шахты проводятся в полном соответствии с проектом организации строительства, в котором решены вопросы финансирования строительства, комплексного обеспечения его материалами, оборудованием, водой, связью, автомобильным транспортом, складским хозяйством и погрузочно-разгрузочными механизмами. К началу работ должны быть определены генподрядная и подрядные строительные организации, согласованы система управления строительством и планы работ, предусмотрено материально-техническое снабжение в соответствии с графиком поставки всех видов ресурсов, решены вопросы укомплектования рабочими кадрами, обеспечения их жильем, социальными и культурно-бытовыми услугами, обозначены контуры строительных площадок, оси стволов и главных сооружений, трассы основных коммуникаций.

Сооружение новой шахты начинают, как правило, одновременно на строительных площадках центральных и отнесенных (вентиляционных и воздухоподающих) стволов, базы стройиндустрии (заводы железобетонных изделий и металлоконструкций, деревообделочный комбинат, арматурный цех, механические мастерские), жилищного поселка и других объектов. Правильное определение состава и объемов работ подготовительного периода на каждой строительной площадке, а также своевременное их производство предопределяют продолжительность и качество строительства шахты в целом.

Общим для всех площадок является разделение работ на внеплощадочные и внутриплощадочные.

В состав внеплощадочных подготовительных работ входят: строительство подземных автомобильных и железных дорог, линий электропередач и связи, подводящего водопровода и канализационного коллектора, очистных сооружений, подготовка транспортных коммуникаций и площадок под отвалы породы.

Стоимость внеплощадочных работ для шахт Донбасса составляет 30...55 % от стоимости всех работ подготовительного периода. Оставшаяся ее часть приходится на внутриплощадочные работы.

В первую очередь сооружают магистральные и подземные постоянные автомобильные дороги большого срока действия. Там, где это предусмотрено проектом, по трассе дорог в поперечных траншеях укладывают трубы большого диаметра или коллекторы для последующего оборудования подземных коммуникаций. Непосредственно к объектам

строительства подводят временные дороги с покрытием из щебня или железобетонных плит на спланированном грунтовом основании.

Питьевая вода поступает по трубопроводам от районных сетей водоснабжения. Если таковых к началу строительства нет, то временное питьевое водоснабжение устраивают из артезианских скважин, а для технических нужд используют ближайшие водоемы.

Канализацию и очистные сооружения следует строить сразу постоянными и вводить в эксплуатацию к началу проходки стволов. Крайне важно своевременно обеспечить отвод дренажных и ливневых вод за счет устройства отводящих открытых канав в естественные пониженные места и овраги. При этом необходимо предусмотреть меры, предупреждающие эрозию почв.

Состав внутриплощадочных подготовительных работ определяется проектом по каждому объекту в зависимости от его назначения.

На площадке центральных стволов выполняется комплекс работ нулевого цикла — планировка строительной площадки, прокладка подземных коммуникаций, устройство фундаментов под здания, благоустройство территории, сооружение постоянных и временных автотранспортных дорог, стационарных железнодорожных путей, а также строительство общешахтных объектов — административно-бытового комбината, котельной, компрессорной, электроподстанции, механических мастерских, складов и других постоянных и временных зданий и сооружений, которые необходимы к началу строительства стволов.

Строительные площадки вентиляционных и воздухоподающих стволов имеют меньший перечень и объем подготовительных работ и оснащаются обычно временными передвижными установками, необходимыми для проходки ствола. Постоянные объекты — вентиляторы. калориферы и холодильные установки — начинают сооружать уже в первом основном периоде строительства.

В ПОС должно быть обосновано строительство компрессорной станции, бетонно-растворного узла, электроподстанции, котельной, механических мастерских, складского хозяйства, резервуара противопожарной воды, питьевого водовода и канализации на центральной площадке или же на нескольких площадках. Обязательным является строительство на площадках вентиляционных и воздухоподающих стволов, административно-бытовых комбинатов, рассчитанных на число трудящихся, которое будет занято во втором периоде строительства шахты.

В подготовительном периоде разворачивают работы, относящиеся непосредственно к стволам (оснащение, бурение замораживающих или тампонажных скважин, проходку устьев и др.), что служит началом отсчета времени, затрачиваемого на строительство ствола в целом. Подготовительный период без учета затрат времени на оснащение и другие работы, непосредственно связанные со строительством стволов, продолжается 6...16 мес в зависимости от мощности шахты и ее удаленности от промышленно развитых районов, что предопределяет сумму затрат от 4 до 12 млн руб.

§ 3. Первый и второй основные периоды строительства шахт

Согласно СНиП III-11-77 в **первый основной период** строительства входят:

проходка стволов шахт (штолен), в том числе их углубка;

проходка сопряжений стволов шахт с околоствольными выработками длиной до 10 м, а при использовании технологического оборудования для последующей проходки выработок — длиной, определяемой из условий размещения этого оборудования;

проходка сопряжений стволов шахт (штолен) с приствольными выработками длиной не менее 5 м;

проходка временных и постоянных перекачных камер, камер временного и зумпфового водоотлива, загрузочных устройств, соединительных выработок между главным и вспомогательным стволами;

армирование стволов шахт;

строительно-монтажные работы по подготовке ко второму периоду строительства — доставка средств шахтного подъема; подземного и поверхностного транспорта; средств проветривания и водоотлива; подготовка мест для отвалов породы и складов полезных ископаемых.

На строительство главных (скиповых) стволов затрачивается 65...100 %, вспомогательных (клетевых) стволов — 45...95 %, вентиляционных и воздухоподающих — 18...40 % времени от полной продолжительности строительства шахты. Технология строительства и в первую очередь распределение объемов горно-проходческих работ по стволам во втором периоде строительства шахты должны быть тесно увязаны с прогнозируемой продолжительностью работ по строительству каждого ствола.

Конечная цель первого основного периода — обеспечить не только эффективное строительство стволов, но и достаточную производительность подъемов, вентиляции, водоотлива во втором периоде. Энергоснабжение, транспорт и службы материально-технического обеспечения должны при этом полностью удовлетворять нужды всех одновременно действующих забоев.

Почти весь комплекс работ первого основного периода выполняют специализированные тресты или строительные управления по шахтопроходке: в Донецкой области Донецкшахтопроходка, в Кривбассе Кривбассшахтопроходка, в Кузбассе Кузбассшахтопроходка и др.

Второй основной период строительства шахты качественно отличается от первого. Если в первом периоде строятся штольни, вертикальные или наклонные стволы, то во втором — горизонтальные и наклонные горные выработки, непосредственно вскрывающие и подготавливающие месторождения полезного ископаемого к разработке, а также околоствольные дворы и камеры, которые являются связующим звеном между стволами и вскрышными подготовительными выработками.

Комплекты проходческого оборудования, средства транспорта, водоотлива и т. д. в забоях вертикальных, горизонтальных и наклонных горных выработок принципиально различны. В связи с этим работы второго периода выполняют специализированные шахтостроительные организации, например, в Донецкой области — тресты Донецкшахтострой, Макеевшахтострой, Артемшахтострой, Красноар-

мейскшахтострой, Донецкшахтостроймонтаж с привлечением в необходимых случаях других организаций на субподрядных началах.

Для сокращения срока и повышения качества строительства очень важно правильно распределить объемы горно-проходческих и других работ между строительными организациями первого и второго периодов. Главная задача первого периода — выполнение максимального объема горно-проходческих и монтажных работ в сопрягающихся со стволом выработках с тем, чтобы облегчить начало работ второго периода и по возможности сократить до минимума затраты времени на переход от первого ко второму периоду строительства.

К переходным работам относятся налаживание вентиляции, транспорта, энергоснабжения, водоснабжения и водоотлива, комплектование забоев проходческим оборудованием, т. е. выполнение всего комплекса работ, обеспечивающего нормальный разворот и нарастающий темп строительства вначале выработок и камер околоствольных дворов, затем капитальных и подготовительных горизонтальных и наклонных горных выработок вплоть до сдачи шахты в эксплуатацию.

Выбор последовательности строительства горных выработок, наиболее эффективной технологии, расчет средств подъема, транспорта, схем энергоснабжения, вентиляции, водоотлива, системы материально-технического обеспечения должны выполняться не обособленно, а в комплексе, что дает возможность достигнуть высоких показателей строительства горных выработок.

Контрольные вопросы

1. Задачи, поставленные перед изучающими технологию строительства горных предприятий.
2. Стадии проектирования и строительства шахт.
3. Содержание и порядок выполнения подготовительного периода строительства шахты.
4. Содержание и порядок выполнения первого и второго основных периодов строительства шахты.

РАЗДЕЛ ВТОРОЙ

СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Глава 2. НАЗНАЧЕНИЕ И КОНСТРУКЦИЯ СТВОЛОВ ШАХТ

Ствол шахты — вертикальная или наклонная горная выработка с непосредственным выходом на поверхность. Поперечные размеры, глубина и оборудование ствола соответствуют его целевому назначению. Стволы угольных шахт подразделяются на главные, вспомогательные, вентиляционные и воздухоподающие.

Главные стволы шахты (рис. 2.1) предназначены для подъема полезного ископаемого и породы. Кроме того, они, как правило, выполняют функции вентиляционных стволов, т. е. по ним из шахты отсасывается исходящая струя воздуха при помощи вентилятора, установленного на поверхности.

Уголь и породу по главным стволам выдают при помощи скиповых подъемных установок, а на гидрошахтах — эрлифтами. Количество и производительность подъемных установок рассчитывают в зависимости от мощности шахт и числа раздельно выдаваемых марок угля. Производительность подъемной установки зависит в первую очередь от вместимости скипов. Число скипов и их габариты предопределяют поперечные размеры главных (скиповых) стволов.

Вспомогательные (клетевые) стволы (рис. 2.2) предназначены для спуска и подъема людей, материалов, оборудования, выдачи породы, а также для подачи в шахту свежего воздуха. В клетевом стволе подвешивают трубы водоотлива, сжатого воздуха, подачи питьевой воды для орошения и других нужд, силовые электрокабели, кабели связи, а также устраивают лестничные отделения, если ствол не оборудован клетевым подъемом с независимым источником питания электроэнергией.

Главные и вспомогательные стволы шахты называются центральными как по своему расположению, так и по тем основным функциям, которые они выполняют при разработке месторождения.

В процессе строительства шахты первостепенное значение имеет клетевой ствол, насыщенный всеми видами коммуникаций и снабженный универсальными подъемными установками, которые могут и должны быть интенсивно использованы для выдачи породы при проходке выработок околоствольного двора, спуска всех видов материалов и оборудования. В связи с этим необходимо сдать в эксплуатацию как можно быстрее клетевой ствол, установив в нем постоянное оборудование. Это обеспечит максимальную пропускную способность ствола и исключит, как показала практика, неоправдан-

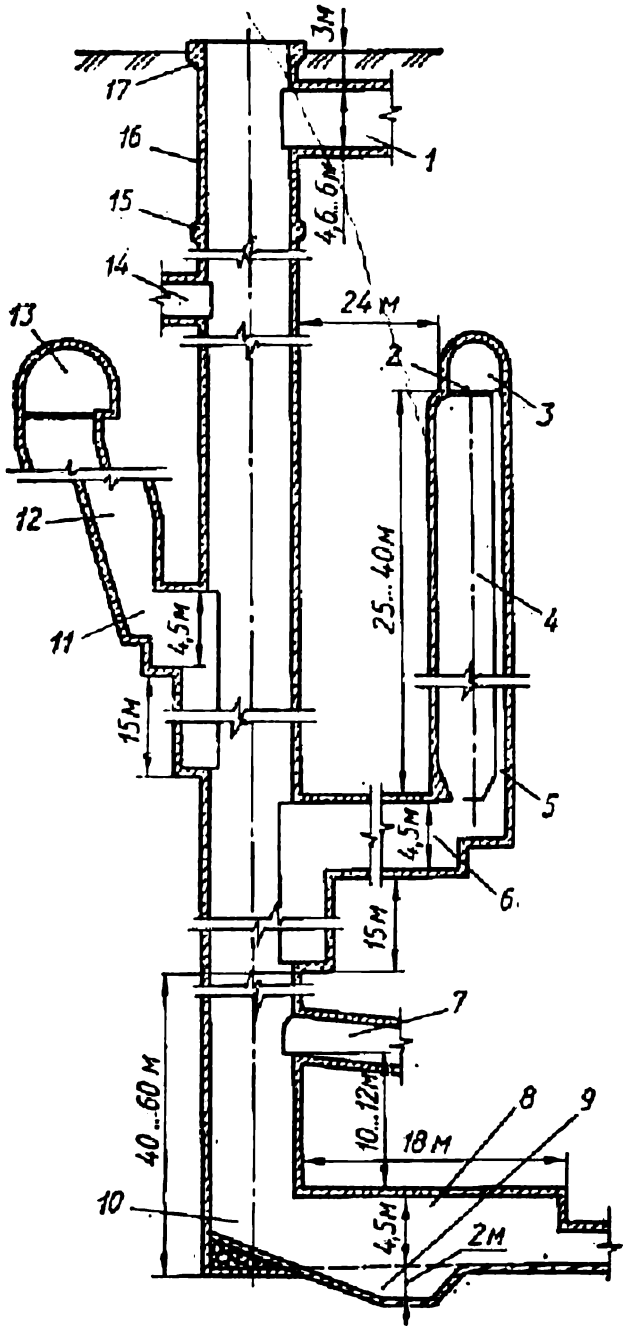


Рис. 2.1. Конструкция скипового ствола:

1 — вентиляционный канал; *2* — уровень откаточного горизонта околоствольного двора; *3* — камера опрокидывателя и толкателя угольного бункера; *4* — угольный бункер; *5* — людской ходок; *6* — комплекс камер угольной загрузочной станции; *7* — вентиляционный ходок в камеру для чистки зумпфа и камеру зумпфового водоотлива; *8* — камера для чистки зумпфа; *9* — яма зумпфового отстойника; *10* — зумпф ствола; *11* — приствольная камера питателя дозирующего устройства скипа; *12* — породный бункер; *13* — камера опрокидывателя и толкателя породного бункера; *14* — вентиляционный ходок в склад ВВ и электровозный гараж; *15* — опорный башмак устья ствола; *16* — устье; *17* — оголовок ствола

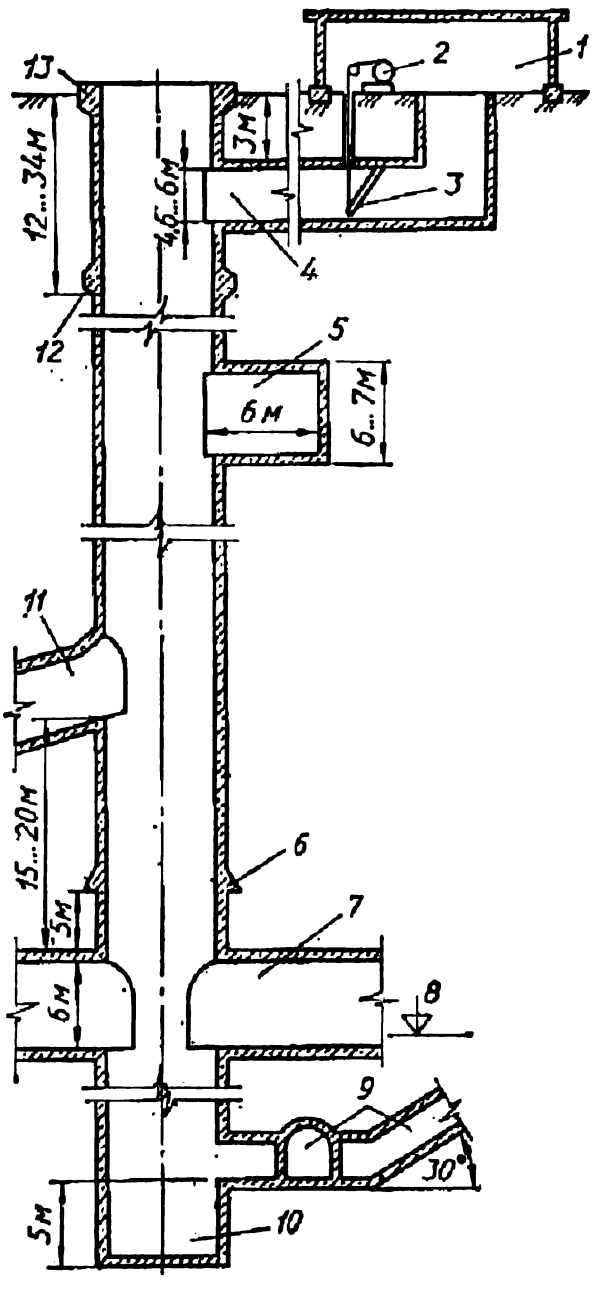


Рис. 2.2. Конструкция клетевого ствола:

1 — здание калориферов; *2* — лебедка для подъема ляды; *3* — противопожарная ляда (нормальное положение открытое); *4* — калориферный канал; *5* — камера перекачной водоотливной станции; *6* — опорный башмак над сопряжением; *7* — сопряжение ствола с околоствольным двором; *8* — уровень откаточного горизонта околоствольного двора; *9* — камера и ходок зумпфового водоотлива; *10* — зумпф; *11* — водотрубный ходок в камеру главного водоотлива; *12* — опорный башмак устья ствола; *13* — оголовок ствола

ные дополнительные затраты времени на монтаж и демонтаж временного оборудования.

Вентиляционные стволы (рис. 2.3) предназначены для отсасывания из шахты отработанного (исходящего) воздуха на газовых шахтах или для нагнетания в шахту свежего воздуха на негазовых шахтах, добывающих каменную соль, руду или нерудные полезные ископаемые. Вентиляционные стволы оборудуют, как правило, инспекторски-

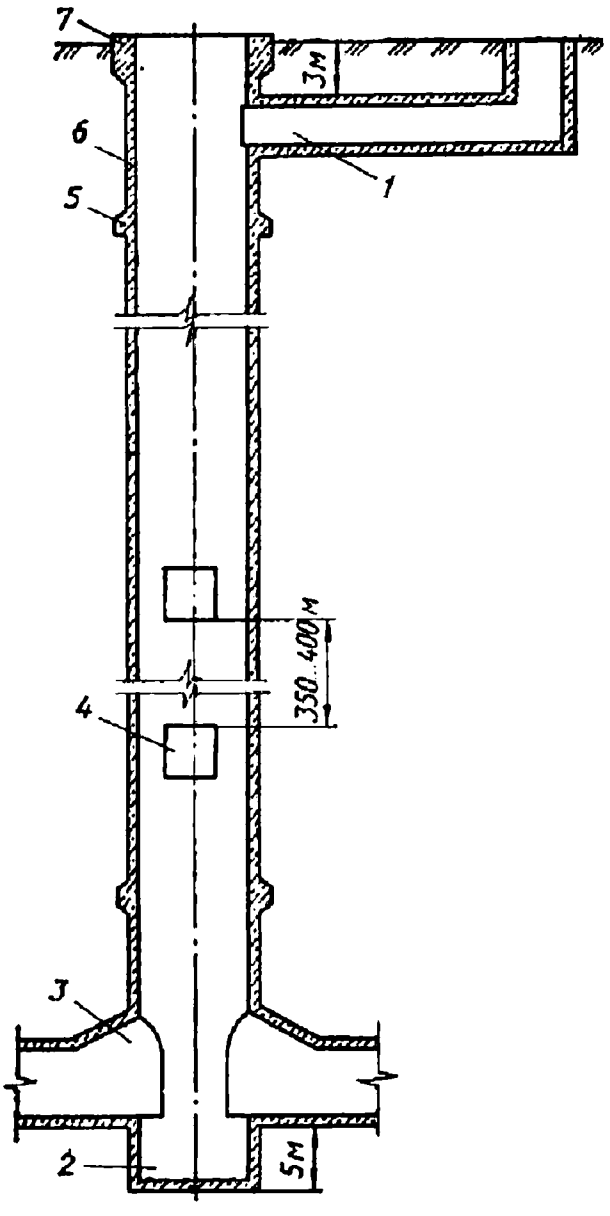


Рис. 2.3. Конструкция вентиляционного или воздухоподающего ствола:

1 — вентиляционный или калориферный канал; *2* — зумпф; *3* — сопряжение с околоствольным двором; *4* — камера перекачных водоотливных станций; *5* — опорный башмак устья; *6* — устье ствола; *7* — оголовок ствола

ми клетевыми подъемами для спуска и подъема людей. Практика эксплуатации шахт показывает, что вентиляционные стволы следует оснащать более мощными клетевыми подъемами и устройствами для спуска и подъема материалов и оборудования.

Воздухоподающие стволы (см. рис. 2.3) предназначены для подачи свежего воздуха и проветривания сети подземных горных выработок отдельных блоков, удаленных от центральных стволов. Воздухоподающий ствол может быть использован для вспомогательных целей: спуска и подъема людей, оборудования и материалов, прокладки различных коммуникаций. Ствол оборудуется одноклетевой (с противовесом) или двухклетевой подъемной установкой. Конструкция околоствольного двора, принятые подъемные установки и оборудование поверхности должны обеспечивать в случае необходимости возможность выдачи через этот ствол угля и породы.

Вентиляционные и воздухоподающие стволы строящихся шахт имеют меньшие, чем главные и вспомогательные стволы, поперечные размеры и глубину, более простую конструкцию и оснащение, поэтому их вводят в эксплуатацию значительно раньше центральных, что диктуется целесообразностью интенсивного использования таких стволов для строительства горных выработок всей шахты. Объем горно-проходческих работ, выполняемых через эти стволы, достигает в некоторых случаях 90 %. Таким образом, в процессе строительства шахты вентиляционный и воздухоподающий стволы выполняют функции главного и вспомогательного, и, следовательно, применяемое временное оборудование и оснащение должны соответствовать назначению этих стволов.

Конструкция стволов шахт. Под конструкцией ствола следует понимать: форму его поперечного сечения, глубину; материал, тип и конфигурацию применяемой крепи; тип и сложность армировки; число, размеры и конфигурацию примыкающих горных выработок, которые необходимо будет соорудить одновременно с проходкой самого ствола, т. е. все, что входит в общую технологию его строительства.

Наибольшее распространение получила круглая форма поперечного сечения стволов шахт, которая обеспечивает эффективную технологичность их проходки, самую высокую устойчивость крепи, возможность использования бетонной или тюбинговой крепи, минимальное сопротивление движению струи воздуха и большой срок службы.

В крепких и устойчивых породах или при малых сроках службы стволам иногда придают прямоугольную форму, подбирая при этом соответствующий материал и конструкцию крепи. Однако применение такой формы требует соответствующего технико-экономического обоснования.

Поперечные сечения стволов круглой формы типизированы по диаметру всвету в пределах от 4 до 9 м (через 0,5 м).

Диаметр ствола в основном устанавливается в зависимости от его назначения, пропускной способности по выдаче грузов и подаче воздуха в шахту. Поперечное сечение главных и вспомогательных стволов проектируют в зависимости от числа и габаритных размеров размещаемых в них подъемных сосудов, противовесов, армировки и другого оборудования с учетом зазоров, установленных Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах. Рассчитанные размеры поперечного сечения ствола шахты проверяют на скорость движения воздуха: она не должна превышать 8 м/с в стволах для спуска и подъема людей, 12 м/с — в грузовых и 15 м/с — в вентиляционных стволах.

Сечение вентиляционных и воздухоподающих стволов устанавливают по количеству воздуха, необходимого для проветривания шахты. В общем случае диаметры всех стволов зависят от мощности шахт, глубины залегания и газообильности разрабатываемых месторождений.

Диаметры и глубина стволов увеличиваются с возрастанием мощности шахт и глубины разработки. Если в 1955—1958 гг. диаметры центральных стволов были 6...7 м, вентиляционных 4,5...5 м, а глубина в пределах 300...500 м, то в 1962—1965 гг. диаметры центральных стволов увеличились до 8 м, вентиляционных до 6 м, глубина до 1200 м. Начиная с 1975 г. закладка новых шахт приостановлена и основное внимание уделено окончанию строительства начатых и реконструкции действующих шахт. Так, например, планом работы треста Донецкшахтопроходка на XII пятилетку (1986—1990 гг.) на действующих шахтах намечается проходка 62 и углубка 8 стволов увеличенного диаметра и значительной глубины. Три главных ствола будут пройдены диаметром 8 м и глубиною 1300 м, пять вспомогательных — диаметром 8 м и глубиною 1000...1300 м, двадцать воздухоподающих — диаметром 7...8,5 м и глубиною 700...1372 м, восемь вентиляционных — диаметром 7...8,5 м и глубиною до 1291 м, грузолюдские и другие — диаметром 6,5 м и более и глубиною свыше 600 м.

Увеличение диаметра и особенно глубины стволов значительно усложнит их строительство, так как потребует соответствующего увеличения длины и диаметра канатов, а также всех параметров проходческих подъемных установок, своевременной подготовки необходимого оборудования, разработки проектов, технических решений, подготовки инженерных и рабочих кадров. В перспективе следует ориентироваться на увеличение диаметра стволов шахт, например, для условий Донецкого бассейна до 10 м и глубины до 1600...1800 м.

Стволы шахт по глубине разделяются на устье, основную часть и зумпф. У с т ь е — верхняя часть ствола глубиной до 60 м, пройденная в наносных (обычно слабых) породах. Верхняя часть крепи устья глубиной 1,5...2 м утолщена, имеет одну или несколько опорных поверхностей и называется *оголовком* ствола. Оголовок и крепь устья ствола являются фундаментом для опорных балок металлического постоянного копра. Башенный и шатровый копры опираются на собственный фундамент за пределами устья, поэтому при их установке оголовок не устраивается. Нижняя часть крепи устья ствола опирается на опорный башмак (венец), который закладывается в коренных (плотных) породах.

О с н о в н а я ч а с т ь ствола имеет обычно монолитную бетонную крепь одной толщины на всю глубину. В местах примыкания околоствольных выработок при необходимости возводят монолитную железобетонную крепь.

Самая нижняя часть ствола (глубиной до 5 м), заполненная водою, называется з у м п ф о м. К зумпфу иногда относят всю часть ствола ниже отметки рабочего горизонта. В этом случае глубина зумпфа достигает 120 м (на главных стволах), однако залитая водою часть не превышает 5 м. «Сухая» часть зумпфа, например на главных стволах, используется для устройства приствольных камер загрузочных станций, для размещения хвостовых канатов уравновешенных подъемных установок.

Конструкции стволов по глубине в зависимости от их назначения показаны на рис. 2.1—2.3.

В соответствии с требованиями СНиП III-11-77 на отметке околоствольного двора с забоя ствола должны быть пройдены сопряжения стволов с околоствольными выработками не менее чем на 10 м в каждую сторону, камеры загрузочных устройств с бункерами и сделаны засечки всех примыкающих выработок на расстояние не менее 5 м. Камеры перекачных станций должны быть пройдены полностью и в них установлено все необходимое по проекту оборудование. Вентиляционные каналы и другие примыкающие выработки должны быть перекрыты перемычками, предотвращающими приток воды в ствол.

Контрольные вопросы

1. Ствол шахты. Назначение стволов.
2. Особенности конструкции стволов шахт и примыкающих к ним выработок.
3. Конструктивные части ствола.
4. Тенденции в изменениях параметров стволов.

Глава 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ СТРОИТЕЛЬСТВА СТВОЛОВ ШАХТ

§ 1. Технологические схемы проходки стволов

В зависимости от принятой технологии строительства и проходки стволов, проходческого оборудования, его размещения и взаимодействия применяются различные технологические схемы строительства стволов шахт.

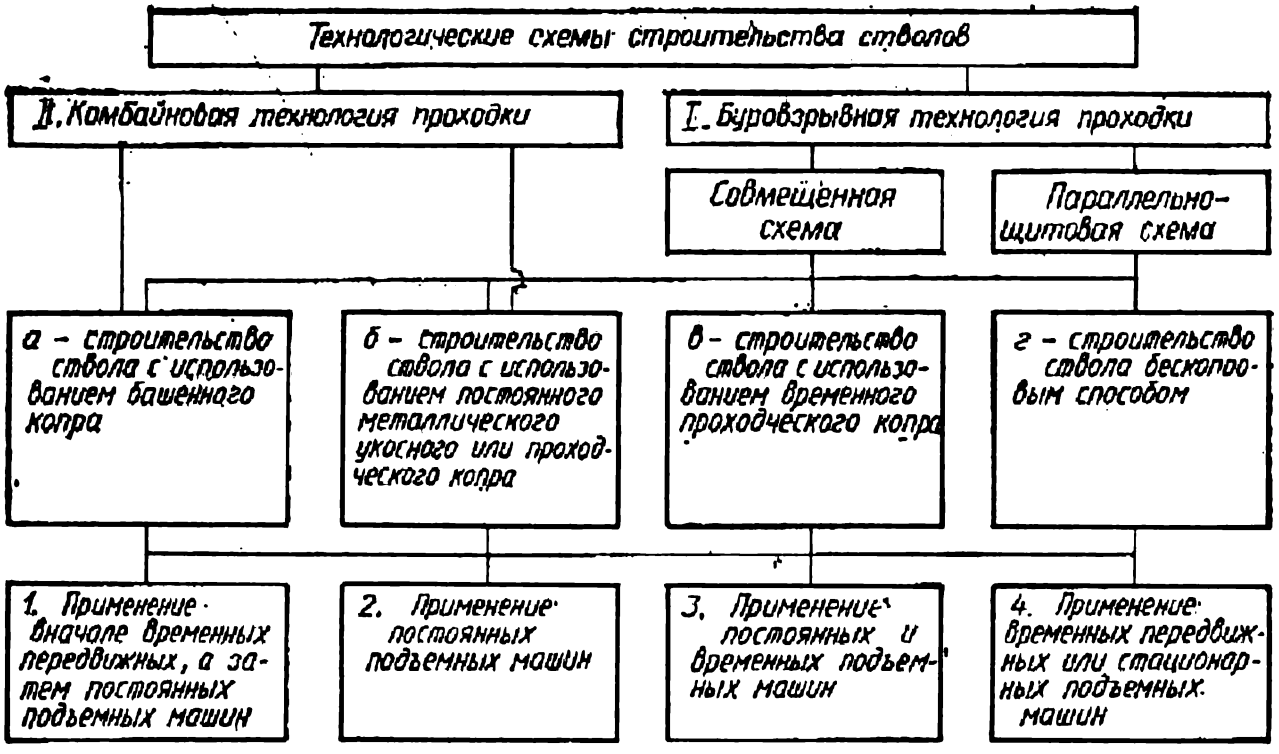


Рис. 3.1. Классификация схем строительства стволов шахт

Широко распространена буровзрывная технология строительства и проходки стволов. В меньших объемах применяются комбайновая и буровая (бурение стволов). В протяженных горных выработках используются также гидромеханическая и щитовая, разрабатываются волновая, ультразвуковая технологии и др.

Схема строительства ствола по буровзрывной технологии от начала его оснащения и до сдачи в эксплуатацию зависит от функций и оснащения ствола во втором периоде и от технологической схемы проходки ствола. Решения по первому пункту должны быть приняты в ПОС и обязательно учтены при оснащении ствола к проходке. Решения по второму пункту принимаются при разработке ППР на строительство ствола. Выбор технологической схемы проходки определяется горно-геологическими, горно-техническими и другими факторами; однако в первую очередь назначением ствола, выполняемыми функциями в процессе строительства и эксплуатации шахты, оснащения постоянным оборудованием; диаметром и глубиной.

Классификация схем строительства стволов (рис. 3.1) позволяет выбрать несколько вариантов для последующего технико-экономического обоснования наиболее эффективного из них. В схемах строительства учитываются прежде всего технологическая схема проходки, проходческий комплекс оборудования забоя, расчетная величина скорости и грузопотока горной массы из забоя для правильного выбора типа и количества подъемных установок, а также типа копра и другого оснащения поверхности.

Существует несколько технологических схем проходки ствола: последовательная, совмещенная, параллельная и параллельно-щитовая.

Последовательная схема характеризуется несовмещенной во времени и в пространстве работой по выемке породы (сверху вниз) и возведению постоянной крепи (снизу вверх) в одном звене (участок ствола

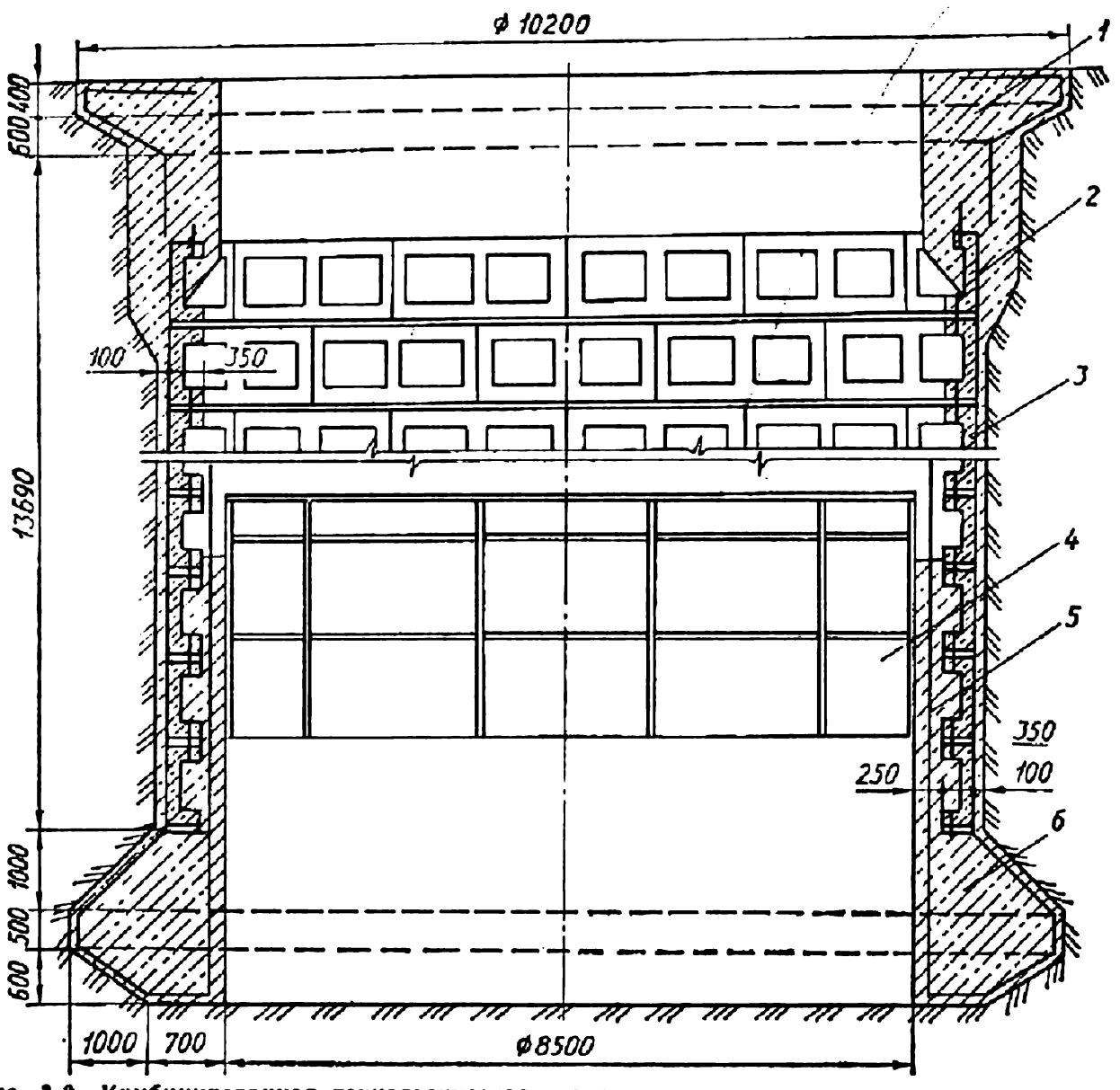


Рис. 3.2. Комбинированная технологическая схема проходки и крепления устья ствола:
1 — оголовок ствола; *2* — первое тюбинговое кольцо; *3* — тюбинговая крепь; *4* — передвижная опалубка; *5* — железобетонная оболочка; *6* — опорный башмак устья

между двумя соседними опорными башмаками). Согласно СНиП III-11-77 высота звена не должна превышать 40 м. По мере выемки породы звено закрепляют временными кольцами из швеллеров, подвешенными на крючьях с затяжкой стен ствола досками. Затем работы по проходке ствола приостанавливают и снизу вверх с подвесного полка возводят постоянную, обычно кирпичную или бетонитовую крепь, а временную снимают и выдают на поверхность.

Многолетний опыт применения последовательной схемы выявил ее существенные недостатки: дополнительные затраты времени на выполнение основных видов работ, вызванные тем, что направление продвижения забоя не совпадает с направлением возведения постоянной крепи; ненадежную устойчивость временной крепи; дополнительные затраты времени и труда на ее возведение и снятие. В настоящее время такой вариант последовательной схемы должен быть исключен из практики проходки стволов (устьев, зумпфов).

Существует несколько видоизмененный вариант последовательной схемы (рис. 3.2), когда по мере выемки породы при проходке устьев стволов по совмещенной схеме подвешивают металлические или же-

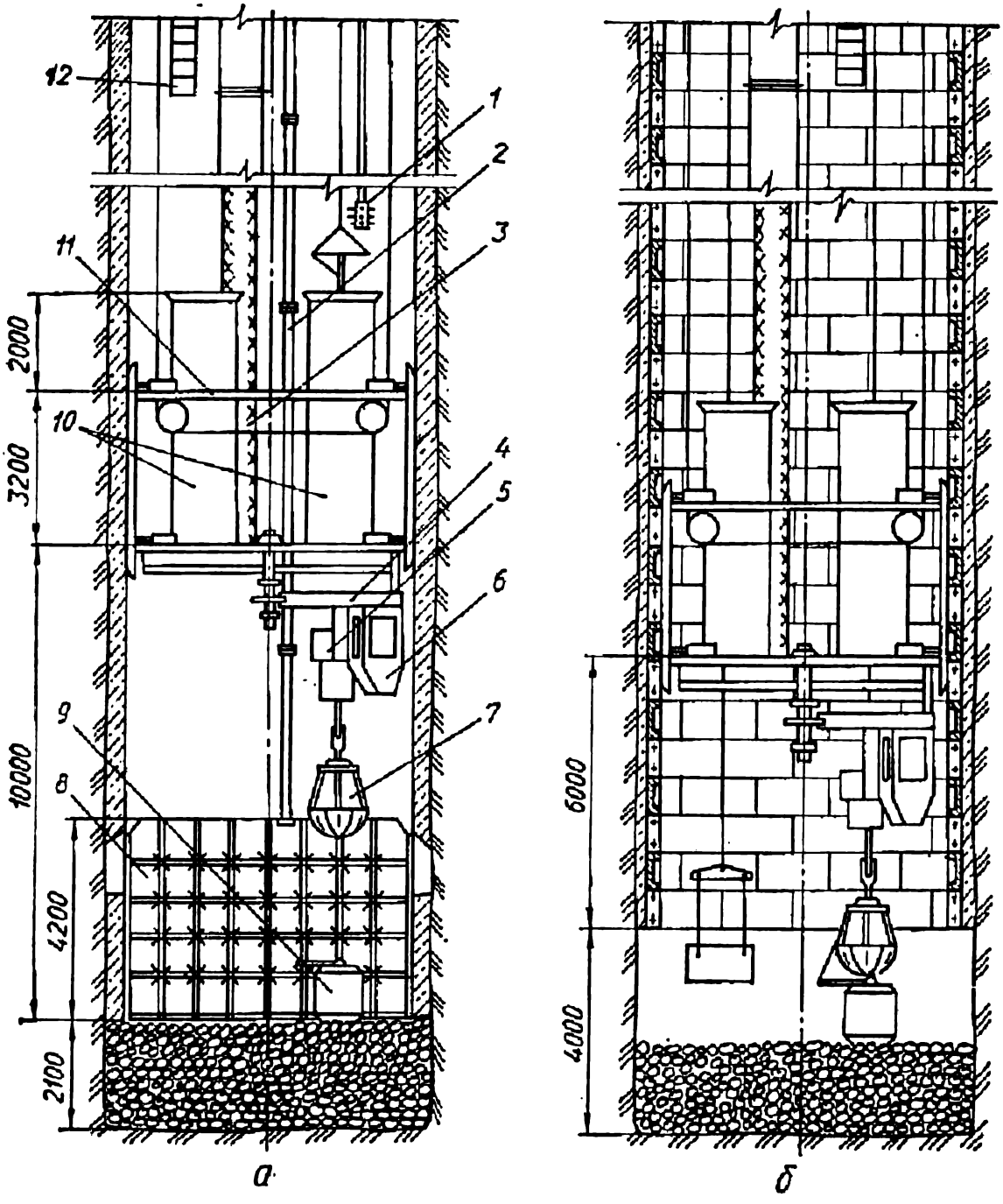


Рис. 3.3. Совмещенная технологическая схема проходки ствола: *а* — при креплении бетоном; *б* — при креплении тюбингами:

1 — труба сжатого воздуха; *2* — трубопровод для спуска бетонной смеси за опалубку; *3* — вентиляционная труба; *4* — кран-балка; *5* — тельфер подъема (спуска) грейфера; *6* — кабина машиниста; *7* — грейфер; *8* — передвижная опалубка; *9* — проходческая бадья; *10* — раструбы для проходки бадей; *11* — подвесной полок-каретка; *12* — спасательная лестница

лезобетонные тюбинги. Первое (самое верхнее) тюбинговое кольцо устанавливают в оголовке ствола под контролем маркшейдера и наполовину заливают бетоном крепи оголовка. В бетон из тюбинга выводится фиксирующая арматура. По мере навески тюбингов следует производить чеканку швов и заполнять затюбинговое пространство цементно-песчаной смесью (1 : 6). Эту операцию необходимо проводить через каждые 5 колец. По окончании проходки и крепления устья тюбингами снизу вверх возводят бетонную или железобетонную оболочку с помощью передвижной опалубки высотой 2,2 м. Работы по проходке временно прекращают.

В течение многих лет последовательная схема совершенствовалась в двух направлениях: надлежало исключить временную подвесную

крепь и совместить направления работ по выемке породы и возведению крепи, т. е. постоянную крепь возводить сверху вниз вслед за продвижением забоя. Первоначально эта задача была решена с помощью железобетонной тюбинговой крепи, которую навешивали сверху вниз, а затем нашли способ возведения более дешевой бетонной крепи, используя передвижную опалубку. Так родилась качественно новая совмещенная схема проходки ствола.

Совмещенная схема проходки ствола характеризуется тем, что постоянную бетонную (рис. 3.3, *а*) или тюбинговую (рис. 3.3, *б*) крепь возводят сверху вниз по мере выемки породы. Под термином «совмещенная схема» подразумевают не только совмещение основных процессов в пространстве, т. е. в забое ствола, но и возможное незначительное совмещение работ во времени. Эта схема наиболее простая, требует минимального числа лебедок и другого оборудования для оснащения ствола, экономически эффективна и обеспечивает высокий уровень безопасности работ в забое. В настоящее время ее повсеместно применяют при обычном способе проходки стволов любого диаметра и глубины по буровзрывной технологии.

Так, например, данную схему использовали при проходке вентиляционного ствола шахты «Комсомолец Донбасса» (бывшая «Ждановская-Капитальная» № 1).

Ствол глубиной 612 м, диаметр всвету 6 м, толщина крепи 300 мм, материал — бетон М-200 на сульфатостойком цементе. На полную глубину ствола предварительно была произведена цементация пород с поверхности. Пересекаемые породы устойчивые, коэффициент крепости 6...8 *. Ствол оснащен проходческим копром и двумя одноконцевыми подъемными установками: одна — передвижная проходческая типа ППУ-2000 с бадьей вместимостью 1,5 м^3, вторая — стационарная типа ЦР-4 × × 3,2/0,6 с бадьей БПС вместимостью 3 м^3.

Проходческий цикл работ для подвигания забоя на одну заходку при совмещенной технологии включает следующие процессы: бурение шпуров, заряжание и взрывание шпуровых зарядов, проветривание забоя, погрузку породы, возведение бетонной крепи.

Шпуры глубиной 4...4,2 м бурили установкой БУКС-1м на 4 стрелы. Породу в бадьи грузили машиной КС-2у/40 с грейфером вместимостью 0,65 м^3. Ствол крепили, применяя передвижную призабойную опалубку высотой 4,2 м, которую устанавливали на взорванную породу после ее частичной уборки и планировки. Бетонную смесь за опалубку спускали по двум трубам. Готовили смесь на централизованном бетонном заводе, расположенном в 4 км от ствола, и транспортировали автосамосвалами. Численный состав проходческой бригады — 25 чел. в сутки (4 звена по 6 чел. в смену и один бригадир).

В результате применения такой схемы среднемесячная скорость проходки была доведена до 2345 м^3/мес (90,3 м/мес), а производительность труда проходчиков — до 3,4 м^3/чел.-смену.

Параллельная схема проходки ствола позволяет совмещать во времени основные процессы по выемке породы и возведению постоянной крепи, однако выполняют их в разных звеньях и направлениях. В нижнем звене сверху вниз производят выемку породы, а в верхнем (выше опорного башмака) снизу вверх возводят постоянную обычно кирпичную или бетонитовую крепь. По мере выемки породы на крючьях подвешивают временную крепь из швеллерных колец с деревянной затяжкой

* В дальнейшем для краткости применяется термин «крепость пород».

стен ствола. При возведении постоянной крепи временную снимают и выдают на поверхность.

Эта схема широко применялась в пятидесятые годы и по сравнению с последовательной была прогрессивной, так как обеспечивала почти непрерывное продвижение забоя ствола, что позволяло довести максимальную скорость проходки до 200 м/мес, а среднюю повысить почти вдвое. Однако параллельная схема имела свои недостатки: снижалась безопасность работ, выполняемых одновременно в разных звеньях; возрастала их трудоемкость за счет возведения, а затем снятия временной крепи, которую отстоявшиеся породы нередко зажимали, образовывались вывалы (в тяжелых случаях временную крепь оставляли за постоянной, что отрицательно влияло на устойчивость крепи и удорожало ее); ствол должен был иметь завышенное сечение в проходке на случай оставления временной крепи, что повышало трудоемкость его проходки и приводило к излишней затрате материала постоянной крепи; требовалось дополнительное оборудование в стволе и на поверхности, усложнялось оснащение ствола; повышалась трудоемкость возведения постоянной крепи вручную из мелкоштучного материала (кирпича или бетонитов).

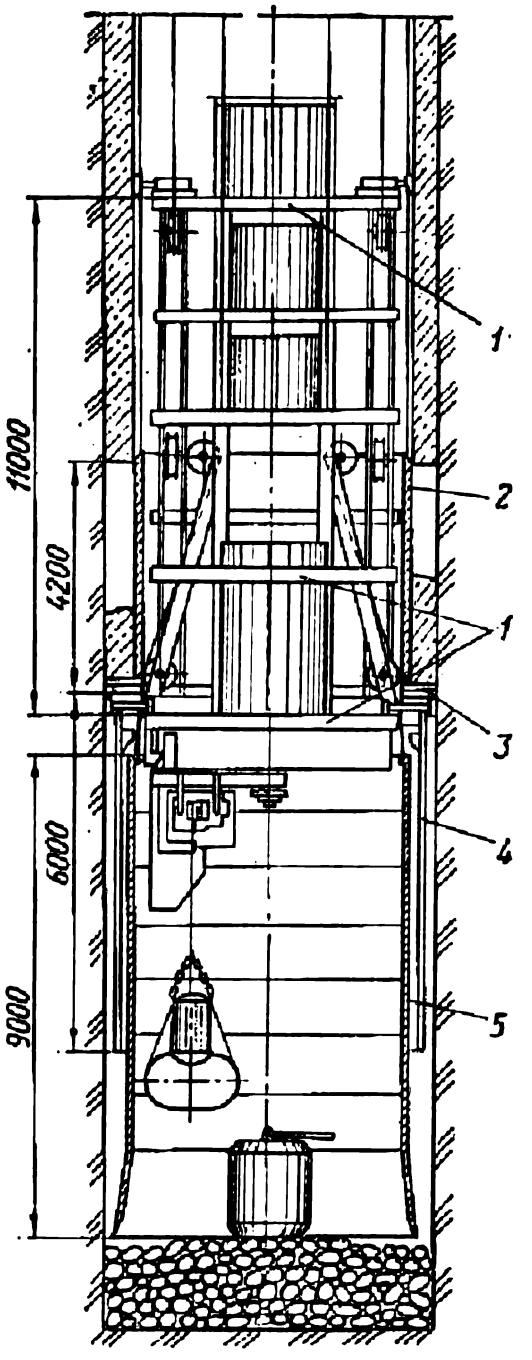


Рис. 3.4. Параллельно-щитовая технологическая схема проходки ствола:
1 — подвесной полок; *2* — подвесная опалубка; *3* — поддон опалубки; *4* — защитная обойма; *5* — щит

Научный и инженерный поиск был направлен на устранение этих недостатков, в результате чего была создана параллельно-щитовая технологическая схема проходки ствола.

Параллельно-щитовая схема характеризуется тем, что выемка породы и возведение постоянной крепи производятся одновременно в одном звене сверху вниз. Она применяется при большой глубине ствола (свыше 800 м) и в устойчивых породах с коэффициентом крепости не ниже 6. При менее устойчивых породах возможны обрушения стен ствола и зажатие щита-оболочки. Эта схема позволяет достичь высоких скоростей проходки шахтных стволов, но требует соответствующего технико-экономического обоснования, так как с ее применением значительно усложняется проходческое оборудование, увеличивается его масса, а также повышаются первоначальные затраты на оснащение ствола.

Параллельно-щитовая схема проходки положена в основу конструкции комплексов ДШП-1, ДШП-2 (донецкий шахтопроходчик) и КС-1 м (6,2 м).

Комплекс ДШП (рис. 3.4) имеет короткий призабойный щит с телескопической защитной обоймой; передвижную механизированную опалубку бескаркасного типа с опорным кольцом; многоэтажный проходческий полок с породопогрузочной грейферной машиной. Щит является связующим звеном между забоем ствола и постоянной крепью. Он опускается по мере продвигания забоя и ограждает последний от падения кусков породы с боковых стен. Бетон за опалубку подают по трубам из приствольного бетонно-растворного узла заглубленного типа непрерывного действия (БРУ). Ствол оснащают в основном двумя одноконцевыми или одной двухконцевой подъемными машинами, самоопрокидными проходческими бадьями вместимостью 4,5 м^3, породопогрузочным комплексом типа КС-2у/40 или КС-1 м с вместимостью грейферов 0,65...1 м^3 и 18...23, проходческими передвижными лебедками грузоподъемностью от 10 до 45 т. Шпуры глубиной 4...4,5 м бурят установкой типа БУКС-1 м на 4 стрелы.

Такая схема была применена при проходке воздухоподающего ствола шахты «Шахтерская-Глубокая» в Донбассе.

Воздухоподающий ствол имеет диаметр всвету 5,5 м. Толщина крепи 400 мм. Вид крепи — бетон марки М-200 на сульфатостойком цементе. Полная глубина ствола 1310 м. Крепость пород 6...12...18, в том числе: песчаники (крепостью 14) — 400 м; алевролиты (8...12) — 650 м; аргиллиты (4...6) — 250 м; углистые сланцы, угли и известняки (1,5...2) — 10 м. Ствол пересекает восемь зон водоносных песчаников и известняков, которые были затампонированы с поверхности. Оснащение ствола — временный проходческий копер с аккумулирующими бункерами для породы. На поверхности установлены две подъемные установки: одна типа 2Ц-6×2,4, работающая как одноконцевая, вторая типа ЦР-6×3,2/0,75. Порода выдавалась в самоопрокидных бадьях вместимостью 4,5 м^3 (типа БПСД). Породу в бадьи грузили породопогрузочным комплексом типа КС-1м с грейфером вместимостью 1 м^3. Для подвески проходческого внутриствольного оборудования на поверхности были установлены 23 проходческие лебедки грузоподъемностью от 10 до 35 т. Шпуры глубиной 4,2...4,5 м бурили установкой типа БУКС-1 м на 4 стрелы.

Ствол крепили одновременно с выемкой породы бетонной смесью, которую спускали по двум бетонным ставам труб за металлическую секционную опалубку высотой 5,1 м с опорным кольцом. Опалубку обслуживали с верхнего этажа многоэтажного проходческого полка. Бетонную смесь в ствол опускали из приствольного БРУ, который был оборудован бетоносмесительной установкой типа С-780 производительностью 30 м^3/ч.

Численный состав проходческой бригады — 36 чел. в сутки (4 звена по 7 чел. в смену проходчиков, вызывная бригада бурильщиков (4 чел.), механик породопогрузочного комплекса, механик бурильной установки БУКС-1м, проходчик по ремонту опалубки, опорного кольца и защитной обоймы и один бригадир).

Максимальная скорость проходки составила 4500 м^3 (180,8 м) за месяц, среднемесячная — 2750 м^3 (115 м), производительность проходчиков — 4,2 м^3/чел.-смену.

§ 2. Схемы оснащения стволов подъемно-копровыми комплексами

Технико-экономические показатели проходки ствола, эффективность его использования в процессе строительства шахты и срок строительства зависят от правильного выбора всего комплекса проходческого оборудования и оснащения.

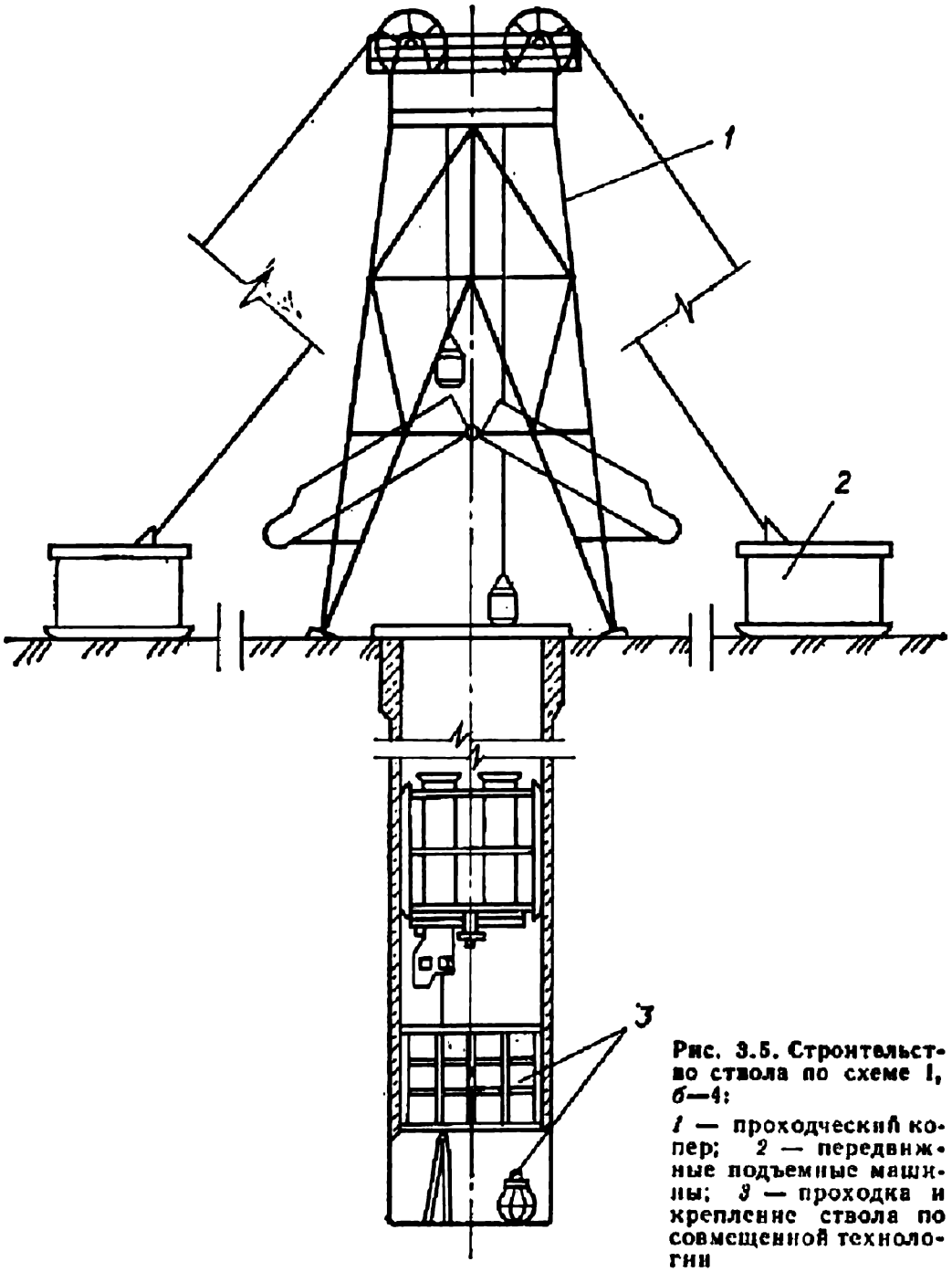


Рис. 3.5. Строительство ствола по схеме I, *б*—4:

1 — проходческий копер; *2* — передвижные подъемные машины; *3* — проходка и крепление ствола по совмещенной технологии

Стволы в процессе проходки могут быть оборудованы постоянными копрами и подъемными машинами, временными копрами и передвижными или стационарными подъемными машинами, которые при большой глубине стволов и повышенной вместимости подъемных сосудов используются как временные.

В практике строительства вентиляционных и воздухоподающих стволов, а их подавляющее большинство, применяются постоянные проходческие копры в комплексе с подъемными машинами по схемам I, *б*—2, I, *б*—3 и, чаще всего, I, *б* —4 (см. рис. 3.1).

Главные и вспомогательные стволы, оснащенные железобетонными башенными копрами, строят, как правило, с применением постоянных копров по схемам I, *а*—1, I, *а*—2, I, *а*—4.

В исключительных случаях при сложных горно-геологических условиях центральные стволы могут проходиться вначале с использованием временных проходческих копров по схеме I, *б*—4, затем проход-

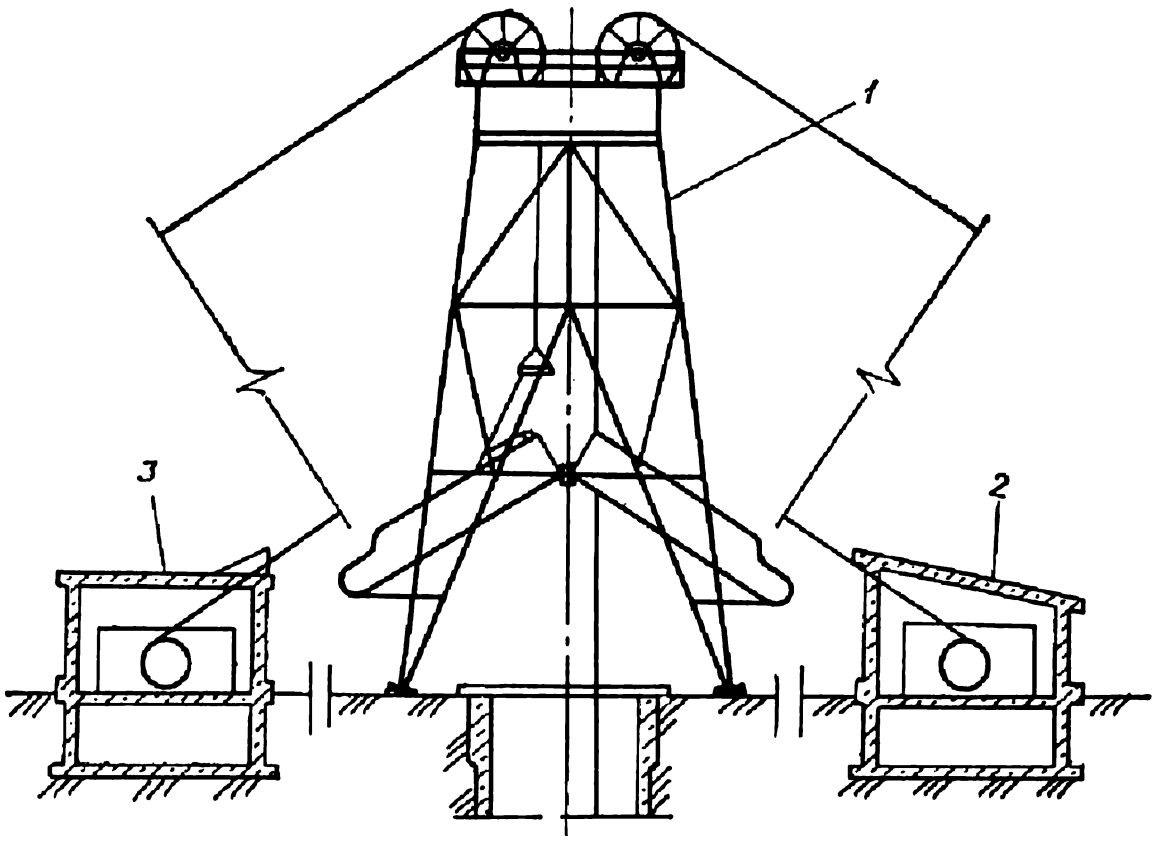


Рис. 3.6. Строительство ствола по схеме I, *б*—4:
1 — проходческий копер; *2* — постоянная подъемная машина; *3* — стационарная подъемная машина, установленная на время строительства ствола и шахты

ческий копер демонтируют и надвигают постоянный башенный металлический (укосный) или же возводят железобетонный.

Стволы с постоянного металлического укосного копра или бескопровым способом строят в редких случаях, когда это технически целесообразно и экономически выгодно, что бывает только при малой глубине ствола и диаметре до 6 м.

При выборе оборудования для строительства вентиляционных и воздухоподающих стволов по схеме I, *б*—4 (рис. 3.5) необходимо руководствоваться СНиП III-11-77, в которых записано, что «для проходки вертикальных стволов глубиной до 400 м при соответствующем технико-экономическом обосновании следует применять передвижное проходческое оборудование».

При глубине стволов свыше 400 м и совмещенной технологической схеме можно применять схемы I, *б*—3 и I, *б*—4 (рис. 3.6), но с использованием стационарных подъемных машин. В первом случае одна из машин постоянная, вторая стационарная, но применяется в качестве временной; во втором случае обе машины стационарные, но используются как временные — только на период строительства шахты. Это обусловлено не только большой глубиной ствола, но и значительной вместимостью бадей (3,4 и 5 м^3).

Параллельно-щитовая схема может быть применена для проходки стволов глубиной свыше 700...800 м только по схемам I, *б*—3 или I, *б*—4 (см. рис. 3.6) с использованием постоянных или временных стационарных подъемных машин, обеспечивающих подъем бадьи большой вместимости.

Схема I, *а*—1 (см. рис. 3.1) применяется преимущественно при стро-

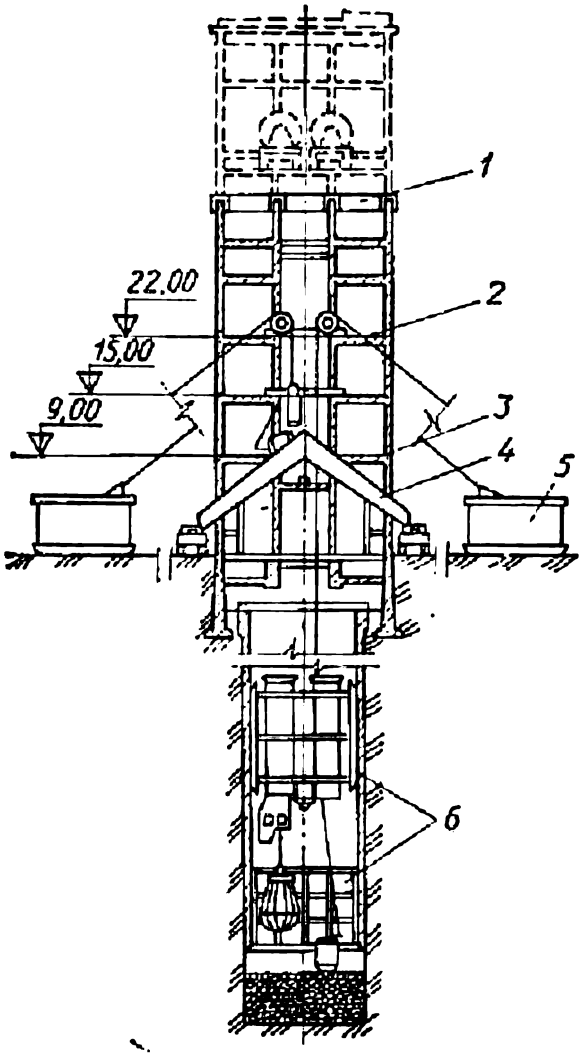


Рис. 3.7. Строительство ствола по схеме I, *а*—1:

1 — самоподъемная опалубка для возведения копра; *2* — верхняя временная подшкивная площадка; *3* — верхняя приемная площадка; *4* — бункер с разгрузочным затвором; *5* — передвижные подъемные установки; *6* — совмещенная схема проходки ствола

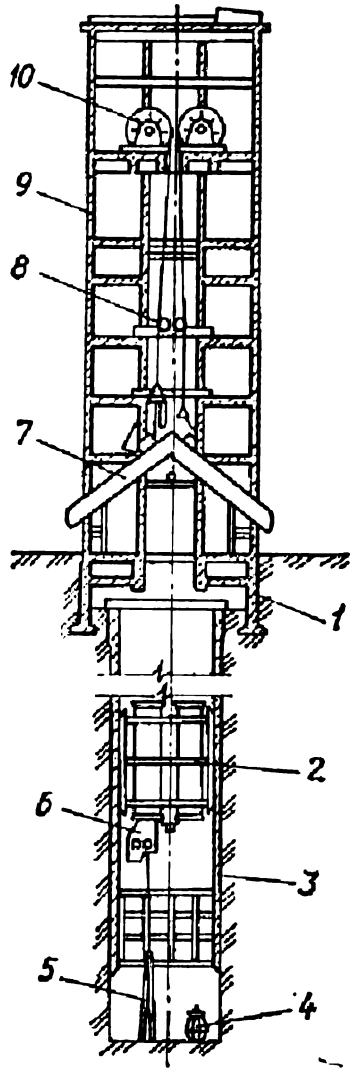


Рис. 3.8. Строительство ствола по схеме I, *а*—1 (вторая фаза) или по схеме I, *а*—2:

1 — фундамент башенного копра; *2* — подвесной полок-каретка; *3* — бетонная крепь ствола; *4* — грейфер; *5* — бурильная установка БУКС-1м; *6* — тельфер; *7* — породный бункер; *8* — отклоняющие шкивы; *9* — башенный копер; *10* — многоканатная подъемная машина

ительстве вспомогательных (клетевых) стволов шахт, когда желательно ввести их в эксплуатацию к началу второго периода. При этом сроки строительства сокращаются за счет совмещения проходки ствола на передвижных подъемных установках до глубины 400 м с окончанием возведения башенного копра и монтажом постоянных подъемных машин, переоборудованных с целью использования бадей большой вместимости для проходки ствола до конечной глубины. На рис. 3.7, 3.8 показаны первая и вторая фазы проходки ствола.

Эта схема может быть применена и на главных (скиповых) стволах, однако, учитывая большую высоту копра и сложную его оснастку, целесообразна проходка скипового ствола на полную глубину по схеме I, *а*—4 (рис. 3.9) с помощью временных стационарных подъемных машин. При этом многоканатные подъемные машины на башне монтируются сразу под навеску скипов, соответствующим образом оснащается и весь копер. Главный ствол с временными подъемными машинами наземной установки должен быть использован для проходки всех приствольных выработок, сбойки между центральными

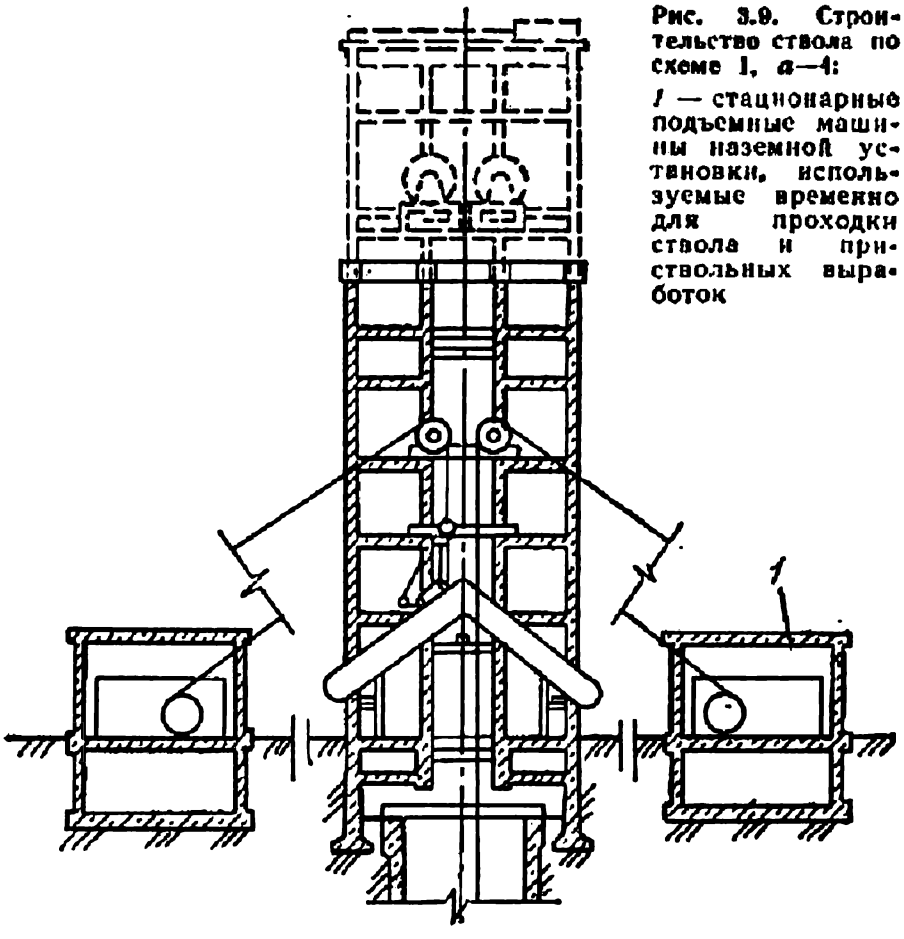


Рис. 3.9. Строительство ствола по схеме I, *а*—4:
1 — стационарные подъемные машины наземной установки, используемые временно для проходки ствола и приствольных выработок

стволами, камер опрокидывателей и толкателей над бункерами. Окончательно та или иная схема строительства ствола выбирается на основе технико-экономического обоснования в ППР.

Контрольные вопросы

1. Классификация схем строительства стволов.
2. Сущность, достоинства и недостатки технологических схем проходки стволов: последовательной, совмещенной, параллельной и параллельно-щитовой.
3. Схемы оснащения стволов подъемно-копровым оборудованием, их достоинства, недостатки и область применения.

Глава 4. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ УСТЬЕВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЧАСТЕЙ СТВОЛОВ ШАХТ

Устье является верхней конструктивной частью ствола (см. рис. 2.1, 2.3, 3.2), пройденной по наносным породам. Глубина устья зависит от мощности этих пород и достигает 60 м, конструкция, материал и толщина крепи — от физико-механических свойств горных пород, условий их залегания и величины вертикальной нагрузки, передаваемой копром. Обычно устье имеет прочную и водонепроницаемую крепь, поскольку закладывается в области грунтовых вод.

В настоящее время в связи со строительством стволов большой глубины и диаметром 7...8,5 м устье ствола крепят вначале тюбингами (металлическими или железобетонными), а затем возводят внутри монолитную бетонную или железобетонную оболочку. К устью примыкают вентиляционные каналы. В крепи устья в процессе его проходки

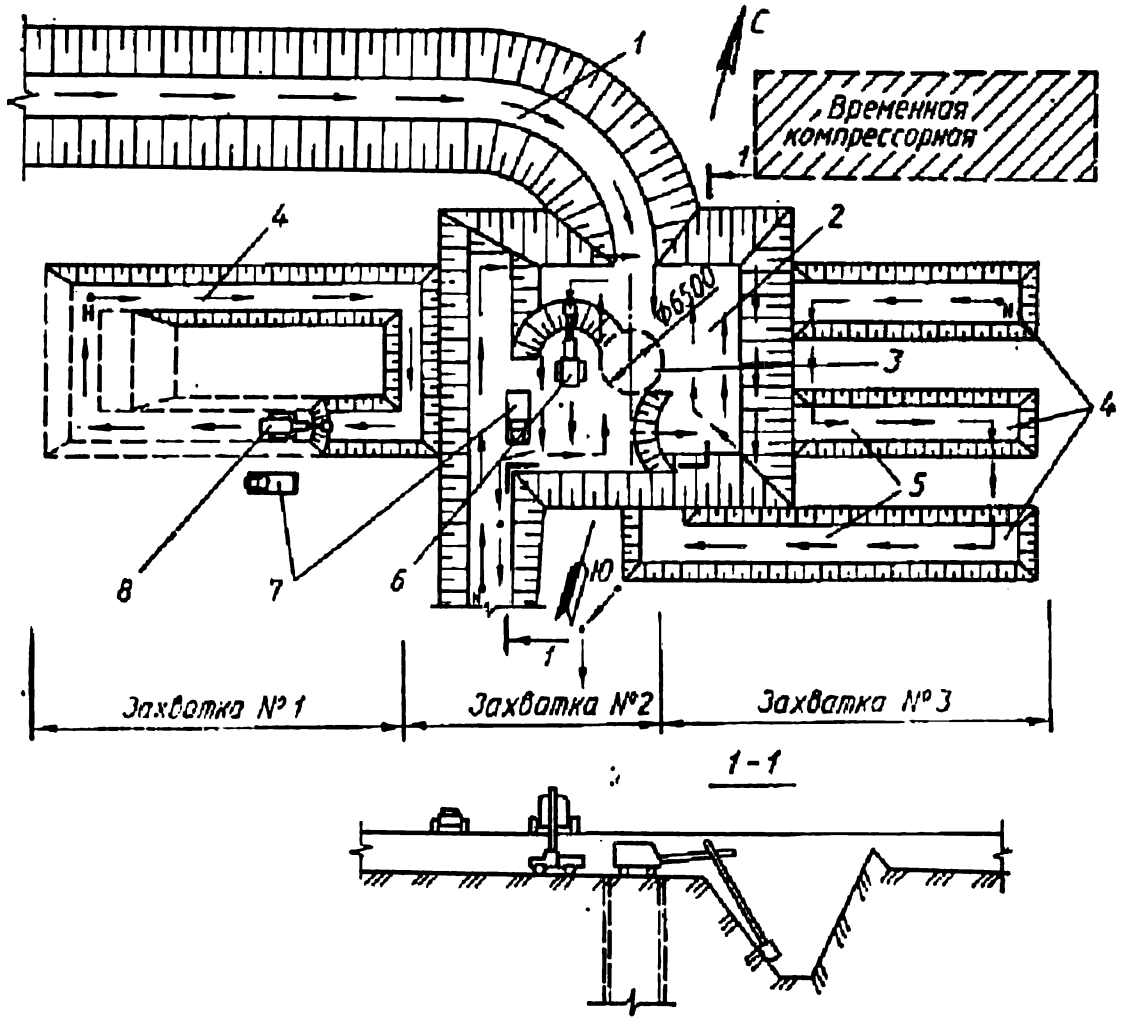


Рис. 4.1. Земляные работы при отрывке котлованов под башенный копер и примыкающие надшахтные здания и сооружения:

1 — траншея под вентиляционный канал; *2* — котлован под фундамент башенного копра; *3* — контур будущего ствола вчерне; *4* — траншеи под фундамент надшахтного здания; *5* — стрелки, показывающие рабочее и холостое перемещение экскаватора при выполнении работ на каждой заходке; *6* — экскаватор Э-1001 по отрывке котлована под фундамент будущего копра; *7* — автосамосвалы; *8* — экскаватор Э-652 на отрывке котлована под фундамент надшахтного здания

оставляют соответствующие проемы, которые временно крепят кирпичом в два-три ряда или бетонитами. Устье ствола должно иметь прочную опору на оголовок ствола (при большой мощности наносов) и на опорный башмак, который устраивают в коренных породах на глубине 2...3 м.

Технологической частью (технологическим отходом) называют участок ствола от поверхности на глубину, необходимую для монтажа и безопасной эксплуатации комплекса забойного оборудования, обеспечивающего начало работ по проходке самого ствола. Технологическая часть может совпадать с устьем, однако чаще бывает значительно глубже. Глубину технологической части принимают в зависимости от схемы проходки ствола и типа забойного оборудования: при совмещенной схеме и погрузочных машинах с механическим вождением — не менее 30 м; при параллельно-щитовой схеме проходки ствола и соответствующих комплексах проходческого оборудования — 70 м.

Технологическая часть ствола ниже устья не имеет конструктивных особенностей, отличающих ее от основной части ствола. В первую очередь это относится к материалу, типу и толщине крепи.

Котлован под оголовок ствола (см. рис. 2.1—2.3) глубиною до 3 м отрывают при помощи экскаватора типа обратной механической лопаты. Начинают рыть котлован от оси ствола, подвигаясь к его периферии, при этом экскаватор маневрирует и разворачивается таким образом, чтобы котлован приобрел круглую форму. Грунт грузят в автосамосвалы. Экскаватором можно отрыть котлован несколько больших размеров и тогда кроме внутренней опалубки придется выставлять и внешнюю, в результате опорная способность оголовка ствола будет ослаблена, поскольку он должен опираться на подсыпку. Надежнее котлован отрыть несколько меньших размеров и окончательно оформить его вручную при помощи лопат или отбойных молотков. В этом случае не нужна внешняя опалубка, и оголовок будет опираться на нетронутый массив грунта.

В практике строительства был случай, когда для отрывки котлована использовали обратную механическую лопату на базе трактора «Беларусь». После бетонирования оголовка этим экскаватором было пройдено устье на полную глубину (до 20 м). По мере проходки устья его крепили тюбингами сверху вниз.

Значительно сложнее закладка фундамента под башенный копер с одновременным устройством оголовка ствола. Фундамент под башенный копер закладывают на глубину до 6 м. Грунт разрабатывают обычно двумя экскаваторами и грузят в автосамосвалы, а на зачистке котлована используют бульдозер (рис. 4.1). Одновременно с котлованом под фундамент башенного копра выполняют полный объем земляных работ по строительству примыкающих надшахтных зданий и сооружений.

После устройства котлована под копер в соответствии с проектом отрывают котлован под оголовок устья (шейки) ствола глубиной 2 м, в котором возводят железобетонную крепь оголовка. Затем весь котлован тщательно зачищается и возводится железобетонная плита фундамента башенного копра.

После устройства оголовка ствола приступают к проходке устья и технологической части ствола.

Возможны два варианта выполнения работ: проходка устья с отметки основания башенного копра (при замораживании горных пород); возведение башенного копра до отметки 32...36 м с устройством временных подшкивных площадок, а затем проходка устья и технологической части ствола на полную глубину (в устойчивых породах).

Как показала практика, применение различной технологии проходки устья и его технологической части нецелесообразно. Необходимо выбрать технологию, применяемую для проходки устья ствола и его технологической части на заданную глубину. При этом в комплекс работ входит: оснащение поверхности; непосредственно проходка; демонтаж оборудования, применявшегося только для проходки технологической части; монтаж комплекса забойного оборудования и другие подготовительные работы, обеспечивающие начало проходки ствола с заданной скоростью. Окончательное оснащение поверхности для проходки самого ствола должно совпадать с завершением сооружения его технологической части.

Анализ приведенного перечня работ показал необходимость сокра-

щения их объема за счет максимального использования оснащения и забойного оборудования, предназначенного для проходки основной части ствола. В связи с этим проект проходки технологической части ствола имеет подчиненное значение и выполняется после выбора схемы строительства ствола и детальной разработки технологии его проходки.

В задачу проектирования проходки технологической части ствола входят выбор и разработка схемы ее сооружения с соответствующим оснащением поверхности и забоя вплоть до расчета технико-экономических показателей и изготовления чертежей. На стадии составления ППР детализируется расчет организации работ, уточняются технико-экономические показатели и разрабатываются рабочие чертежи.

Выбор схемы сооружения технологической части ствола нельзя ограничить взаимосвязью работ по выемке породы и возведению крепи (последовательной, совмещенной и др.). Необходимо также учитывать оборудование подъема и оснащение поверхности, определяемые величиной грузопотока породы из забоя. Схему сооружения технологической части ствола выбирают в зависимости от следующих исходных данных: диаметра ствола и глубины технологической части; геологического разреза наносных и коренных пород и их характеристики по крепости, водоносности и газоносности; конструкции устья ствола со всеми примыкающими выработками; материала и типа крепи; технологической схемы сооружения ствола и возможности использования при проходке технологической части ствола постоянного копра и постоянных подъемных машин; технологической схемы и оборудования проходки ствола.

Существуют бескопровые и копровые схемы сооружения технологической части стволов шахт в обычных горно-геологических условиях.

Бескопровая схема проходки применяется для неглубоких стволов или для проходки других сооружений больших диаметров в очень слабых породах, требующих применения специальных способов проходки устья, при несвоевременной поставке проходческого копра или другого оборудования с целью ускорения начала горных работ.

Основное достоинство бескопровой схемы — возможность совмещения проходки технологической части ствола с оснащением площадки всем комплексом проходческого оборудования, монтажом проходческого копра, строительством административно-бытового комбината, компрессорной и устройством всего сложного хозяйства, используемого для сооружения глубокого ствола.

Довольно часто устье ствола проходят, применяя подручные средства: гусеничные и пневмоколесные краны достаточной грузоподъемности для подвески грейфера КС-3 (одного, двух или даже трех — в зависимости от диаметра устья в проходке) и соответствующее количество кранов для подвески бадей типа БПН вместимостью 0,5; 0,75 и 1 м^3. Эти же краны используют для спуска тюбингов.

Грунт и горные породы в верхних слоях вынимают отбойными молотками; при заглублении в коренные породы применяют буровзрывные работы. Для спуска и подъема людей оборудуют лестницы с площадками для отдыха. До глубины 3...4 м с учетом устройства

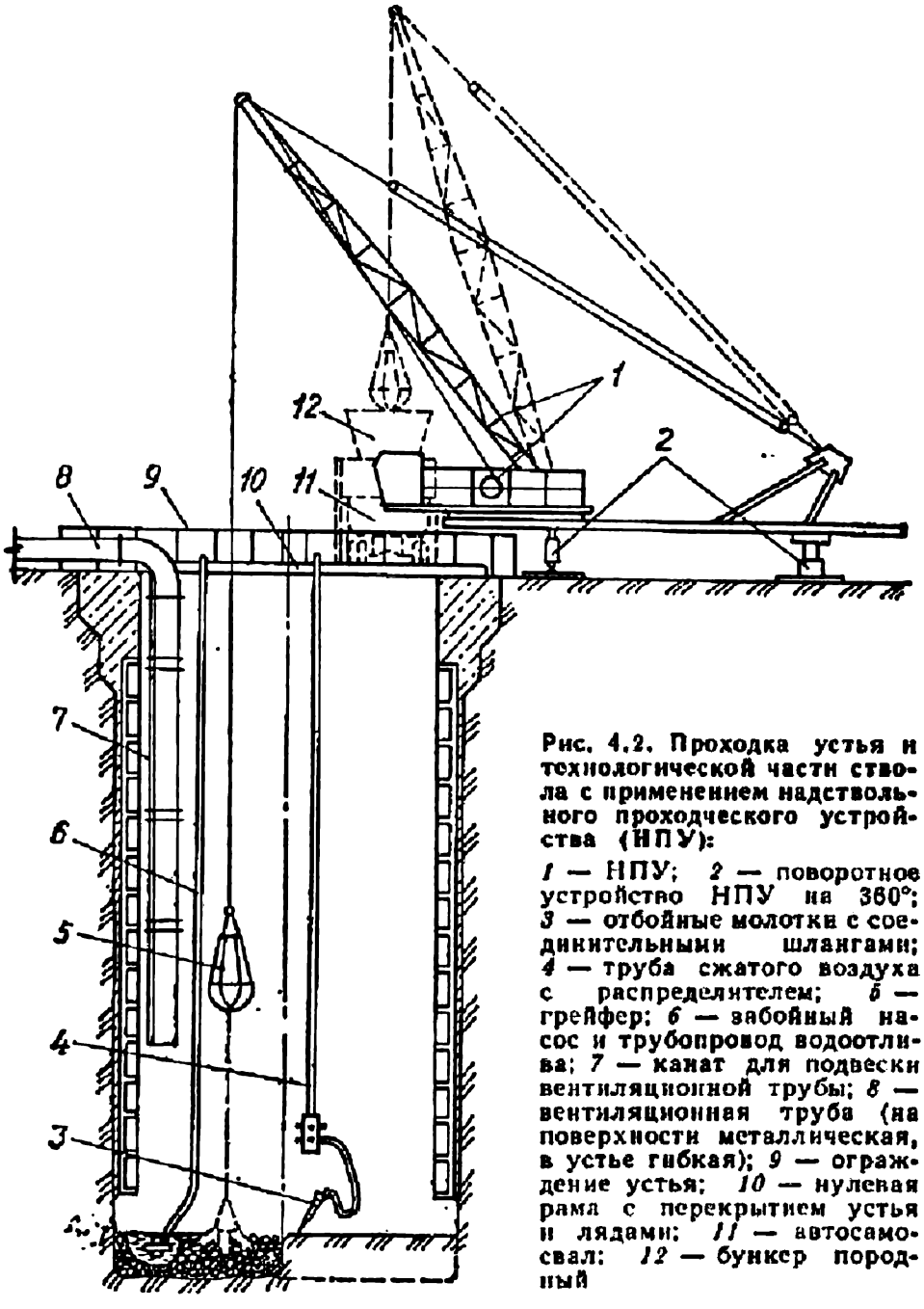


Рис. 4.2. Проходка устья и технологической части ствола с применением надствольного проходческого устройства (НПУ):

1 — НПУ; *2* — поворотное устройство НПУ на 360°; *3* — отбойные молотки с соединительными шлангами; *4* — труба сжатого воздуха с распределителем; *5* — грейфер; *6* — забойный насос и трубопровод водоотлива; *7* — канат для подвески вентиляционной трубы; *8* — вентиляционная труба (на поверхности металлическая, в устье гибкая); *9* — ограждение устья; *10* — нулевая рама с перекрытием устья и лядами; *11* — автосамосвал; *12* — бункер породный

оголовка (воротника) устье проходят открытым способом, имея ограждение по всему контуру. Далее на закрепленный оголовок устанавливают нулевую раму с металлическим настилом, имеющим ляды, т. е. ствол полностью перекрывают и работы ведут подземным способом.

Создано много приспособлений, устройств и установок для проходки устьев стволов: НПУ, ПК-1, ПУ-1, ППУ-2, ПАШ-100, ОСК и др. При бескопровой схеме проходки технологической части ствола совместно с устьем в Донбассе применяют надствольное проходческое устройство (НПУ) для проходки верхней части стволов и других сооружений диаметром до 12 м и глубиной до 60 м (рис. 4.2). С его помощью можно выполнять следующие работы: разработку грунта крепостью до 2...3 и выдачу на поверхность; погрузку грейфером взорванной породы в бадью (при работе двух установок); подъем и опускание людей, оборудования и материалов; погрузочно-разгрузочные работы и складирование грузов в рабочей зоне устройства; навеску тюбинговой крепи.

Техническая характеристика НПУ	
Грузоподъемность, т:	
груза	8
людей	1,5
Вылет стрелы, м	4...12,5
Скорость подъема, м/мин:	
груза	12,8...1,9
людей	1...18,6
Габаритные размеры в транспортном положении, м:	
длина	11,6
ширина	2,9
высота	3,5
Масса, т	51,3
Грузовой захват устройства	Грейфер КС-2у/40, крюковая подвеска

НПУ применялось при проходке технологической части вентиляционного ствола шахты «Холодная балка» в Донбассе.

Диаметр ствола всвету 7 м, в проходке 8,74 м. Сечение устья ствола в проходке 59,96 м², глубина 26 м. Материал крепи — чугунные тюбинги с внутренней оболочкой из бетона.

До начала работ по проходке устья соорудили оголовок ствола с первым тюбинговым кольцом на глубину 3,5 м. Затем смонтировали НПУ со всеми конструкциями и лебедками (рис. 4.3).

Технологическую часть ствола проходили в четыре этапа: первый — проходка устья на глубину 24 м с установкой тюбинговой крепи сверху вниз; второй — закладка опорного башмака в коренных породах; третий — возведение внутренней бетонной оболочки (рубашки) снизу вверх с применением передвижной опалубки и спуском бетонной смеси по трубам; четвертый — проходка технологической части ствола по совмещенной технологии до глубины 40 м.

Породу от отметки 21,5 м вынимали вручную при помощи отбойных молотков МО-6, МО-7 слоями 0,3...0,4 м, убирали при помощи грейфера КС-2у/40. Порода на поверхности разгружалась в бункер, а затем автосамосвалами транспортировалась в отвал. С глубины 21,5 м технологическую часть ствола проходили буровзрывным способом заходками 1 м. Проветривался забой по нагнетательной схеме вентилятором СВМ-6м по гибкому трубопроводу. Вода из забоя откачивалась на поверхность насосом Н-1м. Сжатый воздух в ствол подавался по гибкому трубопроводу от временных компрессоров.

Работы велись в четыре смены по 6 ч при непрерывной рабочей неделе по скользящему графику. Бригада состояла из четырех звеньев по 6 чел. Списочный состав бригады 38 чел.

Всего строительство технологической части ствола продолжалось около 4 мес, в том числе проходка заняла 1,8 мес. Одновременно производилось оснащение ствола и монтаж копра. После проходки технологической части подняли и установили на фундамент уже смонтированный копер и начали оснащение забоя для проходки ствола на полную глубину.

На рис. 4.4 показана схема проходки технологической части ствола с помощью проходческого крана ПК-1 или аналогичной установки, созданной в Донгипрооргшахтострое, которую можно применять при бескопровой проходке стволов до глубины 60 м. Она оснащена подъемной машиной для спуска и подъема людей из забоя. Установка предназначена для проходки устья ствола в устойчивых породах с фундамента башенного копра с одновременным бурением скважин, сооружением галереи и монтажом станции для замораживания слабых обводненных пород, залегающих на глубине от 30 до 60 м (рис. 4.5).

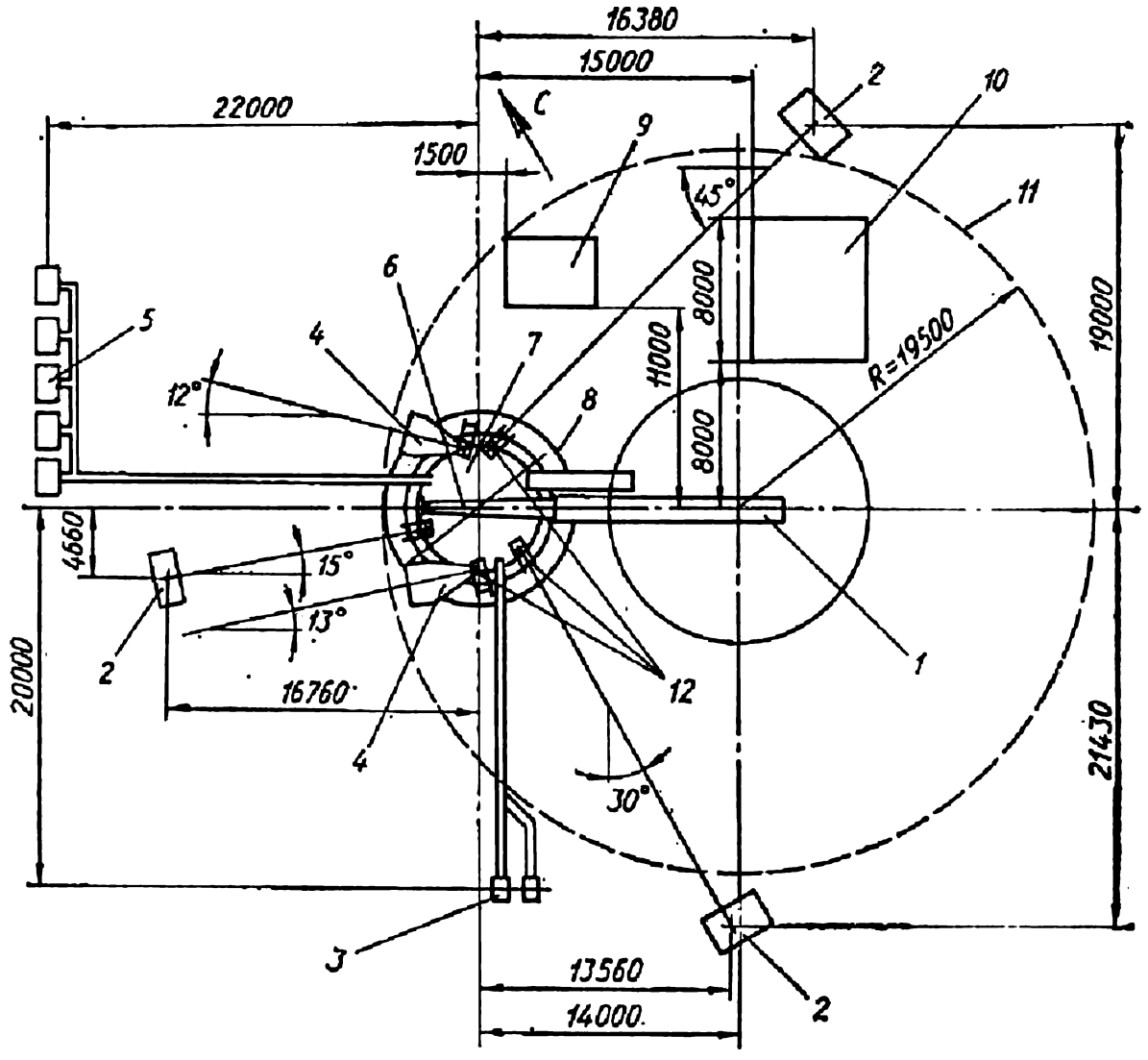


Рис. 4.3. Ситуационный план расположения оборудования на поверхности при проходке технологической части ствола с помощью НПУ:

1 — НПУ; *2* — лебедки для подвески передвижной опалубки, если возводится бетонная крепь; *3* — вентиляторы; *4* — лотки для подачи бетонной смеси из автосамосвалов; *5* — компрессоры; *6* — рама для подвески центрального отвеса; *7* — устье ствола; *8* — ограждение устья; *9* — бункер для породы; *10* — место складирования материалов; *11* — зона действия НПУ; *12* — рамы для установки шкивов и подвески трубопроводов подачи бетонной смеси, опалубки и водоотливного трубопровода

В период активного замораживания предусматривается возведение копра до отметки 32...36 м с устройством временной подшкивной площадки, оснастка забоя и начало проходки ствола.

Копровые схемы проходки технологической части ствола, как правило, совмещенные: выемку породы и возведение постоянной железобетонной тюбинговой или бетонной крепи производят совместно. К этой схеме обращаются преимущественно при проходке с временного копра всего ствола, когда применение предыдущих схем нецелесообразно, а сооружение ствола с постоянного копра нежелательно или невозможно. Использование временного копра для проходки только технологической части ствола на несколько месяцев увеличит срок его сооружения. Поэтому такой вариант требует технико-экономического обоснования. Указанная схема целесообразна при проходке вентиляционных и воздухоподающих стволов, когда временный копер остается постоянным на весь срок службы ствола. Она обладает рядом достоинств: обеспечивается более высокая по сравнению с бескопровыми схемами скорость проходки технологической части ствола; не ограничивается

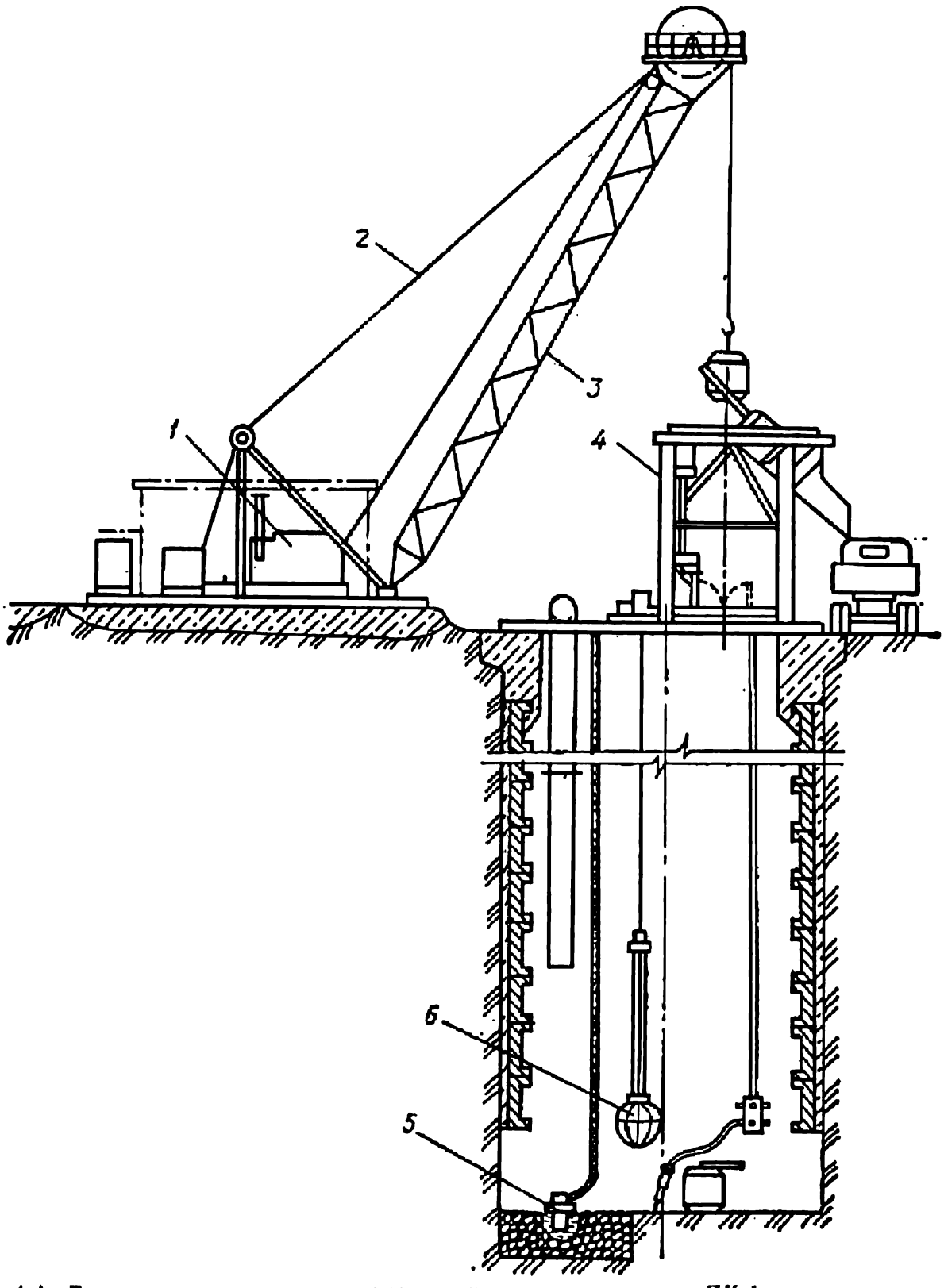


Рис. 4.4. Проходка устья ствола с помощью проходческого крана ПК-1:
1 — подъемная машина; *2* — канат подъема стрелы; *3* — стрела; *4* — разгрузочный станок; *5* — забойный насос для водоотлива; *6* — пневмопогрузчик КС-3[illegible]

его глубина; повышается надежность сооружения и улучшается безопасность работ (особенно по спуску и подъему людей).

Недостатки схемы: увеличение продолжительности подготовительного периода при необходимости монтажа и демонтажа проходческого копра и другого оборудования; обязательное завершение работ по строительству подземных дорог, электроснабжению и водоснабжению.

При совмещенной схеме сооружения технологической части ствола с использованием металлического копра выемка породы и возведе-

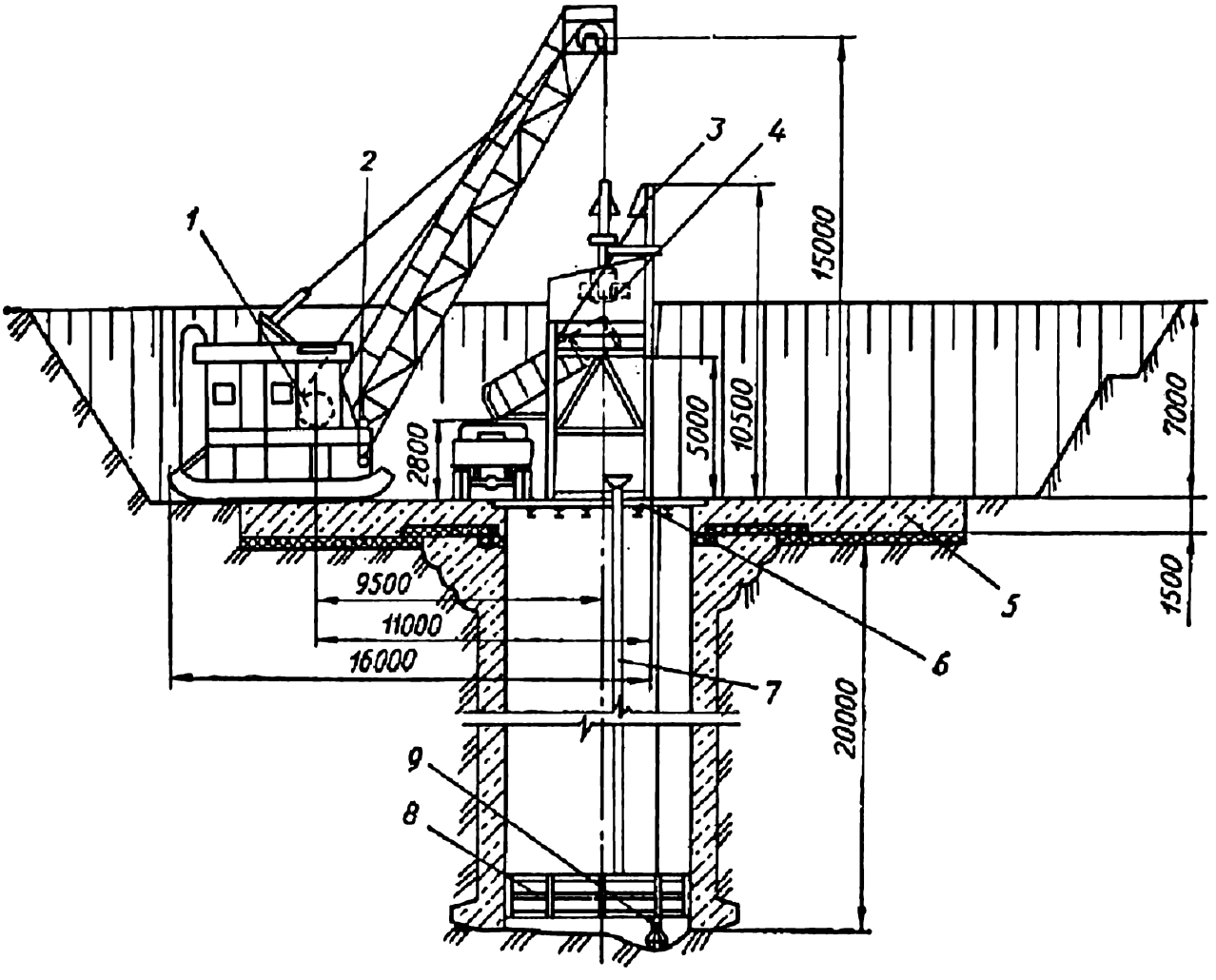


Рис. 4.5. Проходка технологической части ствола с помощью передвижной установки (ПУ): *1* — подъемная машина Ц1,2 × 1; *2* — проходческие лебедки ЛПШ-15 для направляющих канатов; *3* — разгрузочный станок для бадьи; *4* — бадья БПН-1; *5* — железобетонная сплошная плита фундамента башенного копра; *6* — нулевая проходческая рама; *7* — трубопровод для спуска бетонной смеси за опалубку; *8* — створчатая опалубка высотою 1,5... 2,0 м; *9* — пневмопогрузчики КС-3

ние постоянной крепи (железобетонной тюбинговой или бетонной) производятся совместно. В данном случае лучше применять временную передвижную подъемную установку или одну из тех (постоянных или временных) подъемных машин, которые в дальнейшем будут использованы для сооружения ствола.

Достоинства схемы: обеспечение высокой скорости проходки, что дает возможность добиться максимальной скорости сооружения ствола (монтаж и демонтаж временного копра исключаются); минимальные затраты времени на переход от сооружения технологической части к проходке ствола.

Недостатки схемы: возможный перекос постоянного копра при выпуске или обрушении слабых пород и необходимость выполнения большого комплекса подготовительных работ.

Совмещенная схема проходки технологической части ствола с башенного копра показана на рис. 4.6.

В области проходки технологических частей и неглубоких стволов ведется научный поиск и принимаются конструктивные решения, направленные на максимальное отделение забойного проходческого комплекса от поверхностного путем создания шагающего забойного

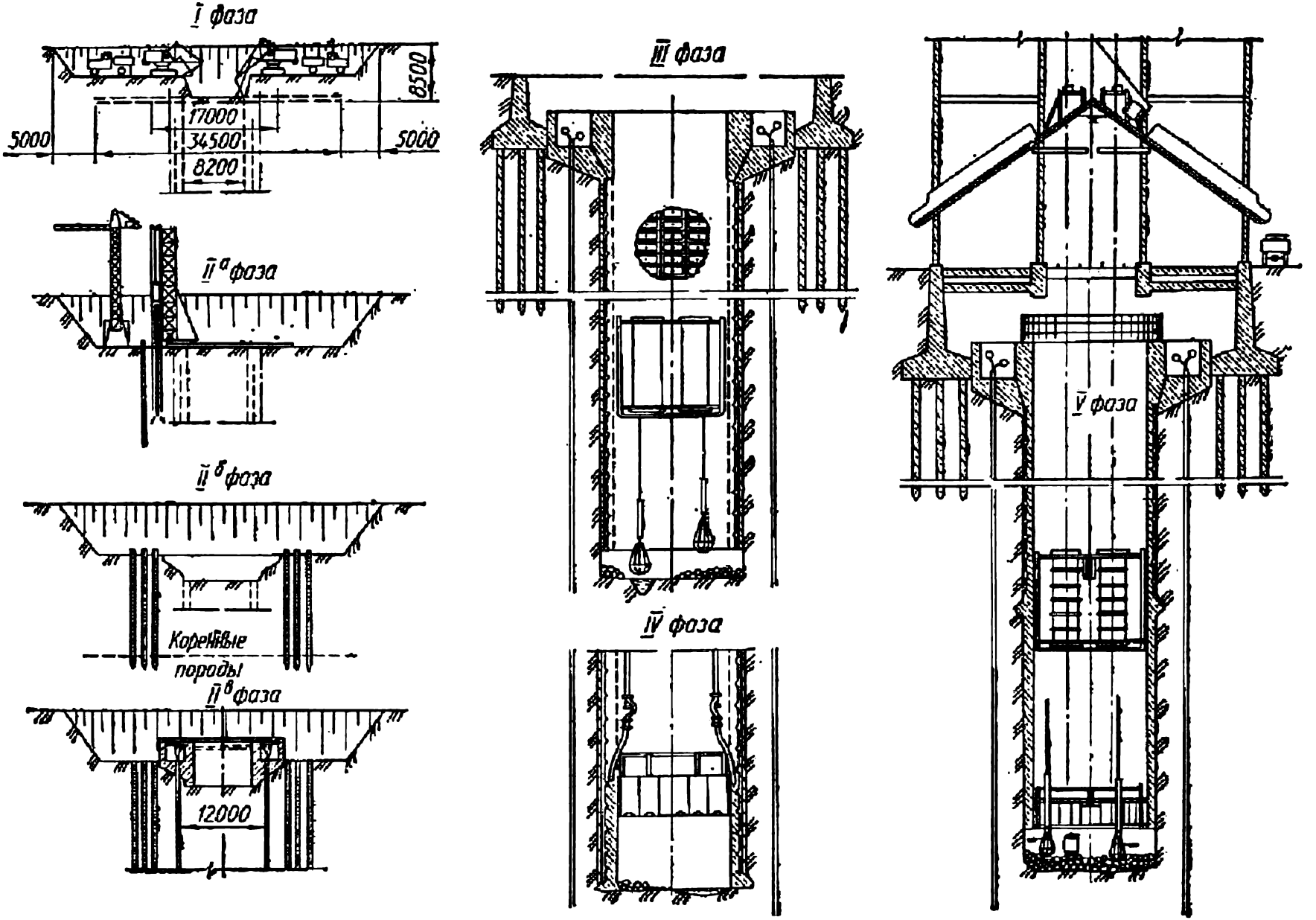


Рис. 4.6. Фазы сооружения устья и технологической части ствола с башенного копра

оборудования, опирающегося на забой и на призабойный участок ствола. Это позволит отказаться от многоэтажных подвесных полков, лебедок для их подвески и другого тяжелого оснащения. ЦНИИподземмаш разработал для выемки мягких пород проект комплекса КС-14 с электрогидравлической погрузочной машиной ковшового типа. Кроме того, для проходки стволов в мягких породах создан комплекс КСМП-н с шагающей на гидродомкратах забойной опалубкой, опирающейся на забой. При испытании комплекса для погрузки породы использовался грейфер КС-3 с ручным управлением, подвешенный на лебедке ЛППГ.

Для этих же условий разрабатывается комплекс КШБ-1 с полным отделением забойного оборудования от поверхностного. На следующем этапе намечено создание комплекса с полным отделением забойного оборудования при буровзрывной выемке пород.

Эффективный вариант схемы сооружения технологической части (устья) ствола выбирается по критериям продолжительности, скорости и стоимости сооружения с обязательным учетом факторов безопасного и безаварийного ведения работ.

После проходки устья и технологической части ствола переоснащается оборудование на поверхности и в забое. Если была применена бескопровая схема проходки, то монтируют временный проходческий копер или возводят постоянный, подшкивные площадки, навешивают канаты. Остальное оборудование должно быть установлено одновременно с проходкой устья. При этом оборудование, которое не может быть использовано в дальнейшем, демонтируют в забое и выдают на поверхность.

Сборку оборудования забоя при совмещенной технологии проходки производят по двум вариантам: первый — опалубку и породопогрузочную машину монтируют в забое ствола, а проходческий полок — на поверхности; второй — все оборудование монтируют в забое ствола.

Опалубку собирают из элементов массой не более 3 т с помощью лебедки соответствующей грузоподъемности. Контрольную сборку опалубки выполняют предварительно на поверхности. Последовательность монтажа: опускают в забой узлы каркаса и монтируют в соответствии с маркировкой с полной затяжкой всех болтов; затем крепят к каркасу фаркопфные секции таким образом, чтобы они не могли соскочить с цапф; навешивают на каркас промежуточные секции.

Подвесной полок собирают на площадке рядом с копром автомобильным краном АК-7,5 в соответствии со сборочными чертежами. Затем ствол перекрывают сплошным настилом из досок толщиной 50 мм по прогонам на нулевой раме. По настилу накладывают накаточные пути из швеллеров, снимают нижние подкосы и устанавливают временные связи. Полок при помощи лебедки втягивают на перекрытие ствола, к нему крепят канаты лебедок, приподнимают его, разбирают настил и нулевую раму и полок опускают на забой.

Если полная сборка полка на поверхности невозможна, его монтируют на забое укрупненными блоками в следующем порядке: на собранную в забое секционную опалубку укладывают прогоны и по ним — сплошной настил из досок толщиной 50 мм; на настиле собирают отдельные блоки полка; после полной сборки полок подвешивают на ка-

натах специальных проходческих лебедок согласно проекту оснащения.

После монтажа опалубки и полка приступают к сборке породопогрузочной машины КС-2у/40: под нижним этажом полка укрепляют монорельс и двухъярусную центральную подвеску; на инвентарных козлах на настиле опалубки устанавливают раму с механизмом перемещения и тележкой тельфера, которая поднимается под нижнее перекрытие полка и устанавливается на монорельс; к кронштейнам рамы прикрепляют кабину машиниста; подвешивают тельфер и подсоединяют шланги пневмокоммуникаций; на барабан тельфера навивают канат и подвешивают грейфер.

По первому варианту монтаж выполняют одновременно две бригады по 8 чел. (одна в забое, другая на поверхности) в две смены в течение 9 дней.

По второму варианту в забое работает одна бригада из 8 чел. При работе в две смены на монтаж оборудования требуется 15 дней.

Контрольные вопросы

1. Назначение и конструкция устья ствола.
2. Назначение и глубина технологической части ствола.
3. Сущность и область применения бескопровых схем проходки.
4. Сущность и область применения копровых схем проходки.

Глава 5. ОСНОВНЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ СТВОЛОВ

§ 1. Буровзрывные работы

Комплекс буровзрывных работ (БВР) проводится с целью разрушения горных пород в пределах проектного сечения ствола вчерне на заданную глубину заходки методом шпуровых зарядов. В комплексе БВР последовательно выполняются бурение шпуров, заряжание и взрывание шпуровых зарядов.

Продолжительность и эффективность БВР зависят от физико-механических свойств, угла падения, структуры и текстуры горных пород, площади поперечного сечения ствола и глубины работ, производительности и числа бурильных машин, схемы расположения, глубины, числа и диаметра шпуров, работоспособности и бризантности взрывчатых веществ (ВВ), качества средств взрывания (СВ), плотности заряжания, способа инициирования и конструкции шпурового заряда.

К БВР в стволах предъявляются следующие требования: высокая безопасность работ, равномерное дробление пород по всей глубине заходки с необходимой (минимальной) кусковатостью, достижение максимальной величины заходки, оконтуривание поперечного сечения ствола, близкое к сечению вчерне, минимальное нарушение взрывом стенок ствола и наименьший выброс породы вверх по стволу.

Для производства работ начальник участка (проходки) составляет по установленной форме паспорт БВР, который проверяется опытным путем и доводится до необходимых требований. Рабочий паспорт БВР

Таблица 5.1. Техническая характеристика стволовых бурильных установок

Параметры	Бурильные установки, подвешиваемые к тельферу погрузочной машины КС				Бурильная установка, подвешиваемая к самоходной тележке, установленной на опалубке БУКС-1у2м
	БУКС-1 м*	БУКС-1мц	БУКС-1у2	БУКС-1у4	
Диаметр ствола всвету, м	5,5...9	5,5...9	4...9	4...9	4...9
Тип бурильной машины	БГА-1м	БГА-1м	БГА-1м, БУ-1, ПК-60	БГА-1м, БУ-1, ПК-60	БГА-1м, БУ-1, ПК-60
Количество бурильных машин	4	2	2	4	2
Глубина бурения шпуров, м	4,25	50	5,6	5,6	3,4
Рабочая часть шпура, м	4,25	50	4,5	4,5	2,7
Максимальный угол наклона бурильной машины, град	10	10	20	20	20
Необходимый диаметр бадьевого проема для пропуска на забой, мм	1640	1640	1330	2120	1330
Максимальный расход сжатого воздуха, м³/мин	60	60	36	60	36
Расстояние между шпурами, мм	800	800	600...850	600...850	600...850
Основные параметры, м:					
высота	10,3	10,3	9,73	9,73	6,3
диаметр описанной окружности	1,54	1,54	1,25	2	1,25
Расход воды на промывку 100 м шпуров, м³	1	—	1	1	1
Масса, т:					
общая	7,5	8,5	6,54	9,4	13
объемной части	6,3	7	4,34	7,2	3,75
Рекомендуется к применению на стволах, оснащенных породопогрузочными машинами	КС-2у/40 КС-1МА 2КС-2у/40 2КС-1МА	КС-2у/40 КС-1МА — —	КСМ-2у КС-2у/40 — —	КС-2у/40 КС-1МА 2КС-2у/40 2КС-1МА	КС-12 — —

* Трестом Донецкшахтопроходка разработана облегченная модификация бурильной установки БУКС-1м — ОБУКС-1м.

Таблица 5.2. Основные данные ручных перфораторов

Тип бурильной машины	Масса, кг	Энергия удара, Дж	Число ударов в 1 мин	Крутящий момент, Н·м	Предельное значение диаметра буровой коронки, мм
ПР-24	25	5	1800...2000	150	52
ПР-24ЛС	25	5,8	2600...2900	180	52
ПР-30ЛС	30	6,5	1800...2000	150	52
ПР-20ЛС	20	4	2300...2600	120	46

утверждает главный инженер строительного управления. Для проходки ствола на всю глубину утверждаются два-три паспорта БВР — для пород средней крепости, крепких и очень крепких. Паспорта отличаются схемой расположения шпуров, числом и величиною шпуровых зарядов.

БВР должны проводиться с соблюдением Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах (ПБ), Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт (ПТЭ) и Единых правил безопасности при взрывных работах (ЕПБ).

Бурение шпуров при проходке стволов в угольной и горно-рудной промышленности производится механическим способом. СНиП III-11-77 рекомендует применять для бурения шпуров по породам крепостью до 14 механизированные бурильные установки, свыше 14 — ручные перфораторы. В угольной промышленности при проходке стволов широко используют бурильные установки типа БУКС (табл. 5.1) и СМБУ на базе бурильных машин вращательно-ударного действия, в горно-добывающей промышленности в связи с большой крепостью пород — перфораторы ударно-поворотного действия типа ПР-24ЛС, ПР-30ЛС и другие (табл. 5.2).

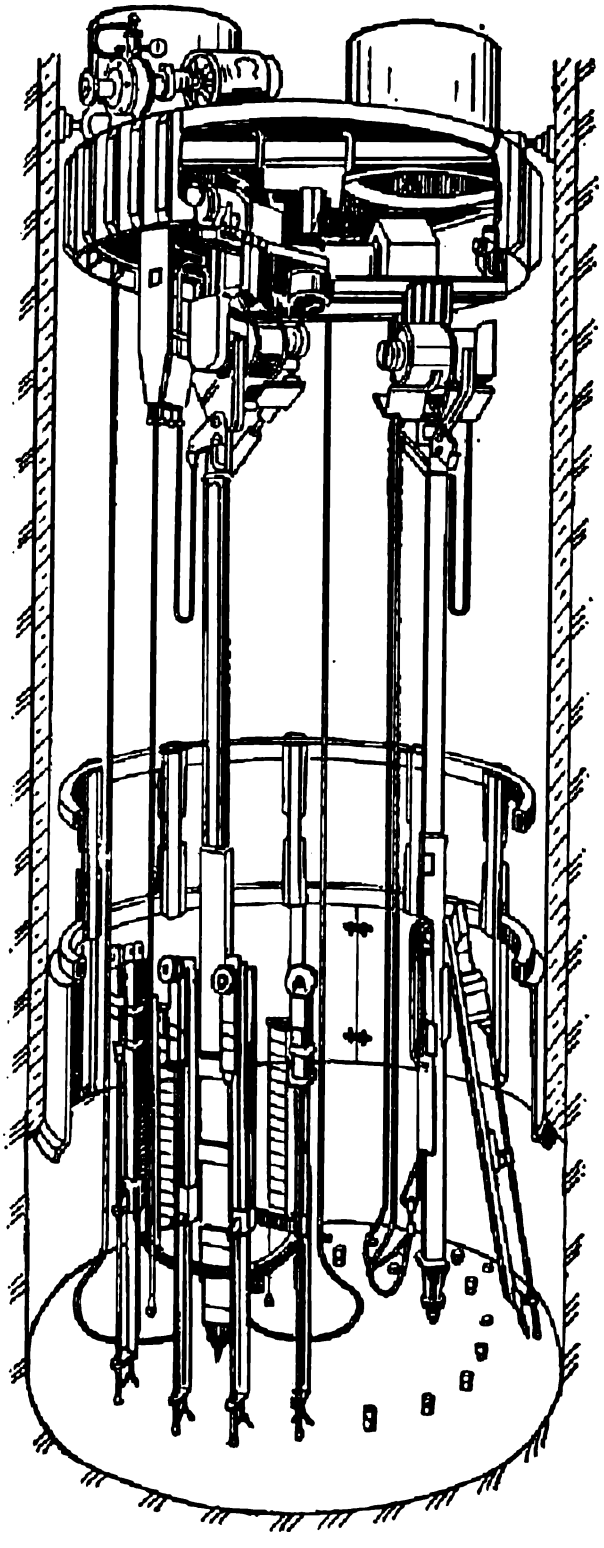


Рис. 5.1. Стволовая бурильная установка БУКС-1м

Установка БУКС-1м (рис. 5.1) состоит из центральной телескопической распорной колонны и прикрепленных к ней четырех направляющих стоек, по которым перемещаются бурильные машины. Две стойки прикреплены к распорной колонне неподвижно, две — шарнирно на петлях, что позволяет устанавливать бурильные машины в ряд при бурении шпуров и складывать при спуске и подъеме установки. БУКС-1м на время бурения шпуров навешивается на тельфер погрузочной машины и перемещается в круговом и радиальном направлениях. Установка БУКС-1мц предназначена для бурения шпуров, а при необходимости и цементационных скважин глубиной до 50 м и диаметром 52 мм.

При проходке устья и технологической части ствола, а также для бурения шпуров глубиною 2...2,2 м по замороженным или затампонированным породам применяют установку БУ-1, прикрепляя ее к грейферу погрузочной машины, установленной в забое ствола.

В угольной промышленности бурильные установки вытеснили ручные перфораторы при проходке стволов, однако в условиях крепких пород (свыше 14), особенно на железорудных месторождениях, еще применяется ручное бурение. Его достоинства: маневренность (время и продолжительность бурения регулируются числом одновременно работающих перфораторов); надежность (неисправные молотки быстро заменяются); экономичность (меньшая стоимость оборудования и малые затраты времени на подготовительные и заключительные работы). Однако все эти достоинства теряют свое значение из-за тяжелого и малопроизводительного ручного труда бурильщиков.

Площадь забоя на один ручной перфоратор 4...5 м², на каждые 3—4 рабочих перфоратора должен быть в забое один резервный. Бурильные штанги применяются пустотелые, шестигранные БШ-22 длиной от 0,7 до 4,5 м через 0,7 м. На бурильных установках и перфораторах применяют долотчатые и пластинчатые коронки (КДМ), в хрупких монолитных породах — долотчатые и штыревые (КДШ), в трещиноватых — трехперые штыревые (КТШ), в вязких трещиноватых и абразивных — крестовые пластинчатые. Коронки армируются твердыми сплавами ВК-15 для крепких пород (15), КВ-8В (10...15), ВК-6В (10).

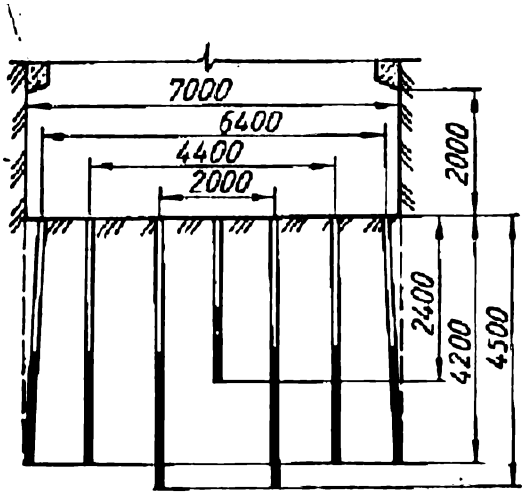
Данные технической скорости бурения шпуров глубиной до 1 м, диаметром 52 мм и при давлении сжатого воздуха 6 Па приведены в главе 10.

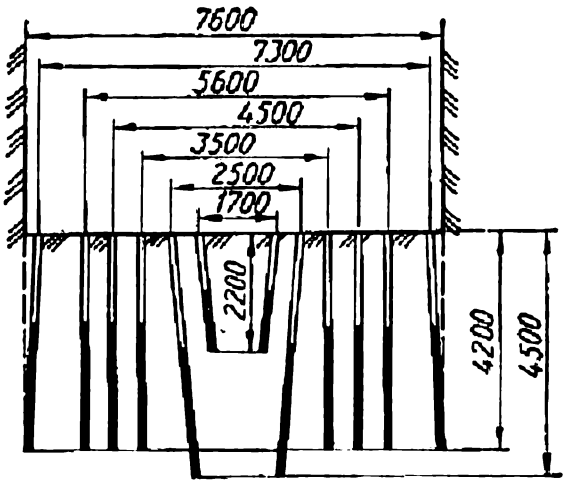
Перед началом бурения шпуров забой тщательно зачищается. Горный мастер или сменный инженер совместно со звеньевым осматривают забой с целью выявления невзорвавшейся части шпуров и возможных остатков в них ВВ от предыдущего взрывания. После осмотра горный мастер дает разрешение на начало подготовки и бурение шпуров. По сигналу, поданному из забоя, в ствол опускают БУКС-1м. Для этого на поверхности отцепляют бадью, а направляющую рамку оставляют на разгрузочной площадке. Установку по тельферной дороге доставляют в копер и прицепляют к панцирю (подвесное устройство) подъемного каната, затем ее поднимают под направляющую раму, открывают ляды и опускают в ствол, выдерживая для проверки прочности крепления перед проходческим полком. Проходчиков опускают в ствол в другой бадье.

Грейфер отцепляют от траверсы и устанавливают на забое, скрепляя его лопасти специальными скобами. Шланги от грейфера отсоединяют и поднимают над забоем ствола не менее чем на 4 м. Бурильную установку пропускают через проходческий полок на забой и перецепляют к тельферу породопогрузочной машины.

Горный мастер и звеньевой согласно паспорту БВР размечают шпуры по центральному отвесу и шаблону. Вновь пробуренные шпуры должны быть смещены по отношению к шпурам предыдущего цикла при условии сохранения утвержденной схемы расположения шпуров. Для этого достаточно развернуть всю схему относительно оси ствола на 10...15°.

Гибкие шланги, идущие от распределителя сжатого воздуха, и шланги орошения подсоединяют к БУКС-1м. По команде звеньевого проходчик на подвесном полке-каретке (полковой) включает подачу





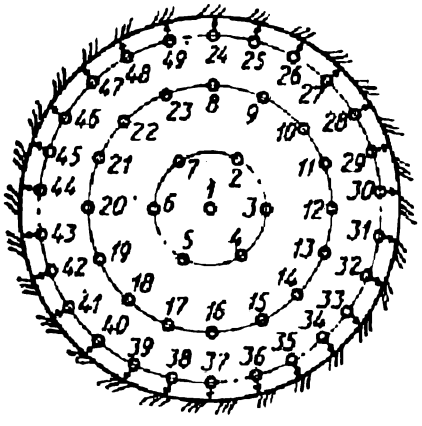


Рис. 5.2. Схема расположения шпуров с прямым врубом

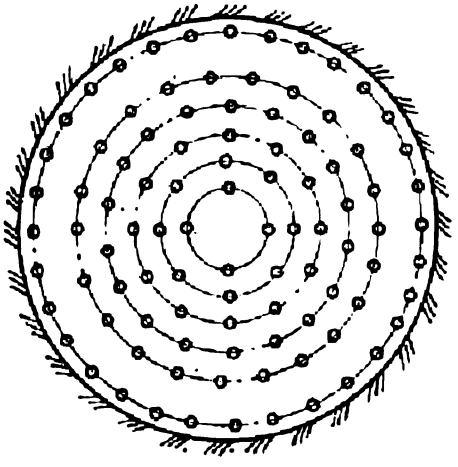


Рис. 5.3. Схема расположения шпуров с двойным клиновым врубом

в систему сжатого воздуха и воды. Бурильную установку обслуживают два проходчика, другие помогают им в перемещении стрел и откачивают воду из забоя бадьями. Машинист погрузочной машины во время бурения находится в кабине и выполняет все команды звеньевого.

После пробуривания каждый шпур продувают сжатым воздухом и в его устье забивают деревянный колышек. В процессе работы бурильную установку переставляют по заранее разработанной схеме, обеспечивающей одновременное бурение четырех шпуров и минимум затрат времени и труда на вспомогательные работы. По окончании бурения всех шпуров отсоединяют шланги и бурильную установку выдают на поверхность. Грейфер подвешивают на траверсу тельфера, подсоединяют к нему шланги сжатого воздуха, а затем закрепляют его перед взрыванием согласно инструкции.

Схема расположения шпуров зависит от физико-механических свойств пересекаемых пород, типа бурильных машин и бурового инструмента, типа ВВ и СВ, заданной глубины заходки за цикл, формы поперечного сечения ствола и его размеров. В стволах круглой формы шпуры располагаются по концентрическим окружностям и по своему назначению подразделяются на врубовые, отбойные и оконтуривающие (периферийные).

Врубовые шпуры располагаются в центральной части забоя и предназначены для образования вруба — второй открытой

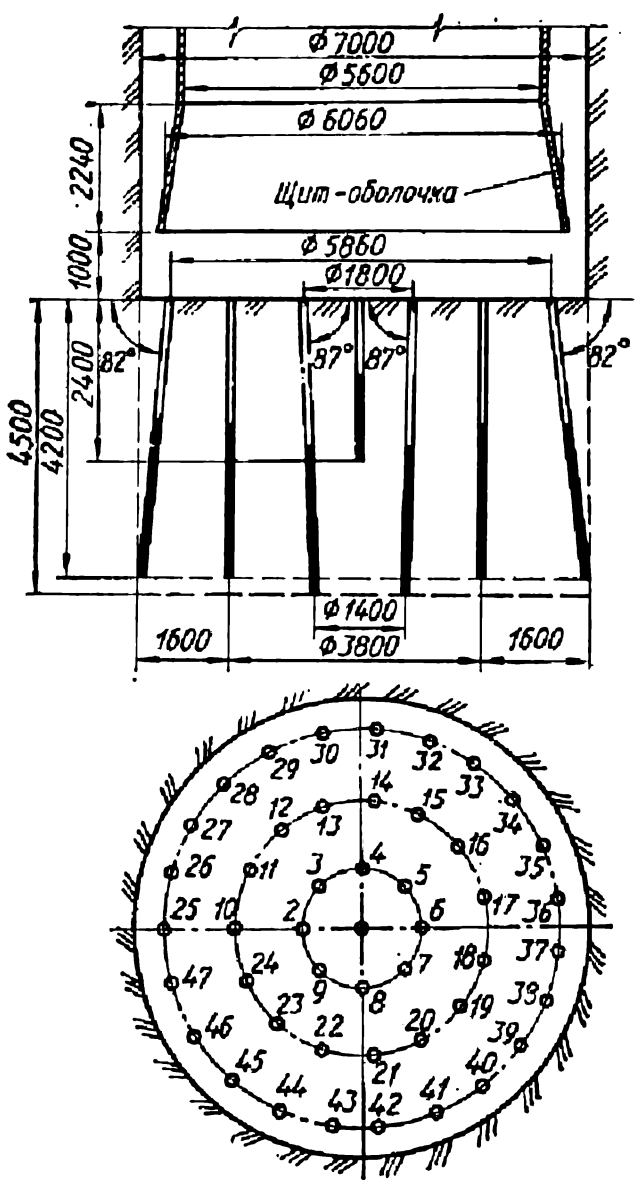


Рис. 5.4. Схема расположения шпуров с прямым врубом по породам крепостью 6...8

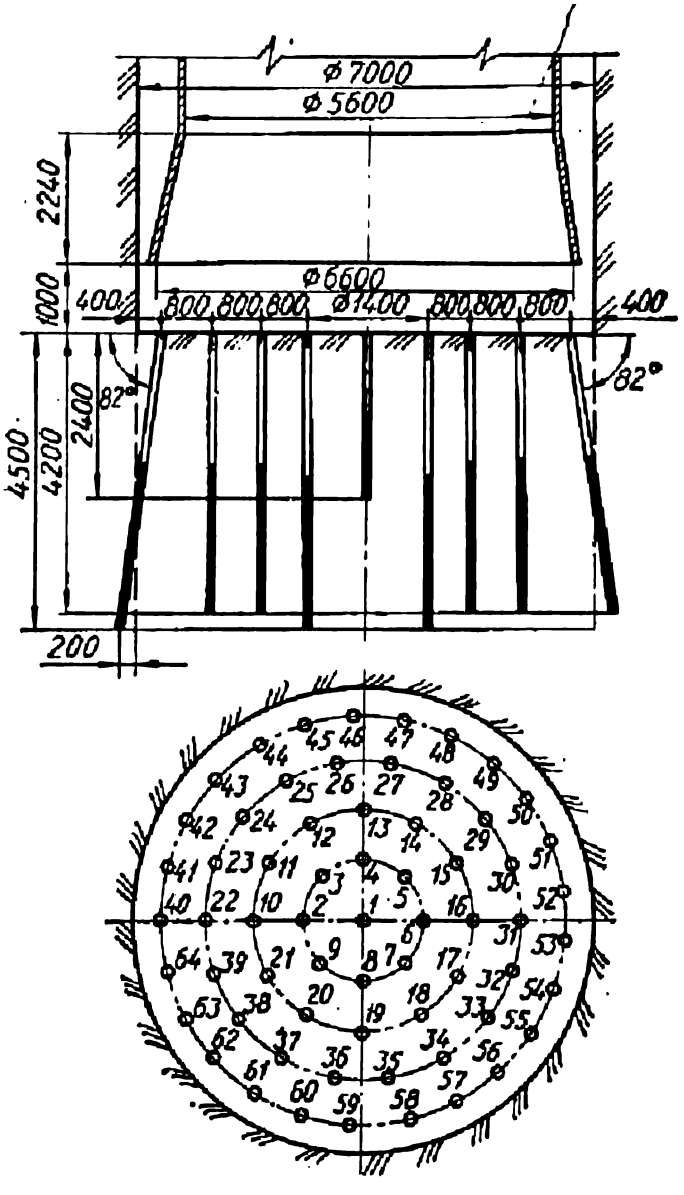


Рис. 5.5 Схема расположения шпуров с прямым врубом по породам крепостью 10...12

поверхности для отбойных шпуров, что повышает их эффективность при разрушении основной массы породы. По форме образовавшейся полости различают врубы: призматические, конические, клиновые. В настоящее время при проходке стволов широко используют *призматический (прямой) вруб*, который применяют в породах средней крепости и крепких (рис. 5.2). Его основное достоинство — возможность бурения шпуров на большую глубину и малый разлет породы при взрыве, что уменьшает число случаев повреждения крепи и проходческого оборудования. Врубовые шпуры (6...12) располагают по окружности диаметром 1,4...2 м. Центральный шпур обычно не заряжают, но в крепких породах в него закладывают повышенный заряд и взрывают первым. После врубовых взрывают отбойные (первый ряд, а затем, если есть,— второй) и последними — периферийные.

Конические двойные врубы (рис. 5.3) применяют в очень крепких породах (14 и выше) с целью обеспечения максимальной заходки за взрыв, минимального выброса породы вверх для предотвращения повреждения крепи, опалубки и проходческого оборудования.

На рис. 5.4 и 5.5 показаны схемы расположения шпуров при па-

раллельно-щитовой технологии проходки ствола по породам крепостью соответственно 6...8 и 10...12.

Глубина шпуров при проходке стволов, как правило, следующая: врубовых 4,5 м, отбойных и периферийных 4,2 м. Глубина заходки за цикл 4 м. Глубина шпуров и коэффициент их использования зависят от многих факторов, но решающими являются правильный выбор ВВ и СВ, удельного расхода ВВ, заряда и схемы расположения шпуров. В любом случае проходка ствола (кроме как по замороженным и затампонированным породам) должна проводиться при максимальной глубине шпуров, что обеспечит снижение непроизводительных затрат времени на каждый цикл и существенное повышение скорости проходки.

Чтобы не выдавать излишек породы, достигающий 25 % общего объема с заходки, а также максимально сократить перерасход бетонной массы на крепь ствола, применяют *контурное взрывание*.

Заряд шпура зависит от крепости пород, его назначения, глубины и числа шпуров, работоспособности и удельного расхода взрывчатых веществ q (кг) на 1 м^3 обуренной породы, который можно определять по эмпирической формуле Э. О. Миндели применительно к аммониту скальному № 1:

$$q = e\left(2{,}92 + 0{,}135f + \frac{5{,}4}{S_{\text{чер}}} - 0{,}004d_{\text{п}} - 2{,}2\eta - 0{,}48l + 0{,}096l^2\right),$$

где e — поправочный коэффициент, учитывающий тип ВВ; f — коэффициент крепости пород; $S_{\text{чер}}$ — площадь поперечного сечения ствола вчерне, м^2; $d_{\text{п}}$ — диаметр патрона ВВ, мм; η — коэффициент использования шпуров; l — глубина шпуров, м.

Значение коэффициента e:

Аммонит скальный № 1	1
Детонит М	1,02
Аммонит № 6 ЖВ (победит, аммониты АП-5ЖВ и Т-19)	1,24
Аммонит водоустойчивый	0,99

При проходке стволов, не опасных по газу и пыли, применяют преимущественно ВВ II класса: в породах крепостью 8 и выше — аммонит скальный № 1, скальный аммонал № 3 и детонит М. В породах средней крепости — аммонит № 6 ЖВ. В стволах, опасных по газу или пыли, применяют ВВ III и IV классов: победит, аммониты АП-5 ЖВ и Т-19.

При проходке стволов, отнесенных к опасным по пыли и газу, допускается применение непредохранительных ВВ при содержании метана в забое менее 1 % и при подтоплении забоя водой на 20 см. Содержание метана перед взрывом необходимс замерять газоанализатором и взрывать заряды с поверхности, удалив людей на 50 м от ствола. При подходе забоя ствола к угольному пласту или пропластку, а также на протяжении 20 м ниже пласта должны применяться постоянный ток и предохранительные ВВ.

Общий расход ВВ (кг) на цикл

$$Q = S_{\text{чер}} l q.$$

По данным практики проходки стволов в Донбассе, средний удельный расход аммонита скального № 1 на 1 м³ обуренной породы составляет при крепости пород: f = 3...5 — 1,23 кг; 6...8 — 1,45; 9...12 — 1,65; 13 и более — 1,8 кг; заряд центрального шпура при том же ВВ — 2...2,4 кг; всех остальных — от 3,6 до 4,8 кг. Аммонит скальный № 1 (прессованный) выпускается в патронах диаметром 45 мм. Длина патрона 170 мм, масса 400 г. Общий расход ВВ на один взрыв в зависимости от диаметра ствола и крепости пород находится в пределах 150...300 кг.

По СНиП III-11-77 количество шпуров (N) на забой для всех видов выработок следует определять по формуле

$$N = 12{,}7\frac{qS_{\text{чер}}}{\gamma d_{\text{п}}^2 \rho},$$

где $S_{\text{чер}}$ — площадь сечения выработки вчерне, м²; γ — коэффициент заполнения шпуров; ρ — плотность ВВ в патронах, г/см³.

Коэффициент заполнения шпуров взрывчатым веществом в стволах не должен превышать в породах крепостью 3...9—0,35...0,45 и 10...20—0,45...0,5 глубины шпура.

Заряжают и взрывают шпуровые заряды в такой последовательности: перед окончанием бурения шпуров с забоя на поверхность подают сигнал о подготовке взрывчатых материалов (ВМ) для спуска в забой; мастер-взрывник на специально оборудованной машине подвозит ВМ к стволу (возможна подноска ВМ рабочими, имеющими на это право); в забой опускают забойники и забойку (обычно граншлак); кабель взрывания замыкают накоротко; мастер-взрывник подает предупредительный сигнал, а горный мастер обеспечивает освобождение площадки вокруг ствола в радиусе не менее 50 м и выставляет посты на подходах к стволу.

Спускают ВВ в бадье в сопровождении горного мастера, патроны-боевики, подготовленные на поверхности в специальной зарядной будке, опускают в следующей бадье в сопровождении мастера-взрывника. Перед заряжанием шпуров горный мастер и мастер-взрывник газоопределителем (ШИ-3, ШИ-5 или ШИ-10) замеряют метан; проверяют соответствие диаметра, глубины и количества шпуров паспорту БВР. Заряжают шпуры мастер-взрывник и не более 6 проходчиков (имеющих допуск) под руководством горного мастера.

Монтаж и проверку электровзрывной сети выполняет мастер-взрывник, он же подсоединяет ее к антенне магистрального провода. Проходчики выезжают на поверхность, а горный мастер и мастер-взрывник поднимаются на подвесной полок, где подсоединяют магистральный провод к кабелю взрывания. Полок поднимают на 30...35 м над забоем и дают новую отметку полка машинисту подъема. Горный мастер и мастер-взрывник выезжают на поверхность и проверяют посты; мастер-взрывник, убедившись в отсутствии людей вокруг ствола, дает боевой сигнал и при помощи станции ВПС-1 взрывает шпуры.

От качества заряжания и взрывания шпуровых зарядов зависят безопасность работ, подвигание забоя за взрыв, степень дробления породы, трудозатраты на выемку 1 м³ породы и другие технико-экономические показатели.

При ведении взрывных работ необходимо строго соблюдать правила техники безопасности:

1. Забой ствола должен быть хорошо освещен.

2. Отставание гибких вентиляционных труб от забоя не должно превышать 15 м, а во время погрузки грейфером — 20 м.

3. До начала бурения шпуров необходимо осмотреть забой, обобрать стены, проверить, не остались ли невзорвавшиеся заряды или «стаканы» с патронами ВВ («стаканы», оставшиеся от предыдущего взрывания, запрещается разбуривать независимо от наличия или отсутствия в них патронов ВВ).

4. При бурении шпуров запрещается пользоваться некачественным и неисправным инструментом (бурильные молотки, буровые штанги, пневмоколонки, буровые колонки, продувалки и др.).

5. Прежде чем приступить к продувке шпуров, следует предупредить об этом окружающих. Каждый пробуренный шпур должен закрываться специальным колышком.

6. Запрещается ведение взрывных работ (подноска, спуск в ствол ВМ и заряжание) во время грозы.

7. Перед заряжанием шпуров весь инструмент должен быть выдан из забоя ствола, гибкие рукава убраны, кроме двух, необходимых для продувания шпуров во время заряжания и откачки воды из забоя насосом Н-1м. Грейфер должен быть поднят к тельферу, запанцирован согласно инструкции по эксплуатации.

8. Запрещается проводить электросварочные работы на поверхности у копра с момента выставления постов оцепления опасной зоны до взрывания зарядов в стволе.

9. Перед спуском ВВ в ствол все работы в забое и на поверхности должны быть прекращены, кабель взрывания проверен и отключен, а взрывная станция закрыта на замок, ключ от которого должен храниться у мастера-взрывника. Концы кабеля должны быть замкнуты накоротко до момента подключения его к сети взрывания.

10. Во время спуска ВВ в ствол и заряжания шпуров на полке разрешается находиться только людям, занятым сопровождением бадьи через раструбы. Другие работы на полке во время заряжания шпуров запрещены.

11. Шпуры заряжают только мастер-взрывник и его помощник (хорошо проинструктированный рабочий), назначенный приказом по управлению, имеющий «Единую книжку взрывника» или «Удостоверение на право заряжания». Электровзрывную сеть собирает и проверяет мастер-взрывник.

12. Перед заряжанием шпуры должны быть очищены от буровой пыли и кусков породы.

13. Извлекать патроны из шпуров при их заряжании с помощью продувалки категорически запрещается.

14. При монтаже электровзрывной сети необходимо применять параллельную схему соединения электродетонаторов с помощью антенны.

15. Колышки для монтажа антенны располагают по окружности, соблюдая такую высоту, чтобы не было случаев ее подтопления.

16. Перед подсоединением электродетонаторов к антенне обе ветви ее должны быть замкнуты накоротко.

17. После подсоединения кабеля к антенне с нее следует снять перемычку.

18. Породопогрузочный агрегат с полком-кареткой должен быть поднят на взрывобезопасную высоту. Во время подъема необходимо соблюдать все меры предосторожности, исключающие падения предметов с полка, которые могут повлечь нарушение смонтированной сети электровзрывания.

19. Проходку ствола, приблизившегося на 10 м к газоносному пласту, следует производить с передовой скважиной глубиной не менее 5 м, при этом должен быть организован усиленный контроль за составом воздуха в забое ствола.

§ 2. Проветривание забоя

Проветривание забоя и всего ствола обеспечивает безопасные и комфортные условия труда проходчиков в соответствии с требованиями и расчетами, изложенными в главе 12. Забой ствола проветривается по нагнетательной схеме при помощи вентилятора, установленного на поверхности не ближе 15 м от устья ствола. Нагнетаемый в забой воздух быстро и эффективно разжижает газообразные продукты взрыва, что особенно ценно в забоях стволов, где одновременно взрывается

Таблица 5.3. Техническая характеристика вентиляторов

Параметры	Вентиляторы									
	центробежные				осевые					
	ВЦ-9	ВЦП-16	ВЦ-11	ВЦ-16	СВМ-6м	ВМ-6м	ВМ-8м	ВМ-12м	ВОД-11	ВОД-16
Диаметр рабочего колеса, мм	900	1600	1100	1600	600	600	800	1200	1100	1600
Скорость вращения, об/мин	2980	975; 1470	1460	1000	2950	2940	2960	1486	1500	1000
Производительность, $м^3/с$:										
минимальная	5	6; 10	5	12	3	2	4	10	6	10
максимальная	29	30; 46	22	42	7	8	13	32	33	66
Давление, Па:										
минимальное	2942	1128; 2550	784	1177	1177	735	784	784	1079	902
максимальное	10 092	3922; 8825	3530	3530	2402	3334	4119	3726	3628	3236
К. п. д. вентилятора (max)	0,77	0,865	0,85	0,85	0,70	0,68	0,72	0,73	(0,81)	(0,79)
Мощность электродвигателя, кВт	225	125; 250	55	125	14	24	55	110	125	160
Масса с электродвигателем, кг	—	7739	2350	3541	265	375	650	2320	4560	12 360
Габаритные размеры, мм:										
длина	—	3830	3470	3500	630	1085	1460	2550	6140	11 814
ширина	—	4525	4230	3100	700	700	880	1325	1870	2675
высота	—	2940	2370	3390	770	860	1000	1720	1860	2675

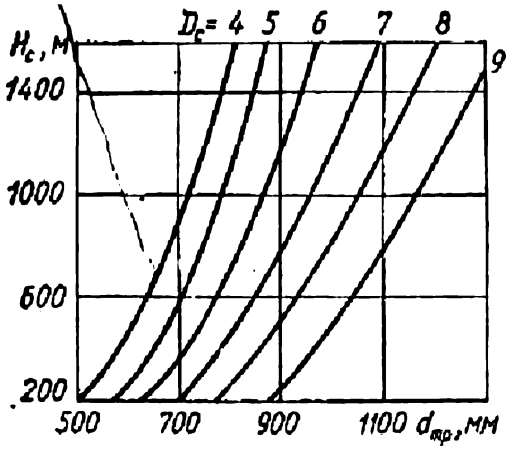


Рис. 5.6. Рекомендуемые диаметры вентиляционных металлических труб для проветривания при проходке стволов

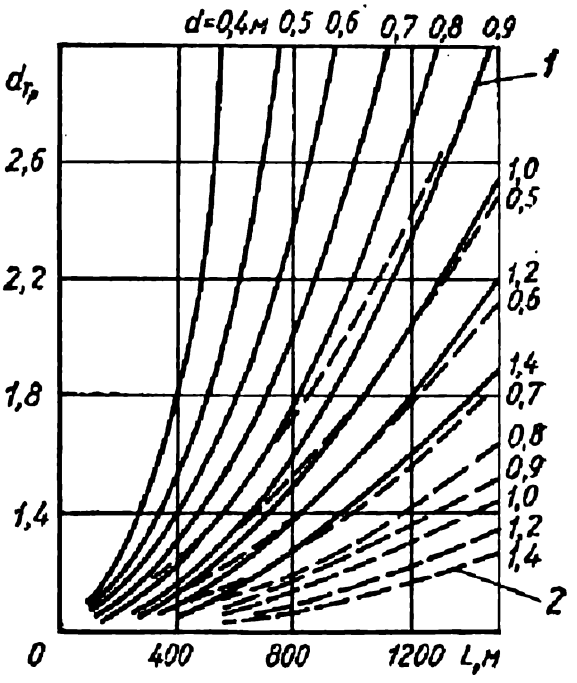


Рис. 5.7. График определения коэффициента утечек воздуха для металлического трубопровода при длине трубы 4 м и коэффициенте удельной стыковой воздухопроницаемости:
1 — $K_{уд}$ = 0,003; *2* — $K_{уд}$ = 0,001

до 300 кг ВВ. Направление отброшенных от забоя газообразных продуктов взрыва совпадает с направлением движения исходящей струи воздуха.

Основным оборудованием для проветривания являются вентиляторы и вентиляционные трубы. Характеристика вентиляторов приведена в табл. 5.3. Обычно ствол оснащен двумя вентиляторами, работающими на один трубопровод. Более производительный из них используют для разжижения газообразных продуктов непосредственно после взрыва за короткое время (не более 30 мин). Менее производительный подбирается по числу одновременно работающих в стволе людей. Этот вентилятор работает постоянно, а в случае его остановки всех людей поднимают на поверхность. Кроме того, необходимо иметь резервные вентиляторы обоих типов. Когда забой ствола достигает глубины 300...500 м, на постоянный режим работы обычно переводят более мощный вентилятор. Это связано с неизбежными утечками воздуха в вентиляционном трубопроводе. Рекомендуется применять передвижную проходческую вентиляционную установку УПВЦП-16А, созданную на базе вентилятора ВЦП-16 производительностью от 10 до 42 м^3/с. Установку в полной заводской готовности доставляют на площадку и устанавливают на сборные фундаменты.

В зимнее время воздух, поступающий в ствол, должен подогреваться до температуры не ниже + 2 °С с помощью калориферов двух моделей: средней — марок КФС и КФСО и большой — марок КФБ и КФБО. Теплоносителем может служить насыщенный пар или перегретая вода (в зависимости от теплоносителя котельной на шахте) с температурой на подаче 130...150 °С. Возможно применение и электрических калориферов СФО мощностью от 25 до 250 кВт. Для проходки стволов разработаны типовые проекты калориферных установок производительностью от 7,5 до 25 м^3/с, которые предусматривается устанавливать на всасе вентилятора, работающего постоянно.

Для проветривания стволов до подвесного полка применяют жесткие металлические или стеклопластиковые вентиляционные трубы,

Таблица 5.4. Характеристика гибких вентиляционных труб

Типы труб	Материал		Масса 1 м² материала с покрытием, кг	Диаметр труб, мм	Длина звеньев, м	Рабочее давление, Па
	Основа	Покрытие				
Му	Чефер	Двухстороннее резиновое	1,5 и более	400 500 600	5 10 20	5000
ПХВ	Чефер	Двухстороннее полихлорвиниловое	1,2...1,4	400 500 600	5 10 20	5000
ПХВ-К	Особо прочный капрон	Одностороннее полихлорвиниловое	1,2...1,5	400 500 600	5 10 20	10 000
ЧЛХР	Хлопок Лавсан	Двухстороннее поливинилхлоридной смесью с добавкой «Углана»	1...1,2	400 500 600	5 10 20	10 000

Таблица 5.5. Коэффициенты утечек воздуха и сопротивление гибких вентиляционных труб

Параметры	Типы труб			Утечки нормируемые, %	Параметры	Типы труб			Утечки нормируемые, %
	ПХВ, ЧЛ	Му	ПХВ, ЧЛ			ПХВ, ЧЛ	Му	ПХВ, ЧЛ	
Диаметр, мм	800	1000	1000		800	6,9	5,1	4	1,52
Длина, м:					1000	8,5	6,4	5	1,66
200	1,8	1,4	1	1,13	1200	10,3	7,7	6	1,82
400	3,4	3,2	2	1,25	1400	12,2	9,1	7,3	2
600	5,2	3,9	3	1,38	1600	14,5	10,8	8,5	2,19

от полка до забоя — гибкие. Рекомендуемые диаметры труб в зависимости от глубины и диаметра стволов приведены на рис. 5.6.

Стальные трубы изготавливают из листовой стали толщиной 2 и 2,5 мм со сварным швом звеньями длиной 3 и 4 м. Диаметр труб от 300 до 1200 мм (через 100). Соединение фланцевое на болтах. Масса 1 м² труб диаметром 300...700 мм — 15,6 кг, 800...1200 мм — 19,6 кг. Рабочее давление 9806 Па. Стыки металлических труб уплотняются резиновыми или сальниковыми прокладками, картоном, пеньковым канатом, проваренным в масле. Коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости при хорошей подтяжке болтов находится в пределах 0,001...0,003. Коэффициент утечек воздуха для металлического трубопровода при длине звена 4 м и коэффициенте удельной стыковой воздухопроницаемости $K_{уд} = 0{,}003$ зависит от длины и диаметра трубопровода (рис. 5.7). Характеристика гибких вентиляционных труб приведена в табл. 5.4, а коэффициенты утечек воздуха и сопротивление этих труб — в табл. 5.5. Металлические трубы подвешиваются к стенам ствола на анкерах, гибкие — на канате.

При проходке стволов с бяшенных копров и пересечении газовых пластов угля возникает опасность проникновения метана в помещение копра, поэтому необходимо предусмотреть специальное проветривание

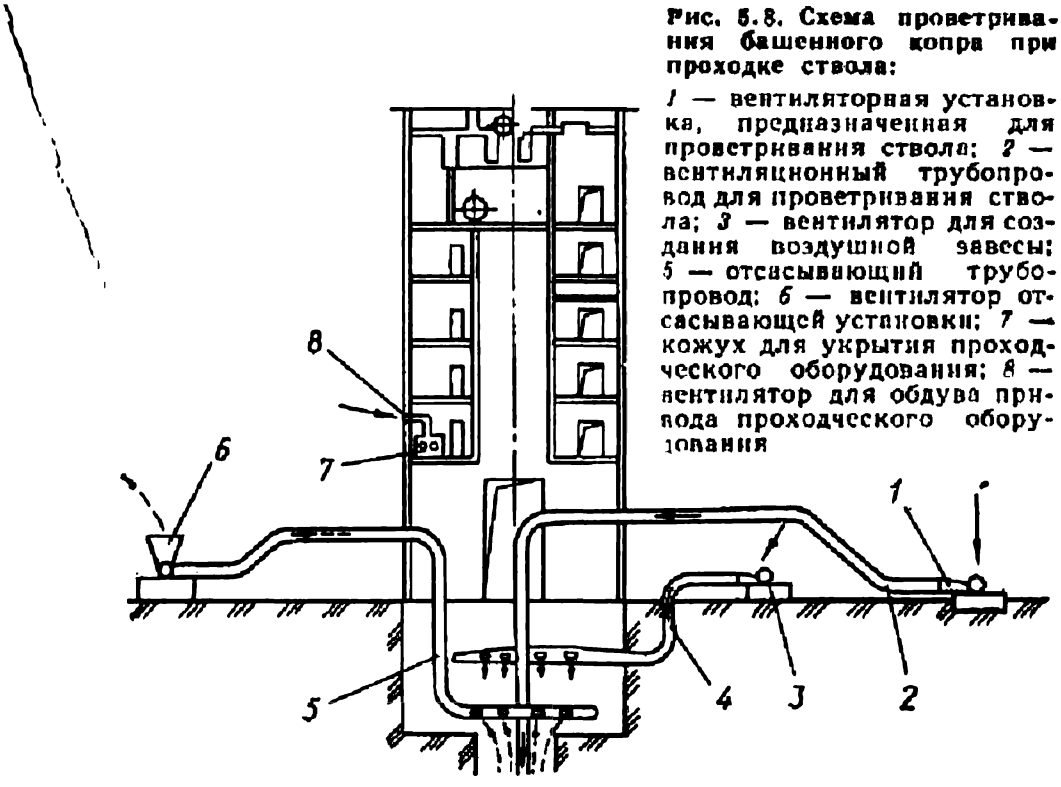


Рис. 5.8. Схема проветривания башенного копра при проходке ствола:

1 — вентиляторная установка, предназначенная для проветривания ствола; *2* — вентиляционный трубопровод для проветривания ствола; *3* — вентилятор для создания воздушной завесы; *5* — отсасывающий трубопровод; *6* — вентилятор отсасывающей установки; *7* — кожух для укрытия проходческого оборудования; *8* — вентилятор для обдува привода проходческого оборудования

копра (рис. 5.8). Электроприводы проходческого оборудования в копре закрываются кожухами, в верхнюю часть которых вентиляторами типа СВМ (ВМ), установленными в проемах наружных стен копра, нагнетается воздух из расчета десятикратного воздухообмена под кожухом. В местах возможного скопления метана необходима установка датчиков типа ДМТ с выводом на табло анализатора АСМТ и сирены ГПРВ, установленных около рукоятчика. При концентрации метана более 1 % подается сигнал на табло и включается сирена. По сигналу все люди из забоя и здания копра должны быть удалены, а электрооборудование, не связанное с проветриванием копра, отключено.

Наращиванию вентиляционных труб предшествуют следующие операции: подготовленное для спуска в ствол звено труб длиной 4 м подтягивают к лядам лебедкой ЛППГ или тельфером через проем в копре со стороны подачи БУКСа. На трубе закрепляют специальное прицепное устройство, с помощью которого звено подвешивают к канату подъемной машины, затем поднимают его над нулевой рамой, опускают до верхнего этажа подвесного проходческого полка и наращивают трубы вентиляции.

Гибкий прорезиненный вентиляционный телескоп поднимают до тех пор, пока его нижний конец не будет находиться на расстоянии 3...4 м выше верхнего этажа проходческого полка-каретки. Затем перецепляют звено труб с подъемного на специальный маневровый канат. В момент наращивания трубы подвесной проходческий полок поднимают к нижнему концу основного става так, чтобы зазор между концом става труб и вновь навешиваемой трубой составлял не более 0,5 м. На прицепное устройство маневрового каната навешивают петлевой строп, который заводится за крючки, приваренные на поверхности к каждому звену трубы, затем подтягивают трубу к нижнему концу основного става, трубы сболчивают между собой и вновь добавленное звено подвешивают на крепежных тягах. Натяжение маневрового

каната ослабляют, отбрасывают петлевой строп, а вновь навешиваемое звено трубы подтягивается на крепежных тягах. Для жесткого крепления труб к постоянной крепи ствола предварительно с верхнего этажа полка бурят шпуры, устанавливают в них штыри и тяги.

Места для бурения шпуров под штыри при наращивании труб сжатого воздуха и вентиляции размечают с помощью местного отвеса. Необходимо периодически контролировать вертикальность ставов труб с отметкой в журнале маркшейдерского контроля.

После окончания крепления трубы подвесной проходческий полок опускают к месту производства работ. Одновременно опускается гибкий прорезиненный телескоп вентиляции и продолжается проветривание забоя ствола во время очередного проходческого цикла. При наращивании трубопроводов в стволе направляющая рамка должна останавливаться на высоте 20 м от подвесного полка за счет установки жимков на направляющих канатах.

§ 3. Погрузка породы

Прежде чем приступить к погрузке породы после проветривания ствола, необходимо привести забой в безопасное состояние. Для этого в ствол опускаются горный мастер (сменный инженер), мастер-взрывник, звеньевой и проходчик, работающий на подвесном полке. Предварительно прогоняют бадьи по стволу. Звеньевой специальным крючком из проволоки диаметром 6...8 мм подтягивает трос механического сигнала к бадье для подачи сигналов на поверхность.

Подвесной полок-каретка приводится в безопасное состояние. Мастер-взрывник и звеньевой осматривают разрушенную породу, убеждаются в отсутствии невзорвавшихся зарядов, остатков ВВ, проверяют состояние опалубки и крепи, замеряют содержание метана выше полка, на нем, ниже и в забое. Только после этого мастер-взрывник замыкает накоротко концы кабеля взрывания и дает сигнал отбоя.

Непосредственно к погрузке породы приступают после выполнения ряда подготовительных работ — опускания полка, его центровки, раскрепления, осмотра погрузочного комплекса. Работа по погрузке породы выполняется согласно инструкции по эксплуатации соответствующего погрузочного комплекса с перецепкой или без перецепки бадей в забое.

Стволовые породопогрузочные машины (табл. 5.6) с ручным вождением по забою (КС-3) используют ограниченно в связи с повышенной трудоемкостью их перемещения. В основном при проходке стволов применяются породопогрузочные комплексы типа КС-2у/40, 2КС-2у/40 (рис. 5.9), КС-1МА и 2КС-1МА с механизированным перемещением грейфера в любую точку забоя. В стволах диаметром до 6,5 м работает один грейфер, при бо́льших диаметрах — два.

Погрузка породы по условиям работы и трудоемкости подразделяется на две фазы:

I фаза — интенсивная погрузка основной массы (80...90 %) взорванной породы;

Таблица 5.6. Техническая характеристика стволовых погрузочных машин

Шифр оборудования	Производительность, м³/мин	Объем грейфера, м³	Расход сжатого воздуха *, м³/мин		Установленная мощность двигателей, Вт	Масса машины, т		Назначение и область применения	Примечание
			максимальный	средний		с гидрораспором полка	без гидрораспора полка		
КС-3 **	0,25	0,22	8,25	—	6600	1,65	—	Механизация погрузки породы в КПШ, КБ-1 для стволов диаметром 4...8 м, глубиной до 300 м	—
КС-12	0,5	0,22	—	24	3300	5	—	Механизация погрузки взорванной породы при проходке стволов малой глубины, а также при углубках **. В стволах диаметром 6 м и выше можно применять одновременно два КС-12. Глубина стволов до 300 м	Монорельс в комплект не входит
КСМ-2у,	1,45	0,4; 0,65	—	20	4420	—	9,5	Механизация погрузки взорванной породы при проходке стволов диаметром 4...5 м, глубиной свыше 300 м	Монорельс в комплект поставки не входит. Гидрораспор полка поставляется с машиной
КС-2у/40,	1,45	0,65	—	20	4420	—	9,9	Механизация погрузки взорванной породы при проходке стволов диаметром 5; 5,5; 6; 6,5 и глубиной свыше 300 м	»
2КС-2у/40,	2,5	Два по 0,65	—	40	9500	—	19,2	Механизация погрузки взорванной породы при проходке стволов, диаметром 7; 7,5; 8; 8,5; 9 м и глубиной свыше 500 м	»

* Средний расход сжатого воздуха дан при давлении 490 кПа.

** Погрузочные машины КС-3 изготавливает Кузнецкий, остальные — Ясиноватский машиностроительный завод. КС-1МА, 2КС-1МА пока не изготавливаются.

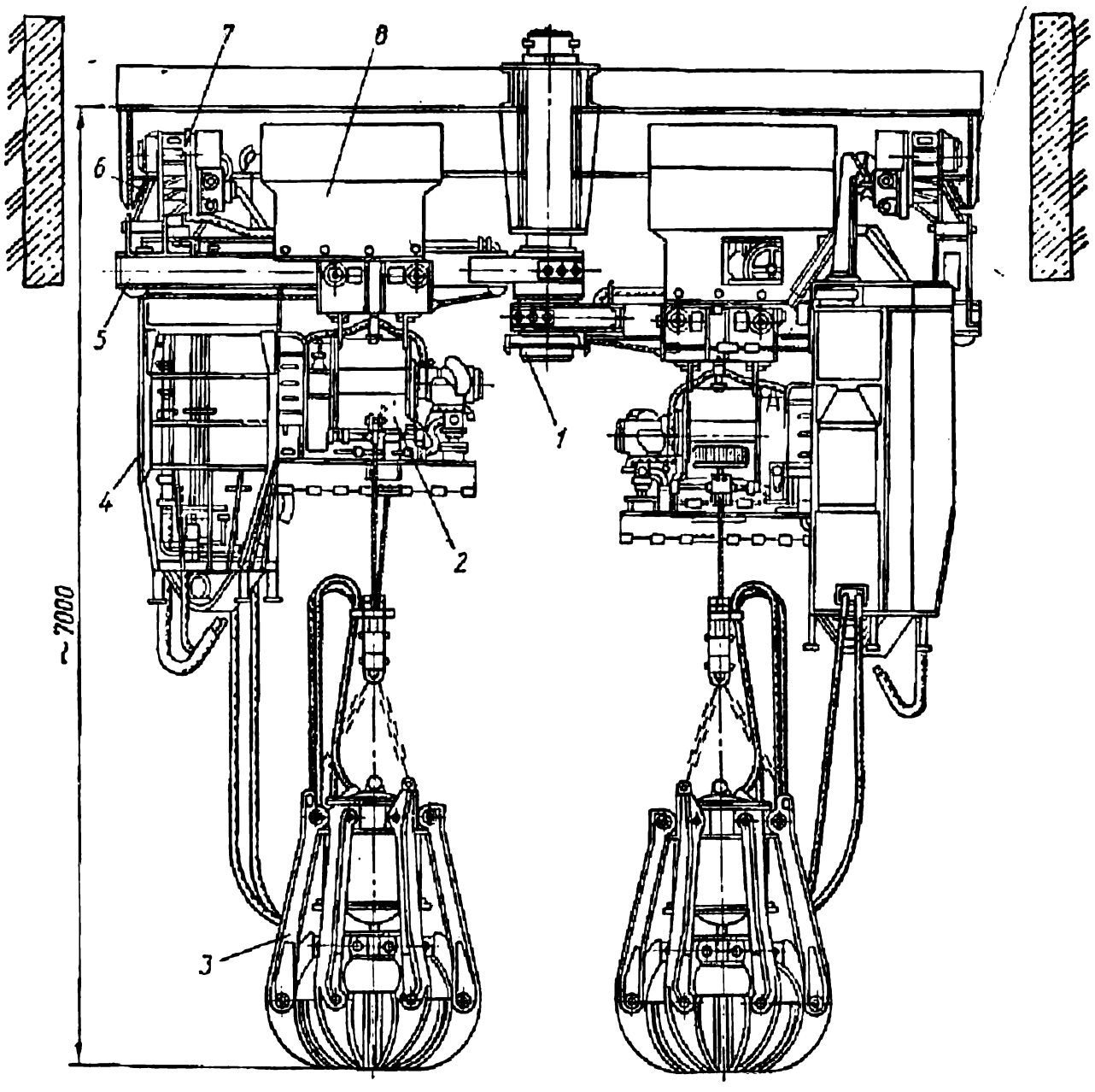


Рис. 5.9. Породопогрузочная машина 2КС-2у/40:

1 — центральная опора; *2* — тельфер подъема грейфера; *3* — грейфер; *4* — кабина машиниста; *5* — рама для радиального перемещения тельфера с грейфером; *6* — кольцевой монорельс; *7* — тележки поворота; *8* — лебедка для перемещения тельфера

II фаза — погрузка нижнего слоя взорванной породы, требующая затрат ручного труда на разборку отслоившихся кусков и зачистку забоя. Объем работ во II фазе (кроме других факторов) зависит от вместимости грейфера: при использовании машины КС-3 толщина слоя породы, требующая разборки и зачистки, достигает 0,2 м; КС-2у — 0,3 и КС-1 м — 0,45 м.

По данным лучших проходок Донбасса, производительность погрузочных машин в I фазе составляет: КС-2у — 65...75 м³/ч; КС-1МА — 110...130, 2КС-1м — 130...160 м³/ч разрыхленной массы; средняя продолжительность цикла черпания — 25...38 с, а коэффициент заполнения грейфера — 0,9...1,2. Наиболее благоприятные условия погрузки породы: машина одногрейферная, погрузка без перецепки бадей и при отсутствии людей в забое, применение только одноконцевых подъемов.

Трудоемкость II фазы погрузки снижается вдвое при использовании

для зачистки забоя пневмомониторов, подключенных к гибким шлангам сжатого воздуха металлических патрубков диаметром 50 мм, длиной 1,5 м, имеющих запорный кран и с рабочего конца расплющенных до 20 мм.

В забое на погрузке породы работает обычно 5—6 проходчиков: машинист породопогрузочного комплекса, 2 чел.— на приеме и перецепке бадей; 1 — на водоотливе; 1 — на сигнале и 1— на полке-каретке.

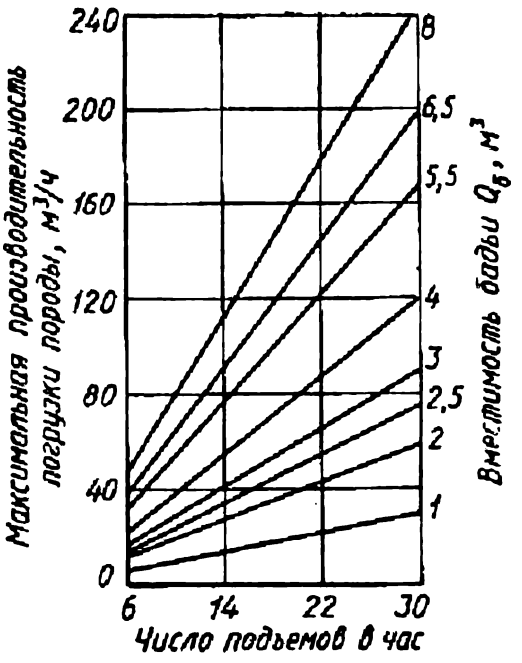


Рис. 5.10. График зависимости производительности погрузки породы от числа подъемов за час и вместимости бадьи

Производительность погрузки породы находится в прямой зависимости от производительности подъема, т. е. выдачи бадей на поверхность. В любом случае для достижения максимальных показателей необходимо, чтобы производительность подъема на 10...20 % превышала производительность средств погрузки. График зависимости основных параметров подъемных установок от максимальной производительности погрузки породы показан на рис. 5.10.

Как правило, при проходках стволов по совмещенной или параллельно-щитовой технологии применяют две одноконцевые подъемные установки. Порядок выполнения работ следующий: машинист подъема останавливает бадью при спуске на расстоянии 5...6 м от верхнего этажа полка-каретки по отметке индикатора глубины; по сигналу «3» (сирена) машиниста породопогрузочного комплекса полковой пропускает бадью через полок-каретку до нижней выдержки перед забоем ствола (если невозможно пропустить бадью через полок-каретку, машинист комплекса подает сиреной сигнал «1» — «Стоп»).

Для погрузки породы полок-каретку устанавливают на расстоянии 11...12 м от забоя ствола, центрируют по бадьям и тщательно раскрепляют в стенах ствола с помощью гидродомкратов.

Погрузку породы производит машинист комплекса, который находится в кабине. В его обязанности входит загрузка бадей и подача сигналов полковому-каретчику на спуск очередной бадьи в забой (бадью спускают в забой только после получения сигнала из ствола проходчика-сигналиста). Свисание отдельных кусков породы на бортах бадей не допускается.

Полковые находятся на нижнем и верхнем этажах полка и следят за проходом бадьи через полок, нормальным ходом и выходом ее из направляющей рамки. В момент уборки породы двери в раструбах на полке должны быть постоянно закрыты на засовы. Посадка или выход из бадьи разрешается только на нижнем или верхнем этажах — там, где находятся полковые.

Груженую бадью машинист подъема опрокидывает на разгрузочной площадке после того, как будет закрыта ляда при включенной

телевизионной установке. В случае выхода установки из строя или ее отсутствия на разгрузочную площадку для подачи сигналов на опрокидывание бадей назначается проинструктированный рабочий.

Во время сдачи смены кабину породопогрузочного комплекса подгоняют под лаз в нижнем этаже полка, и машинист выходит на полок. Люди находятся в забое ствола только при зачистке забоя, если погрузку ведут без перецепки бадей. О нахождении людей в забое полковой-каретчик предупреждает по телефону через рукоятчика машинистов подъема на поверхности, и они останавливают бадью на выдержку перед забоем ствола.

Для зачистки забоя применяют пневмомониторы, сжатый воздух к которым подается по команде звеньевого.

Щит и полок-каретку опускают по мере уборки породы через 1,5...2 м. Воду откачивают насосом Н-1м в бадьи вместе с погруженной породой. Бадьи из забоя ствола отправляет сигналист-проходчик через полкового-каретчика.

Меры безопасности при погрузке породы

1. Бригадир совместно со сменным надзором перед началом работ обязан удостовериться в полной безопасности работы в своей смене; проверить, правильно ли отцентрирован полок, не цепляются ли бадьи за подвесное оборудование, правильно ли сделаны отметки на индикаторе глубины подъемной машины. Если имеются нарушения, то ведение работ в стволе запрещается до их полного устранения.

2. Подъем бадей допустим после соответствующей их выдержки от раскачивания и оборки днища, боков, бадьевых посадочных карманов и разгрузочных гнезд от налипшей породы. Бадьи должны недогружаться до верхней кромки на 100 мм.

3. Запрещается в груженой бадье выдавать из забоя бурильные, отбойные молотки и другой инструмент, а также гибкие шланги.

4. Аккумуляторные лампы подвешивают на сигнальные тросы в забое ствола или на полке-каретке.

5. Тросы сигналов во избежание зацепления или захлестывания крепят скобами к постоянному креплению через 100...150 м.

6. Подъемные канаты, сосуды и все элементы комплекса подлежат ежесуточному осмотру слесарем по подъему с занесением результатов осмотра в книгу. Прицепные устройства необходимо осматривать ежесменно.

7. Категорически запрещается спуск-подъем людей в груженых бадьях.

8. Категорически запрещается поднимать или опускать бадьи без предварительных сигналов.

9. Необходимо ежесменно тщательно проверять величину зазоров между оборудованием и движущейся бадьей и в случае несоответствия их допустимым нормам остановить работу.

10. Во время уборки породы следует тщательно следить за состоянием боковых пород и нижней части крепи, обирать по мере надобности боковые породы, удалять наплывы бетона при их обнаружении.

11. Запрещается «успоканвать» бадьи, находясь между ними и стенкой ствола или опалубкой. Бадьи должны устанавливаться на горизонтально спланированную породу.

12. Для сигнализации в забое, оборки стенок ствола от заколов должны выделяться проинструктированные опытные проходчики.

13. В случае пересечения стволом слабых или нарушенных пород работы по проходке и креплению ствола нужно вести по дополнительным проектам, учитывающим возведение специальных усиленных видов крепи, согласно решениям проектной организации.

14. При проходке ствола должны быть графики режима работы, осмотра и ремонта подъемных установок, осмотра всего проходческого оборудования должностными лицами проходки и управления, утвержденные руководством управления.

Меры безопасности при работе погрузочных комплексов. Приступая к работе, машинист комплекса обязан закрыть ляды в кабину машиниста; привести машину в безопасное состояние; осмотреть места крепления оборудования; опробовать машину; во время работы содержать фиксаторы рукояток управления в исправном состоянии; иметь на кранах питания кабины и тельфера ключи рукоятки управления, закрепленные на канатиках; нагрузив бадью породой, зафиксировать рукоятки управления; окончив работу, поставить грейфер раскрытым на забой, а машину под лядой лаза (не перекрывая сечения бадьевого раструба); перекрыть краны питания кабины и тельфера; зафиксировать рукоятки управления в нейтральном положении.

Запрещается: допускать рабочих к замене узлов машины без предварительного инструктажа по мерам безопасности; вести работы по уборке породы при неотцентрированном полке и ослабленном гидрораспоре; раскачивать грейфер более чем на 0,3 м от оси его подвески; поднимать грейфер при отклонении его более чем на 1,5 м от оси подвески, на расстоянии менее 0,3 м от подвески его до буфера тельфера; допускать удары грейфера по оборудованию в стволе; находиться под поднятым грейфером; при поднятом грейфере регулировать тормоза и производить какие-либо работы; поднимать или опускать грейфер с находящимися на нем людьми; вести работы при неисправных концевых выключателях; производить осмотр, ремонт и смазку механизмов во время их работы; работать тельфером при креплении каната менее 4 жимков и трех витков трения на барабане; проезжать машиной под раструбом после получения сигнала; производить работы при неисправных фиксаторах рукояток управления, при обнаружении каких-либо неисправностей в системе управления, тормозной системе и подвеске, при недостаточной освещенности забоя, при неисправном сигнальном устройстве; производить ремонт или осмотр комплекса на высоте без предохранительного пояса.

К управлению стволовой погрузочной машиной и ее обслуживанию допускаются только лица, прошедшие специальную подготовку. Машинист должен иметь удостоверение на право управления машиной.

§ 4. Водоотлив при проходке ствола

Особенности водоотлива при проходке стволов шахт — увеличение притока воды по мере углубления ствола и пересечения им водоносных пород; необходимость систематического перемещения водоотливных средств; загромождение поперечного сечения ствола подвес-

Таблица 5.7. Техническая характеристика проходческих насосов

Показатели	Тип насоса						
	ППН-50-12 м	ВП-3с	4НШВМ-7×6	4-1м	«Байкал-2»	НП-2	НЗВ
Подача, м³/ч	50	50	70	25	18	150	10...20
Напор, МПа	2,5	3,5	40	4	4/10	3,5	4
Тип привода	Электрический			Пневматический			
Мощность двигателя, кВт	75	100	160				
Расход сжатого воздуха, м³/мин	—	—	—	6	2,9	1	1,8...2,2
Основные размеры, мм:							
длина	6780	8930	2860	490	556	3120	1101
ширина	970	1020	850	330	470	655	410
высота	950	992	1200	450	723	635	600
Масса, кг	2600	2500	2260	30	68	1190	103
Назначение	Подвесной		Перекачной	Забойный		Подвесной	Забойный

ными насосами; загрязнение воды твердыми минеральными частицами. Все это требует применения специальных способов водоподавления и средств водоотлива, производительность которых превышает приток воды в ствол для обеспечения откачки воды после перерыва на время взрывных работ.

Стволы обычным способом проходят при притоках воды в забой не свыше 8 м³/ч. Для подавления больших притоков применяют в основном комплексный метод тампонажа водоносных пород с поверхности глиноцементными смесями на всю глубину ствола. Остаточные притоки воды, превышающие 8 м³/ч, подавляются тампонажем из забоя ствола, однако все эти меры не дают полной гарантии, и необходимо быть готовыми для откачки возможных неожиданных больших притоков воды.

Водоотлив при проходке ствола можно осуществлять бадьями, подвесными насосами, гидроэлеваторами и эрлифтами. Схемы его в зависимости от глубины ствола, возможной высоты напора водоотливных средств и принятого способа могут быть одно-, двух-, и многоступенчатыми.

При одноступенчатой схеме воду откачивают из забоя ствола непосредственно на поверхность. При двухступенчатой — в водосборник, установленный на верхнем этаже подвесного полка или оборудованный в специальной камере, а из водосборника — на поверхность. Многоступенчатую схему применяют при проходке глубоких стволов, используя несколько перекачных станций.

Выбор способа и схемы проходческого водоотлива зависит от величины притока воды в ствол и его распределения по глубине, глубины и диаметра ствола, технологической схемы и оснащения проходки ствола, наличия промежуточных горизонтов и других факторов.

В настоящее время в основном используют водоотлив бадьями как наиболее простой, надежный и экономичный. Воду из забоя ствола

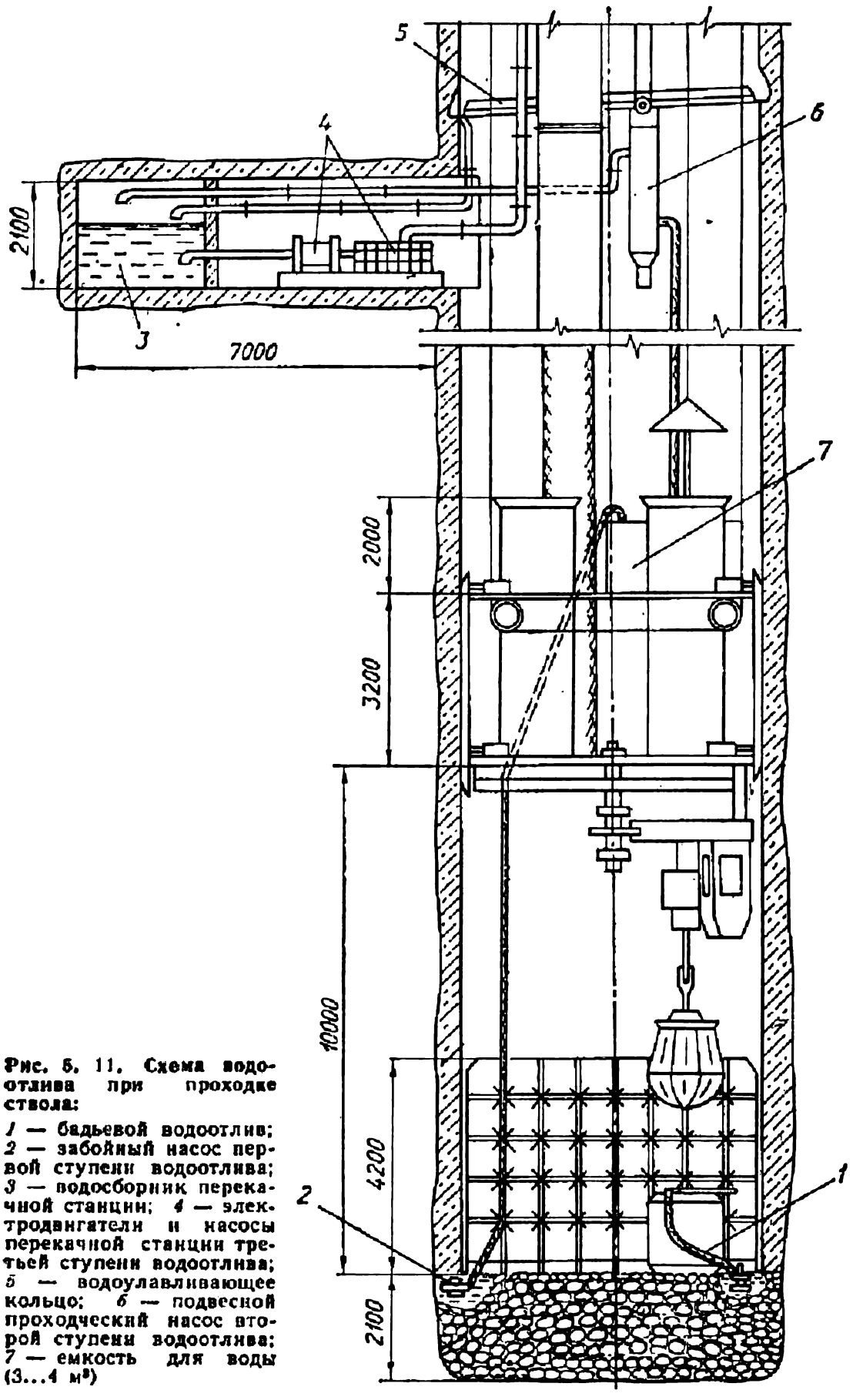


Рис. 5. 11. Схема водоотлива при проходке ствола:

1 — бадьевой водоотлив; *2* — забойный насос первой ступени водоотлива; *3* — водосборник перекачной станции; *4* — электродвигатели и насосы перекачной станции третьей ступени водоотлива; *5* — водоулавливающее кольцо; *6* — подвесной проходческий насос второй ступени водоотлива; *7* — емкость для воды (3...4 м³)

откачивают переносным забойным насосом типа Н-1м, НЗВ, «Байкал-2» (табл. 5.7) в бадью одновременно с погрузкой породы и выдают на поверхность (рис. 5.11).

При таком способе максимальный уровень воды над взорванной породой не должен превышать 0,1 м.

Водоотлив бадьями можно применять, если будет соблюдено условие

$$q \leqslant \frac{08 d_{\text{пр}}^2 (0{,}4 l_3 + 0{,}1)}{t},$$

где q — приток воды в ствол, м³/ч; $d_{\text{пр}}$ — диаметр ствола в проходке, м; l_3 — глубина заходки, м; t — продолжительность простоя водоотлива в связи со взрывными работами и проветриванием, ч.

Величину притока воды W в м³/ч, которая может быть откачена бадьями, можно определить из выражения

$$W = nV_6 k_1 k_2,$$

где n — количество подъемов в час; V_6 — вместимость бадьи, м³; k_1 — коэффициент, характеризующий объем полостей в разрыхленной породе (для крепких пород $k_1 = 0{,}5...0{,}6$; для пород средней крепости $k_1 = 0{,}4...0{,}45$; для мягких пород $k_1 = 0{,}3...0{,}35$); k_2 — коэффициент заполнения бадьи (0,9).

Водоотлив бадьями может быть использован при притоке воды в ствол до 15 м³/ч. При увеличении притока воды свыше 15 м³/ч или ее прорыве в забой ствола кроме водоотлива бадьями необходимо применить подвесной проходческий насос типа ППН50-12 м или ВП-3с (см. рис. 5.11).

В каждом стволе должен быть проложен став водоотливных труб и силовой кабель для насоса, а также пройдены и оснащены перекачные насосные камеры, расстояние между которыми должно быть не больше высоты напора подвесного насоса.

Проем для подвесного насоса ни в нулевой раме, ни в подвесном полке не предусматривается. Насос в собранном и исправном состоянии с комплектом труб и соответствующей электропусковой аппаратурой находится на поверхности у ствола. При необходимости его подвешивают к панцирю бадьевого подъема и опускают на забой, а затем подключают к трубопроводу и электросети. Одновременно ведутся работы по локализации притока воды в забой ствола.

Уменьшить количество воды, поступающей в забой при проходке стволов, можно двумя способами: улавливанием воды, просочившейся через бетонную крепь ствола; дренированием воды в ствол непосредственно из водоносных пород. В обоих случаях ниже уровня водоносных пород в постоянную крепь заделывают водоулавливающий желоб из листовой стали или кольцо из швеллера, на которые прикрепляют съемные козырьки, перекрывающие место наибольшей плотности капежа до 15...20 см от стенок ствола. Водоулавливающий желоб устанавливают с небольшим наклоном в сторону, присоединяют к нему трубу, по которой вода стекает в водосборник, расположенный ниже перекачной станции. Дренирование водоносных горизонтов предотвращает эффективный размыв или коррозию крепи при наличии агрессивных подземных вод. Из дренажных трубок, введенных через крепь в породы, вода поступает или в водоулавливающие желоба, или по трубе непосредственно в водосборник перекачной станции. При ста-

билизации притока воды в ствол целесообразно автоматизировать включение подвесного и перекачных насосов в соответствии с заданным режимом водоотлива.

§ 5. Возведение постоянной крепи

Стволы шахт круглой формы при обычном способе проходки крепят монолитным бетоном. В устьях и на участках слабых обводненных пород, проходимых специальными способами, возводят металлическую тюбинговую крепь. Возможно применение железобетонной монолитной, тюбинговой и набрызг-бетонной крепи, а также штанговой (анкерной) с последующим усилением ее постоянной бетонной или набрызг-бетонной крепью. При возведении бетонной крепи почти полностью отсутствует ручной труд. Крепь из монолитного бетона (железобетона) должна обеспечивать плотный контакт с горными породами, иметь заполненные швы между отдельными участками и обеспечивать единство конструкции, не иметь разрывов, трещин и других деформаций.

Бетонную быстротвердеющую смесь для крепления стволов готовят в основном на сульфатостойком портландцементе, но при особо агрессивных водах используют шлакопортландцемент, а при комбинации сложных условий проходки — глиноземистый цемент. Марка бетона (обычно 200) и толщина крепи устанавливаются проектом. Для ускорения твердения бетона в смесь добавляют 4 % хлористого кальция (от веса цемента). При диаметре бетонопровода 168 мм водоцементное отношение находится в пределах 0,55...0,6, осадка конуса не менее 8...10 см. Крупность щебня не превышает 20...30 мм.

Для контроля качества бетонной смеси ведут журнал учета укладки бетона, в который заносят: дату, смену, время укладки бетонной смеси (часы, минуты), наименование бетонируемой части ствола, горизонт, номер заходки, откуда доставлена смесь, марку бетона, осадку конуса, объем уложенной смеси, маркировку контрольных образцов, фамилии ответственных за производство работ (бригадира, звеньевого, горного мастера), а также отметки заказчика и начальника участка. Контрольные пробы берут в начале бетонирования заходки и по окончании. Пробы в виде замаркированных кубиков отправляют в лабораторию на испытания.

Бетонную смесь в автосамосвалах доставляют к стволу от централизованного бетонорастворного узла, если он расположен недалеко. Если одновременно строится несколько стволов, то бетонорастворный узел может быть удален от каждого из них на 10 км. В этом случае разгрузку и подачу бетона за опалубку производят при помощи вибробункера (рис. 5.12, *а*), который после загрузки поднимают лебедкой и переливают содержащуюся в нем бетонную смесь в приемную воронку бетонопровода. Можно использовать заглубленный бункер для подачи бетона (рис. 5.12, *б*). Это упрощает разгрузку, но требует дополнительных затрат на его устройство.

При проходке удаленных стволов применяют приствольные бетонные узлы (рис. 5.12, *в*). Они имеют несколько модификаций. Несмотря на дополнительные затраты, связанные с устройством таких узлов,

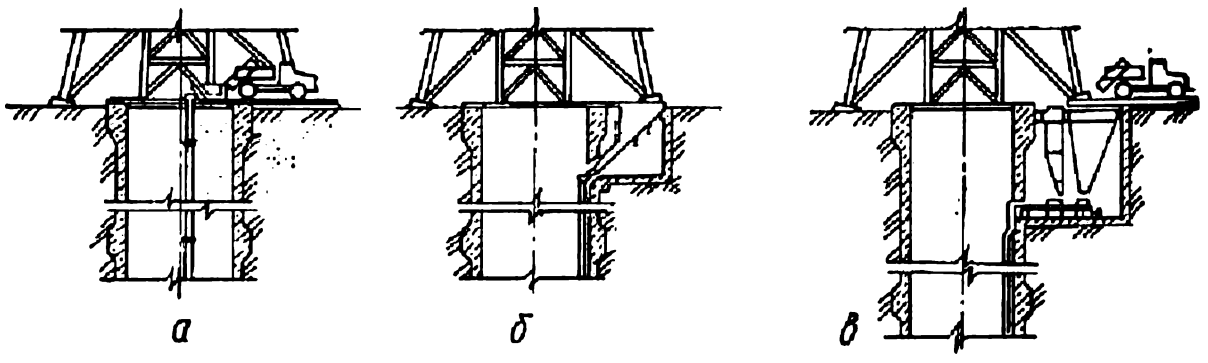


Рис. 5.12. Способы подачи бетонной смеси в забой ствола:
а — при транспортировке смеси автосамосвалами в приемный вибробункер, размещенный на поверхности; *б* — то же, с разгрузкой в заглубленный бункер; *в* — при устройстве приствольного бетонного узла

повышается качество бетона, так как бетонная смесь изготавливается строго по заданной рецептуре, а процесс изготовления легко автоматизируется, высвобождается автотранспорт, ускоряется процесс бетонирования. Приствольная установка, применяемая трестом Кривбассшахтопроходка, требует увеличенных размеров камеры, поскольку в ней размещаются емкости для цемента и инертных заполнителей. Приствольные бетоносмесительные установки, используемые трестом Донецкшахтопроходка, расположены в камере значительно меньших размеров, так как емкости цемента и инертных заполнителей установлены на поверхности.

Оборудование для подачи бетонной смеси за опалубку (см. рис. 3.3, *а*) включает: приемный бункер с воронкой, трубопровод, телескопическое устройство, отбойную плиту из твердой стали и приемную воронку (карман) на опалубке. Бетонную смесь при глубине ствола свыше 100 м подают за опалубку без гасителя, трубопровод заканчивается телескопическим устройством.

Монолитную бетонную крепь при обычном способе проходки ствола возводят сверху вниз вслед за продвижением забоя при помощи металлической передвижной опалубки створчатого или секционного типа высотой до 4...5 м конструкции ЦНИИподземмаш, трестов Донецкшахтопроходка, Кривбассшахтопроходка и шагающей опалубки ВНИИОМШСа.

Опалубка представляет собой металлический цилиндр с наружным диаметром 4,5...8,5 м. Высоту опалубки иногда принимают кратной шагу между расстрелами армировки, что обеспечивает устройство ниш в крепи для заделки расстрелов.

Обычно опалубка имеет жесткий каркас из верхнего и нижнего колец и стоек между ними. На стойках шарнирно подвешены створки или закреплены секции металлического цилиндра. Опалубки отличаются главным образом способом их отрыва от бетона. На рис. 5.13 показана створчатая опалубка типа ОМ треста Донецкшахтопроходка с механизированным отрывом. Тем же трестом разработана самоотрывающаяся опалубка со съемным поддоном типа ОСД-75. Секционная опалубка ОМС-8 треста Кривбассшахтопроходка состоит из секций, жесткого каркаса, винтовых стяжек, клиновой вставки, поддона и стоек, соединяющих каркас с поддоном. Отрыв опалубки от бетона

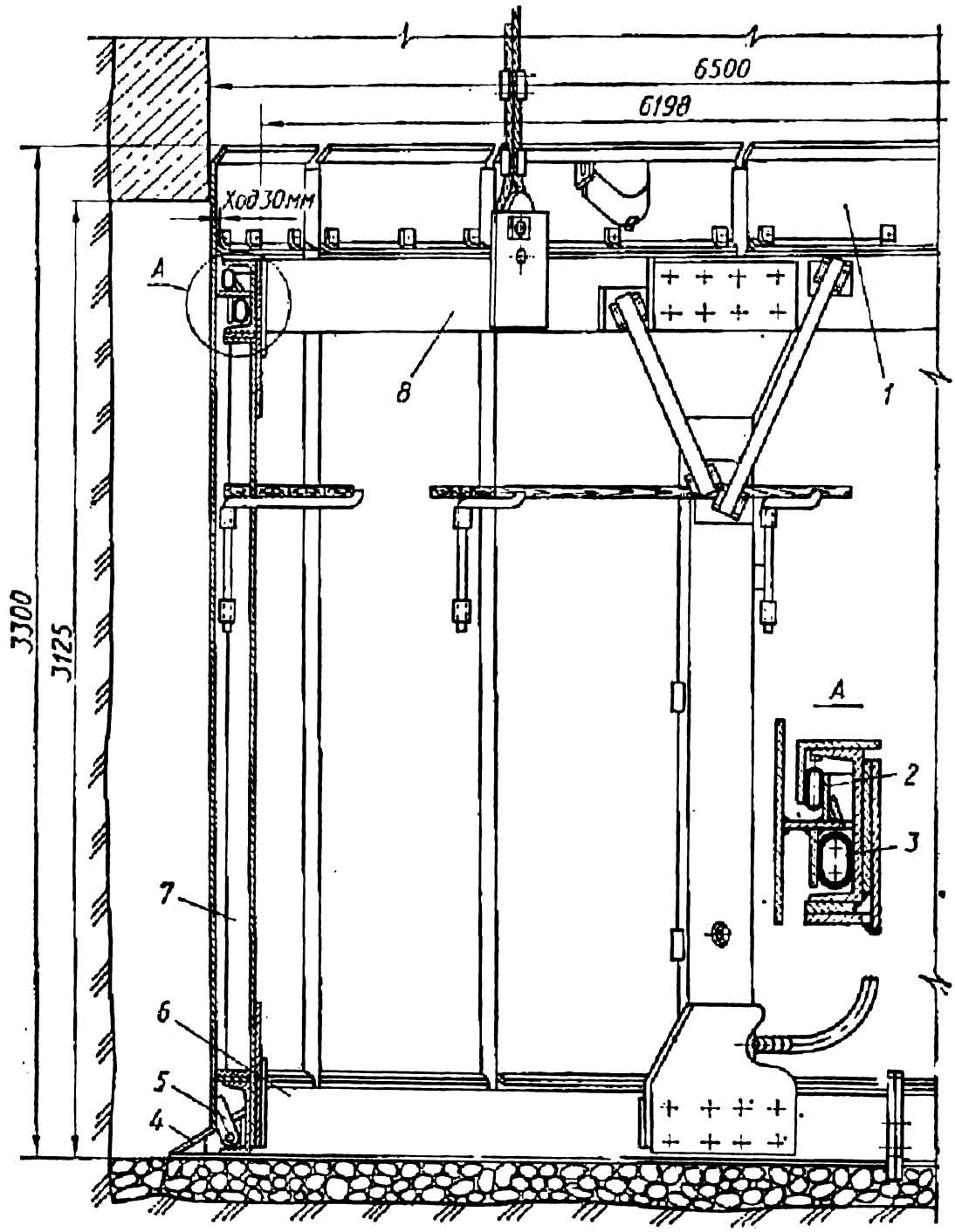


Рис. 5.13. Створчатая опалубка типа ОМ:

1 — секции; *2, 3* — резиновые рукава; *4* — проушины; *5* — шарниры; *6* — нижний сектор; *7* — стойки; *8* — верхний сектор

осуществляется винтовыми стяжками. Шагающая опалубка исключает применение лебедок и канатов для ее подвески.

При совмещенной технологической схеме проходки ствола секционную опалубку подвешивают на направляющих канатах бадьевых подъемных установок (рис. 5.14), а перед бетонированием ставят на взорванную породу без поддона. Рецептура бетонных смесей позволяет приступать к погрузке породы через 2...2,5 ч после укладки нижнего (1,5 м) слоя бетона. Совмещенная схема постоянно совершенствуется, что позволило сократить до 1,5...2 ч время, связанное с бетонированием крепи.

При параллельно-щитовой технологической схеме проходки постоянная бетонная крепь возводится одновременно с работами в забое

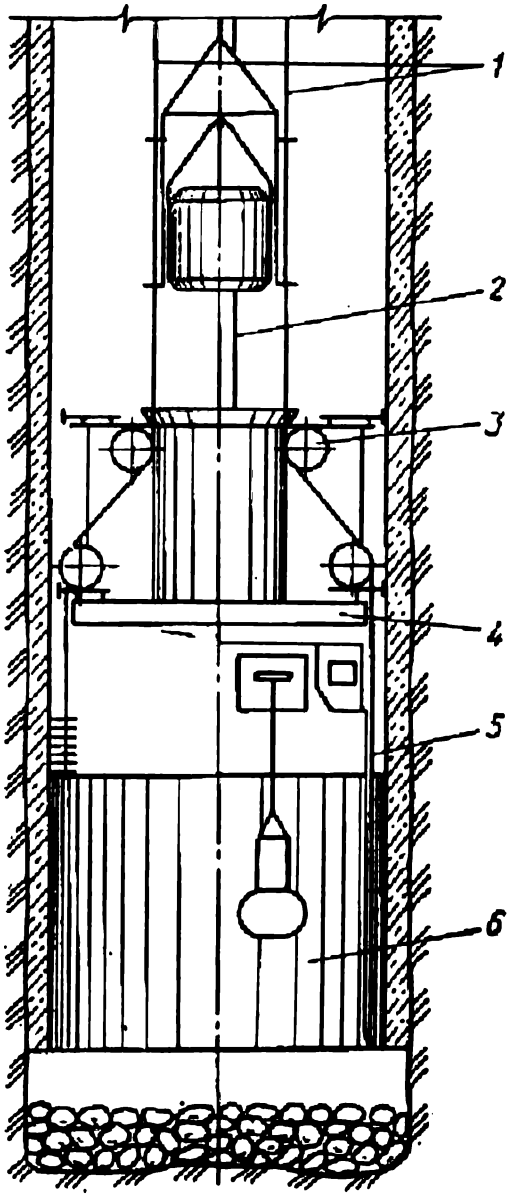


Рис. 5.14. Схема подвески призабойной опалубки к направляющим канатам:

1 — направляющие канаты; *2* — канат подвески полка; *3* — отводящие ролики; *4* — подвесной полок; *5* — крепление направляющих канатов к опалубке; *6* — опалубка

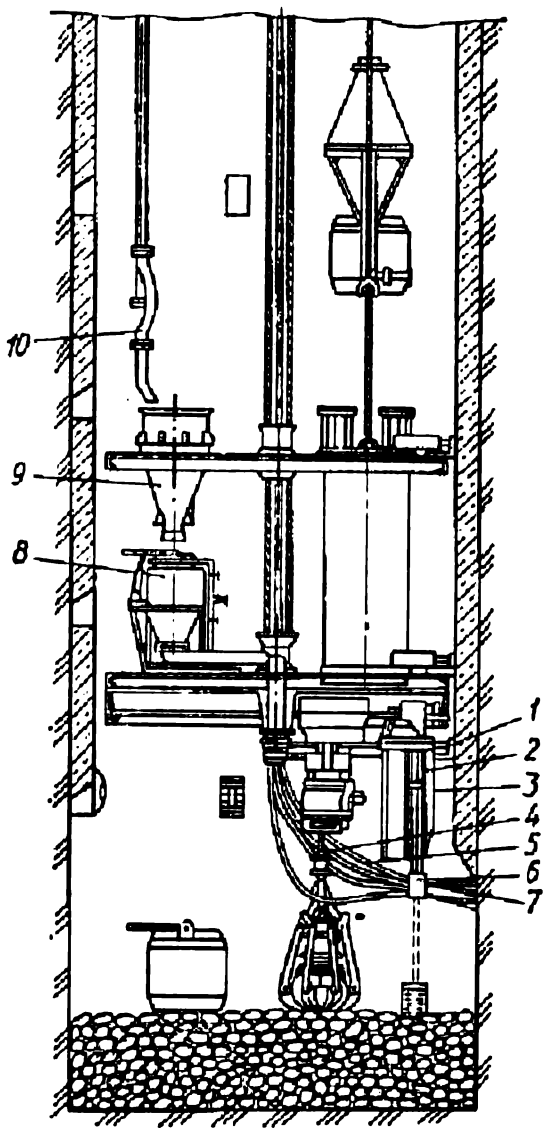


Рис. 5.15. Безопалубочное крепление ствола способом набрызга бетонной смеси или другого быстротвердеющего крепежного материала:

1 — устройство для контроля толщины крепи; *2, 3, 6* — сопла для нанесения бетонной смеси (первого, второго и третьего слоя); *4* — материальные шланги для подачи сухой смеси; *5* — шланг для подачи воды; *7* — соплодержатель; *8* — пневмомашина; *9* — приемный бункер; *10* — бетонопровод

при помощи металлической секционной опалубки бескаркасного типа высотой 4,2 м и опорного кольца. Опалубка подвешивается на канатах к трем лебедкам, установленным на поверхности.

Для равномерного распределения бетона за опалубкой по периметру ствола предусмотрено два бетонных става труб диаметром 168 мм. Бетонная смесь в ствол подается из приствольного бетонорастворного узла заглубленного типа непрерывного действия к двум приемным воронкам, подсоединенным к бетонным ставам, затем по трубопроводам (без гасителей скорости) поступает за опалубку через выступающие внутрь ствола приемные карманы, расположенные в верхней части. Во избежание истирания опалубки и для предохранения ее от повреждения при падении бетонной смеси на карманах опалубки установлены броневые плиты. Наплывы бетона на карманах легко срезаются, так как бетон еще не успевает набрать значительную прочность.

Бетонные ставы труб крепятся жестко к постоянной крепи ствола. Для удобства их наращивания внизу, у става, предусмотрены телескопические устройства, которые подвешены на канатах к проходческим лебедкам, установленным на поверхности.

Заходка бетонируется следующим образом: после того как щит опустится на очередную заходку и бетон наберет прочность не менее 775 кПа (время определяет строительная лаборатория), отрывают и спускают опалубку. Предварительно напускают канаты поддона и переключают на свободный ход гидростойки ГС-4. Как только поддон опустится на 200...300 мм, крепят гидростойки, убирают деревянный настил и отбрасывают откидные пальцы. Затем снова напускают канаты и переключают гидростойки на свободный ход до тех пор, пока поддон не отойдет от опалубки на нужную высоту (максимальная высота около 500 мм), запирают гидростойки, включают гидроцилиндры на отрыв опалубки от бетона и после отрыва поддон с опалубкой опускают на новую заходку. Откидные пальцы на поддоне отбрасывают и центрируют его. С нижнего или второго этажа полка на поддоне вновь укладывают веером деревянный настил и тщательно заделывают все щели для предупреждения утечки бетона, переключают на свободный ход гидростойки ГС-4 и плавно опускают опалубку на поддон. Гидроцилиндрами разжимают опалубку до рабочего диаметра.

Бетон за опалубку укладывают в два приема. Вначале подают 10...12 м^3 бетона (высотой 1,5...1,6 м) и делают перерыв 1,5 ч для твердения нижнего опорного слоя и предотвращения опасности прорыва бетона в ствол, возможного из-за повреждения настила на опорном кольце или перекоса опалубки при укладке бетонной смеси сразу на полную высоту заходки. За укладкой нижнего опорного слоя бетона наблюдают через окна в опалубке. После выдержки продолжают бетонирование до высоты 4,2 м.

Незакрепленный участок ствола между опорным кольцом и щитовой оболочкой, величина которого изменяется от 1 до 6 м, надежно перекрывается защитной обоймой, что предохраняет работающих в забое от падения отслоившейся породы. Бетон за опалубкой уплотняют с помощью пневмовибраторов.

После спуска опалубки звеньевой центральным отвесом центрирует ее. По окончании центровки отвес с грузом укладывает в корзину, установленную на полке. Затем опускают телескопы труб подачи бетона и устанавливают их на бронированные плиты карманов опалубки. Концы телескопа закрепляют к карманам опалубки при помощи тросов. В момент укладки бетона у каждого бетонного става находится по одному человеку. Они следят за равномерной подачей бетона за опалубку. Сигналы на отрыв и спуск опорного кольца и опалубки, на спуск-подъем телескопов, на подачу бетонной смеси в ствол и на остановку подает помощник звеньевого по креплению.

При возведении бетонной крепи необходимо соблюдать следующие правила техники безопасности: запрещаются любые отступления от паспорта постоянного крепления и технологии приготовления бетона. Проем на нижнем этаже полка, предназначенный для пропуска центрального отвеса, перекрывается специальной лядой и открывается только при пропуске отвеса.

Для контроля равномерности спуска опалубки рукоятчиком должны быть сделаны отметки мелом на канатах подвески опалубки.

В случае затора бетона в бетонном ставе немедленно прекращается подача бетона. Для ликвидации аварии в забое ствола должен находиться необходимый инструмент. Работы выполняются под руководством горного мастера. После бетонирования став труб должен промываться 1,5...2 м³ воды.

Монолитную железобетонную крепь возводят в таком порядке: вначале на забое на высоту опалубки устанавливают арматуру, затем опускают опалубку и бетонируют.

Металлическую и железобетонную тюбинговую крепь возводят также в забое ствола (см. рис. 3.3, *б*). Для этого отцепляют бадью, панцирь выдают на поверхность и на специальной подвеске опускают тюбинг. При креплении устьев и технологической части ствола тюбинги сверху вниз подвешивают с помощью лебедок, установленных на нулевой раме. На канат лебедки в забое подвешена траверса с двумя тросами, которые пропускают через два болтовых отверстия уже установленного кольца и отверстия в тюбинге. Концы тросов закрепляют, после чего лебедкой подтягивают тюбинг, устанавливают на место и закрепляют двумя болтами через свободные отверстия. Количество лебедок, используемых для установки тюбингов, зависит от диаметра ствола, обычно их 2—4.

Если на строительстве ствола используют погрузочную машину КС-2у/40, то отцепляют грейфер, а его подвеской навешивают тюбинги по той же технологии.

Тюбинговая крепь снизу вверх возводится на опорном башмаке также при помощи лебедок или подвески КС-2у/40.

Набрызг-бетонную крепь возводят без применения опалубки по технологии, показанной на рис. 5.15. Этот способ рекомендуется для устойчивых пород и при незначительном капеже воды.

Штанговую (анкерную) крепь возводят обычно в качестве временной в местах сопряжения ствола с другими выработками вплоть до строительства постоянной монолитной бетонной крепи. Штанги используют металлические диаметром 15...25 мм и длиною 1 м с клинощелевыми или другими замками. Шпуры под штанги (анкера) в стенах бурят перфораторами с пневмоколонок, а в кровле сопряжения — телескопными. Располагают шпуры в шахматном порядке и по мере их пробуривания устанавливают металлическую сетку, прикрепляя ее к стенам штангами. На штанги надевают квадратные пластины (20 × 20 см) и навинчивают гайки.

§ 6. Армирование ствола

Армировка ствола включает следующие элементы: проводники, расстрелы, лестничные отделения, трубы различных назначений с устройствами для их установки и кабели, подвешиваемые на кронштейнах.

Проводники — основной элемент армировки. Они предназначены для направления движения подъемного сосуда по стволу. Различают жесткие и гибкие (канатные) проводники. Широко применя-

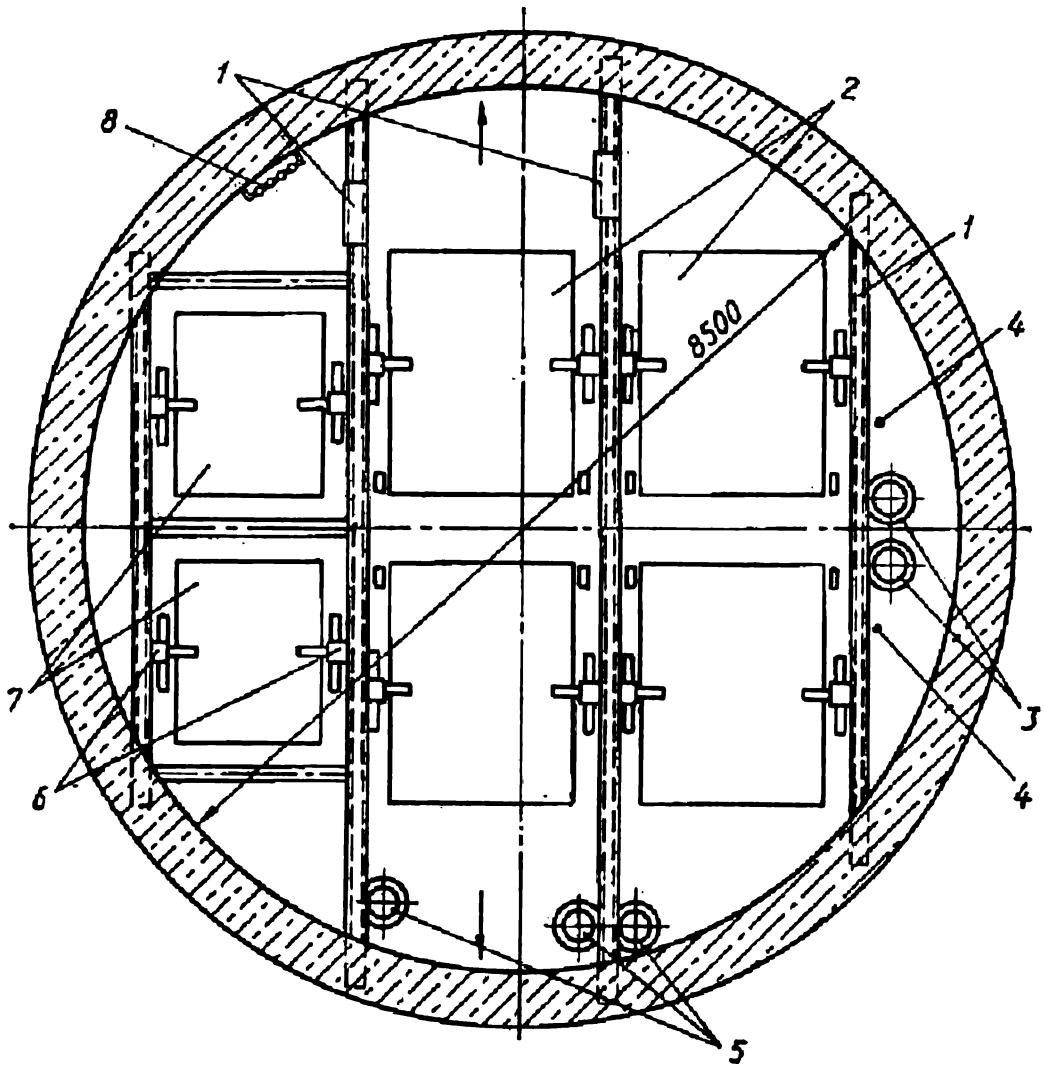


Рис. 5.16. Армировка скипового ствола:
1 — главные коробчатые расстрелы; *2* — угольные скипы; *3* — трубы сжатого воздуха; *4* — сигнальный трос; *5* — дегазационные трубы; *6* — коробчатые проводники; *7* — породные скипы; *8* — сигнальные и телефонные кабели

ются жесткие проводники из железнодорожных рельсов Р-38, Р-43 и Р-50 стандартной длиной 12,5 м. Более тяжелые рельсы используют на подъемах со скипами большой вместимости. Во вспомогательных стволах для мягкого, эластичного движения клети применяются деревянные проводники прямоугольного сечения из лиственницы, обработанные антисептиками. И в этом и в другом случаях подъемный сосуд скользит по проводнику при помощи чугунных лап, которые довольно быстро изнашиваются и истирают проводники. С целью увеличения срока службы проводников последние годы вместо лап начали широко применять роликовые направляющие, т. е. использовать принцип качения вместо скольжения. В связи с этим рельсы заменяют коробчатыми проводниками прямоугольной формы, которые складываются из четырех уголков от 160 × 160 до 220 × 220 мм или двух швеллеров соответствующих номеров.

В качестве гибких проводников применяются канаты, которые натягиваются подвешенными к ним грузами. Канатные проводники обеспечивают эластичность движения подъемных сосудов, высокую скорость подъема, минимальное аэродинамическое сопротивление движению воздуха, упрощают конструкцию армировки и ее устройство. Недостатки канатных проводников — необходимость увеличения

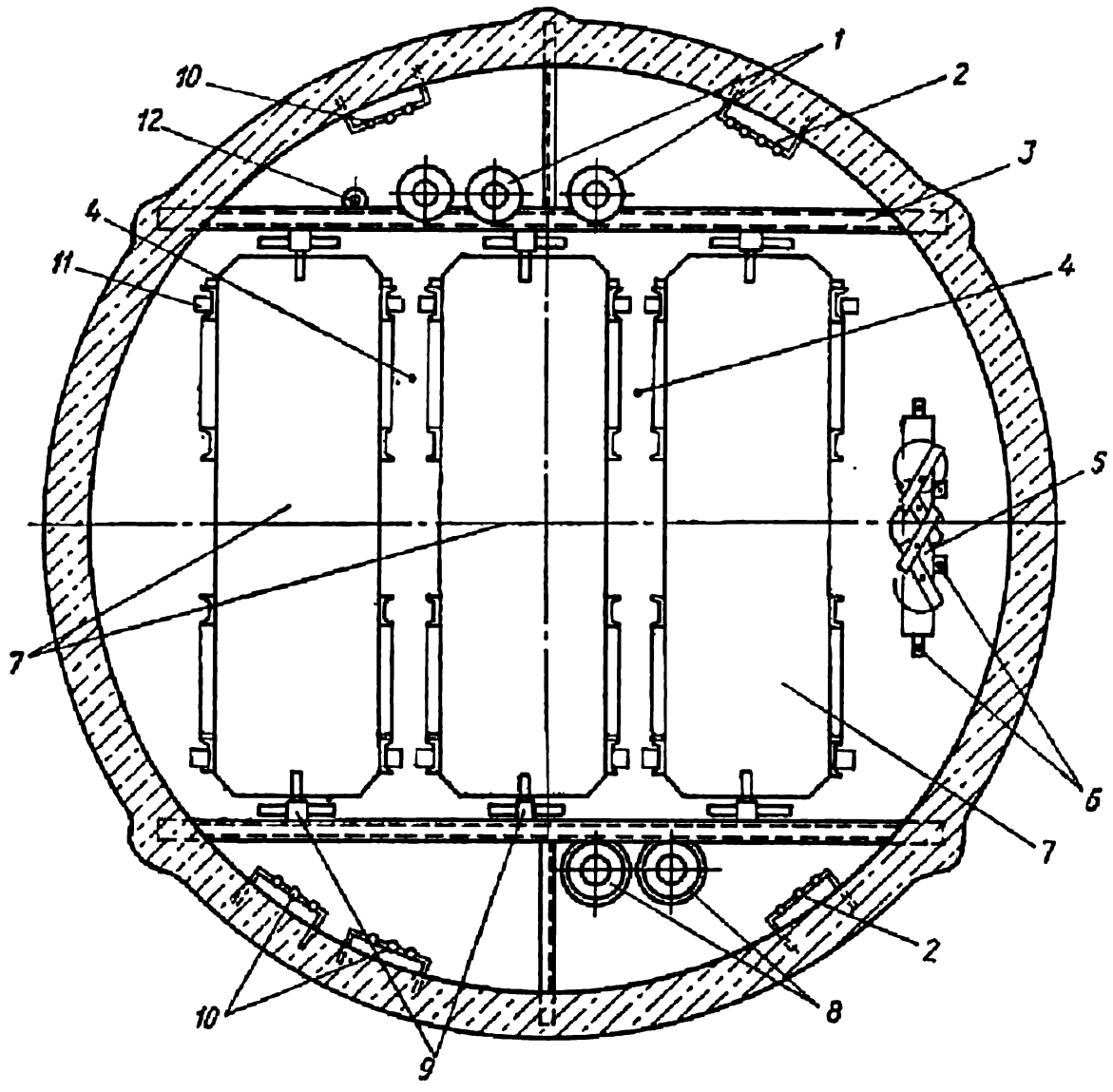


Рис. 5.17. Армировка клетевого ствола:

1 — водоотливные трубы; *2* — сигнальные и телефонные кабели; *3* — коробчатые главные расстрелы; *4* — сигнальные тросы; *5* — противовес клети; *6* — направляющие канаты противовеса; *7* — клеть; *8* — трубы хладоносителя; *9* — лобовые проводники; *10* — силовые кабели; *11* — боковые проводники; *12* — трубы для воды орошения

зазоров между подъемными сосудами, что, в свою очередь, ведет к некоторому увеличению (на 0,7...1 м) диаметра стволов; необходимость гарантии, что ствол в процессе эксплуатации не будет искривлен вследствие сдвижения массива горных пород или по другим причинам, так как канатные проводники работают в вертикальном положении.

Если учесть сложность конструкции и установки жесткой армировки, высокий коэффициент сопротивления движению струи воздуха, подверженность коррозии, наличие стыков, расход металла в среднем 1500 т на 1000 м ствола и другие недостатки, то для глубоких стволов выбор типа проводников представляет сложную инженерную задачу. Применение канатных проводников требует квалифицированного проектирования и технико-экономического обоснования, высокой точности производства работ по их навеске и эксплуатации.

При жесткой армировке скипового и клетевого стволов шахты им. А. Г. Стаханова в Донбассе (рис. 5.16 и 5.17) скипы направляются двумя коробчатыми проводниками, изготовленными из уголков 200 × × 200 × 16 (для угольных) и 160 × 160× 12 (для породных). Вместимость угольных скипов 25 м³ (21 т), породных 9,5 м³ (14,5 т). Для уголь-

ных подъемов расчетная скорость движения скипов 16 м/с при концевой нагрузке 46 т, для породного подъема соответственно 14 м/с и 30,5 т.

В клетевых стволах в зависимости от размеров клети и конструкции армировки жесткие проводники относительно клети могут иметь боковое расположение — два с одной стороны, по одному с двух сторон, по два с двух сторон и лобовое расположение — по два проводника на одну клеть. На рис. 5.17 показано лобовое расположение проводников по всей глубине ствола, однако в пределах приемных площадок в сопряжениях на горизонтах околоствольных дворов клети направляются боковыми проводниками по четыре на каждую клеть. Преимущество лобового расположения проводников очевидно, поскольку в данном случае шесть проводников при лобовом расположении заменяют двенадцать при боковом. Клети четырехэтажные, по одной вагонетке (ВД — 5,6 м³) на этаже. Проводники и расстрелы изготовлены из тех же типов уголков, что и на угольных скипах.

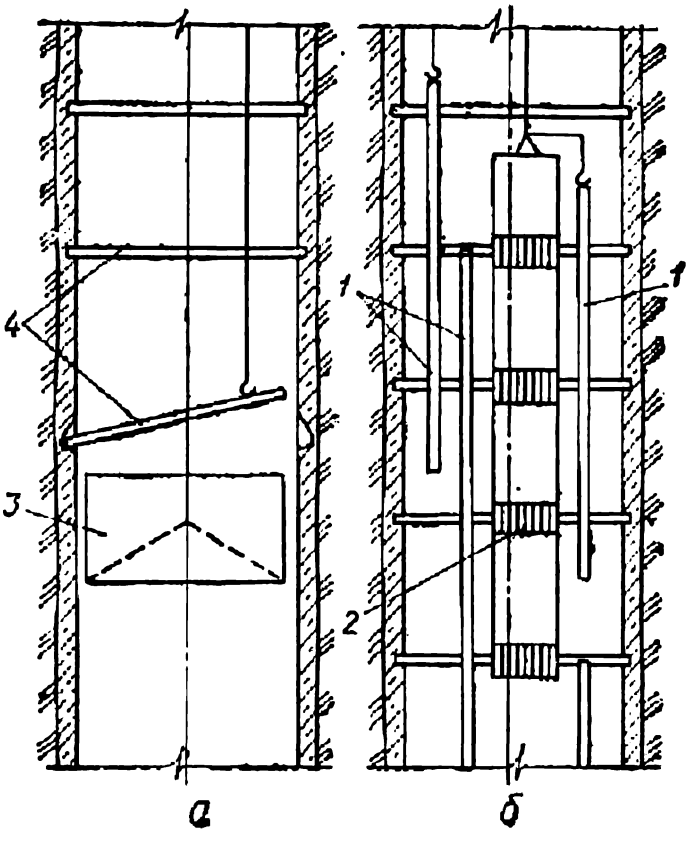


Рис. 5.18. Последовательная схема армирования ствола:

а — установка расстрелов (*3* — подвесной полок, *4* — расстрелы); *б* — навеска проводников (*1* — проводники, *2* — люлька для навески проводников)

При жесткой армировке к расстрелам прикрепляются проводники, трубы различных назначений (водоотлива, сжатого воздуха, хладоносителя, для орошения), а также полки лестничных отделений. Проводники из железнодорожных рельсов крепятся к расстрелам из двутавровых балок № 20Са, 22с, 27с, 27Са, 36С, 24М, 30м, 36М по ГОСТ 19425—74 и № 36, 40 по ГОСТ 8239—72, коробчатые проводники — к коробчатым расстрелам того же профиля.

Расстрелы, расположенные в одной горизонтальной плоскости, образуют ярус. Расстояние между ярусами устанавливается расчетом, однако оно кратно длине проводника: при рельсовых проводниках — 3,125; 4,168; 6,250 м, при коробчатых — 4...6 м. Длина рельса 12,5 м, коробчатого проводника — 12 м.

Расстрелы по своему назначению и способу установки разделяются на главные и вспомогательные. Главные заделываются в крепь ствола обоими концами, вспомогательные — одним, другой конец их прикрепляют к главному расстрелу. Главные расстрелы, устанавливаемые ближе к оси ствола, изготавливают из двух неравных частей для удобства их установки в лунках крепи. Соединяют эти части при помощи накладок и болтов. Расстрелы и проводники перед их установкой с целью предотвращения коррозии необходимо оцинковать,

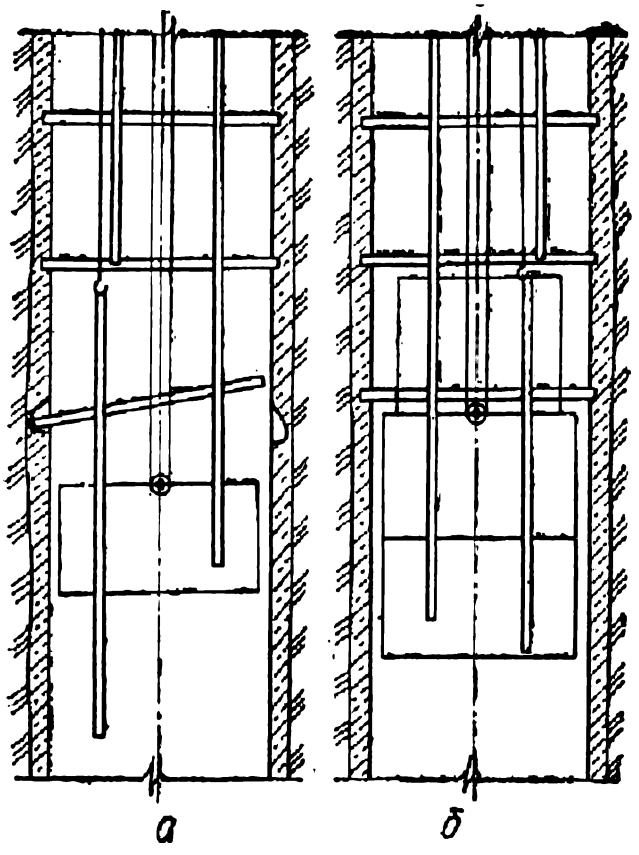


Рис. 5.19. Совмещенная схема армирования ствола:
а — при рельсовых проводниках; *б* — при коробчатых проводниках

особенно в условиях агрессивных вод.

Армирование ствола включает: подготовительные работы, установку расстрелов, навеску проводников, оборудование лестничного отделения, монтаж постоянных трубопроводов, различных конструкций (балок под опорные стулья трубопроводов; кронштейнов для крепления кабелей, посадочных балок и рам под подъемные сосуды; рудничных станков в сопряжениях; балок под бункер для улавливания мелочи; балок для закрепления хвостовых и парашютных канатов; навеску кабелей).

Продолжительность армирования ствола определяется в основном порядком выполнения наиболее трудоемких работ по установке расстрелов и навеске проводников, в зависимости от чего различаются: последовательная (рис. 5.18), совмещенная (рис. 5.19), параллельная (рис. 5.20) схемы и армирование одновременно с проходкой ствола. Общие и сравнительные данные по различным схемам армирования приведены на рис. 5.21.

Последовательная схема армирования ствола (см. рис. 5.18) включает установку расстрелов с проходческого полка сверху вниз на всю глубину ствола и навеску проводников с подвесных люлек снизу вверх.

Работы по армированию начинаются с установки верхнего контрольного яруса расстрелов, который сначала собирают и тщательно проверяют на поверхности, а затем с самой высокой степенью точности устанавливают в стволе под наблюдением и контролем маркшейдера. На расстрелах контрольного яруса закрепляют кронштейны маркшейдерских отвесов.

Для установки расстрелов, опорных балок и другого оборудования с нижнего этажа полка разделывают лунки в крепи ствола. Лунки долбят вручную отбойными молотками типа МО-8П, МО-9П, МО-10П с применением удлиненных пик. Шпуры под анкеры, кабельные кронштейны и зажимные скобы бурят ручными перфораторами. В значительной мере разделку лунок облегчают или полностью механизируют экспериментальные и опытные машины типа РЛ-1м, СБЛ, УБЛ-5 и др. Отбитый материал в процессе подготовки лунок грузят в бадью на полке и выдают на поверхность. По окончании установки расстрелов зачищают зумпф ствола.

Расстрелы устанавливают с большой точностью, применяя отвесы и шаблоны, в лунке на металлические подкладки и расклинивают ме-

таллическими и дубовыми клиньями. После установки расстрелов лунки заделывают цементно-песчаной или бетонной смесью, которую подают за инвентарную опалубку конструкции Кузнишахтостроя. Для изготовления смеси и подачи ее за опалубку рекомендуется использовать установленные на подвесном полке пневмобетоноукладочные машины БМС-5, БМ-60 и других типов. Сухая смесь малыми порциями поступает в приемные лотки пневмобетоноукладчиков по трубам.

Проводники навешивают с четырех- или пятиэтажных подвесных люлек — в зависимости от расстояния между ярусами расстрелов, что позволяет установить и прикрепить проводник сразу на полную длину. Проводники опускают к месту навески пакетами, применяя специальные подвески, которые крепятся к панцирю подъемной машины.

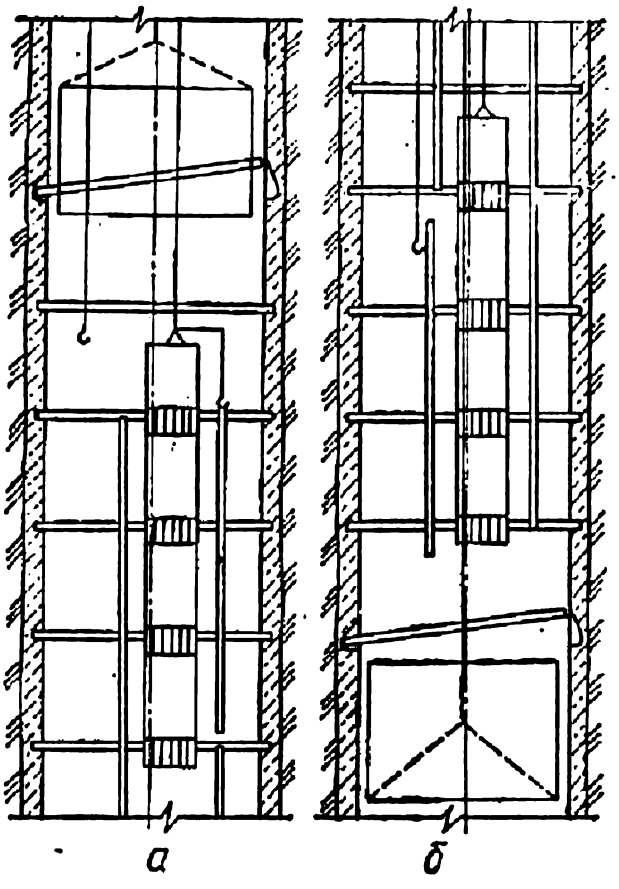


Рис. 5.20. Параллельная схема армирования ствола:
а — снизу вверх; *б* — сверху вниз

Каждый проводник подвешен отдельно и при помощи лебедки и крана, установленного на люльке, перецепляется и передвигается к месту навески. Правильность навески проводников проверяют отвесами и контролируют специальными шаблонами.

Последовательная схема армирования ствола обеспечивает максимальное использование проходческого оборудования и небольшие затраты времени на подготовительные работы; простоту и безопасность работ; возможность выполнения работ обычной проходческой бригадой; довольно высокие конечные результаты. Так, из данных сравнительной таблицы (см. рис. 5.21) видно, что максимальная скорость армирования (419 м/мес) достигается по последовательной схеме при довольно сложной конструкции армировки ствола.

В практике армирования стволов специализированными бригадами устанавливалось 10...15 ярусов расстрелов в смену, а скорость армирования при не очень сложной конструкции достигала 500...600 м/мес. Применительно к схеме расположения армировки скипового ствола диаметром 7 м (рис. 5.22, *а*, *б*) разработана технологическая карта армирования ствола и построен сводный график армирования (рис. 5.23). По технологической карте на армирование 100 м ствола требуется 121,5 т металла, а на 1200 м — 1460 т. Расход труб и металла на установку ярусов не учтен. Таким образом, почти 1,5 тыс. т металла по графику должно быть смонтировано в стволе за 2 мес, что потребует серьезной инженерной подготовки. Все элементы армировки должны быть изготовлены точно по чертежам на специализированном заводе металлоконструкций и каждая деталь должна быть проверена на

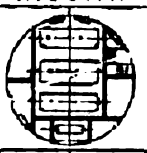
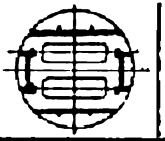
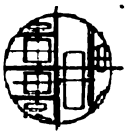
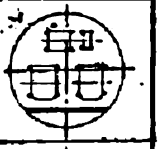
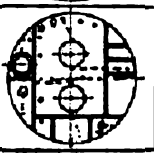
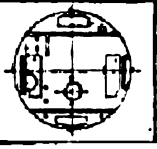
Номер схемы	1	5	2	3	4	6
Назначение ствола	Скиповой		Клетевой		Скипо-клетевой	Скиповой
Схема производства работ	Последовательная	Параллельная снизу вверх	Совмещенная с полка	Совмещенная с полка с надстройкой	Параллельная сверху вниз с люльками	—
Диаметр ствола в свету, м	7,0		8,0	7,5	6,5	7,5
Глубина ствола, м	1200	628	1200	715	785	1295
Армировка	Жесткая					Канатная
Расположение армировки						
Расположение оборудования на период армирования						
Способ разделки лунок	Ручной	Механизированный				—
Оборудование для разделки лунок	Отбойные молотки	Установка типа РЛ-1м	Станок типа СБЛ	Установка типа УБЛ		—
Способ заделки лунок	Ручной	Механизированный		Ручной		—
Оборудование для заделки лунок	—	Машина БМС		—	—	—
Тип полка	Проходческий	Армировочный		Проходческий		—
Тип люлек	Л-6		—	—	Л-6	—
Скорость армирования, м/мес	419	320	416	375	361	—

Рис. 5.21. Сравнение схем армирования стволов при различной сложности армировки и способов ведения отдельных работ

поверхности перед спуском в ствол. Лучше всего производить контрольную сборку каждого яруса на поверхности, маркировать его и затем опускать на полок.

Совмещенная схема армирования ствола (см. рис. 5.19) включает работы по установке расстрелов и навеске проводников, которые выполняют с проходческого подвесного полка в направлении сверху вниз. На нижнем этаже полка бурят и разделывают лунки под расстрелы, на верхнем устанавливают расстрелы и опорные стулья под трубопроводы, устраивают лестничное отделение, навешивают проводники. При этом навеска проводников опережает установку расстрелов, что несколько усложняет работы на подвесном полке, но коэффициент совмещения работ достигает 50 %.

Применительно к схеме расположения армировки и проходческого оборудования в стволе (см. рис. 5.22, *в*, *г*) разработаны технологическая карта армирования клетевого ствола по совмещенной схеме с подвесного полка и сводный график армирования ствола (рис. 5.24).

При сравнении этих схем видно, что совмещенная схема вполне целесообразна для ствола с простой армировкой. Она имеет следующие преимущества: обеспечивается простота, удобство и безопасность работ; упрощается маркшейдерский и технический контроль, поскольку все работы концентрируются на одном подвесном полке; отпадает необходимость в люльках для навески проводников (они потребуются для установки труб). К сожалению, добиться полного совмещения работ нельзя.

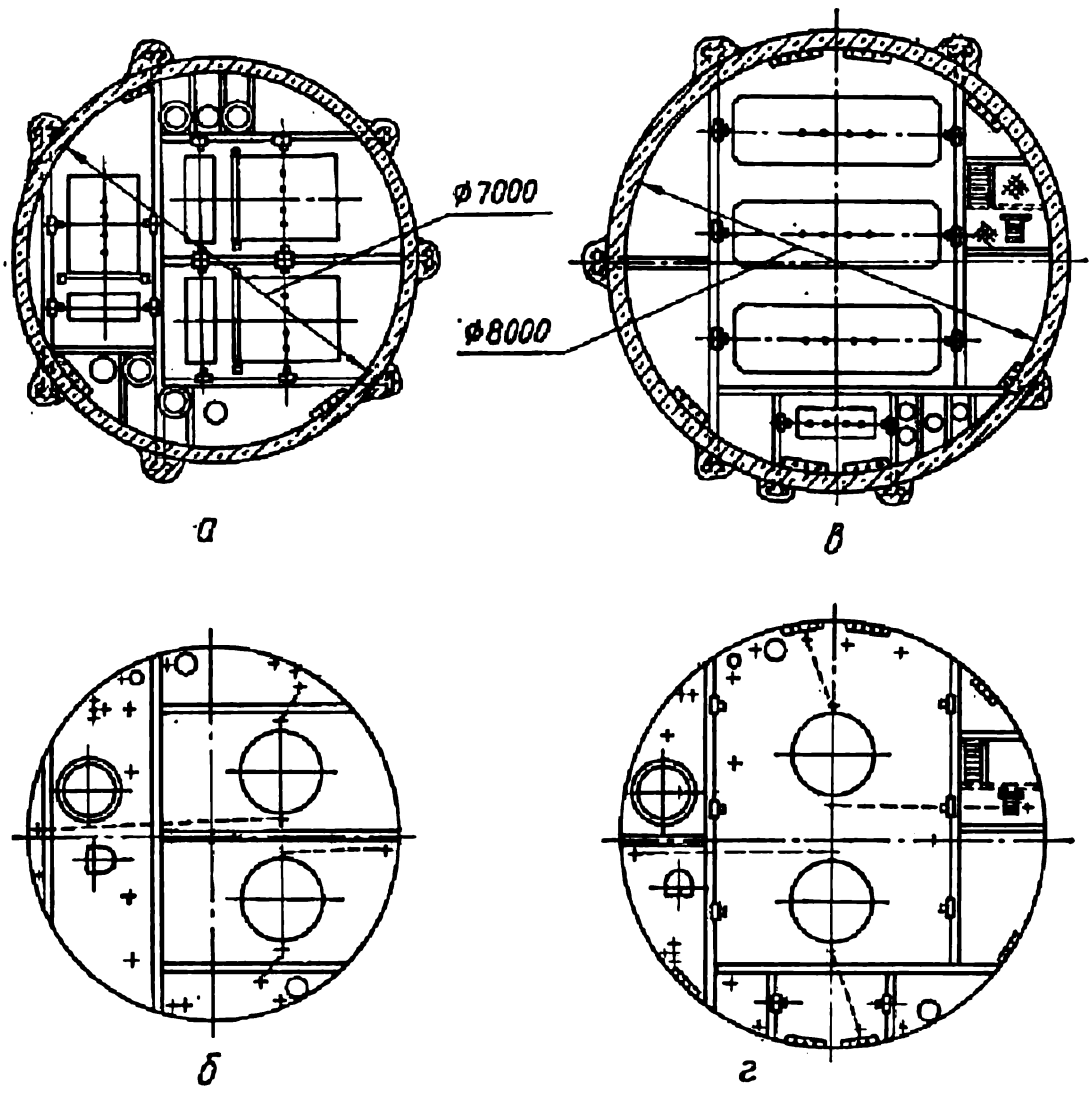


Рис. 5.22. Расположение проходческого оборудования в сечении ствола:
а — б — при армировании скипового ствола по последовательной схеме; *в — г* — при армировании клетевого ствола по совмещенной схеме

Параллельная схема армирования ствола (см. рис. 5.20) предусматривает одновременное производство работ по установке расстрелов и навеске проводников в направлении сверху вниз или снизу вверх. Расстрелы устанавливают с подвесного полка, а проводники подвешивают с люлек. Достоинство схемы заключается в теоретической возможности почти полного совмещения основных работ, однако практически это достигается с большим трудом и значительными сложностями. Например, при армировании снизу вверх к достоинствам схемы относят совмещение работ на подвесном полке по демонтажу проходческих трубопроводов с разделкой лунок и установкой расстрелов. Ниже с подвесных люлек навешивают проводники. Все это довольно сложно и небезопасно.

Параллельная схема армирования требует значительного переоборудования подшкивной площадки, нулевой рамы и специального оборудования в стволе (полки, люльки и др.). Если ствол оснащен только двумя одноконцевыми подъемами, то они должны одновременно обслуживать установку расстрелов и навеску проводников.

Оборудование и работы при параллельной схеме армирования усложняются прямо пропорционально сложности армировки, что сни-

№ п/п	Наименование работ	Объем работ	Продолжительность, дни	Месяцы I	II	III	IV	V	VI
1	Переоборудование подшкивной площадки, т	6	1,3						
2	Демонтаж разгрузочного станка, т	28	6						
3	Переоборудование нулевой рамы, т	2,0	0,5						
4	Переоборудование подвесного полка для армирования, т	4,5	1,12						
5	Укладка расстрелов и оборудование лестничного отделения, м								
6	Установка опорных конструкций для трубопроводов и скоб для кабелей, м	1110	56						
7	Навеска проводников, м	1110	33						
8	Армирование зумпфа, м	90	8						
9	Демонтаж полка, т	45	4						
10	Монтаж постоянных трубопроводов, м	4440	65						
11	Демонтаж проходческого оборудования, т	–	8						

Рис. 5.23. Сводный график армирования скипового ствола по последовательной схеме применительно к рис. 5.22. Глубина ствола 1200 м

№ п/п	Наименование работ	Объем работ	Продолжительность, дни	Месяцы I	II	III	IV	V
1	Переоборудование подшкивной площадки, т	6	1,3					
2	Демонтаж разгрузочного станка, т	28	6					
3	Переоборудование нулевой рамы, т	2	0,5					
4	Переоборудование подвесного полка для армирования, т	4,5	1,12					
5	Укладка расстрелов и оборудование лестничного отделения, м							
6	Установка опорных конструкций для трубопроводов и скоб для кабелей, м	1170	84					
7	Навеска проводников, м							
8	Монтаж станка в сопряжении гор. 600м, т	15	4					
9	Монтаж станка в сопряжении гор. 1170 м, т	15	4					
10	Армирование зумпфа, м	30	6					
11	Демонтаж полка, т	45	4					
12	Монтаж постоянных трубопроводов, м	3510	50					
13	Демонтаж проходческого оборудования, т	–	8					

Рис. 5.24. Сводный график армирования клетевого ствола по совмещенной схеме применительно к рис. 5.22. Глубина ствола 1150 м

жает технико-экономическую эффективность схемы, а при простой армировке совмещенная схема является более надежной.

Агрегатная схема армирования — одна из перспективных (рис. 5.25). Сущность ее заключается в том, что на поверхности монтируют всю армировку на длину проводника и в собранном виде опускают в ствол. Таким образом, армирование производят снизу вверх агрегатами по

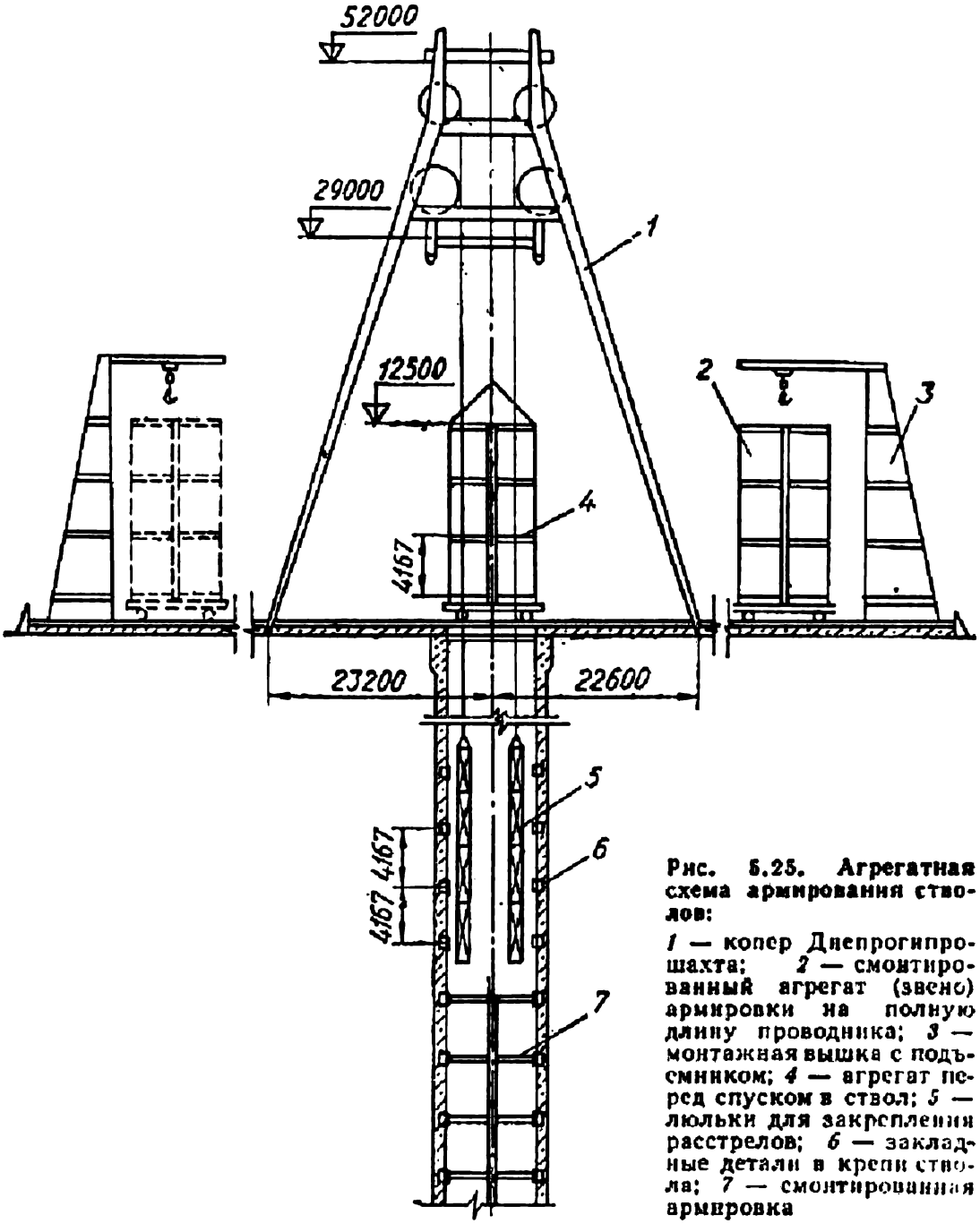


Рис. 5.25. Агрегатная схема армирования стволов:

1 — копер Днепрогипрошахта; *2* — смонтированный агрегат (звено) армировки на полную длину проводника; *3* — монтажная вышка с подъемником; *4* — агрегат перед спуском в ствол; *5* — люльки для закрепления расстрелов; *6* — закладные детали в крепи ствола; *7* — смонтированная армировка

12,5 м. Применение такой схемы возможно в сочетании с копром конструкции Днепрогипрошахта, позволяющим опускать сразу по два агрегата, т. е. звеньями по 25 м. Концы расстрелов могут крепиться к деталям, установленным в процессе возведения крепи, или с подвесного полка снизу вверх на всю глубину ствола, а также анкерами с люлек и другими способами. Агрегатная схема индустриальна и может обеспечить высокие показатели армирования.

Армирование ствола одновременно с проходкой (рис. 5.26) отличается большой сложностью и может быть применено в вентиляционных и воздухоподающих стволах; при углубке или проходке стволов малой глубины; установке одного, двух расстрелов, предназначенных обычно для подвески трубопроводов. При сложной армировке применение этой схемы считается нецелесообразным и небезопасным.

Правильный выбор эффективной схемы армирования требует точного расчета и квалифицированного выполнения технико-экономиче-

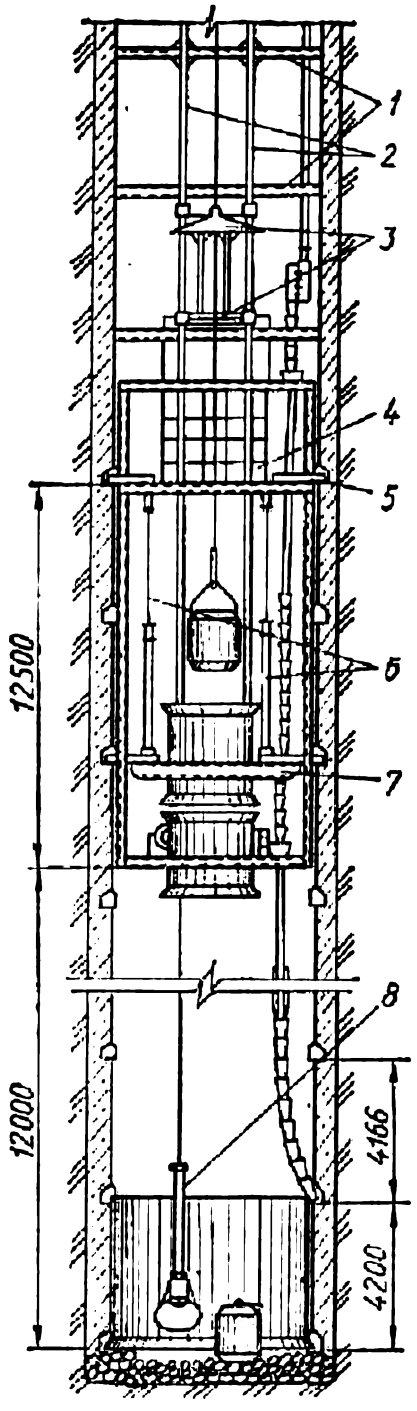


Рис. 5.20. Совмещенная технология проходки ствола одновременно с армированием:
1 — расстрелы; *2* — проводники; *3* — направляющая рамка бадьи; *4* — ограждение; *5* — распорные гидродомкраты; *6* — вертикальные шаблоны; *7* — подвесной полок; *8* — грейфер

ского сравнения с учетом квалификации и возможностей исполнителей работ.

Армирование должно проводиться в соответствии со специально разработанным проектом производства работ, который включает разделы по маркшейдерскому контролю и технике безопасности.

В проекте производства маркшейдерских работ должны быть отражены: исходные данные, позволяющие установить требования к точности ведения маркшейдерских работ; строительные нормы на допускаемые отклонения элементов армировки, зазоры безопасности; потребность в приборах и маркшейдерских инструментах; методы вынесения и закрепления разбивочных осей; размещение оборудования армировочных отвесов; конструкция армировочных шаблонов, монтажных кондукторов; методы контрольных измерений и исполнительных съемок; перечень исполнительной маркшейдерской документации.

Маркшейдерские работы при армировании ствола проводятся в три этапа: подготовительные, периодические контрольные измерения и исполнительная профильная съемка проводников.

Трестом Донецкшахтопроходка на основании многолетнего опыта разработаны «Мероприятия по безопасному ведению работ при проходке и армированию стволов». Они включают правила безопасности общего характера и по отдельным видам работ.

1. Каждый проходчик должен спускаться в ствол только в спецодежде с предохранительным поясом, в защитной каске, с аккумуляторной лампой и самоспасателем, иметь при себе флягу с питьевой водой и индивидуальный перевязочный пакет.

2. Территория вокруг ствола (под копром и вокруг него) должна содержаться в чистоте, детали армировки должны быть рассортированы и сложены в штабели.

3. На каждом наряде следует назначать работника, ответственного за надежную панцировку типовыми сцепками и подвесками опускаемых в ствол деталей армировки. Ответственный должен пройти специальный инструктаж на право выполнения этих работ.

4. При выполнении любых работ на высоте более 1 м проходчики должны быть надежно прикреплены предохранительными поясами (отвечающими требованиям СНиП) к деталям армировки или подвесному оборудованию.

5. Переход людей с этажа на этаж полка разрешается только по надежно закрепленным лестницам.

6. В каждую рабочую смену из числа опытных работников назначаются лица, подающие сигналы о приемке и отправке грузов. Сигналы подаются только с места производства работ после удостоверения в полной безопасности.

7. Подвесное оборудование в стволе должно содержаться в чистоте. Не разрешается размещать на нем излишние предметы и материалы. Мелкие детали и инструмент должны храниться в закрытых ящиках.

8. Запрещается на полке накапливание боя бетона и загромождение другими предметами.

9. Для удержания рамки на канатных проводниках необходимо устанавливать жимки. Переносить жимки можно при удалении полка на расстояние 20 м.

10. Средства техники безопасности: спецодежда, самоспасатели, предохранительные пояса, индивидуальные светильники, респираторы, резиновые перчатки, защитные очки, газоанализаторы, средства индивидуального глушения шума.

11. Армирование в стволе производить в соответствии с утвержденными мерами безопасности по каждому виду работ.

Контрольные вопросы

1. От каких факторов зависит эффективность БВР?
2. Требования к БВР, проводимым в стволах.
3. Оборудование, применяемое при бурении шпуров.
4. Меры безопасности при бурении шпуров.
5. Схемы расположения шпуров и область их применения.
6. Рассчитать расход ВВ на цикл, число шпуров и величину заряда.
7. Техника безопасности при ведении взрывных работ в стволе.
8. Схема проветривания забоя ствола и применяемое оборудование.
9. Погрузка породы в забое ствола и применяемые погрузочные машины.
10. Меры безопасности при погрузке породы в стволах.
11. Способы и схемы водоотлива в стволах.
12. Способ возведения бетонной крепи и оборудование для ее возведения.
13. Способы возведения тюбинговой, набрызг-бетонной и анкерной крепи.
14. Элементы армировки ствола и схема их размещения.
15. Какие работы включает армирование ствола?
16. Схемы армирования, их сущность, достоинства и недостатки, область применения.
17. Меры безопасности работ при армировании ствола.

Глава 6. ОСНАЩЕНИЕ ПОВЕРХНОСТИ И ЗАБОЯ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ

§ 1. Проходческий подъем

Технология проходки стволов шахт при бетонной крепи и спуске бетонной смеси по трубам предусматривает следующие функции проходческого подъема: подъем породы, спуск и подъем людей, оборудования и спуск ВМ. Основной расчетной функцией для проектирования проходческой подъемной установки является подъем породы. Число и параметры подъемных установок (одноконцевых, двухконцевых) для

выдачи породы из забоя ствола на поверхность рассчитывают в зависимости от скорости проходки ствола и величины грузопотока. Последняя определяется производительностью средств погрузки породы.

Общие требования при проектировании проходческой подъемной установки:

суммарная производительность подъемных установок по выдаче породы $\Sigma P_п$ должна на 15...20 % превышать производительность погрузочных машин в забое в чистое рабочее время $P_р$, не учитывающее затраты времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции, а также простои:

$$\Sigma P_п = (1{,}15 \ldots 1{,}20) P_р;$$

при проходке глубоких стволов ($H_с > 700$ м) необходимо ориентироваться на преимущественное применение постоянных подъемных машин и бадей большой вместимости;

производительность проходческого подъема должна обеспечить заданную или расчетную скорость проходки ствола шахты.

Исходными данными для расчета подъемных установок являются: глубина ствола; высота копра от нулевой отметки до подшкивной площадки; высота разгрузочной площадки от нулевой отметки; технологическая схема проходки ствола; материал крепи и способ его спуска в ствол; скорость проходки ствола; расстояние между забоем и полком крепления направляющих канатов или полком-кареткой, а также расстояния между полками и другими перекрытиями в стволе; время разгрузки бадей на поверхности.

Определение производительности проходческого подъема. Необходимую суммарную производительность подъемных установок $P_р$ (м³/ч) в стволе определяют на основе производительности погрузочных грейферных машин в чистое рабочее время I фазы погрузки по сравнительно мягким породам, которые составляют значительный процент всех пересекаемых пород. Эту величину можно определить по упрощенной формуле

$$P_р = k_б V_б 60/t_б,$$

где $k_б$ — коэффициент наполнения бадьи; $V_б$ — вместимость бадьи, м³; $t_б$ — продолжительность загрузки бадьи, мин.

Продолжительность загрузки бадьи в I фазе погрузки для различного числа работающих грейферов определяют путем хронометража на аналогичных проходках. Известно, что средняя продолжительность одного полного цикла черпания грейферов вместимостью 1 м³ в аргиллитах составляет 30 с и для погрузки бадьи вместимостью 5,5 м³ необходимо 5—6 черпаний.

Продолжительность загрузки бадьи 3 мин, а производительность погрузочной машины

$$P_р = 0{,}9 \cdot 5{,}5 \cdot 60/3 = 100 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Техническая производительность погрузочных машин находится в пределах 75...130 м³/ч разрыхленной породы. При отсутствии данных продолжительности загрузки бадьи для расчета подъема можно пользоваться технической характеристикой машин (см. табл. 5.8).

Необходимая суммарная производительность подъемных установок $\Sigma P_{\text{п}} = 1{,}2P_{\text{р}} = 1{,}2 \cdot 100 = 120$ м³/ч разрыхленной породы.

Иногда суммарную производительность подъемных установок рекомендуют рассчитывать исходя из заданной (расчетной) технической скорости проходки ствола или объема породы, выдаваемой за цикл:

$$\Sigma P_{\text{п1}} = v_{\text{т}} S_{\text{пр}} k_1 k_{\text{р}} / tm;$$

$$\Sigma P_{\text{п2}} = S_{\text{пр}} l_{\text{зах}} k_1 k_{\text{р}} / t_{\text{погр}},$$

где $v_{\text{т}}$ — заданная (расчетная) скорость проходки ствола, м/мес; $S_{\text{пр}}$ — сечение ствола в проходке, м²; k_1 — коэффициент неравномерности работы подъема, ($k_1 = 1{,}15$); $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления пород; t — продолжительность работы подъема в сутки по выдаче породы, ч ($t = 13...14$ ч); m — число рабочих дней в месяце по проходке ствола; $l_{\text{зах}}$ — глубина заходки, м; $t_{\text{погр}}$ — время проходческого цикла, затрачиваемое на погрузку породы, ч.

Если в обе формулы подставить данные скоростной проходки ствола, достигнутые на шахте «Пролетарская-Глубокая», то получим необходимую производительность подъемных установок:

$$\Sigma P_{\text{п1}} = \frac{390 \cdot 38{,}5 \cdot 1{,}15 \cdot 2}{14 \cdot 30} = 83 \text{ м}^3/\text{ч}$$

или

$$\Sigma P_{\text{п2}} = \frac{38{,}5 \cdot 3{,}78 \cdot 1{,}15 \cdot 2}{3{,}6} 90 \text{ м}^3/\text{ч разрыхленной породы.}$$

Фактическая производительность погрузочной машины с грейфером вместимостью 1 м³ и подъемных установок на этой проходке в I фазе уборки по аргиллитам достигла 137 м³/ч разрыхленной породы. Если бы производительность подъемов была рассчитана по этим формулам, то возможно, что скорость проходки 390 м/мес не была бы достигнута. Приведенные формулы следует использовать как проверочные, подставляя в них коэффициент неравномерности работы проходческого подъема $k_1 = 1{,}5$.

Выбор системы подъема, типа подъемных машин и вместимости бадей. Порядок расчета проходческого подъема предусматривает предварительный выбор системы подъема, подъемной машины и бадей с последующим расчетом параметров работы подъемной установки и проверкой правильности выбора. Систему подъема выбирают в зависимости от необходимой суммарной производительности подъемных установок в стволе с учетом глубины и диаметра ствола, скорости подъема и вместимости бадей.

При выборе системы подъема и последующем ее расчете необходимо стремиться к обеспечению непрерывной и производительной работы средств погрузки породы в стволе, что может быть достигнуто при условии $t_{\text{ц}} \leqslant t_{\text{загр}}$, где $t_{\text{ц}}$ — продолжительность полного цикла подъема бадьи по стволу; $t_{\text{загр}}$ — время загрузки бадьи.

Случай, когда $t_{\text{ц}} > t_{\text{загр}}$, предопределяет простои средств погрузки породы и приводит к снижению возможных показателей проходки ствола. Например, уже в самой системе двухконцевых подъемных установок без перецепки бадей в забое заложено условие $t_{\text{ц}} > t_{\text{загр}}$, вслед-

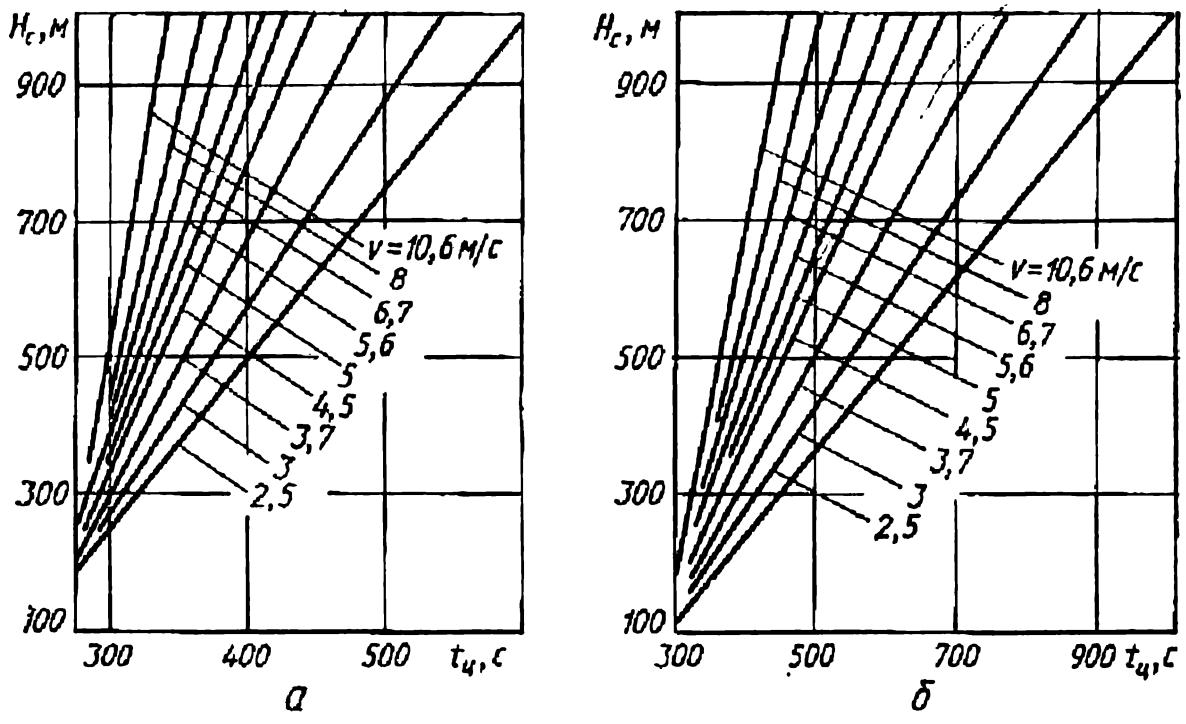


Рис. 6.1. Графики зависимости продолжительности полного цикла подъема по стволу $t_ц$ от глубины ствола H_c и максимальной скорости движения бадьи v_{max} для подъемной установки:
а — двухконцевой; *б* — одноконцевой

ствие чего применение таких систем нецелесообразно даже при бадьях большой вместимости. При возможности размещения в поперечном сечении ствола двух бадей большой вместимости и отсутствии людей в забое следует отдавать предпочтение двум установкам без перецепки бадей.

На скоростных проходках стволов используют две одноконцевые подъемные установки, что увеличивает суммарную производительность подъема на 40...50 %, однако требует применения двух мощных подъемных машин. При одноконцевом подъеме для проходки глубокого ствола следует предусмотреть возможность, а иногда и необходимость уменьшения вместимости бадьи через 300...400 м глубины ствола в связи с увеличением концевой нагрузки за счет массы каната.

Исследования по выбору оптимальной вместимости бадьи показали, что в стволах малых диаметров увеличение вместимости приводит к более резкому повышению скорости проходки, чем в стволах большого диаметра. Увеличение вместимости бадьи сверх 5,5 м³ мало влияет на повышение скорости проходки ствола шахты.

Выбор вместимости бадей по каждой принятой системе подъема можно уточнить при наличии данных по числу подъемов в 1 ч (n) или продолжительности полного цикла подъема бадьи по стволу $t_ц$ по формулам

$$V_б = \frac{P_п}{nk_б}; \quad V_б = \frac{P_п t_ц}{3600 k_б},$$

где $P_п$ — необходимая производительность подъемной установки данной системы, м³/ч разрыхленной породы; $k_б$ — коэффициент заполнения бадьи (0,9).

Продолжительность полного цикла подъема бадьи в зависимости от глубины ствола и максимальной скорости движения подъемного сосуда (рекомендуемые скорости подъема при глубинах ствола

Таблица 6.1. Техническая характеристика проходческих бадей, раструбов и рамок

Параметры	БПС (самоопрокидывающиеся)								БПН (несамоопрокидывающиеся)		
	БПС-1	БПС-1,5	БПС-2	БПС-2,5	БПС-3	БПС-4	БПС-5	БПС-6,5	БПН-0,5	БПН-0,75	БПН-1
Бадья											
Вместимость, м³	1	1,5	2	2,5	3	4	5	6,5	0,5	0,75	1
Грузоподъемность, кг	2200	2700	3600	4700	5600	6800	9000	11000	—	—	—
Диаметр корпуса, мм	1150	1290	1436	1600	1600	1600	2050	2050	800	950	1150
Высота корпуса, мм	1100	1250	1350	1400	1600	2100	1880	2200	—	—	—
Масса, кг	356	605	730	878	938	1465	1690	1946	190	320	400
Раструб											
Диаметр, мм	1190	1450	1600	1780	1780	1780	2230	2230	—	—	—
Масса, кг	1904	1945	2075	3000	3000	4750	4753	4750	—	—	—
Направляющая рамка											
Высота, мм	4020	5100	5200	4675	4675	5530	5530	6180	—	1370	1370
Ширина, мм	1420	1574	1724	1904	1904	1830	2148	2148	—	1446	1446
Масса, кг	394	590	590	600	600	835	1000	1000	—	152	152

300...600 м и более соответственно 6...8 и 10...12 м/с) предварительно можно принять по графикам (рис. 6.1). Основные параметры проходческих бадей приведены в табл. 6.1.

Принятые бадьи с учетом систем подъемов необходимо проверить по условиям их размещения в поперечном сечении ствола. Кроме того, выбор систем подъема и подъемных машин проверяют по условиям размещения разгрузочных площадок и подъемных машин на поверхности, а также суммарной производительности принятых подъемных установок, которая должна быть не меньше необходимой суммарной производительности погрузочных машин в забое.

Выбор подъемного каната. Вначале необходимо определить массу 1 м каната, по которой выбирается сам канат с соответствующими данными по диаметру и другим характеристикам, а затем проверить по запасу прочности.

вес 1 м каната находят по формуле

$$P_к = \frac{Q_г + Q_с}{\frac{\sigma}{z_1 \gamma_0} - H_0},$$

где $Q_г$ — вес породы и воды в бадье, Н; $Q_с$ — вес бадьи с прицепным устройством и направляющей рамкой, Н; σ — предел прочности материала проволок каната при растяжении (для грузолюдских подъемов — 1500...1800, а для подвески оборудования — 1300...1600 МПа); γ_0 — фиктивный объемный вес материала каната ($\gamma_0 = 90$ кН/м³); z_1 — запас прочности каната (для грузолюдских подъемов глубоких

Таблица 6.2. Шахтные подъемные машины типа Ц и ЦР

Типоразмер машины	Размеры барабана			Наибольшее статическое натяжение каната, кН	Разность статических натяжений каната, кН	Допустимая скорость подъема, м/с	Маховой момент машины без редуктора и электродвигателя, кН·м²
	диаметр, м	ширина, м	ширина отрезной части, м				
Ц-1,2×1	1,2	1	—	25	25	3	35
Ц-1,6×1,2	1,6	1,2	—	40	40	4	80
Ц-2×1,5	2	1,5	—	63	63	5	220
Ц-2,5×2	2,5	2	—	90	90	7	550
Ц-3×2,2	3	2,2	—	140	140	8	1500
Ц-3,5×2,4	3,5	2,4	—	200	200	10	3200
ЦР-3,5×3,2/0,8	3,5	3,2	0,8	200	120	10	3400
ЦР-4×3/0,7	4	3	0,7	250	160	12	3000
ЦР-5×3/0,6	5	3	0,6	280	210	14	6800
ЦР-6×3/0,6	6	3	0,6	320	240	16	12 000
ЦР-6×3,4/0,6	6	3,4	0,6	360	270	16	14 000

шахт $z_1 = 10$; для подвески полков, насосов, труб водоотлива, проходческих агрегатов $z_1 = 6$; для подвески остального оборудования $z_1 = 5$); H_0 — максимальная длина отвеса каната, м;

$$Q_г = Q_{пор} + Q_в = V_б\gamma_п + (V_б - V_б/k_р)\gamma_в k_з,$$

где $V_б$ — вместимость бадьи, м³; $\gamma_п$ — вес 1 м³ породы в разрыхленном состоянии, кН/м³; $\gamma_в$ — объемный вес воды, кН/м³; $k_з$ — коэффициент заполнения пустот водой ($k_з = 0{,}5$).

$$H_0 = H_с + h_к.$$

Здесь $H_с$ — конечная глубина ствола, м; $h_к$ — высота копра, м.

Масса 1 м каната $m_к = P_к/g$.

Для проходческих подъемов рекомендуются канаты закрытой конструкции, имеющие $\sigma = 1300...1600$ МПа и $\gamma_0 = 80$ кН/м³, и некрутящиеся канаты с $\sigma = 1400...2000$ МПа и $\gamma_0 = 90$ кН/м³.

По значению $m_к$ подбирают канат нужной массы. Выписывается характеристика каната: ГОСТ, тип, масса одного метра, диаметр, разрывное усилие всех проволок в канате, диаметр проволоки.

Запас прочности каната определяют по формуле

$$z_д = \frac{\Sigma F_р}{Q_г + Q_с + P_к H_0} \geqslant z_1,$$

где $\Sigma F_р$ — суммарное разрывное усилие всех проволок в канате, Н.

Расчетный запас прочности должен быть не ниже запаса, допускаемого ПБ.

Определение основных параметров подъемной машины. При проходке стволов, как правило, используют одноконцевые подъемы с однобарабанными подъемными машинами типа Ц и ЦР (табл. 6.2), а также передвижные подъемные установки типа МПП (табл. 6.3, 6.4). Возможно применение двухконцевых подъемов с двухбарабанными подъемными машинами типа 2Ц. Иногда двухбарабанные машины используются как однобарабанные, т. е. для одноконцевого подъема.

Таблица 6.3. Машины проходческие передвижные

Типоразмер машины	Размер барабана: диаметр, м	Размер барабана: ширина, м	Количество барабанов, шт.	Наибольшее статическое натяжение каната, кН	Разность статического натяжения каната, кН	Передаточное число редуктора	Допустимая скорость подъема, м/с	Маховый момент машины без редуктора и электродвигателя, кН·м²	Применяемый подъемный сосуд
МПП-6,3	2000	1500	1	61,7	61,7	20	5	113	Бадья
МПП-9	2500	1350	1	88,3	88,3	20	7	440	Бадьи
МПП-17,5	2850	1550	1	171,7	171,7	20	8	705	Бадьи
МПП-17,5	2850	1550/900	1	221,7	221,7	20	8	705	Клети на вагонетку УВГ-2,5

Максимальное статическое натяжение каната

$$F_{ст\ max} = Q_0 + P_к H_0,$$

где Q_0 — суммарная концевая нагрузка $(Q_г + Q_с)$, кН.

Разность натяжения ветвей канатов для одноконцевого подъема определяют по формуле

$$\Delta F_{ст} = Q_г + P_к (H_{ств} + h_р),$$

где $h_р$ — высота разгрузочной площадки, м.

Для одноконцевого подъема $\Delta F_{ст} = F_{ст\ max}$.

По параметрам $D_б$, $F_{ст\ max}$ и $\Delta F_{ст}$, ГОСТам предварительно выбирают подъемную машину необходимого типа с ближайшим большим диаметром барабана и равными или большими значениями $F_{ст\ max}$ и $\Delta F_{ст}$.

Скорость подъема выбранной машины должна быть больше или равна ранее принятой максимальной скорости.

Канатоемкость барабана подъемной машины проверяют независимо от ее типа по формуле

$$B_р = \left(\frac{H + l_з}{\pi D_б} + n_{тр} + n_{пер} + 1 \right) \frac{d_к + \varepsilon}{n_{сл}} \leqslant B_к,$$

где H — высота подъема, м; $l_з$ — запас длины каната на испытание ($l_з = 20...30$ м); $n_{тр}$ — число витков трения; $n_{пер}$ — переставные витки ($n_{пер} = 4$); ε — зазор между смежными витками каната (2...3 мм); $n_{сл}$ — число слоев навивки ($n_{сл} = 1...3$); $B_к$ — ширина барабана выбранной машины, м.

В проекте приводится полная характеристика подъемной машины.

Расположение подъемной машины и расчет геометрической схемы подъема. Временные подъемные машины располагают в соответствии с генеральным планом строительства поверхности с учетом размещения бадей в поперечном сечении ствола и шкивов на подшкивной площадке. При этом подъемные машины не должны мешать строительству постоянных зданий и сооружений и должны быть использованы для армирования ствола, а также для проходки выработок околоствольного двора.

Чтобы уменьшить колебания и износ каната, длина его струны $L_{стр}$ ограничивается 65 м (рис. 6.2). Расстояние между осью подъем-

Таблица 6.4. Использование передвижных проходческих подъемных комплексов

Типоразмер машины	Тип							
	БПС-1		БПС-1,5		БПС-2		БПС-2,5	
	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м
МПП-6,3	22	1080	22	740	22	390	—	—
МПП-9	—	—	—	—	25	1070	25	760
МПП-17,5	—	—	—	—	—	—	—	—

ной машины и осью каната в стволе b принимается в пределах 20...40 м. Угол наклона струны каната должен быть $\varphi \geqslant 30°$. Углы отклонения (девиации) каната на барабанах и шкивах подъемных установок с цилиндрическими барабанами не должны превышать $\alpha \leqslant 2°30'$.

Расстояние b определяют из выражения

$$b = \frac{h_к - C}{\operatorname{tg}\varphi} + \frac{D_ш}{2},$$

а длину струны каната — по формуле

$$L_{стр} = \sqrt{(h_к - C)^2 + \left(b - \frac{D_ш}{2}\right)^2},$$

где C — превышение оси подъемной машины относительно нулевой площадки (находится в пределах 1 м); $D_ш$ — диаметр шкива, м.

Углы отклонения (девиации) каната проверяются по формулам: для однобарабанной подъемной машины (рис. 6.2, *а*)

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{b/2}{L_{стр}};$$

для двухбарабанной машины (рис. 6.2, *б*)

$$\operatorname{tg}\alpha_1 = \frac{b + a/2 - S/2}{L_{стр}}; \quad \operatorname{tg}\alpha_2 = \frac{S/2 - a/2}{L_{стр}}.$$

Для построения диаграммы скоростей в каждом конкретном случае составляют расчетную схему проходки ствола, на которой указывают максимальный путь движения бадьи на каждом участке. Скорости и ускорения движения бадьи подбирают на основе ПБ.

Максимальную действительную скорость подъема определяют по формуле

$$v_{т.д} = \frac{\pi D_б n_c (1 - S)}{60U},$$

где n_c — синхронная частота вращения двигателя, мин$^{-1}$; S — скольжение двигателя (0,03); U — передаточное число.

Синхронную частоту вращения двигателя подбирают ближайшую большую из ряда n_c = 250, 300, 375, 500, 600, 750, 1000мин$^{-1}$ после расчета скорости вращения барабана подъемной машины:

$$n_б = \frac{60 v_{max}}{\pi D_б},$$

в зависимости от типа бадьи

бадьи							
БПС-3		БПС-4		БПС-5		БПС-6,6	
Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м	Диаметр каната, мм	Глубина ствола, м
—	—	—	—	—	—	—	—
25	370	—	—	—	—	—	—
30	1270	33	1170	36	680	36	270

где v_{max} — допустимая максимальная скорость движения бадьи грузового подъема, $v_{max} \leqslant 8$ м/с. Синхронную частоту вращения двигателя подсчитывают при следующих стандартных передаточных числах: $U_1 = 10{,}5$; $U_2 = 11{,}5$; $U_3 = 20$; $U_4 = 30$ по формулам:

$$n_{c1} = n_б U_1;\ n_{c2} = n_б U_2 \text{ и т. д.}$$

Полученные данные позволяют определить продолжительность каждого периода диаграммы:

с равномерным движением $t = \frac{h}{v}$;

с неравномерным движением (принимается постоянная величина ускорения) $t = v/a$;

с неравномерным движением с начальной скоростью v_0

$$t = \frac{v - v_0}{a};\quad h = \frac{v + v_0}{2} t,$$

где h — путь, проходимый бадьей за время t, м; v — скорость движения, м/с; a — ускорение, м/с^2.

Затем устанавливают длительность пауз и продолжительность цикла подъема бадьи по стволу $t_ц$.

Зная $t_ц$, определяют число подъемов в час $n = 3600/t_ц$, которое позволяет подсчитать часовую производительность выбранной подъемной установки $P_п = v_б n k_б$.

Полученная часовая производительность должна быть не меньше исходной необходимой производительности, что является условием для окончательного выбора подъемной установки и подъемной машины.

Определение мощности двигателя и его выбор. Для определения ориентировочной мощности электродвигателя подъемной машины N (кВт) можно пользоваться следующими формулами:

для двухконцевой установки

$$N = \frac{Q_г k v_{max\,д}}{1000\eta_р};$$

для одноконцевой установки

$$N = \frac{(Q_г + Q_с)\, v_{max\,д}}{1000\eta_р},$$

где $Q_г$ — вес полезного груза бадьи, Н; $Q_с$ — вес бадьи с прицепным устройством и направляющей рамкой, Н; k — коэффициент эквива-

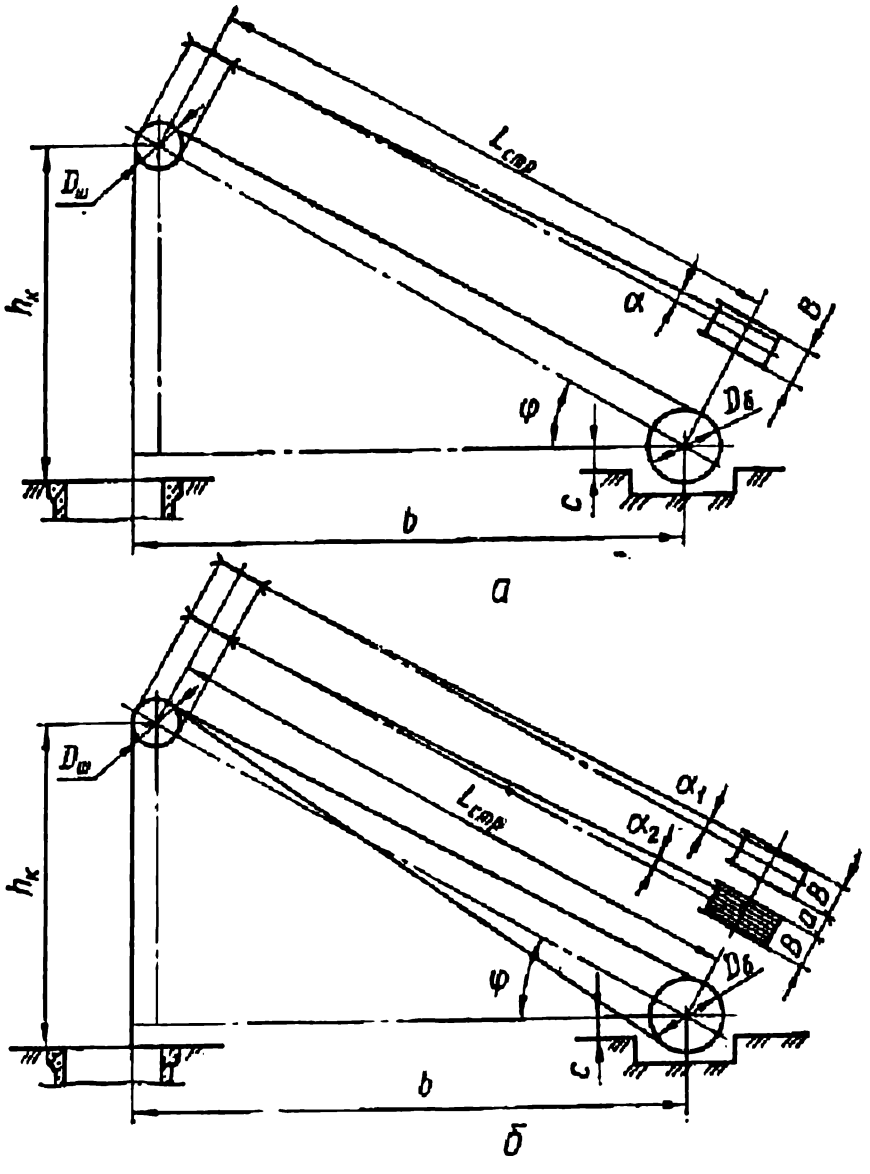


Рис. 6.2. Схемы расположения подъемных машин относительно ствола:

а — однобарабанной; *б* — двухбарабанной

лентной нагрузки 1,3...1,4; $v_{махд}$ — максимальная действительная скорость подъема бадьи, м/с; $\eta_р$ — к. п. д. редуктора (0,97 для одноступенчатых и 0,95 для двухступенчатых).

Подбирается трехфазный асинхронный двигатель с фазовым ротором серии АКН и АК ближайшей большей мощности и с соответствующим числом оборотов.

Расход энергии на один цикл подъема определяется по формуле

$$W = \frac{Q_г H_{под}}{3{,}6 \cdot 10^6 \eta_{уст}},$$

где $\eta_{уст}$ — к. п. д. установки (для двухконцевого подъема 0,5...0,6, для одноконцевого — 0,25...0,3).

Расход энергии на 1 м³ породы $e = W/v_б$.

Проходческие бадьи двух типов серийно изготавливает Ясиноватский машиностроительный завод: БПН (несаморазгружающиеся) и БПС (саморазгружающиеся) (см. табл. 6.1), а также их модификации БПСМ и БПСД, отличающиеся более совершенной конструкцией опрокидывающего устройства и сочленения с направляющей рамкой, что сокращает время маневрирования.

Таблица 6.5. Проходческие копры

Параметры	Тип копра						
	ВНИИОМШС					ДГОШС	
	I	II	ПК-8/1000	«Север-1»	«Север-2»	I	II
Глубина ствола, м	400	800	1000	1200	1600	1400	800
Диаметр ствола, м	5	8,5	8	8	9	7...9	5...7
Размер шатра, м:							
между опорами	12	14	16	15	16	15	12
по высоте	19	20,5	26	22	26	28,64	20,3
Размер стороны квадратной подшкивной площадки в плане, м	5,5	7	9	8	9	8	6
Масса копра, т	35	60	110	86	130	264,6	131,1

БПСМ имеет вместимость 3 м^3, наружный диаметр 1600 мм, высоту корпуса 1600 мм, грузоподъемность 5150...5600 кг и массу 1095 кг. БПСД соответственно 4,5 м^3, 1700 мм, 2100 мм, 7645—8375 кг, 1800 кг.

Прицепные устройства типа УПП предназначены для навешивания бадей к подъемным прядевым канатам типа УПЗ — к канатам закрытой конструкции. Например, УПЗ-8-27 (последняя цифра соответствует диаметру каната) имеет грузоподъемность 8 т, массу 148 кг и предназначено для бадей вместимостью 3 м^3; УПЗ-11-33 соответственно — 11 т, 182 кг, 4 м^3; УПЗ-15-38 — 15 т, 221 кг, 5 м^3. Учитывая большую массу прицепных устройств, необходимо ориентироваться на работу подъемных установок без перецепки бадей.

Проходческие копры применяются в основном шатрового типа (табл. 6.5).

Копры «Север-1» и «Север-2» приспособлены к эксплуатации в условиях очень низких температур. Отличительной особенностью копров ДГОШС (Донгипрооргшахтостроя) (рис. 6.3) является: наличие двух подшкивных площадок с учетом размещения шкивов на первый и второй периоды строительства шахты; сборность копра из двух половин, смонтированных на земле, подъем их в вертикальное положение при помощи лебедок (опоры копров шарнирно закрепляются на фун-

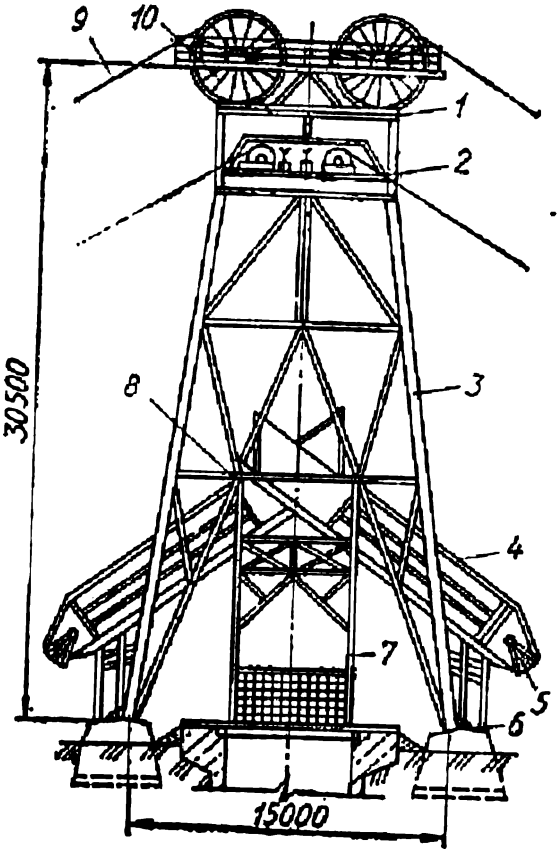


Рис. 6.3. Проходческий копер ДГОШС:
1 — верхняя подшкивная площадка; *2* — нижняя подшкивная площадка; *3* — опора копра; *4* — бункер-накопитель породы; *5* — секторный затвор бункера; *6* — шарнир для установки опоры копра в собранном виде; *7* — разгрузочный стенок копра; *8* — разгрузочная площадка; *9* — подъемный канат; *10* — шкив подъемной машины

даменте), что экономит время и затраты труда. Тип шатрового копра подбирается в зависимости от глубины и диаметра ствола. На проходке вентиляционных стволов применяют металлические проходческие укосные копры III и IV типов, разработанные ВНИИОМШСом. Затем их используют в качестве постоянных. Копры поддаются надежной герметизации и их приспосабливают для спуска и подъема людей, грузов, оборудования при эксплуатации шахты.

Днепрогипрошахт разработал новую конструкцию копра (см. рис. 5.25), который предназначен для проходки вспомогательных и других стволов и последующей эксплуатации взамен металлических укосных копров. Этот копер экономичнее других по весу и трудоемкости монтажа. Имея большие габариты, копер открывает широкие возможности для разработки индустриальных схем проходки и армирования стволов.

§ 2. Транспортирование породы в отвал

В первом и втором периодах строительства шахты в связи с большим грузопотоком наиболее важным звеном является организация работ по транспортированию породы и полезного ископаемого. Этот вопрос требует комплексного решения на весь срок строительства шахты или рудника с учетом очередности и периодов строительства, числа стволов и объема работ по выдаче на поверхность породы, угля или руды. Современные крупные шахты имеют до семи стволов, размещенных на значительном удалении один от другого, с объемом горных работ более 1 млн. м^3. В связи с этим необходимо обосновать выбор места для складирования полезного ископаемого и размещения отвала породы, выбор способов и средств транспортирования породы от стволов в отвал и полезного ископаемого от стволов до склада и от склада к потребителю во втором периоде строительства шахты; производительность и экономичность способов и средств транспорта на поверхности в соответствии с максимальной величиной грузопотока и предполагаемым полным объемом выдачи породы и полезного ископаемого по каждому стволу.

Место, отведенное для отвала породы на всех стадиях строительства шахты или рудника, необходимо по возможности совмещать с местом постоянного отвала, указанным в генеральном плане поверхности. Отклонения от этого правила допускают в тех случаях, когда выдаваемая от проходки стволов порода может быть использована для планировки строительной площадки, отсыпки насыпей и дамб различного назначения, засыпки расположенных вблизи балок и оврагов, согласовав это решение с местными советскими органами.

Лучшим способом транспортирования породы от ствола в отвал следует считать тот, который удовлетворяет требованиям по производительности и надежности, обеспечивает минимальные затраты на вывоз 1 м^3 породы и позволяет транспортировать ее в одно место как при проходке стволов, так и при проведении горизонтальных и наклонных выработок.

К возможным способам транспортирования породы в отвал на первом и втором этапах строительства горного предприятия относятся: транспортирование автосамосвалами; локомотивный транспорт от

ствола до бункера в комбинации с другими видами транспорта от бункера в отвал; временная подвесная канатная дорога; рельсовый и канатный терриконики; гидротранспорт (напорный и самотечный).

Выбор того или другого способа транспортирования требует технико-экономического обоснования.

Опыт строительства шахт показывает, что предпочтительнее транспортирование породы в отвал автосамосвалами в первом и во втором периоде строительства шахты.

Однако это требует устройства дорог с твердым покрытием, а для применения большегрузных автосамосвалов — дорог из железобетонных плит.

К началу второго периода строительства горного предприятия желательно ввести в эксплуатацию постоянную технологическую линию транспортирования породы в отвал. В первую очередь это относится к подвесной канатной дороге, сооружение которой может быть начато в подготовительный период. Основная часть канатно-подвесного комплекса породного отвала располагается за пределами шахтной площадки, поэтому его строительство и монтаж могут быть закончены к началу второго периода. В пределах шахтной площадки прокладывается временная транспортная линия от ствола к приемному пункту подвесной канатной дороги. При выдаче горной массы из ствола неопрокидными клетями в вагонетках временная транспортная линия при любых способах транспортирования породы в отвал требует настилки рельсовых путей для обмена вагонеток, разгрузки и погрузки в них материалов и оборудования, подачи к стволу для спуска в шахту.

Для разгрузки вагонеток в бункер применяют круговые и боковые опрокидыватели, а непосредственно в автосамосвал — боковые. Область применения боковых опрокидывателей неограничена и их использование не требует значительных дополнительных устройств, которые присущи круговым опрокидывателям. Вагоноопрокидыватели для разгрузки вагонеток в автосамосвалы требуют дальнейшей доработки.

Производительность средств транспортирования породы на поверхности $P_т$ должна быть на 20 % выше суммарной максимальной производительности породных подъемных установок $\Sigma P_п$ (м³/ч в разрыхленном состоянии): $P_т = 1{,}2\ \Sigma P_п$.

Грузоподъемность автосамосвалов принимается по наличному парку машин и проверяется по силе тяги автомобиля в соответствии с трассой. Для условий проходки стволов больше всего подходят автосамосвалы грузоподъемностью 7, 10 и 12 т. К расчетному числу автосамосвалов добавляется 20...30 % резерва.

Автодорога от ствола до отвала, все загрузочные площадки должны быть нанесены на стройгенплан. Допустимая ширина полосы дороги при скорости движения до 36 км/ч — 3,5 м, до 53 км/ч — 3,75 м.

Производительность транспортной единицы

$$q = \frac{60P\varphi}{t_1 + t_2 + (t_{гр} + t_{пор})k},$$

где P — вместимость транспортной единицы, м³; $\varphi = 0{,}85...0{,}9$ — коэффициент заполнения; t_1 — время погрузки, мин; t_2 — время разгрузки, мин; $t_{гр}$ — время движения с грузом, мин; $t_{пор}$ — время

Таблица 6.6. Примерные наборы проходческих лебедок

Наименование подвесного проходческого оборудования	Глубина 200		Глубина 400		Глубина 600	
	Лебедки, тип,					
Лебедки для труб подачи бетона	ЛПЭ-10/800	4	ЛПЭ-18/1400	4	ЛПЭ-18/1400	4
Лебедки для спасательной лестницы	ЛПЭР-5/500	1	ЛПЭР-5/500	1	ЛПЭР-5/500	1
Лебедка для подъема лотка бетона	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1
Лебедки для призабойной опалубки	ЛПЭ-18/1400	3	ЛПЭ-18/1400	3	ЛПЭ-18/1400	3
Лебедки для направляющих канатов	ЛПЭ-5/500	4	ЛПЭ-5/500	4	ЛПЭ-5/500	4
Лебедки для кабеля взрывания	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1
Лебедки для кабеля освещения и светильников	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1
Лебедки для кабелей телефона, сигнализации	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1
Лебедки для кабеля блокировки комплекса бадьи	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1
Лебедки для наращивания труб вентиляции	ЛПЭ-5/500	2	ЛПЭ-5/500	2	ЛПЭ-5/500	2
Лебедки для подвесного насоса	ЛПЭ-10/800	1	ЛПЭ-10/800	1	ЛПЭ-10/800	1

Примечание. Набор лебедок предусматривает использование одного двухконцевого или

Таблица 6.7. Примерный набор проходческих лебедок для подвески полков

Диаметр ствола, м	Вместимость бадьи, м³	Глубина 200		Глубина 400		Глубина 600	
		Лебедки, тип,					
5	1,5...4	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-25/900	2
	5...6,5	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-25/900	2
5,5	1,5...4	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-25/900	2
	5...6,5	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2
6	1,5...4	ЛПЭ-18/1400	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2
	5...6,5	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2
6,5	1,5...4	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2
	5...6,5	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2
7	1,5...4	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
	5...6,5	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
7,5	1,5...4	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
	5...6,5	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
8	1,5...4	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
	5...6,5	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
8,5	1,5...4	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2
	5...6,5	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2

Примечания: 1. Подвеска полков принята по полиспастной схеме. 2. В стволах диаметром 7...8,5 — при использовании породопогрузочной машины 2КС-2у/40. 3. При применении породок типа ЛПЭ-45/1300.

стволов, м										
800		1000		1200		1400		1600		
количество										
ЛПЭ-25/900	4	ЛПЭ-45/1300	4	ЛПЭ-45/1300	4	ЛПЭ-45/1300	4	ЛПЭ-45/1300	4	
ЛПЭР-5/1000	1	ЛПЭР-5/1000	1	Типа ЛПЭР	1	Типа ЛПЭР	1	Типа ЛПЭР	1	
ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-5/500	1	
ЛПЭ-18/1400	3	ЛПЭ-18/1400	3	ЛПЭ-18/1400	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-10/800	4	ЛПЭ-10/1500	4	ЛПЭ-18/1400	4	ЛПЭ-18/1400	4	ЛПЭ-18/1400	4	
ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	
ЛПЭ-10/800	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-18/1400	1	ЛПЭ-18/1400	1	ЛПЭ-18/1400	1	
ЛПЭ-5/500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	
ЛПЭ-10/800	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	ЛПЭ-10/1500	1	
ЛПЭ-5/500	2	ЛПЭ-10/1500	2	ЛПЭ-10/1500	2	ЛПЭ-10/1500	2	ЛПЭ-10/1500	2	
ЛПЭ-18/1400	1	ЛПЭ-18/1400	1	ЛПЭ-18/1400	1	ЛПЭ-18/1400	1	ЛПЭ-18/1400	1	

двух одноконцевых подъемов.

стволов, м										
800		1000		1200		1400		1600		
количество										
ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-25/900	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	
ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	2	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	3	ЛПЭ-45/1300	4	

ром 5...6,5 м нагрузку определяли при использовании породопогрузочной машины КС-2у/40, диа- погрузочной машины 2КС-1МА и глубине ствола 1200...1600 м необходима установка 3 или 4 лебе-

движения порожняком, мин; $k = 1{,}1...1{,}2$ — коэффициент, учитывающий маневры при загрузке и разгрузке.

Применительно к расчету транспортирования автосамосвалами при проходке стволов $t_1 = 0{,}5$ мин; $t_2 = 0{,}3$ мин.

$$t_{гр} = 60L/1000v_{гр}; \quad t_{пор} = 60L/1000v_{пор},$$

где L — длина пути от ствола к отвалу, м; $v_{гр}$ — скорость движения грузовой автомашины (в пределах стройплощадки $v_{гр} = 15$ км/ч; на перегоне при L до 1000 м $v_{гр} = 20$ км/ч; при L свыше 1000 м $v_{гр} = 25...30$ км/ч); $v_{пор}$ — скорость движения порожней автомашины (в пределах стройплощадки $v_{пор} = 15$ км/ч; на перегоне $v_{пор} = 1{,}2v_{гр}$).

Исходя из максимальной величины грузопотока $P_т$, потребность в транспортных средствах определяют по формуле

$$n = P_т/q,$$

где q — производительность транспортной единицы, м³/ч.

Транспортирование породы автосамосвалами во втором периоде строительства шахты рассчитывают аналогично первому, проверяя производительность электровозной или самокатной откатки и опрокидывателя.

При проходке стволов обычно применяют автосамосвалы типа «КРАЗ-256Б» с вместимостью кузова 6 м³ (12 т).

§ 3. Проходческие лебедки

Проходческие лебедки для подвески оборудования в стволе применяются в стационарном (табл. 6.6 и 6.7) и передвижном (табл. 6.8) исполнении. Область применения лебедок определяется их грузоподъемностью (числитель), канатоемкостью (знаменатель) и назначением. Таблицы составлены на основе обобщенных данных, при этом учитывались тип оборудования и способы его подвески:

направляющие канаты используются для подвески полков по полиспастной схеме (коуш для неподвижной ветви каната крепится на нулевой раме или подшкивной площадке, огибает шкив на полке и далее через шкив на подшкивной площадке наматывается на барабан лебедки, образуя подвижную ветвь);

лебедки подвески трубопроводов подачи бетонной смеси (в случае подвески их на канатах) выбраны для труб диаметром 168 мм с толщиной стенок 8; 10; 12 мм в зависимости от глубины ствола;

подвеска передвижных опалубок принята на самостоятельных канатах.

Подбор лебедок и канатов для подвески оборудования в стволе должен быть обоснован расчетом.

§ 4. Подвесные полки. Отвесы. Спасательные лестницы. Освещение. Сигнализация и связь

Подвесной проходческий полок служит предохранительным перекрытием для людей, работающих в забое, несущей конструкцией для подвески погрузочной грейферной машины с механизированным вож-

Таблица 6.8. Проходческие лебедки передвижные

Тип лебедки	Статическое натяжение каната, Н	Канатоемкость барабана, м	Средняя скорость подъема, м/с	Диаметр каната, мм	Габаритные размеры лебедки, м			Масса, т		Способ установки	Назначение лебедки
					длина	ширина	высота	лебедки	фундаментных блоков		
ПЛКК	4	1000	0,24	21,5	5,3	4	3,75	8,3	23,5	На двух инвентарных железобетонных фундаментных блоках	Для подвески спасательной лестницы
ПЛП-5А	5	500	0,1	23,5	3,8	3	1,67	3,6	23,5	То же	Для подвески ставов труб, опалубок и другого оборудования
ПЛПЭ-5(ЛП5/500)	5	500	0,1	23,5	3,77	2,7	1,67	4,8	23,5	В открытом исполнении	
ПЛП-5Б	5	500	0,1	23,5	4,67	3,8	3,36	9,2	23,5		
ПЛПЭ-5А(ЛП5/500)	5	500	0,1	23,5	4,87	3,8	3,8	9,2	23,5	В утепленном помещении	То же
ПЛП-10А	10	800	0,1	32,5	3,95	3,39	2,5	9,4	35,2	На трех инвентарных железобетонных фундаментных блоках	Для подвески насосов, трубопроводов, опалубок и другого оборудования
ПЛПЭ-10	10	800	0,1	33,5	3,95	3,9	2,6	10,2	35,2		
ПЛП-10Б	10	800	0,1	33,5	5,8	4	3,75	18	35,2	В открытом исполнении	То же
ПЛПЭ-10А	10	800	0,1	33,5	5,46	4,4	4,1	15,9	35,2	В закрытом исполнении	Для натяжения направляющих канатов, подвески ставов труб, полков, опалубок
ПЛП-18Б (АП-18/1400)	18	1400	0,1	44,5	8,95	5,5	4,37	38,5	70,5	На шести инвентарных железобетонных блоках	
ПЛП-25Б	25	900	0,1	54	8,95	5,5	4,37	41,7	70,5	То же	Для натяжения направляющих канатов, подвески полков, опалубок и др.

дением по забою и рабочим местом для проходчиков, занятых возведением крепи. Кроме того, полок используют для размещения шлангов, подключенных к бурильным машинам, металлической емкости для воды, отвесов и других целей.

При совмещенной технологии проходки ствола и применении погрузочной машины КС-2у/40 или 2КС-2у/40 в основном используют двухэтажные и трехэтажные подвесные полки-каретки конструкции Донгипрооргшахтостроя. Двухэтажные полки-каретки применяют в стволах диаметром 6,5 м и больше, при меньших диаметрах стволов в связи с затруднением размещения оборудования — трехэтажные полки.

Отвесы при проходке ствола предназначены для контроля вертикальности ствола (центральный) и разметки мест крепления трубопроводов (боковые). При армировании ствола число и места их расположения устанавливает главный маркшейдер управления.

Спасательная лестница предназначена для выезда людей из ствола в случае аварии с подъемными установками. В стволах применяют спасательные лестницы ЛС-1 и ЛС-2 длиною соответственно 28,1 и 16,7 м конструкции ЦНИИподземмаша. Лестницы, рассчитанные на размещение 30 чел., подвешивают на канате закрытой конструкции, соединенном с лебедкой ЛПЭР-5/1000, которая имеет электрический и ручной приводы.

Аварийно-спасательную лестницу размещают вблизи крепи ствола и механического сигнала над верхним этажом подвесного проходческого полка. На нижнем этаже полка находится канатная лестница для подъема людей из забоя ствола на нижний этаж подвесного полка. При аварийной ситуации с нижнего полка на забой ствола опускают канатную лестницу, по которой люди поднимаются на полок, затем на верхний этаж полка и оттуда на спасательной лестнице — на поверхность. Подъем людей из ствола на спасательной лестнице разрешает главный инженер стройуправления или начальник проходки, в строгом соответствии со специально разработанным планом их эвакуации.

Электрическое освещение строительной площадки ствола обеспечивается прожекторами ПЗС-45, устанавливаемыми на копре и на опорах у трансформаторных подстанций, и у передвижных ОРУ-6кВ.

В копре, на высоте 1,6 м от уровня земли устанавливают ящик ЯРВм и осветительный щиток ОПМ-3. Питает прожекторы кабель АВРБ-660 (сечение 3 × 6...1 × 4 мм²). К каждому прожектору подводится «фаза» и «нуль». Проектом предусмотрено заземление ОРУ-6 кВ и всего оборудования.

Ствол и забой освещаются светильниками «Свет-3» или «Свет-4», закрепленными под нулевой рамой, на каждом этаже подвесного проходческого полка, а также под нижним этажом полка.

В ствол подается ток напряжением 380 В по кабелю сечением 35 мм² к трансформатору, установленному на проходческом полке. От трансформатора к светильникам подается ток напряжением 127 В. Светильники имеют силу света по 3500 лк. Число их определяется в зависимости от диаметра ствола и условий его освещенности.

Сигнализация и телефонная связь устанавливаются между забоем, подвесным полком, нулевой рамой, подъемной машиной и зданиями лебедок.

Распределительная телефонная сеть по площадке шахты выполняется кабелями марки ТРШ и ТАШ по опорам и частично по стенам зданий.

Для связи «рукоятчик» — «полок» по стволу прокладывают кабель ТАШС 1 × 2 × 0,75 и устанавливают телефоны МБ-ТАШ на полке, на нижней приемной площадке, в зданиях подъемных машин.

В стволе предусматривают два троса диаметром 8,3 мм для механического сигнала, которые располагают вблизи проходческих бадей, и один трос аварийного механического сигнала, сблокированный с выключателем проходческих лебедок.

Для связи машиниста подъемной машины и оператора лебедки проходческого полка-каретки на нижней приемной площадке монтируют два тяговых выключателя и лампу контроля правильности подачи сигналов. В помещении подъемной машины и лебедки полка-каретки устанавливают щиток, оборудованный звуковой и световой сигнализацией.

Связь между забоем и полком осуществляется с помощью двух механических сигналов, между полком и бетонорастворным узлом — электрическим.

§ 5. Обеспечение строительства бетоном, раствором и сжатым воздухом. Очистка грунтовых вод

Расчет узлов по приготовлению бетонных и растворных смесей. Заводы или узлы по приготовлению бетонных и растворных смесей, как правило, являются приобъектными предприятиями, поскольку строительство шахты связано с большим расходом бетонной смеси на поверхностные здания и сооружения (фундаменты подъемных машин, башенные копры и др.), а также на крепление стволов и других капитальных горных выработок, околоствольных дворов. Крепление стволов и других выработок требует приготовления быстротвердеющих бетонных смесей, в связи с чем бетонный завод или бетонорастворный узел размещают в непосредственной близости от стволов.

Установки по приготовлению растворов и бетонных смесей обычно объединяют в один узел в связи с совпадением технологических процессов и исходных материалов (цемент, песок), что дает возможность сократить складское хозяйство и уменьшить эксплуатационные расходы. В состав завода, изготавливающего бетонную смесь, входят склады заполнителей и цемента, а также бетоносмесительные установки.

Склады заполнителей оснащают приемными устройствами, машинами для разгрузки вагонов, штабелирования и погрузки из штабелей, транспортным оборудованием для подачи заполнителей в бетоносмесительную установку и устройствами для подогрева заполнителей в зимнее время. Примерно такую же технологическую цепь имеет и склад цемента, который оснащают силосами для его хранения.

Бетоносмесительные установки имеют подъемно-транспортное оборудование для подачи заполнителя и цемента, резервуары для воды и ускорителей твердения, дозаторы, бетономешалки и устройства для выдачи готовой бетонной смеси. При строительстве шахт обычно применяют установки производительностью до 30 м^3/ч. Они могут быть оснащены одной-двумя бетономешалками цикличного действия (без учета резерва) со смесительным барабаном вместимостью до 425 л. В случае большой потребности в бетонной смеси целесообразно использовать автоматизированный завод типа С-780 с бетономешалками непрерывного действия.

Необходимая производительность завода по приготовлению бетонной смеси должна соответствовать максимальной потребности центральной стройплощадки с учетом изготовления смесей разных составов и возможного вывоза смеси на площадки вентиляционных и воздухо-

подающих стволов. Максимальная часовая и суточная потребность в бетонной смеси должна быть определена в ПОС с учетом ее колебаний по периодам и годам строительства. Ориентировочно необходимую часовую производительность завода можно определить, исходя из годовой потребности в бетонной смеси по формуле

$$P_з = Vk/(n_1 n_2),$$

где V — годовая потребность в бетонной смеси, м^3; k — коэффициент неравномерности (отношение максимальной потребности к средней), $k = 1, 3...1, 4$; n_1 — число рабочих дней в году; n_2 — число рабочих часов в сутки.

Бетономешалку подбирают с условием, что ее часовая производительность $P_ч \geqslant P_з$.

Часовую производительность бетономешалки цикличного действия определяют из выражения

$$P_ч = 3{,}6W\beta/T_з.$$

Здесь W — вместимость смесительного барабана, л; β — коэффициент выхода смеси, $\beta = 0{,}67$; $T_з$ — продолжительность замеса, с

$$T_з = t_1 + t_2 + t_3 + t_4,$$

где t_1 — время загрузки, обычно $t_1 = 15...20$ с; t_2 — время перемешивания (для обычной бетонной смеси 60...150 с); t_3 — время разгрузки (10...20 с); t_4 — время на возврат барабана в загрузочное положение (5 с).

Суточная производительность бетономешалки

$$P_с = p_ч t_{см} n k,$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, ч; n — число смен в сутки; k — коэффициент использования оборудования (0,85...0,9).

Применяют бетономешалки с грушевидным смесительным барабаном вместимостью 100 и 250 л и двухконусные — 425 л.

Расчет необходимого количества сжатого воздуха. Основной вид энергии при эксплуатации и строительстве шахт — электрическая. Она дешевле пневматической в 6...8 раз. Большинство горных машин и механизмов, в том числе и проходческой техники, работает на электроэнергии. В связи с этим проекты многих эксплуатационных шахт не предусматривают постоянных компрессорных станций. Тем не менее в процессе строительства, особенно в первом основном периоде (проходка стволов), по условиям безопасности и техническим причинам требуется большое количество сжатого воздуха, что ведет к необходимости сооружения высокопроизводительных временных компрессорных станций. Как правило, сжатый воздух применяют наряду с электроэнергией и во втором основном периоде строительства шахт (сооружение околоствольных дворов, капитальных и подготовительных выработок). Применение двух видов энергии при строительстве шахты не всегда целесообразно и должно быть обосновано для каждой стройки и даже для каждого отдельного забоя капитальной или подготовительной выработки.

Таким образом, для определения максимальной одновременной потребности в сжатом воздухе на протяжении всего срока строи-

тельства шахты и проектирования компрессорной станции необходимы разработка технологии проведения горных выработок, обоснованный подбор оснащения забоев и составление календарного плана или сетевого графика строительства.

Необходимое количество и тип компрессоров определяют по максимальному числу одновременно работающих воздухоприемников в первом и втором периодах строительства шахты

$$Q = \Sigma V_{с.в} n k_0 k_н + V_{ут} L,$$

где Q — одновременный расход сжатого воздуха, м³/мин; $V_{с.в}$ — расход сжатого воздуха одним воздухоприемником, м³/мин; n — число однотипных воздухоприемников; k_0 — коэффициент одновременности работы воздухоприемников в смену; $k_н$ — коэффициент, учитывающий изношенность механизмов (1,15); $V_{ут}$ — утечка сжатого воздуха (на 1000 м воздухопровода — 1,5 м³/мин); L — длина воздухопровода, км.

Расход сжатого воздуха отдельными потребителями устанавливается по их техническим характеристикам.

Коэффициент одновременности работы потребителей k_0 сжатого воздуха в зависимости от числа воздухоприемников равен:

До 5	1...0,95
5...10	0,95...0,85
11...30	0,85...0,75
31...60	0,75...0,65
Свыше 60	Не более 0,65

Компрессоры подбирают по их производительности с учетом одного резервного на два работающих. Используют винтовые компрессоры 6ВКМ (25 м³/8), 7ВКМ (50 м³/8) и поршневые 2М10-50/8, 4М10-100/8.

Компрессорную станцию размещают на свободной площадке вблизи стволов и сооружают в числе первоочередных объектов с тем, чтобы ее можно было ввести в эксплуатацию к началу проходки стволов. При проходке технологической части (устьев) стволов и для других нужд, требующих небольшого расхода сжатого воздуха, применяют передвижные компрессорные станции.

Одновременно с подбором компрессоров рассчитывают воздухопроводную сеть шахты. Исходные данные: расчетная схема воздухопроводной сети в момент наибольшего расхода сжатого воздуха; число и характеристика одновременно работающих воздухоприемников; величина падения давления на каждом расчетном участке сети; величина давления сжатого воздуха в начале расчетного участка. Конечная цель расчета — определение внутренних диаметров воздухопроводов по участкам, при которых давление сжатого воздуха в наиболее удаленной точке жесткого воздухопровода будет на 0,5 ат выше расчетного давления воздухоприемника. Наибольший диаметр магистрального воздухопровода из соображений трудоемкости монтажа и демонтажа труб принимают равным 250 мм.

Очистка грунтовых вод. Грунтовая (шахтная) вода из забоя ствола выдается на поверхность вместе с породой в бадьях, из которых по наклонным бункерам-накопителям попадает на углубленные стоки

в асфальтовых автопроездах вокруг ствола, а затем самотеком — во временный отстойник, где происходит ее осветление и хлорирование. Отстойник имеет две железобетонные емкости по 150...300 м³. В одну емкость поступает вода, а вторую очищают от осадка и наоборот. Чистят отстойник грейфером, смонтированным на тельферной дороге. Осадок автосамосвалом вывозят в отвал. Осветленная вода по трубопроводу отводится в ближайший искусственный водоем. Более качественная грязевая, химическая и биологическая очистка шахтных вод пока не налажена. Хозбытовые стоки от временных зданий и сооружений сбрасываются в систему канализационной сети на площадке.

Контрольные вопросы

1. Расчет проходческого подъема для конкретных условий.
2. Способы транспортирования породы от ствола в отвал.
3. Типы проходческих лебедок и область их применения.
4. Подвесные полки, отвесы, спасательные лестницы, сигнализация и связь, применяемые при проходке стволов.
5. Расчет узла приготовления бетонной смеси для конкретных условий.
6. Расчет количества сжатого воздуха для определенных условий.
7. Сущность и задачи очистки грунтовых вод.

Глава 7. КОМПЛЕКСЫ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОХОДКИ СТВОЛОВ

§ 1. Комплексы оборудования при буровзрывной технологии

Проходческие комплексы представляют собою комплекты проходческого оборудования, подобранного в соответствии с диаметром и глубиной стволов (таблица).

Для проходки неглубоких стволов любых диаметров применяются комплексы: КС-3 на базе погрузочной машины с ручным вождением типа КС-3; ОСК на базе одноименной погрузочной машины с механическим перемещением по забою.

Число пневмопогрузчиков КС-3 принимается из расчета 13 м² площади забоя на один грейфер. Высота подвески грейфера при этом должна быть не менее 15 м.

Комплексы КС-2у (см. рис. 3.3, *а*) и 2КС-2у (см. рис. 5.9) наиболее широко используются в настоящее время при совмещенной схеме проходки ствола глубиной до 1200 м. Они обеспечивают высокий уровень механизации всех процессов проходческого цикла, рост производительности труда и снижение себестоимости проходки 1 м³ готового ствола.

Комплексы КС-1м/6,2, ДШП-1 и ДШП-2 применяются в единичных случаях при скоростной проходке глубоких стволов по параллельно-щитовой схеме в устойчивых породах, позволяющих использовать щитовое ограждение призабойной части ствола. Комплекс КС-1м/6,2 рассчитан на проходку стволов диаметром 6,2 м, а комплексы ДШП-1 и ДШП-2 — 5,5 м и глубиною свыше 700 м (см. рис. 3.4). В Донецком бассейне стволы глубиною свыше 700 м

проходят, как правило, диаметром 7 и 8 м. Сочетание малого диаметра (5,5 м) и большой глубины ствола не оправдано требованиями эксплуатации шахт. Разработка щитовых комплексов для проходки стволов шахт больших диаметров приведет к еще большему утяжелению их оборудования и усложнению оснащения поверхности.

По параллельно-щитовой схеме с применением комплекса ДШП-2 проходили вентиляционный ствол глубиной 1085 м на шахте им. А. Ф. Засядько ПО Донецкуголь. Максимальная скорость проходки — 120 м/мес, средняя — 70 м/мес, как и при совмещенной схеме.

Проходческий комплекс ДШП-2 отличается от ДШП-1 тем, что вместо шестиэтажного полка-каретки в нем установлен четырехэтажный, который в период погрузки породы за счет конусного соединения образовывает вместе со щитом единую, совместно работающую систему. Последняя исключает раскачивание полка и щита, устраняет кольцевые и вертикальные зазоры. Неподвижность всей системы в стволе обеспечивают установленные в нижней части щита специальные шарнирно-рычажные распоры.

Для бурения шпуров использовали установку БУКС-1м, для погрузки породы — КС-1м с грейфером вместимостью 1 м^3. Породу грузили в саморазгружающиеся бадьи вместимостью 4,5 м^3 (БПСД-4,5) без перецепки. Были применены две одноконцевые подъемные установки с подъемными машинами типа ЦР-4×3/0,7.

Ствол крепили монолитным бетоном при помощи секционной опалубки высотой 4 м с опорным кольцом (поддоном). Бетонную смесь за опалубку подавали по двум ставам труб диаметром 168 мм, подвешенных жестко к крепи ствола. Для наращивания труб в забое ствола применялись телескопические устройства длиной по 20 м из труб диаметром 219 мм, которые подвешивали на канатах диаметром 20 мм к двум лебедкам типа ПЛП-5/500, установленным на поверхности. Щитовая оболочка для ограждения забоя имела высоту 11 м.

Ствол проветривался по металлическим трубам диаметром 1000 мм, жестко прикрепленным к крепи ствола, вентилятором типа ПВЦП-16 (один в работе, второй — в резерве) и вентилятором СВМ-6. Проходку ствола осуществляли с временного усиленного копра шатрового типа с разносом опор 15 × 15 и высотой 20,5 м. На поверхности ствола использовали 18 проходческих лебедок, из них пять грузоподъемностью 45 т. После проходки ствола на полную глубину демонтировано все проходческое оборудование за исключением подвесного полка, с которого проходили сопряжения.

Параллельно-щитовая схема и щитовые комплексы обеспечивают возможность повышения скорости проходки и рост производительности труда, однако требуют сложного и тяжелого оборудования, значительно усложняют проходку сопряжений ствола с околоствольным двором.

С целью исключения лебедок для подвески проходческого оборудования, уменьшения потребности в проходческих канатах и металлоемкости проходческого копра ВНИОМШС разработал комплекс шагающего оборудования — КШО, который позволил полностью отделить забойное оборудование от оснащения поверхности (рис. 7.1).

Комплекс состоит из шагающего полка с ходом вертикального цилиндра 4400 мм и горизонтального — 450 мм, устройства для погрузки породы с грейфером вместимостью 0,65 м^3 и производительностью 1,3 м^3/мин, установки для бурения одновременно трех шпуров глубиною 4500 мм и диаметром 42...52 мм, забойной секционной опалубки

Комплексы оборудования для проходки стволов шахт

Параметры	КС-3	ОСК	КС-7М	КС-2у
Диаметр ствола всвету, м	4...8 и более	4...8 и более	4,5...8	4...6,5
Глубина ствола, м	До 300	До 300	90...300	300...1200
Схема проходки ствола		Совмещенная		
Тип бурильной установки или перфораторов	ПР-30ЛС, ПР-24ЛС	СМБУ-4м	БУКС-1у2м	БУКС-1м
Число перфораторов или установок	10...20	1	1	1
Тип погрузочной машины	КС-3	ОСК	КСМ-2у	КС-2у/40
Производительность погрузочной машины, м³/ч	До 30	50	40	80
Вместимость бадьи, м³	1...4	2...3	2...3	3...4
Число подъемных машин	1...2	1...2	1...2	2
Высота передвижной опалубки, м	2...3	2...4,2	2...4,2	4,2
Наибольший расход сжатого воздуха, м³/мин	50...70	55...70	55...70	50
Масса оборудования, смонтированного в стволе, т	10...15	15...20	15...20	70

* Выпуск породопогрузочных машин типа КС-1М Ясиноватским машиностроительным заводом

с коробами для формирования лунок под расстрелы и шаблонов, обеспечивающих расстояние между лунками, равное шагу армировки. Полок по стволу перемещается при помощи гидроцилиндров с поочередным опиранием ригелей среднего и верхнего этажей на основание лунок в бетонной крепи.

При помощи комплекса КШО пройден ствол шахты «Комсомольская» ПО Челябинскуголь и углублены еще два ствола.

§ 2. Проходка стволов комбайновыми комплексами

Научно-технический прогресс во всех отраслях народного хозяйства СССР является одной из движущих сил планомерного развития социалистического способа производства, который по законам диалектики отвергает устаревшую технологию и заменяет ее современной, обеспечивающей рост производительности труда, более безопасные и комфортные условия работы. Например,— развитие комбайновой технологии проходки ствола взамен буровзрывной. Процесс этот длительный, сложный, однако прогрессивный и уже сейчас дает хорошие результаты как в технологическом, так и в социальном аспектах.

Число строящихся стволов шахт постоянно возрастает, увеличиваются их диаметр и глубина, а это предопределяет соответствующий рост трудоемкости и затрат времени на строительство при традиционной буровзрывной технологии, а следовательно, потребует дополнительного привлечения тысяч рабочих. Выход из положения — дальнейшее совершенствование и расширение строительства стволов по комбайновой технологии и способом бурения с поверхности.

2КС-2у	КС-1м/6,2 *	ДШП-1, ДШП-2	КС-8	КС-9	КС-10
7...8 и более	6,2	5,5	6,5...8	7,5...9	8
300...1200	Более 700	Более 700	Более 700	Более 700	1000...1600
Параллельно щитовая			Совмещенная		
БУКС-1м	БУКС-1м	БУКС-1м	БУКС-1у4 БУКС-1м	БУКС-1у4 БУКС-1м	БУКС-1у4 БУКС-1м
2	1	1	2	2	2
2КС-2у/40	КС-1МА	КС-1МА	КС-1МА	2КСМ-1МА	2КС-2у/40
100...120	90...140	100...120	100...120	180...200	100
3...6,5	3...6,5	4,5	5...6,5	5...8	Скип-4
2...3	2	2	2	2...3	2
4,2	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
100	80	100	100	200	200
90	160	105	120	130...150	160

прекращен в 1980 г.

Эксплуатация буровых комбайновых комплексов (СК и ПД) обеспечивает: комплексную механизацию всех технологических процессов проходки ствола и почти полное совмещение их во времени; устранение тяжелого физического труда проходчиков, сведя его к контролю за работой агрегатов; комфортные условия труда и высокую степень безопасности работ; повышение производительности труда проходчиков в 5—6 раз (до 12,7...15 м^3 готового ствола на выход), что является наивысшими показателями в мировой практике шахтного строительства; возможность проходки ствола со скоростью 3900...6600 м^3/мес всвету (100...170 м/мес) готового ствола при диаметре 7 м; возможность безлюдного вскрытия и проходки опасных по внезапным выбросам пластов (дистанционное управление комбайном с поверхности).

Работы по созданию стволопроходческих буровых комбайнов можно разделить на два этапа: первый (1950—1972 гг.) — создание комбайнов ПД-1 и ПД-2 для проходки стволов в породах крепостью до 7, с исполнительным органом, оснащенным резцами; второй этап (1972—1981 гг.) — создание универсального комбайна СК-1 для проходки стволов в породах крепостью до 10, исполнительный орган которого оснащался как резцами, так и шарошками. Работы первого этапа были закончены в 1972 г. успешной проходкой комбайном ПД-2 ствола глубиной 666 м на шахте им. 50-летия Октябрьской революции ПО Карагандауголь. Всего комбайнами ПД-1 и ПД-2 было пройдено 5 стволов глубиной около 2,5 км, при этом разрушено резцами более 100 тыс. м^3 породы крепостью до 7.

В 1977 г. ЦНИИподземмаш разработал и изготовил комплекс СК-1 для проходки вертикальных шахтных стволов диаметром

всвету 7 м и глубиной 1200 м. Комплекс состоит из стволопроходческого комбайна СК-1 (затем СК-1Д), опалубки, проходческих сосудов, буропогрузочной машины и оснастки.

Комбайн подвешивают в стволе через гидроуравнительную систему по полиспастной схеме на четырех лебедках ЛЭП-45 на металлическом проходческом или постоянном башенном железобетон-

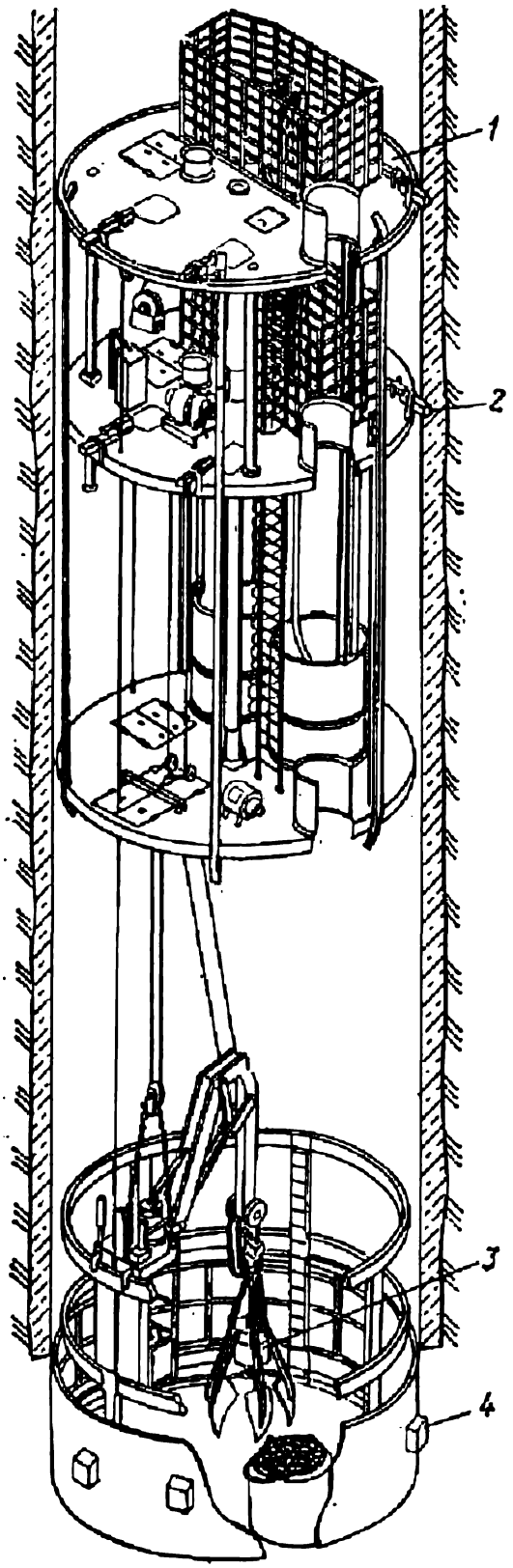


Рис. 7.1. Общий вид комплекса шагающего оборудования:

1 — шагающий полок; *2* — опорные ригели полка; *3* — породопогрузочное устройство; *4* — секционная опалубка с коробами для формирования лунок

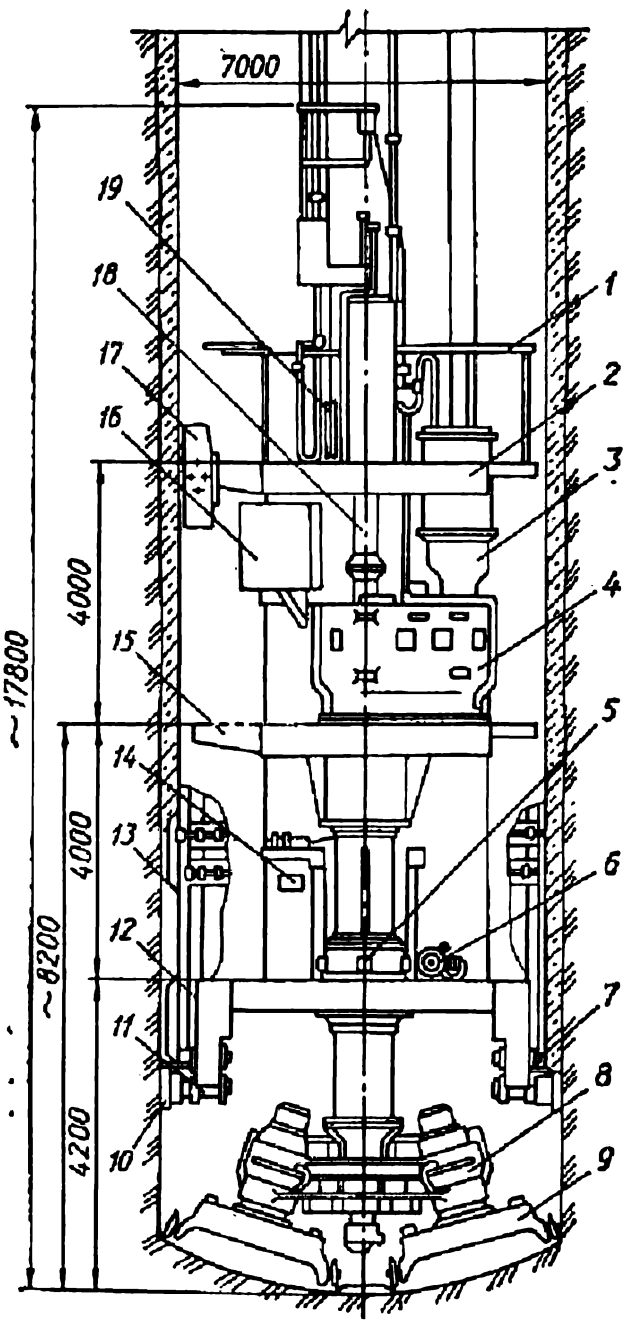


Рис. 7.2. Общий вид конструкции проходческого комбайна СК-1Д:

1 — настил; *2* — полок № 3; *3* — гидромуфта; *4* — редуктор главного привода; *5* — приводные валы; *6* — водоотлив и пневмосистема; *7* — домкрат опалубки; *8* — редуктор режущего органа; *9* — диск режущий на диаметр 7 или 7,5 м; *10* — щит; *11* — домкрат распорный; *12* — кронштейн; *13* — опалубка; *14* — гидросистема; *15* — полок № 2; *16* — электрооборудование; *17* — опорная плита с распорным домкратом; *18* — пневмоэлеватор; *19* — шкив подвески комбайна.

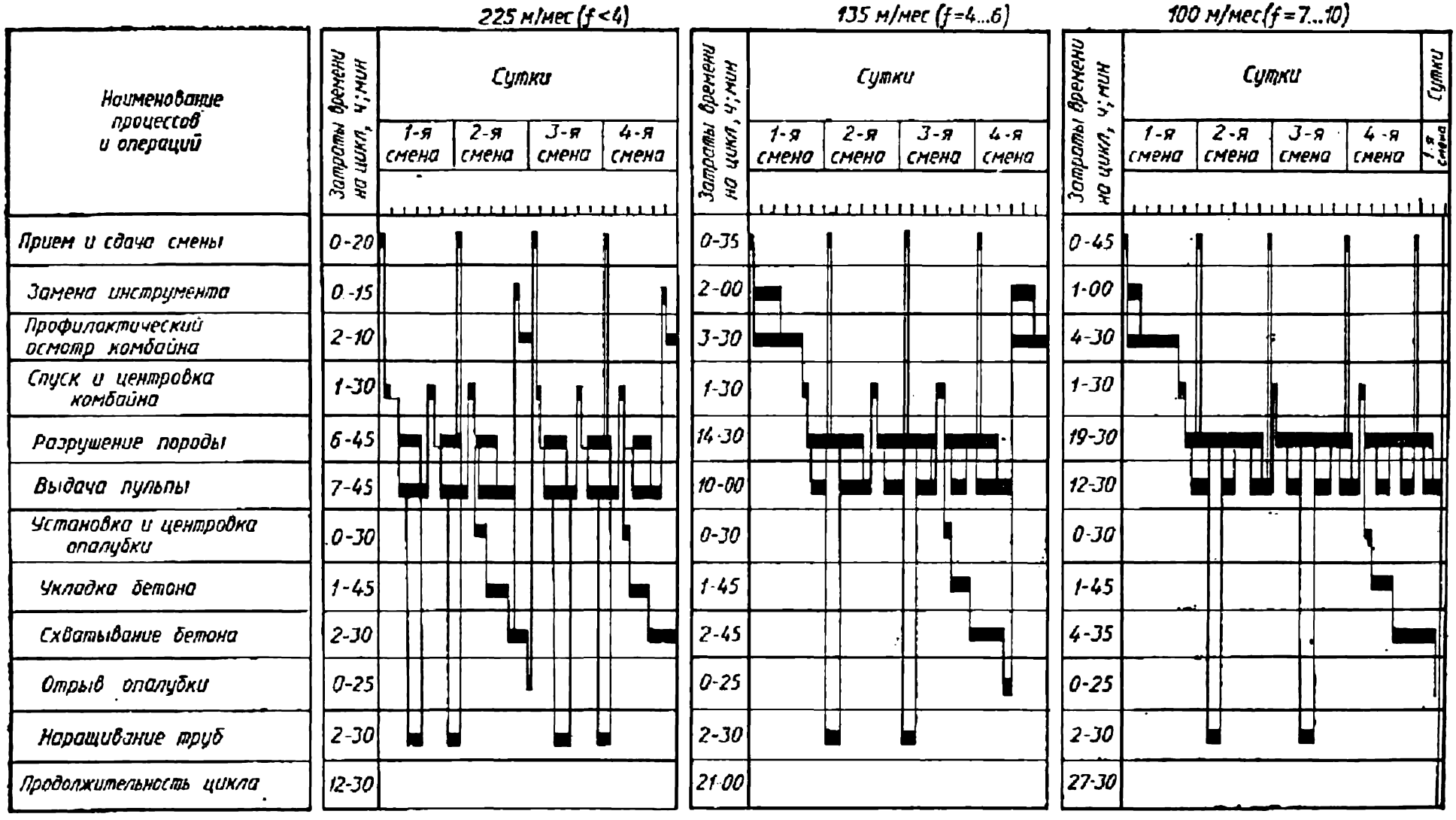


Рис. 7.3. Расчетный график организации работ в забое при эксплуатации комбайна СК-1Д в соответствии с крепостью пород и скоростью проходки

ном копре. Все основные механизмы комбайна смонтированы на трехэтажном каркасе (рис. 7.2). Порода разрушается двухдисковым планетарным режущим органом, оснащенным резцами по породам крепостью до 7 или шарошками — по породам крепостью до 10.

Конструкция комбайна предусматривает возможность проходки участков абразивных пород крепостью свыше 10 по буровзрывной технологии. Во время разрушения породы каркас комбайна неподвижен и распирается в породу и в бетонную крепь ствола. Исполнительный орган комбайна, разрушая породу, опускается на величину заходки 1,3 м. Разрушенная порода в виде пульпы засасывается пневматическим элеватором, через систему бункеров перегружается в скипы вместимостью 3 м^3 и выдается на поверхность, где через бункер-накопитель разгружается в кузов специального автосамосвала.

Одновременно с разрушением породы ствол крепится монолитным бетоном. Для этого используют металлическую опалубку со спиральным поддоном и гидравлическим отрывом секций от бетона.

Для механизации наращивания ставов труб бетонопроводов, сжатого воздуха, водоотлива и вытяжной вентиляции комбайн снабжен телескопическими подъемниками.

Управляют комбайном с пульта, расположенного на втором этаже каркаса. Нормальная работа обеспечивается при условии притока воды до 25 м^3/ч. Возможно проведение предварительной или последующей цементации пород из забоя. Обслуживают комбайн три человека. Технология работ показана на расчетном графике проходки ствола (рис. 7.3).

Техническая характеристика СК-1Д

Диаметр ствола, м:	
в свету	7
в проходке	7,7
Толщина бетонной крепи, мм	350
Скорость подачи исполнительного органа комбайна на забой, мм/мин	0...20
Усилие подачи, кН	0...1400
Величина заходки, мм:	
по разрушению	1,3
по креплению	3,9
Общая установленная мощность, кВт	475
Скорости проходки (м^3/мес; м/мес) в породах крепостью:	
до 4	8800 (225)
до 6	5250 (135)
до 10	3900 (100)
свыше 10	2350 (60)
Вместимость подъемного сосуда (скипокляти), м^3	3
Количество подъемных сосудов	2
Масса подъемного сосуда, т	3,5
Количество людей, одновременно опускаемых (поднимаемых) в подъемном сосуде	5
Производительность пневмоэлеватора по пульпе, м^3/ч	60
Средний расход сжатого воздуха, м^3/мин	150
Масса комбайна без опалубки, т	220
Масса опалубки, т	18

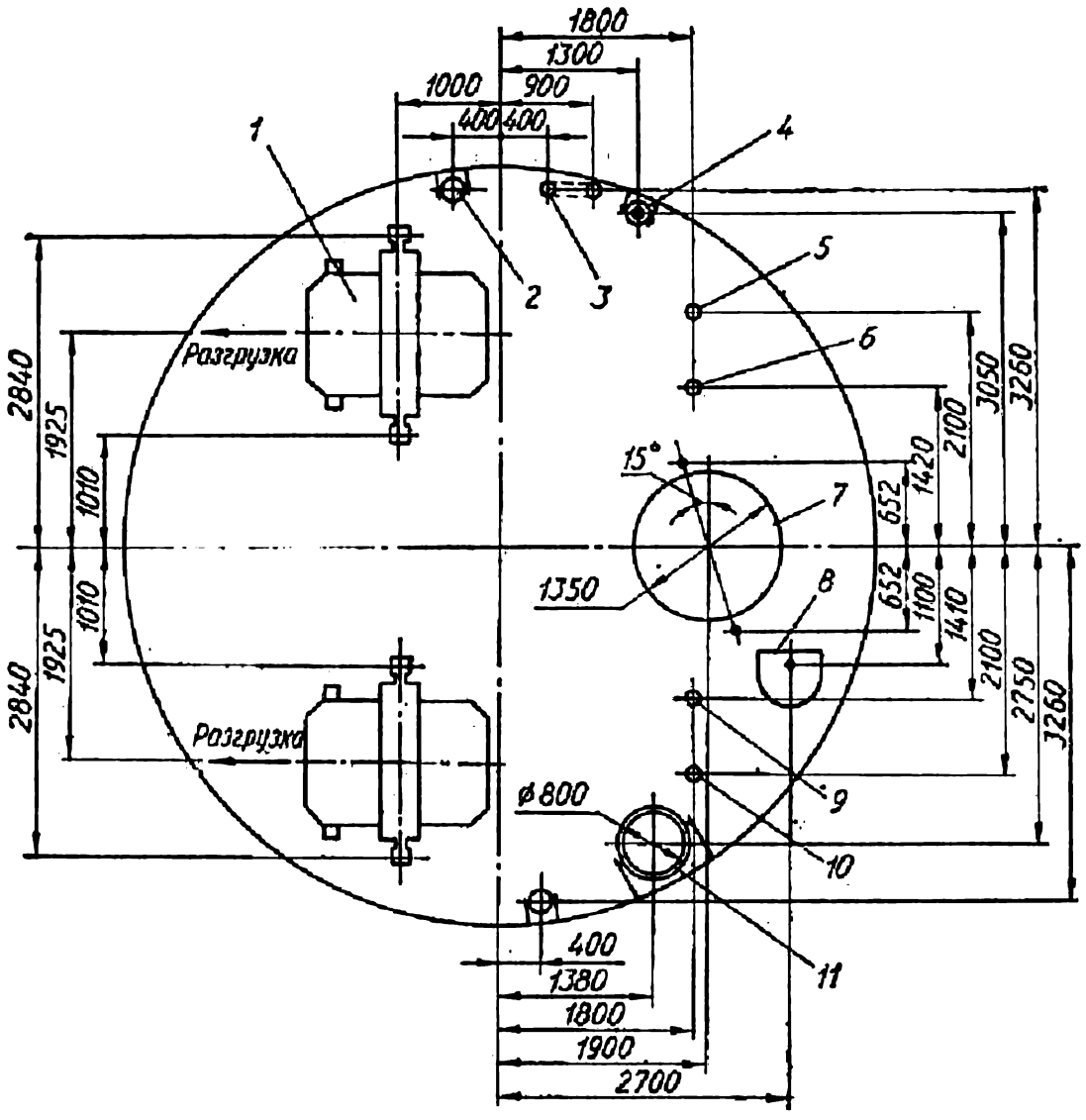


Рис. 7.4. Расположение проходческого оборудования в поперечном сечении ствола:
1 — скипо-клеть; *2* — труба для подачи бетонной смеси; *3* — труба для подачи воды в комбайн; *4* — труба сжатого воздуха; *5* — канат для подвески кабелей сигнализации и дистанционного управления комбайном; *6* — канат для подвески комбайна; *7* — бадья проходческая; *8* — спасательная лестница ЛС-1; *9* — канат для подвески высоковольтного кабеля; *10* — канат для подвески телефонного кабеля; *11* — труба вентиляции

В 1984 г. начата проходка главного ствола шахты им. Ленина ПО Ворошиловградуголь новым модернизированным комбайном СК-1Д, а вначале XII пятилетки намечается оснащение и проходка воздухоподающего ствола глубиной 931 м с башенного копра на шахте им. Абакумова ПО Донецкуголь. Всего модернизированными и новыми комбайнами ПД-2 в Карагандинском и СК-1Д в Донецком угольных бассейнах в XII пятилетке намечена проходка не менее 14 стволов общей глубиной 15 км. В последующих пятилетках эти цифры значительно возрастут.

Проходческий комбайн СК-1у, который был применен на шахте им. Калинина с новым режущим органом и с необходимыми исправлениями его конструкции, с мая 1984 г. работает в вентиляционном стволе глубиной 890 м шахты № 3—10 «Холодная Балка» ПО Советскуголь в Донецкой области.

Ствол шахты оснащен проходческим копром Донгипрооргшахтостроя с разносом опор 16 × 16 м и высотой 26 м, постоянной подъемной машиной 2Ц-6-2,8 для выдачи пульпы, спуска и подъема людей в скипо-клетях, передвижной подъемной машиной ППМ-2 × 1,5 (3)

бадьи вместимостью 1 м³ для вспомогательных целей, проходческими лебедками для подвески комбайна и другого оборудования.

В качестве направляющих для скипо-клети и вспомогательной бадьи использованы канаты для подвески комбайна СК-1Д. В комбайне СК-1у для вспомогательной бадьи подвешены специальные направляющие канаты с контргрузами для их натяжения, поскольку в первоначальном варианте конструкции комбайна такая бадья не предусматривалась.

На рис. 7.4 показано расположение проходческого оборудования в поперечном сечении ствола.

Строительство ствола шахты им. Калинина с использованием стволопроходческого комплекса СК-1 было начато в 1977 и окончено в 1984 г. Непосредственно буровые работы велись с 1978—1981 гг. Диаметр ствола в свету 7 м, глубина 1109,8 м.

Ствол пересекал в основном породы крепостью 4...9, около 17 % — 10...14 и выше. Было пройдено примерно 20 участков пород общей мощностью около 100 м, склонных к внезапным выбросам. Ствол на всю глубину был пройден без буровзрывных работ. В результате при бурении крепких пород выходили из строя различные агрегаты, что неизбежно приводило к значительным простоям.

Монтаж комбайна, его наладка и демонтаж заняли 291 сут. Проходка ствола бурением на глубину 1085 м — 448 сут. Средняя скорость 2790 м³/мес (72,7 м/мес), производительность труда — 6,85 м³/чел.-смену. Крепление 111 м ствола железобетоном и проходка трех сопряжений объемом 565 м³ — 150 сут. Простои комбайна составили 558 сут. Организационные неувязки, поломки и простои для начала неизбежны, но все же не такой большой продолжительности, которая может свести к отрицательному результату и опорочить прогрессивную технологию.

При анализе стоимости проходки 1 м³ готового ствола было установлено, что с увеличением крепости пород до 14 и выше затраты на материалы, транспорт, монтаж и демонтаж остаются постоянными, на электроэнергию и сжатый воздух — увеличиваются в 1,7 раза, труда — в 2,9 раза, а на шарошечный породоразрушающий инструмент — в 11,7 раза. При этом полная стоимость 1 м³ ствола повышается в 4,4 раза.

Производительность комбайна по разрушению пород и стойкость породоразрушающего инструмента являются важнейшими факторами, влияющими на все технико-экономические показатели проходки и дальнейшее эффективное развитие этой прогрессивной технологии.

Контрольные вопросы

1. Типы и область применения комплексов оборудования для проходки стволов по буровзрывной технологии.
2. Преимущества комбайновой технологии проходки стволов.
3. Применение комбайновых комплексов для проходки стволов.

Глава 8. ПРОХОДКА ВЫРАБОТОК, СОПРЯГАЮЩИХСЯ СО СТВОЛОМ

§ 1. Проходка сопряжений ствола с околоствольным двором и другими выработками

Сопряжение ствола с околоствольным двором и другими выработками должно иметь протяженность не менее 10 м. В комплекс работ по проходке сопряжения иногда включают примыкающие к

стволу камеру ожидания и сбойку на скиповой ствол, в которых размещают временные водоотливные установки и электроподстанцию.

Объемы сопряжений незначительны по сравнению с объемами стволов шахт, однако проходка сопряжений имеет свои специфические особенности и длится от 1 до 3 мес. Объем выдаваемой за месяц породы из забоя ствола диаметром 8 м всвету при скорости 75 м/мес равен 4950 м³ в массиве, а из забоя сопряжения — в среднем 300 м³. Затраты труда (в человеко-сменах) на 1 м³ сопряжения всвету в 10—12 раз больше, чем затраты труда на 1 м³ ствола.

Первая и наиболее важная особенность, затрудняющая проходку сопряжения,— большие обнажения горных пород в связи со значительными пролетом и высотой сопряжения; вторая — разнообразие и сложность конструкций сопряжения, третья — горизонтальные перемещения породы и материалов на расстояние 10 м и больше, что усложняет производство работ в связи с необходимостью применения малогабаритных погрузочно-доставочных машин типа ПДВ-2 и пневмотранспорта бетонной массы за опалубку. В процессе проходки сопряжений необходимо в большинстве случаев использовать временные устройства, а также переоборудовать устройства, применяющиеся при проходке ствола.

Технологию проходки сопряжений разрабатывают с использованием полного комплекта чертежей сопряжения с продольными и поперечными разрезами, данных о размерах сопряжения и крепи, данных таблицы объемов работ по конструктивным элементам, характеристики пересекаемых горных пород, технологической схемы проходки ствола, сведений о применяемом в стволе оборудовании, заданных (нормативных) сроках и скорости производства работ.

Целесообразной будет та схема проходки сопряжения, которая обеспечивает максимальное совмещение работ по выемке породы и возведению крепи в забоях ствола и примыкающей выработки; позволяет получать минимальные размеры обнажений горных пород в процессе проходки, а также минимальные промежутки времени от образования обнаженной поверхности до возведения постоянной крепи. При выполнении этого условия не развивается деформация пород, окружающих выработку, и предупреждается их обрушение. Правильно выбранная схема обеспечивает высокую безопасность и простоту организации работ, создает более широкий фронт работ, дает возможность достичь высокой скорости проходки и снижения стоимости.

Безопасная и быстрая проходка сопряжения обеспечивается предварительными организационными и техническими мероприятиями.

К началу работ по проходке сопряжения должен быть разработан оргстройпроект, содержащий рабочие чертежи с необходимыми пояснениями, графики организации подготовительных работ и работ непосредственно по проходке сопряжения, а также перечень и количество необходимых оборудования и материалов. На проходку сопряжения должны быть составлены: паспорта норм и расценок, буровзрывных работ и сводный сметно-финансовый расчет, содержащий единые расценки на отдельные виды работ.

Все необходимое оборудование (в соответствии с оргстройпроектом), крепежные и другие материалы должны быть своевременно заготовлены, проведен инструктаж или техническое обучение проходчиков, ознакомление с оргстройпроектом и графиками организации работ.

Сопряжения целесообразно проходить одновременно со стволом, максимально используя оборудование, предназначенное для проходки ствола.

Для обеспечения максимальной безопасности работ по проходке сопряжения имеет смысл закрепить ствол шахты постоянной крепью; в крепких и средней крепости монолитных породах при креплении ствола бетонной или тюбинговой крепью сверху вниз постоянную крепь целесообразно довести до отметки свода сопряжения с обязательным возведением опорного башмака (венца) на 3...4 м выше свода, сопряжения в слабых породах лучше проходить через окна, оставленные в постоянной крепи ствола.

Ствол на 3...4 м выше и на 1,5 ...2 м ниже сопряжения целесообразно крепить монолитной бетонной или железобетонной крепью. В качестве временной крепи ствола в пределах сопряжения при устойчивых породах может быть использована анкерная.

Наиболее приемлема та технологическая схема проходки сопряжения, при которой полок-каретка с подвешенными к ней пневмопогрузчиками устанавливается к началу проходки сопряжения на высоте 6...8 м выше отметки его свода и остается там на весь период проходки. При этом обеспечивается предохранительное перекрытие, безопасная высота подвески пневмопогрузчиков и возможность быстрого введения их в работу. Кроме того, при выборе технологической схемы надлежит учитывать геологические и гидрогеологические условия, конструкцию сопряжения, материал и тип крепи и принимать схему, обеспечивающую максимальную безопасность работ при оптимальных технико-экономических показателях.

Работы по проходке сопряжения могут быть начаты после маркшейдерской ориентировки отметок сопряжения и его направления. Контур сопряжения следует нанести на стены ствола. Во избежание развития горного давления и обрушений пород, а также в целях сокращения затрат времени на откачку подземных вод необходимо добиваться максимально возможной скорости проходки.

Проходка сопряжения целесообразна с частичным или полным проведением прилегающих к нему выработок с целью обеспечения удобства применения механизмов и машин для погрузки породы и возведения крепи, средств горизонтальной транспортировки породы, оборудования и материалов, а также удобства работ по дальнейшей проходке околоствольного двора. Грузить породы при проходке сопряжения следует непосредственно в бадьи.

Горизонтальную транспортировку породы, материалов и оборудования при проходке сопряжения можно производить с помощью вагонеток по одноколейному или двухколейному рельсовому пути. Количество рельсовых путей выбирается в соответствии с количеством бадьевых подъемов на выдаче породы и их размещением в поперечном сечении ствола. Возможно использование погрузочных машин на резиновом ходу типа ПДВ-2, ПТ и др.

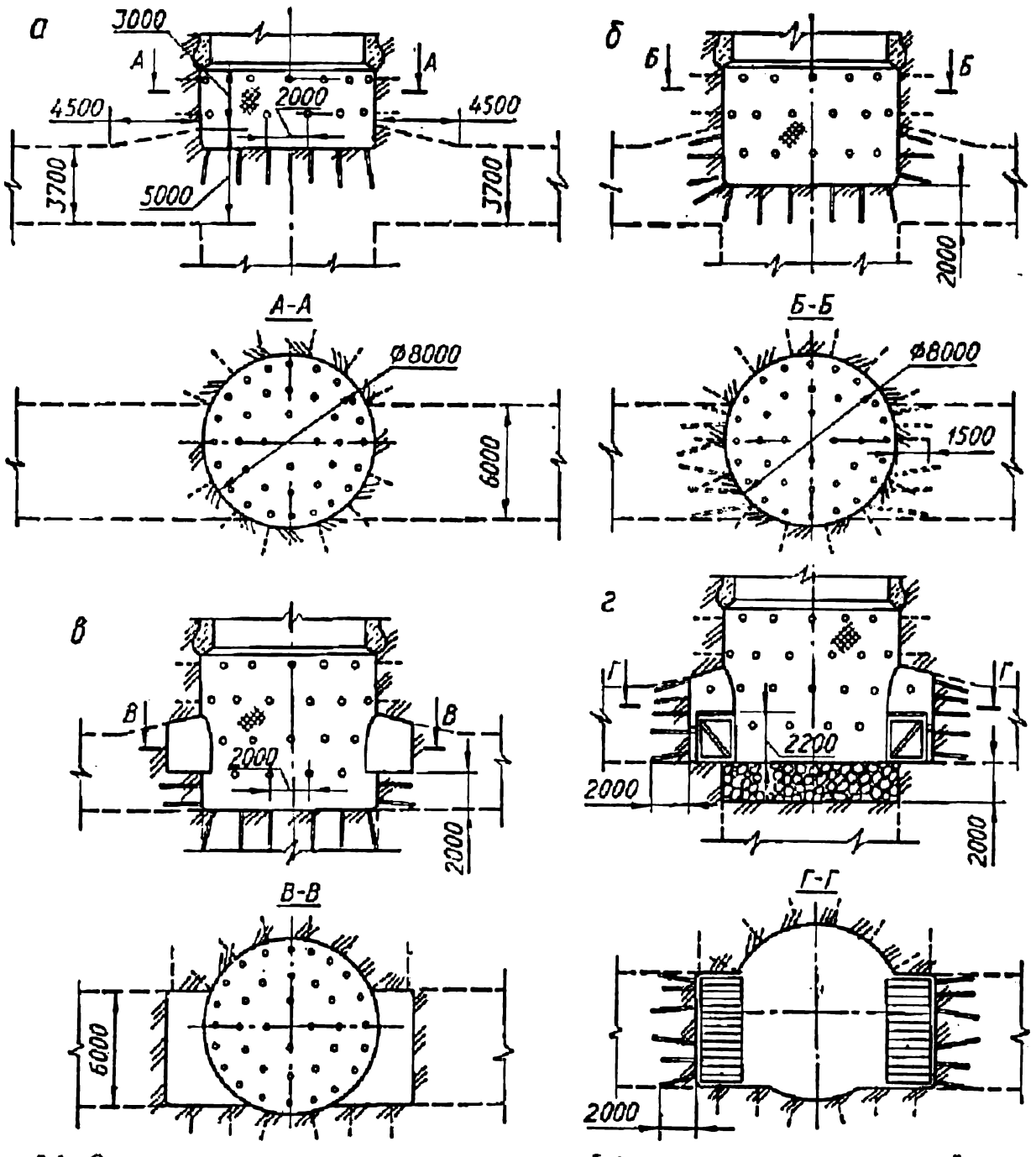


Рис. 8.1. Схема проходки сопряжения сплошным забоем одновременно с проходкой ствола шахты:

а, б, в, г — последовательность выполнения работ

Проходку сопряжений полным сечением можно применять при ширине сопряжения до 4...5 м и высоте до 5 м в породах крепких ($f \geqslant 8$) и монолитных. Преимущество такой схемы — ее простота, обеспечивающая высокие технико-экономические показатели, недостатки — неудобства работ по бурению шпуров и возведению постоянной крепи, требующие устройства подмостков.

К началу проходки сопряжения по данной схеме постоянную крепь ствола возводят до опорного венца, расположенного на 3... 4 м выше сопряжения или до отметки свода сопряжения. Забой ствола останавливают на 2...2,5 м ниже отметки свода сопряжения вчерне. После маркшейдерской ориентировки сопряжения проводят буровзрывные работы одновременно в стволе и в забое сопряжения по схеме, показанной на рис. 8.1. Стены ствола и ветви сопряжения крепят анкерной крепью с затяжкой из металлической сетки, ствол —

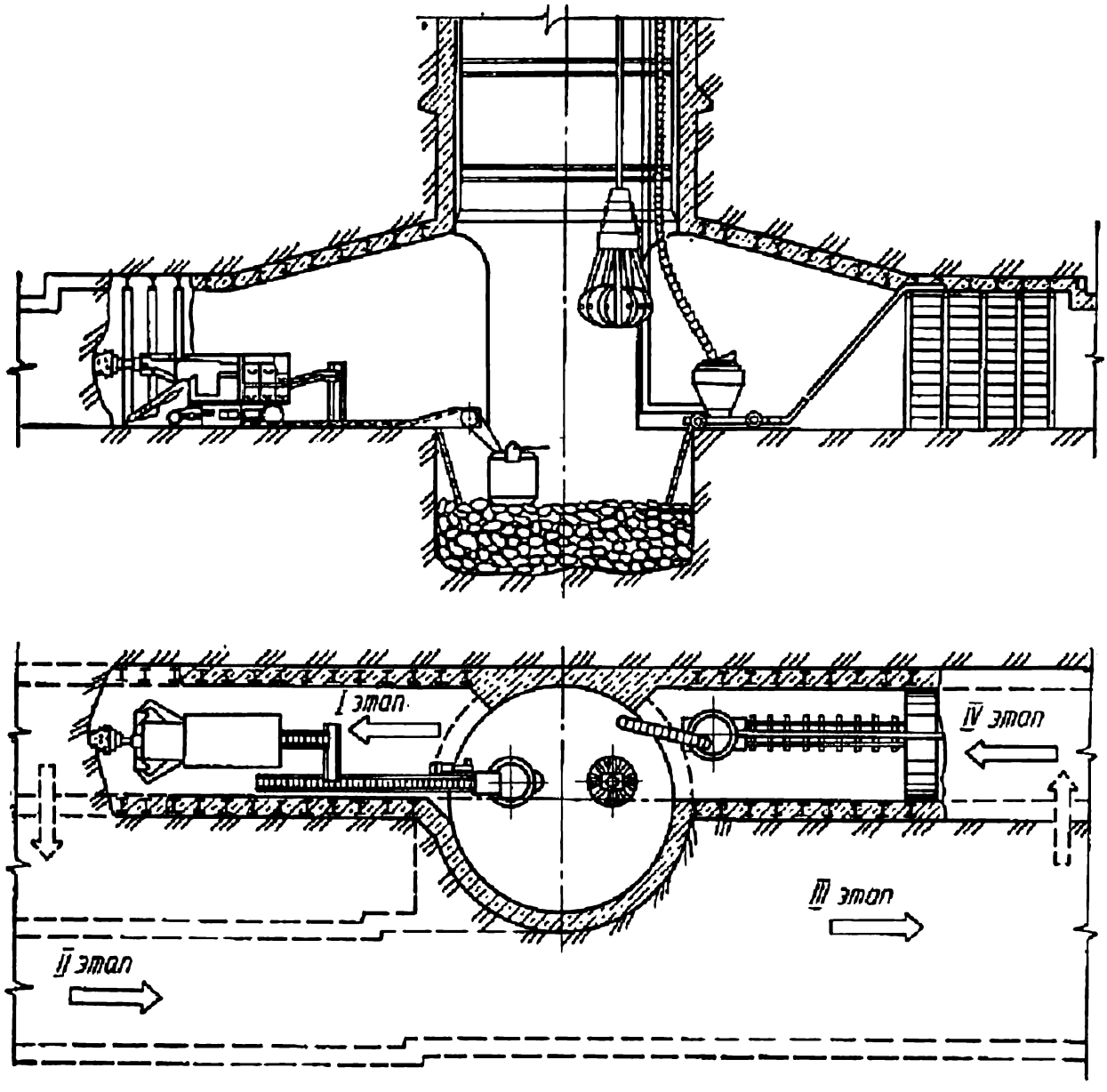


Рис. 8.2. Сооружение сопряжения воздухоподающего ствола на шахте «Комсомолец Донбасса» (б. «Ждановская-Капитальная» № 1) с помощью комбайна ПК-9р

обычной бетонной крепью, а ветви сопряжения — жесткими арками из двутавровых балок с последующей установкой железобетонной затяжки и заполнением закрепного пространства тощим бетоном. При проходке возможно применение временной деревянной затяжки.

Взорванную в стволе породу оставляют на уровне почвы сопряжения, проходят ветви сопряжения полным сечением на 10 м и больше в стороны от ствола. В ветвях сопряжения шпуры бурят с подмостей. Породу в ветвях сопряжения грузят в бадьи с помощью скреперных установок или погрузочных машин. При ручной погрузке породы бадьи подкатывают к забою на тележках.

По окончании проходки ветвей сопряжения возводят постоянную крепь в направлении от ствола. Временную анкерную крепь не удаляют при возведении постоянной, уменьшая при этом толщину последней примерно на 30 % против обычной. При креплении жесткими арками устанавливают постоянную затяжку с заполнением закрепного пространства бетоном. Затем в ветвях сопряжения убирают взорванную породу в забое ствола, возводят опорный венец ниже подошвы сопряжения на 1,5...2 м и крепят ствол в пределах сопряжения бето-

ном. В качестве примера применения более индустриальной схемы можно привести эффективную проходку сопряжения воздухоподающего ствола шахты «Комсомолец Донбасса» («Ждановская-Капитальная» № 1) с помощью комбайна ПК-9р (рис. 8.2).

Технологическая схема проходки сопряжения слоями сверху вниз (рис. 8.3) может быть применена в породах средней крепости и крепких. Форма поперечного сечения ствола круглая, материал крепи — бетон или сборный железобетон. Диаметр ствола всвету 6 м и более. Ширина и высота сопряжения свыше 5 м. Продольная форма сопряжения в этом варианте принята прямоугольной, упрощающая работы по проходке и креплению ветвей сопряжения. Длина ветви сопряжения 10 м; ширина сопряжения равна диаметру ствола всвету. Ввиду больших поперечных размеров ветвей сопряжения их проходят двумя слоями сверху вниз. Высота первого (верхнего) слоя равна высоте свода вчерне.

К началу проходки сопряжения забой ствола останавливают на одну заходку ниже отметки пяты свода. Породу выравнивают так, чтобы ее поверхность совпала с отметкой свода сопряжения (верхнего слоя). Постоянной крепью следует закрепить ствол до отметки свода сопряжения. Выше этой отметки на 3...4 м закладывают опорный венец. Крепь ствола может быть сборной железобетонной или бетонной, возводимой при помощи створчатой опалубки.

Ориентирование свода сопряжения, обозначение его продольной оси и контура производят перед последним взрывом в забое ствола. Шпуры в забое и стенах ствола в направлении продольной оси сопряжения бурят одновременно. При этом тщательно проверяют расстояние от отвесов *А* (рис. 8.4) до боковых шпуров, а затем размечают и бурят. Взрывание боковых шпуров должно обеспечить правильный контур сопряжения. Одновременно с погрузкой излишка взорванной породы сводчатые части сопряжения крепят стойками. Ствол в пределах сопряжения и обнажения пород в ветвях сопряжения необходимо закрепить анкерной крепью, болтами диаметром 25,4 мм и длиной 1,5 м с глухим замком. Стенки ствола и обнажения свода сопряжения затягивают металлической сеткой, на которую накладывают шайбы анкерных болтов. При возведении бетонной крепи анкерные болты и затяжку из металлической сетки не удаляют.

После оконтуривания свода сопряжения и возведения временной крепи начинают проходку верхнего слоя сопряжения. Расположение шпуров должно обеспечивать правильный контур свода и небольшой вруб для опоры свода сопряжения. Глубины шпуров целесообразно принимать в крепких породах 1...1,2 м, в породах средней крепости 1,4...1,6 м.

Породу после взрыва первой заходки грузят в бадьи пневмопогрузчиками КС-2у/40, после второй и следующих — с помощью скреперной установки или погрузочной машины. В забой ствола опускают звенья рельсового пути длиной 2...3 м с шириной колеи 600 мм для бадей вместимостью 1...1,5 м³ и 900 мм — для бадей вместимостью 2 м³. В забое ствола настилают один или два рельсовых пути, которые наращивают по мере подвигания забоя сопряжения.

Применение скреперной установки выгодно при длине ветвей сопряжения 10 м и более. При этом, переставляя ролик вдоль фронта забоя, можно механизировать погрузку породы на 80...85 %.

В забой ствола для подкатки бадей опускают тележки от опрокидных или обычных шахтных вагонеток, но лучше — специальные тележки уменьшенной высоты. При одной колее используют одновременно две-четыре тележки (по одной-две на забой), при двух колеях — четыре-восемь. Бадьи на тележках меняют с помощью проходческих подъемов. Машинами типа ПДВ-2 можно транспортировать породу в забой ствола, а затем грейфером — в бадьи.

В качестве постоянной крепи применяют жесткую арочную из двутаврового профиля с установкой железобетонных затяжек и с заполнением закрепного пространства тощим бетоном. Жесткие арки можно составлять из четырех сегментов. В описываемой технологической схеме проходки сопряжения возможна установка верхних сегментов арки по мере выемки породы верхнего слоя, а нижних — по мере выемки нижнего слоя. До окончательного закрепления арочной крепи необходимо устанавливать стойки под деревянный или металлический подвод, уложенный под арку в замке.

В малоустойчивых породах средней крепости можно применять монолитную бетонную крепь с предварительным возведением временной металлической арочной крепи. Арки должны иметь наружные размеры, соответствующие контуру свода соп-

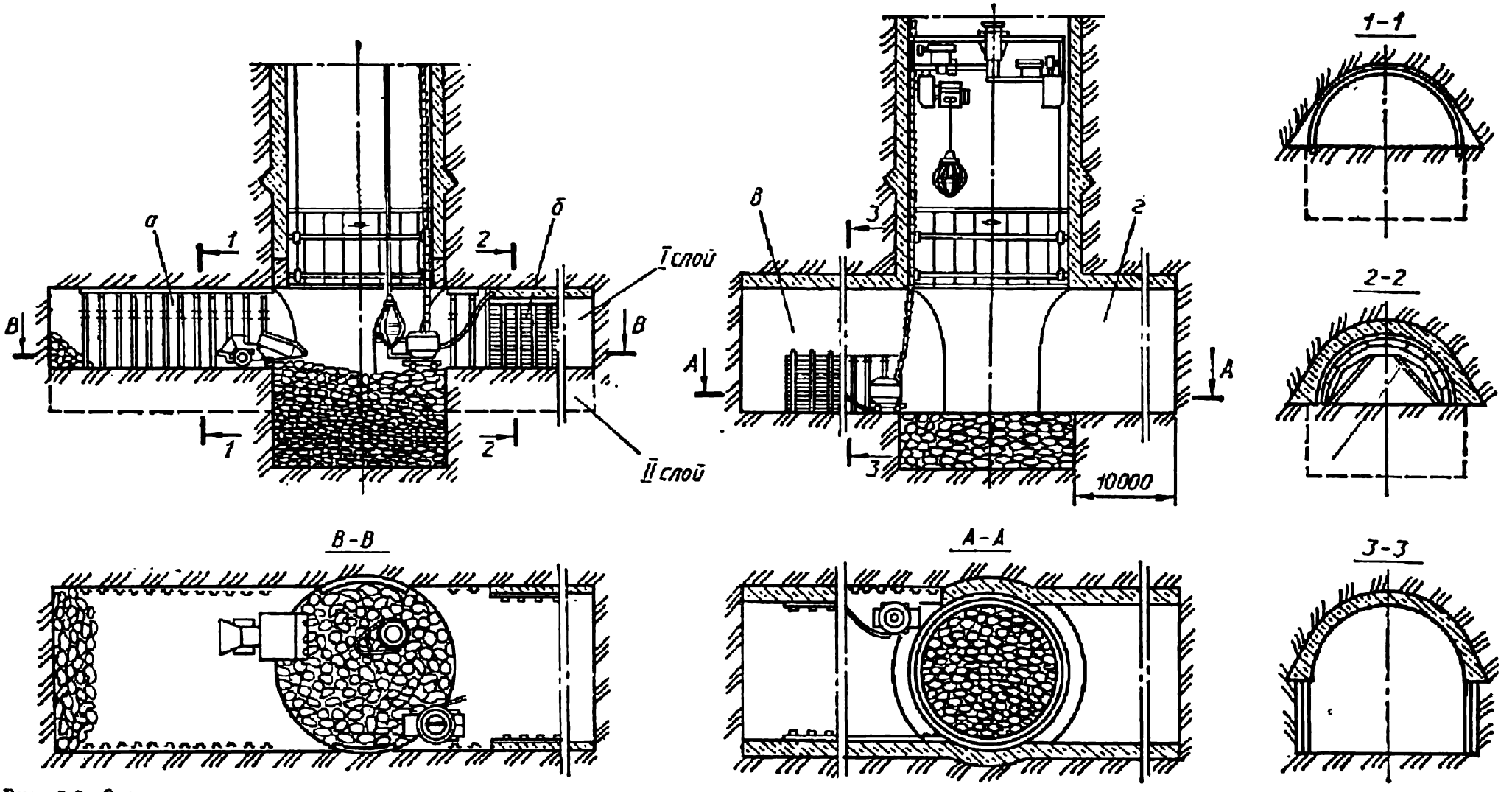


Рис. 8.3. Схема проходки сопряжения слоями сверху вниз:
а, б, в, г — последовательность выполнения работ

ряжения вчерне. На практике арки временной крепи изготавливают из специального (корытного) или двутаврового профиля № 20—22. Расстояние между арками принимают равным 0,7...1 м в зависимости от размеров сопряжения и крепости пород.

После окончания проходки верхнего слоя и установки временной крепи возводят постоянную бетонную крепь в направлении от ствола в связи с тем, что обнажение пород в пределах ствола велико и образовано значительно раньше, чем обнажение сводов сопряжения. Кроме того, к окончанию бетонирования сопряжения бетонная крепь ствола достаточно затвердеет, что позволит вести взрывные работы в забое ствола.

Для бетонирования стен ствола в пределах сопряжения используют створчатую опалубку. В основании бетонной крепи свода устраивают опорный башмак, который при необходимости может быть усилен металлическими шильями диаметром 25...30 мм, заведенными в шпуры. После возведения бетонной крепи в сводах грузят взорванную в забое ствола породу и проходят ствол еще на одну заходку.

По мере выемки породы в нижнем слое настилают рельсовый путь для откатки породы в бадьях. Под опорный башмак свода сопряжения устанавливают стойки. В случае недостаточно надежной опоры свода под опорными башмаками оставляют целики породы. Погрузка породы в нижнем слое механизируется при помощи скреперной установки или погрузочной машины. По окончании выемки породы в нижнем слое бетонируют стены сопряжения также в направлении от ствола, грузят породу в забое ствола, проходят ствол на одну заходку, возводят опорный венец и продолжают проходку ствола.

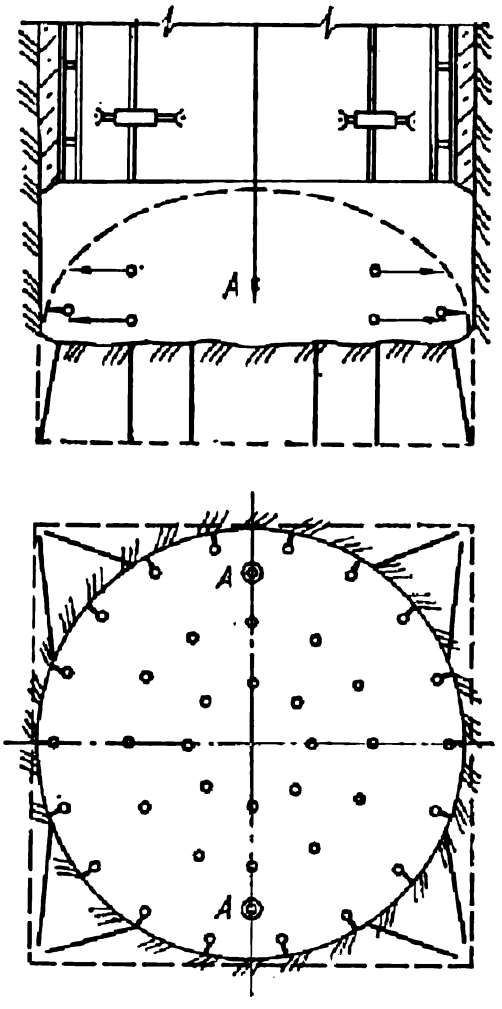


Рис. 8.4. Схема ориентирования направления сопряжения по отвесам и расположения шпуров по контуру свода

Таким образом, по описанной схеме сопряжение проходят в два слоя, выполняя все работы в четыре фазы: I — выемка породы и возведение временной крепи в верхнем слое; II — возведение постоянной крепи в верхнем слое; III — выемка породы и возведение временной крепи в нижнем слое; IV — возведение постоянной крепи нижнего слоя сопряжения и ствола.

Преимущества этой технологической схемы заключается в отсутствии временных полков и других сооружений проходки. Эта схема обеспечивает достаточный фронт работ для проходчиков ствола, значительно упрощает выемку породы и возведение временной крепи в связи с прямоугольной продольной формой сопряжения и откаткой породы и бетона по временному рельсовому пути.

Применение данной схемы обеспечивает повышенную безопасность работ под прикрытием постоянной крепи свода, механизацию уборки породы и ее транспортирование из забоя околоствольной выработки при помощи погрузочно-доставочной машины ПДВ-2, механизацию укладки с помощью пневмобетоноукладчика бетонной массы за опалубку, максимальное использование проходческого оборудования.

На рис. 8.5 показан более сложный вариант этой же схемы. Здесь верхний слой сопряжений не раскрывают сразу на все сечение.

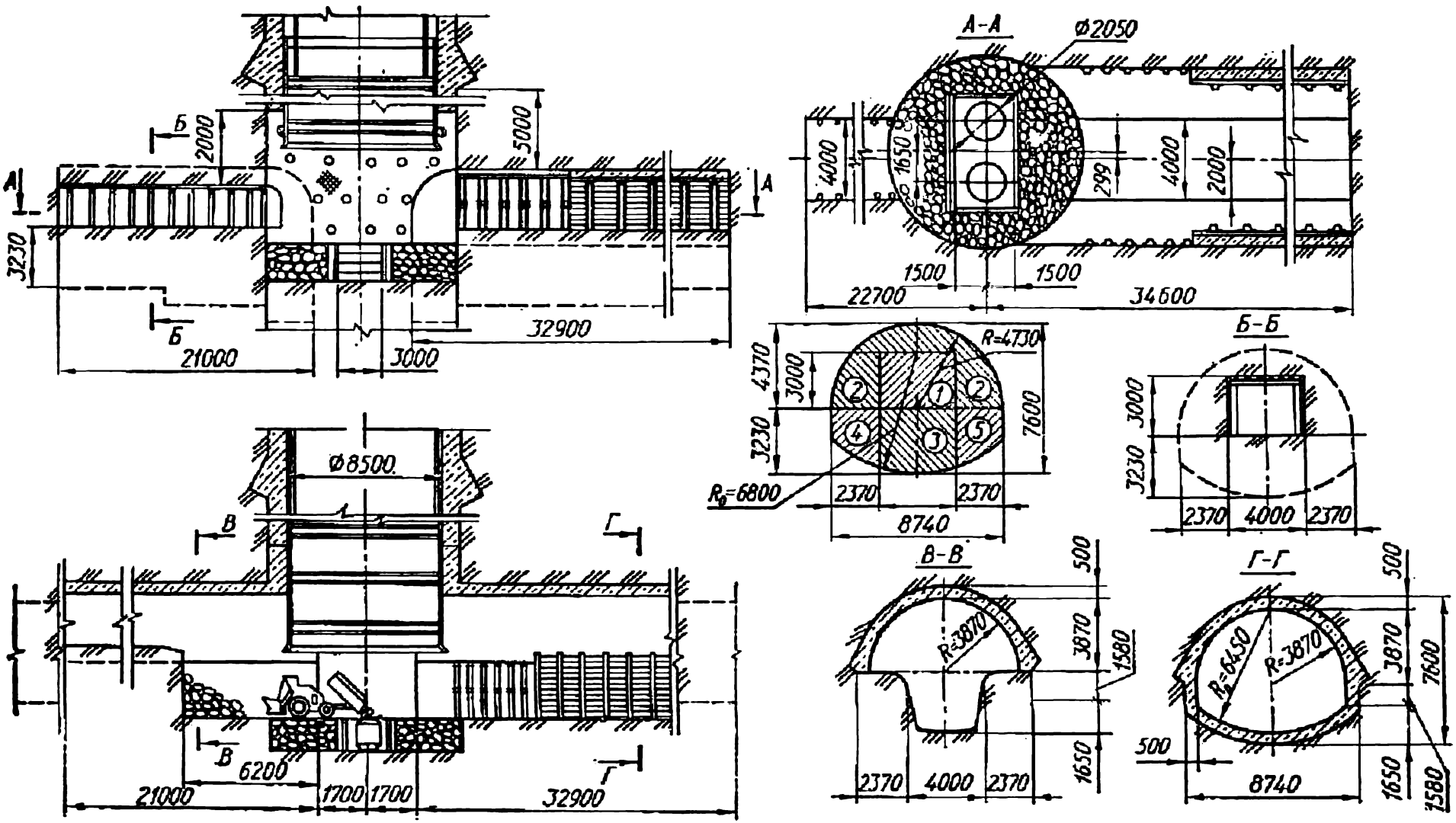


Рис. 8.5. Схема сооружения сопряжения ствола с горизонтальной выработкой околоствольного двора слоями сверху вниз с проведением по своду сопряжения предварительной выработки

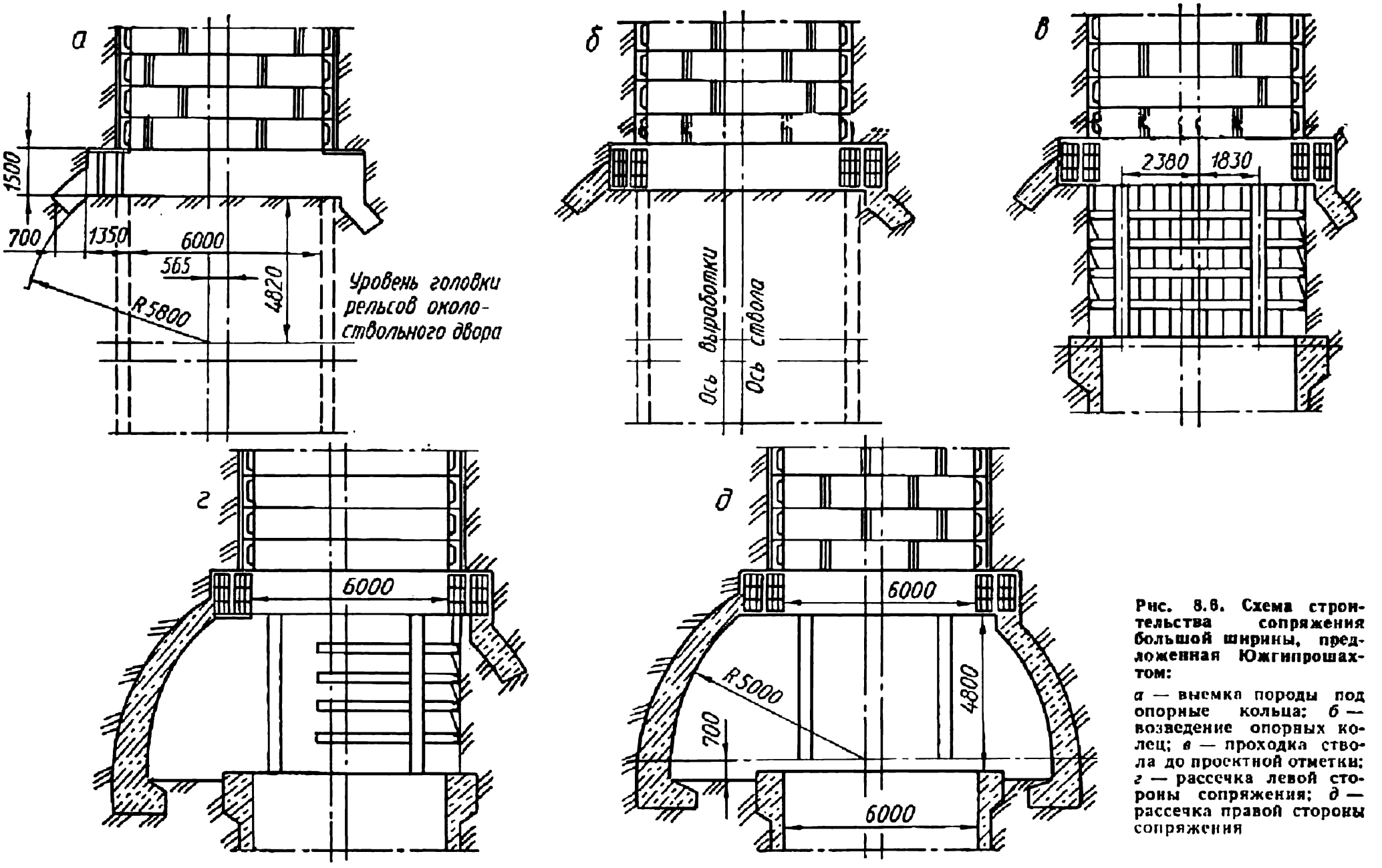


Рис. 8.6. Схема строительства сопряжения большой ширины, предложенная Южгипрошахтом:

а — выемка породы под опорные кольца; *б* — возведение опорных колец; *в* — проходка ствола до проектной отметки; *г* — рассечка левой стороны сопряжения; *д* — рассечка правой стороны сопряжения

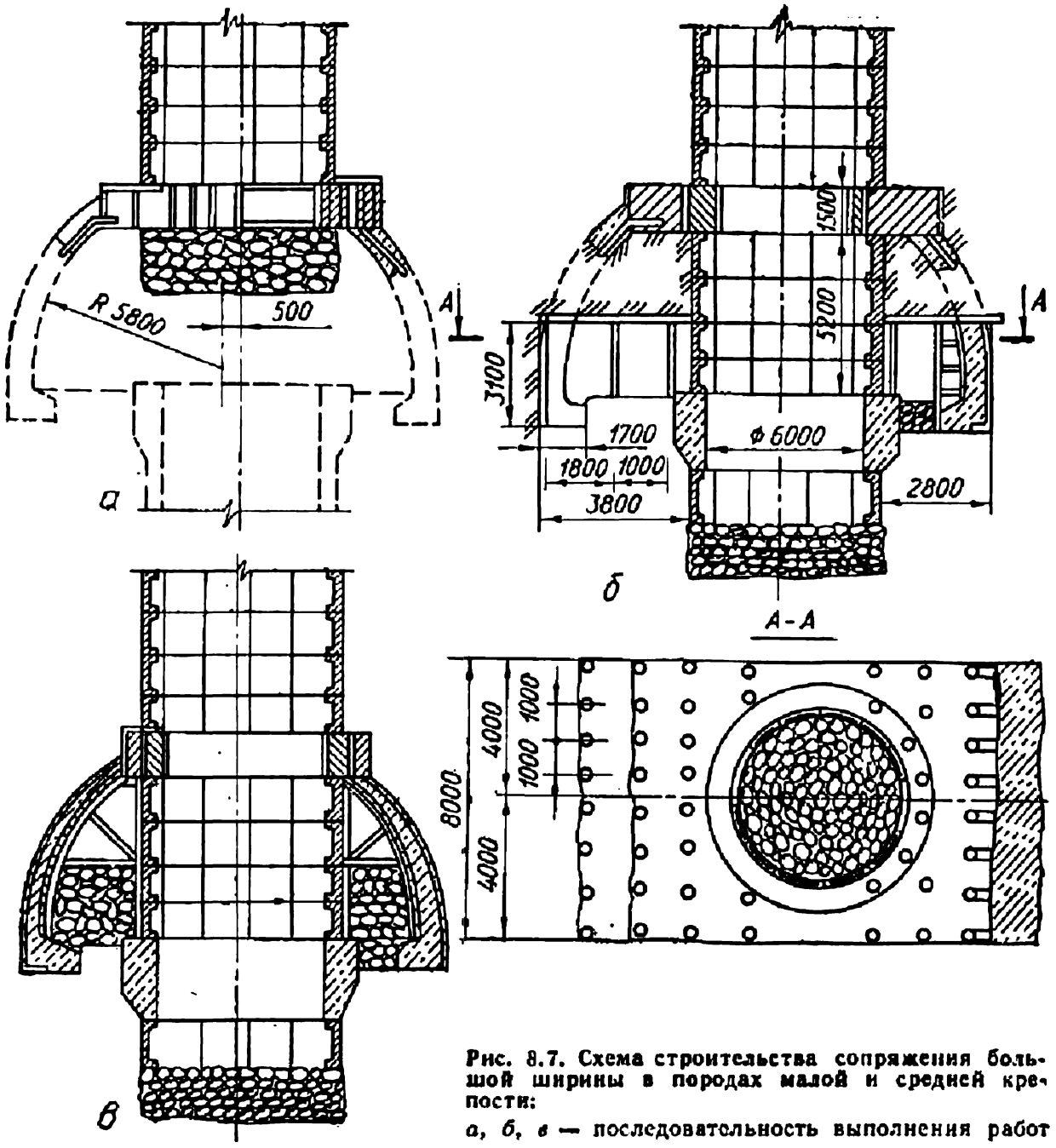


Рис. 8.7. Схема строительства сопряжения большой ширины в породах малой и средней крепости:

а, б, в — последовательность выполнения работ

Вначале проходят выработку минимального поперечного сечения в своде с целью разведки устойчивости и выбросоопасности пород. Передовая выработка позволяет разгрузить напряженность пород, предотвратить или по крайней мере уменьшить размер внезапного выброса.

В слабых породах сопряжение можно проходить сложным забоем или способом опорного ядра (независимыми забоями). При этом по контуру крепи сопряжения снизу вверх проводят горизонтальные выработки на полную длину сопряжения, закрепляют их обычно деревянной крепью и возводят в них постоянную монолитную бетонную или железобетонную крепь сопряжения снизу вверх. Возможен вариант работы независимыми забоями одновременно по почве и кровле.

Сопряжение, имеющее ширину, значительно большую диаметра ствола, в отечественной практике строительства шахт не применялось, и опыта проходки таких сопряжений нет. Институтом Южгипрошахт предложена конструкция такого сопряжения и вариант его проходки.

Ствол предусмотрено крепить сборной железобетонной крепью СТК или бетоном. Выше отметки свода сопряжения на 5 м необходимо устанавливать опорный венец крепи. Работы по проходке сопряжения начинают с укладки двух железобетонных колец (рис. 8.6). Внутреннее кольцо является частью крепи ствола и должно опираться на железобетонные колонны, наружное кольцо служит верхней опорой для постоянной крепи околоствольного двора. При укладке наружного кольца в нем бетонируют двутавровые балки (арки) жесткой арматуры крепи сопряжения. Нижние концы балок заводят в лунки в породе. На них имеются отверстия для скрепления с последующими сегментами. Затем проходят ствол до проектной глубины и крепят его временной крепью. Первое кольцо временной крепи подвешивают к железобетонному кольцу, которое опирается на породу. После крепления зумпфа ствола постоянной крепью устанавливают железобетонные колонны под внутреннее железобетонное кольцо. Затем перекрывают зумпф ствола и приступают к выемке породы и возведению постоянной крепи вначале в одной стороне сопряжения, а затем в другой. Выемку породы намечено производить взрывным способом короткими шпурами группами по два-три. По мере отхода от ствола количество шпуров в группе и их глубина могут быть увеличины. Проходка сразу в обе стороны не рекомендуется ввиду большого обнажения пород. В качестве временной крепи рекомендуется применять деревянные полигональные рамы и устанавливать их через 0,5 м. Породу грузить в бадьи пневмопогрузчиками КС-2у/40.

Дальнейшую проходку околоствольного двора продолжают после проходки и крепления сопряжения на 6 м от оси ствола в обе стороны.

Предложенный Южгипрошахт вариант проходки сопряжения требует доработки, так как ему присущ ряд недостатков:

внутреннее железобетонное кольцо опирается на породу, что ненадежно, кроме того, к кольцу подвешивают временную крепь;

проходка сопряжения на половину сечения и применение деревянной временной крепи может не обеспечить достаточной устойчивости обнажения пород и потребует значительного расхода крепежного леса;

возведение железобетонных колонн при наличии колец временной крепи ствола будет затруднено;

перекрытие зумпфа ствола приведет к излишней затрате времени и средств, к тому же оно должно быть очень прочным.

Предложенный вариант проходки сопряжения целесообразно применять в крепких породах ($f = 8$).

В породах малой и средней крепости ($f = 3...6$) рекомендуется другая схема проходки сопряжения. В этом случае ствол крепят бетоном или железобетонными тюбингами. В пределах сопряжения лучше применять тюбинги СТК и навешивать их без перевязки швов, чтобы можно было оставлять в крепи окна достаточных размеров. Опорный венец крепи ствола возводят выше сопряжения на три-четыре кольца (рис. 8.7). Затем на необходимой отметке делают кольцевой вруб и сооружают два железобетонных кольца. Через отверстия последнего тюбингового кольца крепи и через внутреннее моно-

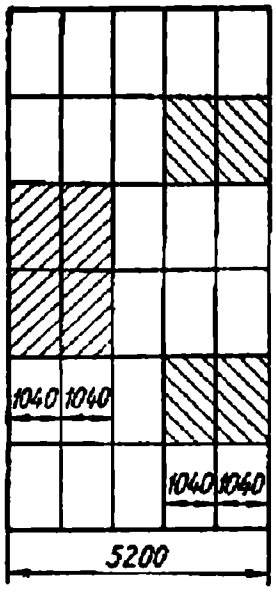


Рис. 8.8. Схема расположения окон в тюбинговой крепи ствола

литное железобетонное кольцо пропускают болт. На верхнюю часть болта навинчивают гайки, а на нижнюю часть подвешивают тюбинговую крепь при дальнейшей проходке ствола. Таким образом, после сооружения монолитных железобетонных колец продолжают проходку ствола в пределах сопряжения с возведением тюбинговой крепи, которую подвешивают до подошвы сопряжения. Ниже подошвы разделывают кольцевой вруб для опорного венца. На взорванной породе монтируют тюбинговое кольцо и через его отверстия пропускают загнутые болты в опорный венец. Бетон укладывают в опорный венец под тюбинги вышележащего звена крепи.

При подвеске тюбингов в пределах сопряжения оставляют окна в крепи. Два диаметрально противоположных окна оставляют на отметке почвы сопряжения, направлены они под прямым углом к продольной оси сопряжения. Ширина окна — один-два тюбинга, высота — два тюбинга (2,08 м). Выше этого окна через тюбинговое кольцо оставляют по два окна в том же направлении шириной в один и высотой в два тюбинга, но смещают их относительно нижнего окна (рис. 8.8). В верхних окнах необходимо установить затяжку.

Сопряжение на участке 8 м (по 4 м в каждую сторону от оси ствола) в дальнейшем проходят через эти окна. Сначала проходят боковые выработки, в которых возводят фундамент и часть железобетонного свода сопряжения. Затем, взрывая одновременно по три-четыре шпура, пробуренных снизу вверх, обрушивают в боковые выработки породы сверху в направлении от забоя к окну, оставленному к крепи ствола. По мере обрушения породы устанавливают временную деревянную крепь в виде стоек или крепежных рам. Дальнейшие работы ведут через верхние окна.

Таким образом, проходку производят снизу вверх с магазинированием породы попеременно в обеих половинах сопряжения. По окончании возведения постоянной крепи сопряжения снизу вверх разбирают тюбинговую крепь ствола в пределах сопряжения, выпускают породу в забой ствола и одновременно возводят железобетонные колонны. После выдачи всей породы на поверхность и зачистки сопряжения продолжают проходку ствола шахты.

Основное преимущество этого варианта проходки заключается в том, что отсутствует опасность обрушения породы в ствол, так как тюбинговую крепь ствола сохраняют до конца проходки сопряжения. Кроме того, тюбинговая крепь в качестве временной имеет более простую конструкцию по сравнению с другими видами крепи.

Приствольные камеры перекачных станций проходят обычно из забоя ствола с применением погрузки породы грейферами в бадьи. Бетонную смесь для крепи подают по ставу труб в стволе.

§ 2. Проходка комплекса выработок загрузочных станций при скиповых стволах и сбойки между ними

Со скиповым стволом сопрягаются ряд выработок малых и больших поперечных сечений. Выработки малого сечения, например вентиляционный канал, ходок для чистки зумпфа, без особых затруднений проходят одновременно со стволом на длину не менее 3 м.

На рис. 8.9, *а* показан общий вид камер загрузочных устройств, а на рис. 8.9, *б* — последовательность проходки ствола и приствольных камер загрузочных устройств. Как видно из схемы, проходче-

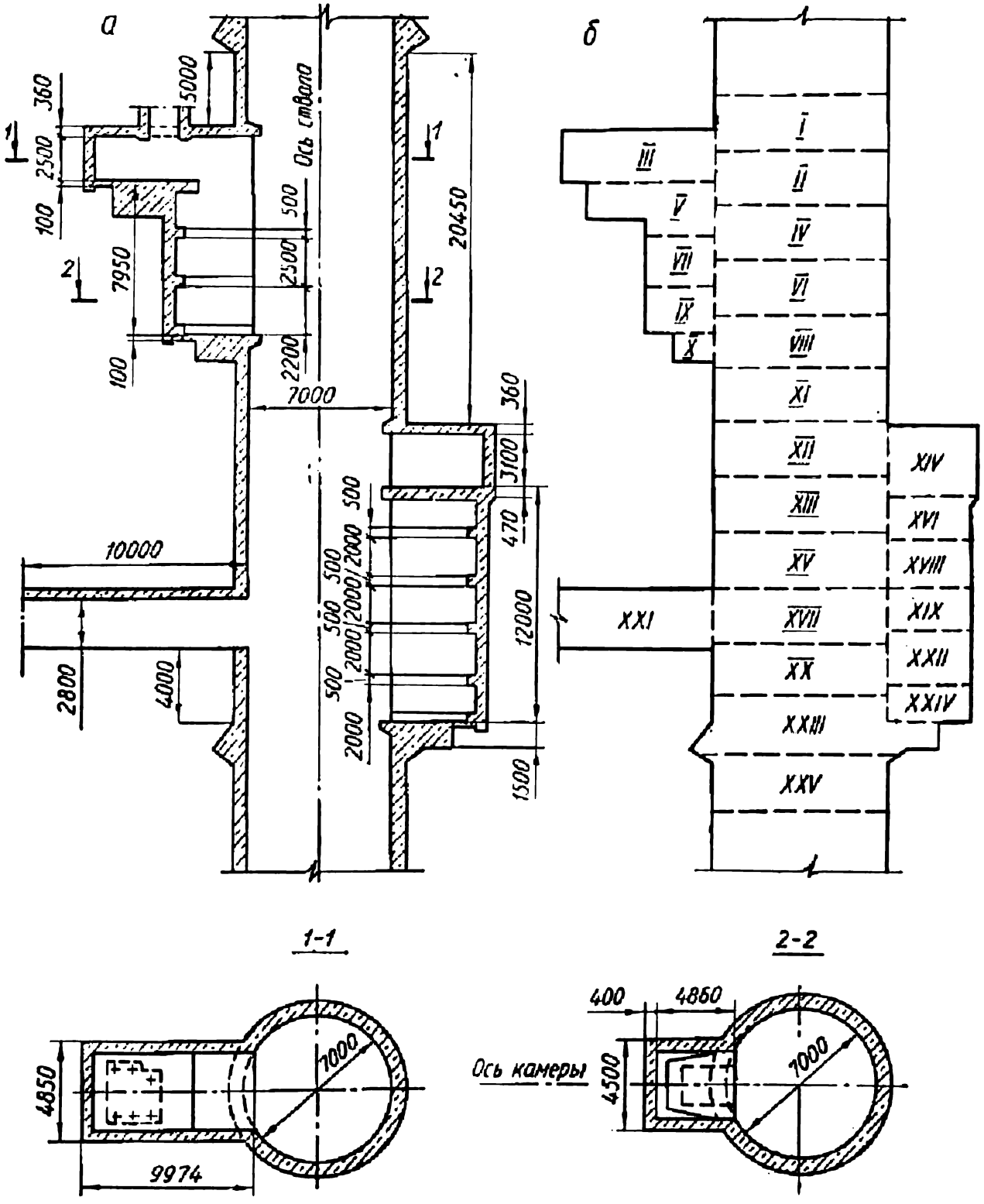


Рис. 8.9. Общий вид камер загрузочных устройств (*а*) и схема последовательности проходки ствола и камер (*б*).



Рис. 8.10. Схема проходки скипового ствола и приствольной камеры в комплексе с другими выработками загрузочной ставции

ские работы ведутся в направлении сверху вниз из забоя ствола отдельными заходками. Трудности возникают при проходке приствольных камер, в которых размещают устройства для загрузки скипов углем или породой. В плане размеры этих камер достигают 8 × × 9 м, а по высоте — 20 м (см. рис. 2.1). В комплекс работ по их проходке включают выемку породы и возведение крепи, технологически связывая эти процессы с проходкой ствола. Как показано на рис. 8.10, в комплекс работ вошли выработки для размещения конвейера и питателя (II этап) и ходок при бункере (III этап). Целесообразно со стороны ствола пройти снизу вверх с возведением временной крепи и сам бункер. Возможна проходка бункера сверху вниз из камеры опрокидывателя со спуском породы по ходку.

Исходные данные, особенности работ и порядок их выполнения аналогичны сооружению сопряжения ствола с околоствольным двором.

В настоящее время приствольные камеры скиповых стволов довольно часто проходят одновременно со стволом слоями сверху вниз (см. рис. 8.10). Постоянная крепь каждого слоя камеры опирается на башмаки. В ненадежных для опоры башмаков породах по врубу под башмак бурят через 1,5...2 м шпуры на глубину 1...1,2 м и заводят в них металлические шилья из арматурной стали диаметром 25...30 мм.

Как видно из схемы, проходка комплекса камер разделена на шесть этапов. Каждый этап состоит из двух фаз: первая — выемка

породы и возведение временной крепи, вторая — возведение постоянной крепи. Только на III этапе работы выполняют в одну фазу, так как постоянную крепь намечено возводить со стороны камеры опрокидывателя. Непосредственно бункер будет пройден сверху вниз со стороны камеры опрокидывателя. Однако при устойчивых породах бункер целесообразно проходить снизу вверх с возведением временной анкерной крепи и предварительной крепи из набрызг-бетона.

Сбойка между центрально-сдвоенными стволами (клетевым и скиповым) проводится в первую очередь для обеспечения циркуляции воздуха за счет общешахтной депрессии, которую создает стационарный вентилятор, установленный на скиповом стволе. Чтобы предотвратить короткое замыкание струи воздуха, выход из скипового ствола должен быть загерметизирован.

Временная сбойка между стволами может быть пройдена по прямой линии, однако это приведет к дополнительным горно-проходческим работам и последующей ее очень сложной герметизации. Обычно сбойку проводят по ломаной линии, используя предусмотренные проектом выработки околоствольного двора, и только на коротких участках проводятся выработки временного характера.

Размеры и сечение сбойки, а также других дополнительных выработок, например камеры ожидания, должны допустить размещение в них временной водоотливной установки и электроподстанции для разворота горно-проходческих работ на горизонте околоствольного двора и проведения горизонтальных выработок. В качестве водосборника используют зумпф клетевого ствола. Возможно проведение первой сбойки между стволами на откаточном горизонте, а второй — ниже, на дренажном (водоотливном горизонте). Камеру временного водоотлива при этом устраивают на дренажном горизонте. Для регулирования потока воздуха в сбойках устанавливают вентиляционные двери с окнами.

Сбойку проводят со стороны того ствола, который первым достиг горизонта. Обычно таким стволом является вспомогательный (клетевой). Забой ствола останавливают на отметке горизонта, сооружают сопряжение ствола с околоствольным двором, а затем уже из сопряжения проводят сбойку на скиповой ствол. Целесообразнее проводить сбойку встречными забоями со стороны обоих стволов.

Сбойку проводят по буровзрывной технологии. Шпуры бурят обычно ручными перфораторами. Сжатый воздух к перфораторам подводится от става труб, подвешенного в стволе. Для погрузки породы используют малогабаритные пневматические погрузочные машины периодического действия (лучше на гусеничном ходу), например ППН-2г, или ППН-4г, или более производительные 2ППН-5п. При слишком сложной конфигурации сбойки можно применить менее производительные машины типа ПДВ-2, ПТ-2 и др.

Транспортируется порода до забоя в саморазгружающихся вагонетках, затем грейфером стволовой погрузочной машины порода грузится в бадьи. Крепят сбойки в соответствии с проектом.

Контрольные вопросы

1. Особенности проходки сопряжений стволов с околоствольными выработками.
2. Организационные и технические подготовительные мероприятия к проходке сопряжения.
3. Технологические схемы проходки сопряжений и область их применения.
4. Технологические схемы проходки загрузочных станций при скиповых стволах.

Глава 9. СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ

Для строительства глубоких стволов шахт диаметром 8...8,5 и 9 м предназначены комплексы КС-8, КС-9 и КС-10. Первые два используют погрузочные машины 2КС-1МА, последний — 2КС-2у/40 и бадьи вместимостью 5...6, 5...8 м^3. Комплексы обеспечивают применение совмещенной технологии работ в забое.

В XII пятилетке трест Донецкшахтопроходка планирует строительство на действующих шахтах 25 стволов диаметром 7...8, 8,5 м глубиной свыше 1000 м. Так, например, в ПО Артемуголь намечено строительство пяти стволов диаметром 8 м и глубиной 1300 м, в ПО Орджоникидзеуголь — семи стволов диаметром 8 м и глубиной до 1257 м и т. д.

Стволы больших диаметров и глубиной 1300 м были построены на шахте им. А. А. Скочинского. Скорость строительства стволов была довольно высокой (см. табл. 5.13).

Центральные стволы шахты «Шахтерская-Глубокая» диаметром 8 и 8,5 м и глубиной 1400 м начали строить в 1970 г., но к 1986 г. их строительство не окончено. Стволы этой шахты проходили по совмещенной схеме с применением комплексов КС-10, погрузочных машин 2КС-2у/40 и бадьей вместимостью 5 м^3.

Как показала практика, применение комплекса КС-10 оправдано только при определенных условиях. Во-первых, нецелесообразно использовать башенные копры и стационарные многоканатные подъемные машины, так как они за годы проходки (пример стволов шахты «Шахтерская-Глубокая») изнашиваются, требуют почти полной замены и задерживают сдачу готового ствола в эксплуатацию на несколько месяцев. Выгоднее проходить стволы с башенного копра с временной подшкивной площадкой и применением наземной установки двух мощных подъемных машин типа ЦР-6 × 3,4 или ЦР-6 × 2,8 с наибольшим статическим натяжением канатов до 350 кН, позволяющих использовать бадьи вместимостью до 6,5 м^3. Во-вторых, одновременно с проходкой ствола необходимо монтировать многоканатные подъемные машины и полностью готовить их к сдаче по окончанию работ в стволе. В-третьих, постоянные подъемные установки использовать во втором периоде строительства шахты, особенно на клетевых стволах.

Проходка глубоких стволов больших диаметров требует сложного оснащения забоя и поверхности — применения тяжелого забойного оборудования, канатов больших диаметров и длины, увеличения числа лебедок на поверхности с максимальной грузоподъемностью (45 т), полиспастной системы подвески полков и т. д. Кроме

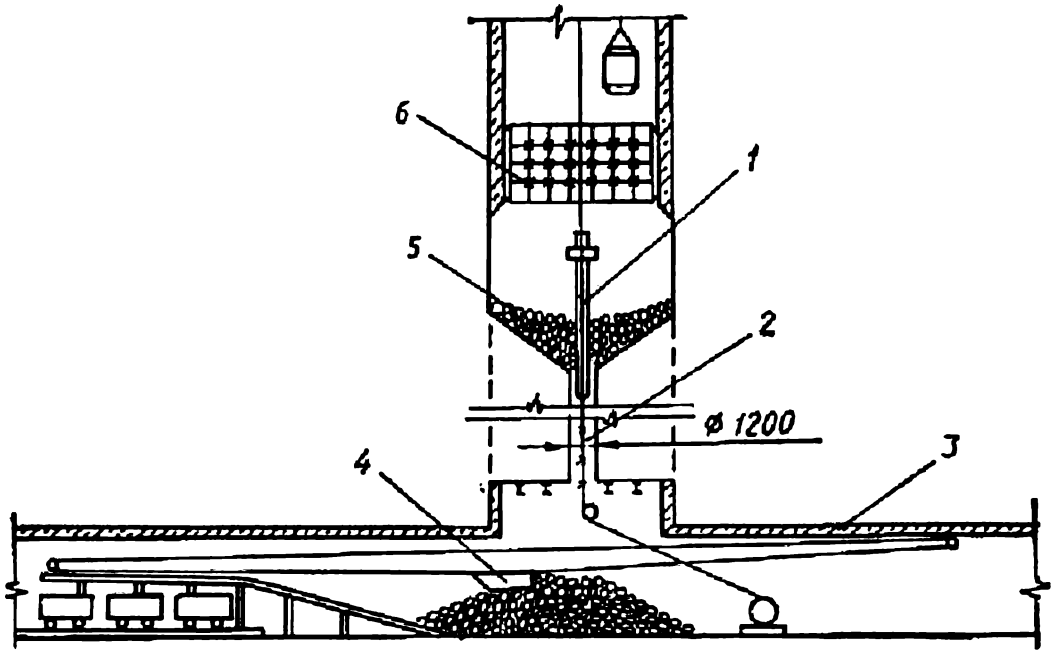


Рис. 9.1. Проходка ствола большого диаметра с предварительно пробуренной скважиной и стержневым затвором:

1 — стержневой затвор; *2* — предварительно пробуренная скважина; *3* — лебедка для спуска стержневого затвора и устранения породных пробок в скважине; *4* — скреперная установка для погрузки породы; *5* — забой ствола под углом 22...30°; *6* — самоцентрирующаяся опалубка для возведения бетонной крепи

того, с увеличением глубины возможны выбросы породы, повышение водо- и газоносности, температуры и крепости пород.

Таким образом, для строительства глубоких стволов больших диаметров необходимо совершенствование буровзрывной технологии с применением комплекса шагающего оборудования (см. рис. 7.1) и комплексов оборудования с предварительно пробуренной скважиной; создание комплексов оборудования с механическими расширителями предварительно пробуренной скважины до нужного диаметра; создание стволопроходческих комплексов для больших диаметров и глубин с механическим разрушением пород, буровых установок, в первую очередь кернового типа, что позволит уменьшить затраты энергии на разрушение породы по всей площади забоя.

В XII пятилетке предусмотрена закладка стволов в основном на действующих шахтах. В этом случае возможна проходка с предварительно пробуренной скважиной без ограничений по диаметру и глубине. Достоинство данной технологии в том, что почти полностью отпадает процесс уборки породы, забой освобождается от водоотлива, скважина разгружает и дегазирует массив в зоне ствола (существенная мера по предупреждению выбросов), снижается температура пород, образуется вторая открытая поверхность, что повышает эффективность БВР, в значительной мере облегчается и упрощается конструкция стволопроходческого оборудования. При такой технологии можно применять облегченный подвесной полок или вообще обойтись без него; нет необходимости в использовании бадей большой вместимости, а следовательно, и громоздких подъемных машин. Поскольку к закладке намечается большинство воздухоподающих и вентиляционных стволов, то они могут быть оснащены шатровыми копрами или копрами конструкции Днепрогипрошахта.

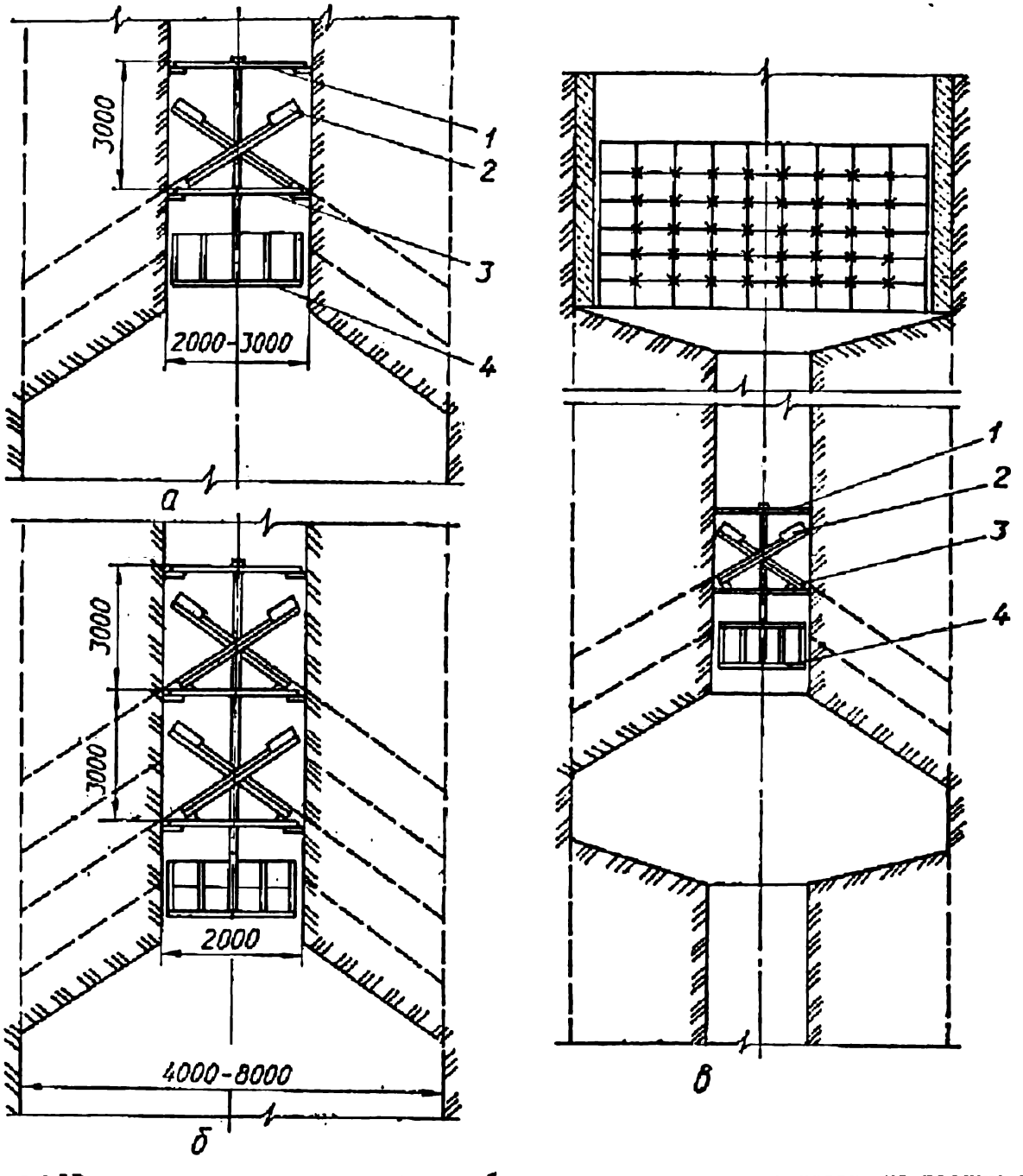


Рис. 9.2. Расширение ствола или скважины большого диаметра снизу вверх на полную глубину заходками:

а — при помощи двухэтажного полка; *б* — при помощи трехэтажного полка; *в* — заходками снизу вверх с возведением постоянной бетонной крепи сверху вниз (*1* — предохранительное перекрытие; *2* — бурильные установки; *3* — рабочий полок; *4* — полок для укладки шпуровых зарядов и монтажа взрывной сети)

Буровзрывная технология проходки вертикальных выработок большого сечения с предварительно пробуренной скважиной может осуществляться в двух вариантах: со стержневым затвором в скважине и бурением шпуров в забое (рис. 9.1) и без стержневого затвора и бурением шпуров с подвесного полка (рис. 9.2, *а*, *б*, *в*). Оба варианта в определенной степени опробованы в отечественной и зарубежной практике, однако применялись они при проходке неглубоких стволов, восстающих выработок и при углубке. Задача состоит в том, чтобы этот опыт распространить на проходку глубоких стволов большого диаметра и создать соответствующие комплексы оборудования.

Последовательность основных этапов работ при данной техно-

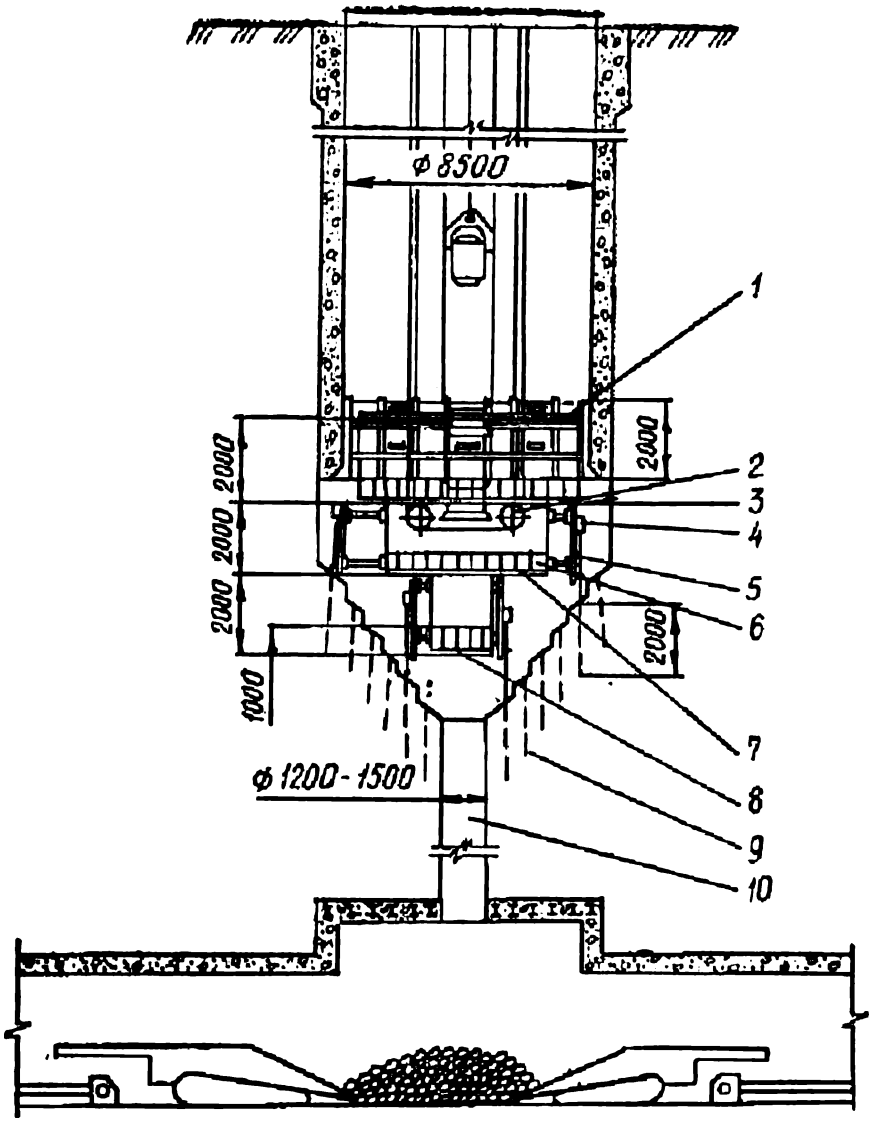


Рис. 9.3. Проходка вертикальной выработки любого диаметра с поверхности с предварительно пробуренной скважиной:

1 — передвижная самоцентрирующаяся опалубка; *2* — подвеска полка; *3* — подвесной полок; *4* — бурильные установки по периметру полка; *5* — передвижные телескопические кронштейны для крепления бурильных установок; *6* — предохранительное ограждение; *7* — рабочий полок для бурения шпуров, укладки шпуровых зарядов и монтажа взрывной сети; *8* — второй полок для бурения внутренних шпуров: *9* — шпуры; *10* — предварительно пробуренная скважина для выпуска породы, вентиляции, водоотлива, дегазации

логии: под будущий ствол со стороны действующей шахты проходится горизонтальная горная выработка достаточного сечения; с поверхности по оси ствола пробуривается скважина диаметром 1,2... 2,5 м до пересечения с горизонтальной выработкой; в месте пересечения проходится сопряжение и возводится постоянная крепь; одновременно оснащается поверхность, сооружается технологическая часть ствола; монтируется забойное оборудование и проходится ствол на полную глубину. Породу в сопряжении можно скреперовать в одну или в обе стороны и убирать породопогрузочными машинами на конвейеры или в вагонетки с последующей закладкой в выработанное пространство.

Опыт бурения скважин диаметром 1,2 м на глубину 1300 м в Донбассе есть, поэтому вполне реально применение данной технологии при проходке стволов больших диаметров. Дополнительные затраты времени и средств на бурение скважины должны окупиться

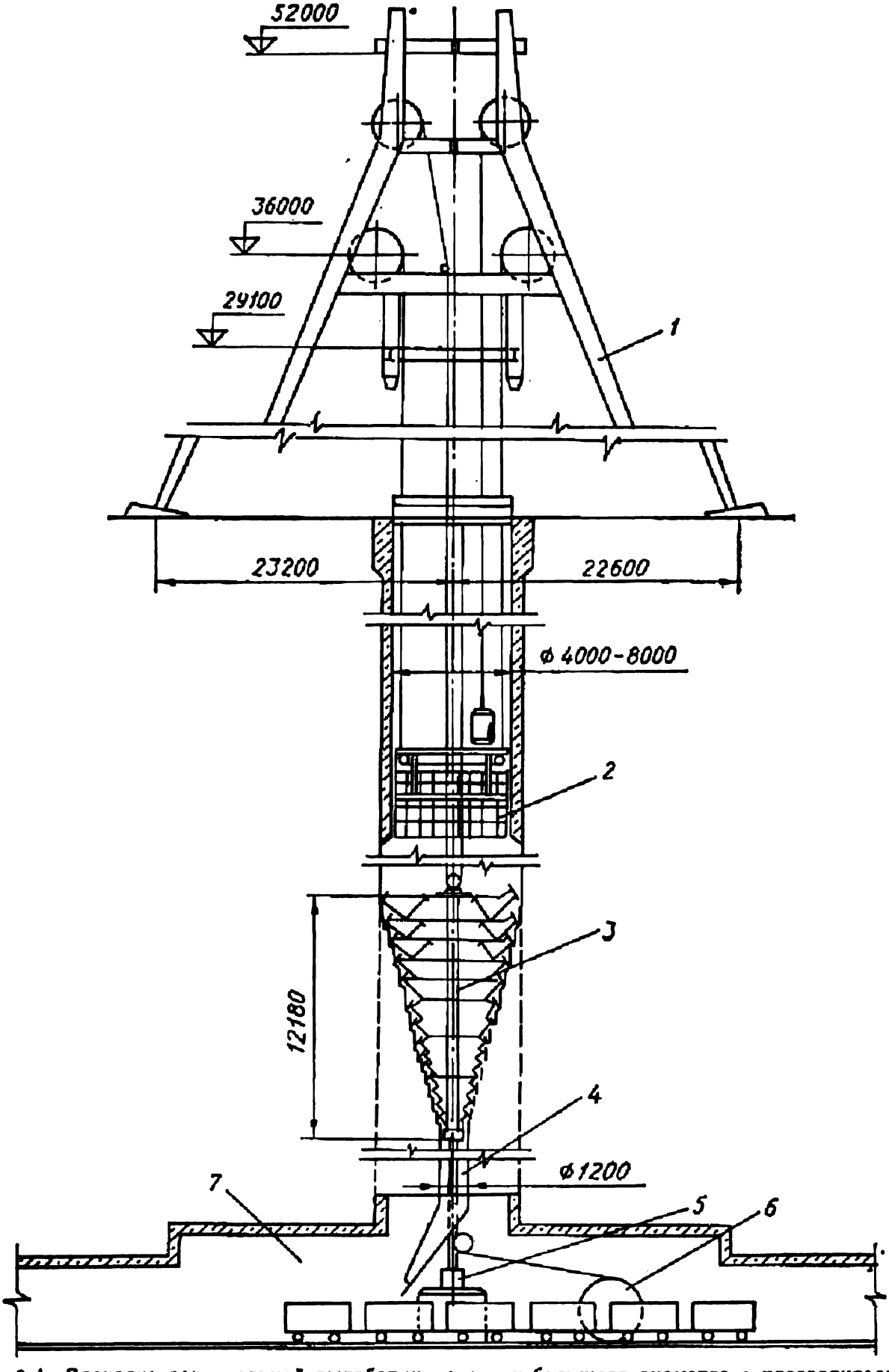


Рис. 9.4. Проходка вертикальной выработки малого и большого диаметра с предварительно пробуренной скважиной и применением механического расширителя:

1 — копер Днепрогипрошахта; *2* — передвижная самоцентрирующаяся опалубка; *3* — расширитель; *4* — скважина; *5* — привод расширителя; *6* — лебедка для создания дополнительной нагрузки на расширитель; *7* — сопряжение ствола с околоствольным двором

увеличением скорости проходки ствола и простотой оснащения забоя и поверхности.

В первом варианте (см. рис. 9.1) скважина перекрывается стержневым затвором, который подвешивается на канате с поверхности, но прикреплен снизу к другому канату с жимками для продергивания по скважине и устранения возможного образования породных пробок. Этот канат наматывается на барабан лебедки, установленной в сопряжении. Для обеспечения полной безопасности ведения работ в забое затвор ни в коем случае не следует поднимать выше скважины, т. е. она должна быть всегда перекрыта.

Во втором варианте шпуры бурят при помощи установки БУ-1 или другой с заданными параметрами с двухэтажного полка, позволяющего применять одновременно 2—3 бурильные установки (рис. 9.2, *а*), или с трехэтажного с удвоенным количеством бурильных установок (рис. 9.2, *б*). С полка заряжают шпуры и монтируют электровзрывную сеть. Затем полок поднимают и последовательно взрывают шпуровые заряды: первый ряд мгновенно, а все последующие — с одной-двумя ступенями замедления. Этот вариант требует бурения скважины диаметром 2...2,5 м, диаметр расширенной выработки также ограничен.

Вариант, показанный на рис. 9.3, более предпочтителен: предварительная скважина может иметь меньший диаметр (1,2 м), полок, с которого производят бурение шпуров, может быть двух-или многоэтажным, что позволяет одновременно расширять вертикальную выработку до больших диаметров. Бурильные установки типа БУ, БУКС-1м или другие размещают вертикально на раздвижных кронштейнах, что позволяет устанавливать их в любой точке. Взрывание шпуровых зарядов должно быть строго последовательным с отрывом породы малыми объемами для предотвращения завала скважины. Диаметр подвесного полка меньше диаметра опалубки, и перед взрывом полок поднимают на безопасную высоту. Постоянную бетонную крепь возводят при помощи самоцентрирующейся опалубки. Работы при данной технологии могут быть полностью механизированы, автоматизированы и не требуют присутствия людей в забое.

На рис. 9. 4 представлена схема проходки стволов малого и большого диаметров с применением механического расширителя. Конструкция расширителя должна обеспечивать доступную и безопасную замену шарошек или другого породоразрушающего инструмента. Привод расширителя установлен в сопряжении, а расширитель подвешен через блок для подъема его на поверхность. Снизу к расширителю прикреплен канат натяжения, который создает дополнительную нагрузку на шарошки, если вес расширителя для эффективного разрушения породы окажется недостаточным. Возможно размещение привода расширителя на поверхности.

Накоплен определенный опыт использования расширителей различной конструкции.

Современное развитие техники позволяет применять и другие варианты проходки выработок больших сечений.

Например, шахтопроходческим строительным управлением № 3 треста Донецкшахтопроходка в 1981 г. на Донецком металлургическом заводе в действующем

электроплавильном цеху, имеющем стены, крышу и мощный мостовой кран, сооружен ствол сечением 237 м² всвету на глубину 31...37 м для размещения машины непрерывного литья заготовок. Общий объем вынутого грунта всвету составил 17 631 м³ и в проходке 24 000 м³.

Ствол в поперечном сечении представлял две полуокружности радиусом 13 м, соединенные прямоугольной частью шириною 4 м. Ствол крепили монолитной железобетонной крепью толщиной 950 мм с внутренней оболочкой из листовой стали. Крепь (по требованию заказчика) возводилась сплошная с прочными сварными швами для обеспечения полной водонепроницаемости. Шахтопроходчики эту оболочку использовали как внутреннюю опалубку.

Геологический разрез пород: до глубины 6 м — уплотненные глины средней устойчивости, затем глинистые и песчанистые сланцы средней крепости и различной трещиноватости, на глубине 3,5...4 м — песчаник на глинистом цементе средней крепости мощностью 3 м, под ним — угольный пласт толщиной 0,7 м и ниже, до отметки 40 м,— опять глинистый сланец.

Поскольку в действующем цехе буровзрывные работы применить было невозможно, то ствол проходили по совмещенной схеме в несколько этапов.

На первом этапе по контуру котлована пробурили около 100 скважин (через 1 м) на глубину 40 м диаметром 199 мм. В скважины опустили трубы диаметром 168 мм и заполнили их цементно-песчаной смесью.

На втором этапе вынимали породу при помощи экскаватора с прямой лопатой типа Э-652 заходками по 2 м. По мере обнажения пород к трубам приваривали железные полосы в качестве затяжки. Затем устанавливали арматуру, внутреннюю металлическую оболочку и заливали бетоном с уплотнением при помощи пневмовибраторов.

В плотных породах кроме экскаватора использовали бульдозеры, экскаваторы на базе трактора «Беларусь» и врубовую машину на таком же тракторе, а также мощный гусеничный трактор с тяжелыми крюками на прицепе. Врубовой машиной прорезали вертикальные щели через 1 м на глубину 0,5...0,6 м. Затем мощный трактор взрыхлял породу крючьями, а бульдозеры подгребали к экскаватору, который грузил ее в двухлопастный грейфер вместимостью 3 м³. Грейфер был подвешен на крюке мостового крана и разгружался в кузов автосамосвала. В забое использовались два проходческих комбайна типа ГПК, которые режущими коронками разрушали породу под уже возведенной крепью. В основании ствола сложной конфигурации был возведен бетонный фундамент толщиною свыше 2 м.

Проходка и крепление ствола продолжались 6 мес. На подготовительные работы было затрачено 8 мес.

Контрольные вопросы

1. Комплексы оборудования для проходки стволов диаметром 8...10 м.
2. Схемы проходки вертикальных выработок с передовой скважиной и область их применения.

Глава 10. РАСЧЕТ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ

§ 1. Технико-экономические показатели при проходке стволов по буровзрывной технологии

К основным технико-экономическим показателям проходки ствола относятся: суточная и месячная скорость проходки (м³, м); комплексная норма выработки и производительность труда (м³; м/чел.-смену); забойная и полная стоимость проходки (руб/м³, руб/м); явочный и суточный состав проходческой бригады (чел.); скорость сооружения ствола (м³/мес; м/мес); продолжительность проходки и сооружения ствола (мес); стоимость проходки и сооружения всего ствола (руб.).

Таблица 10.1. Показатели по бурению шпуров

Коэффициент крепости пород	Количество шпуров N при диаметрах стволов в свету и в проходке, м					Начальная техническая скорость бурения ПР-24ЛС, м/мин	Средняя производительность одного проходчика во II фазе, м³/ч
	$d_{св}=5$, $d_{пр}=5{,}6$	$d_{св}=6$, $d_{пр}=6{,}6$	$d_{св}=7$, $d_{пр}=7{,}7$	$d_{св}=8$, $d_{пр}=8{,}8$	$d_{св}=9$, $d_{пр}=9{,}9$		
2...3	40	50	60	70	80	0,62	2,80
4...6	45	55	70	85	95	0,49	2,56
7...9	50	60	75	95	110	0,30	1,44
10...14	65	75	90	110	130	0,15	0,64

Расчетную техническую скорость проходки ствола с учетом всех процессов проходческого цикла можно определять двумя методами: первый — по типу, числу и производительности проходческих машин в забое; второй — по численности проходческой бригады и нормам выработок.

В общем виде месячная скорость проходки ствола (м³/мес)

$$v_м = t_р m l \eta S_{св} / T_ц,$$

где $t_р$ — число часов работы по проходке ствола в сутки ($t_р = 24$ ч); m — число рабочих дней в месяце; $S_{св}$ — сечение ствола всвету, м²; l — глубина шпура, м (принимается по опытным данным в зависимости от коэффициента крепости пород, составляющих наибольший процент всех пересекаемых; последнее время на многих проходках применяют шпуры глубиной $l = 4{,}5$ м); $l\eta$ — глубина заходки 4...4,2 м; $T_ц$ — продолжительность проходческого цикла, ч.

Из формулы видно, что техническую скорость проходки ствола можно определить, рассчитав продолжительность проходческого цикла.

По *первому методу* продолжительность проходческого цикла при параллельно-щитовой схеме складывается из затрат времени на несовмещенные процессы (бурение, заряжание шпуров, взрывание зарядов, проветривание забоя, уборка породы):

$$T_ц = \frac{N}{\varphi n_б}\left(\frac{l}{v_{ср}}\right) + t_б + \frac{N t_{зар}}{\alpha n_{зар}} + t_{взр} + t_{пров} + \\ + k_р S_{пр}\left(\frac{l\eta - h_2}{P_т k_т} + \frac{h_2}{P_э n_{пр}}\right) + t_{всп}.$$

При совмещенной схеме дополнительно учитывают затраты времени на возведение постоянной (бетонной) крепи

$$T_ц = \frac{N}{\varphi n_б}\left(\frac{l}{v_{ср}}\right) + t_б + \frac{N t_{зар}}{\alpha n_{зар}} + t_{взр} + t_{пров} + \\ + k_р S_{пр}\left(\frac{l\eta - h_2}{P_т k_т} + \frac{h_2}{P_э n_{пр}}\right) + t_{всп} + k\left[\frac{(S_{пр} - S_{св})\, l\eta}{v_{бет}} + t_{бет}\right],$$

где N — число шпуров (табл. 10.1); $n_б$ — число бурильных машин БУКС-1м (6 м² площади забоя на одну машину); φ — коэффициент

Таблица 10.2. Начальная техническая скорость бурения шпуров (м/мин)

Коэффициент крепости пород	Типоразмер машин		
	ПР-30ЛС	ПР-24ЛС	БУКС-1м
3...6	0,38...0,42	0,47...0,52	1,4...2,0
7...9	0,22...0,26	0,28...0,32	0,8...1,2
10...14	0,11...0,13	0,14...0,16	0,5...0,7

использования бурильных машин во времени ($\varphi = 0{,}85$); $v_{ср}$ — средняя скорость бурения шпуров ($v_{ср} = 60 v_н k_с$), м/ч, которая определяется по начальной скорости бурения (табл. 10.2) с учетом коэффициента снижения скорости бурения при увеличении глубины шпура; $t_б = 0{,}15$ ч — затраты времени на подготовительно-заключительные операции при буровзрывных работах; $t_{зар}$ — затраты времени на заряжание одного шпура с учетом монтажа взрывной сети ($t_{зар} = 0{,}15$), ч; α — коэффициент одновременности работы заряжающих ($\alpha = 0{,}8$); $n_{зар}$ — число заряжающих, которое определяется по площади забоя (5 м^2 на одного заряжающего); $t_{взр}$ — затраты времени на подсоединение взрывной сети, выезд людей из ствола, подъем оборудования и производство взрыва ($t_{взр} = 0{,}33$), ч; $t_{пров}$ — время проветривая забоя ствола ($t_{пров} = 0{,}5$), ч; $k_р$ — коэффициент разрыхления пород (в зависимости от крепости пород $k_р = 1{,}8...2{,}2$); $S_{пр}$ — площадь поперечного сечения ствола в проходке, м^2; $h_з$ — высота слоя разрыхленной породы во второй фазе уборки для КС-2у/40 ($h_з = 0{,}3$), м; $P_т$ — максимальная производительность средств погрузки в первой фазе уборки породы ($P_т = 65$ м^3/ч для стволов $d_{сп} = 5...6{,}5$ м; $P_т = 98$ м^3/ч для стволов $d_{св} = 7...9$ м), м^3/ч разрыхленной породы; k_1 — коэффициент перехода от максимальной производительности к средней в I фазе уборки ($k_1 = 0{,}75$); P_2 — средняя производительность труда одного проходчика во II фазе уборки, м^3/ч разрыхленной породы (см. табл. 10.1); $n_{пр}$ — число проходчиков, занятых на уборке породы во II фазе (4,5 м^2 на одного проходчика); $t_{всп}$ — продолжительность подготовительно-заключительных и вспомогательных операций, связанных со спуском оборудования, приведением забоя в безопасное состояние, а также перестановкой оборудования в процессе уборки ($t_{всп} = 1{,}3$ ч); k — коэффициент возможного совмещения процесса крепления с уборкой породы ($k = 0{,}75$); $S_{сп}$ — площадь поперечного сечения ствола всвету, м^2; $v_{бет}$ — средняя производительность подачи бетонной смеси за опалубку, м^3/ч (при доставке бетонной смеси к стволу автосамосвалами и спуске: по одному ставу труб $v_{бет} = 7$ м^3/ч; по двум ставам $v_{бет} = 14$ м^3/ч); $t_{бет}$ — затраты времени на подготовительно-заключительные операции при возведении постоянной крепи ($t_{бет} = 4$), ч.

Коэффициент снижения скорости бурения ($k_с$) ручных бурильных машин для глубины шпуров 1; 2; 3; 4; 5 м соответственно составляет 1; 0,92; 0,85; 0,77; 0,7, а машин БУКС-1м — 1; 0,97; 0,93; 0,9; 0,86 (см. табл. 10.2).

По *второму методу* затраты времени на несовмещенные процессы проходческого цикла определяют по их трудоемкости и числу

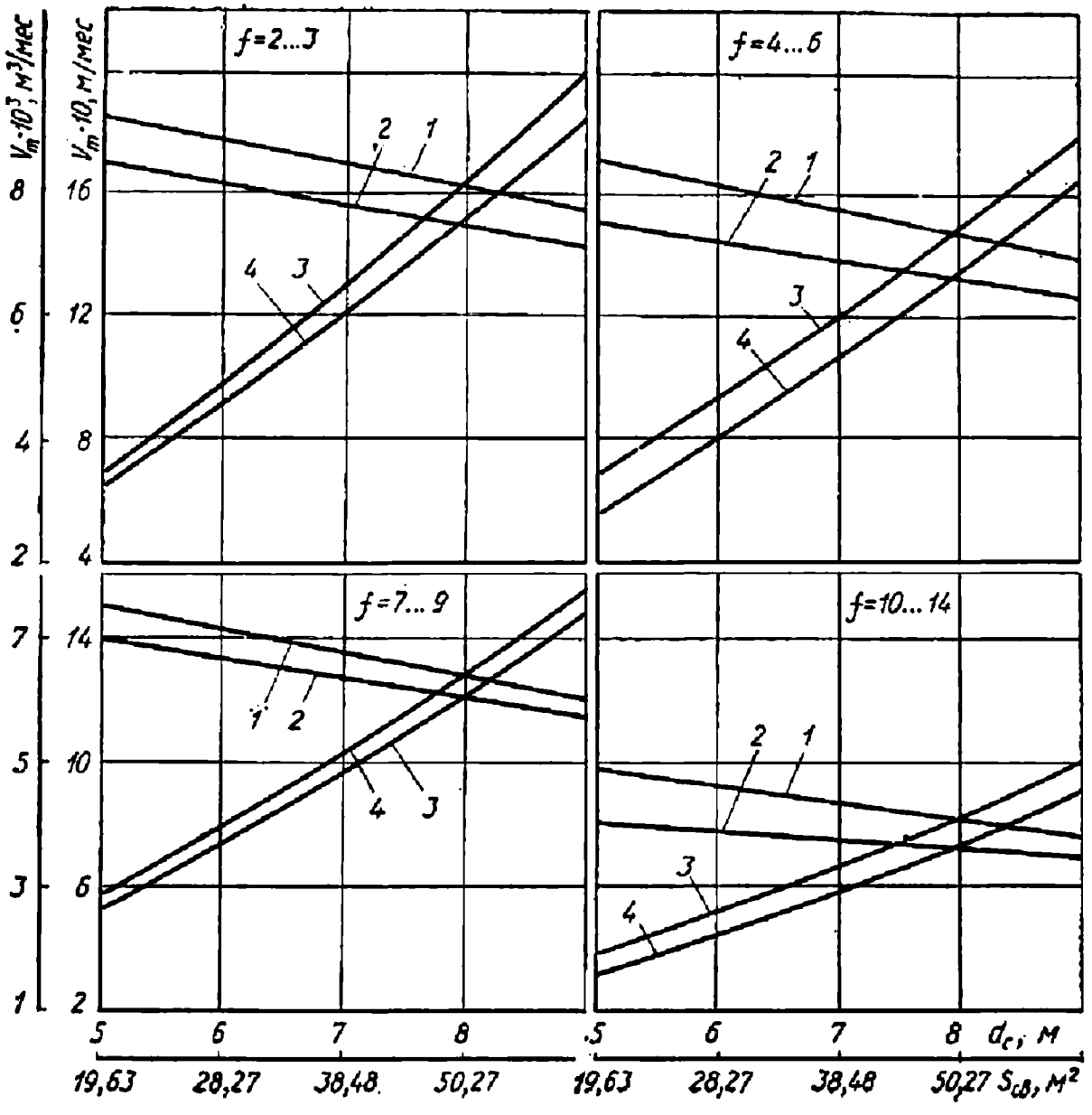


Рис. 10.1. График зависимости расчетной технической скорости проходки ствола $v_т$ от диаметра ствола $d_с$ в свету:

по производительности проходческих машин в забое (*1* — м/мес, *3* — м³/мес); по нормам выработки (*2* — м/мес; *4* — м³/мес)

проходчиков. При совмещенной технологической схеме проходки продолжительность проходческого цикла

$$T_ц = \frac{t_{см} l}{n}\left[\frac{N}{k_б H_б} + \frac{S_{пр}\eta}{k_п H_п} + \frac{\eta (S_{пр} - S_{св})}{k_{бет} H_{бет}}\right],$$

где $t_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч; n — численность звена проходческой бригады; $k_б$, $k_п$, $k_{бет}$ — коэффициенты перевыполнения норм выработок соответственно по процессам бурения, погрузки и бетонирования; $H_б$, $H_п$, $H_{бет}$ — нормы выработки на одного человека в смену соответственно по бурению шпуров (м), по погрузке породы в массиве (м³), по укладке бетонной смеси (м³).

Число проходчиков на всех процессах обычно одинаково. В среднем на одного проходчика принимается 4,5 м² площади забоя.

Применение второго метода для проектирования технологических схем проходки и их сравнения целесообразно при скоростях проходки свыше 60...70 м/мес, когда расчет продолжительности

Таблица 10.3. Общие показатели строительства стволов в Донбассе

Шахты	Глубина ствола, м	Диаметр ствола, м	Схема оснащения ствола	Оснащение t_o		Проходка ствола $t_{пр}$	
				мес	%	мес	%
							Вспомогательные
Им. А. А. Скочинского	1238	8,5	I, *а*	19,5	28	20	28,8
«Комсомолец Донбасса»	1029	8,5	I, *а*	23	33,1	18	25,9
«Южно-Донбасская» № 1	384	8	I, *в*	16,5	24,4	21	31,1
							Главные (ски
Им. А. А. Скочинского	1300	8,2	I, *а*	24,5	30	21	25,7
«Южно-Донбасская» № 1	440	7,5	I, *в*	13,5	18,6	15	20,7
«Комсомолец Донбасса»	642	7	I, а	11,8	16,4	23,2	32,2
							Вентиляционные
Им. А. А. Скочинского	1036	5	I, *б*	24,5	46,6	17	32,4
Им. А. А. Скочинского	1023	5	I, *б*	19,5	41,9	13	28
«Южно-Донбасская» № 1	335	5	I, *б*	17,5	35,3	18	36,4
«Комсомолец Донбасса»	615	6	I, *б*	10	34,5	7,5	25,9
							Воздухоподающие
Им. А. А. Скочинского	1212	5	I, *б*	8,5	20,2	20	47,6
«Комсомолец Донбасса»	371	6	I, *б*	8	40	3,5	17,5

цикла ведут не по нормам выработки, а по достигнутой на скоростных проходках производительности труда (по видам работ) и числу занятых в таких забоях проходчиков.

При проектировании проходки ствола можно воспользоваться обоими методами расчета: первый позволит определить максимально возможную скорость проходки, которая обеспечивается принятой механизацией, а второй даст возможность учесть нормы выработки и число проходчиков. Разница между скоростями проходки ствола, определенными по первому и второму методам, показывает резервы повышения скорости проходки и роста производительности труда проходчиков.

На техническую скорость проходки стволов наряду с рассмотренными факторами оказывают влияние: характеристика пересекаемых пород (крепость, водоносность, опасность по выбросам угля и породы), глубина и площадь поперечного сечения ствола и др. Поэтому технологические схемы при прочих равных условиях необходимо сравнивать: для проектируемых стволов — по расчетной технической скорости; для уже пройденных стволов — по среднемесячной технической (фактической) скорости.

Среднемесячная техническая (фактическая) скорость проходки стволов (см. табл. 10.3)

одинаковых площадей поперечных сечений

$$v_{ср.пр} = H/t_{пр};$$

разных площадей поперечных сечений

$$v_{ср.пр} = HS_{св}/t_{пр},$$

Проходка приствольных камер $t_к$		Армирование $t_а$		Переоснащение $t_{пер}$		Средняя скорость					$k_с = \frac{v_с}{v_{пр}}$
						проходки ствола $v_{пр}$		армирования	строительства ствола $v_с$		
мес	%	мес	%	мес	%	м/мес	м³/мес	м/мес	м/мес	м³/мес	
(клетевые) стволы											
12	17,3	10	14,4	8	11,5	62	3535	124	18	1017	0,29
12,5	18	8	11,5	8	11,5	57	3265	129	15	845	0,26
3	4,5	8	11,8	19	28,2	18	924	48	48	278	0,33
повые) стволы											
18	22,1	6	7,4	12	14,8	62	3269	217	16	842	0,25
11	15,2	7	9,6	26	35,9	29	1304	63	6	271	0,2
17,1	23,7	8	11,1	12	16,6	28	1071	80	9	344	0,32
стволы											
2	3,8	—	—	9	17,2	61	1204	518	20	390	0,32
5	10,7	—	—	9	19,4	79	1554	512	22	434	0,27
5	10,1	—	—	9	18,2	19	377	168	7	134	0,36
2,5	8,6	—	—	9	31	82	2320	—	21,2	600	0,26
стволы											
5	11,9	—	—	8,5	20,3	61	1197	606	29	570	0,47
6	30	—	—	2,5	12,5	106	3000	—	18,5	523	0,17

где H — глубина ствола без учета технологической части (устья), м; $t_{пр}$ — продолжительность проходки ствола без учета затрат времени на его оснащение, проходку сопряжений и приствольных камер, мес.

Для определения возможных резервов наращивания скорости проходки стволов и повышения производительности труда по приведенным формулам были рассчитаны скорости проходки стволов на основе общепринятых исходных данных для пород различной крепости и построены графики (рис. 10.1) зависимости расчетной технической скорости от диаметра ствола. За основу были приняты такие исходные данные: совмещенная схема проходки; проходческий комплекс КС-2у/40 и 2КС-2у/40; бурильные установки БУКС-1м; спуск бетона по двум ставам труб за секционную опалубку. Анализ графиков позволяет сделать следующие выводы:

расчетные скорости проходки превышают средние достигнутые в 3...4 раза, а нормативные по Укршахтострою — в 2,2...3 раза, что свидетельствует о наличии значительных резервов;

опыт скоростных проходок, в частности опыт, накопленный трестом Донецкшахтопроходка, показывает, что расчетные скорости вполне реальны и даже ниже некоторых достигнутых;

скорости проходки, рассчитанные по нормам, как правило, близки к скоростям, рассчитанным по числу и производительности машин и механизмов, что свидетельствует о высоком уровне механизации работ (98,3 %), реальности норм выработки и принятых расчетных параметров и о широком применении совмещенной технологии проходки;

скорость проходки по нормам выработки отстает на 20...30 % от расчетной по машинам, что свидетельствует о неполном освоении механизации из-за недостаточной квалификации рабочих, наличии резервов в организации работ и недостатках в содержании машин;

скорость проходки, измеряемая в м/мес, с увеличением диаметра стволов падает, а измеряемая в м³/мес, резко возрастает;

скорость проходки в значительной мере зависит от коэффициента крепости пересекаемых пород.

На протяжении всей истории строительства горных предприятий нормативная скорость проходки стволов (как и других выработок) планируется в линейных измерениях (м/мес) независимо от диаметра и крепости пород. Естественно, что при одной и той же скорости проходки, но с увеличением диаметров стволов объем работ значительно увеличивается, а скорость снижается, особенно в крепких породах.

В течение ряда лет Укршахтострою установлена нормативная скорость проходки стволов 60 м/мес независимо от диаметра стволов и коэффициента крепости пород. Насколько ошибочен такой подход к установлению нормативов, доказывают данные табл. 10.3 и рис. 10.2 и 10.3. Если принять скорость проходки стволов в м³/мес диаметром 5 м за 100 %, то для стволов диаметром 7 м этот норматив завышен почти в 1,8 раза, а диаметром 8 м — в 2,5 раза. Эквивалентные фактическому объему работ в м³/мес нормативы в м/мес должны быть соответственно 30,6 и 23,4. Эквивалентный норматив $v_{эвк}$ (м/мес) может быть рассчитан по формуле

$$v_{экв} = 25v_{уст}/D^2_{ств},$$

где $v_{уст}$ — установленный норматив, м/мес; $D_{ств}$ — диаметр ствола всвету, м.

Коэффициент превышения объема работ $k_{пр} = 4D^2_{ств}$ (%). Если уве-

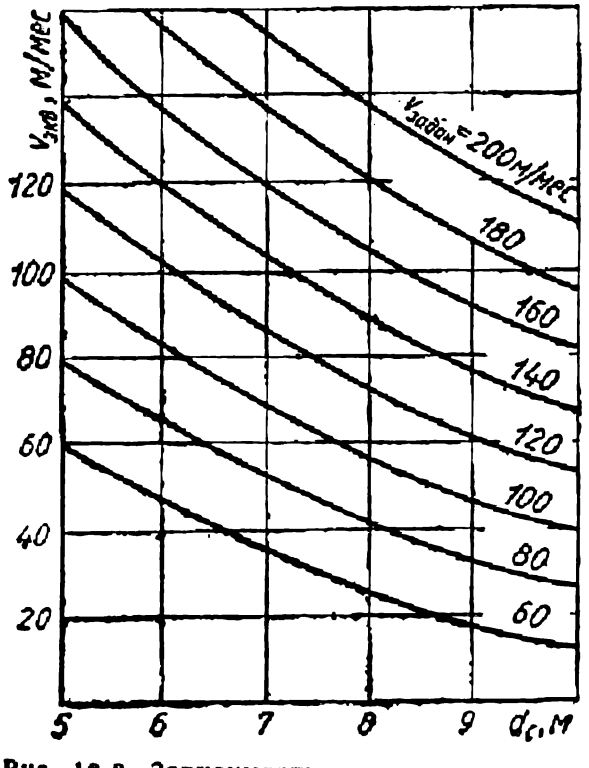


Рис. 10.2. Зависимость между эквивалентной $v_{экв}$ и заданной $v_{задан}$ (нормативной) скоростями проходки при различных значениях диаметра ствола всвету d_c

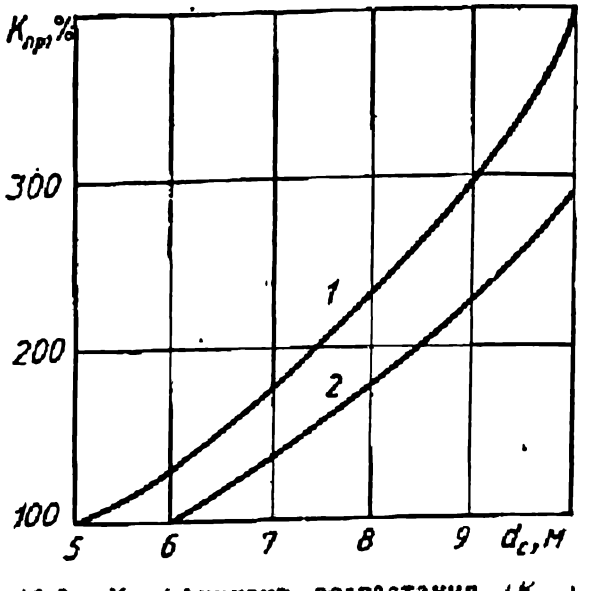


Рис. 10.3. Коэффициент возрастания ($K_{пр}$) нормативной скорости проходки стволов в зависимости от диаметра всвету:
1 — для эталонного диаметра 5 м; *2* — для эталонного диаметра 6 м

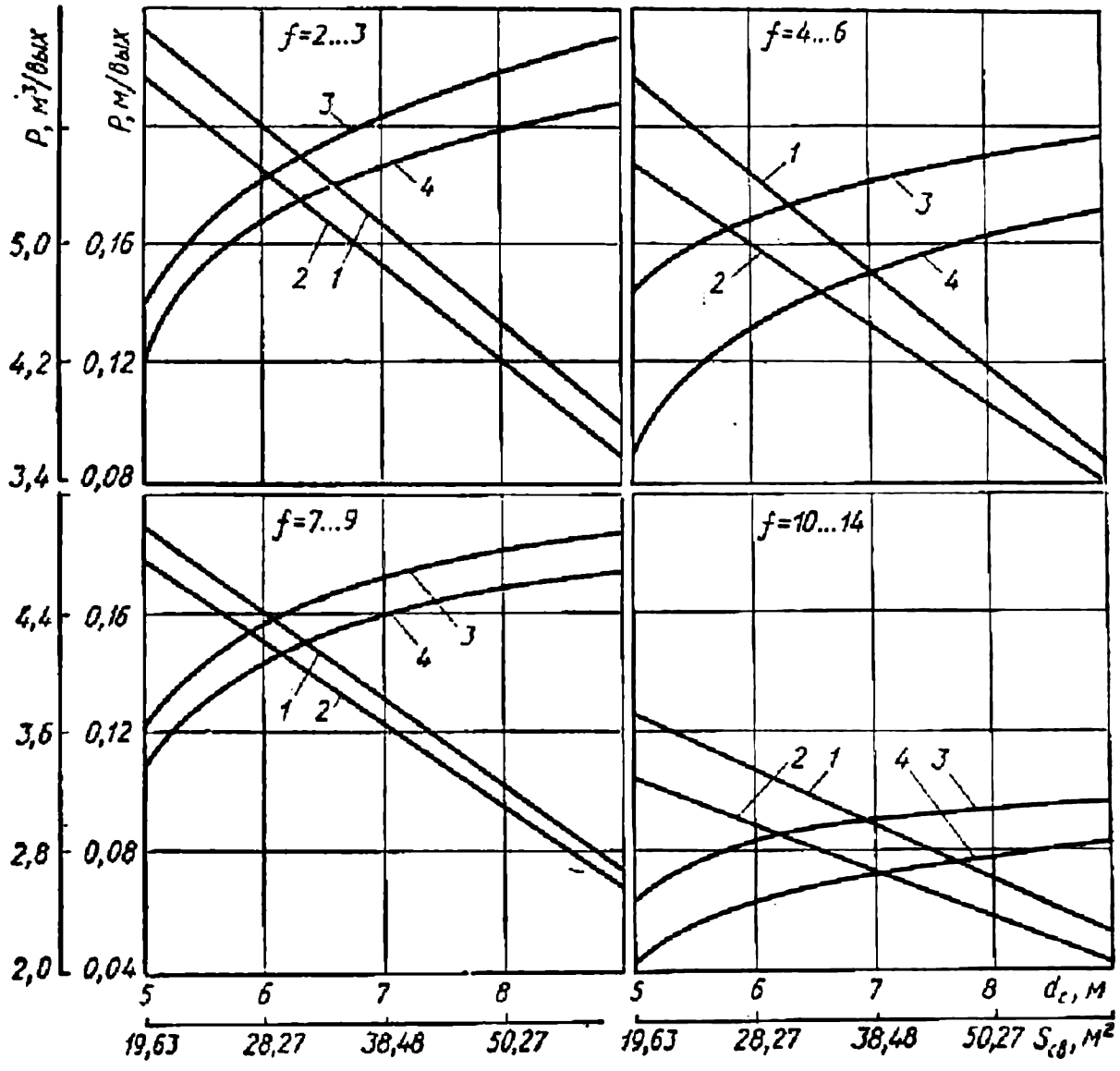


Рис. 10.4. График зависимости расчетной производительности труда проходчиков $P_п$ от диаметра ствола d_c в свету:

по производительности проходческих машин в забое (*1* — м/вых; *3* — м³/вых); по нормам выработки (*2* — м/вых; *4* — м³/вых)

личение объемов работ и усредненный коэффициент крепости пород не учитывать при установлении месячного норматива проходки, то это отрицательно сказывается на его выполнении в связи с неточностью учета затрат труда проходчиков и его оплаты, а также производительности труда (рис. 10.4). Учитывая тенденцию к проходке стволов с увеличенными диаметрами, измерение их скорости проходки в линейных единицах в большей степени затормозит систему планирования, учета и оплаты труда и приведет в конечном счете к стабилизации или даже к снижению скорости проходки и производительности труда проходчиков. Целесообразность и необходимость измерения скорости проходки в объемных единицах диктуется еще и тем, что для расчета производительности труда проходчиков, подъема, единичных расценок приходится пользоваться объемными измерителями.

Упорядочение системы нормирования скорости проходки стволов и оплаты труда, а также производительности труда требует еще учета категории крепости пород, так как с увеличением коэффициента крепости скорость проходки и производительность труда

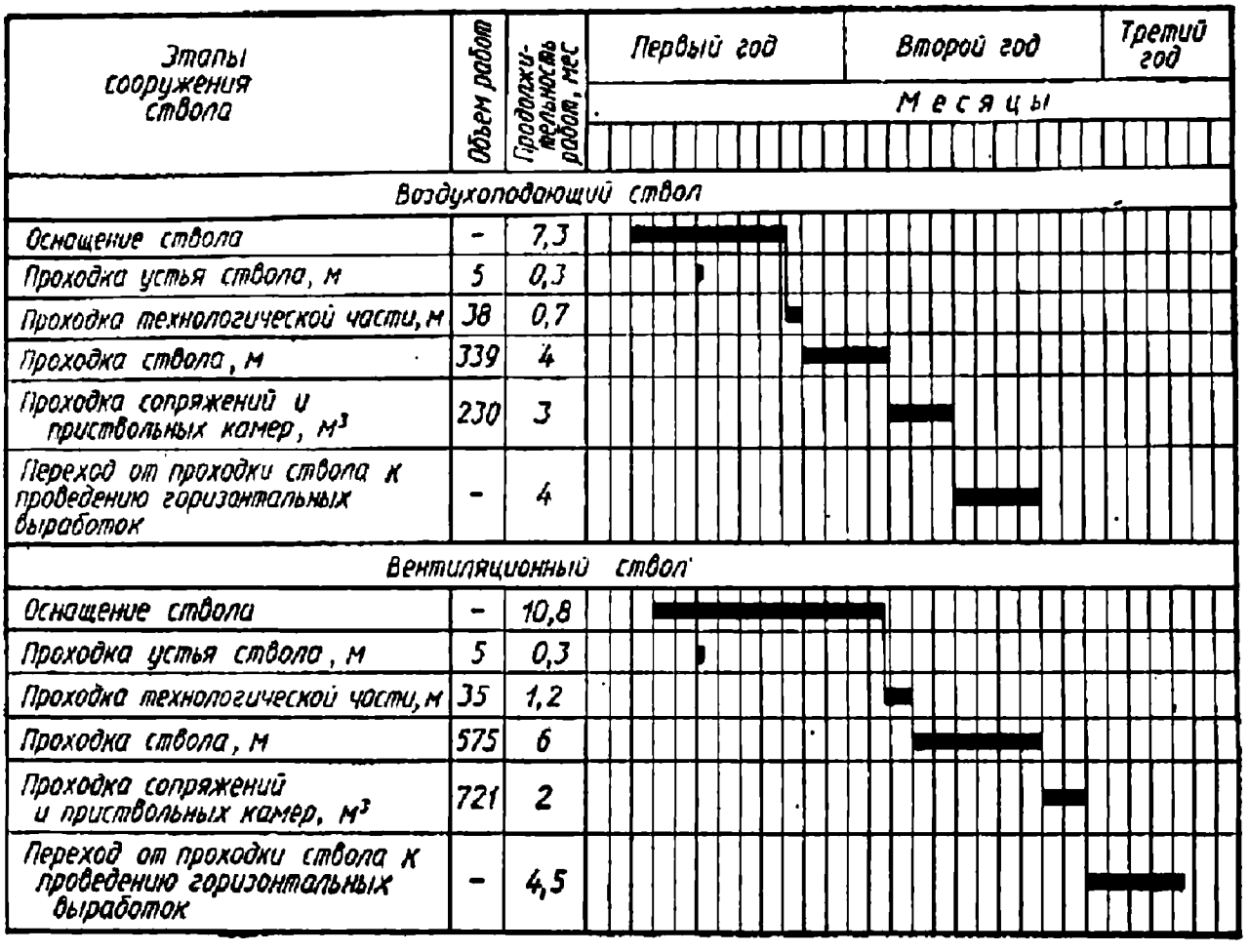


Рис. 10.5. Фактические графики сооружения стволов

снижаются. Методика расчета технической скорости проходки по нормам выработки должна быть положена в основу расчета ее нормативной величины для конкретных горно-геологических и горно-технических условий, что должно повысить надежность принятых нормативов и упорядочить систему учета и оплаты труда проходчиков.

Возможная производительность труда проходчиков, рассчитанная для тех же исходных данных (см. рис. 10.4), изменяется с той же закономерностью, что и техническая скорость проходки ствола. Так производительность труда, рассчитанная по числу проходчиков и нормам выработки, незначительно отстает от производительности труда, рассчитанной по типу, числу и производительности машин в забое; это говорит о некоторых резервах ее роста за счет более полного использования техники. Однако средняя фактическая производительность труда существенно отстает от расчетной. Таким образом, рост производительности труда при проходке стволов в настоящее время для данных условий почти полностью зависит от коренного улучшения планирования, нормирования, учета и правильной оплаты труда, внедрения бригадного подряда и повышения уровня организации работ на проходке вообще и в забое в частности. Приведенные на рис. 10.4 графики могут быть использованы для нормирования и учета производительности труда с учетом диаметра ствола и коэффициента крепости пород.

Суточная скорость проходки ствола устанавливается графиком проходки и проверяется делением расчетного или установлен-

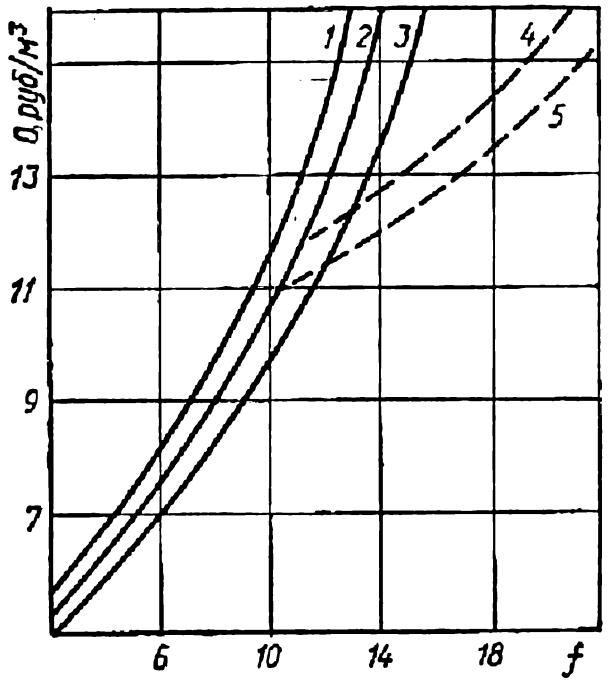


Рис. 10.6. Стоимость проходки и крепления м³ ствола по забойным затратам с применением непредохранительных ВВ:

1 — площадь поперечного сечения ствола менее 16 м²; *2* — от 16 до 30 м²; *3* — более 30 м²; *4* — при применении комплекса КПВ и площади сечения до 30 м²; *5* — то же, при площади более 30 м²

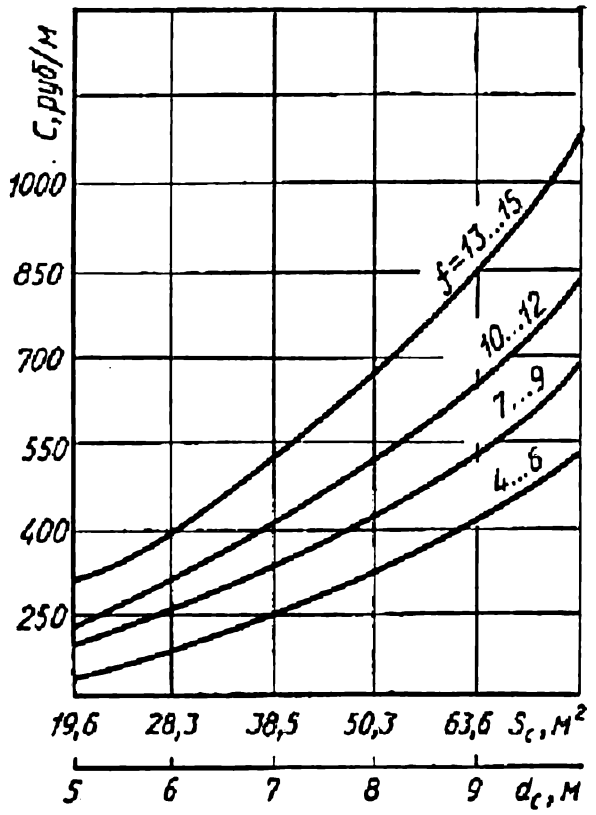


Рис. 10.7. Стоимость проходки 1 м ствола по забойным затратам в зависимости от диаметра в свету и крепости пересекаемых пород

ного месячного норматива на количество рабочих суток в течение месяца.

Комплексная норма выработки и производительность труда, а также другие технико-экономические показатели рассчитывают по методике, изложенной в гл. 13.

В приложении I СНиП III-11-77 указаны методики расчета:

1. Среднемесячную техническую скорость проходки горных выработок определяют делением общего принятого объема проходки по всем выработкам данного вида за истекший месяц на суммарное количество забое-месяцев.

2. Среднемесячную календарную скорость проходки горных выработок находят делением общей протяженности законченных проходкой выработок данного вида в отчетном периоде на суммарное число календарных месяцев, затраченных от начала до конца проходки каждой выработки.

3. Календарную скорость сооружения вертикальных стволов определяют делением глубины ствола, пройденной в основной период, на суммарное календарное время, затраченное на весь комплекс работ, относящийся к сооружению данного ствола.

В табл. 10.3 приведены скорости проходки, армирования и строительства каждого ствола в отдельности и соотношение затрат времени на основные этапы строительства стволов: *оснащение* (здесь учтены затраты времени на проходку технологической части (устья) и переоснащение к проходке ствола, а также на производство.

специальных работ); *проходку ствола*; подготовительные работы и *проходку приствольных камер*, сопряжений и других выработок, потребовавших остановки забоя ствола; *армирование* со всем комплексом подготовительных, вспомогательных и заключительных работ; *переоснащение* и весь комплекс работ по переходу от проходки ствола к проведению горизонтальных горных выработок. Фактические графики строительства стволов приведены на рис. 10.5.

В табл. 10.3 приведен коэффициент k_c, который характеризует степень положительного или отрицательного воздействия на скорость сооружения ствола всей совокупности факторов, иначе говоря, технический уровень производства работ.

Стоимость проходки и крепления 1 м³ (1 м) ствола, сопряжения или другой примыкающей выработки можно определить прямым счетом (гл. 13, § 5) или по единым районным единичным расценкам, приведенным в СНиП IV—5—82.

Предварительно стоимость проходки 1 м³ и 1 м ствола по забойным затратам (основная заработная плата, материальные ресурсы, эксплуатация машин) можно определить по графикам (рис. 10.6 и 10.7), составленным на основе СНиП IV—5—82.

Трестом Донецкшахтопроходка в 1983 г. пройден клетевой ствол на шахте «Северная» ПО Торезантрацит диаметром всвету 6 м и глубиной 650 м. Ствол армировали двумя главными расстрелами, на которые подвешивали по два боковых проводника. Фактические затраты (тыс. руб.) на строительство ствола составили:

Оснащение ствола	850 (40 м технологическая часть)
Проходка и крепление	1485 (610 м ствола)
Армирование	325
Цементация из забоя	350
Строительство камер и сопряжений	226
Дополнительные амортизационные отчисления на передвижное оборудование	92
Транспортирование породы от ствола до отвала	38
Переоснащения при переходах от одного вида работ к другому	192
Дополнительная заработная плата	8
Всего	3556

Стоимость проходки и крепления 1 м составила 2438 руб. (86,4 руб/м³), армирования — 500 руб. и в целом по строительству ствола — 5500 руб. Полная стоимость 1 м³ строительства ствола составила 194,5 руб.

Стоимость строительства 1 м ствола диаметром 6 м всвету, где проводится цементация с поверхности, составила в среднем 6,5 тыс. руб. Сравнение забойных затрат по СНиП с полными фактическими затратами свидетельствует о значительных экономических резервах при строительстве стволов.

§ 2. Передовой опыт проходки стволов обычным способом по буровзрывной технологии

Ордена Ленина трест Донецкшахтопроходка является передовым в отрасли по развитию проходки глубоких стволов в обычных и сложных горно-геологических условиях и накоплению передового опыта. Коллективом треста установлено несколько мировых рекордов по скорости проходки и производительности труда. До сих пор остается непревзойденной скорость проходки ствола на шахте № 17-

17-бис 401,3 м/мес (9500 м³/мес) при производительности труда члена бригады 5 м³ готового ствола на выход.

Ствол диаметром всвету 5,5, вчерне 6,3 м, глубиной 764,3 м проходили с помощью комплекса ДШП-1, созданного инженерами треста. Средняя техническая скорость собственно проходки ствола составила 7150 м³/мес (300 м/мес), что в 5 раз превышает нынешний месячный норматив. Все это свидетельствует о наличии значительных неиспользованных резервов, хотя достижение такой скорости потребовало тщательной инженерной подготовки, четкой организации труда, высокой квалификации проходчиков и ИТР и, конечно, большого напряжения нравственных и физических сил.

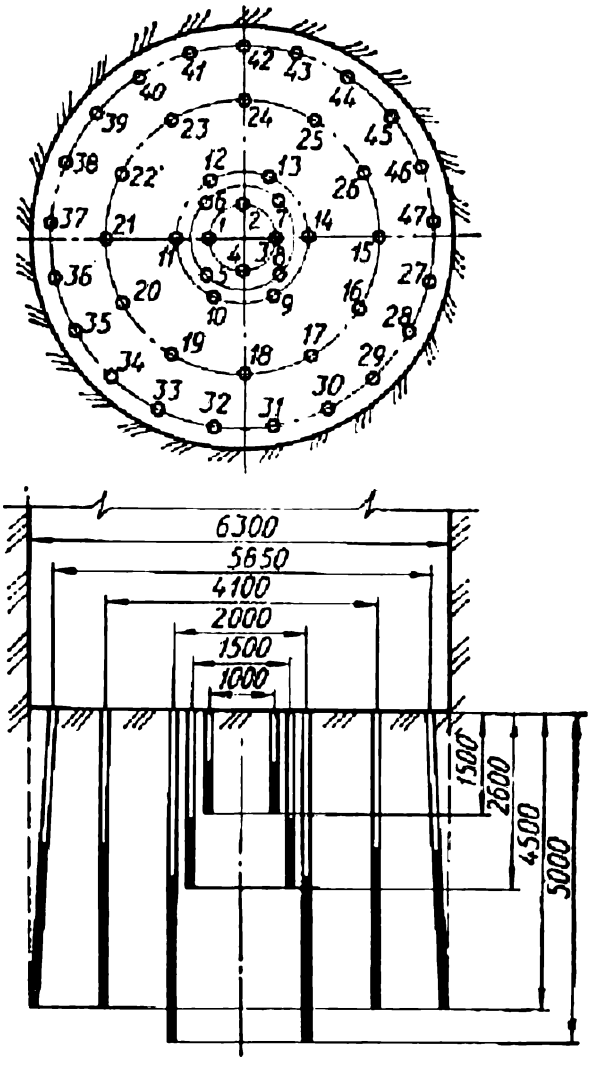


Рис. 10.8. Схема расположения шпуров, применявшаяся при установке мирового рекорда скорости проходки

Ствол был оснащен проходческим шатровым копром с разносом опор 15 × 15 м, двумя подъемными машинами (постоянной 2Ц × × 4 × 1,8, работающей как одноконцевая, и временной ЦР × 4 × × 3,2), саморазгружающимися бадьями вместимостью 4,5 м³, 22 проходческими лебедками грузоподъемностью от 5 до 25 т, двумя последовательно работающими вентиляторами ВЦО-1, вентиляционными прорезиненными трубами диаметром 800 мм, тремя компрессорами ВП-50/8 общей производительностью 150 м³/мин.

Проходческие работы выполняла комплексная бригада в составе 75 чел., возглавляемая заслуженным шахтером УССР, Героем Социалистического Труда П. М. Кондратюком. Бригада была разбита на четыре основных сменных звена по 9 чел., включая проходчиков в забое и на креплении. Два дополнительных звена бурильщиков (по 19 чел.) работали по вызову.

Работы велись по многоцикличному скользящему графику при средней продолжительности цикла 7 ч: проветривание и приведение ствола в рабочее состояние — 30 мин; I фаза погрузки породы (52 бадьи) — 2 ч 10 мин; II фаза (6 бадей) — 1 ч 10 мин; перестановка щита и полка — 25 мин; бурение шпуров — 1 ч 15 мин; заряжание и взрывание — 1 ч; простои и ремонтные работы — 30 мин. Заходка за цикл составляла по песчаникам до 3,5 м, по сланцам — до 4,2 м. При небольшом сечении ствола для получения максимальной заходки была отработана схема расположения шпуров (рис. 10.8) с тройным вертикальным врубом и глубиной врубовых

шпуров 5 м. Применялся скальный прессованный аммонит № 1 в патронах диаметром 45 мм. Всего по забою бурилось 48 шпуров по единому паспорту для различных видов пород. Изменялся только удельный расход ВВ, который по сланцам составлял 1,8 кг и по песчаникам 2 кг на 1 м^3 обуренной породы.

Проходческий цикл завершали взрывными работами. Породу грузили машиной КС-1м с модернизированным грейфером вместимостью 1,25 м^3 без перецепки бадей при отсутствии людей в забое ствола в I фазе. Продолжительность цикла черпания грейфера была снижена до 15...20 с (вместо 25...30 с). Воду откачивали пневмонасосами Н-1м в бадьи, начиная с конца I фазы.

Породу транспортировали в отвал, расположенный в 2,5 км от ствола, пятью автосамосвалами КРАЗ грузоподъемностью 12 т.

Шпуры бурили одновременно 18—19 перфораторами типа ПР-24лс, заряжали их наряду с мастером-взрывником почти все проходчики бурильной бригады, имевшие «Единую книжку взрывника» или «Удостоверение на право участия в заряжании шпуров».

Ствол крепили быстротвердеющим бетоном марки 200 на сульфатостойком портландцементе. Бетонную смесь подвозили в автосамосвалах от бетонного узла, удаленного от ствола на 4 км, и спускали за опалубку по двум трубам диаметром 150 мм, подвешенным на канатах. Возводили крепь четыре проходчика в смену. За сутки крепилось до 15 м ствола. Все работы по бетонированию крепи ствола вели с шестиэтажного подвесного полка в следующем порядке: отрывали и спускали поддон и опалубку на очередную заходку; на поддон укладывали деревянный настил и заделывали все зазоры и щели; опускали опалубку на поддон и начинали бетонирование опорного слоя (10...12 м^3) с выдержкой в 1 ч; крепь бетонировали на всю высоту опалубки. За одну заходку высотой 5 м укладывали в среднем 40 м^3 бетонной смеси. Цикл работ продолжался в среднем 9 ч.

Большой опыт скоростной проходки накоплен шахтопроходческим строительным управлением № 3 (трест Донецкшахтопроходка), возглавляемым начальником управления Е. М. Маргулисом.

На шахте им. М. И. Калинина ПО Донецкуголь за 31 рабочий день бригадой, руководимой заслуженным шахтером УССР В. С. Половцевым, пройдено 202,5 м готового ствола по совмещенной технологии (рис. 10.9). Этот новый всесоюзный рекорд перекрыл установленный норматив более чем в 3 раза.

Восточный вентиляционный ствол шахты им. М. И. Калинина имеет глубину 786 м, диаметр ствола в проходке 7 м, всвету 6 м, толщина крепи 500 мм. До начала проходки ствола проводили глиноцементацию водоносных пород с поверхности до глубины 482 м. Для проходки ствола использовали проходческий металлический копер высотой 25 м с бункерами — накопителями породы. Применялись две временные одноконцевые подъемные машины ЦР4 × × 3/0,7 и МПП-17,5. Технологическое оборудование в стволе подвешивали с помощью передвижных проходческих лебедок, смонтированных на инвентарных фундаментах.

Трехэтажный подвесной проходческий полок с породопогрузочной машиной КС-2у/40 подвешивали на четырех канатах через шки-

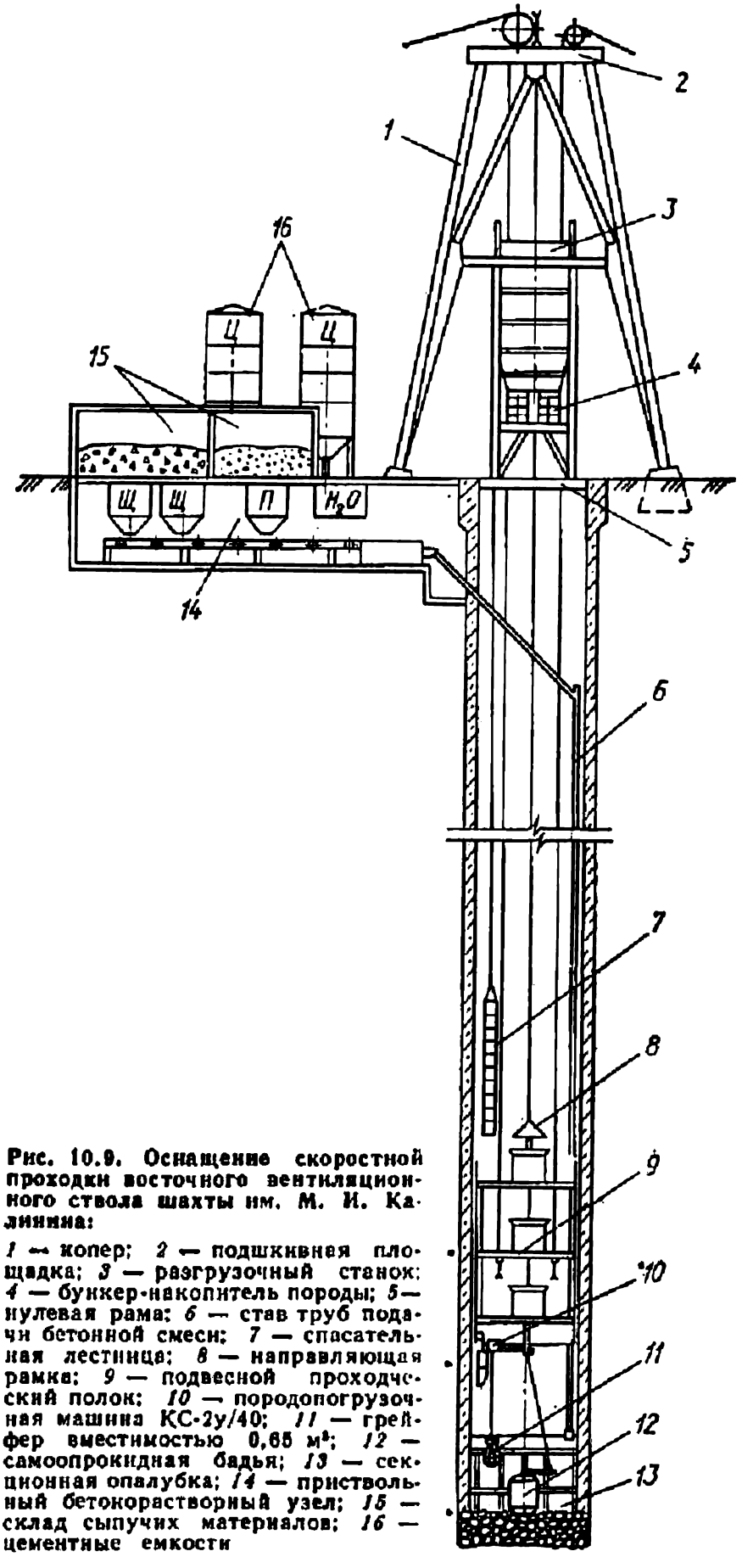


Рис. 10.9. Оснащение скоростной проходки восточного вентиляционного ствола шахты им. М. И. Калинина:

1 — копер; *2* — подшкивная площадка; *3* — разгрузочный станок; *4* — бункер-накопитель породы; *5* — нулевая рама; *6* — став труб подачи бетонной смеси; *7* — спасательная лестница; *8* — направляющая рамка; *9* — подвесной проходческий полок; *10* — породопогрузочная машина КС-2у/40; *11* — грейфер вместимостью 0,65 м³; *12* — самоопрокидная бадья; *13* — секционная опалубка; *14* — приствольный бетокорастворный узел; *15* — склад сыпучих материалов; *16* — цементные емкости

вы, расположенные на полке. Две ветви полковых канатов жестко крепились к нулевой раме, а две шли к лебедкам ПЛП-25Б через шкивы, установленные на подшкивной площадке копра. Секционную металлическую опалубку подвешивали на четырех направляющих канатах, идущих к лебедкам ПЛП-18Б. На полке направляющие

канаты отклонялись отбойными шкивами к точкам подвески опалубки. Для подвески телескопического устройства ставов труб подачи бетона использовали лебедки ПЛП-10А.

По мере проходки ствола наращивали кабели взрывания, освещения, сигнализации, телефонизации и блокировки. Ствол проветривался вентиляторами ВЦО-1,5, нагнетавшими свежий воздух по ставу металлических труб диаметром 1000 мм, на конце которого навешивался телескопический прорезиненный трубопровод длиной 60 м и диаметром 600 мм.

Промплощадка ствола обеспечивалась сжатым воздухом временной компрессорной станцией, состоящей из трех компрессоров ВП-50/8 производительностью по 50 м³/мин каждый. В ствол воздух подавался по трубам диаметром 219 мм.

Шахтная вода вместе с горной массой выдавалась на поверхность в бадьях, затем по наклонным течкам бункеров-накопителей выливалась на асфальтовый автопроезд и самотеком поступала в специальный бункер-приемник, откуда шламовые насосы перекачивали ее во временный отстойник для осветления.

Спуск-подъем людей и материалов, выдачу породы производили в бадьях БПСД-4,5 вместимостью 4,5 м³.

Для выполнения скоростного графика проходки потребовалось пересмотреть организацию труда в бригаде. Прежде всего было организовано шесть звеньев; четыре из них по 7 чел. в каждой были круглосуточно заняты погрузкой породы и креплением ствола; два звена по 11 чел. работали по скользящему графику и занимались бурением шпуров.

Скоростную проходку ствола осуществляли по многоцикличному скользящему графику при проектной продолжительности цикла 14 ч 30 мин, или 1,65 цикла в сутки.

На основе технических расчетов глубину шпуров приняли 4,5 м. Паспорт буровзрывных работ для различных пород был одинаковым. В качестве ВВ применяли скальный аммонит № 1, прессованный в патронах диаметром 45 мм. Удельный расход ВВ на 1 м³ обуренной породы составил 1,735 кг. Рациональность принятых параметров буровзрывных работ подтвердила их высокую эффективность. В среднем за месяц коэффициент использования шпуров составил 0,93.

Продолжительность и содержание цикла являлось средством для достижения наиболее рационального производственного режима. Оптимальный режим был выбран на основании расчета основных технологических параметров, и в первую очередь глубины шпуров. Это дало возможность обеспечить в общей продолжительности цикла минимальные удельные затраты времени на 1 м подвигания забоя.

Для организации скоростной проходки группой инженерно-технических работников и рабочих в целях выявления резервов времени была детально проанализирована длительность всех операций проходческого цикла, достигнутых в январе 1982 г., когда было пройдено 100 м готового ствола. На основании выполненного анализа фактических затрат времени определили оптимальную продолжительность процессов и операций. При этом учитывались максимально возможные результаты, достигнутые бригадой в ряде циклов в ян-

Процессы	Объем работ на цикл	Время на цикл		Время работы, ч														
		ч	мин	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Взрывание	—	—	5															
Проветривание и приведение ствола в рабочее состояние	—	—	35															
Уборка породы (I фаза), м³	65	5	10	3*	4	5	5	5	4	4	3	5	5	4	3			
Уборка породы (II фаза), м³	5	1	40									1	1	1				
Спуск и центровка опалубки	—	—	50															
Укладка бетона, м³	52	1	50															
Бурение шпуров, м	62	2	20															
Заряжание	62	1	30															
Простои	—	—	45															

* Количество выдаваемых бадей

Рис. 10.10. График организации работ при скоростной проходке вентиляционного ствола по совмещенной технологии

варе. Итоги этой работы послужили основанием для составления графика скоростной проходки, который был опробован в феврале 1982 г. С учетом полученных результатов составили окончательный график (рис. 10.10).

Проходческий цикл начинался со взрывания шпуров. После проветривания забоя подвесной проходческий полок опускали, устанавливали в рабочее положение на расстоянии 7...8 м от забоя и начинали уборку породы. Продолжительность этих операций — от взрывания шпуровых зарядов до выхода на поверхность первой груженой бадьи с породой — составляла в среднем 35 мин за цикл.

Порода выдавалась на поверхность самоопрокидными бадьями без перецепки их в забое ствола. На поверхности породу отвозили в отвал четырьмя автосамосвалами КРАЗ грузоподъемностью 12 т.

Бункера-накопители были оборудованы затворами с винтовым приводом и лобовыми отбойниками, предупреждающими заклинивание крупных кусков породы. Размеры бункера на выходе соответствовали диаметру бадьи, поэтому порода, погруженная в забое, свободно проходила через горловину бункера, что особенно важно при большегрузных бадьях. Работу по погрузке и выдаче породы планировали и контролировали по количеству бадей, выданных за 10 мин. При подвигании забоя за цикл на 4,2 м в среднем выдавалось 70 бадей породы, в том числе 65 (92,8 %) — в I фазе, до зачистки забоя, т. е. полностью механизированным способом, и 5 (7,2 %) — во II фазе, при зачистке с применением ручного труда.

Производительность механизированной погрузки породы составила в среднем 13 бадей в час. Максимально при проходке по сланцам выдавалось 20 бадей в час. Таким образом, коэффициент неравномерности работы погрузочного агрегата и подъемов, учитывающий переход от максимальных показателей к средним, составлял для I фазы уборки породы 0,65.

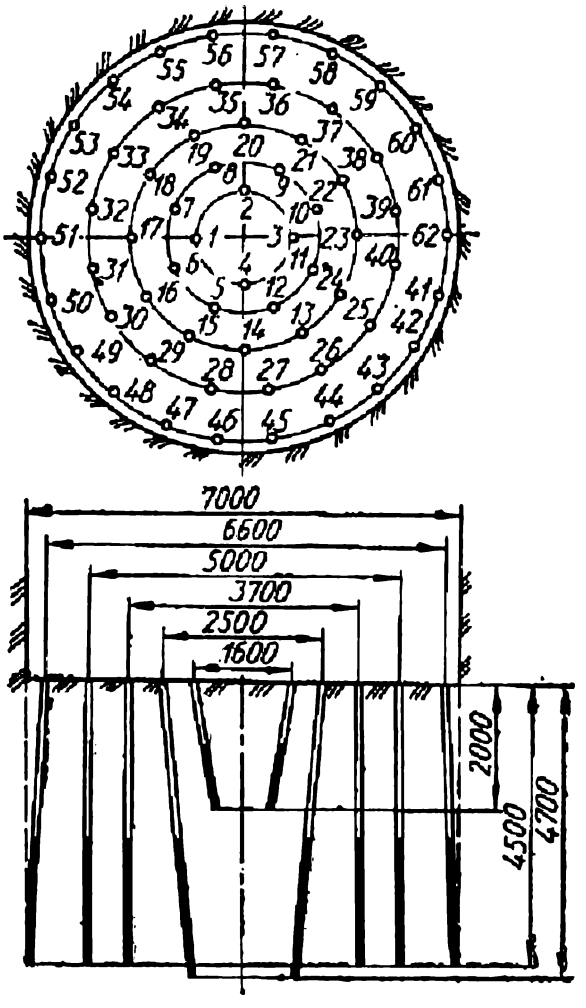


Рис. 10.11. Схема расположения шпуров при скоростной проходке вентиляционного ствола

Во время погрузки породы в забое находились три проходчика, включая звеньевого, которые обеспечивали прием и отправку бадей. Машинист из кабины породопогрузочного комплекса дистанционно управлял грейфером, а на верхнем этаже полка рабочий обеспечивал подачу сигналов при работе подъемов и проходе бадей через проемы.

Наиболее трудоемкая работа при уборке породы — зачистка забоя. Производительность погрузочного агрегата здесь снижается в 3...4 раза. Породу ручным пневмомонитором сдували в кучи, сгребали лопатами, а затем грейфером грузили в бадьи. Для выполнения этой работы привлекали 9 бурильщиков из дежурного звена.

Затраты времени на зачистку забоя и погрузку породы в последние пять бадей составили в среднем 1 ч 40 мин при общей продолжительности уборки породы 6 ч 50 мин. Таким образом, зачистка забоя, на которую приходилось всего 7,2 % выдаваемой породы, по времени занимала 24,4 % общей продолжительности породоуборочного процесса в цикле.

После зачистки забоя четырехстрельной бурильной установкой БУКС-1м и перфораторами ПР-30ЛС бурили шпуры. Схема расположения шпуров показана на рис. 10.11. БУКС-1м навешивали непосредственно на тельфер породопогрузочного комплекса КС-2у/40 с помощью роликов прицепного устройства бурильной установки и заходной кривой, расположенной на тельфере. Установкой БУКС-1м, обслуживаемой двумя машинистами, бурили врубовые и отбойные шпуры.

Ручными перфораторами обуривались только периферийные шпуры. Одновременно было задействовано до девяти перфораторов, что потребовало соблюдения особой четкости в работе и строгого распределения шпуров за каждым бурильщиком. Штанги состояли из трех комплектов буров длиной 1,5; 3 и 4,5 м со съемными долотчатыми коронками. Сжатый воздух подавали к перфораторам по шлангам длиной до 15 м, идущим от коллектора на полке-каретке. Три проходчика из основной забойной группы подносили буры, откачивали воду, продували шпуры.

По окончании бурения шпуров на поверхность выдавали установку БУКС-1м и весь буровой инструмент, а шланги поднимали на полок.

В результате проведенных мероприятий из общей продолжительности работ по обуриванию забоя 2 ч 20 мин (от спуска в забой бурового оборудования до спуска мастера-взрывника) подготовительно-заключительные операции занимали не более 20 мин.

Два взрывника и шесть проходчиков, имеющих право на ведение взрывных работ, заряжали шпуры, для их забойки использовали гранулированный шлак. Взрывали шпуры взрывным стволовым прибором ВПС-1.

На комплекс работ по заряжанию шпуров, подъему оборудования и выезду смены в среднем затрачивалось 1 ч 30 мин.

Таким образом, привлечение дополнительного звена из девяти проходчиков для зачистки забоя, бурения шпуров и их заряжания позволило сократить время на подготовительно-заключительные операции.

Постоянную крепь возводило звено из пяти проходчиков вслед за подвиганием забоя. После уборки породы и ее разравнивания на высоту заходки бетонной крепи спускалась металлическая призабойная секционная опалубка с жестким отрывом высотой 4,2 м. Ствол крепили монолитным бетоном марки 200 на сульфатостойком портландцементе. Для равномерного распределения бетона по периметру было предусмотрено два бетонных става диаметром 168 мм.

Бетонную смесь доставляли в ствол к двум приемным воронкам, подсоединенным к бетонным ставам, из приствольного бетонорастворного узла заглубленного типа непрерывного действия со смесителем С-753 производительностью 30 м^3/ч. Затем по трубопроводам (без гасителей скорости) поступала за опалубку через приемные карманы, на которых во избежание истирания устанавливали бронированные плиты. Так как бетонные ставы крепились жестко к постоянной крепи ствола, для удобства их наращивания внизу были предусмотрены телескопические устройства, подвешенные на канатах к передвижным проходческим лебедкам, расположенным на поверхности.

Бетон приготавливали следующим образом. Со склада сыпучих материалов, оборудованного регистрами для подогрева, песок и щебень поступали в расходные бункера и через дозаторы — на конвейер. Цемент из двух емкостей вместимостью 80 т каждая, установленных около БРУ, поступал в расходный бункер вместимостью 20 т и через дозатор — на конвейер. С конвейера смесь направляли в смеситель, где затворяли водой, подогреваемой в электрокотлах ЭПЗ-100. В целях ускорения сроков схватывания бетона в бетонную смесь добавляли кальций из расчета 3 % массы цемента. Бетон за опалубкой уплотняли глубинными пневмовибраторами ИПВ-18 и ИП-25.

При бетонировании не допускалось попадание воды со стен ствола за опалубку. Приток воды (4 м^3/ч) отводили с помощью прорезиненных фартуков, подвешенных над опалубкой.

Продолжительность возведения постоянной крепи ствола составила в среднем 2 ч 40 мин на цикл, в том числе на вспомогательно-заключительные операции затрачивалось в среднем 40...50 мин.

Трубопроводы сжатого воздуха, вентиляции и подачи бетона крепили к стенам и наращивали с верхнего этажа подвесного проход-

ческого полка через каждые шесть проходческих циклов в течение 6...7 ч с остановкой забоя. Трубы сжатого воздуха и вентиляции крепили на штырях и тягах, трубы бетона — на консолях, соединение труб между собой выполняли с помощью самоцентрирующих хомутов. Эту работу выполняло звено из пяти проходчиков основной забойной группы при непосредственном участии бригадира.

Всего за месяц было выполнено 48 циклов со средним подвиганием забоя за цикл 4,2 м. Максимальное подвигание забоя за цикл составило 4,5 м, максимальные суточные темпы — 10,6 м. Суммарные затраты времени за месяц на ремонтные работы и устранение неполадок составили 28 ч, или 35 мин непроизводительных затрат на цикл. Производительность труда проходчиков составила 5,2 $м^3$/вых. готового ствола всвету, что в 2,5 раза выше достигнутой по комбинату Донецкшахтострой.

Высоких показателей бригада В. С. Половцева добилась благодаря строгому разграничению обязанностей между членами бригады, персональной ответственности за исправность каждого горнопроходческого механизма и оборудования в стволе. Кроме того, большое внимание уделялось взаимозаменяемости членов бригады — каждый проходчик владел двумя-тремя смежными профессиями. Значительную роль сыграло строгое соблюдение графика планово-предупредительного ремонта оборудования, который проводился во время технологических пауз, что обеспечило четкую, бесперебойную его работу. Были внедрены пневмомониторы для сокращения затрат ручного труда при зачистке забоя ствола, тельферная дорога — для погрузки-разгрузки и перемещения грузов в копер.

Особое внимание было уделено социалистическому соревнованию между звеньями в бригаде. Итоги подводились ежесменно, за пятидневку и декаду. Был внедрен хронометраж выполнения всех производственных процессов на проходке ствола, который выполняли специально обученные рукоятчики-сигналисты. Горные мастера на основании хронометражных данных вели графики выполнения работ за смену, в которых проставляли показатели работы звеньев.

Для определения оптимального объема работ, устанавливаемого звеньям в сменных заданиях, и оплаты труда членов проходческой бригады по результатам работы отдельных смен (посменный замер) учет выполнения всех проходческих операций велся в сантиметрах готового ствола. Введение посменного замера повысило требовательность и ответственность при приеме-сдаче смен.

Строгий учет позволил анализировать работу каждой смены, выявлять причины потерь рабочего времени и своевременно принимать меры по их устранению.

В 1983 г. бригада В. С. Половцева проходила воздухоподающий ствол шахты «Ново-Бутовка» диаметром всвету 6,5 м и глубиной 827 м по совмещенной технологической схеме с применением буровой установки БУКС-1м и породопогрузочного комплекса КС-2у/40. В течение семи месяцев (апрель — октябрь) было пройдено 729 м ствола со средней скоростью 104 м/мес.

§ 3. Задачи и перспективы дальнейшего развития технологии проходки стволов обычным способом

Прогресс проходки стволов в обычных и сложных горно-геологических условиях характеризуется такими результатами: средняя скорость проходки стволов по тресту Донецкшахтопроходка возросла почти в 4 раза, производительность труда за этот же период — в 4,5 раза, а максимальная скорость — в 6,6 раза.

Развитие технологии проходки стволов шло по спирали: взамен последовательной с трудоемкой работой по возведению временной крепи в 50-е годы была применена более прогрессивная параллельная, но тоже с временной крепью, которую в 60-е годы заменили качественно новыми схемами — совмещенной и параллельно-щитовой без временной крепи и с уровнем механизации всех проходческих работ до 98,3 %. Если в 40-е годы погрузка породы была самым трудоемким процессом и выполнялась вручную, то в 80-е годы погрузку породы в I фазе производят без присутствия людей в забое. Однако развитие проходки идет дальше, и на смену буровзрывной приходит комбайновая технология с применением проходческих комплексов ПД-2 и СК-1Д, которые обеспечивают полное отсутствие людей в забое и 100 %-ную механизацию проходческих процессов. Одновременно развивается способ проходки стволов шахт бурением скважин с поверхности. При этом полезные ископаемые растворяют под землей и выдают на поверхность в жидком виде.

Законы диалектики воздействуют на жизненные и технические процессы не раздельно, а в совокупности. Развитию технологии проходки стволов способствовали такие количественные изменения, которые привели в конечном итоге к качественным: постепенное увеличение вместимости грейферов от 0,1 до 1,25 м^3, бадей от 0,5 до 6,5 м^3; замена крепи из мелкоштучного кирпича на бетониты, затем на железобетонные тюбинги и в последнюю очередь на индустриальный метод возведения бетонной крепи без затрат ручного труда путем спуска бетонной смеси по трубам за передвижную опалубку; замена ручного бурения шпуров глубиною до 1,8 м бурильными установками, позволившими увеличить глубину шпуров до 5,5 м и почти полностью устранить ручной труд; ручное долбление лунок под расстрелы заменяется бурением их установками различных типов; оснащение поверхности проходки стволов подъемными машинами, лебедками, компрессорными, вентиляторами и другим оборудованием, требовавшим больших затрат времени и ручного труда, переведено на индустриальный метод применения передвижного оборудования в полном комплекте, что является качественно новым решением, обеспечивающим сокращение затрат времени, средств и труда. Можно привести еще много примеров научно-технического прогресса в области строительства стволов шахт, но ведь по законам диалектического материализма жизнь и производство не могут стоять на месте, они находятся в состоянии постоянного развития и совершенствования, причем развитие имеет не стихийный, а целенаправленный характер на основе накопленных знаний и опыта. В связи с этим необходимо научно предвидеть, обосновать перспек-

тивы и знать задачи дальнейшего развития шахтного строительства в целом и, в частности, проходки стволов шахт, особенно в условиях Донецкого бассейна.

Глубина разработки полезных ископаемых в Донбассе постоянно возрастает, и незначительные повышения горного давления, газо- и водоносности, температуры пород и других факторов приводят к новым качественным проявлениям: внезапным выбросам угля и газа, выбросам породы и горным ударам, значительной газоносности, повышению температуры вмещающих пород до 50° и более, увеличению водообильности. Это требует новых решений по предупреждению и предотвращению данных явлений. Если учесть возрастающие масштабы добыч и угля за счет строительства и реконструкции стволов глубиной до 1300 м и диаметром 7...8 м, а в дальнейшем соответственно 1600 м и 9...10 м, то потребуется перестройка проектирования, строительства, реконструкции и эксплуатации шахт.

Первоочередные задачи такой перестройки заключаются в следующем:

1. Создать типовой проект технологии строительства и реконструкции шахт, а на его основе разрабатывать индивидуальные проекты.

2. Создать типовые проекты производства работ по строительству стволов и всех горных выработок шахты, которые должны быть положены в основу индивидуальных проектов, что облегчит проектирование, повысит его качество и обеспечит значительное улучшение технико-экономических показателей.

3. Создать систему автоматизированного проектирования (САПР) строительства и реконструкции шахт вначале для отдельных, наиболее трудоемких объектов, а в конечном итоге — для всей шахты на основе использования математических моделей, ЭВМ и микропроцессоров.

4. Разработать автоматизированную систему управления строительством под постоянным контролем хода работ с помощью ЭВМ.

5. Устранить сложную конфигурацию сопряжений стволов с околоствольными дворами, упростить конструкцию околоствольных дворов и других выработок, т. е. принять все меры к повышению технологичности строительства всех горных выработок и объектов на поверхности.

6. Применительно только к проходке стволов шахт: типизировать оснащение поверхности стволов, унифицировать и облегчить полки-каретки и другое оборудование;

создать однотипные проекты оснащения копров с применением наиболее рационального расположения оборудования;

централизовать управление проходческими лебедками;

разработать методы химизации, т. е. локализации притока воды и укрепления пород истинными растворами;

создать сборные железобетонные или другие несущие конструкции, исключающие применение в стволе (особенно в сопряжениях) монолитного железобетона;

усовершенствовать и типизировать конструкцию армировки ство-

лов и перейти на канатную армировку, применить агрегатную схему армирования;

создать специальные механизмы для проходки сопряжений и других примыкающих к стволу выработок;

решить вопросы вентиляции и водоотлива при демонтаже проходческого оборудования и армировании в одиночных стволах;

проектировать оснащение проходки и армирования ствола с минимальными затратами времени на переход от одного вида работ к другому;

создать средства механизации и автоматизации разметки шпуров по паспорту, а также механизации заряжания шпуров;

унифицировать оборудование и разработать надежную технологию проходки технологических участков стволов;

совершенствовать конструкцию некрутящихся канатов для проходческих лебедок и увеличить их длину до 3...4 тыс. м;

развивать комбайновую технологию проходки стволов, дающую большой эффект при армировании резцов искусственными алмазами или другими равными по свойствам материалами;

применить бригадную форму организации труда при строительстве стволов. Начальника участка (проходки) назначать с первого дня закладки ствола и до завершения строительства с ответственностью за сроки и стоимость всех видов работ;

норматив проходки стволов и других выработок устанавливать в $м^3$/мес всвету с учетом коэффициента крепости пород и сложности крепи, а норматив на армирование — с учетом сложности армировки.

Контрольные вопросы

1. Рассчитайте техническую скорость проходки ствола по буровзрывной технологии для заданных условий.
2. Фактические технико-экономические показатели проходки и строительства стволов.
3. Особенности передового опыта проходки стволов.
4. Каковы задачи и перспективы дальнейшего развития технологии проходки стволов обычным способом?

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ.

СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Глава 11. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СТРОИТЕЛЬСТВЕ ВЫРАБОТОК

§ 1. Способы и схемы строительства выработок

Различают обычный и специальные способы строительства горных выработок.

Обычный способ применяется в устойчивых породах, допускающих обнажение забоя выработки без специальных методов или устройств для его поддержания и обеспечения безопасных условий труда проходчиков.

Специальными способами проводятся выработки в неустойчивых, рыхлых, сыпучих или водообильных породах, когда нельзя обнажить забой без опережающей крепи, щита или, например, предварительного замораживания водоносных пород.

Способ строительства выработки характеризуется в каждом отдельном случае технологией ее проведения (табл. 11.1).

Основной элемент технологии — процесс отделения породы или полезного ископаемого от массива. Этот процесс зависит от физико-механических свойств пород, типа крепи и размеров выработки — площади поперечного сечения и длины.

Разновидностей технологических схем проведения выработок много. Так, при проведении различных видов горизонтальных и наклонных горных выработок применяют технологическую схему с буровзрывной технологией отделения породы от массива, погрузкой породы погрузочной машиной и креплением металлической податливой крепью. Однако в каждом случае индивидуально подбирают механизмы, порядок выполнения проходческих работ, форму организации труда.

Выработки проводят преимущественно полным сечением (сплошным забоем), и только когда площадь сечения свыше 20...30 м², забою придают уступную форму. При устойчивых породах кровли забой разделяют обычно на горизонтальные уступы, число и высоту которых устанавливают исходя из эффективности, удобства и безопасности ведения работ. Если породы кровли неустойчивы, забой разделяют на вертикальные уступы. Уступная форма позволяет в определенной степени совмещать работы в забоях.

Продолжительность строительства выработки t_c слагается из следующих затрат времени:

$$t_c = t_п + t_{т.ч} + t_{пр} + t_в,$$

Таблица 11.1. Основные виды технологии отделения пород от массива и область их применения

Технология отделения породы от массива	Область применения, определяемая коэффициентом крепости пород и горно-техническими условиями
Буровзрывная	Коэффициент крепости от 1 до 20, когда механический или другие способы невозможны или неэффективны. Площадь сечения выработки ограничения не имеет
Механическая	Коэффициент крепости пород в основном не выше 6. Длина выработки более 200 м, площадь сечения ограничена технической характеристикой проходческого комбайна, буровой машины, проходческого щита или другого механического агрегата
Гидравлическая	Коэффициент крепости не выше 1,2, хотя гидроимпульсные агрегаты (гидропушки) применяются и по более крепким породам
Ручная с применением обушка, кирки или отбойного молотка	Коэффициент крепости не выше 1,5. Применение другого способа невозможно. Длина выработки минимальная. Площадь сечения ограниченная
Комбинированная	Область применения зависит от комбинации используемых способов. Возможны сочетания: буровзрывного с ручным, буровзрывного с механическим, механического с гидравлическим и др.

где $t_п$ — продолжительность подготовительных работ, мес; $t_{т.ч}$ — время на строительство технологической части (устья) выработки длиной 10...50 м и установку в ней комплекса проходческого оборудования для начала нормальной работы в забое по проведению основной части, мес; $t_{пр}$ — время на проведение горной выработки с намеченной (расчетной) скоростью, мес; $t_з$ — продолжительность заключительных работ, мес.

В состав подготовительных работ входят: прокладка к забою линий снабжения электроэнергией или сжатым воздухом, связи, освещения, водоснабжения для орошения и пожаротушения; оборудование подземного транспорта; устройство водоотвода или водоотлива; установка вентилятора местного проветривания и прокладка вентиляционного трубопровода; устройство заслонов инертной пыли и другие мероприятия, обеспечивающие безопасность работ в соответствии с действующими ПБ; подготовка к работе проходческого оборудования по строительству устья, заготовка элементов временной и постоянной крепи. При проведении наклонной горной выработки необходимо дополнительное оборудование подземного транспорта лебедками или конвейерами. Для установки лебедки, как правило, проходится специальная временная или постоянная камера.

Продолжительность подготовительных работ при обычном способе проведения выработки составляет 1,5...2,5 мес, а при специальных способах достигает нескольких месяцев.

Продолжительность строительства технологической части выработки зависит от ее протяженности и размеров поперечного сечения, которые обусловлены габаритными размерами проходческого оборудования, и определяется по формуле

$$t_{т.ч} = \frac{L_{т.ч}}{v_{т.ч}} + t_м,$$

где $L_{т.ч}$ — длина или объем технологической части выработки, м или м^3; $v_{т.ч}$ — скорость проведения технологической части выработки, м/мес или м^3/мес; $t_м$ — время установки проходческого оборудования и приведения его в рабочее состояние, мес.

При разработке проекта строительства технологической части выработки необходимо стремиться к максимальному использованию оборудования, предназначенного для проведения всей выработки, например проходческого комбайна или погрузочной машины. Если это невозможно или нецелесообразно, следует ориентироваться на достаточно производительную малогабаритную проходческую технику и соответствующую технологию ведения работ.

Максимальная продолжительность проведения основной части выработки

$$t_{пр} = (L_в - L_{т.ч})/v_{пр},$$

где $L_п$ — полная длина выработки, м; $v_{пр}$ — скорость проведения выработки; м/мес.

К заключительным ($t_з$) работам относятся: проведение, если это необходимо, расширенной части выработки для демонтажа проходческого оборудования, непосредственно демонтаж, подготовка выработки к сдаче в эксплуатацию — перестилка и балластировка рельсового пути, установка постоянной конвейерной линии или другого оборудования, ремонт крепи, побелка и др.

Объем и продолжительность подготовительных и заключительных работ, а также строительства технологической части зависят от способа ведения проходческих работ, типа забойного оборудования, горно-геологических и горно-технических условий, что предопределяет величину скорости строительства выработки (м^3/мес; м/мес):

$$v'_с = L_в S_{св}/t_с, \quad v_с = L_в/t_с.$$

Скорость проведения выработки имеет большую величину

$$v'_{пр} = (L_в - L_{т.ч})\, S_{св}/t_{пр}, \quad v_{пр} = (L_в - L_{т.ч})/t_{пр}.$$

Сравнение продолжительностей и скоростей строительства и проведения горных выработок позволяет определить возможный резерв времени строительства выработки за счет сокращения продолжительности подготовительных и заключительных работ.

При построении календарного плана подготовки выемочного поля или блока определяющим показателем является скорость строительства выработок, лежащих на критическом пути.

§ 2. Формы и размеры поперечного сечения выработок *

Горизонтальные и наклонные горные выработки, камеры могут иметь прямоугольную, трапецеидальную, сводчатую, подковообразную (иногда с обратным сводом), эллиптическую или круглую формы поперечного сечения (рис. 11.1). Форму поперечного сечения

* Более детально определение формы и размеров поперечного сечения горных выработок излагается в курсе «Комплексы подземных сооружений».

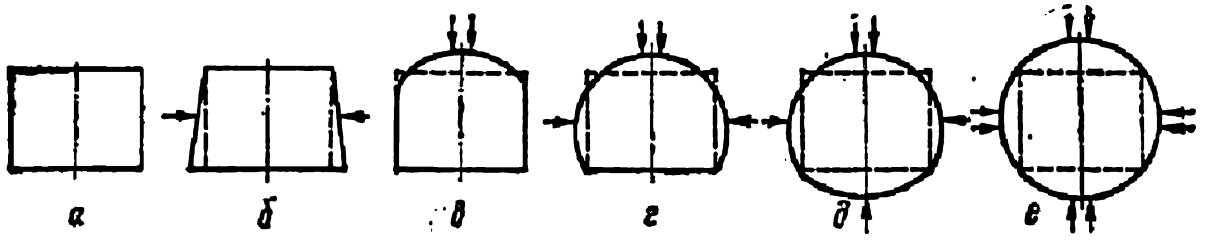


Рис. 11.1. Формы поперечного сечения горных выработок:
а — прямоугольная; *б* — трапецендальная; *в* — сводчатая; *г* — подковообразная; *д* — подковообразная с обратным сводом; *е* — круглая. Пунктиром обозначено минимально необходимое прямоугольное сечение, стрелками — направление воздействия горного давления

горной выработки выбирают главным образом в зависимости от физико-механических свойств пересекаемых пород, возможного характера проявления и величины горного давления с учетом назначения и срока службы выработки, материала и типа крепи. При выборе формы поперечного сечения, материала и типа крепи решается сложная инженерная задача по обеспечению минимальной стоимости выработки и ее безремонтного поддержания. Полезная площадь поперечного сечения выработки зависит от ее формы. В выработках прямоугольной формы вся площадь полезна (по габаритным размерам оборудования или транспортных средств), а все остальные формы хотя и обеспечивают устойчивость, но приводят к завышению площади сечения. Например, у выработок круглой формы это превышение достигает 30 % (горные выработки проектируют в соответствии со СНиП II-94-80, а их строительство осуществляется в соответствии с требованиями СНиП III-11-77).

Размеры поперечного сечения выработки всвету устанавливают по ее высоте и ширине с учетом типа и габаритных размеров подвижного состава или размещенного в ней оборудования и регламентированных правилами безопасности зазоров. Минимальная высота выработки измеряется от уровня головки рельсов до внутренней поверхности крепи и должна быть равна 1,9 м в главных откаточных и вентиляционных выработках, 1,8 м — в участковых подготовительных выработках. Минимальная ширина выработки складывается из габаритных размеров размещаемого в ней оборудования или подвижного состава с учетом зазоров, предусмотренных ПБ: между крепью и наиболее выступающими элементами оборудования или подвижного состава при бетонной крепи — 0,2 м и рамной — 0,25 м; между выступающими частями встречных составов — 0,2 м; проход для людей — 0,7 м на уровне 1,8 м от почвы выработки, а в местах посадки людей в поезда — 1 м.

На основе установленных ширины и высоты выработки рассчитывают площадь ее поперечного сечения всвету при первоначальной прямоугольной форме. Затем выработке придают форму, соответствующую горно-геологическим условиям, «вписывают» в нее прямоугольное сечение, не нарушая принятых размеров, повторно рассчитывают площадь поперечного сечения всвету и подбирают ближайшее большее типовое сечение.

Сечение вчерне определяют с учетом толщины крепи и балластного слоя, сечение в проходке, получаемое в результате ведения

Таблица 11.2. Допуски СНиП на увеличение площадей поперечных сечений выработок

Площадь поперечного сечения выработок по проекту, м²	Допустимое (%) увеличение площади поперечного сечения выработок при крепости горных пород		
	1...1,5	2...9	10...20
До 8	5	10	12
8...15	4	8	10
Свыше	3	5	7

проходческих работ, не должно превышать рассчитанное вчерне на величину, установленную СНиП III-11-77 (табл. 11.2).

При проектировании поперечного сечения выработки всвету необходимо учитывать запас на возможные осадки пород, зависящий от типа выработки, условий ее поддержания и мощности пласта (m). Например, величина запаса на осадку по высоте в откаточных штреках и других выработках, находящихся в зоне влияния очистных работ, принимается равной (0,5...0,6) m, в выработках, проводимых широким забоем,— (0,4...0,5)m. В типовых сечениях предусмотрены вертикальная податливость крепи на 300 мм и горизонтальная на уровне 1,8 м от почвы выработки — 230...290 мм. В выработках, закрепленных податливой крепью, очень важно правильно установить запас на осадку, что может обеспечить ее безремонтное поддержание на весь срок службы.

По расчетному поперечному сечению всвету принимается ближайшее большее типовое. На газовых шахтах принятое сечение проверяют на скорость движения воздуха по формуле

$$v = \frac{kqA}{864 S_{св} d} \leqslant v_д,$$

где v — расчетная скорость движения воздуха, м/с; k — коэффициент утечки воздуха и неравномерности добычи угля, равный 1,45; q — выделение метана на 1 т суточной добычи, м³; A — суточное количество угля, транспортируемого по выработке, т; $S_{св}$ — площадь поперечного сечения выработки всвету, м²; d — допускаемое содержание метана в исходящей струе выработки, %; $v_д$ — скорость движения воздуха, допускаемая по ПБ, м/с.

Средняя скорость движения воздуха по выработке должна быть не менее 0,25 м/с, максимальная — не выше 8 м/с в главных откаточных и вентиляционных выработках и 6 м/с — во всех прочих, проведенных по углю и породе. Если скорость движения воздуха по выработке превышает величину, установленную ПБ, то необходимо подобрать ближайшее большее типовое сечение, обеспечивающее допустимую скорость движения воздуха.

§ 3. Проходческий цикл и его элементы

При буровзрывной технологии отделения породы от массива величина заходки равна произведению глубины шпура и коэффициента его использования, а проходческий цикл складывается из следующих процессов: бурения и заряжания шпуров, взрывания зарядов, проветривания забоя, погрузки породы, возведения временной крепи, настилки рельсового пути или наращивания при-

забойного конвейера, наращивания вентиляционной трубы, устройства водоотводной канавки, возведения постоянной крепи.

Состав процессов проходческого цикла может меняться в зависимости от применяемой схемы проведения выработки. Если выработка проводится в очень крепких породах — отсутствуют процессы возведения временной и постоянной крепи, если в качестве призабойного транспорта используют большегрузные вагоны на резиновых колесах — отсутствует настилка рельсового пути или наращивание конвейера и т. п. В то же время возможны и дополнительные процессы, такие как, например, бурение опережающих скважин, предназначенных для дегазации или камуфлетного взрывания.

Проходческие процессы могут выполняться последовательно, тогда проходческий цикл имеет максимальную продолжительность, а скорость проведения выработки будет минимальной. С целью увеличения скорости некоторые процессы, насколько это позволяют принятая технология и техника безопасности, совмещают. Например, можно совместить бурение шпуров с возведением постоянной крепи, устройством канавки и наращиванием вентиляционных труб; погрузку породы — с заготовкой элементов крепи в призабойном пространстве на безопасном расстоянии от погрузочной машины и транспорта. Запрещено совмещать с какими-либо процессами заряжание шпуров, взрывание зарядов и проветривание забоя.

При механической (комбайновой), ручной и гидравлической технологиях отделения породы от массива проходческий цикл приурочивают, как правило, к продвижению забоя на величину, кратную расстоянию между рамами крепи. Иногда при гидравлической технологии под проходческим циклом понимают продвижение забоя на эффективную дальнобойность струи, т. е. на расстояние между пунктами установки гидромониторов.

Все процессы в забое являются основными, от времени и качества выполнения которых зависят технико-экономические показатели проведения горной выработки. Различают нормируемые и ненормируемые процессы. К ненормируемым относятся заряжание шпуров и взрывание зарядов. Продолжительность проветривания установлена правилами безопасности. Остальные процессы нормируемые.

Проходческие процессы складываются из операций, а те — из приемов и элементов. Перечень операций нормируемых процессов приводится в составе работ единых норм и расценок.

Контрольные вопросы

1. Области применения обычных и специальных способов проведения горных выработок.
2. Виды технологии отделения породы от массива.
3. Строительство и проведение горной выработки, разница между ними.
4. Формы поперечных сечений горных выработок и область их применения.
5. Проходческий цикл и его элементы.

Глава 12. БУРОВЗРЫВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПОЛЕВЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Особенности буровзрывных работ при проведении полевых выработок

Буровзрывная технология отделения породы от массива широко применяется при проведении выработок и при добыче полезных ископаемых: каменной соли, железной руды, гипса, руд цветных металлов и др.

Достоинство этой технологии — мгновенное выделение огромной энергии, направленной на разрушение массива определенного объема; недостатки — циклический характер работ, требующих повторного бурения, заряжания и взрывания шпуровых зарядов и проветривания забоя, что занимает в среднем 40...45 % времени, труда и общей стоимости проходческого цикла, а также создание опасных условий для воспламенения метановоздушной и пылевоздушной смесей в газовых шахтах; выделение вредных для здоровья человека газообразных продуктов взрыва; инициирование выбросов породы в определенных условиях на больших глубинах и др. Учитывая эти недостатки, рекомендуется там, где технически возможно и экономически целесообразно, буровзрывную технологию заменять механической (комбайновой). Это относится главным образом к проведению полевых выработок по породам крепостью до 6, площадью сечения до 25 м^2 и длиною более 200 м. Тем не менее до настоящего времени значительное число выработок проводят с применением буровзрывных работ в связи с низкой эффективностью комбайновой выемки в крепких породах или недостаточным количеством комбайнов.

Правильная организация БВР должна обеспечить: получение проектной формы и площади сечения выработки при минимальных переборах породы и разрушениях приконтурного массива; максимальную заходку за цикл при высоком коэффициенте использования шпуров; сохранность крепи; дробление породы, соответствующее максимальной производительности средств погрузки; призабойный навал породы для эффективного применения погрузочной машины. Большое значение имеет также правильный выбор взрывчатых веществ и средств взрывания, глубины и схемы расположения шпуров, рационального размещения зарядов в них и последовательности взрывания шпуровых зарядов.

В качестве основных ВВ при проведении полевых выработок в крепких породах на негазовых и на газовых шахтах, но при отсутствии следов метана в забое применяют: аммонит скальный № 1 (прессованный), детонит, детонит М, аммонит № 6 ЖВ; в породах средней крепости и при наличии следов метана в забое применяют предохранительные ВВ: аммонит АП-5ЖВ, победит, аммонит Т-19 и угленит Э-6. Для механизированного заряжания шпуров выпускается порошкообразное ВВ — гранулит АС-8 и АС-4. Нормы расхода ВВ представлены в табл. 12.1 и определены применительно к аммониту ПЖВ-20.

При использовании других взрывчатых веществ рекомендуется учитывать переводные коэффициенты: для аммонита Т-19—1; аммонита АП-5 ЖВ и победита — 0,9; аммонита № 6 ЖВ—0,8; детонитов М — 0,75; аммонита скального № 1 (прессованного) — 0,68; угленита Э-6—1,5.

В качестве средств взрывания применяют электродетонаторы непредохранительные ЭДКЗ с шестью ступенями замедления и ЭДЗД, расширяющие диапазон замедления еще на девять единиц. Детонаторы с пятнадцатью ступенями замедления могут применяться при большой площади забоя. К предохранительному типу относятся: электродетонаторы с нулевым замедлением (ЭДКЗ-ОП) и электродетонаторы короткозамедленного (ЭДКЗ-ПМ) действия. ЭДКЗ-ПМ имеют семь ступеней замедления.

В шахтах, опасных и неопасных по газу или пыли, для взрывания шпуровых зарядов в качестве источника тока рекомендуется прибор ПИВ-100м, рассчитанный на одновременное взрывание до 100 электродетонаторов.

В практике строительства горных предприятий используют различные варианты схем расположения шпуров. Наиболее эффективными из них являются схемы со следующими врубами: спирально-шагающим, призматическим, щелевым, ступенчатым и двойным вертикально-клиновым. Ориентировочно количество шпуров можно подбирать по табл. 12.2.

Глубину шпуров устанавливают в зависимости от крепости и взрываемости пород, площади поперечного сечения выработки, мощности ВВ, производительности бурильных машин и их ограничений по глубине бурения. Ориентировочная глубина шпуров приведена в табл. 12.3. Врубовые шпуры обычно бурят на 30...40 см глубже остальных и в них применяют соответственно увеличенный вес заряда.

Таблица 12.1. Нормы расхода взрывчатых веществ

Площадь сечения выработки в проходке, м²	Расход ВВ (кг) на 1 м проведения выработки в зависимости от коэффициента крепости пород			
	2...4	5...7	8...10	11...14
4	7,28	9,36	12,8	15,72
6	9,3	12,24	16,62	20,58
8	11,04	14,8	19,92	24,88
10	12,06	17,2	23	28,8
12	14,04	19,32	25,8	32,4
14	15,4	21,42	28,7	36,12
16	16,64	23,36	31,04	39,36
18	17,82	25,38	33,66	42,3

Таблица 12.2. Количество шпуров в зависимости от крепости пород

Площадь сечения выработки в проходке, м²	Количество шпуров в породных забоях в зависимости от крепости пород		
	2...4	5...7	8...10
4...6	8—11	12—16	16—20
6,01...8	12—16	17—21	21—26
8,01...10	17—21	22—27	27—32
10,01...12	22—27	28—33	33—37
12,01...14	28—33	33—38	38—42
14,01...16	34—38	39—42	43—46
16,01...18	39—42	34—46	47—50

Таблица 12.3. Ориентировочные глубины шпуров

Площадь сечения выработки в проходке, м²	Глубина шпуров (м) в породных забоях в зависимости от крепости пород		
	2...4	5...7	8...10
4...6	1,8...2,1	1,6...1,9	1,4...1,6
6,1...8	2,1...2,3	1,9...2	1,6...1,8
8,1...10	2,3...2,4	2...2,2	1,8...1,9
10,1...12	2,4...2,5	2,2...2,3	1,9...2
12,1...14	2,4...2,5	2,2...2,3	2...2,1
14,1...16	2,5...2,6	2,3...2,4	2...2,1
16,1...18	2,5...2,6	2,3...2,4	2,1...2,2

Расстояние между шпурами по породам крепостью $\geqslant 7$ должно быть не менее 0,3 м; $\leqslant 6$ — 0,45 м, по углю — 0,6 м. При двух открытых поверхностях линия наименьшего сопротивления по породе — не менее 0,3 м, по углю — 0,5 м.

Длина забойки при глубине шпуров свыше 1 м — не менее 0,5 м.

При разработке схемы расположения шпуров рекомендуется во всех случаях применять контурное взрывание, цель которого — исключить перебор породы, обеспечить проектный контур в проходке, добиться минимального нарушения массива по периметру выработки, что повышает устойчивость обнажения породы и снижает развитие горного давления.

Эффект контурного взрывания достигается за счет двух-, четырехкратного уменьшения по сравнению с обычной концентрацией энергии в оконтуривающих шпурах за счет заряжания их патронами уменьшенного диаметра или применения ВВ меньшей работоспособности в патронах обычного диаметра. В выработках, где выделяется метан, в оконтуривающих шпурах рекомендуется применять аммонит Т-19 в патронах диаметром 27...28 мм или угленит Э-6 в патронах диаметром 36 мм. В негазовых выработках, проводимых с применением непредохранительных ВВ, в оконтуривающих шпурах используют те же ВВ в патронах малого диаметра, например, детонит в патронах диаметром 21...22 мм, аммонит Т-19—27...28 мм, угленит Э-6 —36 мм.

Для разметки шпуров, особенно при контурном взрывании, применяют лазерные указатели направления выработки УНЛ или ЛУН-3. Соединение электродетонаторов в шпуровых зарядах последовательное. Бурильные машины и установочные приспособления для бурения шпуров выбирают в соответствии с коэффициентом крепости пород.

Бурильные установки (каретки), навесное оборудование на погрузочных машинах:	
вращательного действия	2...6
вращательно-ударного действия	7...14
ударного действия	12 и выше
Ручные электро- и пневмосверла	5...4
Колонковые электросверла	4...10

Для бурения шпуров в выработках площадью сечения свыше 10 м^2 рекомендуются бурильные установки, работающие на электроэнергии — БУЭ-1; БУЭ-2 и БУЭ-3; БКГ-2, а также на сжатом воздухе — БУ-1; БУР-2; СБКНС-2; СБКН-3; СБУ-2м; СБУ-4 и др.

При площадях сечения выработок до 10 м^2, а также по породам с коэффициентом крепости до 10 шпуры бурят при помощи колонковых электросверл СЭК-1 и ЭБГП-1. По более крепким породам рекомендуется использовать пневматические ручные перфораторы ПР-22; ПР-24ЛУ; ПР-24ЛУБ; ПР-25МВ и ПР-25 на пневмоподдерживающих колонках. Применение электросверл и ручных перфораторов не освобождает рабочих от тяжелого физического труда, что снижает все показатели проведения выработки, и в первую очередь — производительность труда.

При выполнении буровзрывных работ особое внимание необхо-

димо уделять соблюдению правил техники безопасности. К руководству взрывными работами допускаются лица, окончившие высшие и средние горные учебные заведения, в программе которых имелся курс по взрывным работам, и сдавшие экзамен квалификационной комиссии на получение Единой книжки взрывника. Через каждые три года проверяются знания правил безопасности у всех лиц, имеющих отношение к взрывным работам и взрывчатым материалам. Взрывные работы в забое должны проводиться в полном соответствии с паспортом БВР.

§ 2. Проветривание выработок

Проветривание сооружаемых выработок и их забоев должно обеспечить содержание кислорода в воздухе не менее 20 % (по объему), а углекислого газа не более 0,5 %; при этом минимальная скорость движения воздуха должна быть 0,25 м/с, а температура воздуха не выше 26° С при относительной влажности до 90 %; разжижение газообразных продуктов взрыва и удаление их из забоя должно происходить не более чем за 30 мин после взрывания зарядов.

Проветривают выработки двумя способами: за счет общешахтной депрессии, создаваемой вентилятором главного проветривания, и вентиляторами местного проветривания (ВМП). Первый способ применяют при проведении параллельных спаренных выработок, соединенных сбойками, просеками или печами. Тупиковые части выработок проветривают ВМП, а в предыдущих сбойках устраивают чураковые или каменные перемычки с воздухонепроницаемым покрытием. Одиночные выработки с тупиковыми забоями проветривают ВМП по трем схемам: нагнетательной, всасывающей и комбинированной (рис. 12.1). В практике строительства и эксплуатации горных предприятий применяют в основном *нагнетательную схему*, имеющую следующие достоинства: используется в шахтах, опасных по газу и пыли; проветривание забоя протекает энергично, и воздух быстро разжижает газообразные продукты взрыва; направление движения отброшенных от забоя газов и исходящей струи воздуха совпадает; возможно применение мягких трубопроводов. Недостаток — разжиженные газообразные продукты взрыва проходят по всей выработке продолжительное время.

При нагнетательной схеме ВМП устанавливают на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от исходящей струи во избежание рециркуляции (рис. 12.2). При большой длине проветриваемой выработки для достижения повышенного напора или для снижения времени проветривания допускается каскадная установка ВМП. На негазовых горно-добывающих предприятиях возможно рассредоточенное расположение вентиляторов по металлическому трубопроводу. Допускается с разрешения главного инженера шахты установка ВМП в выработках с исходящей струей, если содержание метана в ней не превышает 0,5 %, а состав воздуха соответствует установленным нормам.

Производительность ВМП не должна превышать 70 % того количества воздуха, которое поступает к нему за счет общешахтной депрессии. При установке в одной выработке нескольких вентиляторов, работающих на отдельные трубопроводы и расположенных на расстоянии не менее 10 м друг от друга, их суммарная производительность

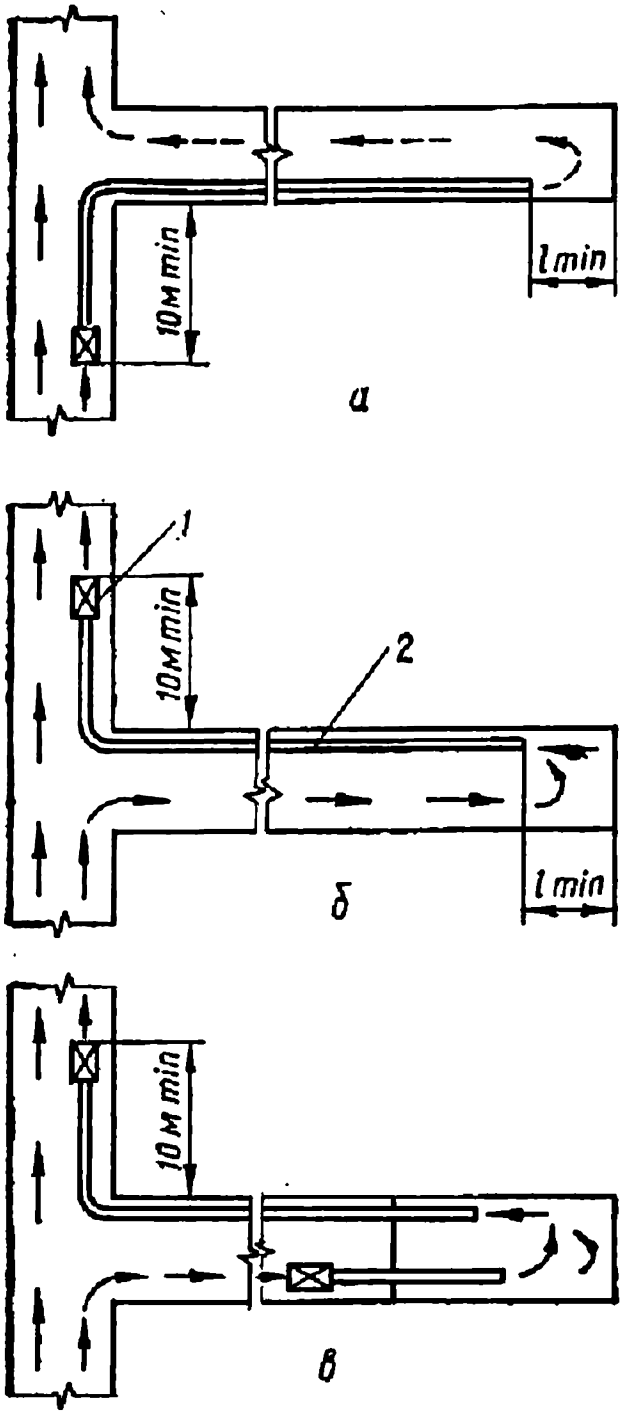


Рис. 12.1. Схемы проветривания тупикового забоя выработки:
а — нагнетательная; *б* — всасывающая; *в* — комбинированная; *1* — место установки вентилятора; *2* — вентиляционный трубопровод

не должна превышать 70 % количества воздуха, поступающего к первому вентилятору (считая по ходу струи). Расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя (l_{min}) в газовых шахтах должно быть не более 8, в негазовых 12, а на рудниках 10 м. Необходимо, чтобы мягкий трубопровод у забоя имел звено металлической трубы или жесткие кольца, обеспечивающие свободный выход воздуха. ВМП должны работать непрерывно. Управляются они автоматически при помощи приборов «Ветер», «Кама», или их обслуживают специально назначенные лица.

Количество воздуха для проветривания тупикового забоя определяют по пяти факторам: газообразным продуктам взрыва, выделению газа метана, пыли, числу одновременно работающих людей и тепловому.

С применением буровзрывных работ по нагнетательной схеме проветривания максимальное количество воздуха, которое необходимо подать в забой, рассчитывают в кубических метрах в минуту из условия разжижения газообразных продуктов взрыва:

$$Q_в = 2{,}25\frac{S_{св}}{t}\sqrt[3]{\frac{k_1 A b}{S_{св}\rho^2}L^2},$$

где $S_{св}$ — площадь поперечного сечения выработки всвету, м²; t — время проветривания, мин; k_1 — коэффициент, учитывающий обводненность выработки (для сухих — 0,8, влажных — 0,6, проводимых по водоносным породам или с применением водяных заслонов — 0,3); A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг; b — газовость ВВ, л/кг (при взрывании по углю — 100 л/кг, по породе — 40 л/кг); ρ — коэффициент утечек воздуха [для мягких трубопроводов — по табл. 5.5, жестких — по графику (см. рис. 5.7)]; L — длина трубопровода, а L_{max} — максимальная длина, на которой происходит разжижение ядовитых газов до допустимой концентрации (0,008 %), м;

$$L_{max} = 12{,}5\frac{k_т A b}{S_{св}},$$

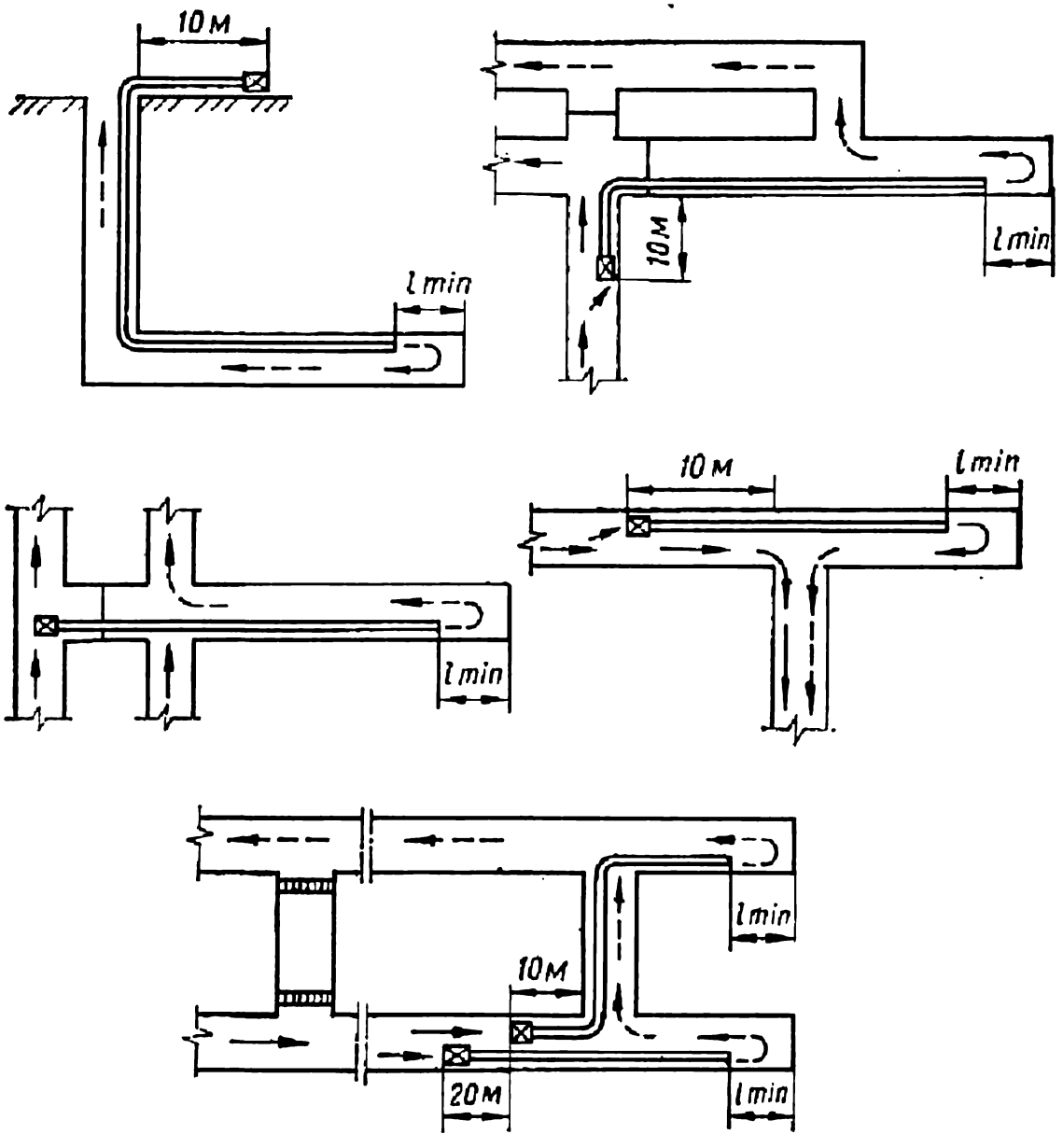


Рис. 12.2. Возможные схемы установки ВМП при нагнетательном проветривании тупиковых забоев

где $k_т$ — коэффициент турбулентной диффузии, который можно принимать в пределах 0,24...0,67 в зависимости от диаметра трубопровода и его отставания от забоя. Если $L_{max} < L$, в формулу подставляют L_{max}.

При комбайновой технологии проведения выработок максимальное количество воздуха, необходимое для проветривания забоя, рассчитывают:

по пылевому фактору

$$Q_з = 60 v_{min} S_{св};$$

по наибольшему числу людей, работающих в забое:

$$Q_з = 6 m k_л,$$

где v_{min} — минимальная допустимая скорость движения воздуха по выработке (по газовому фактору — 0,25 м/с, по пылевому — 0,3 м/с); m — наибольшее число одновременно находящихся людей в выработке, чел.; $k_л$ — коэффициент запаса ($k_л = 1,25$).

Необходимая производительность вентилятора (м³/мин)

$$Q_в = pQ_з.$$

Здесь p — коэффициент утечки воздуха, который определяют расчетным путем (ориентировочно может быть принят в пределах 1,8...2,8).

Полный напор вентилятора (Па)

$$h = h_{ст} + h_{дин}.$$

Статический напор вентилятора

$$h_{ст} = pRQ_в^2,$$

а динамический

$$h_{дин} = v^2\gamma_в/2g,$$

где v — средняя скорость движения воздуха на выходе трубопровода ($v = Q_в/S_{тр}$), м/с; $\gamma_в$ — удельная масса воздуха, равная 1,2 кг/м³; g — ускорение свободного падения, равное 9,81 м/с².

Потерю напора, вызванную сопротивлением трубопровода, определяют по формуле

$$R = 6{,}5\alpha L/d_{тр}^5,$$

где α — коэффициент аэродинамического трения, зависящий от шероховатости стен труб (для прорезиненных труб $\alpha = 0{,}00045$, текстовинитовых — 0,00016, металлических — 0,00035); $d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м.

Вентилятор подбирают по производительности и напору. В настоящее время изготавливают в основном регулируемые вентиляторы, что позволяет уменьшить их напор в начальной стадии проведения выработки с целью экономии энергии. Для проветривания выработок длиною до 1000 м используют электрические осевые вентиляторы местного проветривания ВМ-3м; ВМ-4м; ВМ-5м; СВМ-6; ВМ-6м; ВМ-8м; ВМ-12м; ВЦ-7 и пневматические ВКМ-200А; ВМП-3м; ВМП-4; ВПМ-5; ВМП-6м.

В связи с малым весом и хорошей транспортабельностью широко применяют гибкие трубопроводы из прорезиненной ткани типа Му диаметром 400; 500 и 600 мм (см. табл. 5.4) и др. Возможно использование металлических трубопроводов тех же диаметров звеньями до 3 м. При большой длине трубопроводов для уменьшения утечки воздуха и снижения его аэродинамического сопротивления в трубу вводят полиэтиленовый рукав.

§ 3. Погрузка породы

Перед началом погрузки породы забой выработки приводят в безопасное состояние: тщательно осматривают и при необходимости ремонтируют (в направлении забоя) поврежденную при взрыве призабойную крепь, полностью восстанавливая ее грузонесущую способность и устойчивость; приводят в порядок коммуникации энергоснабжения и рельсовые пути; обстукивают и обирают кровлю и стены

выработки, отваливают вплоть до массива нависающие куски породы; выдвигают вплотную к забою временную предохранительную крепь; разбивают негабаритные куски породы.

Погрузка породы должна быть механизирована, однако там, где это сделать невозможно, породу грузят вручную в вагонетки, на конвейер или другие транспортные средства. Ручная погрузка является самым трудоемким процессом. Для его облегчения необходимо перед взрывом под забоем настилать металлические листы на всю длину навала породы, так как черпание лопатами горной массы по листу намного легче, чем по неровной почве. Кроме того, следует уменьшить высоту подъема загруженной лопаты и путь ее перемещения, используя для загрузки вагонеток легкие перегружатели.

Механизируют уборку породы с помощью погрузочных машин, а в тех случаях, когда применение их невозможно,— скреперных установок.

В выработках небольшой протяженности, а также при погрузке крепких и абразивных пород используют погрузочные машины ковшового типа периодического действия (ППН, ППВ). Тип машины зашифрован следующим образом: П — погрузочная, П — периодического действия, Н — с нижним и В — с верхним захватом породы. Техническая производительность этих машин находится в пределах 40...75 м³/ч.

Ковшовые машины подразделяются на два типа:

прямой погрузки — порода с почвы выработки грузится непосредственно в вагонетки ППН-1с; ЭПМ-2; ППН-2м; ППН-2г (гусеничная); ППН-3; ППН-4г;

со ступенчатой погрузкой — порода с почвы выработки подается на перегружатель, а затем в вагонетку ППМ-4м; 2ППН-5п; ППН-6; ППН-7.

Ковшовые машины прямой погрузки можно применять в выработках небольшой протяженности по породам любой крепости с размером кусков, не превышающим 400 мм. При выборе машины следует сопоставить ее габаритные размеры в рабочем состоянии с поперечными размерами выработки. Учитывая, что фронт погрузки этих машин 2...2,8 м, рекомендуются они преимущественно для однопутевых выработок.

Ковшовые машины со ступенчатой погрузкой имеют фронт погрузки 4,2..4,8 м и рекомендуются преимущественно для проведения двухпутевых выработок при кусковатости пород до 400 мм. У этих машин меньшая высота подъема ковша, они позволяют равномерно загрузить вагонетку и снизить объем ручной подкидки породы и подчистки забоя, однако их техническая производительность не превышает 60 м³/ч.

В настоящее время во всех отраслях горно-добывающей промышленности широко применяют погрузочные машины непрерывного действия с боковым захватом парными загребающими лапами (ПНБ). Такой принцип действия обеспечивает высокую производительность погрузки породы и позволяет использовать эти машины в протяженных выработках при необходимости достижения высокой скорости их проведения.

Машины этого типа в зависимости от их веса можно разделить на три группы:

1ПНБ-1 — легкие, предназначенные для погрузки горной массы с коэффициентом крепости до 8 при крупности кусков до 350 мм, их производительность достигает 90 м³/ч;

1ПНБ-2; 2ПНБ-2; ПНБ-2к — средние, предназначенные для погрузки горной массы с коэффициентом крепости до 10 и размерами кусков до 400 мм, производительность 120 м³/ч;

ПНБ-3к; ПНБ-3д; ПНБ-4 — тяжелые, предназначенные для погрузки породы с самым высоким коэффициентом крепости и с размерами кусков до 600 мм, производительность 180 м³/ч, а ПНБ-4 — 240 м³/ч.

Буропогрузочные машины 1ПНБ-2Б; 2ПНБ-2Б имеют навесное бурильное оборудование, позволяющее бурить шпуры для взрывных работ и под штанговую крепь. Манипуляторы навесного оборудования могут использоваться для подвески люльки, в которой размещается проходчик при оборке кровли или возведении крепи, а также для подъема элементов крепи. Применение буропогрузочных машин более целесообразно в сравнении с машинами других типов, однако только в тех случаях, когда будет обеспечена высокая эффективность их использования.

Погрузочно-транспортные машины ПТ-2; ПТ-3 и ПТ-5 ковшом загружают горную массу в свой бункер, которую затем транспортируют к месту разгрузки.

Погрузочно-доставочные машины ПД-2; ПД-3 и ПД-5 транспортируют горную массу к месту разгрузки в ковше.

Машины типа ПТ и ПД используют при строительстве выработок малой длины, сложной конфигурации и небольшой площади сечения: сопряжение ствола с околоствольным двором, узлы и камеры околоствольного двора, технологические части протяженных выработок и другие подземные сооружения.

Скреперную погрузку горной массы применяют в горизонтальных и наклонных выработках сложной конфигурации при обычной и большой площади поперечного сечения, т. е. в тех случаях, когда использование буропогрузочных машин непрерывного действия нецелесообразно. Однако скреперы уступают погрузочным машинам непрерывного действия по производительности, имеют громоздкое оборудование, требующее дополнительных затрат времени на обслуживание. При проведении горизонтальных выработок применяют также скреперные комплексы МПДК-2 (СКУ-КТ) и МПДК-3 производительностью в пределах 60...25 м³/ч при длине скреперования 15...30 м.

Коэффициент использования погрузочных машин и их производительность в значительной мере зависят от вида призабойного транспорта и организации его работы. Существует несколько способов погрузки горной массы: в отдельные вагонетки с заменой груженой на порожнюю; в состав вагонеток с заменой груженого на порожний и на конвейер.

В первом случае коэффициент использования погрузочной машины самый низкий и находится в пределах 0,3...0,6. Он зависит от длины откатки, а следовательно, и от времени обмена вагонеток.

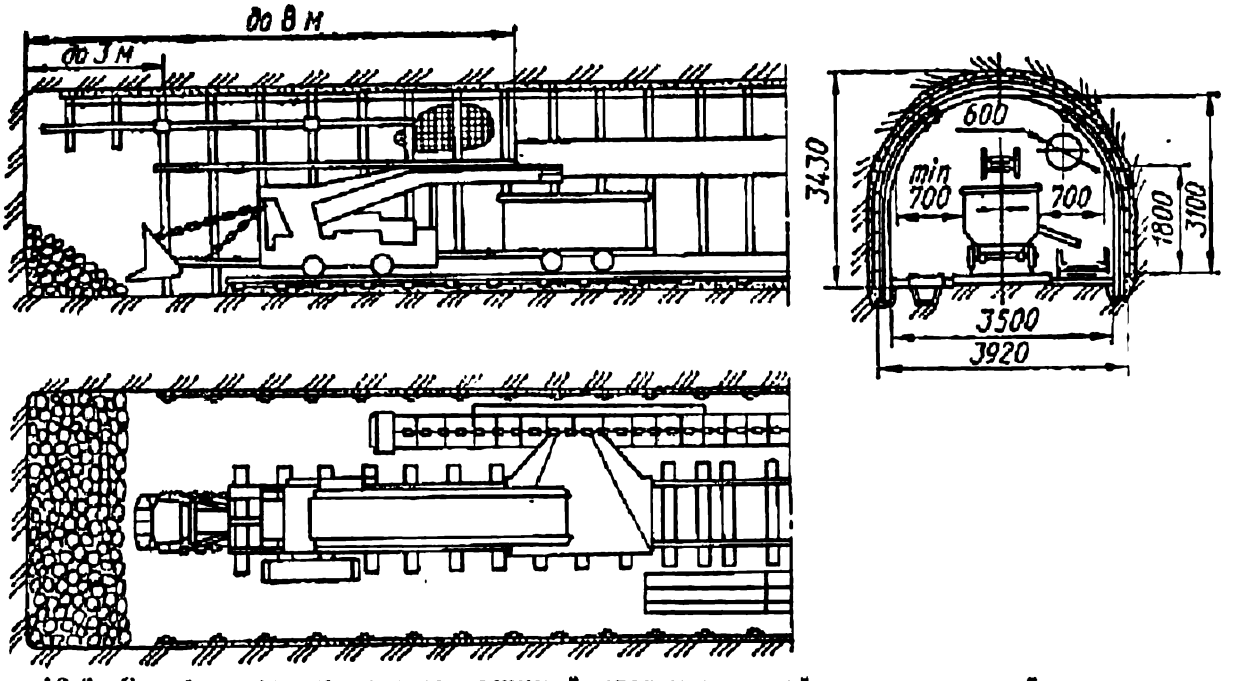


Рис. 12.3. Схема погрузки породы машиной прерывного действия на конвейер через вагонетчку. На конвейер устанавливается отбойник из листовой стали

Если учесть, что погрузка породы прерывается другими работами проходческого цикла, то средний за сутки выход горной массы из забоя составляет 2...6 м³/ч. Для ускорения обмена груженых вагонеток на порожние применяют накладные плиты-разминовки (устанавливают их непосредственно у забоя), перестановщики вагонов горизонтального и вертикального действия, роликовые платформы, врезные съезды и стрелочные разминовки. Установка этих устройств требует значительной затраты ручного труда и неприемлема при вместимости вагонеток свыше 2,5 м³.

Для облегчения процесса погрузки и создания условий эффективного использования машин необходимо совершенствовать призабойный транспорт, применяя перегружатели, конвейеры, большегруз-

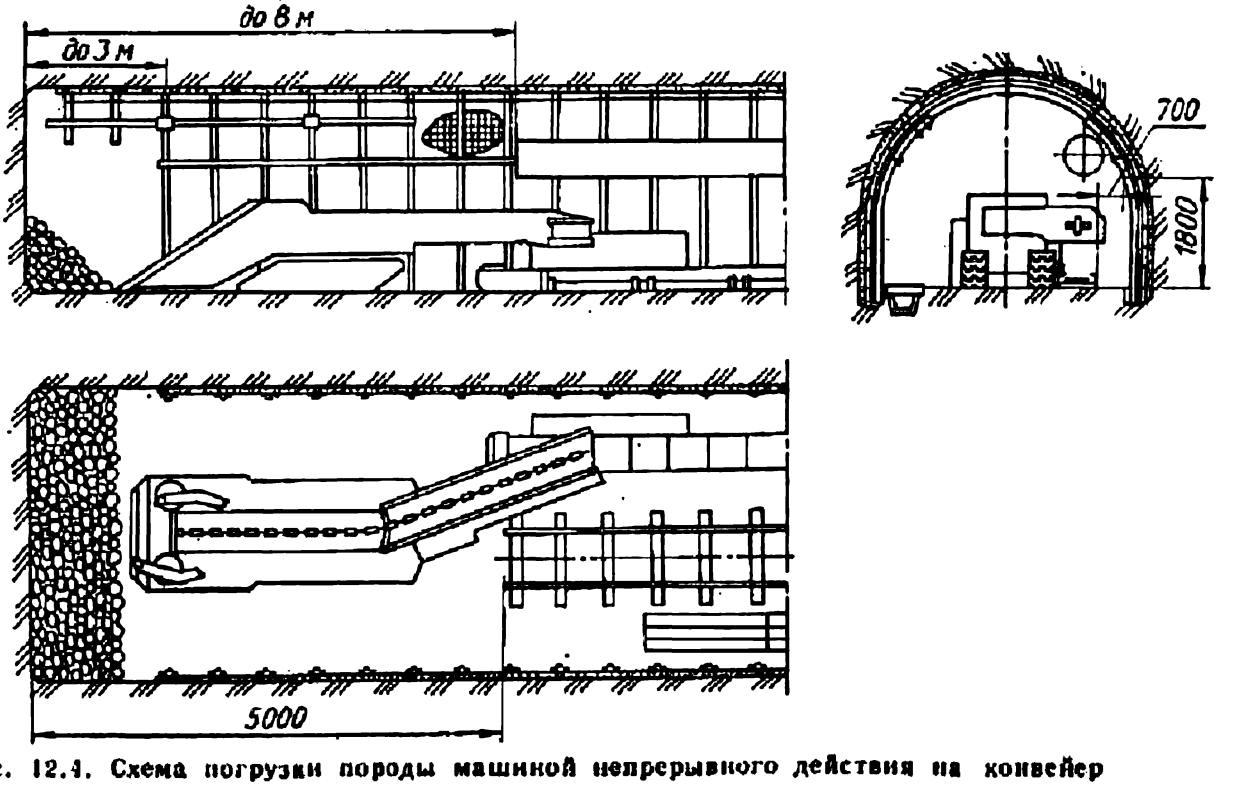


Рис. 12.4. Схема погрузки породы машиной непрерывного действия на конвейер

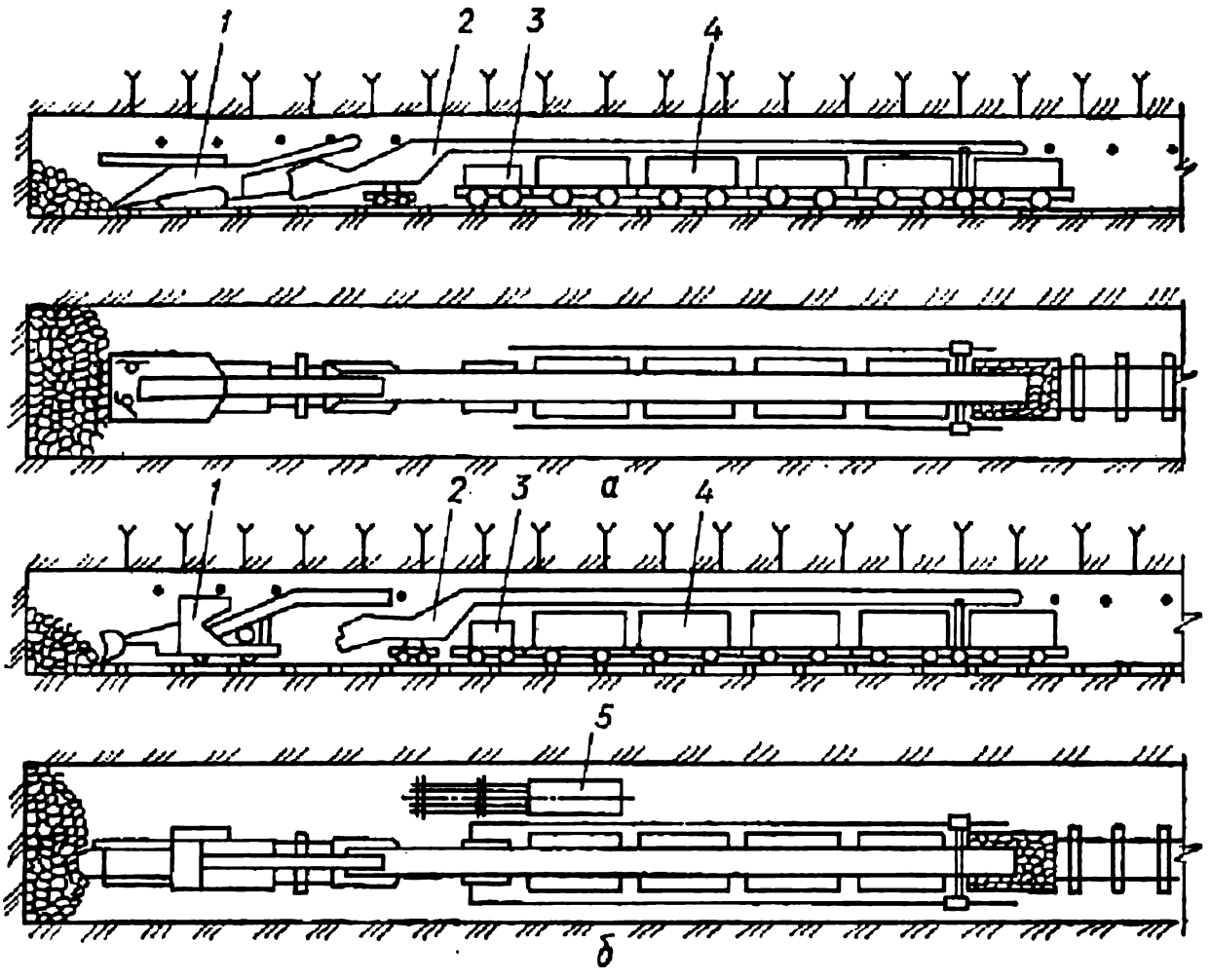


Рис. 12.5. Схемы расположения основного проходческого оборудования при проведении горизонтальной выработки при погрузке горной массы машинами:

а — непрерывного действия с навесным бурильным оборудованием 2ПНБ-2б через перегружатель в состав вагонеток; *б* — прерывного действия ППМ-4м или 2ППН-5; *1* — погрузочная машина; *2* — перегружатель портального типа; *3* — маневровая тележка; *4* — вагонетки; *5* — бурильная установка

ные вагонетки или бункер-поезда. Любое из этих средств пригодно для машин непрерывного действия, если будет обеспечена непрерывность работы погрузочной машины. Наиболее производительно сочетание погрузочной машины любого типа с конвейером (рис. 12.3 и 12.4).

Для погрузки ограниченного состава вагонеток могут быть использованы перегружатели определенной длины — подвесные ленточные ППЛ-1, портальные ППЛ-1к, УПЛ-2 (рис. 12.5), П5П, консольные ПП-1; ПП-2 и др. Для каждого конкретного случая должен быть подобран перегружатель, обеспечивающий размещение всей взорванной породы в одном составе, находящемся под перегружателем. Если потребуется несколько составов, погрузочная машина будет простаивать во время их обмена. Такие же требования предъявляются к бункер-поездам ПБЭ-1; ПСПБ-1 и к составам из саморазгружающихся вагонов ВПК-7 и ВПК-10 вместимостью соответственно 7 и 10 м^3.

§ 4. Возведение временной крепи

Различают два вида временной крепи: призабойную предохранительную и непосредственно крепь выработки. Первый вид устанавливают в призабойной части выработки протяженностью до 3 м.

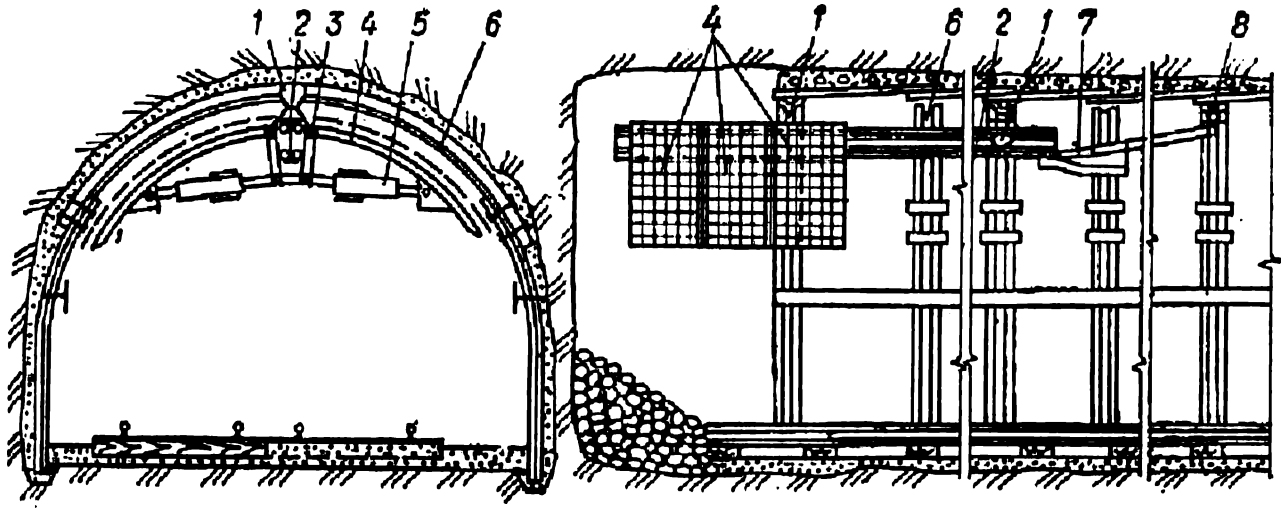


Рис. 12.6. Предохранительная крепь:
1 — подвесная скоба; *2* — балка-монорельс; *3* — каретка; *4* — сетчатые секции; *5* — телескопическое устройство; *6* — постоянная крепь; *7* — лебедка; *8* — ролик

Она предназначена для предотвращения травмирования проходчиков в забое при отделении от кровли выработок кусков породы, что чаще всего возникает при буровзрывной технологии и не очень тщательной оборке обнаженного массива. Временная предохранительная крепь должна иметь облегченную, но достаточно прочную конструкцию. Это может быть настил из деревянных щитов толщиною 50 и шириною 400 мм, уложенных всплошную на металлических балках, выдвинутых под забой и подвешенных к временной или постоянной крепи при помощи хомутов. Одна из разновидностей временной предохранительной крепи представлена на рис. 12.6. В ее комплект входят две лебедки, предназначенные для перемещения защитных секций по монорельсу.

Временную крепь самой выработки рассчитывают в зависимости от величины и характера проявления горного давления в призабойной части выработки на длину до 60 м, а затем ее заменяют постоянной. Временная крепь представляет собой жесткую или податливую металлическую конструкцию. Жесткая состоит из двух- или трехшарнирных инвентарных металлических арок. Ее применяют в тех случаях, когда деформации обнажений отсутствуют или имеют незначительную величину. Арки изготавливают из двух, трех или четырех сегментов двутаврового профиля с быстроразъемными соединениями.

В условиях большого первичного давления после образования обнажения целесообразно использовать временную податливую крепь, учитывая при определении размеров выработки возможную ее осадку по высоте и по горизонтали. Крепь, как правило, трехзвенная из специального профиля. В зоне установившегося давления заменяется постоянной. Затяжка кровли и стен выработки может быть сплошная металлическая решетчатая, сетчатая или, в крайнем случае, деревянная.

§ 5. Настилка пути, устройство канавки, подвеска труб

Постоянный рельсовый путь настилают одновременно с проведением горной выработки или после ее проведения. В первом случае эту работу выполняет бригада проходчиков, во втором — иногда специализированное звено дорожных рабочих. На расстоянии до 100 м от забоя допускается укладка шпал непосредственно на почву с последующей подбивкой балласта, профилировкой рельсов и проверкой колеи.

Для подкатки к забою бурильных установок и погрузочных машин применяют выдвижное звено рельсов или рельсовый путь настилают из временных переносных сварных звеньев длиною 2 м на металлических шпалах. По мере подвигания забоя временный путь заменяют постоянным с длиною рельса 8 м.

Канавку делает бригада проходчиков одновременно с проведением горной выработки. При буровзрывной технологии для образования канавки специально пробуривают один-два шпура, а затем при помощи отбойных молотков ей придают нужную форму. В капитальных выработках в канавку укладывают железобетонные желоба заводского изготовления и покрывают железобетонными плитами. В выработках с малым сроком службы допускается крепление канавки антисептированными досками с деревянным настилом.

Эффективное проветривание забоя в процессе проходки обеспечивает необходимые санитарные условия труда проходчиков, поэтому наращиванием вентиляционных труб и содержанием их в исправном состоянии занимается проходческая бригада. Мягкие вентиляционные трубопроводы наращивают последовательно: вначале подвешивают 5-метровое звено, затем по мере подвигания забоя его заменяют 10-метровым, далее опять наращивают 5-метровое и только потом оба звена заменяют серийным 20-метровым. Жесткие (металлические) трубопроводы наращивают звеньями длиной 2...3м с необходимыми уплотнительными прокладками между фланцами, затяжкой всех болтов и обмазкой фланцевых соединений герметизирующей замазкой.

Трубопроводы и кабели подвешивают в местах, защищенных от повреждения их подвижным составом при всех возможных случаях опрокидывания вагонеток. Вентиляционные и другие трубопроводы располагают в верхней части выработки со стороны прохода людей, однако выше пешеходной дорожки (тротуара) на 1,8 м. При арочной крепи и большом диаметре трубопровода последний целесообразно подвешивать в замке арки. Мягкие вентиляционные трубопроводы подвешивают крючьями на трос, который натягивают вдоль выработки с целью обеспечения прямолинейности става.

В выработках, закрепленных деревянной или металлической податливой крепью, кабели держат мягкие подвески, которые в случае потери устойчивости крепи и обрушения пород отрываются. При этом кабель, не разрываясь, падает на почву, что предотвращает замыкание, искрение, обесточивание участка.

При бетонной, металлобетонной, сборной железобетонной крепях металлические трубопроводы всех назначений и кабели подвешивают

на металлических жестких скобах, концы которых заделывают в крепь. Силовые кабели подвешивают по одной стороне выработки, телефонные, сигнальные и осветительные — по другой. Сращиванием, подвеской, подключением к оборудованию, осмотром и контролем кабелей занимаются специально назначенные электрослесари.

§ 6. Возведение постоянной крепи

В качестве постоянной крепи может быть использована любая конструкция, обладающая необходимой несущей способностью и удовлетворяющая всем требованиям правил эксплуатации и безопасности. Деревянная и металлическая крепи могут применяться в качестве временных и постоянных. Металлическая арочная (жесткая и податливая) и штанговая могут использоваться вначале как временные, а затем как элементы постоянной крепи, например при последующем усилении их набрызг-бетонной или бетонной оболочкой. Такое сочетание элементов постоянной крепи наиболее благоприятно при сооружении капитальных горных выработок, так как избавляет от дополнительных затрат труда на снятие временной крепи, уборку обрушившейся породы, заполнение образовавшихся полостей, выполнение других вспомогательных работ и сокращает срок строительства выработки. Область применения каждого вида крепи установлена строительными нормами и правилами.

Наибольшее распространение в угольной и горно-рудной промышленности в настоящее время получила арочная податливая крепь из специального взаимозаменяемого профиля массой 17; 22 и 27 кг/м.

Металлическую трехзвенную (АКП-3) и пятизвенную (АКП-5) крепи возводят обычно вручную. Это трудоемкий процесс, требующий особого внимания к соблюдению правил безопасного ведения работ. Одновременно можно устанавливать только одну арку с затяжкой кровли и боков, а затем приступать к установке следующей. Каждую новую арку можно возводить только со стороны уже установленной и, по возможности, под ее прикрытием. Порядок выполнения работ следующий: в лунки на почве выработки устанавливают стойки и распирают их, боковые сегменты арки прикрепляют межрамными соединительными планками к ранее возведенной арке; на боковые сегменты накладывают верхняк и соединяют их хомутами, выверяют установку арки по направлению выработки и расклинивают ее в местах наложения хомутов; затягивают кровлю, а затем стенки выработки. Деревянные, железобетонные и решетчатые затяжки устанавливают внахлестку, а чураковые и т. п.— встык. По мере затяжки выработки пустоты за крепью плотно закладывают породой.

Для глубоких шахт Донбасса перспективны круглая форма выработок и кольцевые крепи, возведение которых начинают с укладки и выверки нижнего сегмента, затем устанавливают боковые и скрепляют их хомутами с нижними. В последнюю очередь накладывают верхняк. Для облегчения установки боковых и особенно подъема верхнего сегментов металлической крепи можно применять манипуляторы буропогрузочных машин и другие подъемные устройства.

Известны случаи, когда арку собирают на почве выработки под забоем, а затем в собранном виде при помощи блоков и подъемного устройства устанавливают вертикально.

Сборную железобетонную крепь из ребристых тюбингов КТАМ, гладкостенных КТАГ, ГТК и других типов возводят при помощи крепеукладчиков телескопического типа, например УТ-1м или эректора. Первые три арки удерживают в нужном положении. Они опираются на специальный сборно-разборный металлический шаблон. Последующие арки или кольца прикрепляют к ранее установленным. Почву выработки у стены очищают от кусков породы и заливают бетонное основание небольшой толщины, на которое устанавливают первый тюбинг, а последний — в замке свода. Затюбинговое пространство тщательно забучивают и тампонируют забутовочным комплексом ЗК-1 производительностью 5...7 м³/ч.

Крепь из бетонных блоков возводят при помощи передвижных шаблонов на одну арку или кольцо.

Возведение **монолитной бетонной крепи** вручную — процесс весьма трудоемкий. Вначале монтируют деревянное кружальное ребро на стойках, если выработка имеет прямолинейные стены, или полностью по контуру выработки при подковообразной или круглой форме. К кружальным ребрам по мере укладки бетонной смеси прибивают обрезные доски опалубки. Смесь начинают укладывать у стен и в последнюю очередь бетонируют замок арки с торца. Бетон тщательно уплотняют при помощи пневмовибраторов.

Наиболее трудоемкие работы по возведению монолитной бетонной крепи можно полностью механизировать, используя передвижную металлическую опалубку и подавая за нее бетонную смесь пневмобетоноукладчиками и бетононасосами или при помощи комплекса «Монолит-2».

В зависимости от устойчивости боковых пород применяют инвентарные и передвижные одно- и многосекционные опалубки. Универсальную многосекционную (до 10 м) инвентарную опалубку ОГУ-1 используют в выработках площадью сечения всвету 4,9...16,64 м² в комплексе с установкой для укладки бетонной смеси СБ-68 производительностью 5 м³/ч или БМ-70 и различного типа пневмобетоноукладчиками, а также опалубку ОМП конструкции Кузнишахтостроя.

До настоящего времени довольно сложно решается вопрос транспортирования бетонной смеси с поверхности к бетоноукладчику. При использовании для этой цели обычных вагонеток затруднена перегрузка смеси в бетоноукладчик. ВНИИОМШС и ЦНИИподземмаш сконструировали специальные бетоновозки, однако их пока еще недостаточно. Поэтому при сравнительно небольшом расстоянии от ствола (в пределах 200 м) бетонную смесь целесообразно транспортировать с поверхности по трубам, а при больших расстояниях размещать бетоносмесительные установки под землею вблизи места работ.

Возведение монолитной железобетонной или металлобетонной крепи, особенно круглой или с обратным сводом,— чрезвычайно сложный и трудоемкий процесс. Вначале вручную вяжут арматуру или выставляют металлическую крепь, затем устанавливают опалуб-

ку и бетонируют. Так как подавать бетон за опалубку и уплотнять довольно трудно, применяют, как правило, литую бетонную смесь.

Из всех видов постоянной крепи наиболее перспективной с точки зрения полной механизации и даже автоматизации этого процесса является крепь, наносимая на обнажения пород методом набрызга. При этом в качестве крепежного материала можно использовать бетонную смесь или другие быстротвердеющие и достаточно прочные растворы. До настоящего времени эта крепь известна в основном как набрызг-бетонная. Если торкрет-бетон служит только покрытием, то набрызг-бетон одновременно выполняет функции и несущей конструкции, рассчитанной на определенную величину горного давления. Для возведения набрызг-бетонной крепи так называемым методом безопалубочного бетонирования применяют машины СБ-67 (БМ-60) производительностью 3...4 и БМ-70 производительностью 5...6 м³/ч, а также ПБМ-27, ПБМ-А, ПНБ-1,8, МНКБ и др.

Довольно часто набрызг-бетонную крепь применяют совместно с металлической анкерной или штанговой. Условия и возможности использования штанговой крепи довольно обширны — капитальные и подготовительные выработки. Штанги могут быть деревянные, металлические, железобетонные, полимерные и др. Чаще применяют металлические штанги клинощелевого типа.

Возводят штанговую крепь в следующем порядке: установкой БУЭ-1, БУА-3 или специальной машиной МАП-1 пробуривают скважину, в дно которой до упора вставляют металлическую клинощелевую штангу и забивают (расклинивают) ее с помощью пневмоинструмента; на штангу надевают опорную плиту и навинчивают гайку гайковертом СГЭ-2 или ручным гаечным ключом с рукояткой длиною 80 см. Предварительное натяжение штанг 40...60 кН. Натяжение систематически контролируется динамометрическими ключами КД-1 или специальными пружинными шайбами.

Железобетонные штанги устанавливают в два приема: ручным шприцем или пневматическим питателем заполняют скважину раствором, затем вводят арматурный стержень с опорной плитой и навинченной гайкой. Окончательно гайки затягивают через трое суток.

§ 7. Комплексная механизация проведения полевых горных выработок

Комплексной называется такая механизация процессов проходческого цикла, при которой исключается применение ручных работ, обеспечивается рост производительности труда проходчиков и улучшение технико-экономических показателей проведения горных выработок. Комплекс оборудования подбирается в полном соответствии с технологией ведения работ, горно-геологическими и горно-техническими условиями.

Применительно к буровзрывной технологии ЦНИИподземмаш создал комплексы КГ-1т; КГ-2; КГ-3; КГ-4 и КГВ-2 для проведения горизонтальных выработок и КУ-1; КУ-2 — для уклонов. Основные машины и механизмы, входящие в состав комплексов, даны в

Таблица 12.4. Горно-проходческие комплексы и варианты их применения

Комплексы	Горизонтальные выработки														Наклонные выработки					
	КГ-1т				КГ-2			КГ-3				КГ-4		КГ-5	КУ-1				КУ-2	
	$f \leqslant 8$		$f > 8$		$f \leqslant 8$		$f > 8$	$f \leqslant 8$		$f > 8$		$f \leqslant 8$	$f > 8$	$f \leqslant 8$	$f \leqslant 8$		$f > 8$		$f \leqslant 8$	$f > 8$
	I	II	I	II	I	II		I	II	I	II				I	II	I	II		
Буропогрузочные машины:																				
2ПНБ-2э, 2ПНБ-2Б	1	2	—	—	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2	—	—	—	—
1ПНБ-2	1	2	—	—	1	—	—	—	—		—	—	—	1	1	2	—	—	—	—
2ПНБ-2п	—	—	1	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2	—	—
Бурильные установки:																				
БУЭ-1, БУЭ-2	—	—	—	—	—	1	—	1	2	—	—	1	—	—	—	—	—	—	—	—
БУ-1, БУП-2р	—	—	—	—	—	—	2	—	—	1	2	—	1	—	—	—	—	—	—	—
НБ-2э, 8НБ-2п	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1
Погрузочные машины:																				
ППМ-4, 2ППН-5э, 2ППН-5п	—	—	—	—	—	1	—	1	2	—	—	1	—	—	—	—	—	—	—	—
ППМ-4п	—	—	—	—	—	—	1	—	—	1	2	—	1	—	—	—	—	—	—	—
ПНБ-2у	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1
Транспортное оборудование:																				
перегружатели (ППЛ-1к, УПЛ-2)	1	1	1	1	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	—	—	—	—
«Изгиб-1»	—	—	—	—	1	1	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
маневровая тележка (ТМ-1)	1	2	1	2	—	—	—	—	—	—	—	1	1	—	—	—	—	—	—	—
маневровая лебедка	—	—	—	—	1	1	1	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
конвейер	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1	1	1	1	—	—
стрелочный перевод	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	1	1	—	—	—	—	—	—	—

Таблица 12.5. Основные параметры выработок, проводимых горно-проходческими комплексами

Параметры	КГ-1т		КГ-2		КГ-3		КГ-4	КГ-5	КУ-1		КУ-2	
	I *	II **	I	II	I ***	II	I	II	I	II	I	II
	Горизонтальные выработки								Наклонные выработки			
Минимальное сечение всвету, м²:												
арочной формы	8,8 / 11,1	13,8 / 16,4 (13,7)	8,8 / 11,1	9,8 / 11,1	8,8 / 11,1	13,8 / 13,7	8,8 / 11,1	9,8 / 9,7	9,8 / 12,1	13,8 / 16,4 (13,7)	9,8 / 9,7	12,2 / 12,1
трапециевидной формы	—	—	7,3 / 8,6	9,4 / 9,7	9,4 (8,3) / 9,7 (9,6)	— / 11,8	—	8 / 8,4	8,7 (8,3) / 9,5 (9,1)	9,7 / 10	7,3 / 7,5	9,4 / 10,1
Минимальные размеры выработки, м:												
ширина	3,25 / 3,85	4,4 / 5,3 (4,4)	3,3 / 3,9	3,7 / 3,9	3,55 / 3,9	4,7 / 4,7	3,57 / 3,85	3,6 / 3,6	3,8 (3,6) / 4,3 (4)	4,4 / 5,3 (4,4)	3,25 / 3,25	4,25 / 4,25
высота	2,7	2,7	2	2,25	2,25 (1,9)	2,25	2,7	2,05	2,25	2,25	2,05	2,05
Кривизна выработки	Прямолинейные выработки				$R \geqslant 10$ м			Прямолинейные выработки				
Угол наклона выработки, град	—	—	—	—	—	—	—	8	8	8	18	18
Минимальная длина проводимой выработки, м	200	300	200	200	100	200	200	200	200	300	200	200
Средняя скорость проведения выработки, м/мес	200 / 285	200	165 / 200	190 / 200	135 / 165	160	180 / 230	315	135 / 153	190	150	150
Производительность труда рабочего, м³/смену	3,9...5,3	4	3,8...4,6	3,4	2,8...3,2	2,6	3,6...4,5	3,6	2,4...2,8	3,6	2,5...3,1	3,6

* В числителе при колее 600 мм, в знаменателе 900 мм.
** Размеры в скобках приведены для машины 1ПНБ-2.
*** Размеры в скобках даны для машины 2ПНН-5.

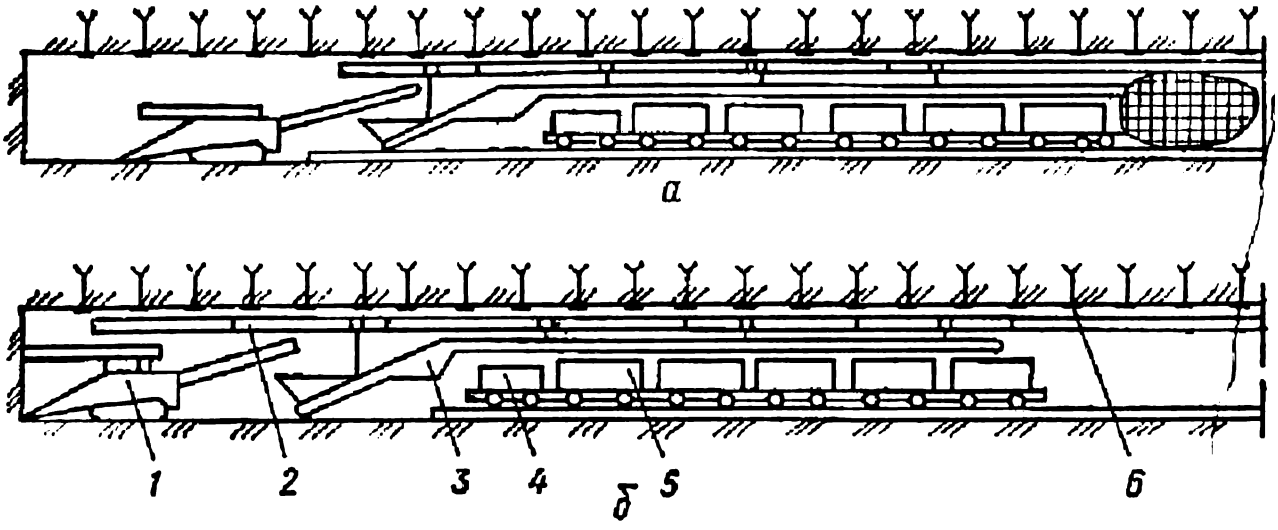


Рис. 12.7. Схема работы комплекса КГ-1т (первый вариант):
а — погрузка породы; *б* — бурение шпуров; *1* — погрузочная машина 2ПНБ-2Б; *2* — секции монорельса; *3* — подвесной перегружатель ППЛ-1; *4* — маневровая тележка МТ-1; *5* — вагонетки; *6* — штанговая крепь

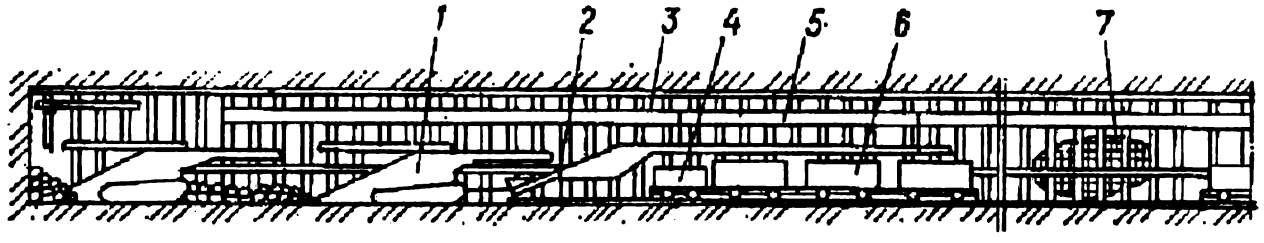


Рис. 12.8. Схема работы комплекса КГ-1т (второй вариант):
1 — буропогрузочные машины; *2* — подвесной перегружатель; *3* — монорельс; *4* — маневровая тележка; *5* — вентиляционный трубопровод; *6* — вагонетки; *7* — металлическая решетчатая затяжка

табл. 12.4, а область их применения — в табл. 12.5. Все указанные комплексы механизируют основные процессы проходческого цикла, но не обеспечивают механизацию настилки пути, устройства водоотводной канавки, заряжания шпуров и в значительной мере — возведения крепи.

Первый вариант комплекса КГ-1т (рис. 12.7) предназначен для проведения прямолинейных горизонтальных выработок, закрепленных металлической арочной крепью, высотой от головки рельсов не менее 2,7 м, а шириной 3,25 м. При проведении криволинейной части выработок перегружатель комплекса отключают, а для обмена вагонеток используют электровоз или другие виды транспорта.

Второй вариант комплекса КГ-1т (рис. 12.8) применяют в выработках с высотой от головки рельсов не менее 2,5 м и шириной 5,3 м. В состав комплекса входят две буропогрузочные машины 2ПНБ-2Э, работающие по породам крепостью до 8, или 2ПНБ-2П при крепости пород до 12. Расстановка оборудования при погрузке породы и бурении шпуров показана на рис. 12.9.

Комплекс КГ-3 (рис. 12.10) предназначен для проведения прямолинейных и криволинейных квершлагов, штолен, полевых штреков и других выработок, закрепляемых металлической арочной или смешанной крепью с высотой от головки рельсов не менее 2,25 м и шириной 4,74 м, по породам крепостью до 16.

Комплекс КГВ-2 предназначен для горизонтальных выработок площадью поперечного сечения в проходке 10,3...19,2 м² по породам

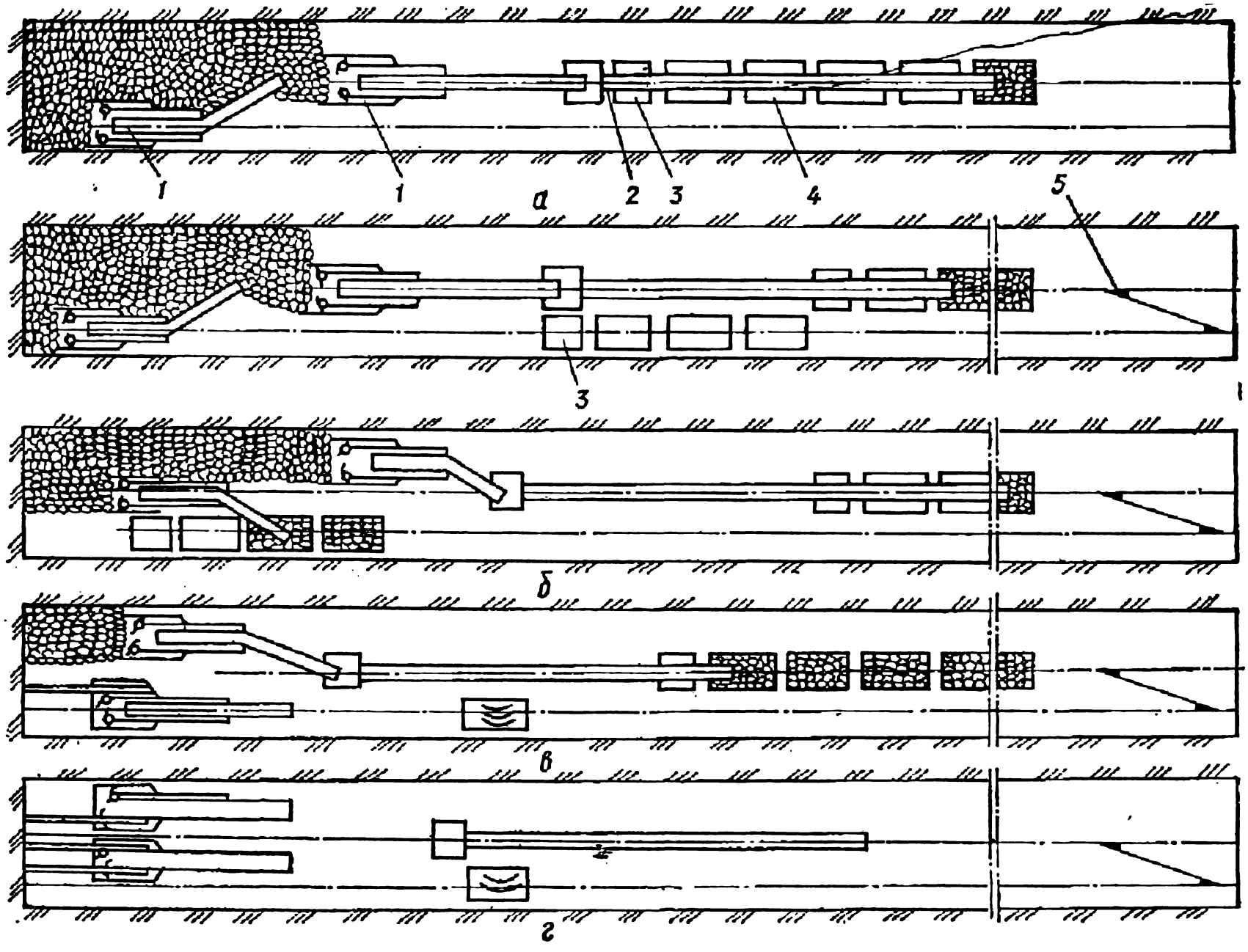


Рис. 12.9. Расстановка основного проходческого оборудования КГ-1т (второй вариант):

а, б, в — при погрузке породы; *в, г* — при бурении шпуров; *1* — буропогрузочные машины; *2* — подвесной перегружатель; *3* — маневровая тележка; *4* — вагонетки; *5* — стрелочный перевод

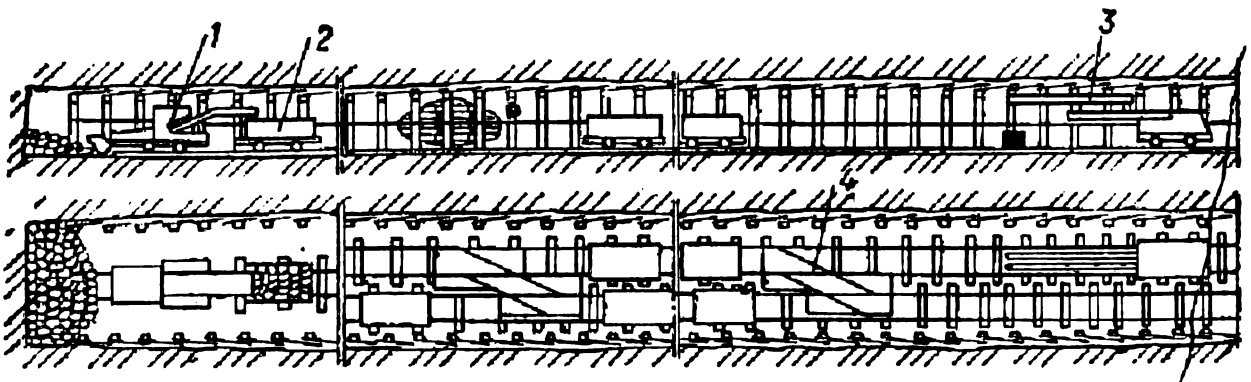


Рис. 12.10. Схема проведения горной выработки с использованием комплекса оборудования КГ-3:

1 — погрузочная машина; *2* — вагонетки; *3* — бурильная установка; *4* — стрелочный перевод

крепостью до 12 как при рельсовом, так и при конвейерном транспорте. В состав комплекса входят: погрузочная машина 2ПНБ-2, перегружатель, крепеустановщик КУ-1, бурильная установка БУЭ-2г, установка механизированного заряжания шпуров УМЗ-1; при конвейерном транспорте — телескопический конвейер 1ЛТП-80, при рельсовом — перегружатель УПЛ-2. В выработках площадью свыше 15 м^2 вместо погрузочной машины 2ПНБ-2 применяют буропогрузочную 2ПНБ-2Б.

Успешная эксплуатация комплексов оборудования должна основываться на рациональных формах организации труда, обеспечивающих максимальное использование механизации и снижение объема ручных работ. Важным условием ритмичной и эффективной работы комплекса является внедрение графика организации работ, составленного в полном соответствии с принятой техникой, а также укомплектованность проходческой бригады квалифицированными кадрами.

§ 8. Освещение выработки и забоя. Маркшейдерское обслуживание

Производительность и безопасность труда проходчиков во многом зависят от освещенности рабочих мест и всей выработки. Освещенность выработки, особенно забоя, разминовок, мест размещения пускателей и другого оборудования должна быть достаточно интенсивной, равномерной и соответствовать установленным нормам.

Для освещения забоя используют специальные прожекторы с рефлекторами, установленными на буропогрузочных или других машинах, а также светильники РП-100 и РП-200. В зависимости от мощности ламп расстояние между светильниками от 4 до 12 м. Кроме того, каждый проходчик, инженерно-технические работники и лица, посещающие подземные выработки, должны иметь индивидуальные светильники.

Маркшейдерская служба строительного управления призвана следить за тем, чтобы выработки сооружались в полном соответствии с техническим проектом и рабочими чертежами строящегося или реконструируемого горного предприятия, т. е. должны быть обес-

печены проектное размещение выработки в пространстве, контроль ее размеров, правильность возведения крепи.

Направление выработки в горизонтальной плоскости задается и контролируется теодолитом, фиксируется тремя и более отвесами, расположенными на расстоянии до 5 м один от другого, а в вертикальной плоскости — нивелиром в выработках с углом наклона до 5° и теодолитом при углах от 6 до 50°.

Удаление от забоя точек и устройств, указывающих направление на прямолинейных участках, не должно превышать: при отвесах — 40 м, при использовании лазерных указателей — до 300 м. Отклонения оси закрепленной капитальной выработки, оборудуемой конвейером или рельсовыми путями, от заданного направления в горизонтальной плоскости не должны превышать ±5 см.

В промежутке между маркшейдерскими замерами проходчики перед разметкой шпуров наносят на забой по отвесам ось выработки, используя для этого рулетки, шаблоны и другие инструменты.

Для повышения точности задания направления выработки и облегчения этого процесса, особенно при высокой скорости проведения и применении проходческих комбайнов, используют световые и лазерные указатели направления УНС и ЛУН-3. По мере проведения горных выработок производится их маркшейдерская съемка и нивелировка, по результатам которых составляют план и профиль выработки. Допущенные отклонения и опасные зоны заносят в журнал геодезическо-маркшейдерского контроля. Производство и прием проходческих работ должны удовлетворять требованиям СНиП II-94-80 и СНиП III-11-77.

Контрольные вопросы

1. Особенности БВР при проведении полевых выработок.
2. Способы и схемы проветривания. Область их применения, достоинства и недостатки.
3. Оборудование местного проветривания.
4. Расчет проветривания глухого забоя для заданных условий.
5. Способы погрузки породы, типы погрузочных машин, их применение.
6. Виды и назначения временной крепи.
7. Порядок возведения постоянной крепи.
8. Область применения комплексов проходческого оборудования.

Глава 13. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ И РАСЧЕТ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Организация работ

Горную выработку строят, как правило, специализированные бригады в несколько этапов. Первая бригада выполняет весь объем подготовительных работ, строит технологическую часть, монтирует и опробует комплекс проходческого оборудования в забое. Вторая (проходческая) выполняет комплекс работ по проведению выработки на всю длину. Возможен и еще один этап, на котором третья бригада монтирует сложное эксплуатационное оборудование (постоянные

ленточные конвейеры, насосы, энергоустановки и др.). Практика выполнения всех видов работ одной бригадой не дает должного эффекта по технико-экономическим показателям и качеству строительства.

Проходческие бригады при буровзрывной и комбайновой технологии, в свою очередь, должны специализироваться с учетом горно-геологических условий: по породам, не опасным по выбросам; по породам, опасным по выбросам; по пластам угля, опасным по газовыделению метана, но не опасным по внезапным выбросам; по пластам угля, опасным по газовыделению метана и внезапным выбросам, а также при вскрытии таких пластов.

Взаимодействие бригад увязывается сетевым графиком строительства каждой выработки, календарным планом и графиком горнопроходческих работ на данном предприятии. Сетевые графики составляются с учетом применяемой в каждом забое технологии и специализации рабочих.

Работа каждой бригады регламентируется сменным, суточным и месячным графиками организации работ, а также такими технико-экономическими показателями, как комплексная норма выработки члена бригады, комплексная производительность труда, сдельная расценка, месячный норматив проведения выработки.

Организация работ в забое зависит от принятой технологии, используемого комплекса оборудования, размеров выработки, материала и типа крепи, а также запланированных технико-экономических показателей. Так, постоянную деревянную, металлическую, иногда сборную железобетонную и набрызг-бетонную крепи возводят непосредственно в забое при частичном совмещении с процессами по выемке горной массы, которые приостанавливают только на время установки рам крепи. Аналогично возводят и временную крепь, бетонную монолитную, а иногда и сборную железобетонную крепи с отставанием от забоя на 50...100 м.

В однопутевых выработках малой площади сечения при невозможности совмещения процессов по выемке породы и возведению постоянной крепи работы выполняют последовательно: забой продвигают на 100...200 м с одновременной установкой временной крепи, затем та же бригада проходчиков возводит постоянную крепь почти вплотную к забою, снимая временную.

В двухпутевых выработках с достаточной площадью сечения проведение выработки с установкой временной крепи совмещают с возведением постоянной. Работы выполняют разные проходческие звенья в соответствии с графиком организации работ. Основную ответственность за организацию и безопасность работ в забое несет горный мастер или сменный инженер, он же непосредственно руководит работами.

§ 2. Расчет комплексной нормы выработки, расценки, численного состава бригады и производительности труда проходчиков

Комплексной называется проходческая бригада, члены которой должны уметь выполнять все работы проходческого цикла. Поскольку в течение смены проходчики выполняют несколько видов работ,

то для нормирования их труда принято применять комплексную норму выработки (м³/чел.-смену всвету или м/чел.-смену готовой выработки). Фактическое выполнение комплексной нормы называется комплексной производительностью труда. Оплата труда комплексной бригады осуществляется по конечному результату, т. е. за пройденную в течение месяца выработку (м³ или м).

Величина комплексной нормы выработки влияет на размер заработной платы и другие показатели. Ее рассчитывают по объемам работ на 1 м или на цикл. Объем работ на цикл определяется по всем нормируемым процессам:

по бурению шпуров

$$W_б = Nl;$$

по погрузке породы

$$W_п = S_{пр} l\eta;$$

по креплению выработки

$$W_{кр} = l\eta/L;$$

по настилке пути

$$W_{н.п} = l\eta;$$

по устройству канавки

$$W_{у.к} = l\eta,$$

где $W_б$, $W_п$, $W_{кр}$, $W_{н.п}$, $W_{у.к}$ — соответственно объемы работ по бурению, м; погрузке породы или угля, м³, в массиве; креплению рам; настилке пути, м; устройству канавки, м; N — число шпуров, шт.; $S_{пр}$ — площадь сечения выработки в проходке, м²; $l\eta$ — глубина заходки, м; L — расстояние между арками (рамами) крепи, м.

Данные об объемах работ и соответствующие нормы выработки, принятые по действующим нормативам, записывают в форме, которая является основой для составления паспорта норм и расценок. Трудоемкость каждого вида работ (b_i) определяют делением объема работ на установленную норму выработки и суммируют по всему проходческому циклу. Комплексная норма выработки (м³) члена проходческой бригады

$$H_к = l\eta/(\Sigma b_i)\, S_{св}.$$

Численный состав проходчиков на выполнение цикла работ определяют округлением Σb_i в меньшую сторону до целого числа n. В дальнейших расчетах учитывают коэффициент перевыполнения комплексной нормы выработки $k_н = \Sigma b_i/n$ в пределах 1,01... 1,06. Например, по расчету $\Sigma b_i = 8{,}5$ чел.-смены состав звена на один цикл $n = 8$ чел., тогда $k_н = 8{,}5/8 = 1{,}06$. Если принять $n = 9$, то режим работы будет задан с невыполнением нормы выработки, т. е. $k_н = 8{,}5/9 = 0{,}95$.

В расчетах наряду с $k_н$ учитывают плановый коэффициент роста производительности труда $k_д$, равный 1,03...1,04. Коэффициент перевыполнения норм выработки $k = k_н k_д$ планируется в пределах 1,04...1,08.

Форма для расчета паспорта норм и расценок

Нормируемые процессы в забое	Единица величины	Объем работ на цикл	Норма выработки	Коэффициент отклонения от нормы выработки	Устанавливаемая норма выработки	Основание к установлению нормы выработки	Число чел.-смен за цикл	Тарифная ставка по видам работ, руб.	Расценка на цикл, руб.
		W_t	H_t	k_t	$k_t H_t$		$b_t = \frac{W_t}{k_t H_t}$	a_t	$a_t b_t$
							Σb_t		$\Sigma a_t b_t$

Таким образом, расчетная или плановая комплексная производительность труда

$$P_н = kH_к.$$

Фактическую производительность труда члена комплексной бригады определяют по формуле

$$P_ф = \frac{v_ф S_{св}}{\Sigma b_ф},$$

где $v_ф$ — достигнутая фактическая скорость проведения выработки, м/мес; $\Sigma b_ф$ — суммарное фактическое число выходов в течение месяца, чел.-смен; $S_{св}$ — площадь сечения выработки всвету, м^2.

Суточный явочный состав проходческой бригады $n_{сут} = nn_ц$, где n — численный состав звена проходчиков на выполнение цикла, чел.; $n_ц$ — число циклов в течение суток.

Если продолжительность проходческого цикла не совпадает с продолжительностью смены, то сменный состав звена определяют из выражения $n_{зв} = n_{сут}/n_{см}$, где $n_{см}$ — число рабочих смен в течение суток.

Состав сменного звена по квалификациям устанавливается в соответствии с ЕНиР, но с таким расчетом, чтобы в нем было не менее двух проходчиков высшей квалификации (V разряд), а остальные рабочие должны иметь в основном IV разряд.

Для расчета сдельной расценки определяют по сборнику единых норм выработки тарифные ставки по видам работ в соответствии с составом звена проходчиков и их разрядами. Если в сборнике указан состав звена, члены которого имеют разные разряды, то принимают среднеарифметическую величину соответствующих тарифных ставок. Сумма a_t и b_t (см. формулу) представляет собой прямую сдельную расценку по заработной плате объема работ, равного продвижению забоя за цикл.

Прямая сдельная расценка (руб.) соответственно на 1 м и 1 м^3 готовой выработки всвету

$$C_{зар} = \frac{\Sigma a_t b_t}{l\eta}; \quad C'_{зар} = \frac{\Sigma a_t b_t}{S_{св} l\eta}.$$

§ 3. График организации работ проходческой бригады

График организации работ строится на основе принятой технологии на сутки, чтобы учесть те процессы и виды работ, которые не выполняются в каждом цикле, например настилка пути, подвеска вентиляционных труб, наращивание конвейера.

Затраты времени на выполнение нормируемого процесса при их последовательном выполнении рассчитывают по формулам

$$t_i = \frac{\alpha W_i t_{см}}{k_i \mathrm{H}_i k n_i} \text{ или } t_i = \frac{\alpha b_i t_{см}}{k n_i},$$

где α — коэффициент, учитывающий затраты времени на ненормируемые процессы (заряжание, взрывание, проветривание, перерыв для принятия пищи и отдыха, а также резерв времени в пределах 0,5 ч); n_i — число проходчиков, занятых на выполнении данного процесса, чел.;

$$\alpha = (T_ц - T_1)/T_ц.$$

Здесь $T_ц$, T_1 — соответственно продолжительность проходческого цикла и ненормируемых затрат времени, ч.

Затраты времени на выполнение нормируемых процессов при частичном или полном совмещении работ определяют в человеко-часах по приведенным формулам, не подставляя число проходчиков (n_i). Расстановка проходчиков при построении графика организации работ предусматривается такая, чтобы затраты человеко-часов на графике совпадали с расчетным числом, а наиболее квалифицированные рабочие заняты выполнением самых сложных и механизированных процессов. Кроме того, заряжание, взрывание и проветривание забоев производились между сменами.

§ 4. Расчет норматива и технической скорости проведения выработки

Планируемая месячная скорость проведения горной выработки называется нормативом и рассчитывается на основе следующих показателей:

$$V_р = S_{св} P_п m n_{сут}; \quad V_р = S_{св} k \mathrm{H}_к m n_{сут},$$

где $V_р$ — планируемый месячный объем проведения выработок, м³; k — плановый коэффициент перевыполнения комплексной нормы выработки; $\mathrm{H}_к$ — комплексная норма выработки, м³ на выход; m — число рабочих дней в месяце, затрачиваемых на проведение выработки; $n_{сут}$ — суточный явочный состав проходческой бригады, чел.

Методика расчета норматива по комплексной норме выработки и численному составу бригады должна быть положена в основу планирования горно-проходческих работ. Иногда норматив задают исходя из срока подготовки блока, выемочного поля или другого комплекса выработок, рассчитывая его по формуле

$$v_э = L/t_{пр},$$

где L — длина выработки, м; $t_{пр}$ — отведенное время на проведение выработки, мес.

В практической деятельности важно установить правильное соотношение между заданным и расчетным нормативами, а также технической и фактически достигнутой скоростью проведения, выявить возможность выполнения этих показателей с определенным резервом.

Величина расчетного норматива прямо пропорциональна суточному явочному составу проходческой бригады, в то время как фактическая скорость проведения с увеличением численного состава бригады растет до определенной величины, которая зависит от площади забоя, приходящейся на одного проходчика:

$$S = S_{св} n_{см}/n_{сут} \text{ или } S = S_{св}/n_{зв},$$

где S — площадь забоя выработки всвету, приходящаяся на одного проходчика, м^2; $n_{см}$ — число сменных звеньев бригады или число рабочих смен в сутки по проведению выработки; $n_{сут}$, $n_{зв}$ — соответственно суточный фактический (явочный) состав бригады и сменного звена.

Площадь забоя, приходящаяся на одного проходчика, характеризует соотношение между количественным составом проходческой бригады и конечными технико-экономическими показателями: скоростью проведения, производительностью труда, расходами по заработной плате и стоимостью проведения 1 м или 1 м^3 выработки. При достижении определенной величины площади забоя, приходящейся на одного проходчика, фактическая скорость проведения выработки остается постоянной, а производительность труда резко падает.

Расчетную скорость проведения выработки в зависимости от площади забоя, приходящейся на одного проходчика, можно определить по формулам:

$$v_р = k\,Н_к\,m S_{св} n_{см}/S;$$

$$v_р' = k\,Н_к\,m S_{св}^2 n_{см}/S.$$

Годовой объем проведения горизонтальных и наклонных горных выработок в горно-добывающей промышленности страны систематически увеличивается, а среднемесячные скорости их проходки возрастают незначительно или в некоторых случаях даже снижаются, в связи с чем вопрос выявления резервов повышения скорости остается актуальным. Поэтому необходимо определить степень технической готовности и наличие резервов в технологии проведения горизонтальных и наклонных выработок при увеличении их протяженности и площади поперечного сечения.

Для решения поставленной задачи применяют аналитический и графоаналитический методы расчетов технической скорости проведения горных выработок в зависимости от их площади сечения, крепости пересекаемых пород, применяемого оборудования и числа проходчиков в забое. Скорость эта определяется по двум основным факторам: численности проходческой бригады, нормам выработки или нормам времени и по типу, числу и производительности машин в забое, т. е. в первом случае учитываются возможности бригады, во втором — техническая оснащенность забоя.

При буровзрывной технологии техническую скорость проведения выработки (м/мес) рекомендуется определять по формуле

$$v_т = t_р m l \eta / T_ц \text{ или } v_т = n_ц l \eta,$$

где $t_р$ — число рабочих часов по проведению выработки в течение суток, ч/сут; m — число рабочих дней в месяце при шестидневной рабочей неделе, $m = 25{,}6$ сут/мес; l — глубина шпуров, м; η — коэффициент использования шпуров; $T_ц$ — продолжительность проходческого цикла, ч; $n_ц$ — количество проходческих циклов в течение месяца.

При расчете скорости проведения выработки (м³/мес) в числитель формулы подставляют $S_{св}$:

$$v'_т = t_р m l \eta S_{св} / T_ц.$$

Продолжительность проходческого цикла при известной численности проходчиков и их расстановке по процессам для квершлагов и полевых штреков рассчитывают по формуле

$$T_ц = \frac{N l B_б}{n_б} + \frac{N l t_з}{n_з} + t_п + \frac{l \eta S_{пр} B_п}{n_п} + \frac{l \eta k_с B_{кр}}{L n_{кр}},$$

где N — число шпуров, шт; $B_б$, $B_п$, $B_{кр}$ — нормы времени соответственно на бурение шпуров, погрузку породы и крепление, ч; $n_б$, $n_з$, $n_п$, $n_{кр}$ — число проходчиков, занятых соответственно на бурении и заряжании шпуров, погрузке породы и на креплении; $t_з$ — затраты времени на заряжание и забойку 1 м шпура, ч; $t_п$ — затраты времени на проветривание забоя, ч; $S_{пр}$ — площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²; $k_с$ — коэффициент совмещения работ по креплению с другими процессами; L — расстояние между рамами крепи, м.

Данной формулой предусмотрено последовательное выполнение процессов бурения, заряжания, взрывания, проветривания, погрузки породы, частичное совмещение работ по креплению и полное совмещение по настилке пути, устройству канавки и т. д.

Если число проходчиков n на выполнение одного цикла известно, а эффективная их расстановка не ясна или расчет ведется в общем виде, продолжительность цикла

$$T_ц = \frac{l}{n}\left(N B_б + N t_з + \eta S_{пр} B_п + \frac{\eta k_с B_{кр}}{L} + \eta B_п + \right.$$

$$\left. + \eta B_к\right) + t_п,$$

где $B_п$, $B_к$ — соответственно нормы времени на настилку пути и устройство водоотливной канавки, ч.

Формула для расчета технической скорости проведения полевой выработки по нормам времени и составу звена на выполнение одного проходческого цикла будет иметь вид

$$v_т = \frac{t_р m l \eta}{\frac{l}{n}\left(N B_б + N t_з + \eta S_{пр} B_п + \frac{\eta k_с B_{кр}}{L} + \eta B_п + \eta B_к\right) + t_п}.$$

Техническая скорость проведения полевой выработки по числу и производительности применяемых проходческих машин в забое

$$v_{т.м} = \frac{t_р m l \eta}{\frac{Nl}{m_б v_б} + \frac{N l t_з}{n_э} + t_п + \frac{l \eta S_{пр} k_р}{m_м P_п} + \frac{l \eta k_с B_{кр}}{L n_{кр}}},$$

где $m_б$ — число бурильных машин, одновременно работающих в забое; $v_б$ — техническая скорость бурения шпуров с учетом коэффициента использования бурильной машины во времени, м/ч; $k_р$ — коэффициент разрыхления пород; $m_м$ — число погрузочных машин, одновременно работающих в забое; $P_п$ — техническая производительность погрузочной машины с учетом коэффициента использования ее во времени, м³/ч (в разрыхленном состоянии).

Для расчета технической скорости проведения штреков и других выработок по тонким пластам угля на основе норм выработки и количества людей в формулу для определения скорости подставляют следующее значение продолжительности проходческого цикла:

$$T_ц = \frac{N_у l_у}{Н'_{б.у} n_{б.у}} + \frac{N_у l_у t_{з.у}}{n_{э.у}} + t_{пр.у} + \frac{S_у l_у \eta_у}{Н'_у n_у} +$$
$$+ \frac{N_п l_п}{Н'_{б.п} n_{б.п}} + \frac{N_п l_п t_{з.п}}{n_{э.п}} + t_{пр.п} + \frac{S_п l_п \eta_п}{Н'_п n_п} +$$
$$+ \frac{k_1 l_п \eta_п}{L Н'_{кр} n_{кр}} + \frac{k_2 l_п \eta_п}{Н'_п n_п} + \frac{k_3 l_п n_п}{Н'_к n_к},$$

где $t_р$ и m — числа рабочих часов в сутки и рабочих дней в месяце; $l_у$ и $l_п$ — глубина шпуров по углю и породе, м; $\eta_у$, $\eta_п$ — коэффициенты использования шпуров по углю и породе; $N_у$ и $N_п$ — число шпуров по углю и породе; $Н'_{б.у}$, $Н'_{б.п}$, $Н'_у$, $Н'_п$, $Н'_{кр}$, $Н'_п$, $Н'_к$ — часовая норма выработки соответственно бурения шпуров по углю и породе, погрузке угля и породы, возведению крепи, настилке рельсового пути, устройству канавки; $n_{б.у}$, $n_{б.п}$, $n_{з.у}$, $n_{з.п}$, $n_у$, $n_п$, $n_{кр}$, $n_п$, $n_к$ — соответственно число проходчиков, занятых бурением, заряжанием шпуров, погрузкой угля и породы, возведением крепи, настилкой рельсового пути, устройством канавки; $S_у$, $S_п$ — площадь угольного и породного забоев в проходке, м²; $t_{пр.у}$, $t_{пр.п}$ — продолжительность проветривания забоя после взрывания шпуров по углю и породе, ч; k_1, k_2, k_3 — коэффициенты совмещения основных процессов с процессами возведения крепи, настилки пути, устройства канавки.

При расчете скорости проведения выработок по нормам времени и численному составу звена продолжительность одного проходческого цикла

$$T_ц = \frac{l_п}{n_п}\left(N_у B_{б.у} + N_у t_{з.у} + \eta_у S_у B_у + N_п \eta_п B_{б.п} + \right.$$
$$\left. + N_п t_{з.п} + \eta_п S_п B_п + \frac{\eta_п B_{кр}}{L} + \eta_п B_в + \eta_п B_к\right) +$$
$$+ t_{пр.у} + t_{пр.п}.$$

Здесь $B_{б.у}$, $B_{б.п}$, $B_у$, $B_п$, $B_{кр}$, $B_н$, $B_к$ — нормы времени соответственно на бурение шпуров по углю и породе, погрузку угля и породы, возведение крепи, настилку рельсового пути, устройство канавки, ч.

Скорость проведения выработки по производительности забойных машин и механизмов рассчитывается на основе продолжительности проходческого цикла

$$T_ц = \frac{N_у l_у}{m_{б.у} v_{б.у}} + t_{з.у} + t_{пр.у} + \frac{S_у l_у \eta_у}{m_п P_п} + \frac{N_п l_п}{m_{б.п} v_{б.п}} +$$

$$+ t_{з.п} + t_{пр.п} + \frac{S_п l_п \eta_н}{m_п P_п} + \frac{k_1 l_п \eta_н}{L H'_{кр} n_{кр}} + \frac{k_2 l_п \eta_п}{H'_н n_н} + \frac{k_3 l_п \eta_п}{H'_к n_к},$$

где $m_{б.у}$, $m_{б.п}$ — число машин для бурения шпуров по углю и породе; $v_{б.у}$, $v_{б.п}$ — скорость бурения шпуров по углю и породе, м/ч; $P_п$ — производительность погрузочной машины по погрузке угля и породы, м³/ч.

Сравнивая расчетную техническую скорость проведения штреков с нормативной и фактической, определяют резерв их увеличения в целом. Анализ скорости по процессам позволяет установить, за счет чего можно реализовать выявленный резерв.

Оптимальной называется такая скорость строительства выработки, которая обеспечивает максимальное снижение сметной стоимости строительства нового или реконструкции действующего горного предприятия.

Скорости строительства имеют два критерия оптимизации:

для выработок, лежащих на критическом пути, оптимальной является максимальная скорость, рассчитываемая по числу и производительности забойных машин и механизмов, а критерием оптимизации — экономический эффект от сокращения срока строительства (реконструкции) горного предприятия;

для выработок, не лежащих на критическом пути, критерием оптимизации является минимальная стоимость их строительства, отнесенная на 1 м³ выработки всвету, а скорость, как правило, рассчитывается по остальным формулам.

Институтом горного дела им. А. А. Скочинского разработана методика выбора оптимальных вариантов комплектов горно-проходческого оборудования для буровзрывной и комбайновой технологии проведения выработок. Критерием оптимизации являются минимальные затраты на 1 м³ выработки всвету, рассчитанные по формуле:

$$\Sigma CK = c_{з.п} + c_м + c_э + c_{ам} + c_{уч} + c_{об} + e_ц k,$$

где $c_{з.п}$, $c_м$, $c_э$, $c_{ам}$ — элементы прямых нормируемых затрат (заработная плата рабочих, материалы, электроэнергия, амортизация), руб.; $c_{уч}$, $c_{об}$ — соответственно общеучастковые и общешахтные расходы на 1 м³ выработки всвету, руб.; $e_ц k$ — приведенные капитальные затраты на оборудование, руб.

§ 5. Определение сметной стоимости проведения выработки

Стоимость 1 м или 1 м³ выработки (в рублях) определяют по следующим элементам затрат:

заработной плате рабочих

$$c_{з.п} = \frac{\Sigma a_i b_i}{l\eta}; \quad c'_{з.п} = \frac{\Sigma a_i b_i}{S_{св} l\eta};$$

материалам

$$c_м = \frac{k_з \Sigma M_i z_i}{l\eta}; \quad c'_м = \frac{k_з \Sigma M_i z_i}{S_{св} l\eta};$$

энергии

$$c_э = \frac{\beta \Sigma W_i}{l\eta}; \quad c'_э = \frac{\beta \Sigma W_i}{S_{св} l\eta};$$

$$W_i = Э_i t_i k'_1 k'_2 / \eta_д;$$

амортизационным отчислениям

$$c_{ам} = \frac{\Sigma A_i t_i}{l\eta}; \quad c'_{ам} = \frac{\Sigma A_i t_i}{S_{св} l\eta},$$

где a_i — тарифная ставка по каждому нормируемому процессу проходческого цикла, руб/чел.-смену; b_i — затраты на каждый нормируемый процесс в течение проходческого цикла, чел.-смен; M_i — объем расходуемых в забое материалов с учетом полного или частичного переноса стоимости в каждом проходческом цикле (взрывчатые вещества, крепежные материалы, рельсы, шпалы, балласт и др.); z_i — цена единицы объема расходуемых в забое материалов в зависимости от их сортности, руб.; $k_з$ — коэффициент неучтенных (малоценных) материалов ($k_з = 1{,}1$); β — цена 1 кВт · ч электроэнергии или 1 м³ сжатого воздуха, руб; W_i — затраты электроэнергии или расход сжатого воздуха каждой забойной машиной за время ее работы в одном проходческом цикле, кВт · ч или м³; $Э_i$ — мощность машины или расход сжатого воздуха каждым потребителем, установленным в забое, кВт, м³/ч; t_i — время работы каждого потребителя энергии в течение проходческого цикла, ч; k'_1, k'_2 — коэффициенты использования машины по мощности и во времени ($k'_1 = 0{,}8$; $k'_2 = 0{,}8$); $\eta_д$ — к. п. д. электродвигателя (0,9), пневмодвигателя (0,5); A_i — сумма амортизационных отчислений по каждой машине, используемой в забое выработки, учитывающая стоимость машины, затраты на транспорт от машинопрокатной базы до стройки и обратно, монтаж и демонтаж, затраты на учитываемые виды ремонтов и материалы, необходимые для обслуживания машины, руб/ч;

Затраты на энергию и амортизационные отчисления могут быть учтены одним показателем — стоимостью эксплуатации забойных машин:

$$c_{э.м} = \frac{k\Sigma B_i t_i}{l\eta}; \quad c'_{э.м} = \frac{k\Sigma B_i t_i}{S_{сп} l\eta}.$$

Здесь B_i — полная стоимость эксплуатации забойной машины в течение часа, руб.

Стоимость 1 м или 1 м³ выработки (в рублях) по прямым нормируемым (забойным) затратам при однородных условиях

$$c = c_в + c_м + c_{э.м} \text{ или}$$

$$c' = c'_в + c'_м + c'_{э.м}.$$

Стоимость проведения всей выработки по породам различной крепости (стволы, штольни, квершлаги) в связи с изменениями норм времени и нормативов определяют как сумму стоимостей выработки по каждой породе в отдельности:

$$c = \sum_{i=1}^{n} c_i h_i; \quad c' = \sum_{i=1}^{n} c'_i h'_i,$$

где c_i, c'_i — стоимость 1 м (1 м³) выработки на участках с различными коэффициентами крепости пород, требующими применения соответствующих норм, руб/м, руб/м³; h_i, h'_i — участки выработок по длине или глубине, на которых следует учитывать соответствующие стоимости c_i, м, м³.

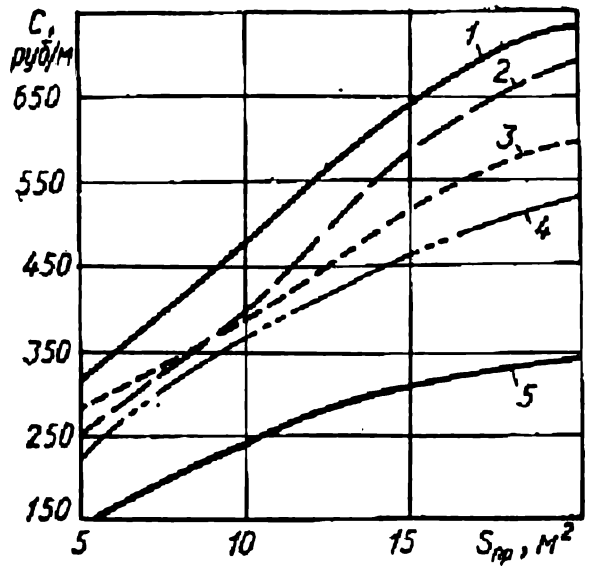


Рис. 13.1. Зависимость стоимости проведения полевой выработки по прямым нормируемым (забойным) затратам от площади поперечного сечения:

1 — замкнутая крепь из двутавра № 20 в с бетонным заполнением; *2* — железобетонная тюбинговая замкнутая крепь; *3* — подковообразная крепь из двутавра № 20 в с бетонным заполнением; *4* — подковообразная железобетонная тюбинговая крепь; *5* — крепь из спецпрофиля

Средняя стоимость проведения 1 м такой выработки

$$c_{ср} = \frac{c_1 h_1 + c_2 h_2 + \cdots + c_n h_n}{h_1 + h_2 + \cdots + h_n}.$$

Стоимость полевой выработки по прямым нормируемым (забойным) затратам, рассчитанная на основе единичных норм и расценок применительно к породам крепостью 4...6, как видно из графика (рис. 13.1), почти прямо пропорциональна площади поперечного сечения независимо от типа крепи.

Полная сметная стоимость 1 м и 1 м³ выработки

$$c_с = c_{ср} k_{об} k_н k_{пл}; \quad c'_с = c_{ср} k_{об} k_н k_{пл} / S_{св},$$

где $k_{об}$, $k_н$, $k_{пл}$ — соответственно коэффициенты общешахтных расходов (услуг вспомогательных цехов), накладных расходов, плановых накоплений ($k_н = 1{,}268$; $k_{пл} = 1{,}06$).

Коэффициент общешахтных расходов

$$k_{об} = \left(1 + \frac{q}{100}\right),$$

где q — процент общешахтных расходов к прямым нормируемым.

§ 6. Опыт проведения полевых выработок по буровзрывной технологии

Средняя месячная скорость проведения выработок шахтостроительными организациями страны дана в таблице. По некоторым видам выработок, и в первую очередь по квершлагам и полевым

Среднемесячные скорости проведения выработок

Выработки	Средняя скорость проведения выработок, м			
	1969 г.	1975 г.	1978 г.	1983 г.
Стволы вертикальные, проводимые обычным способом	53	64,9	56,6	37,5
Околоствольные выработки всвету, м³	359	328	353	341
Квершлаги и полевые штреки	65,9	60	56,6	50,5
Штреки по углю	94,8	—	—	131,3
Штреки по углю с подрывкой породы	89,5	94,4	110,3	66,6
Бремсберги по углю с подрывкой породы	92	84,4	85,1	70,3
Бремсберги полевые	39,3	47,3	41,2	42,7
Уклоны по углю с подрывкой породы	66,3	76,7	75,2	57
Уклоны полевые	46,2	45,3	42,5	34

штрекам, заметно некоторое снижение средней скорости, что объясняется в основном увеличением их площади сечения и усложнением горно-геологических условий.

Средняя производительность труда проходчиков при проведении горизонтальных и наклонных выработок на строящихся угольных шахтах в течение нескольких лет остается на уровне 1,2 м³ готовой выработки всвету на выход, что примерно в 20 раз ниже показателей, достигнутых передовыми бригадами. Следовательно, применяемая в настоящее время буровзрывная технология имеет большие резервы, использование которых является важной инженерной задачей. Решение ее заключается в изучении опыта передовых бригад, достигших значительных скоростей проведения выработок, и распространении его на все проходческие коллективы.

Рекордная скорость проведения полевой выработки была установлена на руднике «Миргалимсай». Бригада Н. С. Кулеша прошла за месяц 1192 м полевого штрека, а через год — 1237,6 м. Важнейшей предпосылкой рекордной проходки была заранее разработанная и успешно осуществленная технология, базирующаяся на комплексной механизации работ, и в первую очередь — на применении мощной самоходной погрузочной машины непрерывного действия ПНБ-3 (рис. 13.2).

Проводили полевой штрек сечением всвету 10 м² по породам крепостью 12...14 без крепи. Шпуры диаметром 43 мм бурили одновременно десятью бурильными молотками, установленными на пневмоколонках. Всего пробуривали 32—35 шпуров глубиною 2,2 м. Давление сжатого воздуха в забое было не ниже 0,7 МПа. Заряды доставлялись в кассетах. Шпуры заряжали попарно все проходчики, имевшие Единую книжку взрывника. В качестве ВВ применяли скальный аммонит. Проветривали по комбинированной схеме: всасывающие вентиляторы устанавливали на металлическом трубопроводе через каждые 100...120 м, а нагнетательный — на погрузочной машине. На расстоянии 10...15 м от забоя устраивали водяную завесу. Породу грузили непрерывно через секционный ленточный перегружатель в вагонетки, расположенные на соседнем рельсовом пути. Зазоры между вагонетками перекрывали металлическими листами.

Комплексная бригада делилась на четыре сменных звена по 21 чел. в каждом: одиннадцать проходчиков, трое слесарей, четверо транспортных и двое путевых рабочих, один взрывник. Продолжительность цикла в среднем составляла 65 мин: бурение шпуров — 25, заряжание и взрывание — 13, проветривание — 5, погрузка породы — 22 мин. Производительность труда проходчика составила 9,98 м³/выход.

Комсомольско-молодежная бригада Р. Н. Баталова шахты «Абашевская» ПО Южкузбассуголь проводила полевой штрек площадью всвету 13,7 м² и в проходке 16,9 м². Протяженность штрека 1700 м. Породы были представлены алевролитами с редкими прослойками аргиллитов и песчаников. За 30 рабочих дней было пройдено 216 м, а через полгода — 254 м.

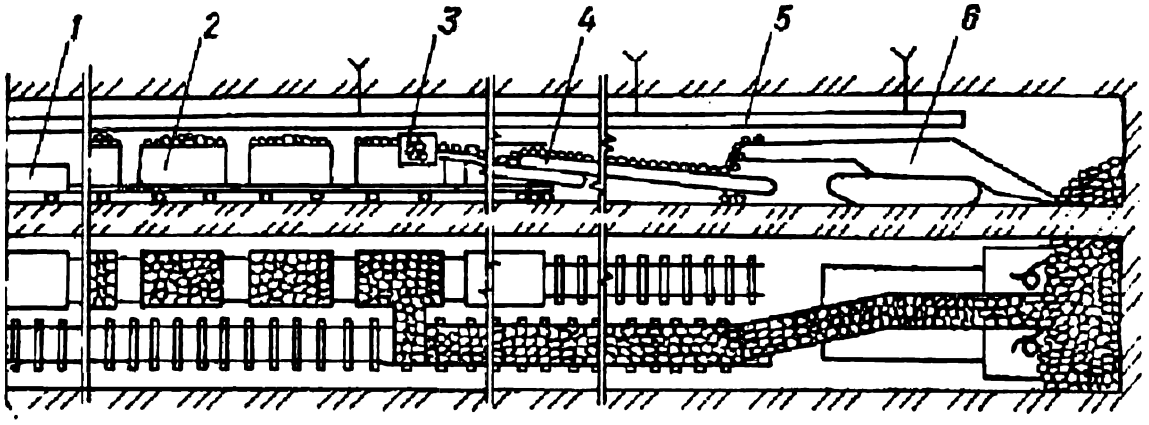


Рис. 13.2. Схема проведения полевого штрека на руднике «Миргалимсай»:
1 — электровоз; *2* — вагонетки; *3* — течка; *4* — многосекционный конвейер; *5* — вентиляционный трубопровод; *6* — погрузочная машина

Шпуры бурили диаметром 43 мм двумя бурильными установками — БУ-1 и БУР-2 одновременно. Для погрузки породы в вагонетки вместимостью 2,5 м³ использовали две погрузочные машины ППМ-4м (рис. 13.3). Вагонетки обменивали с помощью электровоза АМ-8 по челноковой схеме через разминовку. Всего забой обслуживало три электровоза — два в забое и один на откатке составов к стволу. Рельсовые пути наращивали временными секциями длиной по 2 м из рельсов Р-24 на шпалах из спецпрофиля СВП-17. После продвигания забоя на 45...50 м секции заменяли постоянными путями из рельсов Р-33. Разминовку переносили через каждые 100 м за 6 ч.

Для крепления выработки использовали тюбинги конструкции Кузнишахтостроя с радиусом 2,7 м и шириной 0,75 м, устанавливали их укладчиками УТ-1м непосредственно в забое. В Новокузнецком ШПУ треста Кузбассшахтопроходка сборные железобетонные тюбинги для крепления горизонтальных горных выработок применяют свыше 8 лет (шахты «Абашевская», «Нагорная», «Распадская» ПО Южкузбассуголь). Крепь возводят с отставанием от забоя на 50...100 м (в зависимости от устойчивости пересекаемых пород) и непосредственно в забое по мере его продвижения. Вторая схема применяется чаще как более технологичная и экономичная.

Бригада Р. Н. Баталова состояла из четырех звеньев по 10 чел. в каждом. В звено входили: четверо проходчиков V разряда, обслуживающих машины, трое машинистов электровозов, трое проходчиков для выполнения вспомогательных работ. Продолжительность проходческого цикла была в пределах от 6 ч 30 мин до 7 ч 30 мин. Средняя производительность труда проходчика 3,84, максимальная 4,8 м³/выход.

На руднике им. Кирова (Кривбасс) бригада в составе семи квалифицированных проходчиков в апреле 1977 г. за 21 день прошла 205 м квершлага сечением 15,52 м² по породам крепостью 11...12. При этом была достигнута рекордная для отрасли производительность труда — 21,6 м³ готовой выработки на человека в смену.

Для большей маневренности при бурении шпуров в забое применяли две бурильные каретки СБКНС-2, установленные на гусеничный ход погрузочной машины ППН-2г. Породу грузили машиной ПНБ-3к в вагонетки УВГ-4. Груженые вагонетки обменивали на порожние с помощью специальной перестановочной платформы. Обнажения выработки с отставанием от забоя до 10 м покрывали первым слоем набрызг-бетона, затем устанавливали железобетонные штанги и наносили основной слой набрызг-бетона. Эти работы выполняли вспомогательные рабочие в дни отдыха проходчиков.

Основная бригада работала звеньями по 2—3 чел. по трехсменному графику с двумя выходными днями (среда и воскресенье). Труд квалифицированных проходчиков и вспомогательных рабочих был хорошо продуман и организован с расчетом максимального использования проходческой техники.

Обобщение опыта скоростного проведения горных выработок позволяет сделать ряд выводов.

Технология скоростного проведения выработки и ожидаемые технико-экономические показатели в целом и по процессам должны иметь предварительное проектное обоснование.

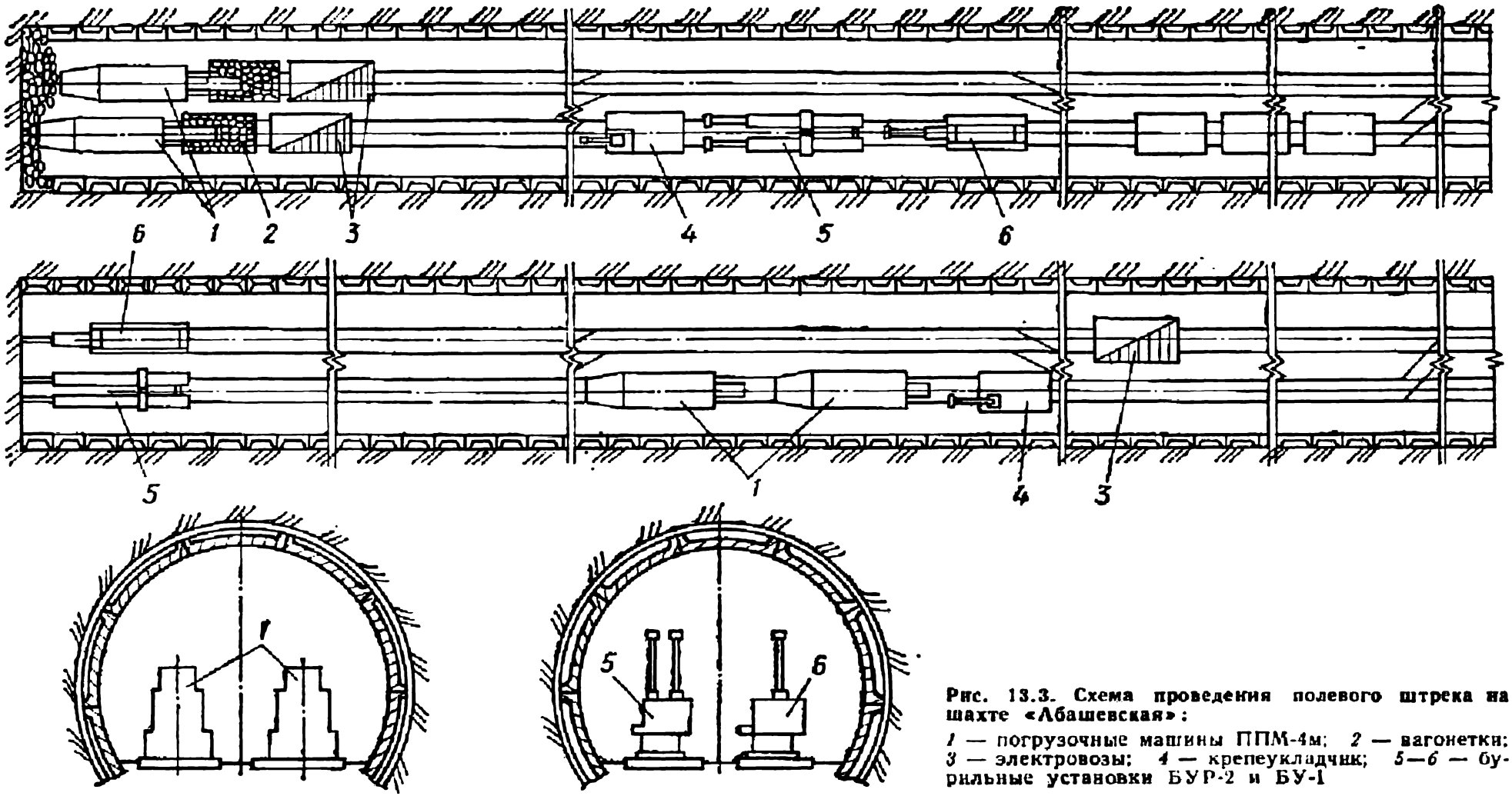


Рис. 13.3. Схема проведения полевого штрека на шахте «Абашевская»:

1 — погрузочные машины ППМ-4м; *2* — вагонетки; *3* — электровозы; *4* — крепеукладчик; *5—6* — бурильные установки БУР-2 и БУ-1

Организацию проходческого цикла, суточный график проведения и график строительства выработки необходимо рассчитывать с высокой точностью и с учетом возможностей проходческой техники, численного и квалификационного состава бригады. Выполнением наиболее трудоемких процессов, связанных с выемкой горной массы и транспортировкой ее из забоя, должны заниматься квалифицированные шахтеры с большим опытом работы по данной технологии. Это позволяет им добиваться полного использования забойных машин и механизмов с минимальными простоями, во время которых выполняются вспомогательные операции проходческого цикла рабочими более низкой квалификации.

Бесперебойное материально-техническое обеспечение забоя, транспорт, вентиляция, энергоснабжение, водоснабжение для орошения, доставка ВМ не должны лимитировать заданный режим и ритм работы.

Заработная плата проходчикам должна начисляться с учетом уровня их квалификации, числа совмещаемых профессий и коэффициента трудового участия.

Передовой опыт отдельных предприятий, участков, бригад и работников, социалистическое соревнование — это могучие ускорители и постоянно действующие факторы интенсификации производства, увеличения производительности труда.

§ 7. Применение системы автоматизированного проектирования проведения горных выработок

Система автоматизированного проектирования проведения горных выработок (САПР ПГВ) состоит из программы, обеспечивающей расчет, анализ и прогнозирование технико-экономических показателей проведения горизонтальных и наклонных горных выработок; выбор оптимального для данных условий комплекта оборудования; выдачу рекомендаций по составу проходческого коллектива, способного наиболее эффективно эксплуатировать данные проходческие машины; расчет графиков организации работ.

Система основывается на закономерностях, установленных в результате исследований, которые в течение 1975—1985 гг. проводились кафедрой «Строительство шахт и подземных сооружений» Донецкого политехнического института. Математический аппарат САПР ПГВ построен на основе метода группового учета аргументов, априорного моделирования, теории принятия решений, экспоненциального сглаживания, квалиметрии, кластерного анализа, метода классификации и предпочтения в условиях противоречия мнений ELECTRE и др.

Область применения САПР ПГВ охватывает широкий диапазон горно-геологических условий и горно-технических факторов по крепости пород, углу их падения, коэффициенту подрывки, площади поперечного сечения выработки, ее длине, мощности пласта и др.

Информационное, математическое и программное обеспечение САПР ПГВ является основой разрабатываемой на кафедре автоматизированной системы управления горно-проходческими работами (АСУ ГПР), способной комплексно оптимизировать параметры технологии

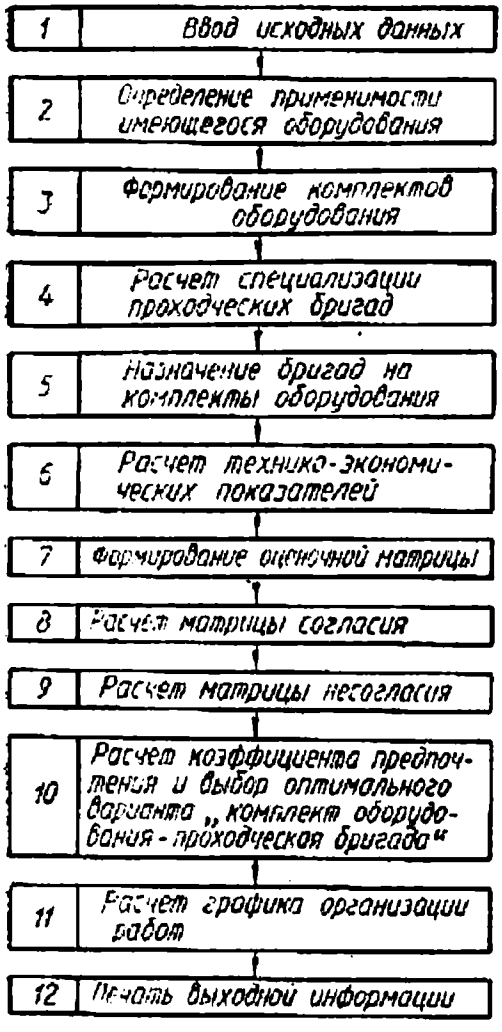


Рис. 13.4. Блок-схема программы «Проектирование проведения горизонтальных подготовительных выработок»

строительства горных выработок и органически увязывать с действующими стандартами предприятия.

Программа, реализующая САПР ПГВ, составлена на языке PL/1 и ориентирована на применение ЭВМ ЕС-1022, более мощных машин единой системы, а также микропроцессоров.

САПР ПГВ, записанная на магнитную ленту, хранится на кафедре «Строительство шахт и подземных сооружений» ДПИ.

Программа на ЭВМ выбирает оптимальный для данных условий вариант «комплект оборудования — проходческая бригада», рассчитывает основные технико-экономические показатели и график организации работ. Блок-схема программы приведена на рис. 13.4.

Контрольные вопросы

1. Основные принципы организации работ при проведении горной выработки.
2. Расчет комплексной нормы выработки и подбор состава бригады.
3. Построить график организации работ на проведение горной выработки.
4. Рассчитать скорость проведения горной выработки различными методами.
5. Определить сметную стоимость проведения выработки.

Глава 14. КОМБАЙНОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПОЛЕВЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Общие сведения

Принцип действия проходческих комбайнов основан на механическом способе отделения полезного ископаемого или породы от массива. При комбайновой технологии процесс проведения выработки носит непрерывный (поточный) характер; достигается высокий уровень механизации и безопасности работ; обеспечивается большая устойчивость обнажений горных пород, так как не нарушается массив по контуру выработки; повышается в 2,5...10 раз средняя скорость проведения выработки и в 4...6 раз производительность труда; снижается в 1,5...2 раза себестоимость готовой выработки.

По своей конструкции и назначению проходческие комбайны разделяются на комбайны **роторного типа** с разрушением массива по всей площади забоя (комплекс «Союз-19» и комбайны ПК-8М, «Урал-10КСА», «Урал-20КСА», ЗПУ — «Караганда 7/15», ПКГ-3) и **избирательного действия** с последовательным разрушением массива по площади забоя (ПК-3р, 2ПУ, 4ПУ, ГПК, 4ПП-2, 4ПП-3, 4ПП-5).

§ 2. Строительство выработок комбайнами роторного типа

Действие исполнительных органов комбайнов роторного типа основано на принципе раздавливания, скалывания или резания горного массива.

Проходческий комплекс «Союз-19» предназначен для проведения выработок сечением вчерне 18,6 м² по породам крепостью до 8. Комплекс обеспечивает механизированное разрушение породного забоя, погрузку и транспортировку горной массы, крепление горизонтальных и наклонных (до ±10°) выработок. Он может применяться на предприятиях горно-добывающей промышленности и для гидротехнических сооружений. Производительность комплекса до 10 м/смену, масса 206 т.

В состав комплекса входят комбайн, перегружатель и крепемонтажное устройство, которое позволяет полностью механизировать процесс возведения крепи без остановки комбайна. Комплекс оснащен аппаратурой автоматики, обеспечивающей контроль положения комбайна в выработке и автоматическое регулирование скорости подачи исполнительного органа на забой в зависимости от нагрузки электродвигателей привода.

Комбайн имеет комбинированный (торовый с коническим ступенчатой формы расширителем) исполнительный орган, оснащенный тангенциальными шарошками конической формы. Центральная часть забоя разрушается лобовым забурником методом раздавливания, а остальная часть—методом скалывания. Вначале пробуривается круглая выработка диаметром 5 м. Затем бермовыми органами ей придается арочное сечение площадью в свету 20,6 м². Ковшами, установленными на главном исполнительном органе, разрушенная порода выдается из забоя на ленточный конвейер комбайна и подается перегружателем на другие транспортные средства. Комбайн в забой подается гидродомкратами распорно-подающего устройства с шагом 1 м.

Для снижения запыленности воздуха до санитарной нормы на комбайне смонтированы пылеотсасывающая установка и система орошения.

В 1977—1978 гг. комплекс «Союз-19» проходил промышленные испытания на шахте им. А. Г. Стаханова (бывшая «Красноармейская-Капитальная») при проведении северного воздухоподающего полевого штрека длиной 4 км. Для крепления штрека применяли пятизвенную арочную податливую крепь с железобетонной затяжкой.

Штрек проводили по опасным по выбросам песчаникам крепостью 7...9. Для дегазации и определения выбросоопасности пород станком НКР-100 бурили передовую скважину на 30...40 м диаметром 100 мм. При работе комбайна породу грузили на конвейер 1ЛТ-80.

За год промышленных испытаний пройдено 950 м штрека. При этом были достигнуты следующие показатели: техническая скорость 2,5...3 м/ч; в декабре 1977 г. скорость проведения составила 140 м/мес при производительности труда проходчика 2,63 м³ готовой выработки на выход; машинное время за период испытаний составило всего около 6,5 % в связи с выходом из строя бермовых исполнительных органов и других деталей и неполадками организационного порядка; расход шарошек 0,12 шт. на 1 м выработки. Комплекс обслуживала бригада, состоящая из 40 чел. (по 10 чел. в звене).

Для сборки комплекса «Союз-19» необходимо предварительно соорудить монтажную камеру длиною 15 м и площадью сечения 25 м², а также стартовую длиною 10 м, предназначенную для распора комбайна. Обе камеры сооружают по буровзрывной технологии. Комплекс монтируют в течение двух месяцев. Его целесообразно использовать в тех случаях, когда на одном горизонте есть несколько протяженных выработок, требующих последовательного сооружения. В этих случаях время на демонтаж и монтаж сокращается, так как комплекс можно перемещать крупными узлами.

В настоящее время Донгипроуглемашем на базе комплекса «Союз-19» создается унифицированный ряд проходческих комплексов роторного типа для использования в шахтах и при сооружении тоннелей.

Комплекс «Союз-19у» с 1984 г. применяется на шахте им. А. Г. Стаханова. За 14 мес (по март 1985 г.) пройдено 670 м полевого штрека по песчаникам крепостью 5...8. При благоприятных условиях за смену устанавливается три арки через 1 м. Расстояние между арками комбайн проходит за 12 мин. Большими помехами являются вывалы породы в кровле с куполами до 4 м. Одна из основных причин вывалов — преобразование идеальной по устойчивости круглой формы поперечного сечения в арочную. Не решен вопрос с возведением крепи, да и сама конструкция крепи для данного комплекса устарела.

На базе проходческих комбайнов «ТОР-72» и «Ясиноватец-2» создан новый тип комбайна КРТ (комбайн роторный торовый) с роторно-торовым исполнительным органом. Основной недостаток существовавших комбайнов — малая площадь сечения готовой выработки (диаметр 3,6 м), комбайн же КРТ проводит выработки диаметром 4,5 м арочным сечением всвету 16,5 м². КРТ проходил промышленные испытания на шахте им. XXV партсъезда в Донбассе в 1983—1984 гг. За время испытаний было пройдено около 2000 м полевой выработки по породам крепостью 7...9. Средняя скорость проведения (без учета простоев) составила около 100 м/мес, а максимальная — 130. Установлено, что комбайном можно проводить выработки снизу вверх под углом до 20° и с разворотом. Принято решение о серийном выпуске этого комбайна.

§ 3. Проведение выработок комбайнами избирательного действия

Комбайны избирательного действия (таблица) имеют стреловидный исполнительный орган, оснащенный резцовой коронкой. Предназначены они для проведения горизонтальных и наклонных (до 10°) горных выработок по мягкой породе, углю или смешанному забою с подрывкой породы крепостью в основном до 4, а комбайны 4ПП-2, 4ПП-3 и 4ПП-5 используют в породных забоях с крепостью пород до 6. Этот тип комбайнов широко применяется в отечественной и зарубежной угольной промышленности. Их достоинство — возможность раздельной выемки угля и породы.

При проведении выработок по однородной породе или углю забой разрабатывается, как правило, снизу вверх (рис. 14.1). Схема перемещения резцовой коронки должна учитывать трещиноватость массива, направление кливажа и обеспечивать минимальный путь. Глубина внедрения коронки в горный массив зависит от абразивности и коэффициента крепости пород. При отбойке угля она достигает 0,6 м. Между образуемыми выемками могут оставляться целики угля шириной 20 см и больше, которые обрушиваются произвольно, что снижает затрату времени на обработку забоя.

Техническая характеристика проходческих комбайнов избирательного действия

Параметры	Комбайны			
	ПК-3Р	4ПУ	ГПК	4ПП-2
Производительность по углю, т/мин	1,2	1,1	1,8	2,5
Площадь сечения выработки всвету, м²	5,3...12	4...8,2	4,7...15	9...25
Угол наклона, град	±10	±10	+10...+25	±10
Максимальный диаметр коронки, мм	650	750	750	800
Коэффициент подрывки пород	0,3	0,3	0,3	0,75
Крепость пород	До 4	До 5	До 4	4...6
Суммарная мощность электродвигателя, кВт	84	63	95	202
Масса комбайна, т	12,5	10,5	18	40

Мягкую породу или уголь вынимают заходками, длина которых соответствует расстоянию между рамами крепи; при устойчивой кровле она достигает 2 м.

Комбайновую технологию применяют с целью достижения максимальной скорости проведения выработок, лежащих на критическом и подкритическом путях, и сокращения срока ввода шахты в эксплуатацию. Получить оптимальные показатели можно при условии обеспечения максимальной производительности комбайна за счет увеличения коэффициента его использования, применения высокопроизводительного призабойного транспорта и бесперебойного материально-технического обеспечения забоя, а также хорошо продуманной и организованной работы.

Обслуживать комплекс должны высококвалифицированные проходчики, имеющие опыт проведения данного типа выработок. При этом машиниста комбайна и его помощника нельзя отвлекать на выполнение других работ.

Крепежные и другие материалы необходимо доставлять в забой с помощью рельсового, монорельсового или других видов транспорта.

Наиболее высокие показатели скорости и производительности труда достигаются при сочетании «комбайн — конвейер 1ЛТП-80» (рис. 14.2).

При отсутствии ленточного телескопического конвейера (1ЛТ-80 или 1ЛТП-80) применяют комбинацию «комбайн — перегружатель — скребковый конвейер — ленточный конвейер» (рис. 14.3). Менее эффективна схема, основанная на использовании локомотивного транспорта (рис. 14.4), однако и при этой схеме вполне возможно проводить выработки со средней скоростью до 400 м/мес.

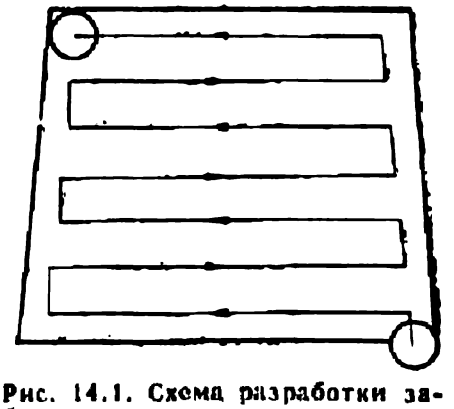


Рис. 14.1. Схема разработки забоя при однородных породах (угляк) комбайном с избирательным исполнительным органом

Состав звена, обслуживающего комбайн, 5—6 чел. Проходчик самой высокой квалификации — машинист комбайна. Он управляет комбайном, содержит его в исправном состоянии, используя остановки на возведение крепи для профилактических осмотров и ремонтов, контролирует направление выработки. Помощник машини-

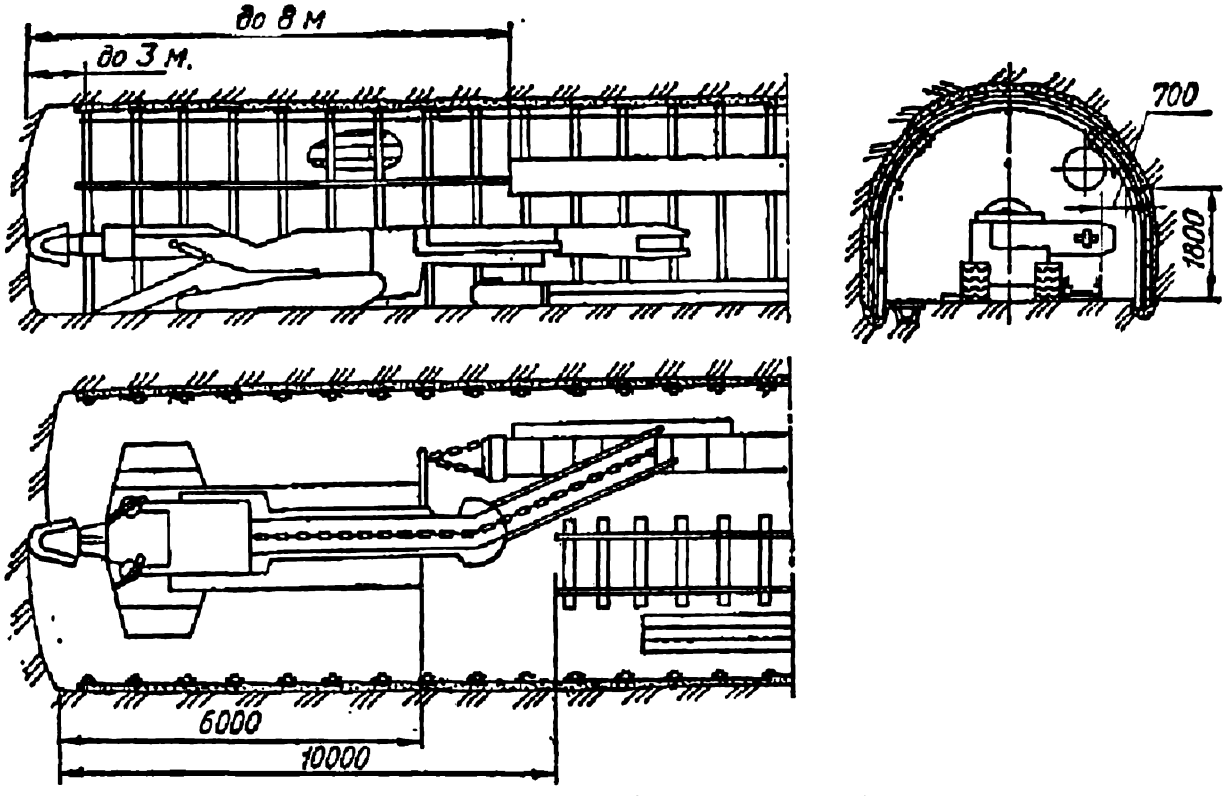


Рис. 14.2. Схема комбайнового проведения выработки с погрузкой породы на телескопический конвейер

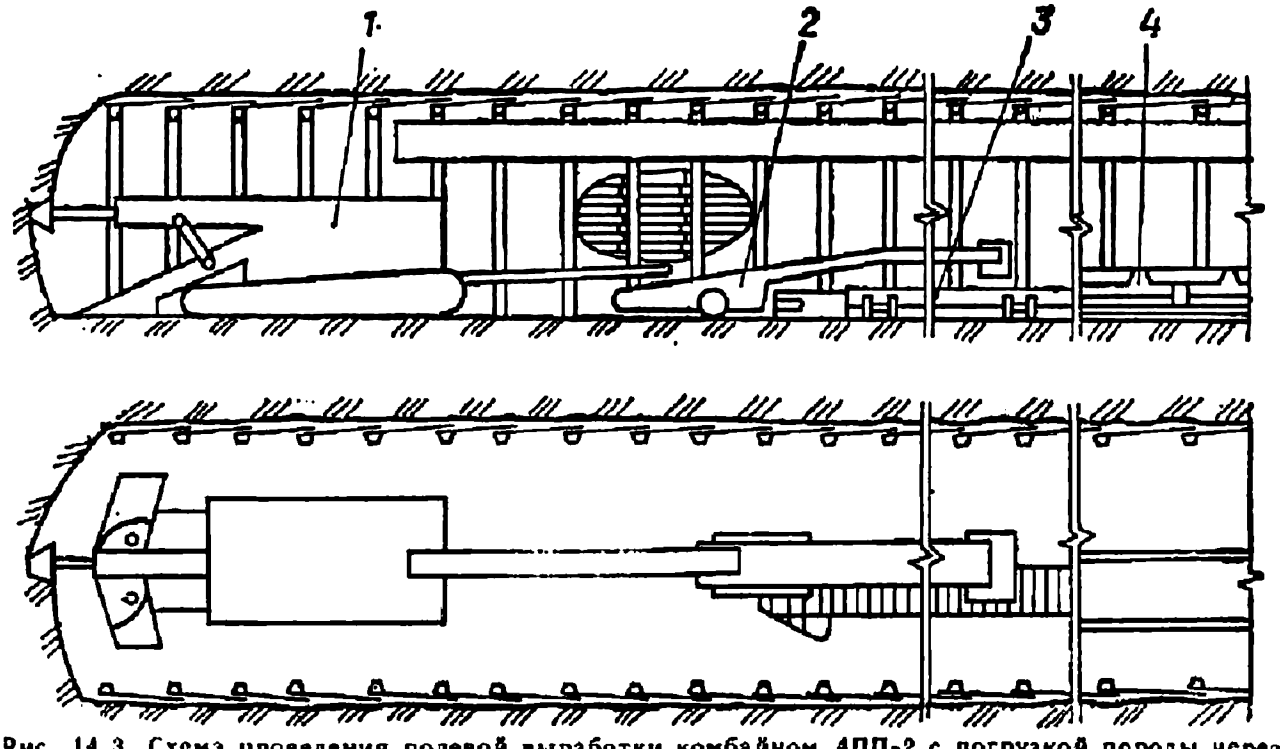


Рис. 14.3. Схема проведения полевой выработки комбайном 4ПП-2 с погрузкой породы через перегружатель на скребковый и с последующей перегрузкой на ленточный конвейер:
1 — проходческий комбайн; *2* — перегружатель с лотком; *3* — скребковый конвейер; *4* — ленточный конвейер

ста следит за энергопитанием комбайна, освещением забоя, работой пыле подавляющих установок, заготавливает зубки, все необходимые части и детали, принимает участие в подборке породы с боков выработки по мере продвижения комбайна. Остальные проходчики обеспечивают бесперебойную работу призабойного транспорта, заготовку и установку элементов крепи, наращивание рельсового пути и вентиляционных труб. Иногда в состав бригады включают несколько вспомогательных рабочих для обмена вагонеток, доставки элементов

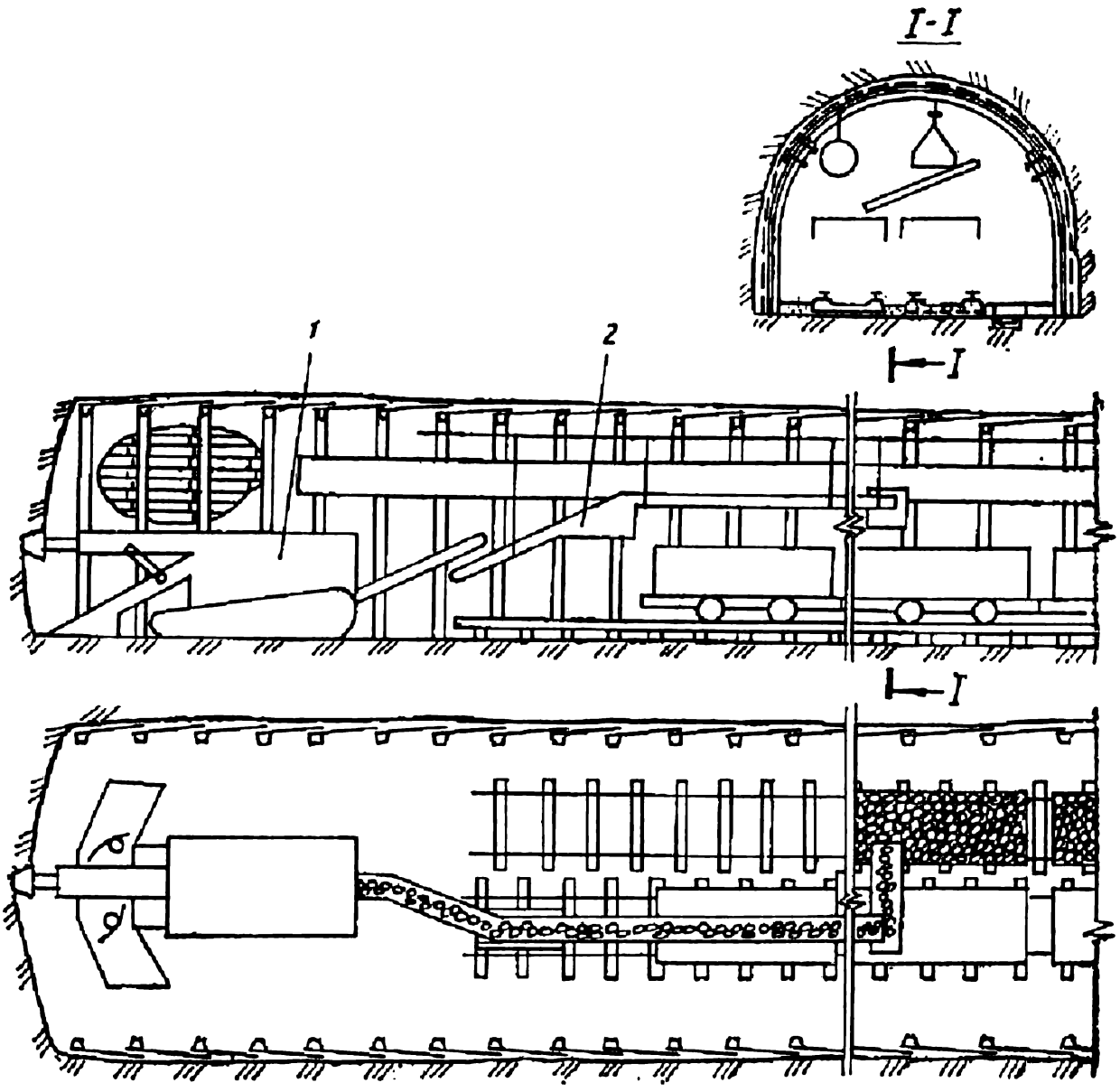


Рис. 14.4. Схема проведения полевой выработки комбайном 4ПП-2 при погрузке породы в вагонетки к локомотивном транспорте:
1 — проходческий комбайн; *2* — подвесной перегружатель

крепи, разделки и крепления канавки и выполнения работ, не требующих высокой квалификации.

С учетом технических данных комбайна скорость проведения выработок может быть рассчитана по двум формулам:

при транспортировке горной массы в вагонетках

$$v_{т.к} = \frac{l_{см} n_{см} m}{\dfrac{S_{пр}}{3600 d Q v_п k_з} + \dfrac{S_{пр} k_р (l_{от}/v_г + l_{от}/v_п + \Theta)}{3600 V} + \dfrac{k_1 l_{см}}{L H_{кр} n_{кр} k_{кр}}};$$

при транспортировке горной массы скребковым конвейером

$$v_{т.к} = \frac{l_{см} n_{см} m}{\dfrac{S_{пр}}{3600 d Q v_п k_з} + \dfrac{t_{см}}{l_р k'_р H_р n_р} + \dfrac{k_1 l_{см}}{L H_{кр} n_{кр} k_{кр}} + \dfrac{k_3 l_{см}}{H_м n_м k_м}},$$

где d — толщина вынимаемого слоя породы или угля при поперечном перемещении режущей коронки проходческого комбайна, равная наибольшему диаметру коронки или его части, м; Q — величина

заглубления режущей коронки комбайна в массив, равная длине коронки или ее части, м; $v_п$ — скорость поперечного перемещения коронки комбайна, м/с; $k_э$ — коэффициент непрерывности работы комбайна, учитывающий все технологические простои, связанные с его обслуживанием; k_1 — коэффициент несовмещения процесса крепления с другими процессами; $k_р$ — коэффициент разрыхления угля или породы; $l_{от}$ — длина откатки составов вагонеток от комбайна, м; $v_г$, $v_п$ — соответственно скорости движения груженого и порожнего составов, м/с; Θ — продолжительность маневрирования состава, с; $V_с$ — объем горной массы в составе в разрыхленном состоянии, м^3; L — расстояние между рамами крепи, м; $Н_{кр}$, $Н_р$, $Н_м$ — сменные нормы выработки соответственно по возведению крепи, наращиванию скребкового конвейера или монорельсового транспортного устройства; $k_{кр}$, $k_р$, $k_м$ — поправочные коэффициенты к нормам выработки по возведению крепи, наращиванию скребкового конвейера или монорельсового транспорта; $n_{кр}$, $n_р$, $n_м$ — число проходчиков, занятых соответственно возведением крепи, наращиванием скребкового конвейера или монорельсового транспорта, чел.; $l_р$ — длина рештака, м; k_2 — коэффициент несовмещения процесса наращивания монорельсового (подвесного) транспортного устройства с другими работами.

При расчете скорости проведения по обоим факторам в числителе указывается рабочее время комбайна в течение месяца, а в знаменателе — время, затрачиваемое на проведение 1 м выработки с учетом остановки комбайна на замену составов, возведение крепи или наращивание скребкового конвейера и монорельсового транспортного устройства.

При совершенствовании комбайновой технологии необходимо стремиться к максимальному увеличению рабочего времени комбайна, что достигается применением ряда устройств (временной передвижной призабойной крепи, телескопического конвейера), обеспечивающих его непрерывную работу. Подбирая для комбайна наиболее благоприятные горно-геологические условия, можно добиться максимального заглубления режущей головки в массив и увеличения ширины снимаемой полосы, т. е. наибольшей величины заходки за цикл. Определенный резерв роста производительности комбайна заложен в снижении затрат времени на обработку забоя режущей коронкой, если подобрать наиболее короткий путь ее рабочего перемещения.

Сравнение технической скорости комбайнового проведения выработок $v_{т.к}$ с фактической $v_ф$ и расчетной нормативной $v_р$ позволяет выявить резервы повышения скорости, особенно между крайними значениями $v_ф$ и $v_{т.к}$. Детальный анализ этих величин дает возможность определить пути и разработать мероприятия по использованию резервов наращивания скорости проведения выработок.

В настоящее время большое внимание уделяется конструированию и внедрению 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 КГК-1м, КГК-2, КСО-1, ДП-1, КР-2 и

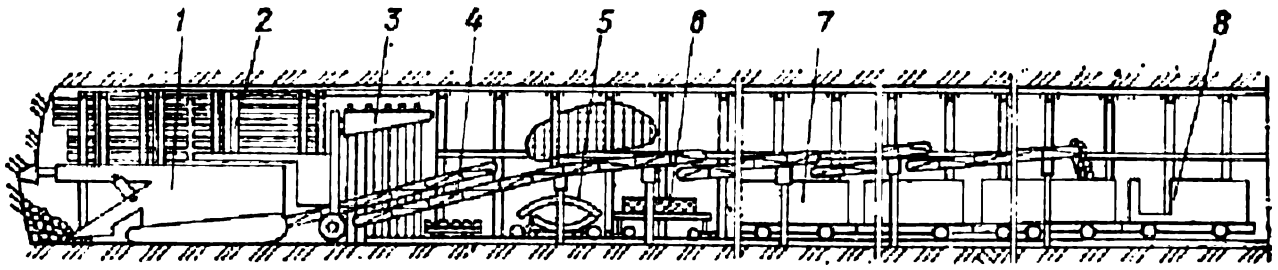


Рис. 14.5. Схема проведения выработки комплексом проходческого оборудования КГК-1м: *1* — проходческий комбайн 4ПП-2; *2* — передвижная (шагающая) крепь; *3* — крепеукладчик с накопителем арок; *4* — многосекционный перегружатель портального типа; *5, 6, 7* — вагонетки для транспортирования сегментов арочной крепи; сетчатой затяжки; горной массы; *8* — электровоз

другие созданы для подготовительных выработок, а КН-5, КН-5Н «Кузбасс» — для нарезных.

Проходческий комплекс КГК-1м (рис. 14.5) конструкции ЦНИИподземмаша предназначен для проведения прямолинейных подготовительных выработок площадью сечения в проходке от 13,1 до 18 м^2 по смешанному или породному забою с коэффициентом крепости до 6. Комплекс базируется на комбайне 4ПП-2 с перегружателем ППЛ-70У. В состав комплекса входит временная передвижная крепь КМК-3м и крепеукладчик КПУ-1 для возведения арочной крепи из спецпрофиля и затяжки. Производительность комплекса по технической характеристике 8 м/смену или до 400 м/мес.

Комплекс КГК-2 создан на базе комбайна 4ПП-2 и имеет то же назначение, что и КГК-1м. Проходческий комбайн работает в комплексе с перегружателем ППЛ-1К. Особенность комплекса — проведение выработок с постоянной штанговой крепью (штанги установлены под верхняки) с последующим нанесением набрызг-бетона на стены и кровлю выработки.

Для обеспечения нормальной работы всех проходческих комплексов необходимо предварительно подготовить технологические части (отходы) для их монтажа следующей длины: КГК-1м до 65, КГК-2 до 55 и КСО до 25 м.

При использовании комплексов предусматривается четырехсменная цикличная организация труда — три смены рабочие и одна ремонтно-подготовительная. В рабочие смены комплекс обслуживают 4—5 квалифицированных проходчиков. В их задачу входит максимальное совмещение проходческих процессов с целью увеличения рабочего времени комбайна.

В ремонтно-подготовительную смену и перед началом работы заполняют накопитель крепеукладчика верхняками и заряжают кассеты рулонами с сетчатой или стекловолокнистой затяжкой. В забой доставляют элементы крепи, резцы, решетки, трубы и прочие материалы, проверяют техническое состояние комплекса, устраняют замеченные неполадки, наращивают трубы, конвейеры, рельсовые пути и перемещают к забою все коммуникации. Управляет комплексом и комбайном квалифицированный проходчик-машинист. Его помощник следит за перемещением комбайна, состоянием кабельного хозяйства, работой конвейера, системы пылепогашения и гидросистем.

Двое проходчиков заняты обслуживанием крепеукладчика и установкой крепи, один обеспечивает бесперебойную транспорти-

ровку горной массы из забоя. График организации работы звена предусматривает возможную взаимозаменяемость проходчиков в процессе нормальной работы и в случае неполадок.

Проходческий комплекс ДП-1 предназначен для проведения выработок площадью сечения в проходке 13...18 м^2 по породам крепостью до 6 при устойчивой кровле. Крепь выработки штанговая или комбинированная — штанговая и арочная.

В состав комплекса входят: комбайн 4ПП-2 или ГПК-2, мостовой перегружатель ПК-9Р-6АМ, прицепной перегружатель ППЛ-1К, конвейер 1ЛТ-80, электрогидравлические сверла ЭБП7-1, крепеукладчик КПМ-8 и монорельсы. Перекрытие над комбайном выполняет функции временной предохранительной крепи и распорного устройства. Комплекс позволяет совместить отбойку и транспортировку горной массы, возведение постоянной крепи, что предопределяет высокие технико-экономические показатели проведения выработки.

Проходческий комплекс КР-2 предназначен для проведения выработок прямоугольной или трапециевидной формы. В состав комплекса входят: комбайн 4ПП-2, перегружатель, крепеустановщик КПМ-8, монорельс, станки ЭБГП-1 для бурения шпуров при анкерования, передвижные платформы ПАК-900 и ППР-1, верхняки СВП-27 и стойки 2ГСК, служащие временной крепью.

Проходческий комплекс К-4ПП2 (К-ГПК-2) предназначен для проведения выработок подковообразной формы площадью сечения от 15 до 25 м^2 по углю и породам крепостью до 6 и углом наклона до $\pm 10°$, в том числе с неустойчивой кровлей, когда необходимо устанавливать крепь у забоя. В состав комплекса входят: комбайн 4ПП-2 или ГПК-2, мостовой перегружатель, телескопический конвейер 1ЛТП-80, крепеустановщик КПУ-2 на передвижном монорельсе, стол для монтажа и накопитель крепи, оборудование для вентиляции и пылеотсоса, доставочный монорельс.

§ 4. Анализ технологических схем проведения выработок

Анализ работы проходческой бригады выполняется с целью выявления резервов времени, снижения затрат труда и стоимости 1 м^3 горной выработки.

Величины грузопотоков P_{max}, P' и $P_{ср}$ (м^3/ч) породы и угля из забоя характеризуют эффективность проведения выработки по комбайновой и буровзрывной технологии и определяются по формулам

$$P_{max} = n_м P_п; \quad P' = k_5 n_м P_п;$$

$$P_{ср} = \frac{v_ф S_{пр} k_р}{m l_с},$$

где $n_м$ — число комбайнов или погрузочных машин, работающих непосредственно в забое выработки; $P_п$ — техническая производительность проходческого комбайна по погрузке или погрузочной машины, м^3/ч горной массы в разрыхленном состоянии; k_5 — коэффициент отношения суммарной продолжительности процесса погрузки породы к продолжительности цикла; $v_ф$ — фактическая средне-

месячная и расчетная скорость проведения выработки, м/мес; $S_{пр}$ — площадь сечения выработки в проходке, м^2; $k_р$ — коэффициент разрыхления породы; m — среднее число рабочих дней в месяце; t_0 — среднее число рабочих часов в сутки по проведению выработки.

Величина P_{max} необходима для расчета и проверки производительности средств транспортирования горной массы из забоя, которые должны быть подобраны с учетом обеспечения эффективной работы погрузочной машины. Величина P' характеризует выход горной массы из забоя в среднем за цикл, а $P_{ср}$ — за месяц.

Разность ($P_{max} - P'$) — резерв наращивания грузопотока в течение проходческого цикла за счет сокращения затрат времени на все процессы и операции, включая погрузку породы. В идеале проведение выработки представляется как непрерывный процесс отделения породы и выдачи ее из забоя. Сокращение затрат времени при одновременном наращивании грузопотока можно получить только путем совершенствования всех процессов проходческого цикла, в первую очередь комплекса буровзрывных работ и крепления выработки.

Разность ($P' - P_{ср}$) — резерв для наращивания грузопотока горной массы в течение месяца путем увеличения числа циклов, снижения простоев и других непроизводительных затрат времени.

Удельные затраты времени (ч/м^3) позволяют выявить и использовать резервы времени на выемку породы, что является основной задачей совершенствования технологии проведения выработки. Для анализа определяют удельные затраты времени на выемку 1 м^3 горной массы в массиве:

по всему проходческому циклу

$$t_{уд} = T_ц/(l_{зах}S_{св});$$

по каждому процессу

$$t_{удi} = t_i/(l_{зах}S_{св}),$$

где $T_ц$ — продолжительность проходческого цикла, ч; $l_{зах}$ — расстояние, на которое перемещается комбайн за цикл, или величина заходки при буровзрывной технологии, м; $S_{св}$ — площадь сечения выработки всвету, м^2; t_i — затраты времени на каждый проходческий процесс, ч.

Первый показатель ($t_{уд}$) позволяет оценить технологическую схему проведения выработки (принятый комплект оборудования и организацию работ) в сравнении с нормативной величиной или аналогичным показателем, полученным в других однородных забоях. Второй ($t_{удi}$) дает возможность подсчитать в процентах структуру затрат времени на выемку 1 м^3 горной массы по каждому процессу, а также сравнить и оценить технологические схемы, применяемые в настоящее время и в историческом аспекте. Особое внимание должно быть уделено затратам времени на крепление выработки, бурение шпуров, заряжание, взрывание и проветривание забоя.

Цель анализа удельных затрат — выявить резервы времени по процессам и в целом по всему циклу.

Удельные трудозатраты на выемку 1 м³ горной массы

$$t_{уд.т} = \frac{T_ц n}{l_{зах} S_{св}}; \quad t_{уд.т i} = \frac{t_{уд i} n_i}{l_{зах} S_{св}},$$

где n — явочный состав бригады на выполнение одного проходческого цикла, чел.; n_i — число проходчиков, занятых выполнением данного процесса.

Удельная стоимость 1 м³ готовой выработки $c_i = c/S_{св}$, где c — стоимость проведения 1 м выработки всвету, полная или по элементам затрат (заработная плата, материалы, эксплуатация машин и механизмов, общешахтные расходы), руб.

По удельным трудовым и стоимостным затратам оценивается технология работ, применяемая в каждом забое, в сравнении с другими более прогрессивными забоями.

Для анализа комбайнового проведения штреков были отобраны лучшие проходческие бригады в ПО Донецкуголь: В. П. Соколова — на шахте им. Челюскинцев, Б. И. Кобца — на шахте «Южно-Донбасская» № 1, В. П. Глобы — на шахте «Бутовская-Донецкая» и др. Расчет скорости проведения подготовительных выработок при буровзрывной и комбайновой технологии проводили на ЭВМ с применением пакета программ от «Проходка-1» до «Проходка-8», каждая из которых составляет функционально законченный самостоятельный блок. По желанию могут быть просчитаны на ЭВМ любые комбинации этих программ, реализованных на языке ФОРТРАН IV. Программы позволяют рассчитать зависимость скорости проведения от одной введенной переменной величины или их совокупности по 100 выработкам одновременно.

Условия проведения и оснащения выработок были достаточно совместимы. За эталон принят комплект оборудования: комбайн ГПК, ленточный телескопический конвейер 1ЛТ-80 или 1ЛТП-80 и монорельсовая дорога 4ДМК. Арочная податливая крепь из спецпрофиля возводилась вручную.

В результате всестороннего анализа выполненных расчетов сделаны предварительные выводы и рекомендации.

Расчетные и достигнутые скорости проведения штреков по комбайновой технологии подтверждают эффективность применения современного серийного оборудования, позволяющего достичь без дополнительных материальных затрат устойчивой средней скорости проведения 500 м/мес, т. е. скорости, которая в 3,5....4 раза выше, чем в настоящее время.

Имеющимися в наличии комплексами, работающими на базе проходческих комбайнов избирательного действия и призабойных телескопических конвейеров (1ЛТП-80 и др.), даже без увеличения парка комбайнов можно решать задачи интенсификации добычи угля по крайней мере на ближайшие 20 лет. Однако это не исключает дальнейших поисков принципиально новой и более эффективной технологии проведения горных выработок, особенно такой, которая не требует присутствия людей в забое. Кроме того, усилия конструкторов должны быть направлены на повышение надежности проходческого оборудования.

Для достижения устойчивой средней скорости (500 м/мес) проведения штреков по комбайновой технологии необходимо обеспечить полное и эффективное использование забойного оборудования, совершенствовать структуру проходческих бригад и систему оплаты их труда, перевести наиболее подготовленные коллективы и участки на хозрасчет.

Для машинистов проходческих комбайнов и их помощников рекомендуется ввести квалификационную классность (I, II, III класс), с учетом которой оплачивать труд рабочих. Классность должна зависеть от знания техники, накопленного опыта, устойчивых высоких показателей труда и овладения смежными профессиями. Экономический эффект от более грамотного, бесперебойного и полного использования проходческого оборудования во много раз превысит дополнительные затраты на оплату труда рабочих, обладающих высокой квалификацией.

Необходимо стремиться к полной конвейеризации транспортировки породы от забоя до ствола. Если предусматривается перегрузка горной массы с конвейера в вагонетки, то на ее месте следует устанавливать аккумулирующий бункер. Материалы в забой доставлять по монорельсовой дороге 4ДМК (6ДМК), металлическую арочную крепь возводить с помощью крепеукладчиков КПМ или СКУ. В соответствующих горно-геологических условиях необходимо применять более технологичные виды крепи: анкерную и анкерную комбинированную. Увеличение глубины разработки для создания в забое нормальных условий труда требует применения эффективных средств проветривания и охлаждения воздуха (кондиционеры КПШ, «Ветерок»).

Специализировать проходческие бригады следует только по принятой технологии проведения выработки — комбайновой или буровзрывной. Внутри бригады целесообразно выделить забойную группу из 6—8 самых высококвалифицированных проходчиков, способных работать ритмично, строго по графику. Они должны заниматься только основными процессами проходческого цикла.

Улучшить систему материального стимулирования труда проходчиков, установив на первом этапе размер премий членам бригады, а в дальнейшем — и тарифные ставки в соответствии с рекомендациями по совершенствованию заработной платы проходчиков.

Учитывать социальные факторы, характеризующие бригаду. Лучшие результаты будут там, где средний возраст проходчиков 31—38 лет, общий подземный стаж 10...16 лет, продолжительность работы на данном предприятии более 4 лет. Высокая трудовая дисциплина, напряженность норм выработки, ритмичность производства обеспечат строгое соблюдение и выполнение графика, следовательно, и стабильное выполнение плановых заданий, благоприятный моральный климат в коллективе и постоянный высокий заработок.

Контрольные вопросы

1. Строительство полевых выработок комбайнами роторного типа.
2. Проведение полевых выработок комбайнами избирательного действия, типы комбайнов, их применение.

3. Расчет технической скорости проведения выработки комбайном избирательного действия.
4. Область применения проходческих комбайновых комплексов.
5. Основные параметры и методы анализа технологии проведения выработки.

Глава 15. СТРОИТЕЛЬСТВО ШТРЕКОВ В МОЩНЫХ ПЛАСТАХ УГЛЯ

§ 1. Технологические схемы строительства штреков

Штреки в мощных и средней мощности пластах угля, а также другие виды горизонтальных выработок, проводимых по мягким полезным ископаемым (соль, гипс, глины) и однородным породам, сооружают по технологическим схемам, которым присущи все указанные в табл. 11.1 способы отделения полезного ископаемого или породы от массива.

Широко применяются технологические схемы с буровзрывной, механической и гидравлической выемкой угля. Самая перспективная из них — механическое отделение угля от массива (комбайновая технология).

Все технологические схемы строительства штреков включают определенный состав и объем подготовительных и заключительных работ, а также требуют проведения технологической части выработок определенной длины.

§ 2. Комбайновая технология проведения штреков

Комбайновая технология особенно целесообразна при проведении штреков по пластам угля, опасным по газовыделениям и внезапным выбросам. Широко используют проходческие комбайны роторного типа ПК-8м, ЗПУ («Караганда 7/15»), «Урал-10КСА», «Урал-20КСА» (таблица). Они предназначены для добычи угля, калийной и каменной соли, гипса, а также для проведения нарезных и подготовительных горизонтальных и наклонных ($\pm 15°$) выработок по малоабразивным устойчивым породам крепостью до 4. Комбайны применяют в комплексе с бункер-перегружателем БП-2 и самоходным вагоном 4ВС-10РВ. С комбайнами «Урал-10КСА», «Урал-20КСА» целесообразнее использовать вагоны 5ВС-15РВ, имеющие большую вместимость.

На Артемовском гипсовом руднике (Донбасс) комбайном ПК-8 проводят вентиляционные штреки по почве камеры со скоростью 300...400 м/мес, при этом производительность труда проходчика составляет 12...14 м^3/выход. Одновременно с проведением штрека комбайном добывается гипс, не требующий дополнительного дробления.

Широко применяют комбайны в ПО Уралкалий. Максимальная производительность по добыче достигает ПК-8—28218 т/мес; ЗПУ — 23247; «Урал-10КСА» — 25100; «Урал-20КСА» — 33287 т/мес.

Использование комбайнов во времени достигает по объединению 67 %. Простои из-за поломок и внеплановых ремонтов составили свыше 60 % общего времени простоев, что является резервом даль-

Техническая характеристика горно-проходческих комбайнов для выемки мягких пород

Параметры	Комбайны			
	ПК-8м	ЗПУ («Караганда 7/15»)	«Урал-10КСА»	«Урал-20КСА»
Тип исполнительного органа	Роторно-буровой	Роторно-планетарный		
Форма сечения выработки	Арочная		Сложная	
Ширина выработки, м	3; 3,2	3,5; 5,2	4; 4,1; 4,3	5; 5,2; 5,3; 5,8; 6,1
Площадь сечения выработки, м²	8,9	10; 17	7,8; 8,9; 9,8; 10,2	13,1; 14,4; 15,1; 17,9; 20,2
Производительность по калийной руде, т/мин	3	1,5	3,5	4,5
Энерговооруженность, кВт	333	244	428	520
Масса, т	58	47	60	67

нейшего повышения производительности комбайнов. Технологические потери времени (отвод, перегон, зарубка) составляют 15...25 % рабочего времени. Комбайном ЗПУ на шахте № 122 ПО Карагандауголь достигнуты высокие скорости проведения штреков (2280...2523 м/мес). Производительность труда составила в среднем 16 м³/выход. Схема проведения выработки по углю комбайном ЗПУ («Караганда 7/15») дана на рис. 15.1.

Комбайн ПКГ-3 предназначен для проведения горизонтальных и наклонных (±15°) выработок арочной формы по углю сечением вчерне 4,32 м².

Для проведения штреков по углю целесообразно применение легких комбайнов избирательного действия (проходческие угольные) типа 2ПУ, 4ПУ, а иногда и более тяжелых — ПК-3р и ГПК, что зависит от формы и площади поперечного сечения выработки.

Проходческий комбайн ГПК используют при любой форме поперечного сечения. Он работает по схеме, показанной на рис. 15.2. Средняя скорость проведения штреков с применением этого комбайна превышает 430 м/мес.

На шахте им. Абакумова ПО Донецкуголь объем проведения подготовительных выработок комбайнами избирательного действия достигает 80 %, что составляет 11...13 км в год, а на шахте «Октябрьская» ежегодно проходят в среднем около 7 км. Среднемесячная производительность комбайна составляет 300...400 м.

При проведении штреков по углю работа проходческой бригады требует особой слаженности, так как производительность комбайнов при разрушении угля значительно возрастает, а трудоемкость работ снижается, что и обусловливает планирование высоких технико-экономических показателей. Большое значение при этом приобретает организация непрерывного транспорта, в связи с чем целесообразна конвейеризация по схемам:

комбайн — перегружатель — ленточный телескопический конвейер 1ЛТП-80 — конвейер КЛ-150 или др.;

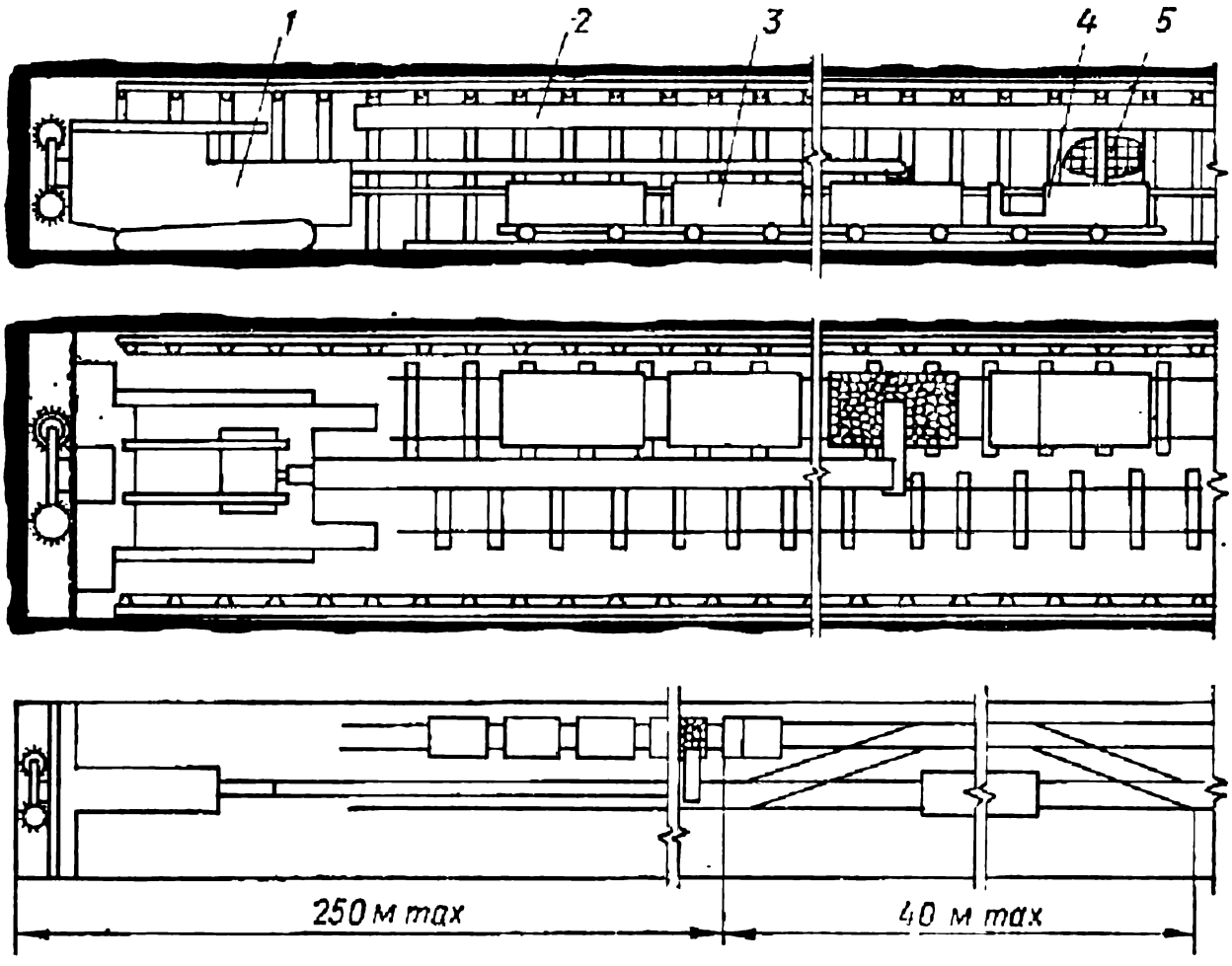


Рис. 15.1. Схема проведения штрека по углю комбайном ЗПУ:
1 — комбайн; *2* — вентиляционный трубопровод; *3* — состав вагонеток; *4* — электровоз; *5* — металлическая сетчатая затяжка

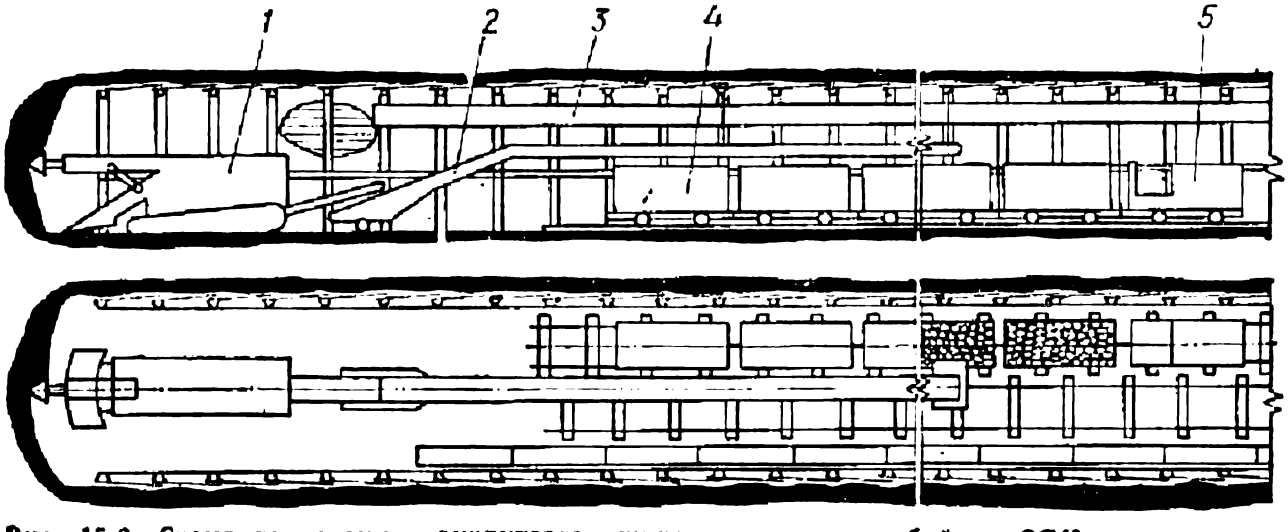


Рис. 15.2. Схема проведения двухпутевого штрека по углю комбайном ГПК:
1 — проходческий комбайн; *2* — подвесной перегружатель; *3* — вентиляционный трубопровод; *4* — состав вагонеток; *5* — электровоз

комбайн — перегружатель — скребковый конвейер СКР-70 — ленточный конвейер КЛ-150 (возможны 1ЛТ-80, КЛА-250) — бункер вместимостью до 50 м³ — вагонетки УВГ-3,3;

комбайн — перегружатель — конвейер 1ЛТ-80 — состав вагонеток УВГ-3,3 и др.

По мере продвижения забоя настилают до максимальной длины

два скребковых конвейера СКР-70, которые затем заменяют одним КЛ-150 длиною 300 м.

При комбайновой выемке необходима также максимальная механизация доставки элементов крепи в забой, для чего целесообразно использовать контейнеры монорельсовых или подвесных дорог, которые загружают на поверхности и перевозят в обычных вагонетках. Возможна транспортировка элементов крепи к забою на специально приспособленных платформах лебедками ЛВД-24.

Обычно работа комбайновой проходческой бригады организована следующим образом: все члены бригады принимают и сдают смену на рабочих местах; проверяют состояние машин и механизмов, энергопитания, связи, оросительных, противопожарных и других устройств, направление выработки, прочность установленной крепи и наличие запаса ее элементов и других материалов.

Машинист комбайна и его помощник при необходимости заменяют в начале смены зубки на режущей головке, заливают масло в гидросистему комбайна; проходчики к началу работы комбайна занимают свои рабочие места и по сигналу машиниста приступают к работе.

Машинист включает комбайн и производит выемку угля на расстояние, достаточное для установки одной рамы крепи (до 1 м), а при устойчивой кровле — на две рамы (до 1,5 м), помощник машиниста следит за погрузкой угля, положением электрокабеля и направлением забоя; остальные члены бригады зачищают почву по бокам выработки, устраивают лунки для установки крепи и оборудуют канавки, образованные режущей головкой, подготавливают элементы крепи, обеспечивают непрерывность транспортирования угля из забоя и доставку крепежных материалов. При остановке комбайна проходчики возводят крепь с затяжкой в первую очередь кровли выработки, а машинист и его помощник используют это время для профилактики комбайна или помогают возводить крепь. Через каждые 5...6 м одновременно с возведением крепи наращивают став конвейера и вентиляционные трубы.

Работая по такому графику, бригада М. П. Купринкова шахты «Северная» ПО Карагандауголь за смену выполняла в среднем девять циклов, продвигая забой на 13,5 м. Звено В. А. Пивоварова этой же шахты проходило до 25 м/смену и 67 м/сут.

Высокая скорость проведения требует особого внимания к ремонтно-подготовительным работам. Так, из 57 членов бригады доставкой материалов иногда было занято 20 чел., при этом трудоемкость их работы достигала 230 чел.-ч в сутки и составляла 50 % всех трудовых затрат при проходке. Трудоемкость процессов, непосредственно связанных с проходкой, составляла 69, профилактических работ и текущего ремонта 28, работ по удлинению противопожарного става и зачистке конвейера 44 чел.-ч.

Большое значение имеет правильный выбор режима работы проходческой бригады. При 30-часовой рабочей неделе и 6-часовой смене рациональнее планировать в течение суток три рабочих смены и одну ремонтно-подготовительную. Основная проходческая бригада должна иметь два общих выходных дня, в течение которых специализированная общешахтная бригада наращивает транспортные

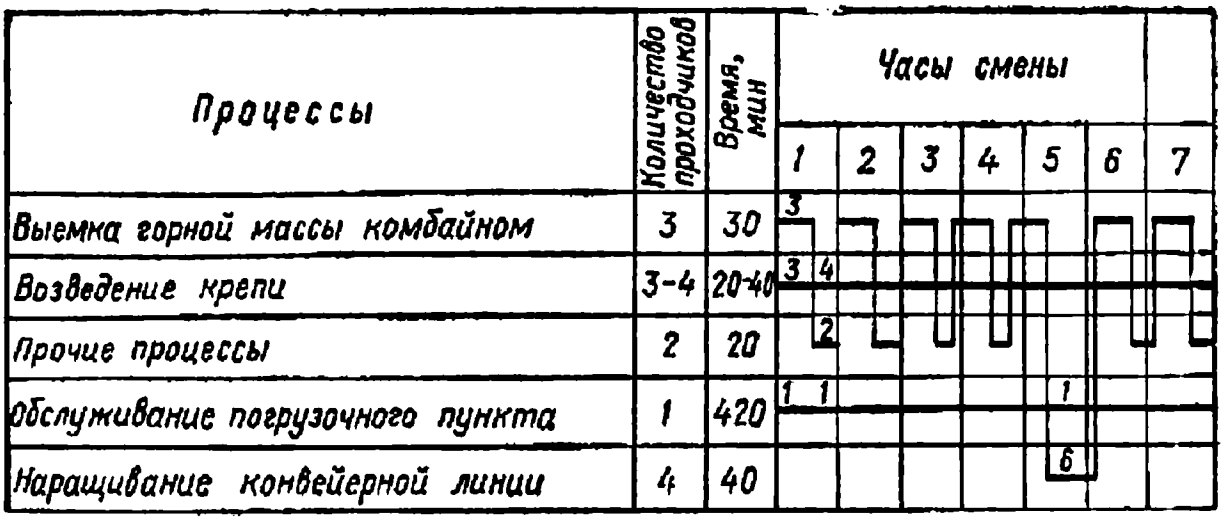


Рис. 15.3. График организации работ бригады А. А. Кубайчука

сети, монорельсовую или подвесную дорогу и все виды коммуникаций, например, вместо скребковых конвейеров устанавливает ленточный. Во многих случаях проходчикам поручают монтажные, электротехнические, подсобные и другие виды работ, которые не входят в их обязанности. Такая практика себя не оправдывает. Требуется хорошо продуманная и организованная специализация бригад и рабочих, соответствующая их квалификациям и объемам выполненных работ оплата труда.

Высокие стабильные показатели могут быть достигнуты только при рациональной организации труда проходчиков, занятых непосредственно проведением выработок.

Проходческие коллективы страны соревнуются за доведение годовой нагрузки на один комбайн до 5 км. Впервые этот рубеж достигла бригада Героя Социалистического Труда А. А. Кубайчука на шахте «Майкудукская» ПО Карагандауголь. Средняя скорость составила 415 м/мес; производительность труда 6,16 м^3/выход. График организации работ показан на рис. 15.3. За три года бригадой (среднесписочный состав 48 чел.) пройдено свыше 14 км выработок. Работа организована по технологическим схемам, утвержденным Министерством угольной промышленности СССР, с использованием комбайнов ПК-3р и ГПК и скребковых конвейеров С-53, КСА-6н, СКР-30. Высокая степень совмещения проходческих процессов позволила бригаде при проведении штрека площадью сечения всвету 10,3 м^2 (в проходке 14,4 м^2) довести коэффициент использования комбайна до 0,7. Продолжительность цикла при продвигании забоя на 1,5 м составила в среднем 45...60 мин. Для проветривания забоя использовались два става вентиляционных прорезиненных труб диаметром 600 мм. На каждом ставе было смонтировано по три вентилятора СВМ-6.

Проходческая бригада была разделена на четыре звена: три занимались выполнением непосредственно проходческих работ, а четвертое — ремонтно-подготовительными. Систематическое перевыполнение плановых заданий и социалистических обязательств явилось результатом слаженной работы всего коллектива, высокой трудовой дисциплины и мастерства каждого ее члена, взаимозаме-

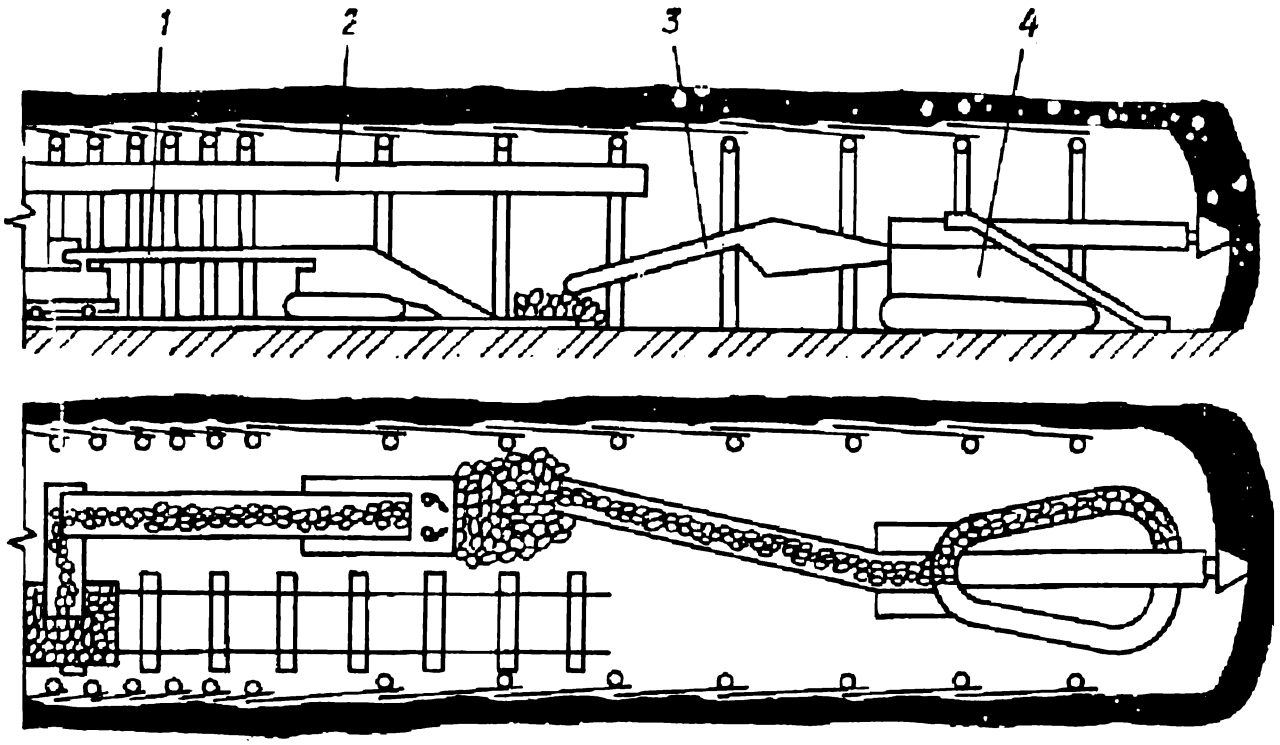


Рис. 15.4. Схема размещения проходческого оборудования при проведении штрека с применением комбайна и погрузочной машины непрерывного действия:

1 — погрузочная машина; *2* — вентиляционный трубопровод; *3* — перегружатель; *4* — комбайн

няемости, умелого руководства звеньями и организации социалистического соревнования между ними.

В целях увеличения машинного времени комбайна наряду с четкой организацией труда и заблаговременно распределенными обязанностями каждого проходчика необходимо непрерывно улучшать технологию ведения работ. Например, на шахте № 42 «Кураховка» ПО Селидовуголь при проведении штрека по пласту угля мощностью 2,4...2,7 м комбайном ПК-3м для погрузки применили углепогрузочную машину непрерывного действия (рис. 15.4), что в значительной степени обеспечило независимую работу комбайна от транспорта. Для снижения простоев комбайна при возведении крепи рамы устанавливали под забоем через одну (состояние кровли выработки позволяло) со сплошной затяжкой по кровле. Промежуточные рамы возводили во время работы комбайна с отставанием от забоя в пределах 20 м. Все эти мероприятия позволили удерживать среднемесячную скорость проведения на уровне 434 м.

На шахте «Бутовская» ПО Кузбассуголь при проведении штрека по пласту мощностью 1,6...1,96 м применяли комбайн 4ПУ (ПК-7). В качестве временной крепи использовали стойки ВК-7, а постоянной — штанговую металлическую (рис. 15.5), которой прикрепляли непосредственную кровлю к основной. Скважины под штанги бурили передвижной машиной МАП-1.

На гидрошахтах Донбасса применяют механогидравлическую технологию проведения выработок проходческими комбайнами «Урал-38» и ГПКГ. Комбайн «Урал-38» предназначен для нарезных выработок на пологих пластах мощностью от 0,8 до 1,8 м при крепости угля до 2 и площади до 5 м^2 в проходке. При проведении горизонтальных и наклонных подготовительных выработок по углю и с присеч-

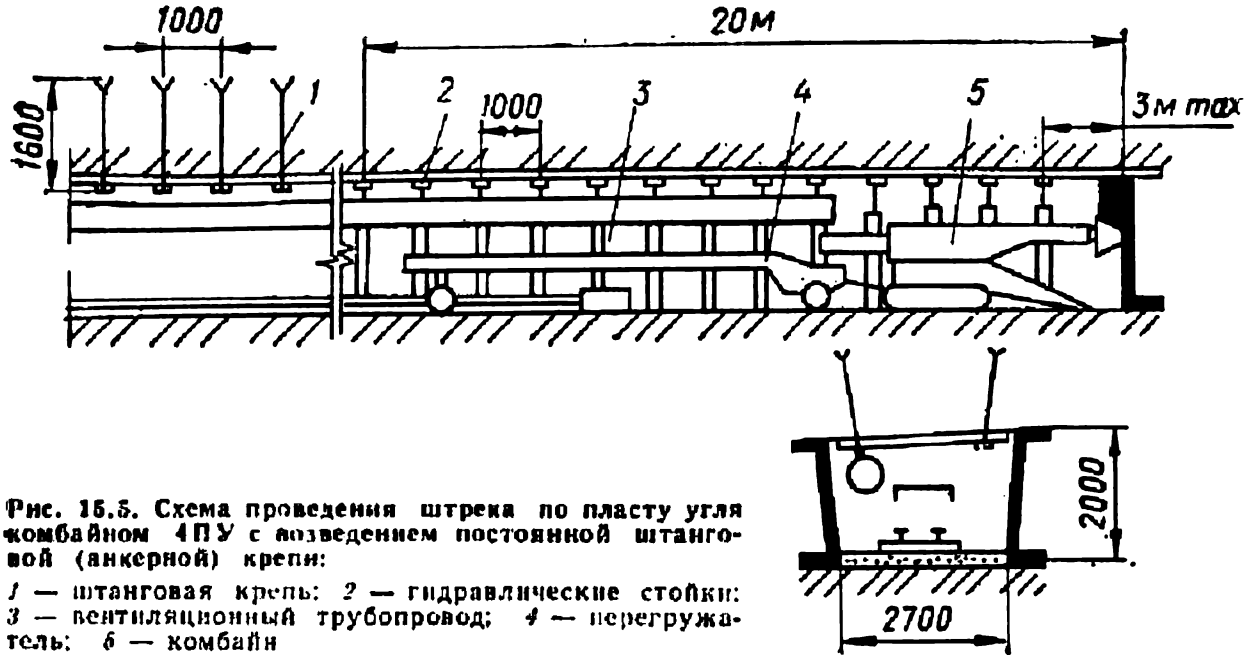


Рис. 15.5. Схема проведения штрека по пласту угля комбайном 4ПУ с возведением постоянной штанговой (анкерной) крепи:

1 — штанговая крепь; *2* — гидравлические стойки; *3* — вентиляционный трубопровод; *4* — перегружатель; *6* — комбайн

кой породы крепостью до 4 используют комбайн ГПКГ в сочетании с гидросмывом. Площадь поперечного сечения выработок от 4,7 до 16 м². Расход воды на гидросмыв 100...200 м³/ч. В аналогичных условиях может быть применен комбайн ПК-9РА.

Ближайшей перспективой совершенствования технологии проведения штреков по углю является внедрение проходческих комплексов на основе комбайновой технологии.

Самоходный проходческий комбайновый комплекс оборудования КСО-1 разработан ЦНИИподземмашем для проведения конвейерных и промежуточных штреков по крутым и наклонным угольным пластам, опасным по газовыделениям или пыли. Штреки длиной до 300 м проводят с радиусом закругления 10 м и более, площадь их поперечного сечения в проходке 5,1...8 м², форма трапециевидная или прямоугольная, крепость пород подрывки до 4. В состав комплекса входят комбайн 2ПУ или 4ПУ, аккумулирующий БА-1 и самоходный БГ бункера, переносной станок для анкерования ТА-1. Производительность комплекса КСО-1 согласно технической характеристике 7 м/смену или 465 м/мес.

Проходческо-нарезной комбайновый комплекс КН-5 конструкции ЦНИИподземмаша предназначен для механизации работ при проведении подготовительных и нарезных выработок прямоугольной формы площадью сечения в проходке 7...13 м², длиной более 150 м и углом наклона ±10°. Выработки проводят по углю и по углю с присечкой породы крепостью до 4. Комплекс создан на базе проходческого комбайна ГПК с установленным на нем распорным устройством (поддерживающей крепью). В состав комплекса входят: перегружатель от комбайна ГПК, левая и правая кассеты для сетчатой затяжки, крепеукладчик с запасом верхняков на специальной раме, навесное бурильное оборудование МАП-1 для анкерования, электрооборудование, система пылеподавления и гидросистемы. Производительность комплекса согласно технической характеристике 4 м/смену или 300 м/мес.

Комплекс КН-5н «Кузбасс» предназначен для горизонтальных и

восстающих (до 35°) выработок с устойчивой кровлей, площадью сечения от 5,1 до 8 м². Выработки проводят по углю и по углю с присечкой породы крепостью до 4. Они могут иметь прямоугольную или трапециевидную форму, радиус закругления должен быть не менее 20 м, а длина свыше 100 м. В состав комплекса входят: базовый комбайн ГПК (4ПУ) с установленной на нем временной распорной крепью, скребковый конвейер СП-63, укладчик верхняков, установка МАП-1 для возведения штанговой крепи, кассеты для сетчатой затяжки, электрооборудование, система пылепогашения и гидросистемы.

§ 3. Буровзрывная технология проведения штреков

Буровзрывная технология проведения штреков по мощным пластам угля применяется в Кузнецком и Подмосковном угольных бассейнах на шахтах, не опасных по газовыделению и пыли. Эту технологию используют, когда невозможно или экономически невыгодно применение механической.

Сущность буровзрывной технологии проведения штреков по углю та же, что и полевых выработок. Специфическими особенностями

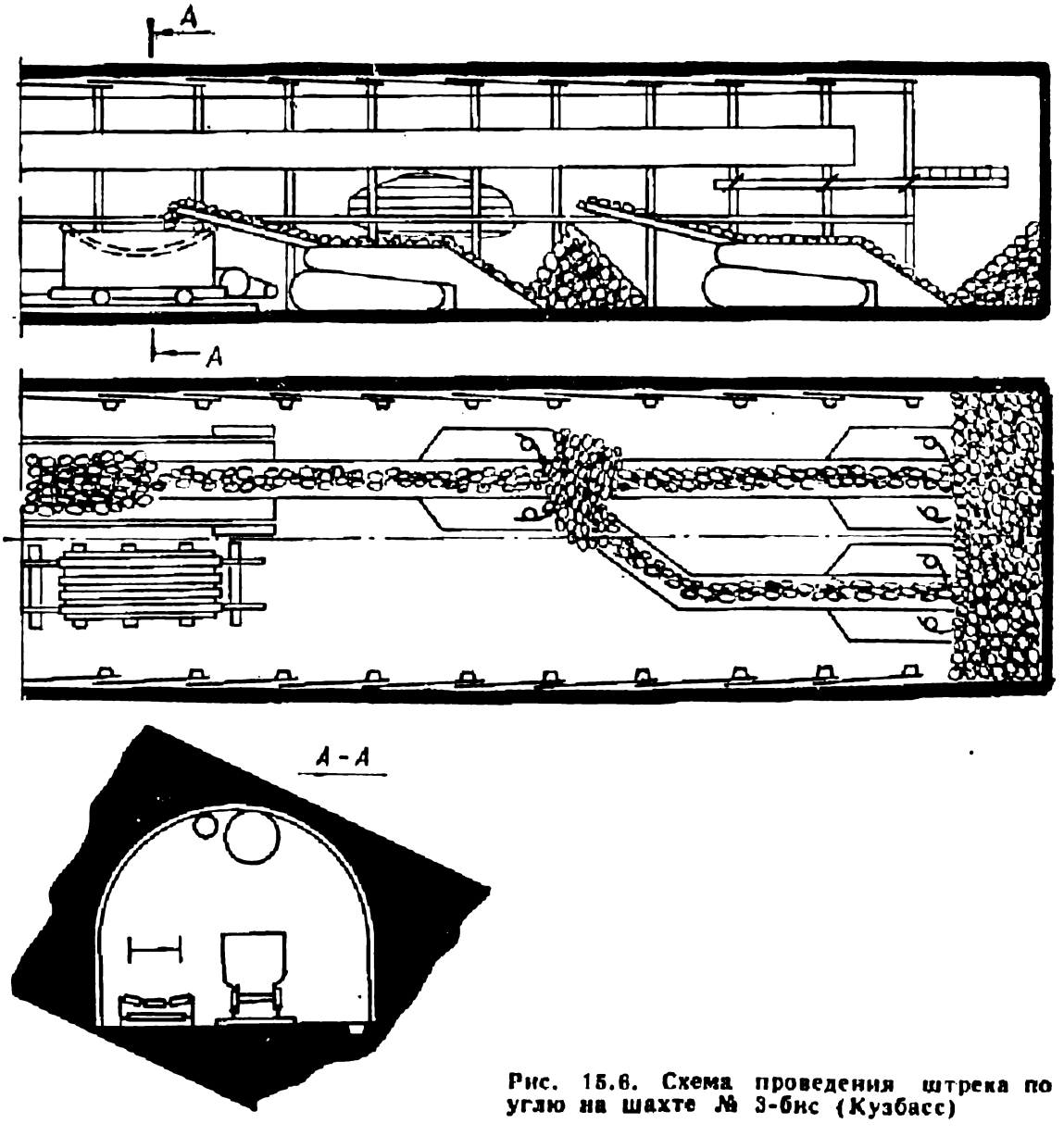


Рис. 15.6. Схема проведения штрека по углю на шахте № 3-бис (Кузбасс)

являются: использование для бурения шпуров ручных электросверл СЭР-19м, ЭР14Д-2м, ЭР18Д-2м и ЭРП18-2м; применение в качестве ВВ преимущественно аммонита АП-5ЖВ, победита Т-19 и угленита Э-6; глубину шпуров устанавливают в зависимости от площади поперечного сечения и устойчивости кровли в пределах 2...3 м; врубы применяют те же, что и для полевых выработок; погрузку угля производят преимущественно легкими машинами непрерывного действия типа ПНБ.

Ввиду того что трудоемкость работ по углю или мягкой породе значительно меньше, чем по крепким породам, продолжительность проходческих процессов относительно мала, поэтому требуется высокий уровень организации труда и проведение выработок, как правило, по многоцикличному графику даже в течение смены. Организация работ по графику, при котором в течение 6-часовой смены выполнялось пять циклов, была осуществлена бригадой Н. Г. Кочеткова при проходке вентиляционного штрека на шахте № 3-бис ПО Кузбассуголь. Двухпутевой штрек площадью сечения всвету 13,3 м^2 (вчерне 15,9 м^2) проводили по пласту угля мощностью 3...4 м с углом наклона 45...72°. Применение шести одновременно работающих ручных электросверл и трех погрузочных машин 1ПНБ-2 при четкой организации труда позволило достичь скорости проходки до 1160 м/мес. Работа была организована следующим образом: две погрузочные машины, установленные в забое, за 15 мин перегружали уголь в навал (рис. 15.6), а третья — на конвейер. Крепь штрека — трехзвенная арочная податливая (через 1 м) с затяжкой кровли и боков. Продолжительность проходческого цикла составила 1,2 ч, производительность труда проходчика — 2,3 м^3/выход.

§ 4. Гидромеханическая технология проведения штреков

Сущность гидромеханической технологии проведения аккумулирующих, подэтажных и вентиляционных штреков с применением гидроотбойки (рис. 15.7) заключается в следующем: на небольшом удалении от забоя (до 1 м) устанавливают гидромонитор с ручным или дистанционным управлением, который формирует и направляет под давлением струю воды на забой; отбитый уголь смывается в желоб, проложенный по штреку; пульпа (смесь воды с углем в соотношении не менее 4 : 1) самотеком поступает в участковый или общешахтный пульпосборник. Для обеспечения самотека штрекам придают уклон не менее 0,05...0,07.

Гидромеханическую технологию для проведения штреков применяют на гидрошахтах и на шахтах с обычной технологией добычи угля. Это целесообразно при проведении штреков по выбросоопасным пластам угля, когда гидромонитором можно управлять дистанционно с расстояния до 10 м; гидроотбойкой образуется щель глубиной несколько метров, которая дегазирует пласт и снижает напряженность массива. При этом исключается опасность взрыва метановоздушной смеси. В условиях гидрошахты пульпу откачивают эрлифтными установками или углесосами на поверхность, где ее обезвоживают и обогащают уголь на обогатительной фабрике. На обычных шахтах пуль-

па поступает в участковую обезвоживающую установку. Материалы и оборудование в забой транспортируют в контейнерах подвесной канатной или монорельсовой дороги.

Гидроотбойку при одной поверхности обнажения и коэффициенте крепости угля до 1 производят водяной струей напором до 5 МПа, а угля с коэффициентом крепости 1...1,5 — до 10 МПа. При большей крепости угля и пород гидроотбойка неэффективна, и используют ее в комбинации с буровзрывной или механической технологией.

Основное средство механизации — гидромонитор ГМДЦ-3м с гидравлическим дистанционным управлением, рабочее давление его до 10 МПа, расход воды 150 м³/ч, диаметр насадок 15... 25 мм. При использовании гидромониторов выработки проводят многозабойным методом. В первом забое на всю ширину выработки по почве разрабатывают струей воды вруб, затем приступают к отбойке угля полосами снизу вверх. Отдельными заходками забой подвигается на 4...8 м (эффективная дальнобойность струи), что зависит от крепости угля, устойчивости обнажений горных пород, напора воды и других факторов.

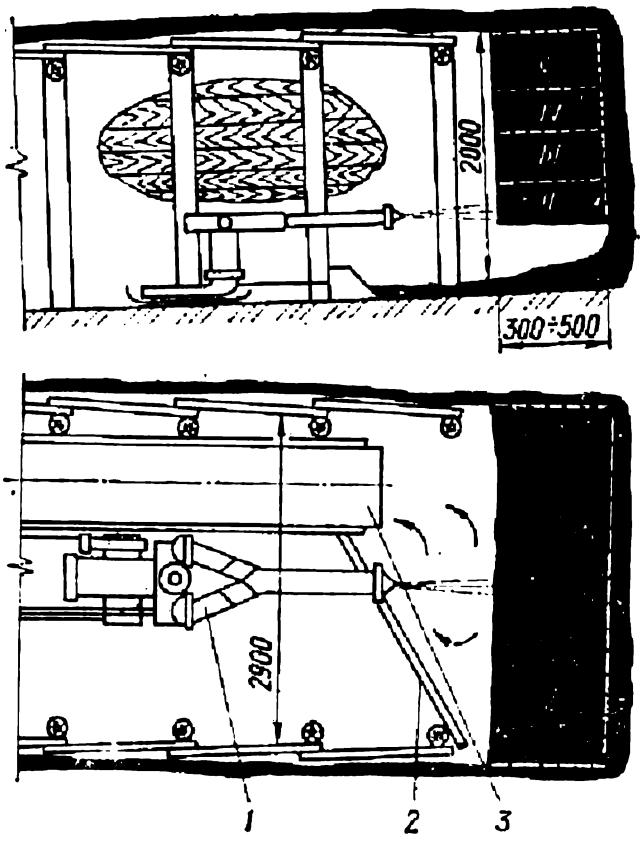


Рис. 15.7. Схема проведения штрека с применением гидромеханизации:
1 — гидромонитор; *2* — перегородка; *3* — желоб для стока пульпы

Гидромониторщик с помощником переходят во второй подготовленный забой и проводят те же операции, а в первом в это время трое-четверо проходчиков возводят крепь, передвигают гидромонитор, наращивают трубы напорной воды, вентиляции, монорельсовую дорогу, металлические желоба для стока пульпы, налаживают освещение и связь. Таким образом, продолжительность проходческого цикла равна времени между двумя передвижками гидромонитора.

Многозабойным методом проводили подэтажные штреки по пласту мощностью 1,6 м на Яновском гидрорудник. За месяц бригада из 35 чел. прошла 797 м, обрабатывая пять забоев. Площадь сечения штреков в проходке 3,8 м², крепь деревянная с затяжкой кровли и боков.

§ 5. Проведение штреков отбойными молотками

Проведение штреков по углю вручную с помощью отбойных молотков требует больших затрат физического труда и допускается в исключительных случаях — когда ни одну из рассмотренных ранее технологий применить невозможно. Как правило, это бывает при

проведении штреков малой площади сечения на пластах с повышенной газодинамической активностью. В Подмосковном бассейне выемка угля отбойными молотками практикуется при слабых и обводненных боковых породах, когда по кровле и почве штрека оставляют охранные целики толщиной 0,5 м и выше.

Проведению штрека с помощью отбойных молотков предшествует выбор способа предотвращения внезапных выбросов угля и газа: бурение опережающих скважин, увлажнение пласта в массиве, гидроотжим или гидровымыв опережающих полостей.

Гидровымыв полости производят с помощью ствола из металлической трубы диаметром 19 мм, имеющего насадку с отверстиями 1...1,3 мм. По мере углубления полости ствол наращивают. Давление воды в стволе при гидровымыве поддерживают в пределах 15 МПа. Воду к стволам подводят по высоконапорным трубам и шлангам от насоса УН-35 (напор 30 МПа, производительность 35 м^3/мин), установленного на свежей струе воздуха перед вентиляторами. Всего вымывают четыре полости по почве забоя на глубину 10...12 м. После образования предохранительных полостей приступают к выемке угля отбойными молотками в направлении от кровли к почве. Вначале по кровле готовят вруб на глубину 0,7...0,9 м (расстояние между рамами крепи), затем выдвигают под забой временную предохранительную крепь с прочным перекрытием и под ее защитой расширяют вруб сверху вниз, применяя спаренную работу отбойных молотков. После установки рамы крепи цикл повторяют.

На шахте «Северная» ПО Кузбассуголь по такой технологии работает бригада Героя Социалистического Труда А. Д. Ракитянского по пласту угля, опасному по внезапным выбросам и склонному к самовозгоранию. Бригада разбита на пять звеньев, работа которых организована в четыре 6-часовые смены. Три звена заняты выемкой угля отбойными молотками, погрузкой его вручную на конвейер и возведением крепи, четвертое звено выполняет мероприятия по борьбе с выбросами, а пятое, как правило, в первую смену доставляет материалы, наращивает коммуникации, выполняет ремонтно-подготовительные работы. Четкая организация работ спаренными забоями и высокая трудовая дисциплина позволили бригаде достичь скорости проведения выработок до 300...400 м/мес и производительности труда до 4,6 м^3/выход.

Контрольные вопросы

1. Организация и примеры комбайнового проведения штреков по углю.
2. Сущность буровзрывной технологии проведения штреков. Применяемое оборудование и достигнутые результаты.
3. Сущность гидромеханической технологии проведения штреков.

Глава 16. СТРОИТЕЛЬСТВО ШТРЕКОВ ПО ТОНКИМ ПЛАСТАМ УГЛЯ

§ 1. Общие сведения

Основные горизонтальные выработки, проводимые по неоднородным породам (при тонких пластах угля),— штреки. Материал крепи, форма и размеры поперечных сечений выработок принимаются с учетом влияния тех же факторов, что и для полевых. Однако крепь штреков, пройденных по тонким пластам, должна обладать большей податливостью, чем крепь полевых выработок, поскольку первые находятся в зоне влияния очистных работ.

Серьезной инженерной задачей является выбор рационального расположения поперечного сечения штрека относительно пласта полезного ископаемого. Возможна проходка штреков с подрывкой почвы (нижняя), кровли (верхняя) или кровли и почвы одновременно (двухсторонняя). Вид подрывки выбирают с учетом угла падения пласта, крепости и устойчивости боковых пород, назначения выработки и принятого способа транспортировки угля из лавы в штрек и материалов из штрека в лаву. Расположение поперечного сечения штрека относительно пласта должно удовлетворять следующим требованиям: полезное ископаемое должно занимать как можно большую, а подрывка боковых пород — меньшую площадь сечения; следует подрывать более мягкие породы; необходимо обеспечить максимальную устойчивость выработки и равномерное распределение горного давления на крепь, создать удобные условия выдачи угля из лавы и погрузки его в вагонетки или на конвейер в штреках, а затем подачу материалов в лаву. С целью удобства выдачи угля из лавы откаточные штреки проводят, как правило, с нижней или двухсторонней подрывкой, а для удобства подачи материалов в лаву и закладки породы в выработанное пространство вентиляционные штреки проходят с верхней подрывкой.

При устойчивых и крепких породах кровли (известняки, песчаники), а также углах падения пласта до 12° в откаточных штреках подрывают только почву и выработке придают форму трапеции, используя породу кровли как предохранительное перекрытие. Кровлю и бока выработки в таких условиях можно крепить металлическими штангами.

Если в кровле залегают породы средней крепости, и тем более мягкие, откаточному штреку придают арочную или подковообразную форму, применяя двухстороннюю подрывку, обеспечивающую равномерную нагрузку на крепь. В этих условиях, как правило, применяют арочную податливую крепь из специального профиля с металлической решетчатой затяжкой. На шахтах, где разрабатывают крутые пласты, подрывают породы лежачего бока (почвы).

По тонким и средней мощности пластам штреки проводят узким или широким забоем. В первом случае ширина угольного забоя не выходит за пределы поперечного сечения выработки в проходке, во втором принимается такой, чтобы вынимаемую при проведении штрека породу можно было полностью разместить в образовавшемся

выработанном пространстве пласта, которое называют раскоской. Достоинства и недостатки обоих способов могут быть выражены в виде затрат труда и стоимости проведения и поддержания 1 м штрека. Поэтому вопрос о возможности применения узкого или широкого забоя следует решать путем сравнения технико-экономических показателей.

§ 2. Комбайновая технология строительства штреков узким забоем

При проведении штреков по тонким пластам угля и пород крепостью ниже 4...5, которые составляют до 70 % площади забоя, целесообразно применять проходческие комбайны ПК-3р; ПК-3м; 4ПУ; ГПК; 4ПП-2; 4ПП-3; 4ПП-5. Опыт строительства новых и реконструкции действующих угольных шахт показал, что комбайновая технология по сравнению с буровзрывной позволяет увеличить скорость и снизить стоимость проведения выработок, повысить производительность и безопасность труда проходчиков, улучшить поддержание штреков. Кроме того, она является наиболее благоприятной основой для создания комплексной механизации строительства выработок по тонким пластам угля.

В 1982 г. на шахтах угольной промышленности страны различных комбайнов было свыше 1900, которыми проведено 2042 км горных выработок, что составляет 39,9 % от общего объема проведенных выработок. Улучшилась и структура комбайнового парка. Удельный вес комбайнов ГПКС и 4ПП-2 увеличился с 5,8 % в 1975 г. до 68,2% в 1982 г.

Производительность комбайна во многом зависит от схемы перемещения его рабочего органа по забою выработки. Схему следует принимать с учетом коэффициента крепости пород, трещиноватости массива и направления кливажа. При этом работы можно вести с раздельной или с совместной выемкой угля и породы (рис. 16.1). В первом случае вначале вынимают уголь, а затем породы почвы и кровли, во втором возможна выемка горного массива горизонтальными полосами снизу вверх и вертикальными слева направо или наоборот.

Схемы строительства штреков по тонким пластам угля при комбайновой технологии условно можно разделить на три группы: с погрузкой горной массы на конвейер; с погрузкой горной массы в вагонетки; с применением проходческих комбайновых комплексов. В первом случае отбивают и грузят горную массу комбайнами типа ПК,

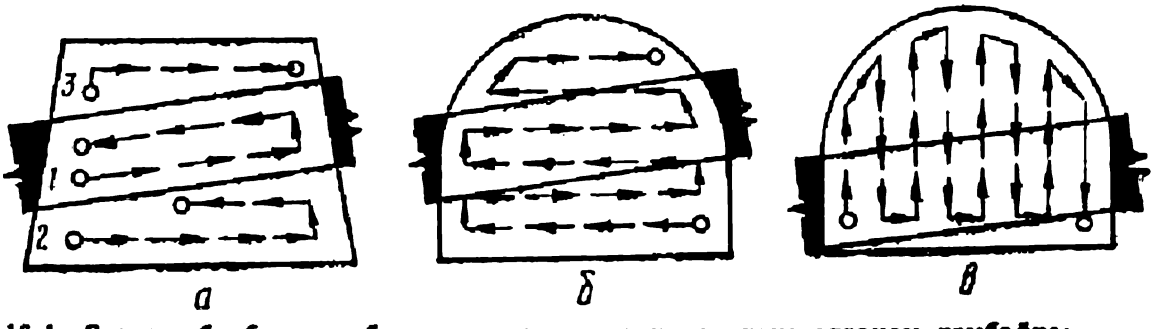


Рис. 16.1. Схемы обработки забоев штреков исполнительным органом комбайна:
а — при раздельной выемке угля и породы; *б* — при совместной выемке горизонтальными полосами; *в* — при совместной выемке вертикальными полосами

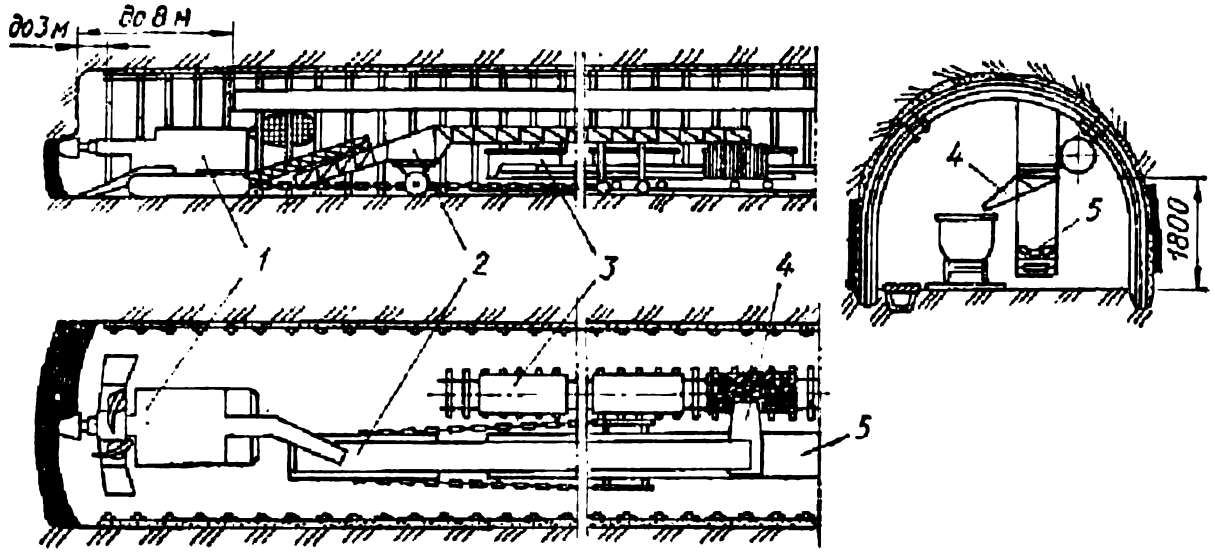


Рис. 16.2. Схема разработки забоя и технология раздельного транспортирования угля в вагонетки, а породы на конвейер:
1 — комбайн; *2* — перегружатель; *3* — вагонетки; *4* — течка; *5* — конвейер

а транспортируют скребковыми конвейерами, часть из которых по мере увеличения длины выработки может быть заменена ленточными. Для доставки материалов в выработки предусматривают монорельсовую дорогу или рельсовый путь. Во втором случае отбивают горную массу и грузят в вагонетки комбайнами через промежуточные звенья — перегружатели.

Избирательные возможности комбайнов по раздельной выемке угля и породы при строительстве и эксплуатации шахт пока не используются. В первом случае горная масса (уголь с породой) от проведения пластовых выработок транспортируется в отвал. Теряются сотни тысяч тонн уже добытого угля. Экономический ущерб измеряется миллионами рублей, а социальный урон подсчету не поддается. Ссылка на то, что раздельная выемка снижает скорость проведения, совершенно не обоснована. На эксплуатационных шахтах горная масса, как правило, идет в добычу, повышая зольность угля, а на шахтах-новостройках ее отправляют в отвал. Шахтные терриконы активно горят, загрязняют атмосферу. Разработано много эффективных рекомендаций по раздельной выемке и транспортировке угля и породы на тонких пластах. Возможна схема, при которой уголь по мере выемки грузят в вагонетки, а породу — на конвейер, или наоборот (рис. 16.2), что позволяет проводить штрек без снижения скорости.

Вопрос о креплении выработок в любом случае следует решать с учетом устойчивости пород кровли. При устойчивых породах постоянную крепь возводят по мере подвигания забоя с шагом, равным удвоенному расстоянию между рамами, а промежуточные рамы устанавливают с отставанием от забоя на 20 м, т. е. вне зоны работы комбайна. Это позволяет на 22—30 % сократить технологические перерывы, связанные с возведением крепи. При неустойчивой кровле постоянную крепь необходимой плотности ставят вслед за подвиганием забоя. В рассмотренных технологических схемах процесс возведения постоянной крепи не механизирован и удельный вес этих работ в общих затратах труда на 1 м выработки колеблется в пределах от 20 до 45 %.

Наибольшее количество подготовительных выработок проводится проходческими комбайнами. Так, например, на шахтах ПО Павлоградуголь — 93 %, Добропольеуголь — 76 %, Красноармейскуголь — 61 % и т. д. Всего на шахтах Донецкого бассейна комбайновой технологией проводят 30...40 % подготовительных выработок.

На шахте «Глубокая» № 10-бис ПО Донецкуголь наиболее высокая производительность проходческого комбайна 4ПП-2 была получена при обработке забоя по схеме, показанной на рис. 16.1, *в*. В начале цикла забуривали коронку в угольный пласт, а затем забой разрушали вертикальными полосами. Средние затраты машинного времени на проведение 1 м выработки площадью сечения вчерне 15,1 м^2 составили 29...33 мин, а производительность комбайна по разрушению породы — 0,457 м^3/мин, т. е. близка к технической, что свидетельствует о высокой эффективности его применения. За месяц было проведено 656 м конвейерного штрека по пласту мощностью 1,2 м. Максимальная скорость достигала 26 м в сутки и 9 м в смену.

На шахте «Благодатная» ПО Павлоградуголь работало пять проходческих комбайновых бригад, которыми было проведено более 18 тыс. м выработок. Наиболее высоких показателей добилась бригада А. Н. Сергейчука: за год комбайном ПК-9р было проведено 5730 м выработок. Производительность труда проходчика составила 5,7 м^3/выход, среднемесячная скорость 478 м. Бригада за 30 рабочих дней по пласту угля мощностью 1,2 м с подрывкой пород кровли провела 1215 м штрека площадью поперечного сечения в проходке 12,4 м^2. Производительность труда проходчика составила 7,2 м^3/ выход. Несколько позже этой же бригадой комбайном ПК-9р за месяц было проведено 1150 м штрека, а на шахте «Павлоградская» бригадой А. И. Макогона — 1326 м. Производительность проходчика соответственно составила 7 и 8 м^3/выход.

Большой вклад в освоение горно-проходческой техники внес коллектив шахты «Краснолиманская» ПО Добропольеуголь. Испытывая комбайн ГПК в комплексе с конвейером 1ЛТП-80, оборудованным телескопическим устройством, провели 1330 м второго северного вентиляционного штрека. Прежде чем приступить к горно-проходческим работам, был выполнен ряд организационно-технических мероприятий: численность бригады доведена до 106 чел., изучены все процессы скоростного проведения штрека, изменена конструкция опоры перегружателя, усилены направляющие под концевую головку телескопического конвейера, скребковый конвейер СП-63 заменен ленточным КЛ-150, налажена бесперебойная работа всей технологической цепи. В результате среднесуточная скорость проведения составила 41,1 м, максимальная — 55 м, производительность проходчика — 5,9 м^3/выход.

§ 3. Буровзрывная технология строительства штреков узким забоем

Проведение штреков узким забоем широко применяют в основном при обратной (столбовой) отработке шахтного поля. Достоинства схемы — возможность механизации процессов выемки полезного ис-

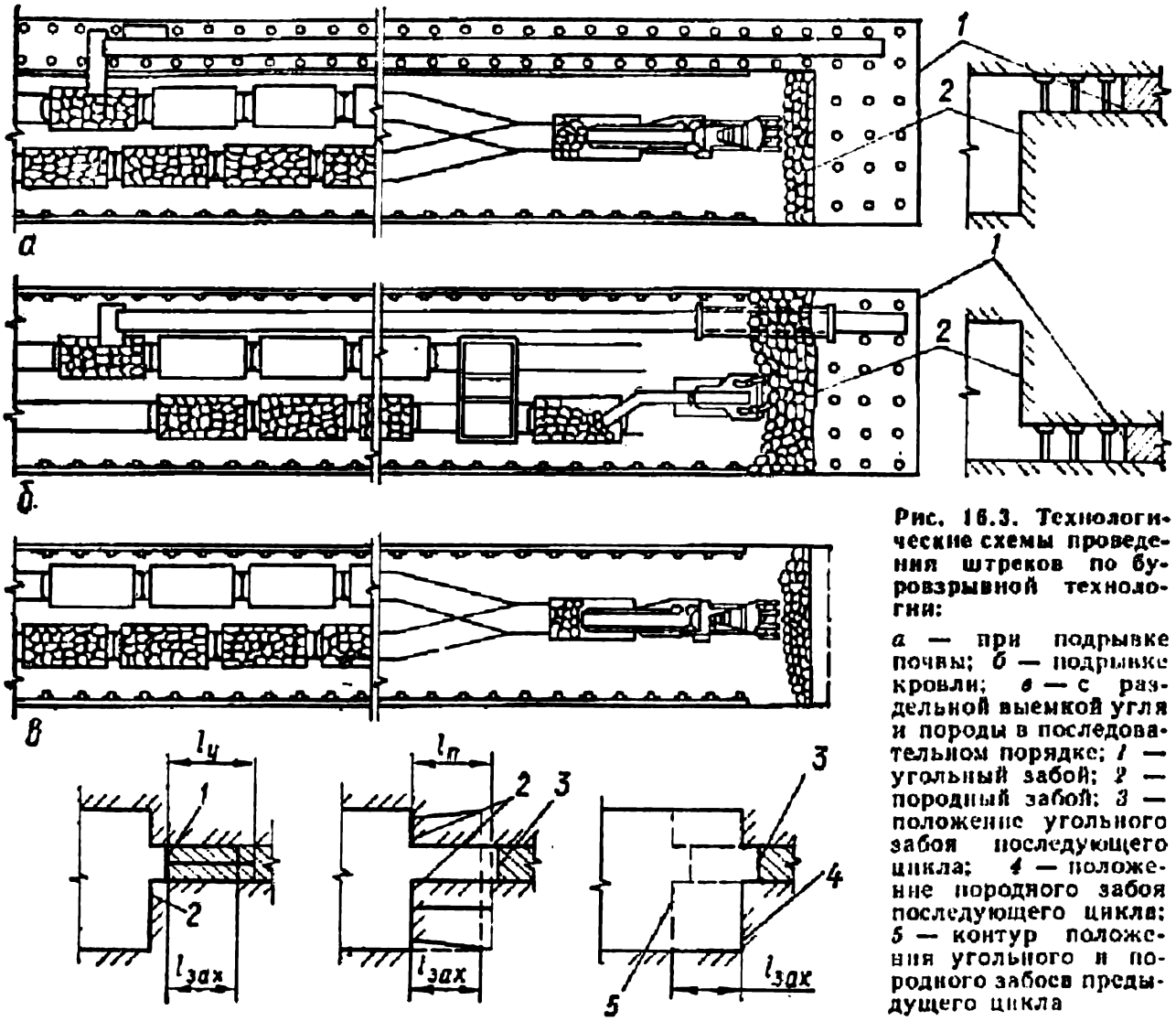


Рис. 16.3. Технологические схемы проведения штреков по буровзрывной технологии:

а — при подрывке почвы; *б* — подрывке кровли; *в* — с раздельной выемкой угля и породы в последовательном порядке; *1* — угольный забой; *2* — породный забой; *3* — положение угольного забоя последующего цикла; *4* — положение породного забоя последующего цикла; *5* — контур положения угольного и породного забоев предыдущего цикла

копаемого и породы, более простая организация работ и меньшая их трудоемкость. Все эти факторы способствуют увеличению скорости проведения выработок и росту производительности труда. Недостатки — выдача подрываемой породы на поверхность, что загружает подземный транспорт и подъем, отрицательно влияя на рост добычи полезного ископаемого и производительности труда, особенно на шахтах с ограниченной пропускной способностью транспорта и подъема. Этот недостаток особенно ощутим, если учесть, что в настоящее время в Донецком бассейне выдачей породы занято около 35 % шахтного парка электровозов и вагонеток и свыше 30 % рабочих подземного транспорта.

Штреки по тонким пластам угля с подрывкой боковых пород крепостью 6 и выше проводят с применением буровзрывных работ. При мощности пласта менее 0,6 м выемку угля и породы ведут одновременно, при большей — раздельно.

В зависимости от очередности выполнения работ по выемке угля и породы, вида подрывки и способа погрузки горной массы различают следующие технологические схемы проведения штреков узким забоем (рис. 16.3): с раздельной выемкой угля и породы при совмещении этих работ во времени и подрывке почвы или кровли; с раздельной последовательной выемкой угля и породы; с совместной выемкой угля и породы.

При проведении штреков по схеме, показанной на рис. 16.3, *а*, угольный забой опережает породный на 4...5 м. Уголь из забоя к месту погрузки в вагонетки доставляется скребковым конвейером, установленным на берме, а породу грузят погрузочной машиной. Груженые вагонетки на порожние обменивают с помощью симметричной или накладной стрелки. Чтобы исключить неизбежные при этом потери времени, используют перегружатели. Рассматриваемая технологическая схема позволяет полностью совмещать во времени проходческие процессы в угольном и породном забоях.

Проведение штреков по схеме, представленной на рис. 16.3, *б*, также обеспечивает полное совмещение во времени проходческих работ в угольном и породном забоях. На пологих пластах в этом случае создаются благоприятные условия для закладки породы в выработанное пространство лавы с помощью скреперной установки.

При строительстве штреков по схеме, данной на рис. 16.3, *в*, работы по выемке угля и породы ведут последовательно, с опережением угольного забоя на 0,5...2 м. Недостаток этой схемы — большое количество трудоемких производственных процессов, входящих в проходческий цикл, что отрицательно влияет на коэффициент использования проходческого оборудования и вызывает затруднения в организации работ. Строительство штреков с совместной выемкой угля и породы обеспечивает более простую организацию работ, высокую производительность труда и достаточную скорость.

Шпуры по углям средней крепости и мягким сланцам бурят ручными бурильными машинами: электрическими (СЭР-19М, ЭР-14-2М и ЭР-18Д-2М), пневматическими (СР-3М, СР-3Б, СПР-25.700) и гидравлическими (СГР-4М); по крепким углям и сланцам средней крепости — электросверлами с принудительной подачей СРП-2 и ЭРП-18Д-2М. При подрывке боковых пород крепостью от 4 до 10 применяют колонковые электросверла СЭК-1 и ЭБГП-1М, которые устанавливают на погрузочных машинах с помощью манипуляторов МПН-1 и МБИ-5у. Пневмосверла используют в шахтах, опасных по газу или пыли, а гидросверла — в забоях, разрабатываемых гидравлическим способом, где требуется предварительное ослабление массива угля взрывом.

На шахтах, где взрывные работы по углю запрещены, выемку ведут выбуриванием или нарезными комбайнами. В однопутевых выработках целесообразно применять бурильные электровращательные установки БУЭ-1, а в двухпутевых — БУЭ-3, которые могут работать в режимах вращательного и вращательно-ударного бурения. Эти машины обеспечивают бурение шпуров по породе (диаметром 42 мм) и скважин по углю (диаметром 300...400 мм) на глубину до 3 м.

Во время раздельной выемки угля и породы в первую очередь производят выемку полезного ископаемого на длину заходки 1,5... 2 м, а во вторую подрывают боковые породы с доведением полости до проектных размеров и формы.

При проведении пластовых штреков с подрывкой устойчивых боковых пород для увеличения длины заходки довольно часто применяют технологическую схему, включающую два цикла по углю

Таблица 16.1. Нормы расхода ВВ на 1 м выработки для забоев пластовых штреков, бремсбергов и уклонов в зависимости от мощности пласта и коэффициента крепости породы и угля

Площадь сечения выработки вчерне, м²	m = 0,75...1 м			m = 1,01...1,3 м			m = 1,31...1,6 м		
	по углю	по породе		по углю	по породе		по углю	по породе	
	f = 1,5...2	f = 5...7	f = 8...10	f = 1,5...2	f = 5...7	f = 8...10	f = 1,5...2	f = 5...7	f = 8...10
6	5,52	2,96	3,61	5,88	1,72	2,31	7,11	0,77	1,02
8	6,23	4,46	5,44	6,5	2,96	3,98	7,86	1,76	2,34
10	6,94	5,96	7,26	7,19	4,18	5,61	8,63	2,84	3,77
12	7,59	7,49	9,12	7,83	5,44	7,3	9,38	3,87	5,14
14	8,28	8,98	10,98	8,49	7,47	10	10,12	4,91	6,53
16	8,65	10,65	12,99	9,15	7,91	10,61	10,88	5,95	7,91
18	9,64	12,02	14,65	9,79	9,16	12,3	11,6	7	9,3

с длиной заходки 1,5...2 м каждого и один цикл по породе с длиной заходки 3...4 м. Аналогичная технологическая схема работ возможна также при проведении штреков контурным взрыванием по породам средней устойчивости.

Определяя глубину шпуров, необходимо учитывать условия работы зарядов в шпурах угольного и породного забоев. Угольный забой имеет одну, а породный — две обнаженные поверхности, поэтому проектные значения коэффициентов использования шпуров следует принимать соответственно $\eta_у = 0,8$ и $\eta_п = 0,9$. Глубины шпуров по углю $l_у$ и по породе $l_п$ согласовывают с запланированным подвиганием забоя $l_{зах}$ выработки за цикл

$$l_{зах} = n_у l_у \eta_у = l_п \eta_п,$$

где $n_у$ — количество циклов по углю.

Количество ВВ, необходимое для взрывных работ по углю и по породе при проведении пластовых штреков, подсчитывают по методике или же на основе норм, установленных Министерством угольной промышленности (МУП) УССР.

Нормы расхода ВВ на 1 м выработки, которые приведены в табл. 16.1, разработаны для аммонита ПЖВ-20, применяемого на шахтах Донецкого бассейна. Нормы расхода других видов ВВ корректируют коэффициентами. Для аммонита Т-19 переводной коэффициент $k_п = 260/270 = 0,96$, для угленита $k_п = 260/160 = 1,62$.

Норму расхода ВВ на 1 м³ горной массы в плотном теле определяют по формуле $q = Q/S_{вч}$. Здесь Q — норма расхода ВВ на 1 м выработки, кг/м; $S_{вч}$ — площадь забоя выработки вчерне, м².

При применении предохранительных патронов СП-1, допущенных Госгортехнадзором СССР к использованию в особо опасных забоях, в расчетах необходимо учитывать, что один патрон СП-1 по выделяемой энергии эквивалентен обычному патрону угленита Э-6 массой 200 г.

Таблица 16.2. Количество шпуров, необходимое для проведения пластовых штрек крепости породы и угля

Площадь сечения выработки вчерне, м²	$m = 0{,}76...1$ м		
	по углю	по породе	
	$f = 1{,}5...2$	$f = 5...7$	$f = 8...10$
6,01...8	8...9	5...7	6...9
8,01...10	9...11	8...10	9...11
10,01...12	11...13	10...12	11...13
12,01...14	13...14	13...14	13...15
14,01...16	14...15	14...16	15...17
16,01...18	15...16	16...18	17...19

В пластовых штреках допустимо применение аммонита Т-19 и угленита Э-6, а в особо опасных забоях по углю — патронов СП-1, по породе — аммонита Т-19.

В шахтах III категории и сверхкатегорных по газу взрывные работы по углю и по породе допускаются только с разрешения главного инженера производственного объединения.

В шахтах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, для рыхления угля, а также породы при вскрытии пластов и пропластков допускается только сотрясательное взрывание. Заряды в шпурах, пробуренных по углю и породе, можно взрывать раздельно или одновременно. В первом случае заряжание и взрывание зарядов в шпурах, пробуренных по породе, допускается только после проветривания забоя, орошения и уборки взорванного угля, замера газа и других мер, обеспечивающих безопасность дальнейших работ.

В качестве средств взрывания в шахтах, опасных по газу или пыли, а также при сотрясательном взрывании на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, при ведении взрывных работ по углю и в смешанных забоях разрешается применение электродетонаторов мгновенного (ЭДКЗ-ОП) и короткозамедленного (ЭДКЗ-ПМ и ЭДКЗ) действия при максимальном времени замедления с учетом разброса по времени срабатывания не более 135 мс.

Количество шпуров рассчитывают по формулам или выбирают по табл. 16.2.

При проектировании схем расположения шпуров для проведения пластовой выработки необходимо соблюдать следующие требования правил безопасности: расстояние между шпурами по углю должно быть не менее 0,6 м, по породе крепостью до 7 — не менее 0,45 м, крепостью свыше 6 — не менее 0,3 м. При наличии в забое нескольких обнаженных поверхностей расстояние от заряда до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и 0,3 м по породе. Длина забойки при глубине шпуров от 0,6 до 1 м должна быть равна половине этой величины, при глубине шпуров свыше 1 м — не менее 0,5 м.

Гарантировать выполнение перечисленных требований в угольном забое на данном этапе развития горно-проходческой техники можно, применяя врубы, образуемые параллельными или расходящимися в глубине массива шпурами (рис. 16.4).

ов, бремсбергов, уклонов, в зависимости от мощности пласта и коэффициента

m = 1,01...1,3 м			m = 1,31...1,6 м		
по углю	по породе		по углю	по породе	
f = 1,5...2	f = 5...7	f = 8...10	f = 1,5...2	f = 5...7	f = 8...10
9...10	5...6	6...8	10...12	3...5	4...6
10...12	6...8	8...10	12...13	5...6	6...7
12...13	8...10	10...12	13...15	6...8	7...9
13...15	10...12	12...14	15...16	8...10	9...11
15...16	12...14	14...15	16...17	10...11	11...12
16...17	14...16	15...16	17...18	11...13	12...14

Прямые врубы в зависимости от крепости угля и мощности пласта состоят из двух или четырех пар параллельных шпуров. Глубина длинных шпуров колеблется в пределах от 2 до 2,5 м, а коротких — в два раза меньше. Расстояние между короткими и длинными шпурами принимается не менее 0,1 м, а между зарядами во всех случаях — не менее 0,6 м.

Ступенчатый вруб состоит из комплекта шпуров, располагаемых в зависимости от мощности угольного пласта в 2—3 ряда. Глубина шпуров постепенно увеличивается. Очередность взрывания (см. рис. 16.4, *г*) зарядов следующая: 1—4-го — первая; 9—12-го — вторая; 13—16-го — третья; 5—8-го — четвертая.

Веерный вруб представляет собой комплект шпуров, расходящихся в глубине массива. При мощности пластов до 0,75 м шпуры располагают в один ряд, при большей — в несколько рядов.

В угольных забоях высокий коэффициент использования шпура обеспечивает применение вместо взрывного вруба одной или нескольких скважин диаметром 0,2...0,5 м, пробуренных на принятую глубину шпуров. Они создают в угольном забое дополнительную обнаженную поверхность и повышают эффективность действия вспомогательных шпуров. В качестве дополнительной обнаженной поверхности можно использовать также опережающие скважины, пробуренные в штреках по углю на глубину 30...50 м, с целью дегазации пласта, разведки или других работ.

Скважины по углю бурят буровыми станками БОС, Б-15с, БГА-2, бурильными установками БУЭ-1, БУЭ-3 и колонковыми электросверлами СЭК-1 и ЭБГП-1м.

В породных забоях с двумя обнаженными поверхностями шпуры располагают равномерно рядами параллельно открытой поверхности. Оконтуривающие шпуры надо размещать как можно ближе (насколько позволяют габариты бурильных машин) к проектному контуру выработки и бурить их так, чтобы забои шпуров выходили на проектный контур.

При сплошных системах разработки участки от забоя штрека до лавы проветривают вентиляторами местного проветривания (ВМП), остальную часть выработки — за счет общешахтной депрессии. При столбовых системах разработки забой штрека проветривают ВМП.

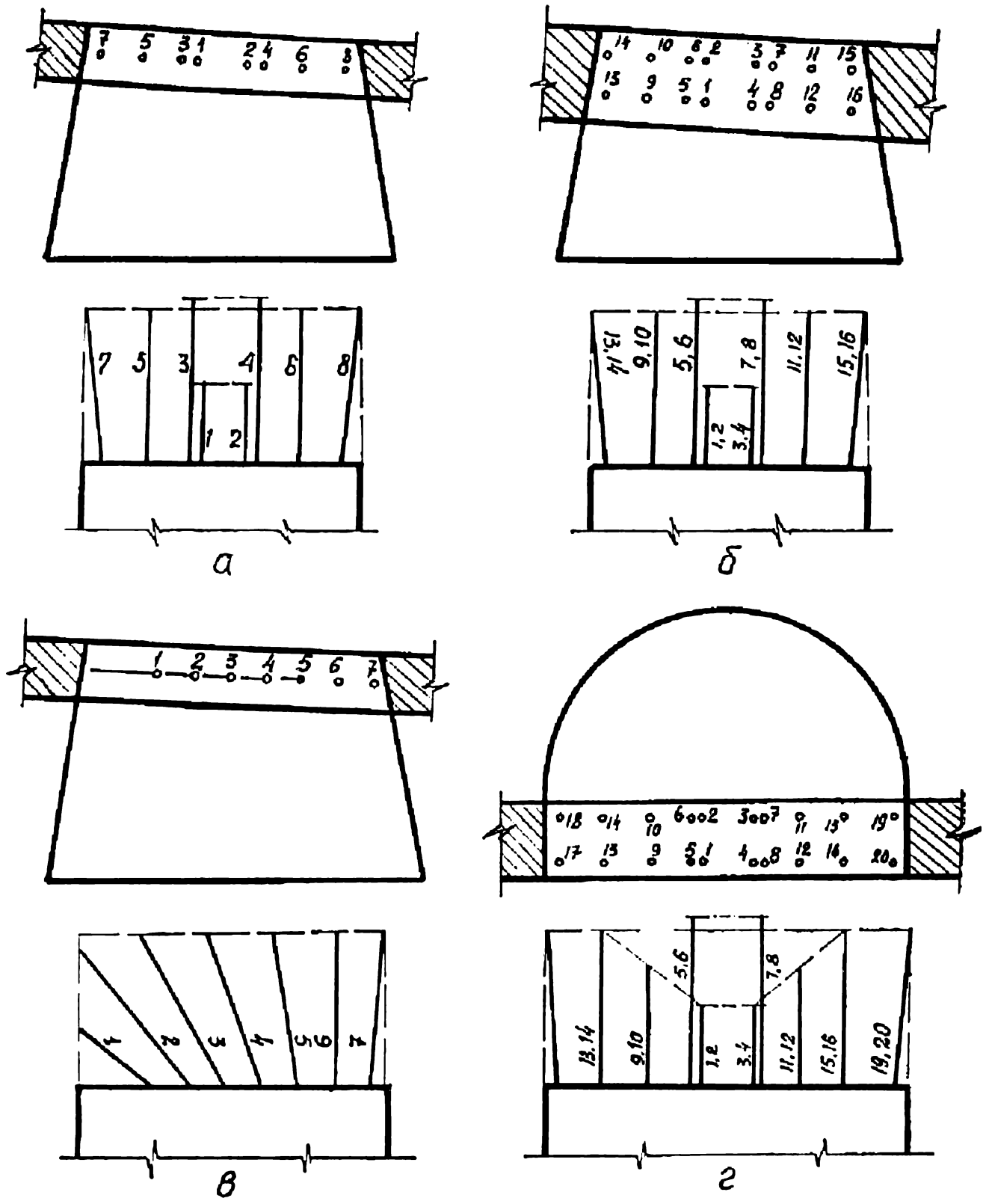


Рис. 16.4. Схемы расположения шпуров в угольных забоях пластовых выработок с современными взрывными врубами:

а, б — прямые взрывные врубы; *в* — веерный взрывной вруб; *г* — ступенчатый взрывной вруб

Для погрузки угля и породы применяют те же машины, что и при проведении полевых выработок — ППН-1м, ППН-2м, ППН-3, ППМ-4м, 2ППН-5П, 1ПНБ-2, 2ПНБ-2.

При проведении пластовых штреков возводят обычно металлическую арочную податливую крепь, изготовляемую из специального взаимозаменяемого профиля (СВП); смешанную, состоящую из железобетонных трубчатых стоек и шарнирно-подвесных металличе-

ских верхняков; а также штанговую. В условиях шахт пологого и наклонного падения при мощности пластов до 0,8...0,9 м применяют трехзвенные арки, обеспечивающие податливость до 0,3 м, а при мощности более 1 м — пятизвенные арки податливостью до 0,7 м. В штреках, проводимых по пластам мощностью до 1,2 м и углом падения до 12°, наиболее эффективна смешанная крепь, состоящая из податливых железобетонных стоек и металлических шарнирно-подвесных верхняков. В соответствии с требованиями правил безопасности отставание постоянной крепи от забоя должно определяться проектом, но не превышать 3 м.

Процесс возведения крепей частично механизируют, используя манипуляторы буровых установок БУР-2 и буропогрузочных машин. Порядок работ при возведении металлической арочной крепи следующий. Арку собирают на почве выработки и устанавливают вертикально захватами манипулятора. При этом крепильщик, находящийся в люльке, помогает установить арку. При возведении смешанной крепи стойки устанавливают вручную, а верхняк укладывают с помощью манипулятора буровой установки или буропогрузочной машины. На участке между забоем и постоянной крепью возводят временную предохранительную выдвижную крепь.

Среднемесячные скорости проведения пластовых штреков при сплошных системах разработки колеблются в пределах 70...90 м, при столбовых — 150...200 м. Многие проходческие коллективы добиваются скоростей, в несколько раз превышающих среднемесячные показатели.

Штрек № 13 на шахте «Индустрия» ПО Донбассантрацит проводили буровзрывным способом по пласту антрацита мощностью 0,9 м, отличающегося большой крепостью и вязкостью. Угол падения 15°. В кровле залегают крепкие аргиллиты средней устойчивости мощностью 5 м, в почве — алевролиты мощностью 4 м. Подрывка двухсторонняя. Площадь поперечного сечения всвету 10,4 м², в проходке 12,8 м². Шахта негазовая и неопасная по пыли.

Для бурения шпуров по углю применяли одно электросверло СЭР-19д, а по породе — три колонковых сверла ЭБГП-1м, два из которых устанавливали на боковых манипуляторах МБИ-5у, а третье — на специальном приспособлении над машиной. В качестве ВВ применяли аммонит № 6ЖВ, средств взрывания — электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. Уголь и породу вынимали одновременно. Заряды взрывали вначале в угольном забое, а затем в породном. Коэффициент использования шпуров по углю не превышал 0,79, а по породе 0,85. Для увеличения этого коэффициента в угольном забое специально разработанной и изготовленной буровой коронкой была пробурена скважина диаметром 0,2 м. Внедрение этого предложения позволило увеличить коэффициент использования шпуров по углю до 0,84, а по породе до 0,95.

Взорванную горную массу убирали породопогрузочной машиной ППМ-4м с увеличенной вместимостью ковша.

В штреке возводили металлическую арочную податливую крепь с расстоянием между арками 1 м. Затяжки железобетонные.

Штрек проводили в строгом соответствии с разработанным графиком организации работ. Время на выполнение каждого процесса рассчитывали с учетом максимальной взаимозаменяемости рабочих и совмещения процессов. В каждой смене 11 проходчиков выполняли два цикла. При глубине шпуров 2,2 м подвигание забоя за цикл составило 2,09 м. За 30 рабочих дней бригадой из 54 чел. было проведено 503 м двухпутевого штрека. Производительность труда проходчиков составила 3,5 м³/выход.

На шахте «Черкасская-Северная» № 2 проходческий коллектив в составе 124 чел., используя буровзрывную технологию, прошел за месяц 1051 м восьмого западного откаточного штрека сечением всвету 6,9 м², вчерне 8,5 м². Работы вели по пласту мощ-

ностью 1,м с углом падения 10°. В кровле пласта залегал крепкий известняк, в почве — песчанистый сланец. Подрывали породы почвы. Шпуры по углю и породе бурили ручными электросверлами СЭР-19м. В качестве ВВ применяли аммонит ПЖВ-20, средств взрывания — электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия. Заряжали шпуры проходчики, имеющие Единую книжку взрывника, причем каждый из них заряжал те шпуры, которые бурил. Работами руководил мастер-взрывник. Он же изготовлял патроны-боевики и следил за правильностью заряжания. На погрузку угля и породы машиной ППМ-4м затрачивалось 90 мин, в течение которых загружалось 45—50 вагонеток (по 30 с на каждую). Это имело решающее значение для своевременного завершения проходческого цикла, так как процесс погрузки породы самый трудоемкий.

Для обмена вагонеток применяли передвижную разминовку, которую переносили через каждые 50...60 м. Возведение крепи совмещали с бурением шпуров. Работы по проведению штрека вели в четыре 6-часовые смены при непрерывной рабочей неделе. За смену графиком организации работ предусматривали два цикла, в каждом из которых проводили две заходки по углю длиной 2,1 м и одну по породе длиной 4,2 м. Производительность труда проходчика составила 2,9 м³/выход при плане 1,65.

§ 4. Строительство штреков широким забоем

В настоящее время на территории украинской части Донецкого бассейна имеется 1260 породных отвалов, занимающих большие площади пахотной земли. Количество и объем отвалов систематически увеличиваются: ежегодно шахтеры Украины выдают на поверхность более 60 млн. т породы. При этом необходимо учесть, что около 70 % отвалов горят и загрязняют атмосферу вредными газами. Кроме того, стоимость выдачи 1 т породы колеблется от 0,5 до 2 руб. Основным источником образования отвалов на действующих шахтах являются проведение и ремонт пластовых штреков, которые в этой части Донбасса составляют около 90 % всех подготовительных выработок. Большую часть из них проводят узким забоем с выдачей породы на поверхность и меньшую — широким забоем с закладкой породы в раскоску или выработанное пространство лав. Рост объема проведения штреков по тонким пластам угля широким забоем будет способствовать резкому уменьшению количества породы, выдаваемой на поверхность, исключит затраты времени и средств на ее выдачу и складирование, разгрузит транспорт и подъем от непроизводительной работы, что создает благоприятные условия для увеличения добычи угля.

Штреки широким забоем проводят главным образом на пологих пластах мощностью от 0,6 до 1,5 м при наличии устойчивых пород кровли. По отношению к штреку раскоска может быть верхняя, двухсторонняя и нижняя (рис. 16.5). Ширина породной полосы

$$L_п = S_п k_р / m,$$

где $S_п$ — площадь породного забоя в штреке, м²; $k_р$ — коэффициент разрыхляемости пород; m — мощность угольного пласта, м.

С учетом ширины косовичника a ширина раскоски $L_р = L_п + a$.

При наличии в пласте породного прослойка или ложной кровли ширину породной полосы и раскоски определяют соответственно по формулам:

$$L_п = \frac{[S_п + (b + a)\, m_1]\, k_р}{m - m_1 k_р};$$

$$L_р = \frac{[S_п + (b + a)\, m_1]\, k_р}{m - m_1 k_р} + a,$$

где b — ширина штрека, м; m_1 — мощность породного прослойка или ложной кровли, м.

Технологические схемы проведения штреков с закладкой породы в выработанное пространство лав или в раскоску можно разделить на три группы:

широким забоем (впереди лавы); вслед за очистными забоями (лавами); спаренными выработками (при подготовке новых добычных участков к обратной выемке).

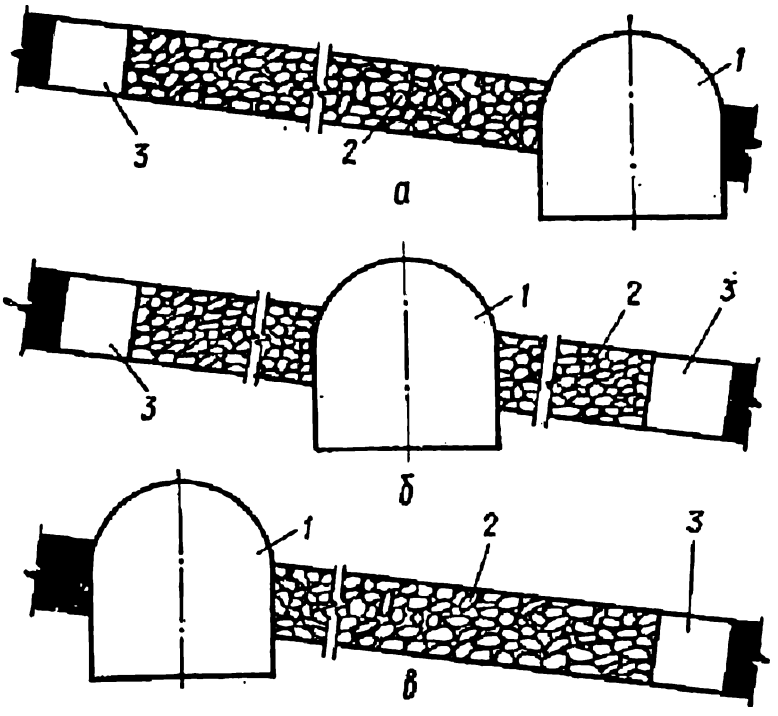


Рис. 16.5. Схемы расположения раскоски относительно штрека:

а — верхняя раскоска; *б* — двухсторонняя; *в* — нижняя раскоска; *1* — штрек; *2* — раскоска; *3* — косовичник

Каждая из схем проведения штреков в зависимости от устойчивости пород кровли, взаимного расположения угольного и породного забоев штрека и угольного забоя раскоски, а также от принятых способов выемки угля и закладки породы может иметь несколько вариантов.

Проведение штреков широким забоем впереди лав обеспечивает попутную добычу угля, независимость работ в забоях штрека и лавы по выемке и транспортированию горной массы, а также представляет возможность вести дополнительную разведку угольного месторождения.

Проведение штреков вслед за лавами (рис. 16.6) дает возможность заменить угольные забои лавы, штрека и раскоски одним сплошным забоем лава — штрек, выемку угля в котором производят с помощью комплекта оборудования, принятого для лавы. Это исключает процесс выемки угля из цикла работ по проведению штреков и создает благоприятные условия для их поддержания, особенно в пучащих породах, так как выработка находится вне зоны влияния опорного давления. Однако при этой технологии значительно усложняется схема транспортирования угля из лавы, а скорость строительства штреков ограничивается скоростью подвигания забоя лавы. Такая схема весьма широко распространена в Донецком бассейне при сплошной системе разработки газоносных пластов, и объем ее применения будет возрастать с увеличением глубины разработки.

Проведение спаренных штреков вызвано переходом шахт на столбовые системы разработки, при которых увеличивается объем проведения штреков большой длины тупиковыми забоями. Чтобы облегчить проветривание выработок в этих условиях и уменьшить объем выдаваемой на поверхность породы, столбы нарезают с помощью спаренных штреков (рис. 16.7).

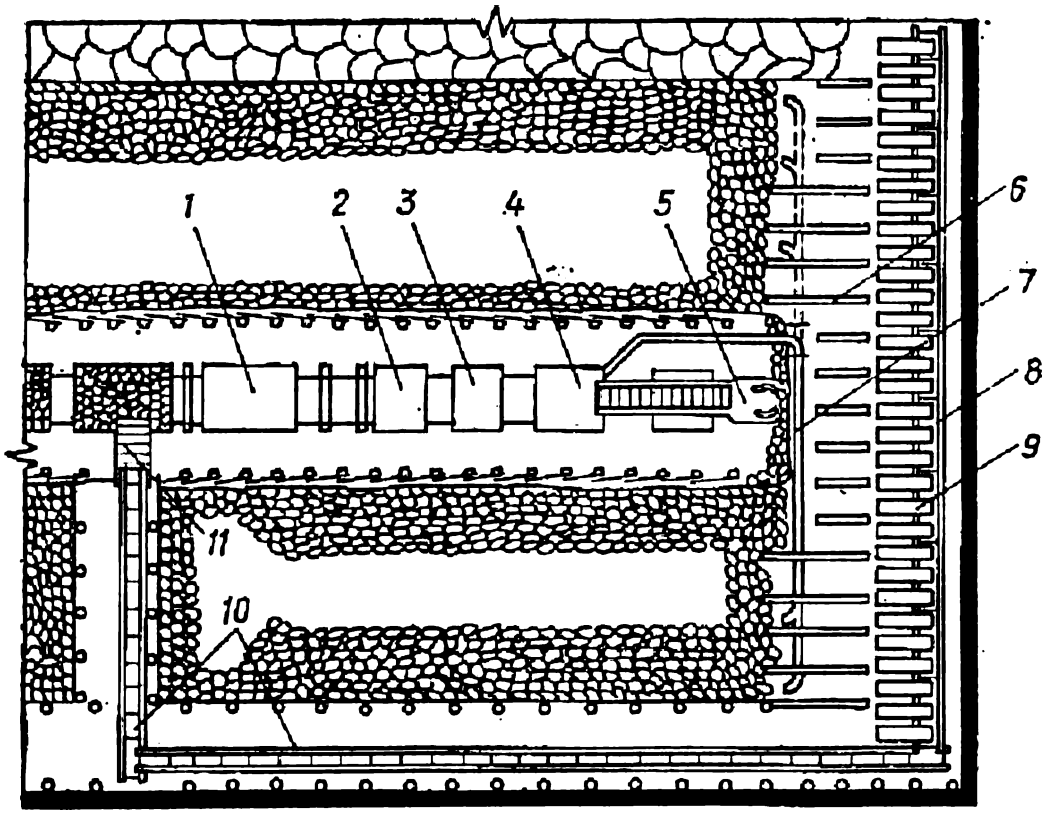


Рис. 10.6. Технологическая схема проведения штрека с двухсторонней раскоской вслед за лавой:

1 — вагонетки; *2* — тележка с электрооборудованием; *3* — воздуходувка; *4* — дробильно-закладочная машина «Титан»; *5* — погрузочная машина; *6* — гидравлические стойки с металлическими верхняками; *7* — закладочный трубопровод; *8* — конвейер лавы; *9* — крепь лавы; *10* — конвейеры; *11* — грузчик ГШ-2

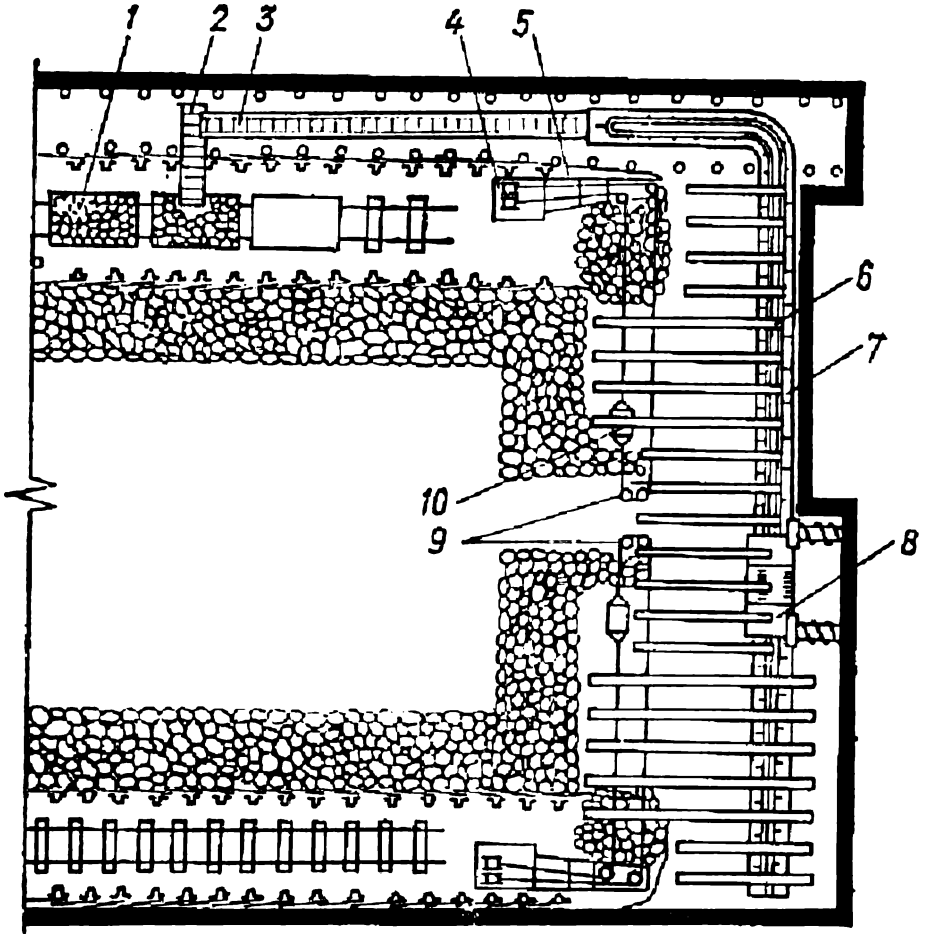


Рис. 10.7. Технологическая схема проведения спаренных штреков:

1 — вагонетки; *2* — грузчик ГШ-2; *3* — конвейер; *4* — скреперная лебедка БС-4П; *5* — выдвижная ферма со шкивами; *6* — гидростойки с металлическими верхняками; *7* — конвейер КСП-4; *8* — комбайн «Маяк»; *9* — отводные ролики; *10* — скрепер

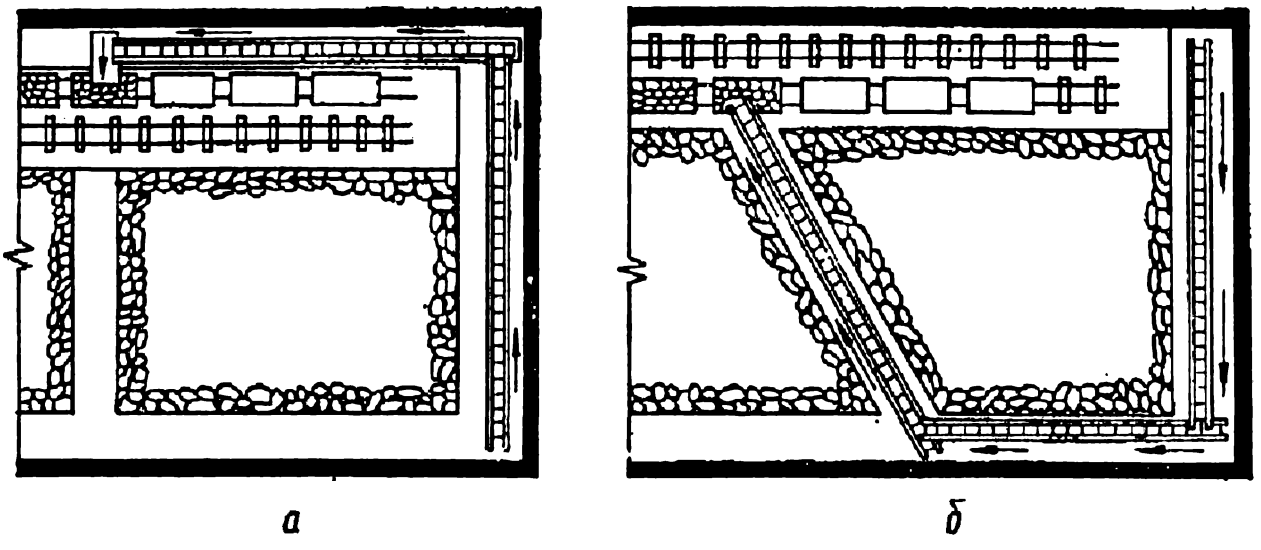


Рис. 16.8. Схемы транспортирования угля из раскоски в штрек в зависимости от угла падения пласта:
а — с углом падения до 18°; *б* — с углом падения свыше 18°

Спаренными называют два параллельных штрека с общим угольным забоем и раскоской, в которую закладывают всю породу, подрываемую в забоях. Угольный забой можно располагать по падению пласта (в этом случае длина его составляет 20...50 м) или диагонально под углом 45...60°. Второй вариант позволяет удлинить забой и применить комбайновую выемку.

Проведение штреков широким забоем включает работы по выемке угля и возведению крепи в угольном забое, отбойке породы и закладке ее в выработанном пространстве, возведению крепи в штреке, настилке пути и устройству канавки. Уголь в раскоске вынимают по буровзрывной технологии с подрубкой пласта врубовой машиной или комбайном «Маяк». Большой интерес представляет способ выемки угля бурошнековой установкой БУГ-3, так как он не требует присутствия людей в угольном забое. При крепких породах применяют также буровзрывную технологию, а при крепости до 4 — проходческие комбайны избирательного действия.

Уголь из раскоски шириной до 5 м выдают вручную, от 5 до 10 м — скреперными установками, свыше 20 м — конвейерами. Существуют две схемы транспортирования угля из раскоски в штрек (рис. 16.8). Первую из них применяют на пластах с углом падения до 18°, вторую — более 18°.

Наиболее трудоемким процессом при проведении штреков широким забоем является закладка породы. Различают следующие способы закладки: пневматический, гидравлический, механический, самотечный и ручной. Самыми перспективными из них можно считать пневматический и гидравлический.

Сущность *пневматического способа* закладки заключается в том, что породу, подрываемую в штреке, после дробления подают закладочной машиной в трубопровод и транспортируют по нему сжатым воздухом в раскоску. Наилучшим материалом для пневматической закладки являются куски размером от 5 до 60 мм. Скорость движения воздуха по трубопроводу определяют с учетом формы, размеров и массы

кусков породы. Она должна быть достаточной для перемещения закладочного материала на всех участках трубопровода, а на выходе у выхлопного конца трубы — не менее 40...60 м/с. Достоинства способа — возможность транспортирования закладочного материала по трубопроводу на значительные расстояния; низкая трудоемкость работ по закладке породы; довольно высокая плотность возводимого закладочного массива. Недостатки — повышенные требования к закладочному материалу и пылеобразование.

При *гидравлическом способе* закладочный материал не должен содержать легкорастворимых солей и других соединений, оказывающих вредное воздействие на материал трубопроводов и механизмов; смешиваясь с водой, должен образовывать пульпу, способную при минимальном расходе воды перемещаться по трубопроводам; легко отдавать воду, не размокать и не уноситься водой, отводимой из выработанного пространства.

Пульпу в предварительно огражденное выработанное пространство подают по трубам диаметром 150 мм. Вода из возводимого закладочного массива легко просачивается через ограждающую перемычку и поступает в водосборник, где происходит ее осветление. Достоинства гидравлической закладки — ее плотность и низкая трудоемкость работ, включающих установку перемычек и прокладку трубопровода. Недостатки — повышенные требования к закладочному материалу и невозможность совмещения работ по выемке угля и закладке выработанного пространства.

При *механических способах* закладки породы применяют скреперные установки и закладочные машины прессующего действия. В первом случае породу, подрываемую в штреке, транспортируют по раскоске и закладывают скрепером совкового типа, задняя стенка которого утяжелена и выполнена в виде породной лопаты, а впереди находится специальный бугель для заталкивания горной массы. Выпускают скреперы вместимостью 0,1; 0,15; 0,2 м^3.

Технологическая последовательность выполнения операций следующая: при натяжении холостого каната скрепер ложится на заднюю стенку и скользит по почве раскоски. Встретив раздробленную породу, он загружается. При натяжении рабочего каната скрепер вместе с порцией породы опрокидывается на боковые стенки и перемещается по раскоске, доставляя породу к месту закладки. Приблизившись к породе, доставленной предыдущей ходкой, он бугелем захватывает ее и подбивает под кровлю пласта. После этого цикл работы повторяется. Наибольшая эффективность скреперной закладки достигается при ширине раскоски свыше 15 м и возведении породной полосы по падению пласта — сверху вниз. Можно применять этот способ при возведении породной полосы в направлении снизу вверх — по восстанию пласта с углом наклона до 10°.

Достоинства скреперной закладки — возможность применения любого закладочного материала, невысокая стоимость установки, простота работ, более высокая производительность труда по сравнению с ручным способом. Недостатки — сравнительно низкая производительность закладки и невысокая плотность породных полос. Наиболее совершенными скреперными установками для закладки породы

в штреках с верхней подрывкой являются ЗУ-1 и ЗУ-2, с нижней подрывкой — ПЗУ-1.

Самотечный способ закладки породы применяют в условиях наклонных, крутонаклонных и крутых пластов, когда разрушенная горная масса, подаваемая из штрека в раскоску, может под действием собственного веса перемещаться по раскоске к месту закладки и самоподбучиваться. Перед возведением породных полос на всю мощность пласта ставят ограждающий органный ряд. Достоинства самотечной закладки — невысокая стоимость работ, возможность закладки породы без применения оборудования в раскоске, нежесткие требования к закладочному материалу в отношении петрографического и гранулометрического состава. Недостатки — невысокая плотность закладочного массива и ограниченная область применения.

Ручной способ закладки применяют редко и только в выработках, условия проведения которых не позволяют применять другие способы.

В последние годы в нашей стране для проведения штреков широким забоем были созданы и опробованы комплексы «Титан-1», КШХ-1 и БЗК-2, которые позволяют механизировать все основные производственные процессы проходческого цикла.

Комплекс «Титан-1» предназначен для механизации закладочных работ при проведении пластовых штреков с верхней, нижней и двухсторонней подрывками пород крепостью до 10. Мощность пласта допустима до 1,5 м, угол падения по восстанию 8°, по падению — до 25°, площадь поперечного сечения штрека 7...15 м^2 всвету. Производительность комплекса достигает 60 м^3/ч разрыхленной породы. Наибольшая дальность транспортирования — 80 м.

Комплекс состоит из погрузочной машины ППМ-4м или 2ПНБ-2, ленточного перегружателя УПЛ-1с, дробильно-закладочной машины «Титан», пневмозакладочного трубопровода, передвижной воздуходувки ВП-70, распределительного пункта. Опыт применения комплекса «Титан-1» на шахте «Трудовская» ПО Донецкуголь показал его высокую работоспособность и надежность в эксплуатации: за пять лет работы проведено более 5 тыс. м выработок и заложено около 106 тыс. м^3 породы. Комплекс рекомендован междуведомственной комиссией к серийному производству.

На 1 января 1983 г. изготовлено 70 комплексов «Титан-1». Эти комплексы внедрены в большинстве производственных объединений МУП УССР (Донецкуголь, Макеевуголь, Шахтерскантрацит, Ровенькиантрацит, Ворошиловградуголь и др.). За период с 1978 г. по 1983 г. комплексами «Титан-1» проведено 27 433 м подготовительных выработок и заложено в выработанное пространство 481 тыс. м^3 породы.

Оборудование комплекса универсальное и может применяться в различных условиях. Форма, вид подрывки и способ крепления подготовительных выработок, крепление и управление горным давлением в очистном забое, газовый режим не ограничивают области применения оборудования. Комплексы «Титан-1», внедренные на шахтах Донецкого бассейна, работают по следующим технологическим схемам (рис. 16.9): проведение откаточного штрека вслед за лавой с двухсторонней породной полосой (рис. 16.9, *а*); проведение

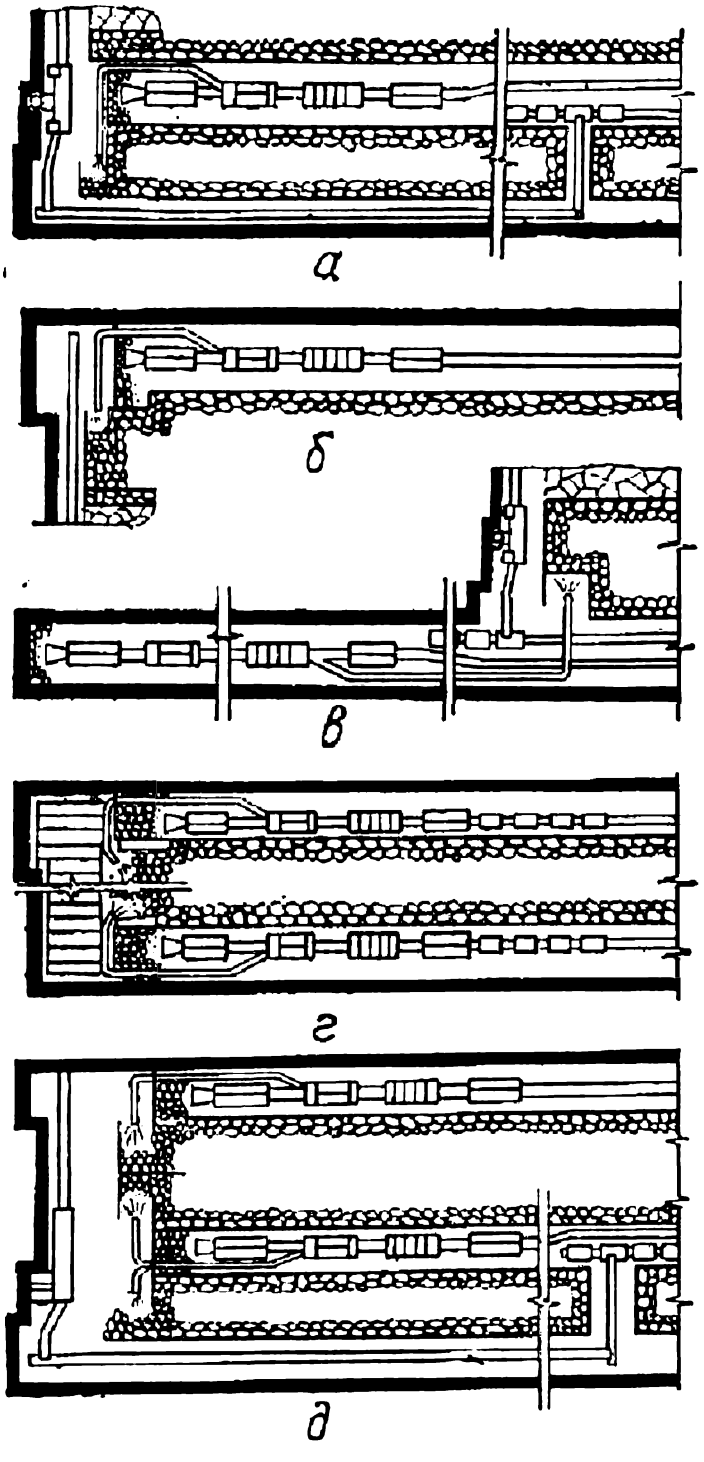


Рис. 16.9. Технологические схемы применения комплекса «Титан-1»

вентиляционного штрека вслед за лавой с односторонней породной полосой (рис. 16.9, *б*); проведение откаточного штрека с опережением очистного забоя и возведением породной полосы в нижней части лавы (рис. 16.9, *в*); проведение спаренных подготовительных выработок широким забоем с оставлением породы в шахте — комплекс КСВ-1 (рис. 16.9, *г*); работа лавы с полной закладкой материалом от подрывки двух подготовительных выработок, проводимых вслед за лавой (рис. 16.9, *д*).

Анализ опыта применения «Титан-1» в 1978—1982 гг. при проведении пластовых выработок показал, что комплекс отвечает предъявляемым требованиям: обеспечивает высокий уровень механизации закладочных работ, достаточную производительность, дальность транспортирования и плотность закладки.

Комплекс КШХ-1 предназначен для строительства штреков широким забоем, а также спаренных штреков площадью сечения не менее 8 м^2 по пластам угля мощностью 0,75...1,4 м с углом падения до 18°, устойчивой и средней устойчивости кровлей. В состав комплекса входят узкозахватный жесткий скребковый конвейер КСП-4А с разгрузочной секцией; передвижная гидрофицированная секционная крепь; дробильно-закладочная установка «Титан»; погрузочная машина; скребковые конвейеры и маслостанция передвижной крепи. Промышленные испытания комплекс прошел на шахте № 1 «Новогродовка» ПО Красноармейскуголь при проведении второго северного вентиляционного штрека площадью сечения всвету 8,5 м^2, в проходке 11,1 м^2 по пласту мощностью 1 м с нижней подрывкой. Кровля пласта — известняк, почва — песчанистый сланец средней крепости. За время промышленных испытаний было проведено 203 м штрека, добыто 5930 т угля и заложено 2200 м^3 породы. Испытания комплекса показали, что бригада из 24—32 чел. может проводить штреки широ-

ким забоем со скоростью 100 м/мес. Применение КШХ-1 по сравнению с использованием обычной технологии обеспечивает снижение трудоемкости работ в 1,4...1,9 раза.

Бурозакладочный комплекс БЗК-2 предназначен для проведения штреков на тонких пологих пластах с углом падения меньше 15°, мощностью 0,55...1,1 м, включая пласты с неустойчивыми боковыми породами средней крепости и крепкими, с оставлением породы в шахте. В состав комплекса БЗК-2 включены: породопогрузочная машина ППМ-4м, бункер-перегружатель БП-2, дробильно-закладочная установка «Титан», бурошнековая установка БУГ-3 с комплектом шнеков, маневровая лебедка ЛМГ-1м и электрооборудование комплекса, смонтированное на тележках.

Штрек проводят узким забоем. Уголь вынимают по буровзрывной технологии или выбуриванием, а породы крепостью до 4 — проходческими комбайнами, более крепкие — по буровзрывной технологии. Работы по закладке породы ведут на расстоянии 50...60 м от забоя штрека. Для этого по пласту угля бурошнековой установкой БУГ-3 выбуривают скважины, диаметр которых соответствует мощности угольного пласта, а длину принимают из расчета размещения в скважинах всей подрываемой породы.

Выбуренный уголь транспортируют скребковым конвейером, проложенным у стенки выработки. Этот же конвейер используют для доставки вынимаемого в забое штрека угля. Породу подают погрузочной машиной ППМ-4м в бункер-перегружатель БП-2, из которого она поступает на дробилки пневмозакладочной установки, а затем по трубопроводу в скважину.

Донецким научно-исследовательским угольным институтом (ДонУГИ) разработана также технология закладки породы в скважины шнеками установки БУГ-3. Выбуривание скважин и закладка их породой может производиться в одну или в обе стороны от штрека.

Промышленные испытания комплекс БЗК-2 прошел на шахте № 42 ПО Красноармейскуголь при проведении 6-го северного откаточного штрека по пласту мощностью 0,7...0,9 м. Площадь сечения штрека в свету 9,2 м². За время промышленных испытаний проведено 419 м выработки и добыто 7570 т угля. Максимальная скорость составила 173 м/мес. На обслуживании комплекса было занято 6 чел. в смену.

Копейский машиностроительный завод, ЦНИИподземмаш и ДонУГИ ведут работы по созданию комплекса КСВ-1, который предназначен для проведения спаренных штреков арочной формы площадью поперечного сечения 15...20 м² при мощности пласта от 1,5 до 2 м, угле падения до 9°, средней устойчивости боковых пород крепостью не более 6. В состав комплекса входят: узкозахватный выемочный комбайн В1М, двухстоечная передвижная крепь 2МКСВ, угловой двухцепной забойный конвейер СПУ-62, два комбайна 4ПП-2 с перегружателями ППЛ-1к, дробильно-закладочная установка «Титан» и два установщика арочной крепи КПМ-8. Промышленные испытания этого комплекса будут проходить в Донбассе.

§ 5. Особенности строительства штреков по крутопадающим пластам угля

На шахтах, разрабатывающих крутые пласты, строительство штреков ведут только с помощью пневматических горно-проходческих машин. Уголь вынимают отбойными молотками МО-6к или выбуриванием на глубину 1,5...2,5 м, породы — буровзрывным способом. Плотность шпуров 2...2,5 на 1 м² породного забоя, глубина 1,6... 2,6 м, коэффициент использования 0,95...0,97. Шпуры по породе крепостью до 3 бурят пневматическими сверлами СПР-25.700, по более крепким — бурильными молотками ПР-20Л, ПР-25Л, ПР-25ЛБ. В качестве ВВ применяют аммонит Т-19 и угленит Э-6, в качестве средств взрывания — электродетонаторы мгновенного ЭДКЗ-ОП и короткозамедленного (ЭДКЗ-ПМ и ЭДКЗ) действия. Уголь и породу грузят пневматическими машинами ППН-3М и ППМ-4П. Для крепления откаточных и вентиляционных штреков применяют видоизмененные арки, обеспечивающие податливость не только в направлении сдвижения кровли, но и в направлении падения пласта. Деревянная крепь в настоящее время применяется редко. Среднемесячные скорости сооружения штреков по буровзрывной технологии на крутых пластах составляют 70...80 м/мес, а на многих шахтах довольно часто достигают 160...200 м/мес.

Для проверки возможности применения электрических горнопроходческих машин в условиях крутых пластов на шахте им. Изотова ПО Артемуголь был испытан комбайн ПК-9р. Скорость проведения штреков комбайном в течение шести месяцев составила около 120 м/мес. Испытания показали, что использование проходческого комбайна ПК-9р на пластах крутого падения способствует значительному расширению области применения столбовой системы разработки, повышению устойчивости выработок и безопасности труда горняков.

§ 6. Особенности строительства вентиляционных штреков

Вентиляционные штреки, как правило, проводят вслед за лавой. Это создает благоприятные условия для закладки породы, поступающей из забоя штрека, в выработанное пространство лавы.

Технологию и скорость проведения вентиляционных штреков устанавливают с учетом принятой системы разработки. При сплошной системе их проводят обычно вслед за лавами с подрывкой пород кровли, которые закладывают в примыкающее к штреку выработанное пространство. Ширина возводимой породной полосы зависит от мощности угольного пласта и площади поперечного сечения выработки. Для механизации закладки породы применяют скреперные установки и дробильно-закладочные комплексы «Титан-1».

Скреперную закладку широко применяют на шахте № 18 ПО Снежнянантрацит, где разрабатывают пласт «Фоминской» с углом падения 5°. Кровля и почва пласта представлены аргиллитами средней устойчивости. Вентиляционные штреки площадью сечения всвету 7,1 м², вчерне 9,2 м² проводят вслед за лавами с подрывкой кровли. Породу

в выработанное пространство закладывают скреперными установками, состоящими из лебедки БС-4П-2, комплекта штырей, обводных блоков, скрепера вместимостью 0,25 м³, каната. Производительность труда проходчиков по сравнению с закладкой вручную повысилась на 20 %, а стоимость работ снизилась на 2...2,5 тыс. руб. в год по забою.

Более высокие показатели были получены при закладке породы в выработанное пространство дробильно-закладочным комплексом «Титан-1», который проходил промышленные испытания при проведении вентиляционного штрека 7-й западной лавы на шахте № 5-бис «Трудовская». Выработку площадью сечения всвету 9,2 м² проводили по буровзрывной технологии вслед за лавой по пласту мощностью 1,3 м. В кровле залегал известняк крепостью 8...10, в почве — алевролит крепостью 5...7. За 4,5 мес промышленных испытаний проведено 395 м штрека и заложено в выработанное пространство 7200 м³ породы. Среднемесячные темпы подвигания составили 84,5 м, среднесуточные — 3,2 м. Применение комплекса «Титан-1» позволило полностью механизировать закладочные работы, сократить численный состав бригады по сравнению с ручной закладкой с 65 до 36 чел. и получить в месяц 10 тыс. руб. экономии по заработной плате.

При столбовых системах разработки технология строительства вентиляционных штреков в принципе ничем не отличается от технологии строительства откаточных.

Контрольные вопросы

1. Варианты расположения пластов угля в поперечном сечении штрека.
2. Факторы, учитываемые при выборе типа подрывки боковых пород в откаточных и вентиляционных штреках.
3. Типы крепей, применяемых при проведении штреков.
4. Технологические схемы проведения пластовых штреков по комбайновой технологии.
5. Виды взрывчатых веществ и средств инициирования, применяемые при проведении штреков.
6. Виды врубов, используемых в угольных забоях при проведении пластовых выработок.
7. Технологические схемы проведения штреков по буровзрывной технологии.
8. Технологические схемы проведения штреков широким забоем.
9. Расчет длины раскоски.

Глава 17. СТРОИТЕЛЬСТВО ВЫРАБОТОК ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ДВОРОВ

§ 1. Общие сведения

Околоствольный двор представляет собой совокупность выработок и камер, примыкающих к стволам шахты. Он соединяет стволы с главными откаточными и вентиляционными выработками и выполняет определенные эксплуатационные функции.

На угольных шахтах типовые околоствольные дворы имеют сложную конфигурацию, многообразие сечений, сопряжений и закруглений, большое количество камер. Объем околоствольных дворов откаточных горизонтов крупных современных шахт составляет 25... 50 тыс. м³ всвету, а иногда и больше.

В 50-е годы были предприняты попытки оборудовать дворы с одной или двумя прямолинейными многопутевыми выработками площадью сечения 40...60 м^2 всвету в надежде на то, что это позволит значительно сократить длину выработок, число узлов и сопряжений, упростить их конфигурацию. Но такие дворы практического применения не получили ввиду сложности их сооружения и поддержания.

Учитывая значительный срок службы околоствольных дворов, их основные выработки и камеры располагают в устойчивых породах (по возможности вкрест простирания), оставляя предохранительные угольные целики достаточных размеров.

Выработки и камеры околоствольных дворов чаще всего имеют сводчатую форму поперечного сечения. При пучащих породах крепят не только кровлю, но и почву выработки обратным сводом. Основным крепежным материалом служит бетон при умеренном и металлобетон при значительном горном давлении. Протяженные выработки крепят также металлическими арками с железобетонными затяжками. В 70-х годах на шахтах Центрального Донбасса в экспериментальном порядке начали применять набрызг-бетонную крепь. В горнорудной промышленности СССР распространены анкерные крепи с сеткой-затяжкой и набрызг-бетоном. Стоимость таких крепей в 3...4 раза меньше бетонных.

В угольной промышленности СССР за год в среднем строят 700 тыс. м^3 всвету околоствольных дворов, в горно-рудной — 260 тыс. м^3, при этом средние скорости составляют соответственно 322 и 412 м^3/мес. При средней скорости проходки 322 м^3/мес околоствольный двор объемом 30 тыс. м^3 пять бригад одновременно будут проходить около 19 мес. Практически продолжительность проходки двора достигает 60 % общего срока строительства шахты.

Технология сооружения выработок и камер околоствольного двора аналогична технологии сооружения квершлагов, штреков, уклонов, восстающих, но более трудоемка в связи со сложностью конфигурации, многообразием сечений, большим числом сопряжений, узлов. Выработки и камеры околоствольных дворов по особенностям технологии проходки можно разделить на приствольные камеры (сопряжения стволов с околоствольными дворами, дозаторные); протяженные выработки (скиповые и клетевые ветки, обгонные, водосборники); ходки небольшого сечения, заезды; камеры больших сечений (насосная, для опрокидывателя, углесосная и др.); бункерные камеры; сопряжения горизонтальных выработок (узлы).

Проходку выработок околоствольного двора начинают после окончания переходных работ от первого ко второму основному периоду строительства шахты. Приствольные камеры строят чаще всего одновременно с проходкой стволов.

§ 2. Технология строительства протяженных выработок

При буровзрывной технологии протяженные выработки строят с помощью электрического и пневматического проходческого оборудования в зависимости от готовности к работе временной электроподстанции и горно-геологических условий. Применение электрических проходческих машин снижает стоимость строительства выработок.

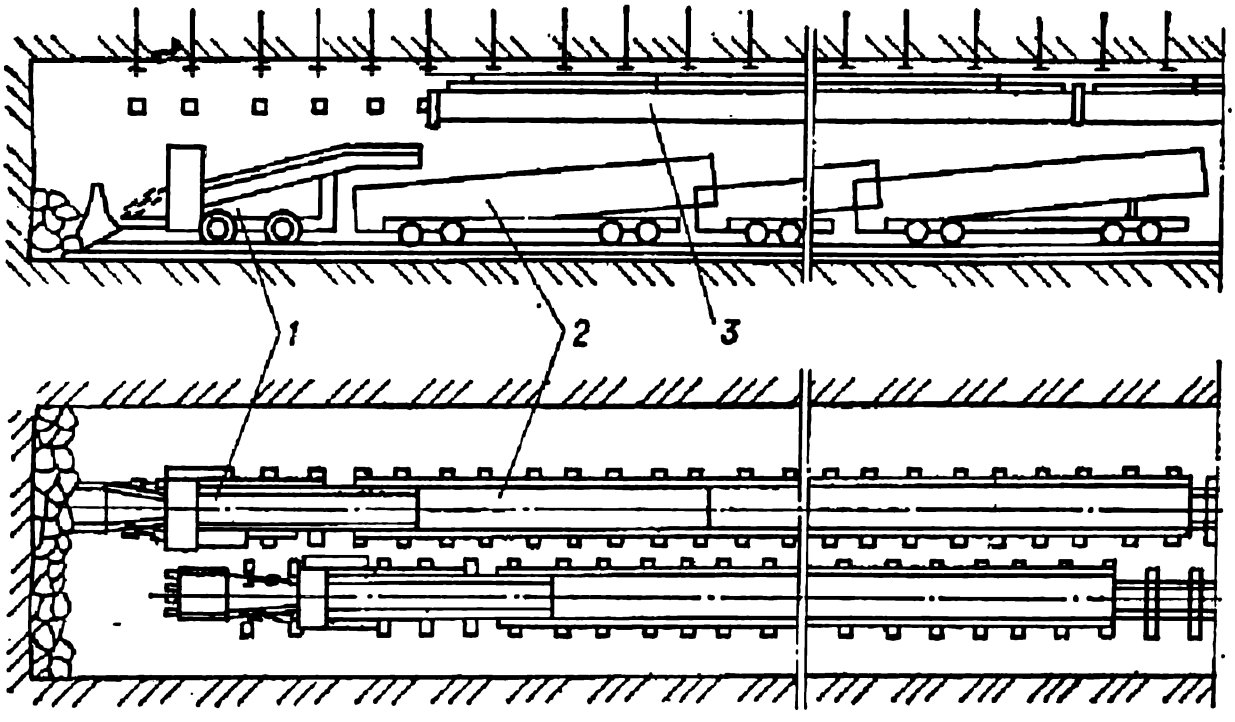


Рис. 17.1. Схема погрузки породы при проходке околоствольного двора гор. 740 м шахты «Кондратьевка-Новая»:
1 — погрузочная машина ППМ-4п; *2* — вагонетка ВПК-7; *3* — прорезиненный трубопровод

Шпуры бурят ручными бурильными молотками на пневмоподдержках, бурильными установками, навесным бурильным оборудованием, установленным на буропогрузочных машинах. На шахте «Чертинская-1» (Кузбасс) при бурении шпуров использовали навесное оборудование УБН, смонтированное на погрузочных машинах ППМ-4, на руднике «Родина» (рудоуправление им. К. Либкнехта) — самоходные установки СБУ-2м с бурильными головками БГА-1. Глубина шпуров — 1,8...2,5 м, их количество колеблется в пределах 2,8... 3,4 на 1 м^2 площади забоя, коэффициент использования должен быть свыше 0,8. В качестве взрывчатых веществ используют аммониты Т-19, АП-5ЖВ, скальный аммонит № 1. Взрывание зарядов электрическое с использованием электродетонаторов мгновенного и замедленного действия. Применяют также контурное взрывание.

Глухие забои при проходке околоствольных дворов проветривают вентиляторами местного проветривания и прорезиненными вентиляционными трубами.

Горную массу грузят преимущественно в одиночные вагонетки ковшовыми погрузочными машинами ППМ-4п, ППМ-4э, ППН-1с и др. В широких выработках применяют одновременно две машины. На шахте им. Румянцева (Донбасс) скиповую ветвь и камеру опрокидывателя впервые в условиях крутопадающих пластов проходили комплексом КГ-1т с перегружателем ППЛ-1п, что позволило организовать обмен груженых вагонеток на порожние целыми составами.

При проходке околоствольного двора горизонта 740 м на шахте «Кондратьевка-Новая» (Донбасс) породу грузили в вагонетки ВПК-7 вместимостью 7 м^3 двумя машинами ППМ-4п (рис. 17.1). Под каждую машину подавали по пять вагонеток.

При проходке камеры опрокидывателя с примыкающими выработками на шахте «Красный Октябрь 1-2» (Донбасс) на горизонте 790 м

породу грузили двумя машинами ППМ-4п на консольные перегружатели, под которыми помещали пять вагонеток УВГ-3,3. Это позволило сократить время погрузки породы примерно вдвое по сравнению со средними показателями по тресту Горловскуглестрой.

Для откатки груженых вагонеток до обменных устройств используют маневровые лебедки, электровозы, ходовые тележки от машины ПМЛ-5, гировозы.

Постоянные бетонные и тюбинговые крепи возводят с отставанием на 20...40 м от забоя участками по 6...10 м. До возведения постоянных крепей выработку поддерживают временными. В металлобетонных крепях в качестве временных служат металлические арки, а роль опалубки выполняют сборно-разборные деревянные или металлические щиты, кружала из СВП, листовое железо или же применяют инвентарные опалубки. Для механизации укладки бетонной смеси при проходке околоствольных дворов используют бетоноукладчики БМ-60, УБС-5В, комплексы БУК-2 и «Монолит-2». Бетонную смесь, как правило, изготавливают на поверхности и доставляют к забою в вагонетках.

Рамные крепи в основном возводят вручную. При строительстве шахты «Ворошиловградская» № 1 (Донбасс) для установки рам из двутавра использовали установку БУР-2.

Немеханизированными процессами при проходке околоствольных дворов являются настилка пути, устройство канавки, погрузочно-разгрузочные работы и доставка крепежных материалов под забой.

В околоствольных дворах необходимо проходить много горизонтальных и наклонных ходков (площадь их поперечного сечения 4...7 м^2), которые примыкают под прямым углом к остальным выработкам. ВНИИОМШС рекомендует проводить такие ходки с использованием для погрузки породы скреперов вместимостью до 0,3 м^3 или самоходных машин МПДР-0,12, ПДВ-2. Однако в последнем случае нужно иметь специальные устройства для погрузки породы в вагонетки. Для проведения заездов в гаражи, депо противопожарного поезда и другие аналогичные выработки используют то же оборудование, что и для проведения камер. Скорость проходки заездов из-за более сложных работ по настилке пути, возведению бетонной крепи, маркшейдерского обслуживания (наличие кривизны) уменьшается на 15...20 % по сравнению с проведением прямых выработок.

Порядок проходки выработок и камер околоствольного двора определяется календарным графиком. Время их сооружения рассчитывают на основании месячных нормативных скоростей. В первую очередь проходят сопряжения стволов с околоствольным двором, сбойку между стволами, выработки для размещения временного водоотлива и электроподстанции; затем выработки, открывающие доступ к полезному ископаемому, а также те, в которых монтируется оборудование, необходимое для развертывания проходческих работ.

Выполнение большого объема работ по сооружению околоствольных дворов в короткие сроки требует наличия надежных транспортных средств. В начале строительства используют лебедки, скребковые конвейеры, в качестве обменных устройств применяют перекрестные съезды, поворотные круги, накладные перекатные платформы. Электровоз-

Процессы и операции	Объем работ на цикл	Количество рабочих	Время по графику		Смены / Часы																								
					I						II						III						IV						
					8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	1	2	3	4	5	6	7	
	Кол-во		ч	мин.																									
Разметка шпуров и подготовка к бурению	62	4	0	20																									
Бурение шпуров	62	2	1	20																									
Заряжание шпуров	62	6	0	40																									
Взрывание зарядов, проветривание забоя	62	—	0	20																									
Уборка породы, м³	32,8	10-6	2	00																									
Перегон 2ПНБ-2П в левую часть забоя	—	2	0	20																									
Установка арочной крепи	1,5	4-6	1	50																									
Затяжка, забутовка и подготовка крепи	1,5	2-4	3	40																									
Настилка временного пути, м	4	2-4	0	20																									
Подготовка 2ПНБ-2П для погрузки породы	—	1	1	00																									
Разделка котлованов под фундаменты, м³	1,28	6	0	30																									
Установка инвентарной опалубки стен, м²	27,2	6	1	50																									
Укладка бетона в фундаменты и стены, м³	3	6	2	30																									
Установка инвентарной опалубки свода, м²	8,2	6	2	30																									
Укладка бетона в свод, м³	3,7	6	2	30																									
Снятие опалубки на ранее забетонированных участках, м²	20	6	1	00																									
Разгрузка материалов	—	5	1	00																									

Рис. 17.2. График организации работ по проведению скиповой ветви и камеры загрузочных бункеров на шахте «Ворошиловградская» № 1

ная откатка вводится после проходки грузовой и порожняковой ветвей клетевого ствола и укладки стрелок. К началу проведения выработок за пределами околоствольного двора в нем должна быть обеспечена откатка грузов.

Проходку околоствольных дворов ведут в четыре шестичасовые смены. Примерный график сооружения двора по буровзрывной технологии с применением бетонной крепи приведен на рис. 17.2. Дворы проходят 5—6 комплексными суточными бригадами. Количество членов бригады колеблется в пределах 20—60 чел. В состав бригады кроме проходчиков иногда включают вспомогательных рабочих. Например, на шахте «Абашевская» № 2 (Кузбасс) при проходке околоствольного двора бригада состояла из 55 проходчиков, 7 электрослесарей и 6 машинистов электровозов. Из числа проходчиков 32 были заняты выемкой породы и возведением временной крепи, 22 — постоянной.

Благодаря высокопроизводительной технике, четкой организации труда, хорошему снабжению материалами, высокой квалификации проходчиков на передовых предприятиях страны скорость проходки достигла 5014 м³/мес при средних показателях 322 м³/мес всвету.

Средняя производительность труда при проходке околоствольных дворов в угольной промышленности составляет 0,73...1,04 м³/выход всвету, в то время как на передовых шахтах она равна 1,5...3,42 м³. Следует отметить, что рост производительности труда значительно отстает от роста скорости проходки. Это можно объяснить перенасыщением забоев проходчиками, недостаточно эффективным использованием высокопроизводительной техники, наличием ручного труда.

§ 3. Особенности технологии проходки камер

Камеры большой площади сечения (свыше 20 м²) можно проходить: в крепких породах — сплошным забоем; в породах средней крепости — уступным, слоями сверху вниз или снизу вверх (рис. 17.3); в слабых (плотные глины, слабые глинистые сланцы) — независимыми забоями. В первом случае технология проходки камер аналогична технологии проведения квершлагов. Отличие может быть только в проходческом оборудовании для камер небольшой длины, соединяющихся с откаточными выработками ходками малых площадей сечений, примыкающими под прямым углом.

При проходке камеры слоями сверху вниз ее делят на горизонтальные слои высотой 2 м. Выемку породы в слоях и возведение постоянной крепи осуществляют последовательно сверху вниз. При этом различают следующие этапы работ: I — выемка породы и установка временной крепи в верхнем слое; II — возведение постоянной крепи свода; III — выемка породы в нижнем слое и в котлованах под фундаменты оборудования; IV — возведение постоянной крепи стен и бетонных фундаментов. Достоинство схемы — работы в нижнем слое ведут под защитой постоянной крепи. Недостаток — при выемке верхнего слоя работы ведут выше уровня околоствольного двора.

Проходку камеры двумя слоями снизу вверх также осуществляют в четыре этапа: I — выемка пород нижнего слоя; II — возведение постоянной крепи стенок; III — разработка свода и IV — возведение постоян-

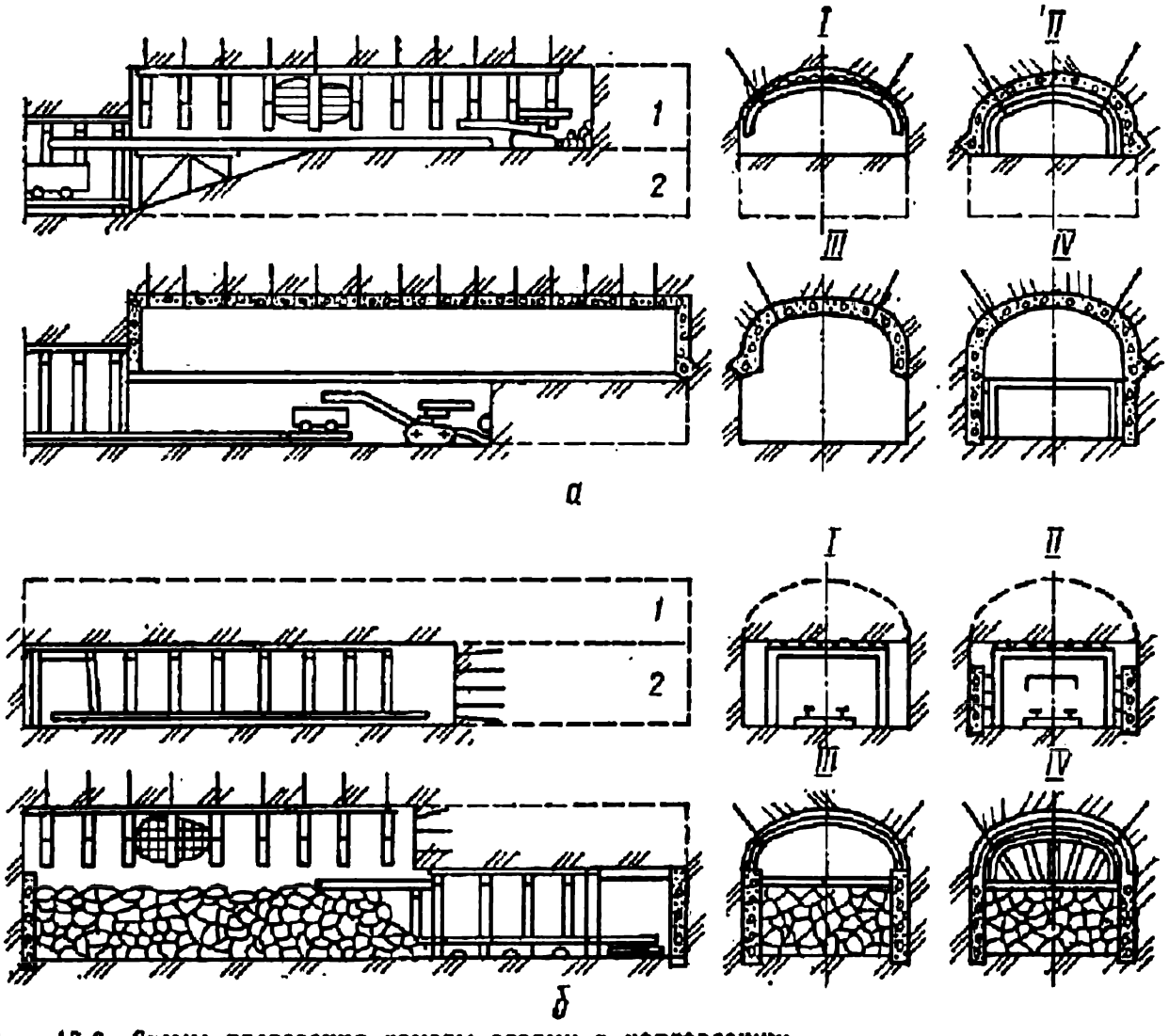


Рис. 17.8. Схемы проведения камеры слоями в направлении:
а — сверху вниз; *б* — снизу вверх; *1* — верхний слой; *2* — нижний слой; *I, II, III, IV* — этапы работ

ной крепи свода. Взорванную породу верхнего слоя частично маганизируют в нижнем и с нее ведут работы по проведению и креплению в верхнем слое. Достоинство схемы — порода обоих слоев грузится на уровне околоствольного двора. Недостаток — выемка породы ведется под защитой только временной крепи.

Для сокращения сроков сооружения длинных камер работы по выемке слоев можно совмещать при наличии в нижнем слое закрепленной в замагазинированной породе выработки для сообщения с забоями слоев.

В слабых породах камеру проводят независимыми забоями с одновременным возведением постоянной крепи на пройденном участке (рис. 17.4). Породу в ядре вынимают в последнюю очередь под защитой постоянной крепи. Эта схема отличается большой трудоемкостью и сложностью работ, незначительными скоростями проходки. К ней прибегают в исключительных случаях.

Бункерные камеры проходят после проведения камер дозаторов, опрокидывателей или загрузочных ям. Различают две схемы: первая — вначале проходят передовую выработку небольшой площади сечения, а затем ее расширяют до проектной величины; вторая — бункер проводят сразу на всю площадь.

По первой схеме передовую выработку проводят снизу вверх, а расширяют ее сверху вниз и устанавливают временную крепь.

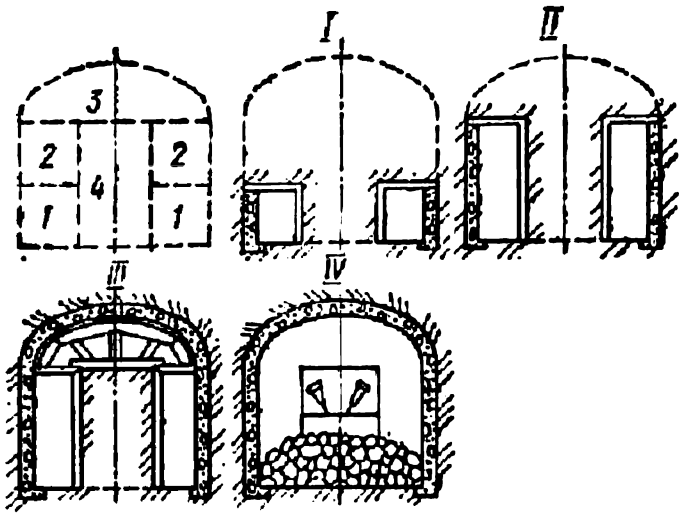


Рис. 17.4. Схема проходки камеры независимыми забоями:
1, 2, 3, 4 — последовательность выемки породы в камере; *I, II, III, IV* — этапы работ

Взорванную горную массу спускают по породному отделению, через затвор грузят в бадьи и выдают по стволу на поверхность. Постоянную крепь возводят снизу вверх. Бетонная смесь по трубам поступает за опалубку. Элементы опалубки и смесь подают с горизонта околоствольного двора лебедкой или тельфером. Для безопасности проходчиков бункер на уровне пола камеры опрокидывателя перекрывают предохранительным полком. Забой камеры освещают светильниками ППН-500 и налаживают телефонную связь. Предусматривается также аварийный подъем для людей.

По второй схеме бункер проходят сверху вниз с установкой временной крепи, а потом снизу вверх возводят постоянную. Взорванную породу грузят в бадьи или скипы вручную или пневмопогрузчиком ГП-2 и лебедками БЛ-1200 или БЛ-1600, установленными в камере опрокидывателя, и выдают на горизонт околоствольного двора. Для откачки воды применяют насосы ППН-1м. Схема проветривания забоя — нагнетательная, вентилятор устанавливают в околоствольном дворе. Вторая схема имеет ряд недостатков по сравнению с первой: предварительная выдача породы на горизонт околоствольного двора, необходимость откачки воды из забоя, меньший коэффициент использования шпуров.

Сопряжения горизонтальных выработок (узлы) в зависимости от свойств пересекаемых пород могут проходиться полным сечением; сечением, равным одной из примыкающих выработок, с последующим ее расширением до полного сечения; независимыми забоями. По первой схеме сопряжение вначале проходят на всю длину с установкой временной крепи, а потом возводят постоянную. По второй вначале на всю длину узла проходят временную выработку, площадь сечения которой равна площади сечения одной из примыкающих выработок, а потом ее расширяют до проектных размеров, устанавливая временную, а затем постоянную крепи.

§ 4. Проектирование технологии проходки выработок и камер

В околоствольных дворах ряд конструктивно сложных выработок и камер проводят несколькими этапами, каждый из которых состоит из однородных работ, отличающихся местом их выполнения. Проект технологии строительства таких выработок предусматривает определение числа этапов, способа производства и механизации работ на каждом этапе, норм выработок для каждого вида работ и вычисление за-

трат времени и труда. Например, при проведении по буровзрывной технологии насосной камеры двумя слоями сверху вниз и креплении ее бетонной сводчатой крепью возможны следующие этапы: I — выемка породы и возведение временной крепи в верхнем слое на всю длину камеры (шпуры бурят ручными бурильными молотками, породу грузят скреперной установкой, деревянную временную крепь возводят вручную); II — возведение бетонной крепи свода и торцевых стенок камеры в области свода (бетонную смесь подают за инвентарную опалубку комплексом БУК-1); III — выемка породы в нижнем слое (шпуры бурят бурильными молотками, породу грузят скреперной установкой); IV — возведение постоянной крепи стен; V — выемка породы в котлованах под стационарные насосы и двигатели; VI — возведение фундаментов под оборудование, бетонирование пола камеры, настилка постоянного пути; VII — установка монтажных балок.

Объемы однородных работ определяют по этапам на всю камеру. Необходимые размеры камеры всвету и вчерне, а также размеры крепи принимают по техническим проектам или рассчитывают.

Объем работ по бурению V_{i6} (м) на i-м этапе

$$V_{i6} = q_{i6} V_{iв},$$

где q_{i6} — количество шпурометров для выемки 1 м³ породы в массиве; $V_{iв}$ — объем породы в массиве, вынимаемой на i-м этапе, м³.

Объем работ по возведению рам временной крепи

$$V_{iк} = l_к / L.$$

Здесь $l_к$ — длина камеры вчерне, м; L — расстояние между рамами, м.

При определении объема работ по возведению постоянной крепи на i-м этапе надо учитывать наличие «окна» для водотрубного ходка, ниши под коллектор и др.

Объем работ по погрузке горной массы равен объему породы в массиве i-го этапа, вычисленному с учетом допускаемого коэффициента излишка сечения (1,03...1,06); объем работ по настилке рельсового пути — длине камеры.

После определения объемов работ рассчитывают количество человеко-смен (трудоемкость) по каждому этапу

$$n_{iт} = \sum_{1}^{n} \frac{V_{in}}{Н_{in}},$$

где V_{in} — объем n-й работы i-го этапа; $Н_{in}$ — норма выработки n-й работы i-го этапа.

Зная трудоемкость работ, можно определить время и построить графики организации работ на каждом этапе.

При проходке камер и выработок небольшой длины обычно ограничиваются подсчетами общего времени выполнения этапов работ и составлением календарного графика в сутках. Время работ этапа находят по формуле

$$t_i = n_{iт} / (n_с n_{см} K).$$

Здесь $n_с$ — количество проходчиков в смене; $n_{см}$ — количество рабочих смен в сутках; K — плановый коэффициент выполнения норм выработки.

Время строительства камеры t_c определяют по календарным графикам.

Производительность труда проходчиков

$$P = V_к/(t_c n_c n_{см}),$$

где $V_к$ — объем камеры всвету, м³.

Месячная скорость строительства камеры

$$v_c = V_к m/t_c.$$

Здесь m — количество рабочих дней в месяце.

Контрольные вопросы

1. Факторы, определяющие особенность строительства околоствольных дворов.
2. Классификация выработок и камер околоствольных дворов по особенностям технологии их проходки.
3. Технология проходки протяженных выработок.
4. Особенности технологии проходки камер.
5. Технико-экономические показатели строительства околоствольных дворов.
6. Расчет технологических и организационных параметров проходки камер.

Глава 18. СТРОИТЕЛЬСТВО НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Особенности строительства наклонных выработок

При строительстве наклонных выработок выполняют тот же комплекс работ, что и при строительстве горизонтальных. Однако имеется ряд особенностей, вызванных наклонным положением выработки в пространстве. В соответствии с правилами технической эксплуатации в наклонных выработках, по которым предусмотрено передвижение людей, должен быть свободный проход шириной не менее 0,7 и высотой 1,8 м, в котором в зависимости от угла наклона устраивают перила, прикрепленные к крепи (7...10°); трапы с перилами (11...25°); сходни со ступеньками и перилами (26...30°); лестницы с горизонтальными ступеньками и перилами (31...45°). При углах наклона свыше 45° устраивается ходовое отделение, оборудованное так же, как лестничное вертикальных стволов.

Все зазоры в наклонных выработках увеличиваются на 100...150мм. При углах наклона свыше 10° шпалы рельсового пути укладывают на $^2/_3$ их толщины в поперечные канавки на балласт (рис. 18.1).

Устройство поперечных канавок входит в норму выработки по настилке пути. Площадь поперечного сечения наклонной выработки всвету определяют от уровня почвы, который соответствует уровню балласта горизонтальной выработки. При углах наклона менее 9° на протяжении одного рельса концы двух наиболее длинных шпал заводят за стойки крепи. В очень крепких породах независимо от углов наклона выработки шпалы можно укреплять штырями, устанавливаемыми в пробуренные в почве шпуры. Эти мероприятия предохраняют рельсовый путь от сползания.

Трудоемкость работ по возведению крепи в наклонных выработках выше трудоемкости работ по установке крепи в горизонтальных. Ус-

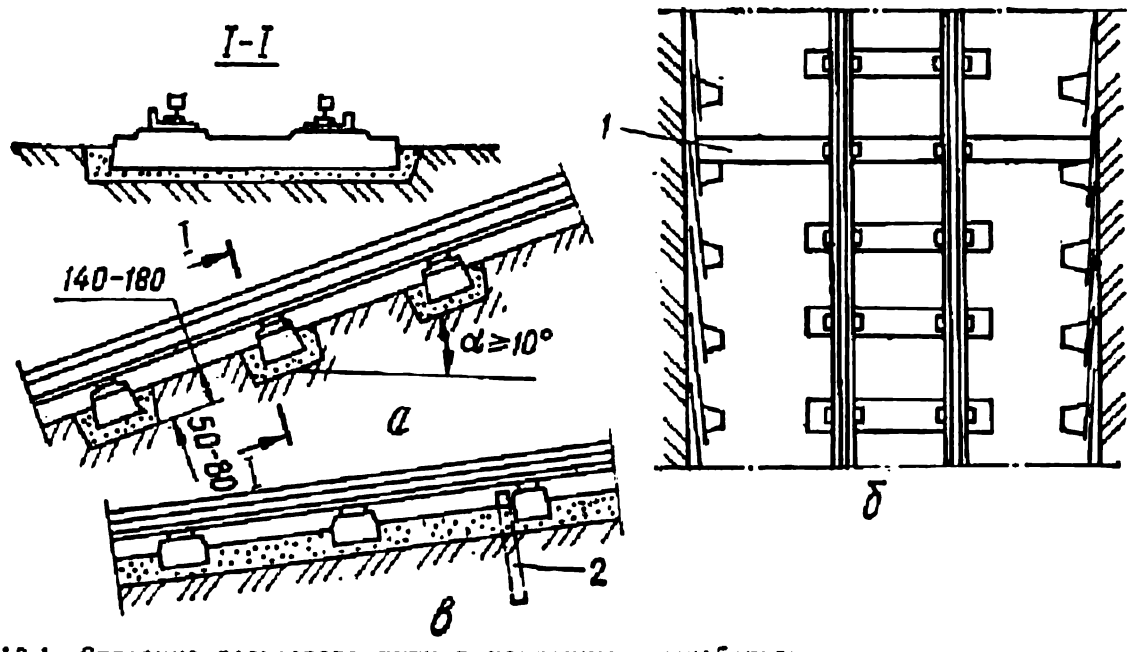


Рис. 18.1. Строение рельсового пути в наклонных выработках:
а — при $\alpha \geq 10°$; *б* — при $\alpha \leq 9°$; *в* — при крепкой почве; *1* — длинная шпала; *2* — штырь

ложняется транспортировка горной массы и материалов, повышаются требования к ней правил безопасности. Для погрузки горной массы при углах наклона свыше 5° нужны специальные машины. При проведении выработок сверху вниз возникает необходимость в откачке воды насосами. Проведение наклонных выработок снизу вверх может сопровождаться скоплением метана в забое, для удаления которого необходимо усиленное проветривание или предварительная дегазация. Запрещается применение взрывных работ при проведении наклонных выработок снизу вверх по пласту угля, опасному по выделению метана. Взрывание разрешается только при наличии пробуренной скважины, по которой проходит общешахтная струя воздуха.

Параллельно главным наклонным выработкам на расстоянии 30... 40 м проводят одну-две вспомогательные, которые соединяют сбойками с главными через каждые 40...50 м для организации совместных работ по транспортировке и проветриванию.

Проведению наклонных выработок (стволов, штолен, уклонов) предшествует значительно больший объем подготовительных работ, чем горизонтальных.

При проведении наклонных выработок пользуются нормами, разработанными для горизонтальных, но с учетом поправочных коэффициентов, которые приведены в сборниках норм на горно-проходческие работы:

$$H_н = H_г k_к k_п k_\alpha k_l,$$

где $H_н$, $H_г$ — нормы выработок соответственно для наклонной и горизонтальной выработок; $k_к$, $k_п$, k_α, k_l — поправочные коэффициенты соответственно на капеж, приток воды, угол наклона выработки и на ее длину, если горная масса транспортируется в вагонетках.

§ 2. Строительство бремсбергов

В зависимости от способов подготовки шахтных полей и систем разработки бремсберги бывают капитальные, панельные, участковые и бортовые при отработке участка поля по падению (восстанию).

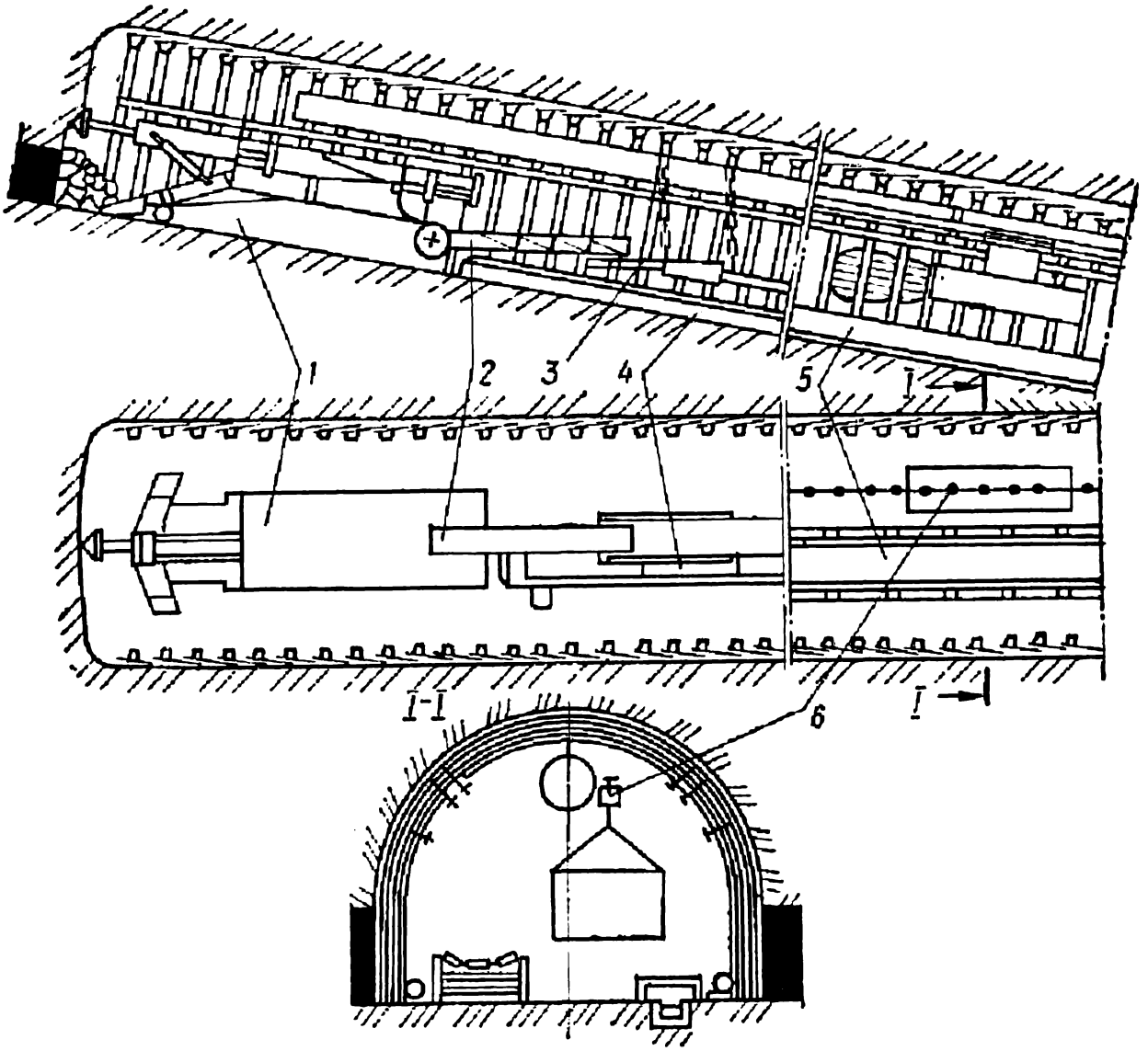


Рис. 18.2. Схема проведения бремсберга комбайном:

1 — комбайн; *2* — мостовой перегружатель ПК-9р-6АМ; *3* — подвесной перегружатель; *4* — скребковый конвейер; *5* — ленточный конвейер КЛ-150; *6* — монорельсовая дорога 6ДМК

Капитальные бремсберги служат 12...20 лет; панельные — в течение срока отработки панели; участковыми пользуются крайне редко, так как деление этажа на подэтажи при высокомеханизированной выемке угля нецелесообразно. Наклонные выработки при столбовых системах разработки служат в течение выемки столба угля, т. е. один-два года.

Обычно главные и вспомогательные бремсберги в шахтах не выше II категории по метановыделению проводят снизу вверх (бремсберговый способ), в шахтах III категории и выше — сверху вниз (уклонный способ). Последний применяют при строительстве крупных шахт, когда у верхней технической границы шахтного поля закладывают вентиляционные стволы меньшей глубины, чем основные. С целью сокращения сроков строительства шахты бремсберги проводят одновременно с вентиляционного и откаточного горизонтов, как правило, узкими забоями.

Возможно проведение главного и вспомогательного бремсбергов широким забоем с закладкой породы в раскоску, расположенную между ними по простиранию пласта. Подрывка боковых пород применяется односторонняя — верхняя или нижняя, но чаще всего такая же,

как и в примыкающих штреках. При крепких породах кровли целесообразнее нижняя подрывка в сочетании с трапециевидной формой крепи. Для обеспечения лучших условий поддержания проводят полевые бремсберги с надработкой или подработкой пластов угля лавами.

Проведению бремсбергов предшествуют подготовительные работы, состав которых зависит от вида эксплуатационного транспортного оборудования, технологической схемы проведения бремсберга, горно-геологических условий. Обязательными являются маркшейдерская разбивка мест засечки бремсберга и ходка; расширение штрека на сопряжениях его с наклонными выработками и усиление крепи; укладка разминовочных стрелок; проведение заездов, ходков и временных или постоянных камер; монтаж лебедок; прокладка электрокабеля, труб сжатого воздуха, линии связи, освещения; установка пускателей и вентиляторов местного проветривания.

Технология проведения бремсбергов снизу вверх может быть комбайновой, буровзрывной, гидромеханической и комбинированной.

Комбайновая технология (рис. 18.2) применима обычно при углах падения пласта угля от 10° в шахтах любой категории по газовыделению. При подрывке пород крепостью до 4 бремсберги проводят серийными проходческими комбайнами ПК-3р, 4ПУ, ГПК, до 6 — комбайнами 4ПП-2. В 1979 г. был принят к серийному производству комбайн ГПКВ для проведения снизу вверх наклонных выработок под углом 20°. По пластам угля мощностью свыше 2,5 м и углом падения до 25° для проведения бремсбергов могут применяться угольные проходческие комбайны ПКГ-3. Бремсберги с углом наклона до 10° прямоугольной формы площадью сечения 7...13 м^2 и присечке пород крепостью до 4 проводят нарезным комбайновым комплексом КН-5, в состав которого входят комбайн ГПК с шагающим распором и секции крепи Н87-ДН; крепеукладчик с двумя сеточными кассетами и установками навесного оборудования для анкерования МАП; передвижной перегружатель; гидро- и электрооборудование; система пылепогашения.

Проводить бремсберги снизу вверх по смешанному забою (присечка до 30 % пород крепостью 4 с углом наклона до 35° прямоугольной формы площадью сечения 5,1...8 м^2) можно комбайновым комплексом КН-5Н, в состав которого входят комбайн с рабочим органом от комбайна 4ПУ; шагающая крепь; крепеукладчик с оборудованием для анкерования; гидро- и электрооборудование, система пылепогашения.

В практике известны высокие скорости проведения бремсбергов проходческими комбайнами. На шахте «Воргашорская» № 1 (Печорский угольный бассейн) комбайном ПК-3м было пройдено 702 м бремсберга по пласту угля мощностью 3 м (угол падения пласта 6°). В кровле пласта залегают алевролиты, в почве — аргиллиты. Шахта II категории по газовыделению и опасная по пыли. Бремсберг крепили металлическими арками, устанавливаемыми через 0,9 м (затяжки железобетонные). Площадь сечения бремсберга всвету 7,1 м^2, вчерне 10,9 м^2. Горная масса транспортировалась скребковыми конвейерами СР-70А и С-53 к погрузочному пункту штрека. Выработку крепили в два этапа: первые арки устанавливали через 1,8 м и кровлю затягивали деревянными щитами, а затем одновременно с работой комбайна ставили промежуточные арки и железобетонные затяжки. Конвейер наращивали в начале каждой смены во время осмотра и ремонта комбайна. Материалы доставляли в лодках-волокушах. Суточная бригада проходчиков состояла из 44 чел. (забойная группа), производительность труда — 0,406 м/выход.

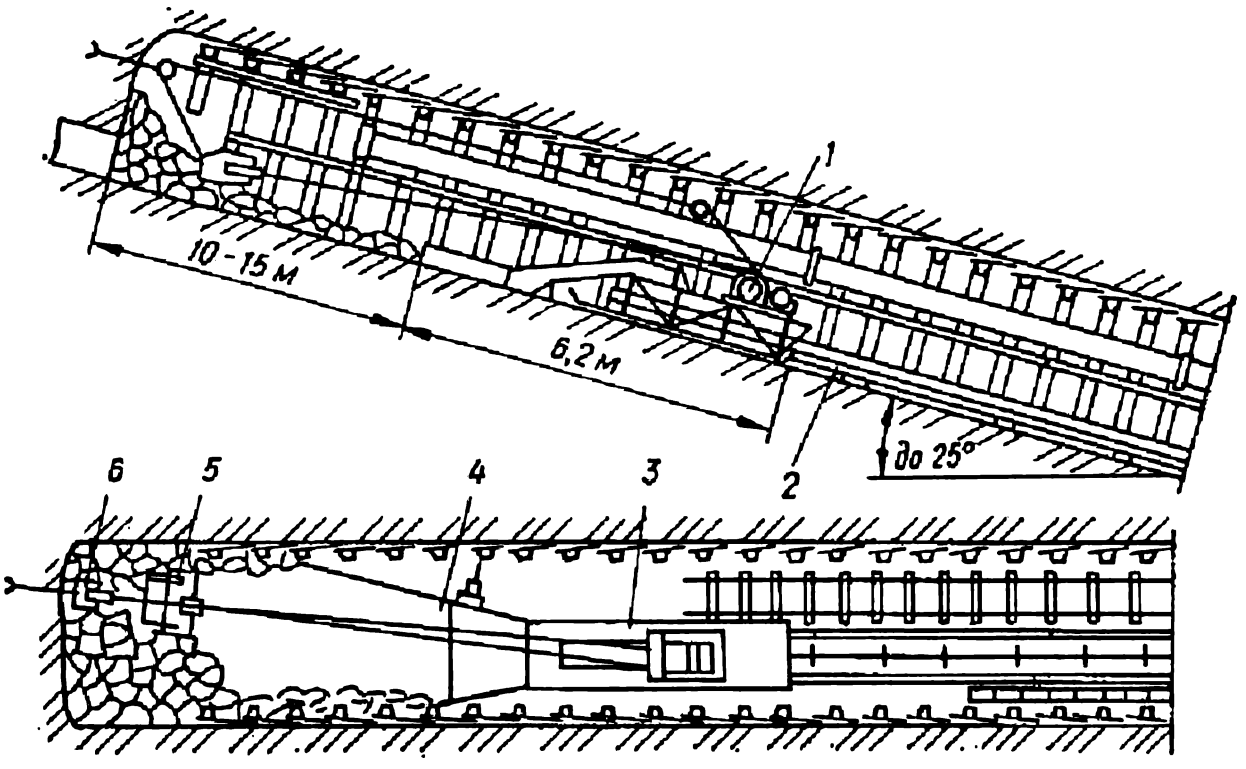


Рис. 18.3. Схема проведения бремсберга скреперным комплексом СКБ-1:
1 — скреперная лебедка; *2* — скребковый конвейер; *3* — скреперный полок; *4* — съемные борта; *5* — скрепер; *6* — блок с анкером

Буровзрывная технология (рис. 18.3) допускается в негазовых шахтах и в шахтах не выше II категории по газовыделению при организации хорошего проветривания или дегазации. Параметры буровзрывных работ рассчитывают по тем же формулам, что и для штреков. Шпуры бурят в основном ручными электросверлами или бурильными молотками, применяют и колонковые перфораторы. В качестве ВВ чаще всего используют аммонит Т-19.

Специальных погрузочных машин для проведения бремсбергов нет. В выработках с углом наклона до 6° грузить горную массу можно колесными ковшовыми и гусеничными погрузочными машинами типа ППН и ПНБ; с углом наклона до 12° применяют гусеничные погрузочные машины ПНБ, а свыше 12° — скреперные установки СКУ-1, СКУ-КТ, СКБ-1.

На шахте «Краснопольская» (Донбасс) было пройдено 510 м бремсберга по буровзрывной технологии. Бремсберг трапециевидной формы площадью сечения всвету 5,3 м², вчерне 6,4 м² проводили снизу вверх. Мощность пласта 0,9 м, угол падения 7°. В кровле залегает глинистый сланец мощностью 0,8 м, выше — песчаник, в почве — глинистый сланец крепостью 4. Подрывка двухсторонняя. Временная крепь состояла из двух рам — стойки СДТ и распила, постоянная — деревянные стойки и металлический верхняк, затяжки деревянные, расстояние между рамами 0,7 м.

Шпуры глубиной 2,2 м бурили тремя ручными электросверлами СЭР-19Д. Кроме того, три сверла держали в резерве. По углю бурили 8 шпуров и отбойными молотками делали вруб шириной 0,6 и глубиной 2 м, по породе — 4 шпура в верхней подрывке и 5 — в нижней. С целью борьбы с пылеобразованием во время взрывных работ у забоя подвешивали заполненный водой полиэтиленовый мешок вместимостью 50 л, который взрывали одновременно с зарядами шпуров. Перед взрывом забой и выработку на протяжении 20 м осланцовывали инертной пылью. Забой проветривали двумя вентиляторами СВМ-6м, которые подавали воздух по прорезиненным трубам диаметром 600 мм. Горную массу машиной 1ПНБ-2 грузили на скребковые конвейеры С-53 и С-53А, а на откаточном штреке перегружали в вагонетки.

Оборудование и материалы доставляли в забой волокушей с помощью двух

лебедок ЛВД, одна из которых устанавливалась у забоя, вторая — в штреке. Когда длина бремсберга достигла 300 м, в нем установили промежуточную лебедку. Работы в забое велись в четыре шестичасовые смены. В каждой смене трудилось 16 проходчиков, выполнявших два цикла (подвигание за цикл 2 м). Проходчики кроме основных работ обслуживали погрузочный пункт на штреке и доставляли материалы в забой. В отдельные сутки бригада проходила по 25 м. Производительность труда проходчика составила 0,25...0,39 м/выход.

Гидромеханическая и комбинированная технологии. Первая применима при мощности пластов угля, обеспечивающей требуемую высоту выработки. На практике шире распространена комбинированная технология, при которой осуществляют гидровыемку угля, буровзрывную выемку породы, гидросмыв и гидротранспортировку горной массы. Такая технология особенно целесообразна на пластах угля с высокой газообильностью и опасных по выбросам. Она может применяться на гидрошахтах и на обычных. На гидрошахтах проведение бремсберга начинают с монтажа гидромонитора или другой установки и прокладки желобов. На обычных шахтах у сопряжения бремсберга со штреком устраивают пульпосборник для обезвоживания горной массы и осветления технической воды. Расположение оборудования при проведении бремсберга по комбинированной технологии на шахте «Карбонит» (Донбасс) по пласту угля l_6 приведено на рис. 18.4.

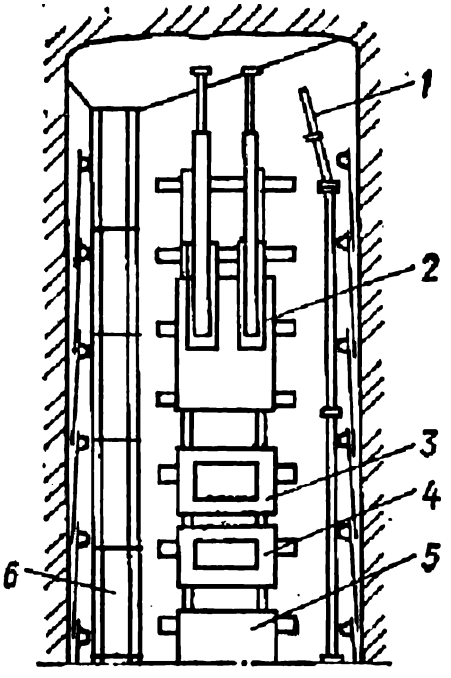


Рис. 18.4. Схема проведения бремсберга на шахте «Карбонит»:

1 — гидромонитор ГМДЦ-3м; *2* — бурильная установка БУР-2; *3* — лебедка ЛМП-10; *4* — лебедка БГ-800; *5* — площадка для доставки материалов; *6* — став желобов

Проходческий цикл начинался с бурения шпуров по породе установкой БУР-2, которую модернизировали для бурения шпуров глубиной 4,2 м. Проходчики, не занятые бурением, передвигали гидромонитор и доставляли в забой крепежные и другие материалы, наращивали став желобов. Гидромонитором ГМДЦ-3м вначале у почвы пласта вымывали щель глубиной до 7 м, а затем отбивали уголь по всей мощности пласта. Уголь смывался на желоба и поступал на грохот. Продолжительность гидроотбойки и смыва угля — 20...25 мин. Затем взрывали породу и смывали ее гидромонитором на желоба. Крепили выработку арками из специального профиля. За 31 рабочий день при выполнении 4 циклов в сутки бригада из 70 чел. прошла 762 м главного и вспомогательного бремсбергов. Производительность труда проходчика составила 0,44 м/выход, средняя сменная скорость — 6,2 м, максимальная — 10 м. Опыт проведения бремсбергов по гидромеханической технологии на шахте «Карбонит» показал, что общая трудоемкость работ снижается почти в два раза по сравнению с выемкой угля отбойными молотками.

К комбинированной технологии можно отнести также проведение бремсбергов механогидравлическими машинами и комбайнами ПКГ-4 или К-56МГ, которые осуществляют механическую выемку угля и гидротранспортировку горной массы. Одним из вариантов комбинированной технологии является проведение бремсбергов длиной до 200 м с помощью нарезных комбайнов по углю и буровзрывных работ — по породе.

На гидрошахте «Байдаевская-Северная» (Кузбасс) за 31 рабочий день комбайном К-56МГ было проведено 3928 м подготовительных выработок, в том числе 586 м главного, 703 м вспомогательного и 818 м пульпоспускного бремсбергов. Выработки проводились по пласту угля средней крепости мощностью 3,6...3,8 м. Угол падения пласта 5...18°. Кровля — слабые аргиллиты и алевролиты, почва — алевролиты. Приток воды появлялся в виде капежа и интенсивных струй. Пласт опасен по метановыделению и пыли. Форма поперечного сечения выработок сводчатая, площадь 4,2... 5,4 м². Выработки не крепились. Только на сопряжениях устанавливалась анкерная крепь с металлической сеткой. Шпуры под анкеры бурили вручную. Уголь из забоя транспортировался по почве выработок до квершлага и дальше по желобам до камеры гидроподъема. Вода в забой поступала по металлическим трубам диаметром 250...146 мм, а непосредственно к комбайну — по шлангу диаметром 76 мм. По наклонным выработкам до забоя материалы подавались в волокушах лебедками БГ-800. Направление выработок контролировали приборами УНС. Забой проветривали вентиляторами СВМ-6м по прорезиненным трубам диаметром 600 мм.

Проходческая бригада состояла из 29 чел. Работы вели в четыре шестичасовые смены, из которых три проходческие и одна — ремонтно-подготовительная. Во время работы комбайна в забое было три проходчика: машинист, его помощник и проходчик, бурящий шпуры для штырей, на которых подвешивали вентиляционные трубы и кабель, и забивавший штыри для заземления аппаратуры контроля воздуха (АКВ). После проведения выработки на длину шланга (35 м) забой останавливали для подготовки к проведению следующего участка. В это время включали в работу комбайн в соседнем забое. Подготовкой к проведению очередного участка выработки занимались четверо проходчиков. В ремонтную смену они переносили электроаппаратуру, наращивали кабель, ремонтировали комбайны. Бригаду обслуживали 16 доставщиков-такелажников и 7 электрослесарей. Средняя скорость проведения составила 126,5, а максимальная — 220 м/сут. Скорость движения комбайна равнялась 8...11 м/ч.

Главный и вспомогательный бремсберги широким забоем проводят в условиях устойчивой кровли в шахтах, не опасных по газу и пыли, на пластах угля, обеспечивающих общую раскоску между обеими выработками. Технология работ аналогична технологии проведения штреков широким забоем. Для закладки породы могут быть применены скреперные или дробильно-закладочные пневматические установки. Уголь в общем забое добывается узкозахватными выемочными комбайнами.

Участковые бремсберги проводят в выработанном пространстве или с опережением забоя лавы по пласту угля. В первом случае их проводят из бутовых штреков по буровзрывной технологии, а породу закладывают вручную по бокам бремсберга.

Проветривают бремсберги обычно за счет общешахтной струи воздуха и вентиляторами местного проветривания — в тупиковых частях выработок. Схема проветривания нагнетательная. Путь движения воздуха зависит от направления проведения выработок. Если бремсберги проводят сверху вниз от вентиляционного ствола, возможны следующие схемы проветривания при условии, что вентилятор, установленный на поверхности, подает свежий воздух: в забои наклонных выработок по трубам, проложенным по стволу, околоствольному двору вентиляционного горизонта, квершлагу (если он есть), штреку и наклонным выработкам; в околоствольный двор за герметическую перемычку, откуда вентилятор местного проветривания подает воздух к забоям наклонных выработок.

Если на вентиляционном горизонте пройдена сбойка между стволами, забои бремсбергов могут проветриваться вентиляторами местного проветривания, установленными на свежей струе этого горизонта. При проведении бремсбергов снизу вверх возможны схемы провет-

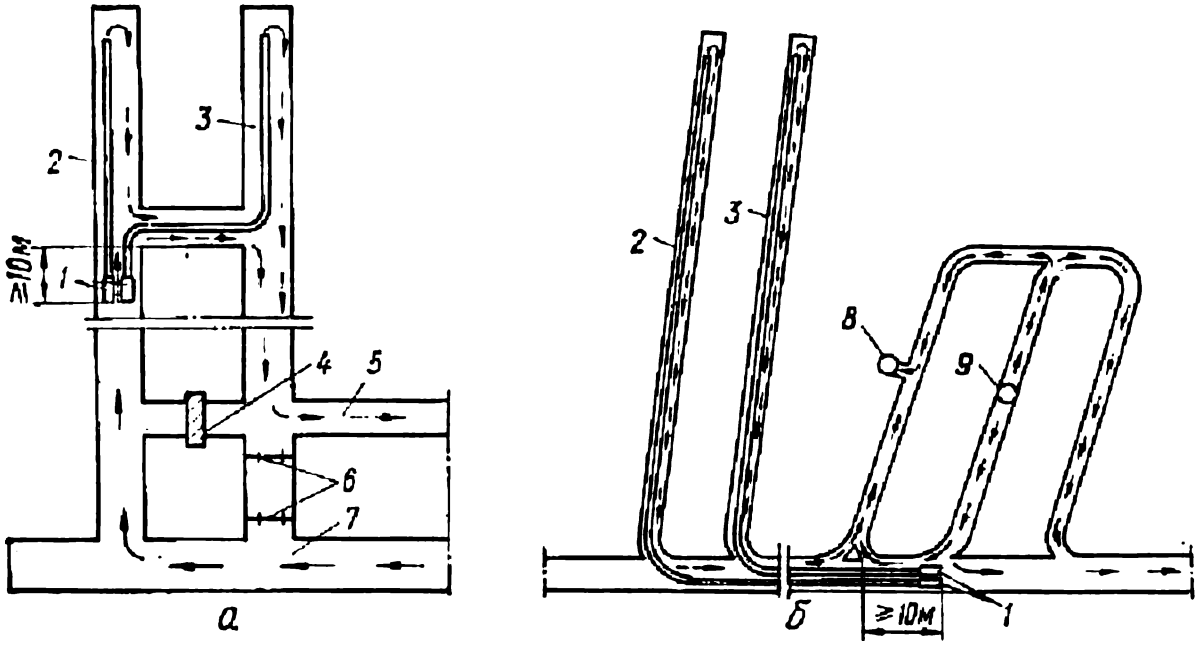


Рис. 18.5. Схема проветривания бремсбергов:

а — с использованием просека; *б* — вентиляторами, установленными в околоствольном дворе: *1* — вентиляторы местного проветривания; *2* — вспомогательный бремсберг; *3* — главный бремсберг; *4* — перемычка; *5* — просек; *6* — вентиляционные двери; *7* — штрек; *8* — скиповой ствол; *9* — клетевой ствол

ривания с использованием просека, по которому отводится загрязненный воздух в исходящую струю (рис. 18.5, *а*); вентиляторами местного проветривания, установленными на свежей струе в околоствольном дворе или квершлаге откаточного горизонта (рис. 18.5, *б*).

Горную массу из забоя транспортируют одноконцевой канатной откаткой в вагонетках при углах наклона 6...25°, в скипах — при углах свыше 26° (в этом случае лебедку устанавливают на штреке или во временной камере, а передвижной блок — у забоя, закрепляя его на распорной стойке); ленточными конвейерами при углах до 18° и скребковыми — при углах до 25°; скреперами (волокушами), гидросмывом, а также под собственным весом по желобам, листам, трубам.

Схема транспортировки горной массы и материалов при одновременном проведении снизу вверх главного и вспомогательных бремсбергов показана на рис. 18.6. Выбирают тип транспорта и рассчитывают его параметры по специальной методике.

Для транспортировки горной массы у забоя используют скребковый или телескопический ленточный конвейеры. При рельсовом транспорте в штреке должен быть устроен барьер, открывающийся для пропуска сосудов. Устройства для перегрузки горной массы с бремсбергового конвейера на штрековый или в вагонетки должны обеспечивать непрерывность проведения выработки и иметь аккумулирующие емкости.

Материалы в забой бремсберга могут быть доставлены в вагонетках или в лодках-волокушах (одна лебедка устанавливается у забоя, а вторая — на штреке). Если в главном бремсберге на период эксплуатации не предусмотрен рельсовый путь, то для доставки материалов настилают временный или же используют вспомогательный бремсберг до ближайшей к забою сбойки, а дальше транспортируют волокушей с помощью лебедок. Для организации одновременной работы в забое

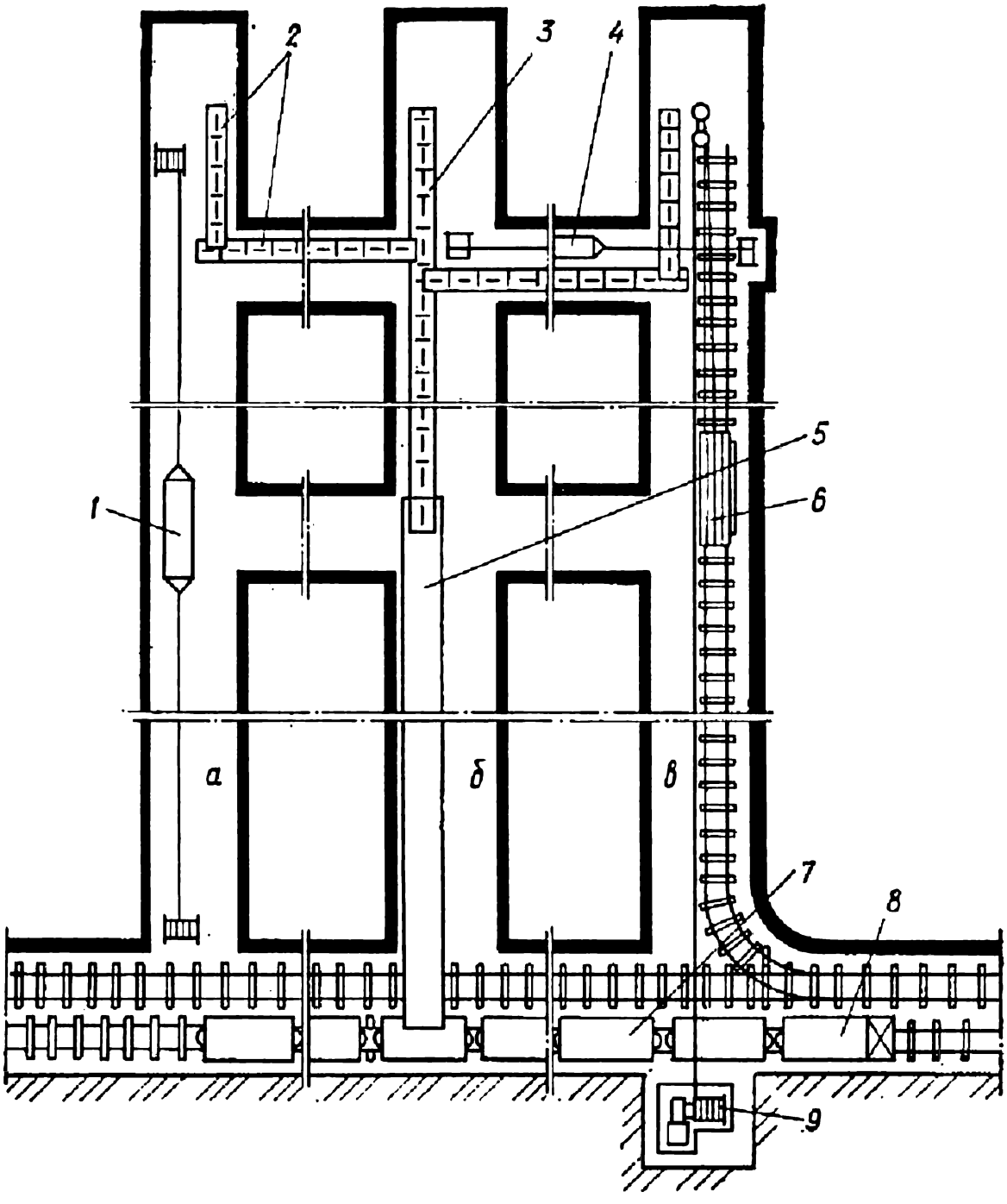


Рис. 18.6. Схема транспортировки горной массы и материалов при проведении главного и вспомогательных бремсбергов:

1 — волокуша для доставки материалов в забой бремсберга; *2, 3* — скребковые конвейеры СК-11 и С-53; *4* — волокуша для доставки материалов по просеку из бремсберга *б* в бремсберг *б*; *5* — ленточный конвейер КЛ-150; *6* — вагонетка для материалов; *7* — вагонетка УВГ-2,5; *8* — электровоз; *9* — однобарабанная лебедка

бремсберга по углю и породе иногда устраивают берму, по которой доставляют уголь скребковым конвейером.

Погрузочные машины и комбайны должны иметь местное освещение (фары). Наклонные выработки и погрузочно-разгрузочные пункты следует освещать стационарными взрывобезопасными светильниками, количество которых определяется минимальной освещенностью по горизонтальной плоскости (почве): забой — 5 лк, бремсберг (уклон) — 1 лк, приемные площадки — 10 лк. Проходчики имеют переносные лампы. В каждой смене должен быть прибор для определения содержания метана. Приемные площадки и забои бремсбергов оборудуются телефонной связью.

§ 3. Строительство уклонов

Уклоны, как правило, строят в процессе эксплуатации или реконструкции шахт. Как уже отмечалось, уклонным способом могут проводиться также бремсберги, столбовые наклонные выработки (при столбовых системах разработки) по падению или восстанию пласта на шахтах-новостройках при обильном выделении метана.

Уклоны делятся на капитальные и панельные. Первые предназначены для отработки части шахтного поля (этажа), лежащего ниже основного откаточного горизонта, вторые — только для отработки панели. Уклоны проводят по пласту угля и по пустым породам (полевые). При углах падения пластов до 10° уклоны проходят широким забоем, свыше 10° — узким. Проходку чаще всего ведут с односторонней подрывкой пород. При значительных притоках воды целесообразнее подрывать почву, так как в этом случае будут созданы лучшие условия для ведения работ по выемке угля.

Строительство главного и вспомогательных уклонов должно быть технологически увязано. Самый оптимальный вариант — одновременная проходка сверху вниз, так как уменьшает время подготовки уклонного поля. С целью снижения расходов на водоотлив один из уклонов проходят с опережением для дренирования воды из параллельного. Эту схему целесообразно применять в шахтах любой категории по газовыделению.

В шахтах негазовых или не выше II категории по метановыделению при недостатке людских и материальных ресурсов возможна последовательная схема проходки главного и вспомогательных уклонов: одна из выработок проводится сверху вниз, вторая (если надо и третья) — снизу вверх бремсберговым способом.

Строительство уклонов включает следующие работы: маркшейдерскую разметку мест засечки выработок; расширение штрека и усиление крепи у мест засечки; укладку стрелочных переводов; проведение выработок верхней приемной площадки, монтаж оборудования в них; проходку технологической и основной частей уклона, устройство нижней приемной площадки; монтаж эксплуатационного оборудования.

Состав выработок приемных площадок и их расположение зависят от вида эксплуатационного транспорта в уклонах. Иногда, чтобы ускорить начало проведения непосредственно уклона, на верхней приемной площадке проходят временные камеры для установки лебедки, а постоянные камеры, ходки и заезды к ним проходят параллельно с уклоном. Однако при этом увеличивается стоимость строительства последнего.

Уклоны проводят по буровзрывной технологии по углю и породе; нарезными комбайнами по углю и по буровзрывной технологии по породе; угольными проходческими комбайнами полным сечением при достаточной мощности пласта; проходческими комбайнами с раздельной выемкой угля или без нее при тонких пластах и малоценных углях.

При буровзрывной технологии шпуры бурят перфораторами на пневмоподдержках (ПР-24ЛУБ, ПР-25 и др.), ручными электро- или пневмосверлами (СЭР-19Д, СР-3, СР-3М и др.). В последние годы

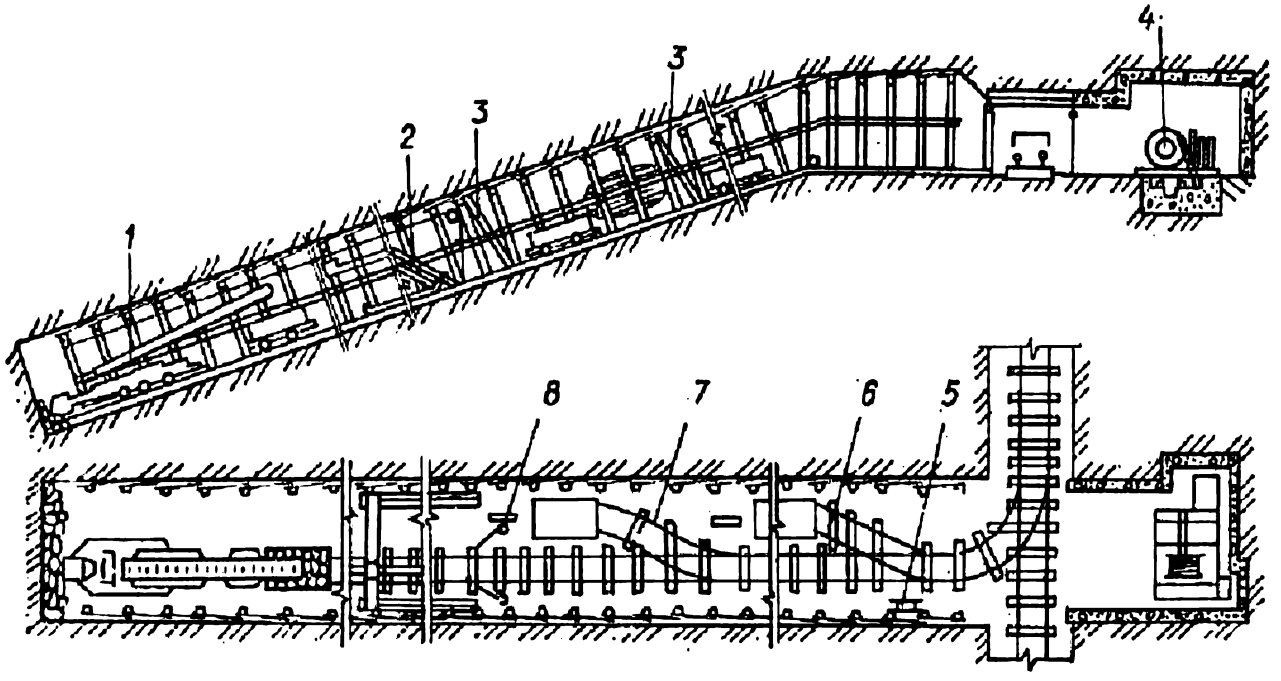


Рис. 18.7. Схема проведения уклона с погрузкой горной массы машиной ППН-7 и обменом вагонеток через разминовки:

1 — машина ППН-7; *2* — подвижной барьер; *3* — неподвижные барьеры; *4, 5* — подъемная и маневровая лебедки; *6, 7* — грузовая и порожняковая разминовки; *8* — траверса для подвески машины

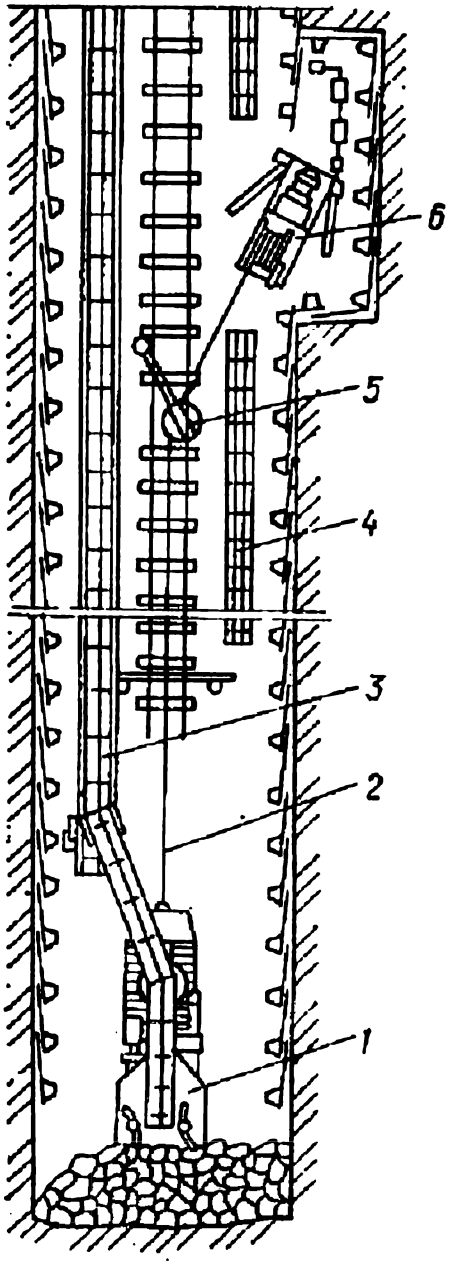


Рис. 18.8. Схема проведения уклона с погрузкой горной массы машиной 1ПНБ-2у:

1 — машина; *2* — канат для подвески машины; *3* — скребковый конвейер; *4* — трап; *5* — направляющий блок; *6* — предохранительная лебедка

наметилась тенденция бурить шпуры навесным бурильным оборудованием со съемными или несъемными манипуляторами на погрузочных машинах. При углах наклона выработки 8° можно применять бурильные установки.

Параметры буровзрывных работ при проведении уклонов рассчитывают так же, как и аналогичные параметры при проходке штреков по тонким пластам угля. Забои уклона и ходка проветривают вентиляторами местного проветривания ВМ-4, ВМ-5, ВМ-6 и ВМ-8, которые устанавливают на свежей струе в наклонных выработках на 10 м выше последней сбойки между ними или на откаточном горизонте.

Для погрузки горной массы при буровзрывной технологии проведения уклонов используются в выработках с углом наклона до 8° те же машины, что и при проведении горизонтальных выработок. С увеличением угла наклона до 12° эти машины оборудуются специальными приспособлениями, обеспечивающими их спуск и подъем; для выра-

боток с углом наклона до 18° на базе машины ППМ-4Э Александровским машиностроительным заводом была изготовлена машина ППМ-4У, которая снабжена механизмом обратного хода, состоящим из лебедки, каната, блока и подвесного устройства, что обеспечивает передвижение машины вверх по уклону. Техническая производительность машины — 75 м³/ч разрыхленной породы.

На базе машины 1ПНБ-2 Копейским машиностроительным заводом и ЦНИИподземмашем разработана машина 1ПНБ-2у для погрузки породы крепостью до 6 в выработках с углом наклона до 18° и площадью сечения всвету 7,7 м² и больше. Во время погрузки машину подвешивают к предохранительной лебедке. При проведении уклона на шахте «Панфиловская» ПО Донецкуголь по пласту угля с углом падения 5...18° техническая производительность машины 1ПНБ-2у составила 96 м³/ч породы в разрыхленном состоянии, эксплуатационная — 10,8 м³/ч.

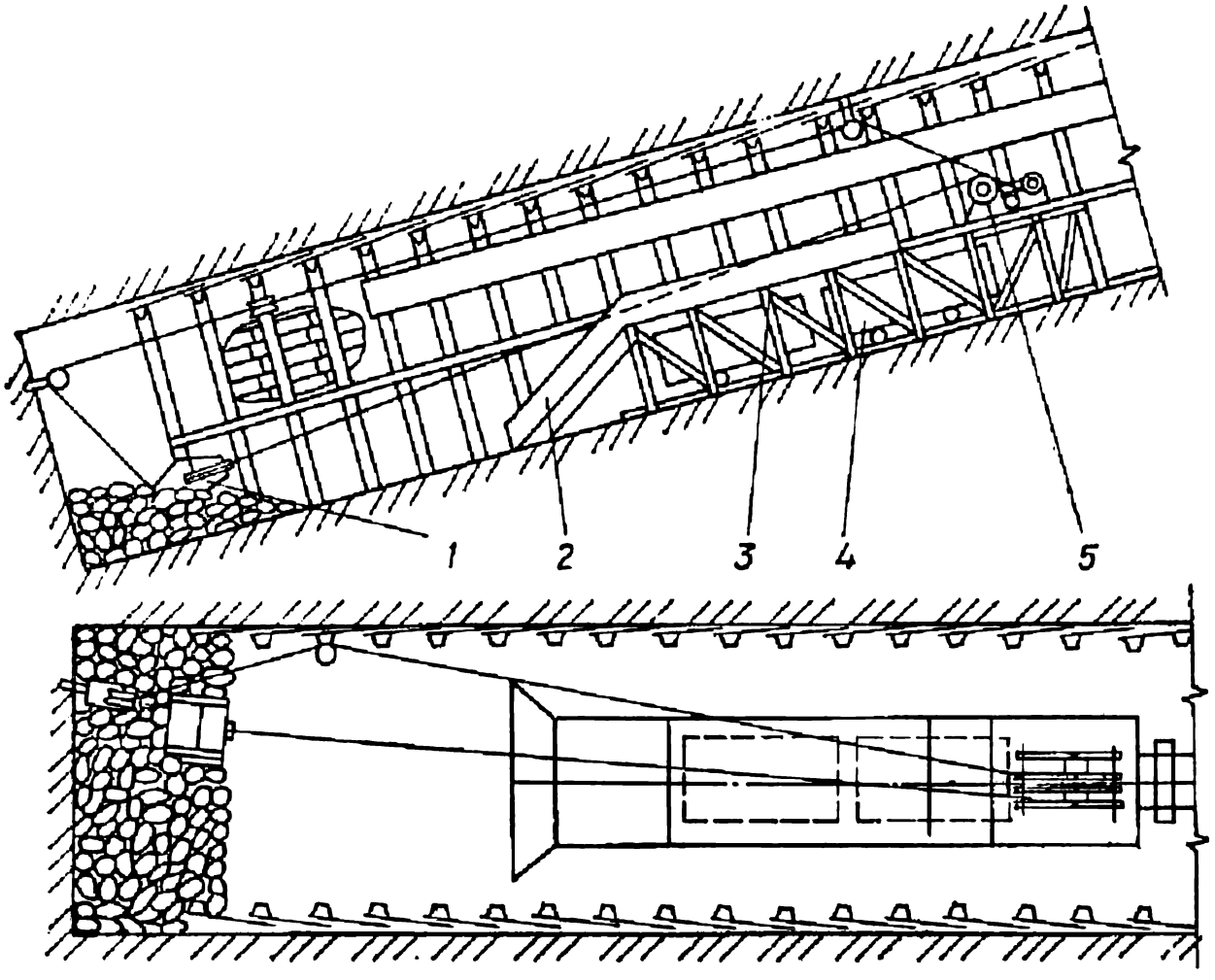
В выработках с углом наклона 8...25° для погрузки породы применяют специальные электрические погрузочные машины ПНБ-5 и ППН-7 на рельсовом ходу со встроенными лебедками для подвески к траверсе и двумя-тремя манипуляторами для установки колонковых бурильных машин (ПНБ-5 плохо работает в обводненных забоях). Схема проведения уклонов с погрузкой массы машиной ППН-7 и рельсовым транспортом приведена на рис. 18.7, с применением машины 1ПНБ-2у и конвейерного транспорта — на рис. 18.8.

При проведении уклонов широкое распространение получили скреперные комплексы СКУ-1 и СКБ-1. Комплекс СКУ-1 используют для погрузки породы в вагонетки или скипы в выработках с углом наклона до 35° при площади сечения всвету не менее 8,6 м². Комплексом СКБ-1 грузят горную массу на скребковый конвейер в выработках с углом наклона до 25° и площадью всвету не менее 4,5 м². Максимальная скорость проведения полевых уклонов с использованием скреперных комплексов составила 161 м/мес.

На шахте «Красная звезда» (Донбасс) за 29 рабочих дней по буровзрывной технологии сверху вниз пройдено 140 м полевого вспомогательного уклона площадью всвету 11,8 м², в проходке — 14,2 м² при крепости пересекаемых пород 5...6 и с углом наклона выработки 13°. Уклон крепили арками из СВП-27, которые ставили через 0,67 м. Затяжки железобетонные. В забое двумя электросверлами СЭР-19 бурили 39 шпуров глубиной 1,7...1,8 м. Породу грузили скреперным комплексом СКУ-1 в две вагонетки, установленные под полком (рис. 18.9). Вагонетки перемещались подъемной машиной БМ-2500. Порода подавалась к гезенку, из которого через течку поступала на конвейер и дальше в вагонетки. Материалы транспортировали в вагонетках.

Бригада в составе 42 проходчиков работала четыре шестичасовые смены по графику «цикл в смену». Скреперный полок передвигали через 35...40 м. Для совмещения работ по бурению шпуров с погрузкой породы горную массу по возможности отодвигали скрепером от забоя. Верхние шпуры бурили с породы. Производительность проходчика составила 0,143 м/выход или 1,69 м³ всвету.

Универсальный скреперный комплекс СКУ-КТ с телескопическим устройством предназначен для погрузки породы при проведении наклонных выработок площадью всвету не менее 7,8 м² и углом наклона до 18°. Комплекс включает ленточные конвейеры РТУ-30 или КЛ-150 с телескопическим устройством, на котором имеется запас ленты длиной 30 м. Выемка угля может осуществляться нарезными комбайнами, а породы — по буровзрывной технологии, что обеспечивает высокие скорости проходки (10 м/смену и больше).



Фис. 18.9. Схема проведения уклона скреперным комплексом СКУ-1:
1 — скрепер; *2* — съемные борта; *3* — скреперный полок; *4* — вагонетка; *5* — скреперная лебедка

По пластам угля мощностью более 2,5 м и углах падения до 10° уклоны можно проводить комбайном ПКГ-3, по тонким пластам угля с присечкой пород и углах падения до 10° и выше — комбайнами ПК-3р, 4ПУ, ГПК, 4ПП-2. Комбайнами 5ПУ, ГПКН с избирательным рабочим органом можно проходить уклоны с присечкой пород крепостью до 4 и углом падения до 25°. На базе комбайна 5ПУ для проведения уклонов был создан комбайновый комплекс ПКУ-1. В него входят: перегружатель ЛПУ-1 длиной 10 м, пластинчатый конвейер ПКУ-60 с максимальной длиной 150 м, временная передвижная крепь ВПК-1.

Забойный транспорт при проведении уклона должен быть увязан с эксплуатационным. При углах наклона 7...25° горная масса может транспортироваться по рельсовому пути в вагонетках, при больших углах — в скипах одно- или двухбарабанными подъемными лебедками. Одноконцевой канатный подъем на практике применяют чаще, чем двухконцевой, т. к. он более маневренный и требует один рельсовый путь.

Тип лебедки выбирают по канатоемкости барабана и максимальной концевой нагрузке. В уклонах длиной до 600 м обычно применяют лебедки БЛ-1200, БЛ-1600, при более длинных уклонах — однобарабанные подъемные машины БМ-2000, БМ-2500.

Для сокращения времени на обмен вагонеток в уклоне у забоя нужно предусматривать переносные стрелки и маневровые лебедки. С этой

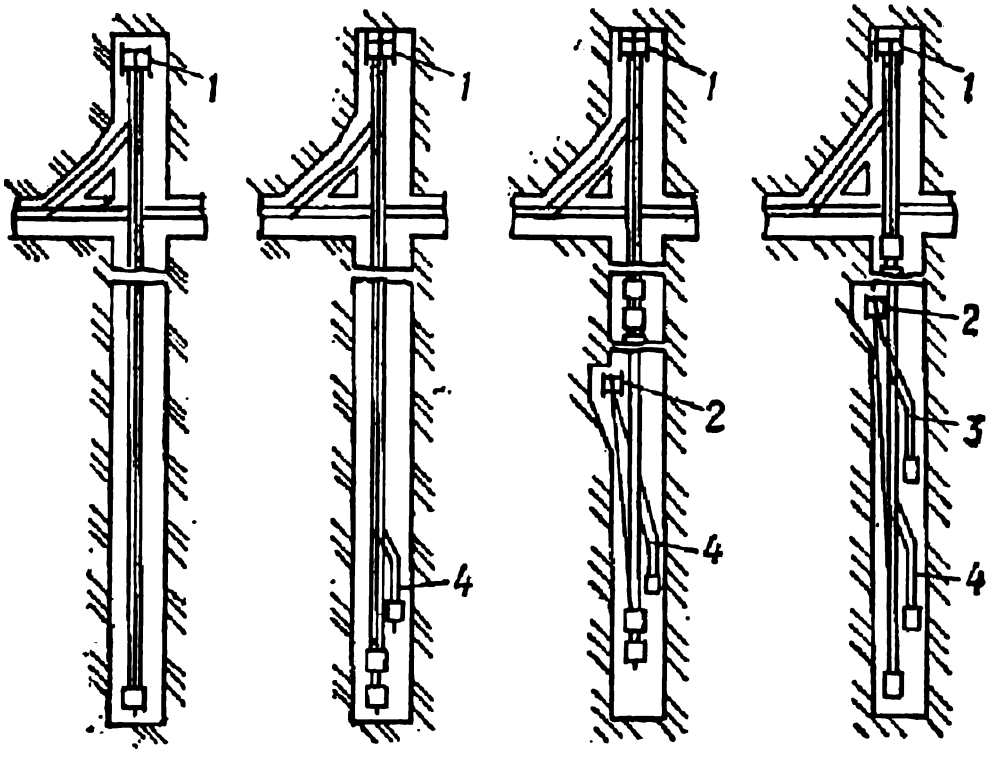


Рис. 18.10. Схемы обмена вагонеток при одноконцевой канатной откатке:

1, 2 — подъемная и маневровая лебедки; *3, 4* — порожняковая и грузовая разминовки

же целью целесообразно организовать обмен вагонеток составами (по 2—3 вагонетки). Различные схемы обмена вагонеток при одноконцевой канатной откатке приведены на рис. 18.10. На шахте «Октябрьский рудник» (Донбасс) бремсберги проводили уклонным способом, при этом одновременно загружали и обменивали состав из трех вагонеток, усилив двигатель лебедки БЛ-1600 и заменив канат диаметром 22 мм канатом диаметром 25 мм.

Наиболее производительным является конвейерный транспорт: ленточный — при углах наклона до 18°, скребковый — до 25°. В первом случае ближе к забою обязательно нужно ставить скребковый конвейер, который можно периодически наращивать. В последние годы появились ленточные конвейеры с телескопическим устройством, что позволяет удлинять их без разборки.

Материалы в забой уклона при наличии рельсового пути доставляют в вагонетках. В уклонах с конвейерным транспортом для доставки материалов используют самоходные вагонетки на резиновом колесном ходу (до 20°) и монорельсовые подвесные дороги (до 28°). Возможна доставка материалов в забой одного из уклонов по другому до ближайшей к забою сбойке, затем их перетаскивают волокушами и маневровыми лебедками.

При рельсовом транспорте работающие в забое уклона проходчики должны быть защищены от падения сверху вагонеток и других предметов не менее чем двумя прочными барьерами. Один устанавливают у входа в уклон на верхней приемной площадке, другой — не выше 20 м от места работы. Барьер у забоя должен обеспечивать пропуск транспортных сосудов. Кроме того, на груженых вагонетках устанавливают ловители или вилки.

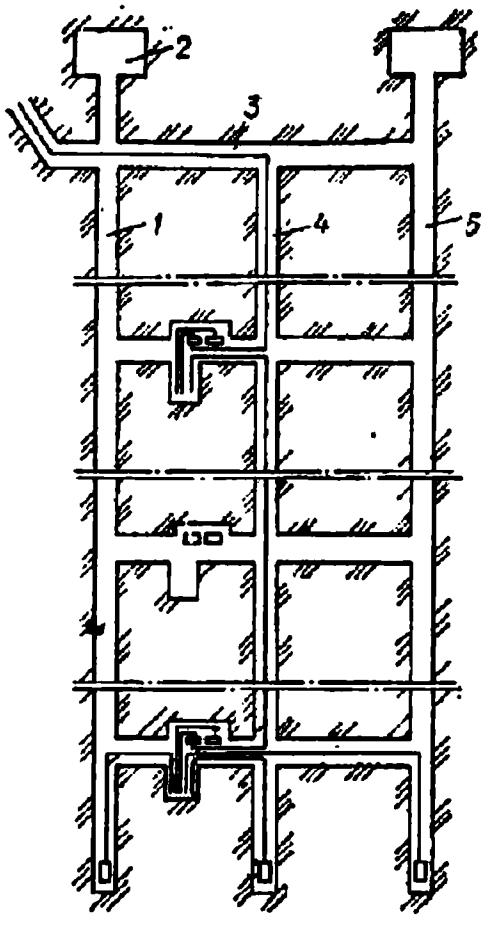


Рис. 18.11. Схемы водоотлива при проведении главного и вспомогательных уклонов:

1, 5 — вспомогательные уклоны; *2* — камера; *3* — штрек; *4* — главный уклон

Вода в забой уклона может попадать с откаточного штрека, выделяться из пласта угля и боковых пород. В соответствии со СНиП уклон с притоком воды в забое свыше 8 м³/ч надо проходить специальными способами. Схема водоотлива зависит от величины притока воды, длины уклона, угла падения, высоты напора забойного насоса. Вода с притоком меньше 3 м³/ч из забоя уклона на штрек выдается в транспортных сосудах совместно с породой, куда перекачивается малогабаритными забойными насосами НПП-1м производительностью 10...34 м³/ч, напором 6...20 м. При притоках 4...8 м³/ч вода может перекачиваться забойными винтовыми насосами ВНМ-18-2, а при больших притоках — турбонасосами Н-1м, пневмонасосами вытеснения НЗВ непосредственно на штрек или в перекачную камеру, из которой насосом подается в следующую перекачную камеру. Принципиальная схема водоотлива показана на рис. 18.11. Забойные насосы должны хорошо откачивать грязную воду. В этом отношении лучшим среди них является разработанный ВНИИОМШС насос НЗВ. В перекачных камерах устанавливают горизонтальные центробежные насосы типа МС производительностью 30...50 м³/ч.

Перекачные камеры устраивают в сбойке между уклонами. Вместимость водосборника перекачной камеры 5...10 м³. Вода, откачиваемая забойным насосом, вначале попадает в вагонетку, которая установлена в перекачной камере. Здесь шлам оседает на дно, а осветленная вода через борт вагонетки переливается в водосборник. По мере накопления шлама вагонетку меняют.

Максимальное расстояние от забоя уклона до перекачной камеры

$$l_{\text{п}} = k(\text{H}_{\text{н}} + H_{\text{в}})/\sin\alpha,$$

где k — коэффициент, учитывающий сопротивление трубопровода ($k = 0{,}9$); $\text{H}_{\text{н}}$ — напор забойного насоса, м; $H_{\text{в}}$ — высота всасывания забойного насоса, м; α — угол наклона выработки.

Если $l_{\text{п}}$ меньше длины уклона с зумпфом, то перекачные камеры нужны. Их число можно определить из выражения

$$n_{\text{п}} = \frac{l_{\text{у}} + l_{\text{з}}}{l_{\text{п}}} - 1.$$

Здесь $l_{\text{у}}$ — длина уклона, м; $l_{\text{з}}$ — длина зумпфа, м.

Так как перекачные насосы имеют бо́льшую высоту нагнетания, чем забойные, то по мере проведения уклона одна-две вышерасположенных камеры могут быть выключены из работы.

Производительность забойного насоса должна быть в 1,5...2 раза больше притока воды. Насос периодически подвигают к забою. Шаг передвижки $h_п = (H_в + 0{,}4)/\sin\alpha$. Если вода выделяется по всему уклону, то ее необходимо собрать и направить в перекачную камеру по канавкам в почве выработки.

Работу перекачных насосов легко автоматизировать.

§ 4. Строительство печей и скатов

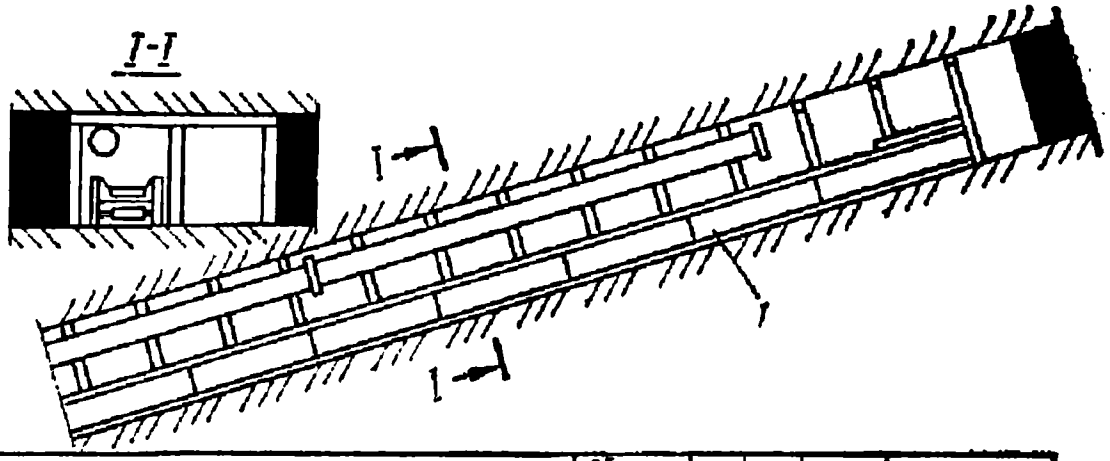
Печи служат для нарезки лав (разрезные), пропуска воздуха (вентиляционные), транспортных целей. Их проводят по пологим пластам угля по падению без подрывки боковых пород. Обычная форма поперечного сечения печей — прямоугольная, в пластах достаточной мощности — круглая или арочная. Высота печей вчерне принимается равной мощности пласта, но не более 1,8...2 м; ширина печей: вентиляционных 1,8...2,6 м; разрезных 3...5 м. Ширина транспортных печей определяется габаритными размерами транспортного оборудования и необходимыми зазорами. Прямоугольные печи крепят двумя — тремя деревянными или металлическими стойками, которые устанавливают под деревянные или металлические верхняки. Кровлю печей можно закреплять штангами и верхняками с металлической сеткой. Печи круглой и арочной формы поперечного сечения, проведенные по крепкому углю, при незначительном сроке службы не крепят. Проводят печи снизу вверх по буровзрывной технологии, отбойными молотками, с помощью гидроотбойки и гидротранспорта, механогидравлическими комбайнами и машинами, нарезными комбайнами, буросбоечными машинами.

Проведение печей по буровзрывной технологии в газовой шахте снизу вверх возможно только после того, как будет пробурена скважина на всю длину печи (между откаточным и вентиляционным штреками) для проветривания забоя печи за счет общешахтной струи воздуха.

Выемку угля отбойными молотками или по буровзрывной технологии производит сменное звено из двух-трех проходчиков. Они занимаются отбойкой угля, бурением шпуров ручными электро- или пневмосверлами, погрузкой отбитого или взорванного угля вручную на скребковый конвейер, креплением выработки. Работы выполняются последовательно. Для транспортировки угля на штрек возможно использование скреперов. Схемы проведения печей по буровзрывной технологии и с помощью гидромеханизации, а также графики организации работ показаны на рис. 18.12.

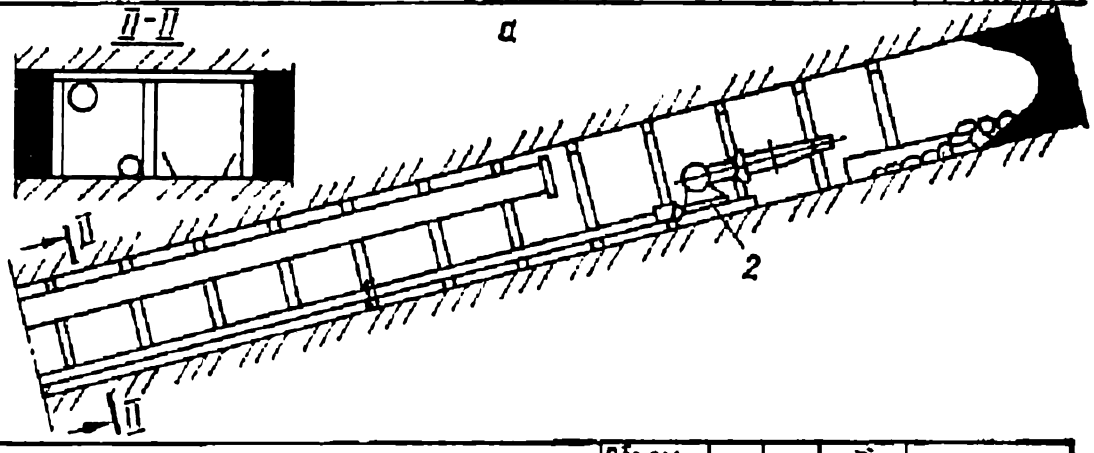
Если длина печей значительна или их большое количество (например, при разработке мощных пластов), для проведения применяют комбайны ПКГ-3, ПКГ-4 и механогидравлические машины ЛМГП-3. Комбайны широко распространены в Кузбассе, где с их помощью проводят наклонные выработки со скоростью 1200...1800 м/мес и больше.

По пологим пластам мощностью 0,7...1,2 м печи прямоугольного сечения шириной 4 м можно проводить нарезными комбайнами и комплексом КН со средней скоростью 10...15 м/сут; успешно используют буросбоечные машины и буровые станки. Вентиляционные печи проводят сразу на все сечение, разрезные и транспортные — в два-три



Процессы и операции	Объем работ на цикл: Количество	По норме, чел.-ч	Число рабочих	Время по графику, ч-мин	I смена: 7 8 9 10 11 12
бурение шпуров, м	14,4	2,8	3	0-40	
Заряжание и взрывание шпуров	8	–	–	0-10	
Проветривание забоя	–	–	–	0-15	
Приведение забоя в безопасное состояние	–	–	–	0-05	
Уборка угля, м³	3,0	2,3	3	0-40	
Возведение постоянной крепи	2,25	1,2	3	0-20	
Наращивание конвейера, с	1,5	3	3	0-50	

а



Процессы и операции	Объем работ на цикл: Количество	По норме, чел.-ч	Число рабочих	Время по графику, ч-мин	I смена: 7 8 9 10 11 12
Осмотр забоя	1	–	2	0-45	
Выемка угля гидромонитором и смыв, м³	5,0	0,8	2	0-45	
Возведение крепи	5,0	2,7	2	0-55	
Передвижка гидромонитора	1	1,2	2	1-00	
Наращивание ставов труб и желобов, м	2,5	0,2	2	0-15	

б

Рис. 18.12. Схемы и графики организации работ при проведении печей:
а — по буровзрывной технологии; *б* — с применением гидроотбойки угля; *1* — скребковый конвейер; *2* — гидромонитор

этапа. Вначале снизу вверх бурят скважину, затем сверху вниз ее расширяют до требуемых размеров.

Сбоечно-буровая машина СБМ-3У обеспечивает бурение скважины диаметром 390 мм и ее разбуривание до диаметра 850 мм глубиной 75...

150 м по пологим и крутым угольным пластам. Производительность бурения составляет 48,4, разбуривания — 28,5 м/смену. Легким буросбоечным станком ЛБС-4 бурят скважину диаметром 300 мм и разбуривают ее до диаметра 500 мм по пологим и крутым пластам угля глубиной 30...60 м. Буровой станок БГА-2 обеспечивает бурение скважин по углю диаметром 390...500 мм и их разбуривание до 850 мм глубиной 60...100 м. Буровой станок СБГ-1м предназначен для бурения скважин диаметром 100, 250 и 300 мм по углю при любом угле падения пласта на глубину 300 м, скорость бурения скважины — 10 м/ч.

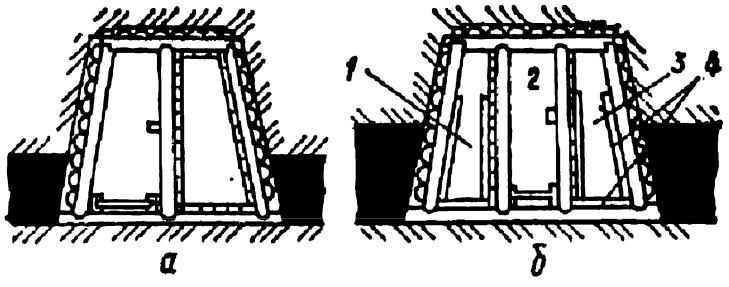


Рис. 18.13. Форма поперечных сечений скатов:
а — на два отделения; *б* — на три отделения; *1* — угольное отделение; *2* — ходовое отделение; *3* — породное отделение; *4* — стальные листы

В отличие от печей скаты строят по пластам с углом падения свыше 30°, так как они предназначены для транспортировки угля сверху вниз под действием собственного веса. При недостаточной мощности пласта скаты проводят с подрывкой кровли. Форма поперечного сечения скатов может быть прямоугольная, трапециевидная (с подрывкой пород) или круглая, если скат проводят бурением на полное сечение (рис. 18.13). Так как скаты имеют незначительный срок службы, то их крепят деревом. Рамы ставят вразбежку; через каждые 3...5 м устанавливают опорные крепежные рамы.

Скат делят на два отделения: одно для спуска угля, второе для передвижения людей. Иногда предусматривают два отделения для спуска угля (двух сортов) или угля и породы. Отделения со всех сторон обшивают досками. При углах наклона 30...40° почву и бока грузовых отделений покрывают листами из стали. Со стороны ходового отделения через 5 м устраивают смотровые окна размером 20 × 20 см. Для регулярного и длительного передвижения людей параллельно грузовым скатам могут быть проведены вспомогательные.

Распространена следующая схема проведения скатов: вначале пробуривают по углю скважину, обеспечивающую проветривание забоя, затем ее расширяют до проектных размеров ската снизу вверх или сверху вниз, но в обоих случаях горную массу спускают по скважине под действием собственного веса. Эта схема весьма эффективна и безопасна при проведении скатов в газовых шахтах и по пластам, опасным по внезапным выбросам угля и газа.

Скаты размером 0,5 × 1,19 м на пластах мощностью 0,55...1,2 м по предварительно пробуренной скважине диаметром 170 мм можно проводить нарезной буровой машиной МРС-2 снизу вверх со скоростью до 100 м/смену. Машину подвешивают на канате, пропущенном через скважину (рис. 18.14). Расширяют и крепят скат сверху вниз со специального полка, подвешенного к канату лебедки, установленной на вентиляционном штреке. Взорванную породу спускают на откаточный штрек и через люк грузят в вагонетки.

В Кузбассе на мощных пластах предварительно пробуренную скважину диаметром 390...500 мм расширяют до размеров ската проход-

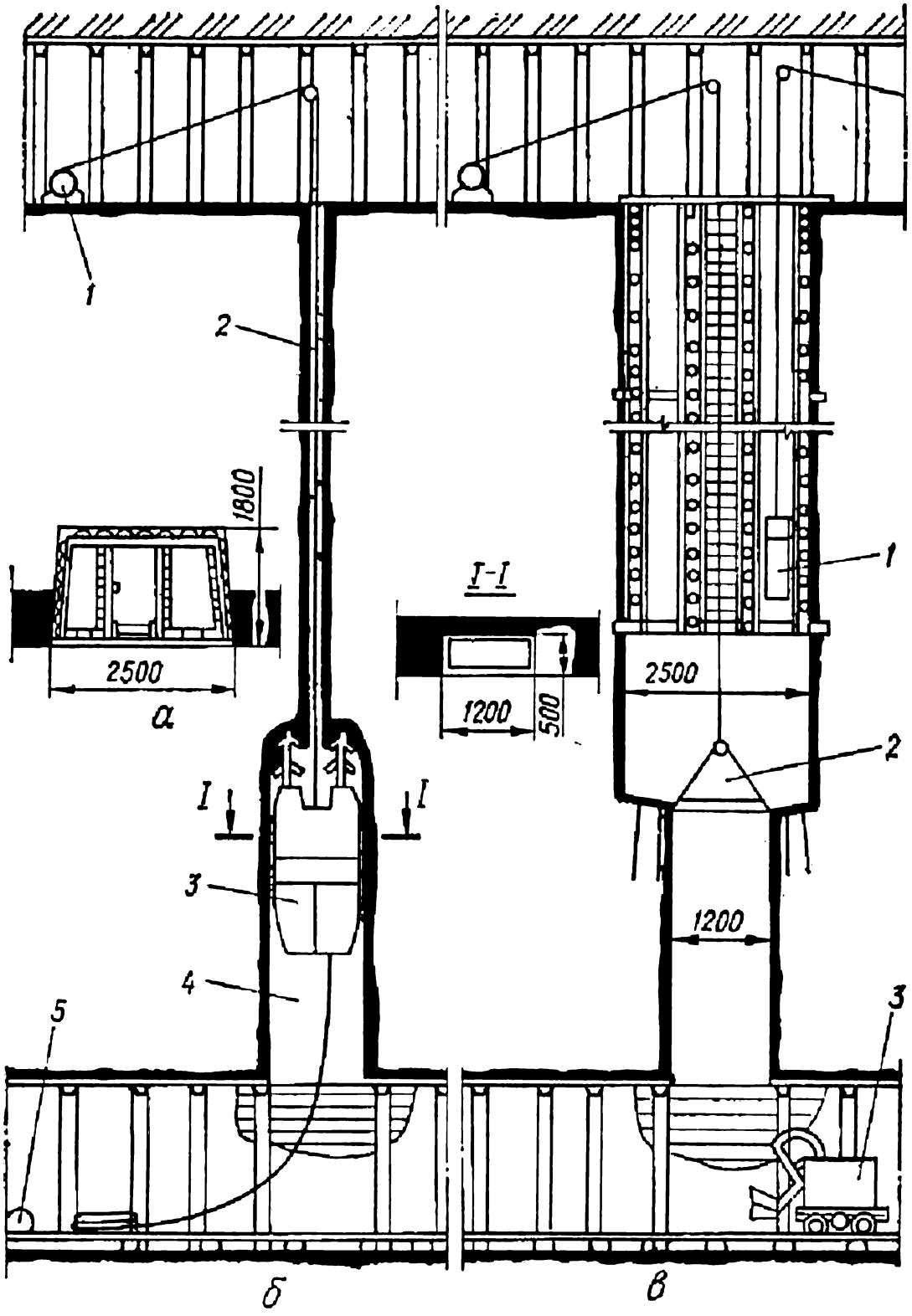


Рис. 18.14. Схема проходки ската буровой машиной МРС-2:

а — сечение ската; *б* — нарезка передовой выработки по углю; *1* — лебедка; *2* — скважина; *в* — машина МРС-2; *4* — передовая выработка; *5* — пускатель; *в* — расширение передовой выработки: *1* — скип; *2* — подвесной полок; *3* — погрузочная машина ППН-10

ческой машиной ПВВ-2м сверху вниз. Машина может расширять круглые скважины диаметром 1,3 и 1,5 м, квадратные размером 1,5 × 1,5 м и арочной формы. Отбитый уголь спускают по скважине и грузят в вагонетки или на конвейер на нижнем штреке.

Скаты длиной до 150 м на пластах угля мощностью 0,6...1,3 м при углах падения 45...80° можно проходить снизу вверх нарезным комбайном 2КНП. Привод комбайна пневматический. Управление — дистанционное, что позволяет применять его и на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа.

Для проведения полевых скатов длиной по 75 м по породам крепостью 10 может быть использована и буросбоечная машина «Стрела-68». Вначале бурят направляющую скважину диаметром 190 мм, потом ее расширяют сверху вниз до диаметра, равного 1 м.

На базе машины «Стрела-68» Донгипроуглемаш разработал буросбоечную машину «Стрела-77», обеспечивающую проходку скатов длиной до 100 м в тех же породах.

С использованием предварительно пробуренной скважины в газовых шахтах можно проводить скаты снизу вверх и по буровзрывной технологии. Шпуры бурят телескопными бурильными машинами с деревянных переносных полков, которые укладывают на стойки крепи. Взорванную горную массу спускают по грузовому отделению ската к штреку и через люк грузят в вагонетки. Перед взрыванием зарядов ходовое отделение перекрывают щитом. Но этот способ имеет недостатки: трудность доставки крепежных материалов к забою и необходимость передвижения людей по ходовому отделению.

Достоинства схем строительства скатов снизу вверх — отсутствие процессов погрузки породы и откачки воды.

§ 5. Строительство восстающих

Восстающие — это выработки, аналогичные скатам, но строят их при разработке рудных месторождений. В отличие от скатов их обычно проводят в крепких породах магматического и метаморфического происхождения. Основное назначение восстающих — спуск руды с верхнего горизонта под действием собственного веса. Угол наклона их к горизонтальной плоскости должен быть 60° и больше.

Восстающие несколько смещают по отношению к верхнему и нижнему штрекам, с тем чтобы у нижнего штрека устроить люковый затвор для выпуска руды, а по верхнему обеспечить безопасность движения, перекрыв восстающих лядой или решеткой.

Форма сечения восстающих может быть прямоугольной с соотношением сторон 1 : 1,5 или 1 : 2; квадратной с длиной стороны 1,5... 1,4 м; круглой. Восстающие обычно делят на три отделения: для спуска руды, лестничное (ходовое), для доставки материалов и инструмента. Восстающие с одним отделением называются рудоспусками. Размеры поперечного сечения выработки зависят от количества отделений, размеров наиболее крупных кусков полезного ископаемого, количества пропускаемого воздуха, требуемых поперечных размеров лестничного отделения и зазоров. Площадь сечения восстающих всвету в зависимости от их назначения и количества отделений колеблется в пределах 1,8...8 м^2. Сечение главного вентиляционного восстающего всвету должно быть не менее 4,5 м^2 при деревянной крепи и не менее 4 м^2 при бетонной. Можно применять для крепления металл, анкеры с металлической сеткой. В крепких породах стенки восстающего не крепят, но устанавливают расстрелы для образования отделений.

Восстающие проходят снизу вверх, выемку горной массы ведут по буровзрывной технологии. Шпуры бурят телескопными бурильными машинами, взорванную породу спускают под действием собственного веса по породному отделению или по всему восстающему и

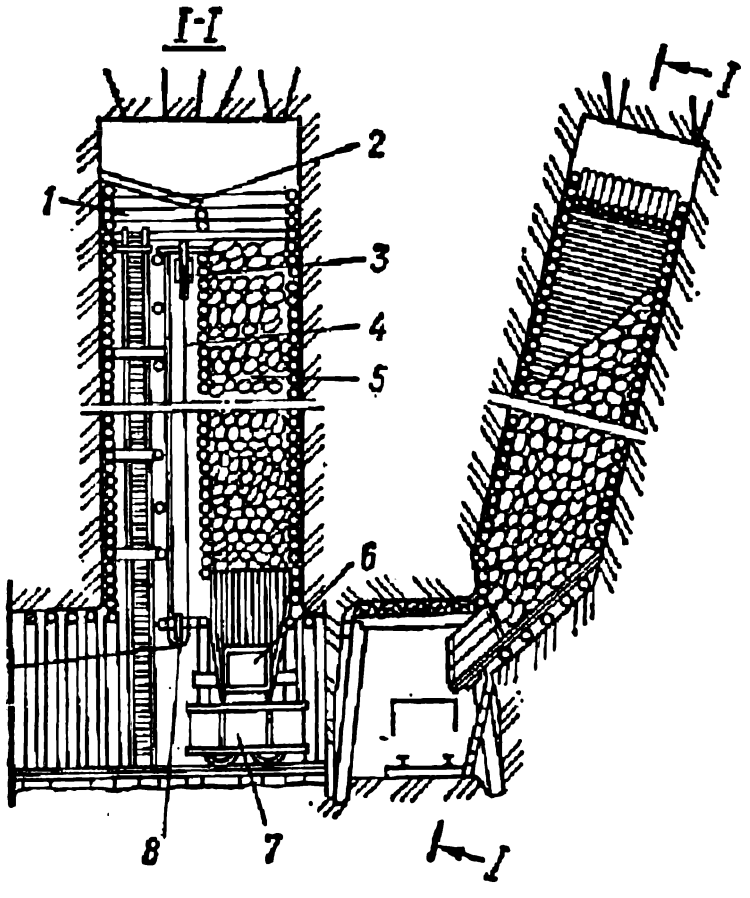


Рис. 18.15. Схема проведения восстающего обычным способом:
1 — лестничное отделение; *2* — отбойный полок; *3* — переносной ролик; *4* — подъемное отделение; *5* — отбитая порода; *6* — люк; *7* — вагонетка; *8* — неподвижный ролик

через затвор люка или погрузочной машиной с почвы штрека грузят в вагонетки. Схема проведения восстающего с тремя отделениями показана на рис. 18.15.

Вначале с нижнего штрека проводят 6...8 м выработки без отделений и устанавливают венцовую деревянную крепь. Затем восстающий делят на отделения, устраивают люк с затвором в породной части и продолжают его проведение. Глубина шпуров принимается равной 1,6...2,2 м, количество их устанавливают в зависимости от крепости пород из расчета 2,8...3,5 на 1 м^2 площади забоя. Вруб выбирают и располагают таким образом, чтобы отбитая порода направлялась в породное отделение. Шпуры бурят с полков, размещенных на венцах крепи на расстоянии 1,7...1,9 м от забоя. Перед взрывом лестничное и подъемное отделения перекрывают щитом. С целью предотвращения повреждения крепи кусками падающей породы породное отделение заполняется породой на всю длину и через люк выпускается только ее излишек.

Материалы и оборудование доставляют в забой в специальных волокушах лебедкой, установленной на штреке. В забое восстающего для пропуска каната устанавливают переносной блочок, а на штреке — направляющий. Для передвижения людей оборудуется лестничное отделение. Тупиковый забой восстающего проветривают вентилятором, установленным на свежей струе. Для улучшения проветривания целесообразно до проходки восстающего на всю его длину пробурить скважину станками НКР-100м, БА-100. Постоянную крепь возводят вслед за подвиганием забоя или звеньями высотой 6...12 м. В смену на проходке восстающего работают 3—4 проходчика. Лучшей организацией работ считается та, при которой цикл выполняется в течение смены.

Эффективно проведение восстающих комплексами КПВ-1Б, КПВ-1А и подвесных клетей. Средняя скорость проходки восстающих комплексом КПВ-1Б составляет 115...125 м/мес, что в 4...5 раз выше скорости их проведения по обычной схеме. Кроме того, в 2...3 раза возрастает производительность труда, в 1,5...2 раза снижается стоимость работ.

В соответствии с технической характеристикой комплексом можно проводить восстающие высотой не более 80 м. В Криворожском бассей-

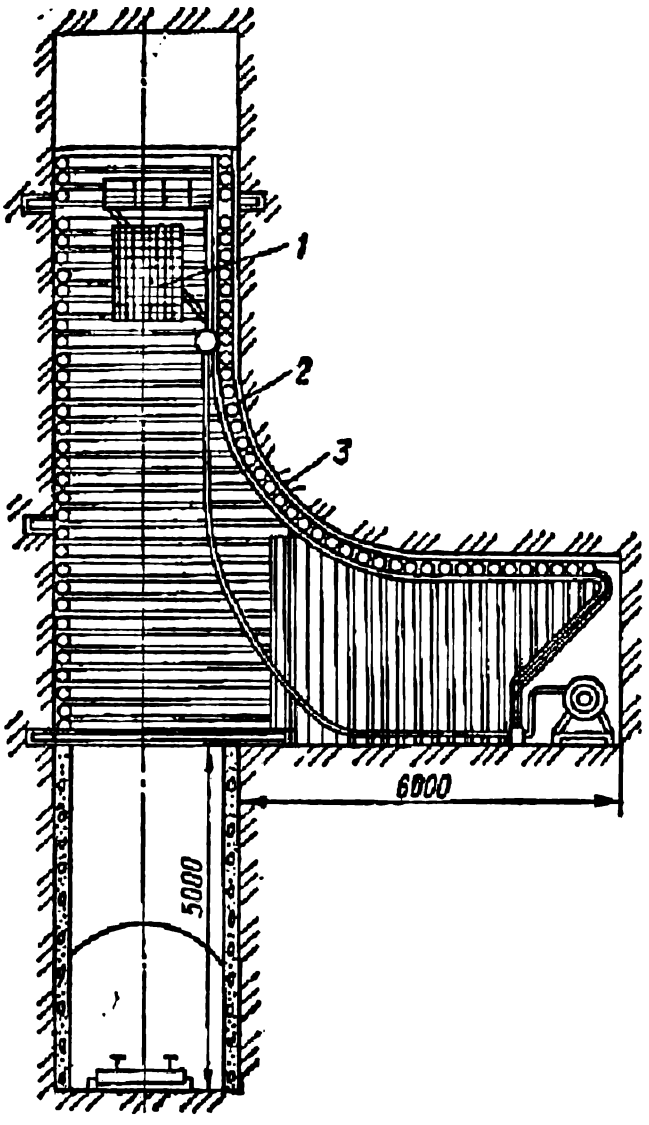


Рис. 18.16. Схема проходки вертикального восстающего комплексом КПВ-1А в слабых породах:
1 — комплекс КПВ-1А; *2* — монорельс; *3* — рельс Р-24

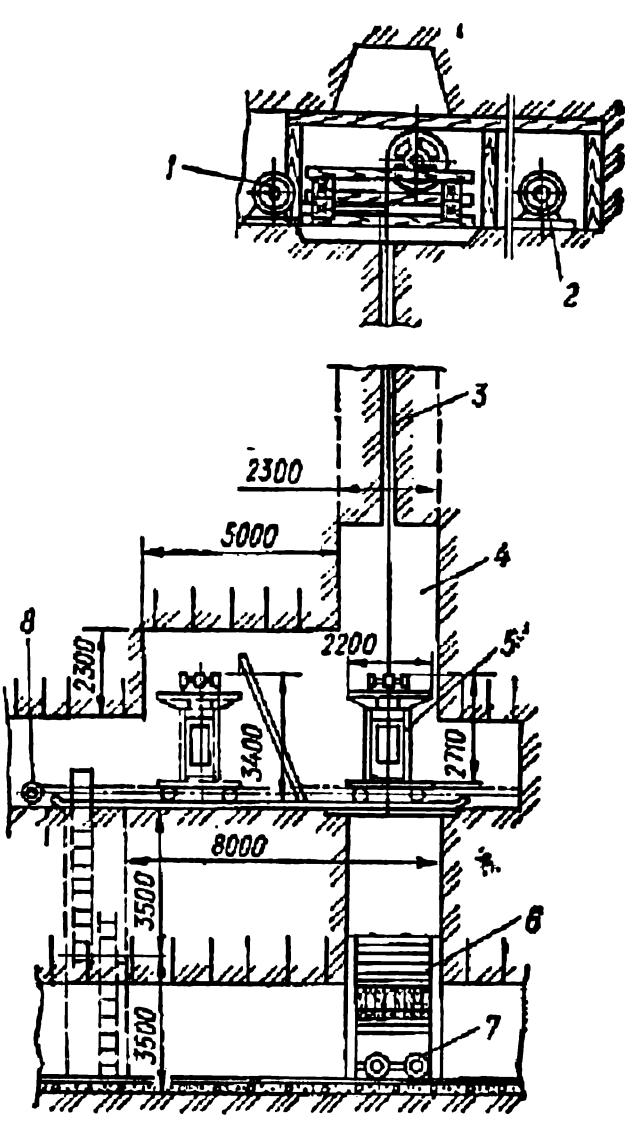


Рис. 18.17. Схема проходки восстающего при помощи подвесной клети:
1 — вентилятор; *2* — лебедка; *3* — скважина; *4* — восстающий; *5* — подвесная клеть; *6* — люк; *7* — вагонетка; *8* — лебедка

не на шахте «Центральная» при незначительной реконструкции узлов комплексом КПВ-1Б успешно прошли вертикальный восстающий сечением 2 × 2 м и высотой 150 м по породам крепостью 12...14. Забой проветривали воздушно-водяной смесью. Восстающие с помощью КПВ-1Б проводят по крепким породам и поэтому не крепят.

При строительстве рудника Чал-Ата (Казахстан) комплексом КПВ-1А, аналогичным комплексу КПВ-1Б, проводили вертикальные восстающие выработки в неустойчивых породах (рис. 18.16). Монтажную камеру длиной 5 м, высотой 2,9 м прошли на 5 м выше почвы действующей выработки. На уровне почвы камеры заложили опорный венец. Сопряжения камеры и восстающего разделали по радиусу 3 м. Восстающий по мере его проходки крепили венцовой крепью. Монорельс крепили к рельсу Р-24 с помощью специальных захватов, а рельс — к венцам. Через 10 м устанавливали опорные венцы. Готовые элементы крепи подавали в забой лебедкой, установленной в камере. Восстающий проводили по буровзрывной технологии в три семичасовые смены. Звено состояло из трех проходчиков и одного откатчика. В смену выполняли один цикл. Связь между камерой и полком в забое осуществлялась электрической сигнализацией и телефоном ТАС-М4.

С помощью подвесных клетей можно проводить вертикальные и наклонные восстающие в крепких породах, не требующих крепления (рис. 18.17). В этом случае по оси будущего восстающего бурят скважину диаметром 100...150 мм. На верхнем горизонте монтируют лебедку, на нижнем делают засечку восстающего на высоту 4...5 м и проходят боковую камеру длиной 5...6 м для подвесной клети. Работы по бурению и заряжанию шпуров ведут с крыши клети, подвешенной к лебедке на канате, который пропущен через скважину. Перед взрыванием клеть опускают на уровень почвы боковой камеры, ставят на рельсы и лебедкой затаскивают в камеру. Канат поднимают в скважину.

Взорванную породу через люк грузят в вагонетки, расположенные на откаточной горизонтальной выработке. Для проветривания используют вентилятор, который отсасывает загрязненный воздух из скважины. По этой схеме выработки проходят со скоростью 120 м/мес и больше.

Известна также схема проходки восстающих в крепких породах с помощью взрывных скважин, пробуренных на всю высоту выработки. Скважины бурят станками ЗИФ-150, ЗИФ-300, НКР-100М. Центральная скважина — врубовая, ее не заряжают, остальные заряжают и взрывают заходками длиной 3...10 м в восходящем порядке. Взорванная порода падает на почву горизонтальной откаточной выработки и грузится машинами в вагонетки.

§ 6. Строительство наклонных стволов и штолен

Наклонные стволы и штольни являются капитальными, вскрывающими. На горном предприятии должно быть не менее двух стволов: один — главный, по которому транспортируется полезное ископаемое, другой — вспомогательный для спуска-подъема людей, материалов и оборудования, поступления в шахту свежей струи воздуха. Верхняя часть ствола — устье должно быть на протяжении 10 м закреплено огнестойкой крепью. К устью главного ствола примыкают вентиляционные каналы, вспомогательного — калориферные, запасной выход с противопожарными дверьми. Выход из наклонных стволов оформляется в виде портала. Здание над главным стволом должно быть герметичным, так как по нему поднимается исходящая струя воздуха.

Технология строительства наклонных стволов и штолен в основном аналогична технологии строительства уклонов. Отличие заключается в том, что стволы проводят с поверхности земли и они имеют большую площадь поперечного сечения. Оба ствола, как правило, проходят параллельно сверху вниз по полезному ископаемому, что позволяет одновременно с проходкой хорошо разведать пласт. При слабых боковых породах стволы могут быть полевыми.

Строительство наклонных стволов включает следующие работы: возведение на поверхности земли необходимых зданий; проходку устья и технологической части; монтаж оборудования для подъема горной массы и других транспортных целей; монтаж водоотлива, проветривания; оснащение ствола проходческим оборудованием; проходку основной части ствола по коренным породам; монтаж эксплуатационного оборудования и его опробование.

Строительство наклонного ствола начинается с проходки устья.

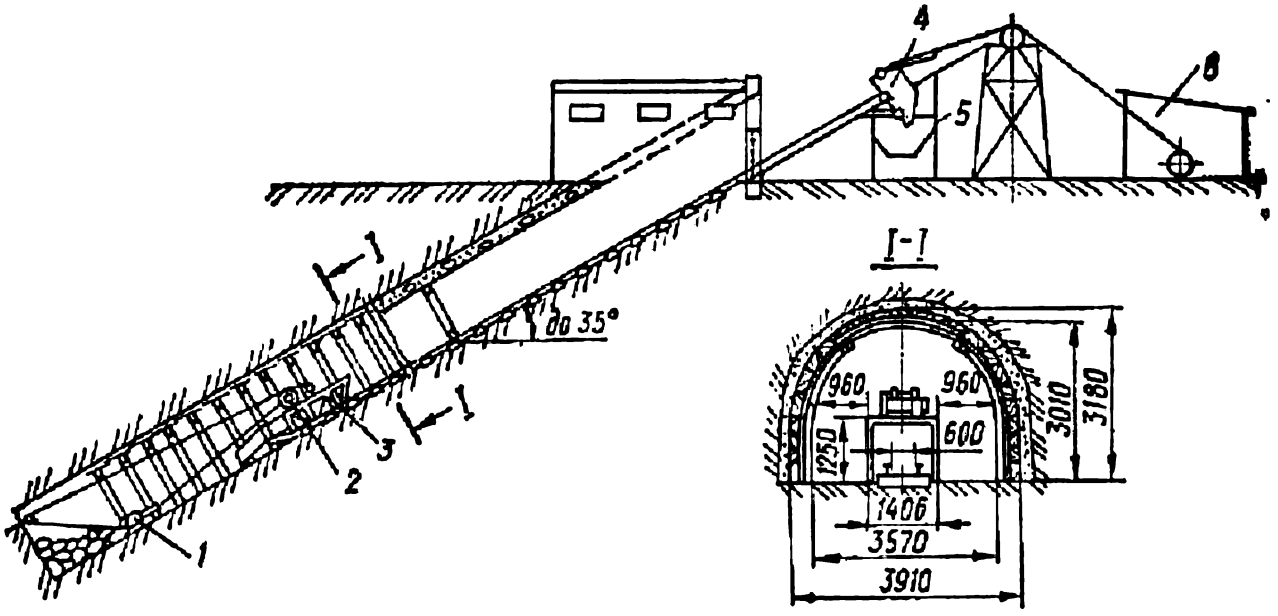


Рис. 18.16. Схема проходки наклонного ствола:
1 — скрепер; *2* — скреперная лебедка; *3* — скреперный полок; *4* — скип; *5* — бункер; *6* — подъемная машина

Выбор технологии проходки зависит от формы поперечного сечения и длины устья, а также от мощности наносов, угла падения пласта полезного ископаемого. При углах наклона до 45° устье проходят открытым способом. Разработку, транспортирование и погрузку горной массы в котловане под устье можно вести драглайнами, скреперами, экскаваторами типа механической лопаты, автокранами с грейферами, которыми сразу разрабатывают породы или после их рыхления буровзрывными работами. При углах наклона свыше 45° устья проходят подземным способом аналогично проходке устьев вертикальных стволов.

Глубина котлована под устье определяется длиной устья и углом наклона ствола. После проходки котлована в нем снизу вверх устанавливают постоянную крепь, возводят портал и бульдозерами засыпают котлован. Для отвода поверхностных вод возле портала устраивают водоотводные канавы.

Наклонные стволы по коренным породам проводят по буровзрывной и комбайновой технологии. Для погрузки породы кроме машин, указанных в § 3, могут быть использованы комплексы КНС-1 (ППВ-2), «Сибирь», пневмопогрузчики ГП-2, КС-3. Комплекс КНС-1 применяют при углах наклона выработки до 55°, обеспечивая бурение шпуров и погрузку породы. Машина имеет съемные рабочие органы, грейферный и ковшовый для погрузки горной массы, манипуляторы для установки бурильных машин, крепеукладчик. Комплекс «Сибирь» предназначен для проходки наклонных выработок (с углом наклона до 25 °) сверху вниз площадью поперечного сечения 12...22 м^2. Он механизирует процессы бурения шпуров, погрузки горной массы, возведения крепи. Наклонные стволы и штольни могут быть пройдены также проходческими комбайнами 5ПУ, 4ПП-2, 4ПП-5, «Союз-19».

При строительстве шахт в Донбассе распространена скреперная погрузка горной массы при проходке прямолинейных выработок с углом наклона до 45 °, крепкой почве и хорошо раздробленной породе. Схема проходки наклонного ствола со скреперной погрузкой горной массы приведена на рис. 18.18.

Проветривают наклонные стволы вентиляторами, установленными на поверхности на расстоянии 15...20 м от входа в ствол. При значительных углах наклона выработок входы в стволы перекрывают ограждениями с закрываемыми проходами для сосудов и людей.

На поверхности горную массу разгружают на эстакадах в специальные металлические бункера, из которых через люковой затвор она попадает в вагонетки или в кузова самосвалов. После проходки наклонных стволов и оснащения их эксплуатационным оборудованием приступают к проведению выработок околоствольного двора.

Наклонные стволы, уклоны и штольни с целью подготовки новых горизонтов можно углублять сверху вниз, снизу вверх или встречными забоями. При углубке сверху вниз возможны три схемы.

Первая схема — углубка через углубочное или лестничное отделение с оставлением породного предохранительного целика, который служит для защиты проходчиков на случай обрыва транспортных сосудов (вагонетки, скипа). Предохранительные целики устраивают в крепких породах. Перед углубкой наклонной выработки необходимо зумпф выработки освободить от воды и ила, а затем разделить железобетонной перемычкой на две части. Первая часть, расположенная под эксплуатационным отделением, выполняет функции нового зумпфа, а вторая (меньшая) используется для углубочных работ.

Углубочное отделение, начиная от железобетонной перемычки и выше рабочего горизонта на 12...15 м, перегораживают от эксплуатационного. Если для углубки приспосабливают лестничное отделение, то на используемом участке лестницы разбирают и сверху перекрывают полком. Дальше, если нужно, проходят камеру или нишу для лебедки. После этого на рабочем горизонте монтируют подъемную лебедку, устанавливают вентилятор, насос, подводят силовой и осветительные кабели, телефонную линию. Углубочное отделение на уровне рабочего горизонта при крутом падении пласта перекрывают полком, а при пологом ограждают в него вход. Из углубочного отделения сверху вниз проводят ходок длиной 8...10 м, который крепят деревом. Дальше на участке 5...6 м выработка расширяется до нормальных размеров. Образовавшийся породный целик снизу укрепляют двутавровыми балками и стойками диаметром 25...30 см. Углубочное отделение ниже рабочего горизонта делят перегородкой на две части: для транспортных целей и передвижения людей.

Подготовленную наклонную выработку проходят по буровзрывной технологии. Скорость углубки, как правило, значительно меньше, чем скорость проходки, и зависит она от производительности транспортных средств, возможности пропуска горной массы, полученной от углубки, по эксплуатационным транспортным линиям.

После углубки наклонной выработки разбирают породный целик, крепят этот участок, прокладывают транспортные линии. Для разборки целика бурят шпуры глубиной 1,2...1,5 м и одновременно взрывают по 5—8 шпуров.

Вторая схема применяется в неустойчивых породах. Она предусматривает те же подготовительные работы и ту же технологию углубки, что и первая, но вместо породного предохранительного целика устраивается искусственный предохранительный полок. Технология углуб-

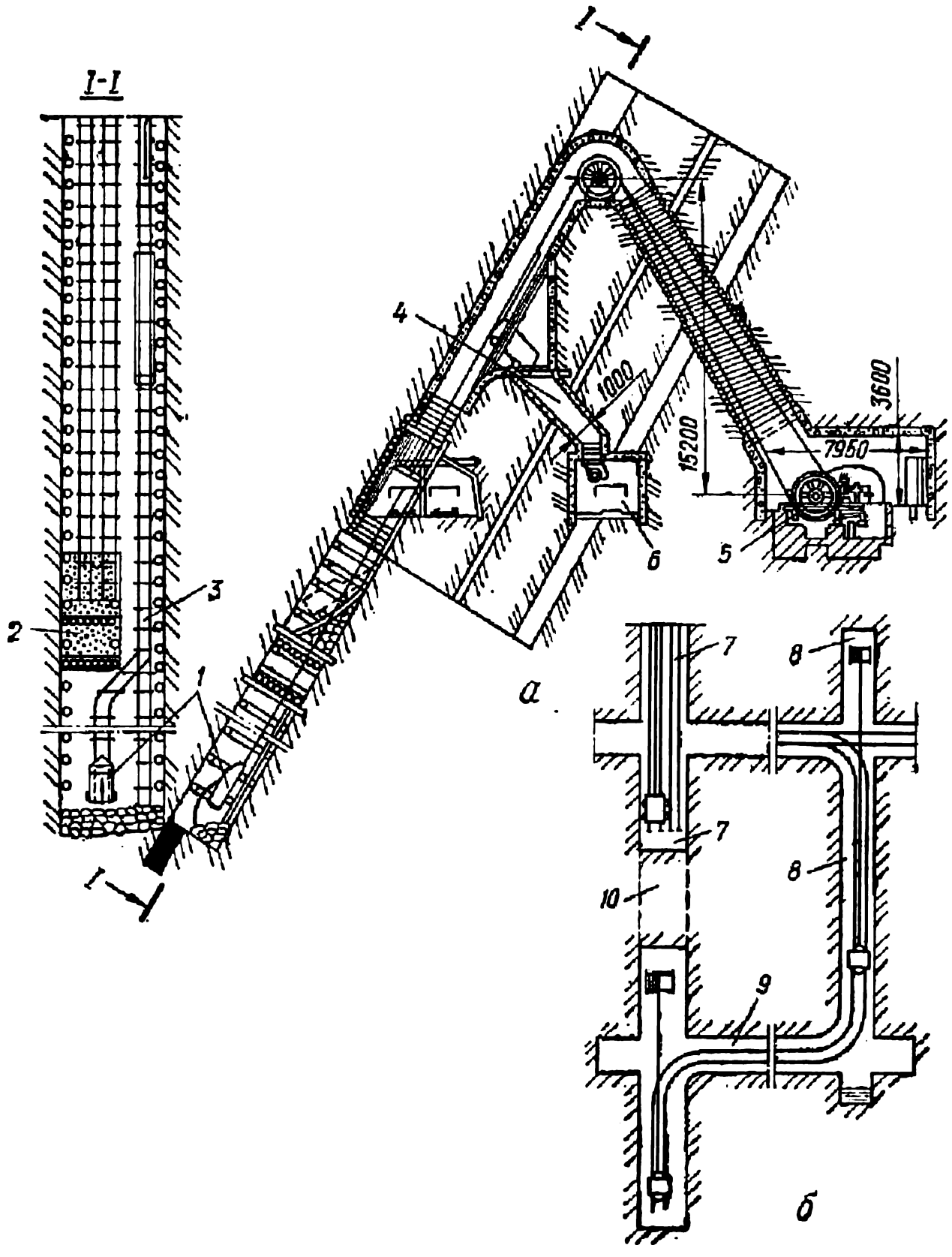


Рис. 18.19. Углубка наклонных выработок:

а — на крутом падении с устройством искусственного предохранительного полка; *б* — через дополнительную выработку; *1* — скип; *2* — предохранительный полок; *3* — углубочное отделение; *4* — бункер; *5* — подъемная лебедка; *6* — рабочий горизонт; *7* — эксплуатируемый уклон; *8* — дополнительная выработка; *9* — углубочный горизонт; *10* — породный предохранительный целик

ки наклонного ствола по крутопадающему пласту угля с устройством искусственного предохранительного полка показана на рис. 18.19, *а*.

Третья схема — углубка наклонной выработки сверху вниз через дополнительную выработку (рис. 18.19, *б*) — применяется, если в ней не предусмотрено углубочное или лестничное отделение или на рабочем

горизонте нет места для размещения лебедки. Дополнительная выработка проводится на расстоянии 15...20 м от углубляемой. При этой схеме получается многоступенчатая выдача породы на поверхность, однако углубочные работы не мешают эксплуатации выработки и совершенно безопасны для проходчиков.

Углубка наклонных выработок снизу вверх возможна в том случае, если новый рабочий горизонт уже вскрыт. Работы по углубке выработок аналогичны работам по проведению бремсбергов.

При подготовке длинных уклонных полей, при столбовых системах разработки по падению или восстанию возможна углубка встречными забоями.

§ 7. Особенности проектирования технологии проведения наклонных выработок

Технология проведения наклонных выработок проектируется исходя из оптимальных скоростей, которые могут быть приняты по данным исследований ИГД им. А. А. Скочинского в следующих пределах: по углю 1,75...2,5; по углю с подрывкой породы 1,7...2,5; по породе 1,5...2,25; при комбайновой проходке 3...5 м/смену и более. Количество проходчиков в сменном звене определяют по расстановке или по трудоемкости работ на смену.

Конвейерный транспорт вполне обеспечивает непрерывную работу погрузочных машин и проходческих комбайнов. При доставке горной массы скипами или в вагонетках одно- или двухконцевой откаткой погрузочные машины и комбайны могут простаивать из-за ее недостаточной производительности. Это обстоятельство следует учитывать при составлении графиков организации работ. Прежде всего надо определить исходя из производительности лебедки концевую нагрузку, т. е. количество вагонеток, одновременно подымаемое лебедкой, или вместимость скипа. Кроме того, технологическая схема должна обеспечивать возможность погрузки горной массы в несколько вагонеток. В практике проведения наклонных выработок одновременно поднимают не более двух-трех вагонеток.

Для обеспечения непрерывной работы погрузочной машины надо, чтобы время погрузки горной массы $t_п$ в вагонетки (скипы) было больше или равно времени их откатки (замены) $t_з$, т. е. $t_п \geqslant t_з$.

Время погрузки горной массы может быть определено по формуле

$$t_п = \frac{V_п' t_{см} \alpha}{K_р H_п n_п K}.$$

Здесь $V_п'$ — объем породы в вагонетках (скипе), м³; $t_{см}$ — продолжительность смены, ч; $K_р$ — коэффициент разрыхления породы; $H_п$ — норма выработки на погрузку горной массы без учета поправочного коэффициента на длину выработки; $n_п$ — количество проходчиков на погрузке.

Объем породы в вагонетках (скипе)

$$V_п = \psi V_в n_в,$$

где ψ — коэффициент заполнения вагонетки (скипа); $V_в$ — вместимость вагонетки (скипа), м^3; $n_в$ — количество вагонеток в составе (при откатке скипами $n_в = 1$).

Время замены откаточных сосудов в часах:

при откатке одноконцевым канатом

$$t_в' = \frac{2L/v_к + \Theta}{3600};$$

при откатке двухконцевыми канатами

$$t_в'' = \frac{L/v_к + \Theta}{3600},$$

где L — полная длина откатки в конце проходки, м; $v_к$ — скорость движения каната, принимается по техническим характеристикам лебедок (по ПБ $v_к$ не должно превышать 5 м/с при откатке в вагонетках и 7 м/с — в скипах); Θ — время маневров у забоя и на приемной площадке ($\Theta = 50...60$ с).

Условие $t_п \geqslant t_в$ может быть выполнено, если применяется откатка двухконцевыми канатами или при одноконцевой откатке в забое уклона предусматривается переносная тупиковая стрелка.

Непрерывная погрузка горной массы при одноконцевой откатке и тупиковой стрелке у забоя будет обеспечена, если

$$\left[\frac{1}{3600}\left(\frac{2L - l_{max}}{v_к} + \Theta\right)\right] \leqslant \left[\frac{1}{3600}\left(\frac{l_{max}}{v'} + \Theta'\right) + t_п\right],$$

где l_{max} — максимальное расстояние от забоя до тупиковой стрелки, м; v' — скорость движения вагонеток от стрелки до погрузочной машины ($v' = 1{,}5$ м/с); Θ' — время маневров у тупиковой стрелки и погрузочной машины ($\Theta' = 20...30$ с).

Если условие не выполняется, на графике организации работ между погрузкой составов вагонеток (скипа) должны быть перерывы, равные времени их обмена.

Количество перерывов в погрузке породы на цикл

$$n_0 = l\eta S_{пр} K_р / V_п',$$

а общее время погрузки горной массы и обмена вагонеток (скипа) на цикл

$$T_п = (t_п + t_в)\, n_0.$$

Контрольные вопросы

1. Особенности строительства наклонных выработок.
2. Строительство наклонных выработок по буровзрывной технологии.
3. Строительство наклонных выработок по комбайновой технологии.
4. Проведение наклонных выработок снизу вверх по гидромеханической технологии.
5. Транспортирование горной массы и материалов при проведении наклонных выработок.
6. Водоотлив при проведении наклонных стволов, уклонов.

Глава 19. ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ВЫРАБОТОК БОЛЬШОГО ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ

§ 1. Общие сведения

К группе подземных выработок с большой площадью поперечных сечений (более 30 м^2) относят: железнодорожные, автодорожные и гидротехнические тоннели, хранилища различного назначения, автостоянки, станции технического обслуживания, камеры для размещения промышленных объектов, торговых центров, выставочных залов и т. д. Объемы сооружения таких выработок в СССР и за рубежом значительно возросли. Ученые полагают, что к 2000 г. подземное пространство под крупнейшими городами на глубину до 150 м будет полностью освоено.

Подземные выработки, как правило, являются капитальными с продолжительным сроком службы. Они имеют разнообразные формы и размеры, что обусловлено обширной областью применения, свойствами пересекаемых пород, материалами обделки (крепи). Наиболее устойчивые формы: сводчатые с полуциркульным сводом (рис. 19.1, *а*); сводчатые с коробовым сводом (рис. 19.1, *б*); подковообразные (рис. 19.1, *в*); круглые (рис. 19.1, *г*); треугольные (рис. 19.1, *д*); корытообразные с вертикальными стенками и пологим сводом (рис. 19.1, *е*); эллиптические с горизонтальной (рис. 19.1, *ж*) и вертикальной (рис. 19.1, *з*) большой осью; корытообразные с наклонными стенками и подъемным сводом (рис. 19.1, *и*). Размер площади поперечного сечения всвету определяется формой, типом принятого оборудования, его габаритными размерами, размещением, а также величиной безопасных зазоров. На поверхности земли выработка оформляется порталом, обеспечивающим устойчивость лобового и боковых откосов выемки, отвод воды и архитектурное оформление входа в подземное сооружение.

В зависимости от глубины заложения выработки проводят открытым или подземным способом. При открытом способе с поверхности земли отрывают котлован, в котором сооружают обделку, а потом восстанавливают поверхность. При подземном способе проходят выработку через стволы или порталы и возводят в ней обделку без нарушения поверхности.

§ 2. Схемы строительства выработок

Различают следующие схемы строительства выработок большого поперечного сечения: сплошным забоем на полный профиль (сечение); сплошным забоем на полный профиль с направляющей штольней; с разделением забоя на уступы; слоями; с использованием опорного ядра.

Сплошным забоем на полный профиль (сечение) (рис. 19.2) строят выработки площадью поперечного сечения до 200 м^2 в устойчивых нетрещиноватых весьма крепких, крепких и средней крепости породах. Породу вынимают одновременно по всей площади забоя буровзрывными работами. При крепких и весьма крепких породах выработку, как правило, не крепят, при средней крепости пород в качестве временной крепи применяют штанговую. При строительстве выработки сплошным забоем обеспечиваются благоприятные условия для высокой концентрации горно-

проходческих работ на сравнительно небольшой площади. Широкий фронт, большой объем и простая организация работ позволяет эффективно использовать мощную горно-проходческую технику и добиваться высокой производительности труда и скорости строительства выработок.

В тех случаях, когда горный массив, в котором проводят выработку, недостаточно изучен, для предупреждения неожиданного прорыва подземных вод и выявления геологических нарушений бурят опережающую скважину диаметром 0,075...0,1 м на глубину 25...50 м. Последнюю в дальнейшем используют в качестве дополнительной открытой поверхности при выборе типа вруба.

Строительство выработок сплошным забоем на полный профиль (сечение) с направляющей штольней, располагаемой в центральной части, начинают с проходки этой штольни, площадь

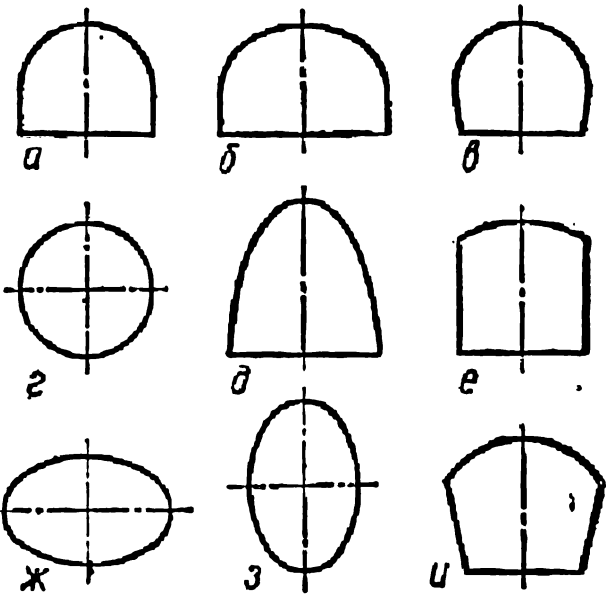
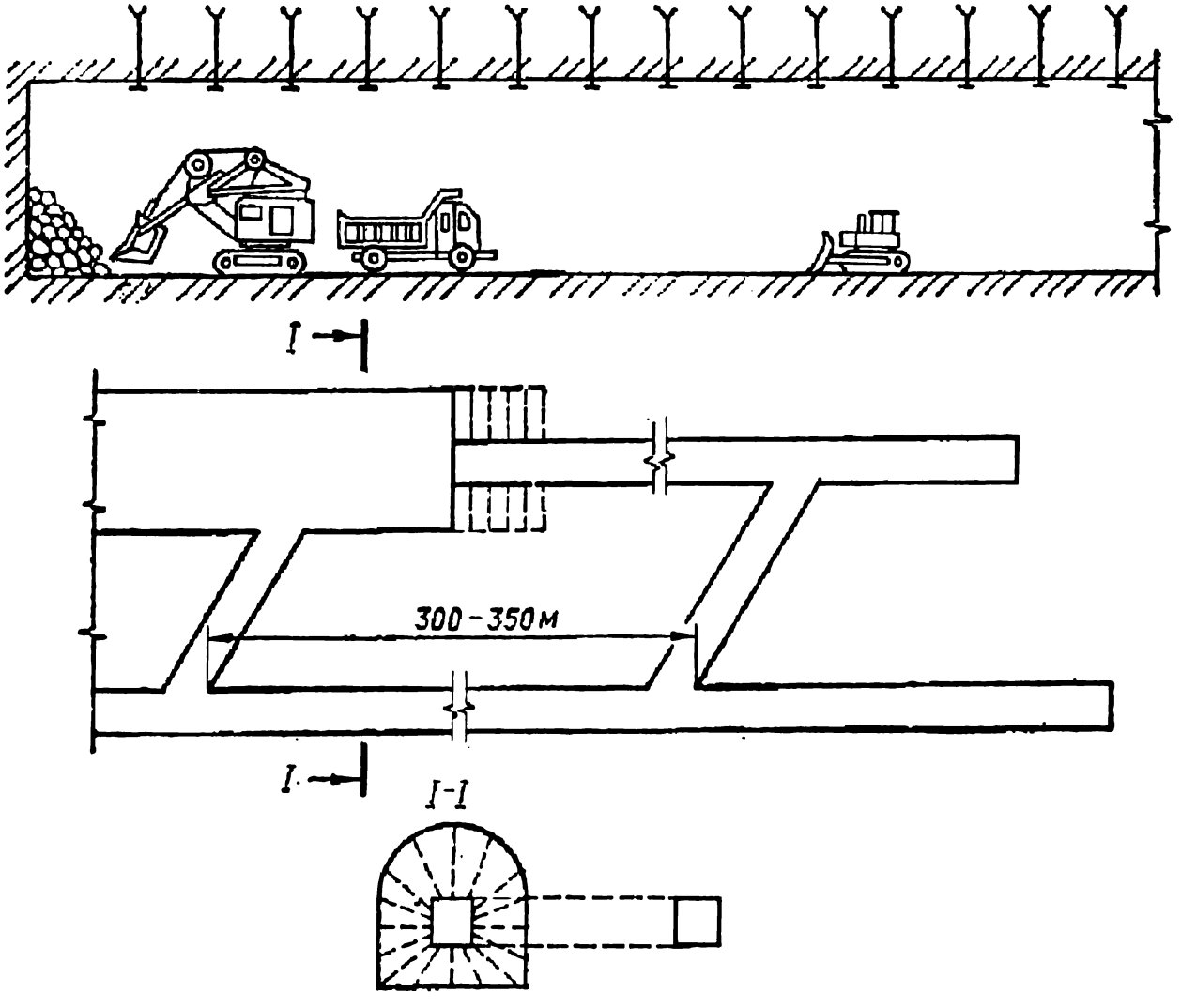


Рис. 19.1. Формы поперечных сечений выработок

Рис. 19.2. Схема проведения выработки большой площади сечения сплошным забоем на полный профиль

Рис. 19.3. Схема проведения выработки большой площади сечения с центральной направляющей штольней и боковой выработкой



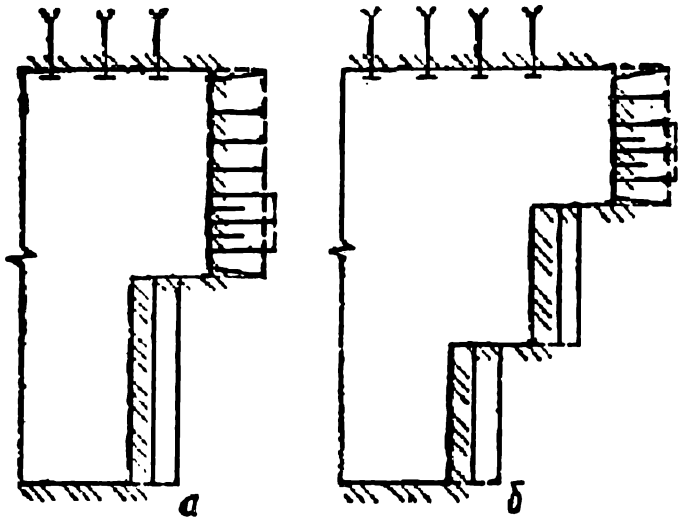


Рис. 19.4. Схемы почвоуступных забоев:
а — при двух уступах; б — при трех уступах

поперечного сечения которой должна обеспечить размещение принятого горно-проходческого оборудования (бурильных и погрузочных машин, транспортных средств). Затем выработку расширяют до проектных размеров. Процессы проведения штольни и расширения ее до необходимых размеров можно выполнять одновременно (параллельная схема) или поочередно (последовательная схема).

Параллельная схема обеспечивает более высокую скорость строительства выработки и хорошее проветривание. Однако в этом случае кроме направляющей необходимо дополнительно проводить боковую вспомогательную выработку (квершлаг, полевой штрек) и сбойки между ними площадью сечения 4,5...6 м^2 (рис. 19.3).

При расширении направляющей выработки шпуры бурят глубиной до проектного контура, располагая их веерообразно и перпендикулярно продольной оси выработки. Расстояния между веерами шпуров принимают в зависимости от крепости пересекаемых пород в пределах от 0,6 до 1 м. Очередность взрывания зарядов должна обеспечить отрыв породы от массива дисками. При этом достигается высокая эффективность работ за счет наличия двух обнаженных поверхностей. Число дисков отбиваемой породы лимитируется имеющимся в наличии количеством серий замедленного действия электродетонаторов, поскольку в большинстве случаев применяют наиболее безопасное электрическое взрывание.

Выработки с помощью направляющей штольни, располагаемой в нижней части сечения, также строят по параллельной или последовательной схеме.

Достоинства этого способа — возможность непрерывного и детального ведения геологической разведки, что очень важно для строительства выработок по породам с изменяющимися физико-механическими свойствами; высокая эффективность буровзрывных работ в основном забое, имеющем две открытых поверхности. Недостатки — высокая трудоемкость работ, сложность увязки проходческих процессов в забое передовой штольни и в забое расширения выработки.

Строительство выработок с разделением забоя на уступы возможно различными вариантами: горизонтальными, с опережением верхнего или нижнего уступа, и вертикальными. В первом случае (рис. 19.4) сечение выработки делят на несколько уступов, которые отстают один от другого на 1,5...1,7 длины заходки. Величину зарядов для верхнего уступа рассчитывают как для забоя с одной открытой поверхностью, а для отстающих — с двумя открытыми поверхностями. Чтобы уменьшить зажим породы, вначале взрывают заряды в уступах с двумя открытыми поверхностями, а затем (с некоторым замедлением) в уступах с одной открытой поверхностью. После проветривания бурят шпуры в верхнем

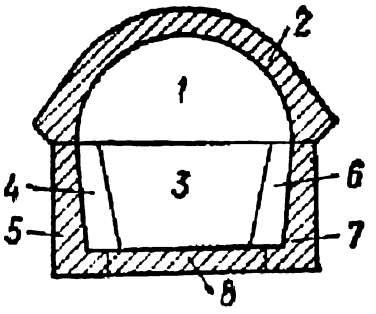


Рис. 19.5. Этапы работ при проходке выработок большой площади сечения слоями:

1 — выемка породы на участке верхнего слоя; *2* — возведение крепи в своде; *3* — выемка породы в центральной части нижнего слоя; *4* — выемка породы на участке левой стороны нижнего слоя; *5* — возведение бетонной стены на участке левой стороны нижнего слоя; *6* — выемка породы на участке правой стороны нижнего слоя; *7* — возведение бетонной крепи на участке правой стороны нижнего слоя; *8* — возведение бетонной крепи в почве выработки

и грузят породу в нижнем уступе. В качестве временной крепи применяют штанговую. Для бурения шпуров в верхнем уступе и возведения штанговой крепи применяют подмости и буровые рамы. Вертикальные шпуры в нижних уступах бурят с почвы вышерасположенных уступов одновременно с погрузкой породы с почвы выработки. Постоянную крепь возводят на расстоянии 50...60 м от забоя с применением бетононасоса и передвижной опалубки.

Достоинства схемы — возможность совмещения наиболее трудоемких процессов (бурение шпуров и погрузка породы), что позволяет сократить продолжительность проходческого цикла и добиться высоких скоростей строительства выработок. Недостатки — невозможность применения высокопроизводительного оборудования для бурения шпуров в верхней части выработок и возведения штанговой крепи.

Схема строительства выработок почвоуступным забоем может быть рекомендована в тех случаях, когда проходка на полное сечение обычным оборудованием невозможна по горно-геологическим условиям, а соответствующее специальное оборудование отсутствует. При такой схеме верхний уступ опережает нижний на 30...50 м. Шпуры бурят самоходными буровыми установками или буровыми каретками. Породу убирают погрузочными машинами ППМ-4, 2ПНБ-2 и др. Порода, которую машина грузит в вагонетки или на конвейер в верхнем уступе, поступает в бункер, смонтированный на передвижном помосте, откуда перегружается в вагонетки и транспортируется на поверхность. В качестве временной крепи применяют штанговую. Обделку возводят на расстоянии 50...60 м от забоя нижнего уступа с использованием бетононасоса и передвижной опалубки.

Достоинства схемы: выполнение работ в опережающем забое позволяет уточнить данные геологической разведки и своевременно решать вопросы, связанные с изменением технологии работ на уступах; горнопроходческие работы в верхнем и нижнем уступах можно выполнять параллельно или последовательно. Недостатки — необходимость монтажа транспортных средств на обоих уступах, а также специальных подъездных устройств с нижнего уступа на верхний. Данная схема строительства выработок рекомендуется к применению в породах средней крепости и слабых.

При строительстве выработок с опережением нижнего уступа забой подразделяют на части, примерно равные по площади. В первую очередь разрабатывают нижнюю часть сечения сплошным забоем, а затем верхнюю. Шпуры бурят бурильными молотками с применением пневмоподдержек с отвала, образующегося от подрывки породы в верхнем уступе.

Достоинства схемы: обеспечивается высокая эффективность буровзрывных работ в верхнем уступе, имеющем две открытые поверхности,

отпадает необходимость в применении буровых подмостей и рам, создается возможность совмещения наиболее трудоемких проходческих процессов — погрузки породы и бурения шпуров в верхнем уступе. Недостатки — трудность бурения шпуров в верхнем уступе, последовательное выполнение работ по проведению нижней и верхней частей выработки, невозможность использования данной схемы в трещиноватых и монолитных неустойчивых породах. Область ее применения — крепкие, устойчивые, не требующие временной крепи породы в выработках ограниченной длины.

При строительстве выработок вертикальными уступами забой в зависимости от его ширины делят на ряд уступов с отставанием одного от другого на несколько десятков метров. Работы во всех уступах ведут одновременно или последовательно сплошным забоем на полное сечение. Эту схему целесообразно применять в выработках небольшой высоты и значительной ширины, забои которых можно обурить на полную высоту установками СБУ-2 без использования громоздких и тяжелых буровых подмостей и рам. В тех случаях, когда организацией работ предусмотрено применение одного комплекта горно-проходческого оборудования для обслуживания забоев двух уступов с совмещением во времени наиболее трудоемких производственных процессов — бурения шпуров в одном и погрузки породы в другом забое,— достигается наибольшая эффективность.

Достоинства схемы — нет необходимости в применении громоздких дорогостоящих буровых подмостей и рам. Недостатки — сложность увязки во времени технологических процессов, значительные потери времени на выполнение вспомогательных операций в связи с раздельным ведением взрывных работ.

Строительство выработок слоями (рис. 19.5) предусматривает в первую очередь разработку породного массива на участке верхнего слоя *1* и возведение в нем бетонного свода *2*, опирающегося на боковые выступы, которые вынесены за пределы сечения выработки. Во вторую очередь под защитой бетонного свода разрабатывают породный массив в нижнем слое. В устойчивых породах, в которых свод может удерживаться на образованных боковых выступах, породу вынимают по всему сечению нижнего слоя и возводят бетонные стены. В породах трещиноватых и неустойчивых для большей надежности вначале вынимают породу в центральной части, оставляя под боковыми выступами бетонного свода нетронутые целики, затем поочередно небольшими участками вынимают породу, залегающую слева и справа, возводят бетонные стены. В последнюю очередь бетонируют почву.

Строительство выработок по схеме опорного ядра начинают с боковых штолен, затем в них ставят бетонные стены в 2—3 этапа ярусами в направлении снизу вверх. После этого проводят верхнюю штольню, расширяют ее до проектного контура выработки и делают бетонный свод, опирающийся на ранее возведенные стены. После достижения бетонной крепью необходимой прочности приступают к разработке центрального породного ядра. В последнюю очередь крепят почву выработки.

Эту схему применяют в сложных горно-геологических условиях, так как она обеспечивает непрерывность работ по возведению бетонной

крепи, минимальную осадку кружал и опалубки, опирающихся на центральное породное ядро, и высокую безопасность труда при разработке породного ядра. Недостатки ее — высокая стоимость и трудоемкость работ. Поэтому применяют данную схему лишь там, где нет условий для использования других схем.

§ 3. Технология строительства выработок

Практика строительства выработок с большой площадью поперечного сечения показала, что их закладывают, как правило, в крепких породах и проводят в основном по буровзрывной технологии.

Буровзрывные работы при строительстве тоннелей больших площадей имеют свои особенности. Глубина шпуров определяется техническими возможностями бурового оборудования и соответствует циклу, кратному количеству смен. Схемы расположения шпуров и взрывных врубов могут быть разнообразными (рис. 19.6). В выработках, проводимых сплошным забоем, широко распространены следующие врубы: вертикальный клиновой, вертикальный многоклиновой, встречный веерный, щелевой, призматический со скважиной и др. Такие же врубы применяют и в опережающих забоях при разделении забоя на уступы. В забоях отстающих уступов, где имеются по две открытых поверхности, шпуры располагают горизонтально, параллельно оси выработки, вертикально или наклонно.

При обычном взрывании происходят нарушения породного массива и переборы породы, в несколько раз превышающие нормативные: фактическая величина переборов составляет в вертикальных выработках 10...20 %, в горизонтальных — 20...45 %. Чтобы уменьшить нарушения массивов за пределами выработки и величину переборов, широко применяют контурное взрывание.

При строительстве выработок, имеющих сравнительно небольшие и средние площади сечений для бурения шпуров применяют установки БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-3, СБУ-4; буровые каретки БКГ-2 и ручные бурильные машины ПР-25Л, ПР-25ЛБ; при больших площадях ис-

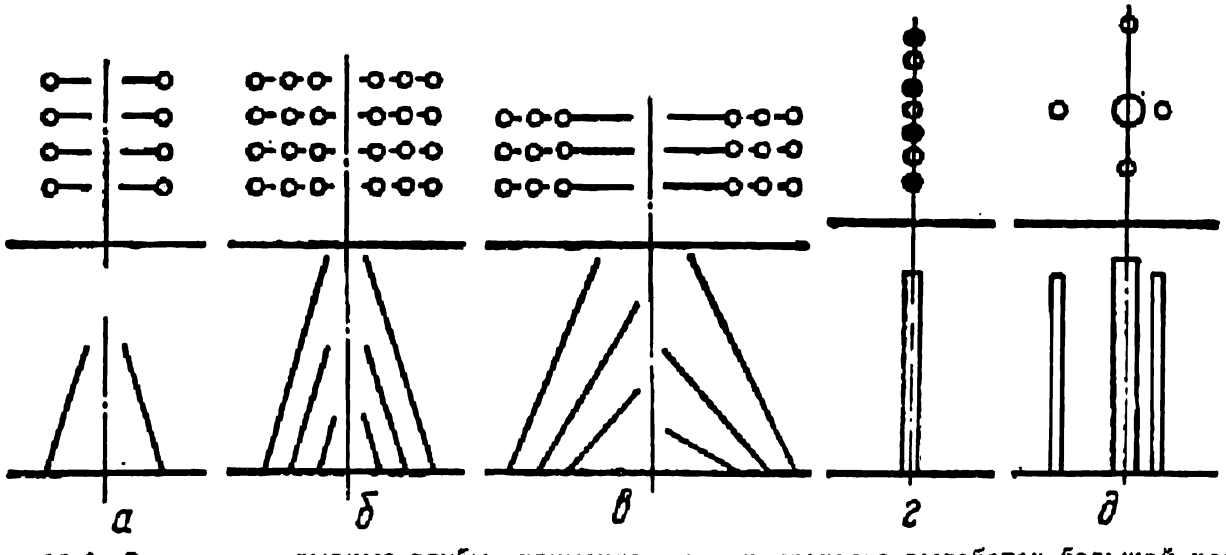


Рис. 19.6. Основные взрывные врубы, применяемые при проходке выработок большой площади поперечного сечения:

а — вертикальный клиновой; *б* — вертикальный многоклиновой; *в* — встречный веерный; *г* — щелевой; *д* — призматический

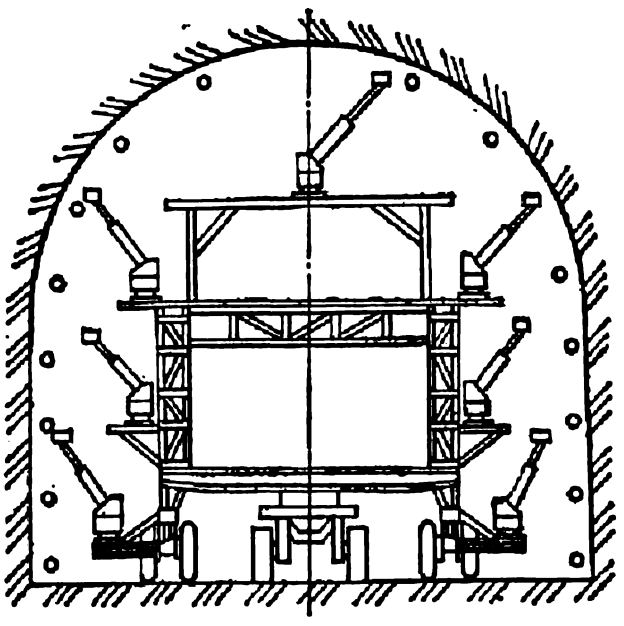


Рис. 19.7. Буровые подмости тяжелого типа, применявшиеся при сооружении деривационного тоннеля на строительстве ИнгуриГЭС

пользуют буровые подмости и рамы, на которых устанавливают колонковые бурильные машины ПК-3, ПК-5, ПК-9 с податчиками винтового, поршневого или цепного типа или бурильные машины вращательно-ударного действия.

Буровые подмости и рамы представляют собой тяжелые пространственные конструкции, предназначенные для выполнения целого комплекса работ: бурения шпуров, заряжания, оборки забоя, возведения временной крепи и т. д. Схема подмостей тяжелого типа, применявшихся при проходке деривационного тоннеля на строительстве электростанции ИнгуриГЭС, показана на рис. 19.7. Подмости оборудованы семью бурильными машинами с манипуляторами от установки СБУ-2м.

Взрывчатые вещества применяют с учетом коэффициента крепости и обводненности пород, их стоимости и эффективности действия в тех или иных условиях. В тоннелестроении широко используют аммиачно-селитренные (аммониты, аммоналы, гранулиты, зерногранулиты) и низкопроцентные нитроглицериновые (детонит, детонит М) взрывчатые вещества, в качестве средств взрывания — капсюли-детонаторы и электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. Заряды инициируют от силовой и осветительной электрической сети, а также с помощью конденсаторных взрывных приборов КВП-1/100 и ПИВ-100.

Выработки в период их проведения представляют собой глухие тупиковые полости, в которых происходит загрязнение воздуха за счет газов, образующихся при взрывных работах, электросварке и при работе двигателей внутреннего сгорания экскаваторов, автосамосвалов, бульдозеров; газов, выделяющихся из горных пород; продуктов дыхания. Для удаления вредных газов в забой тупиковой выработки подают свежий воздух с помощью вентиляционных установок. Чаще всего при-

Таблица 19.1. Техническая характеристика основных типов отечественных экскаваторов, применяемых при строительстве тоннелей

Типы экскаваторов	Вместимость ковша, м³	Мощность двигателя, кВт	Масса, т	Минимальные размеры тоннеля, м	
				ширина	высота
Э-7515	0,75	84	20,2	7	6
ЭП-1	1	55	35,6	10	6
ЭО-5114	1,2	55	33,4	Площадь сечения выработки 55...70 м²	
Э-1251	1,25	80	76,3	19	10
ЭО-7114	2	140	89	18	14

Таблица 19.2. Техническая характеристика погрузчиков фронтального типа

Тип погрузчика	Вместимость ковша, м³	Наибольшая высота разгрузки, м	Мощность двигателя, кВт	Наибольшая скорость передвижения, км/ч	Масса, т
Д-574	0,85	2,8	55	11	8,5
Д-538	1,25	2,3	69...77	40	8,5
Д-660	2,2	—	147	—	15,8
Д-543	2,8	3,3	103	8	23
Д-584	3	3,3	130...176	49,5	18,3

меняют нагнетательную схему проветривания, так как при всасывающей на участке между забоем выработки и концом вентиляционной трубы образуется большая по объему зона застойного воздуха, в которой собирается значительное количество газов.

Эффективной является смешанная схема проветривания забоя выработки, при которой сочетается работа вентилятора на всасывание и нагнетание (реверсирование струи). При этой схеме вредные газы быстро удаляются из забоя и, кроме того, уменьшается концентрация вредных газов, движущихся по выработке от забоя к порталу.

Хорошее проветривание обеспечивается при комбинированной схеме проветривания, когда используют две вентиляционные установки: одна из них, расположенная вблизи забоя, работает на нагнетание, а вторая, устанавливаемая за порталом,— на отсасывание. Однако эту схему применяют редко в силу ее громоздкости.

Погрузка породы в выработках с большой площадью сечения — трудоемкий процесс, на выполнение которого приходится свыше 40 % всех трудовых затрат, а продолжительность ее составляет 30...50 % длительности цикла. В зависимости от крепости пересекаемых пород при площади поперечного сечения выработки до 60 м² для погрузки применяют машины с загребающим рабочим органом ПНБ-3 к, ковшовые ППМ-4м и ППН-4, а при площадях свыше 60 м² — подземные одноковшовые экскаваторы типа прямой механической лопаты с ковшами вместимостью от 0,75 до 2 м³ (табл. 19.1). Конструкция этих экскаваторов аналогична конструкции наземных. Отличаются они укороченной стрелой, уменьшенной длиной задней части кузова и укороченным передним концом гусениц, что упрощает работу машин в подземных условиях.

Наиболее высокая производительность погрузки достигается при повороте экскаватора на 90°, т. е. когда автосамосвалы при загрузке размещают параллельно экскаватору. Однако при проведении тоннелей такое размещение не всегда возможно из-за ограниченной ширины выработки. Тогда автосамосвал размещают за экскаватором, и при погрузке горной массы экскаватор делает поворот не на 90°, а на 180°. При этом продолжительность цикла поворота экскаватора увеличивается, а производительность погрузки снижается. Большим недостатком применения экскаваторов является высокая металлоемкость машины (35... 60 т) на 1 м³ вместимости ковша.

При погрузке породы широко применяются также одноковшовые погрузчики фронтального типа на гусеничном и пневмоколесном ходу (табл. 19.2).

Таблица 19.3. Техническая характеристика погрузочно-транспортных и погрузочно-доставочных машин

Параметры	Тип машины			
	ПТ-3	ПТ-5	ПД-3	ПД-5
Грузоподъемность, т	3	5	3	5
Вместимость ковша, м³	0,2	0,5	1,5	2,5
Вместимость бункера, м³	1,5	2,5	—	—
Тип привода	Пневматический		Дизельный	
Мощность привода, Вт	43	66	66	95
Масса машины, т	—	10	10	16
Габаритные размеры, мм:				
длина	3350	4750	6300	6900
ширина	1800	2360	1600	1900
высота	1800	2240	1900	2240

Погрузчики фронтального типа имеют сравнительно небольшие размеры и металлоемкость (5...7 т на 1 м³ вместимости ковша), отличаются высокой мобильностью, а также возможностью применения различного рабочего оборудования: ковшов различной вместимости, рыхлителей, челюстных захватов для длинномерных материалов, бульдозерных лемехов и др.

Для окучивания развала горной массы после взрывных работ применяют бульдозеры.

В зависимости от площади поперечного сечения, длины и запланированной скорости проведения выработки для транспортирования взорванной породы применяют обычные шахтные вагонетки или железнодорожные платформы, самоходные вагонетки на пневмоколесном ходу, погрузочно-транспортные и погрузочно-доставочные машины, автосамосвалы (ЗИЛ-585, МАЗ-205, МАЗ-510, КрАЗ-222, БелАЗ-540) и ленточные конвейеры. В настоящее время в выработках с площадью поперечного сечения свыше 50 м² породу транспортируют в большинстве случаев автосамосвалами.

Сопоставляя практику транспортирования горной массы рельсовым транспортом и автосамосвалами, необходимо отметить, что применение последних обеспечивает большую маневренность, простоту организации работ и высокую производительность погрузки, упрощая процесс отвалообразования.

Самоходные вагонетки на пневмоколесном ходу, погрузочно-транспортные и погрузочно-доставочные машины применяют при небольшой длине выработок (табл. 19.3).

При строительстве выработок в крепких монолитных породах при условии применения контурного взрывания и тщательной оборки боков и кровли выработки временную крепь, как правило, не возводят. Там, где это необходимо, в последние годы в качестве временной крепи широко начали использовать железобетонную штанговую крепь, которая надежно предохраняет породы от расслоения. Длина штанг принимается в пределах от 2 до 2,5 м. Штанги устанавливают рядами. Расстояние между рядами и между штангами в рядах 1,2...1,5 м. При породах трещиноватых, склонных к обрушению, применяют штанговую крепь в сочетании с металлической сеткой, а также металлическую арочную крепь.

Материалы для постоянной крепи выбирают с учетом горно-геологических условий, сейсмичности района строительства и других факторов. Они должны быть огнестойкими, прочными по отношению к атмосферным и химическим воздействиям, долговечными. Этим условиям соответствуют монолитный бетон и набрызг-бетон, монолитный и сборный железобетон.

Толщину бетонной крепи рассчитывают и принимают равной: в своде выработки — в пределах 0,3...0,8 м, в боковых стенках — 0,3... 0,8 м. В тех случаях, когда необходимо применять крепь большей толщины (свыше 0,1 ширины пролета выработки), используют железобетонную крепь. Монолитную бетонную или железобетонную крепь можно возводить по двум схемам — последовательной и параллельной. Последовательную схему применяют при строительстве выработок с пролетом менее 20 м в крепких устойчивых породах, допускающих эксплуатацию временной крепи до завершения работ по проходке выработки и возведению постоянной крепи. В тех случаях, когда проводят выработку шириной свыше 20 м в крепких устойчивых породах, а также в породах неустойчивых, не допускающих длительное использование временной крепи, применяют параллельную схему, при которой работы по возведению постоянной крепи в выработке выполняют с отставанием от забоя на 75...100 м параллельно с проходческими операциями.

Возведение бетонной крепи в выработках с большими сечениями — весьма трудоемкий процесс. Для механизации работ по возведению бетонной крепи Оргэнергостроем и Гидроспецпроектом разработаны специальные комплексы, которые включают опалубки, оборудование для транспортирования бетонной смеси, перегружатели и машины для подачи бетонной смеси за опалубку.

В крепких, монолитных или слаботрещиноватых породах при применении контурного взрывания допускается сооружение выработок без крепи.

Опыт строительства шахт в различных горно-геологических условиях показал, что наиболее технологичной и экономичной является крепь из набрызг-бетона. Широкое применение она получила в выработках с небольшой площадью сечения, при больших площадях работы значительно усложняются.

В настоящее время принята в эксплуатацию самоходная установка для механизации работ по возведению крепи из набрызг-бетона, разработанная Казахским филиалом института Гидропроект с участием Оргэнергостроя. Установка использует шасси автомобиля МАЗ-500 и механизированное сопло, управляемое дистанционно. Эта установка позволяет комплексно механизировать все работы по нанесению набрызг-бетона при высокой безопасности и хорошем качестве крепи. Ее можно применять в подземных выработках высотой от 4,5 до 12 м и шириной от 4 м и выше без ограничений. Обслуживают установку три оператора. Производительность по расходу сухой смеси машин С-630А и БМ-68 соответственно равна 4 м^3/ч и 4...6 м^3/ч.

Примером строительства выработки с большой площадью поперечного сечения по схеме сплошным забоем на полный профиль может служить проходка деривационного тоннеля на строительстве ИнгуриГЭС. Тоннель площадью 82 м^2 проводили по буровзрывной технологии по слоистым слаботрещиноватым известнякам крепостью

до 8. Для взрывания врубовых, вспомогательных и предконтурных шпуров применяли аммонит скальный № 1, прессованный в патронах диаметром 36 мм, в оконтуривающих — аммонит № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм. Способ взрывания — электрический с помощью электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия. Шпуры бурили семью буровыми агрегатами СБУ-2м, установленными на подмостях тяжелого типа, и одной самоходной буровой установкой СБУ-2м. Чтобы пробурить шпуры на проектную глубину (4,5 м), агрегаты были реконструированы: удлинены направляющие балки и подающие винты.

Проветривался тоннель вентиляционной установкой из двух вентиляторов ВОКД, работавших по последовательной схеме. Трубопровод применялся из прорезиненной ткани диаметром 1 м. Породу грузили экскаватором ЭП-1 с ковшом вместимостью 1 м³ в автосамосвалы КрАЗ-256. На транспортировании использовалось восемьдесять машин. Для окучивания горной массы после взрыва и планировки почвы в выработке применяли бульдозер. Временная крепь — штанговая железобетонная и металлическая сетка с ячейками 30 × 30 мм. Шпуры под крепь бурили диаметром 44...46 мм на глубину 2,2 м телескопными перфораторами ПТ-45. Расстояние между рядами штанг 1 м, а между штангами в рядах — 1,3 м. Работы по проведению тоннеля вели по графику, предусматривающему выполнение одного цикла в сутки. Наиболее высокая скорость, достигнутая при сооружении тоннеля, составила 110 м/мес. Подвигание забоя за одно взрывание — 3,66 м. Производительность труда на выход — 5,8 м³. Нормы выработки выполнялись на 165 %.

Выработки с большой площадью сечения могут сооружаться с применением существующих типов горно-проходческих комбайнов при условии, что забой выработки делят на зоны, разрабатываемые последовательно, так как комбайны рассчитаны на проведение однопутевых и двухпутевых выработок.

В настоящее время специалисты работают над созданием комбайнов двух типов ТК-1 с — с исполнительным рабочим органом избирательного действия для проходки тоннелей площадью сечения от 18 до 40 м² в породах крепостью до 8 и АФП-1 — с исполнительным рабочим органом бурового типа для проведения в одну или две фазы тоннелей диаметром 5,3...5,8 м в породах крепостью до 12. В породах средней крепости выработку проводят сразу на всю проектную площадь, а в более крепких — в два приема: сначала на длину заходки вынимают внутреннюю часть, равную половине площади забоя, а затем — наружную кольцевую часть такой же площади. На обоих комбайнах запроектированы устройства для возведения временной крепи.

Контрольные вопросы

1. Подземные выработки с большой площадью поперечных сечений.
2. Формы сечений выработок с большой площадью.
3. Схемы строительства выработок больших сечений.
4. Достоинства и недостатки схем строительства выработок большого сечения.
5. Виды взрывных врубов, применяемых при проведении выработок больших сечений.
6. Оборудование, применяемое при строительстве выработок больших сечений.

Глава 20. РЕМОНТ И РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

§ 1. Деформация крепей

В процессе строительства горного предприятия крепи горизонтальных и наклонных выработок могут деформироваться и разрушаться. Деформации крепей можно условно разделить на мелкие, средние и крупные. При мелких несущая способность крепей уменьшается незна-

чительно. К ним относятся поломки затяжки при целых рамах, небольшие трещины или заколы в бетонных крепях. К средним относят поломку затяжек с незначительной деформацией рам, образование трещин и отдельных вывалов бетона. Несущая способность крепи еще достаточна. Однако если выработку своевременно не отремонтировать, то средние деформации перейдут в крупные и возможно внезапное разрушение крепи. К крупным деформациям относят большие изгибы металлических рам, вывалы бетона на значительных площадях, разрывы арматуры. При таких деформациях выработку нужно немедленно перекрепить, чтобы не образовался завал.

Причины разрушения крепей разные: большое горное давление; опускание пород кровли на больших площадях, пучение пород почвы; действие агрессивных вод, температуры; несоответствие принятой формы поперечного сечения выработки горно-геологическим условиям; недостаточная прочность или малая податливость крепи; несоответствие прочности принятого материала крепи прочности материала, предусмотренной проектом; недостаточные размеры охранных целиков угля; малое расстояние между смежными выработками; заложение выработок в зонах опорного давления; плохое качество крепи, оставление пустот за крепью; разрушение породных стенок буровзрывными работами.

Рельсовые пути разрушаются в результате пучения пород почвы, гниения деревянных шпал, коррозии металла и т. д.

Водосточные канавки приходят в негодность под действием пучения пород, гниения деревянной крепи, действия агрессивных вод на бетонную крепь.

Состояние крепей выработок, откаточных путей, водосточных канавок систематически контролируется. Крепи осматривают лица горного надзора, в ведении которых находятся эти выработки. Горные мастера, мастера участка вентиляции и техники безопасности, внутришахтного транспорта выполняют эту работу ежесменно, а начальник или заместитель начальника участка — ежесуточно. Маркшейдерские работники строящейся шахты не менее одного раза в месяц проверяют размеры сечений главных выработок, профили путей.

Для облегчения контроля и учета ремонтных работ выработки разбивают на пикеты, которые нумеруют по направлению от ствола к границам шахтного поля. Их проставляют белой краской на деревянных или металлических дощечках, подвешиваемых к крепи на уровне две трети высоты выработки. Длина пикетов принимается равной 10... 100 м. Рамы внутри пикета нумеруют мелом.

На каждую выработку заводится журнал, в котором указаны паспорт ее крепления, сведения о состоянии и ремонте крепи, перекреплении отдельных участков, поддирке почвы, перестилке рельсовых путей. Это позволяет установить стоимость поддержания выработок, анализировать работоспособность крепей в тех или иных условиях, намечать мероприятия по снижению затрат на поддержание выработки.

§ 2. Ремонт горизонтальных и наклонных выработок

Ремонт горизонтальных и наклонных выработок может быть капитальный и текущий (частичный). Капитальный включает: сплошную установку промежуточных рам или усиление крепи стойками; поддир-

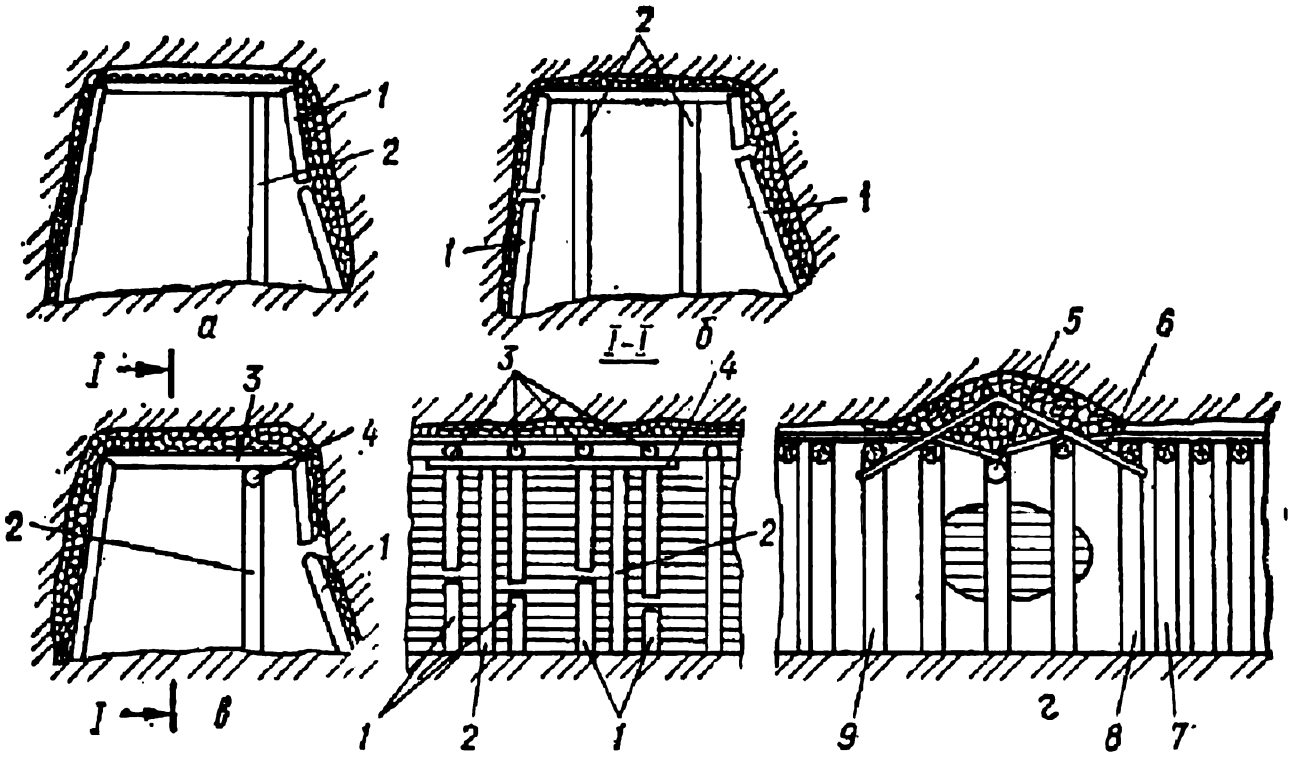


Рис. 20.1. Схемы частичного ремонта деревянной крепи в полевом штреке:
а — замена одной стойки; *б* — замена двух стоек; *в* — замена нескольких стоек; *г* — замена верхняка без выпуска породы; *1* — деформированные стойки; *2* — вспомогательные стойки; *3* — верхняки; *4* — прогон; *5* — деформированный верхняк; *6* — забивная крепь; *7* — рамы усиления крепи возле завала; *8, 9* — промежуточные рамы

ку почвы с перестилкой пути; перестилку рельсовых путей на большом протяжении; торкретирование внутренней поверхности крепей; тампонаж закрепного пространства на больших участках; перекрепление выработок с их расширением или без. При текущем ремонте меняют отдельные арки (рамы) или их элементы, удаляют плесень и выполняют побелку крепи, заделывают трещины в бетонной крепи на небольших участках, занимаются поддиркой пород почвы без перестилки путей, очисткой выработки от грязи и подсыпкой балласта, ремонтируют водоотливные канавки. В отдельных случаях, если это экономичнее, вместо капитального ремонта проводят новую выработку.

Сплошное перекрепление выработки с рамной крепью включает: удаление старой крепи, выпуск разрушенной породы, раскашивание стенок и кровли, поддирку почвы, погрузку породы, установку новой крепи с забучиванием закрепных пустот, иногда перестилку пути. Перекрепление можно вести без выпуска породы. При этом заостренные доски вбивают в обрушенную породу и под защитой образовавшегося перекрытия удаляют старые и устанавливают новые рамы. Выпуск породы незначителен. За один прием можно удалять не более двух рам, а рамы, находящиеся впереди и сзади удаляемых, должны быть временно усилены. Старая деревянная крепь может быть использована для выкладки костров и затяжки боков выработки. Деформированные арки крепи извлекают, выправляют элементы на прессах, устанавливаемых под землей в специальных камерах, и используют повторно.

При перекреплении горизонтальных выработок с электровозной откаткой должны быть выставлены световые сигналы на расстоянии не менее 80 м и в обе стороны от места работы. На ремонт крепей направляют наиболее опытных рабочих.

Породу, получаемую при перекреплении выработок, грузят в вагонетки вручную, иногда с применением перегружателей. Новая крепь устанавливается в обычном порядке. Промежуточные рамы принимают на себя часть нагрузки и тем самым облегчают работу основных. Они должны устанавливаться своевременно в таком же порядке, как и основные. В некоторых случаях при широких выработках на междупутье устанавливают прогоны и подбивают под них стойки, но при этом должны соблюдаться требуемые по ПБ зазоры.

Схемы частичного ремонта деревянной крепи в полевом штреке (замена одной или нескольких деформированных или поломанных стоек, замена верхняков без спуска обрушенных пород) приведены на рис. 20.1.

Текущий ремонт откаточных путей заключается в перешивке отдельных рельсов с целью исправления ширины пути, подтяжке болтов на стыках, рихтовке участков пути, замене части рельсов, шпал, болтов, стрелок. Капитальный ремонт выполняет специальная бригада путевых дорожных мастеров.

Подрывка пород почвы может происходить без перестилки или с перестилкой рельсовых путей. В первом случае почву поддирают частями: сначала между шпалами, потом под ними и под рельсами; пути осаживают на проектную отметку. Во втором случае вначале удаляют рельсовый путь, потом подрывают почву и заново настилают путь. В двухпутевых выработках почву подрывают последовательно — вначале под одним путем, потом — под другим.

Поддирка породы почвы может быть механизирована поддирочной машиной, изготовленной на базе комбайна 4ПУ. После подрывки почву целесообразно укрепить, чтобы избежать дальнейшего пучения.

Механизировать перестилку путей можно комплексом ПГИ-2, который обеспечивает выдергивание и забивку костылей, подбивку балласта под шпалы, раскайловку балласта и слежавшейся породы, перекусывание гаек и болтов путевых скреплений, гибку и ломку рельсов, сверление отверстий, подъем и рихтовку пути, транспортирование и дозированное рассыпание балласта.

Для очистки водосточных канавок применяется машина ОК-1.

Сплошное перекрепление бетонных (каменных) крепей включает следующие работы: разборку разрушенной крепи, выпуск породы, раскашивание стенок и кровли выработки, подрывку почвы, установку металлических временных арок, погрузку породы, возведение новой крепи, заполнение породой пустот за крепью, нагнетание цементно-песчаного раствора в закрепное пространство под давлением 0,3...0,5 МПа.

Разрушенную крепь разбирают отбойными молотками и по мере удаления на ее месте устанавливают временные арки с перекрытием кровли затяжками на всем протяжении ремонтируемого участка. После этого монтируют инвентарную опалубку и укладывают бетонную смесь. При больших объемах бетонную смесь подают за опалубку бетоноукладочными машинами. Установку опалубки и бетонирование ведут участками, равными длине опалубки. Временная металлическая крепь в отличие от деревянных затяжек при неустойчивых породах не извлекается.

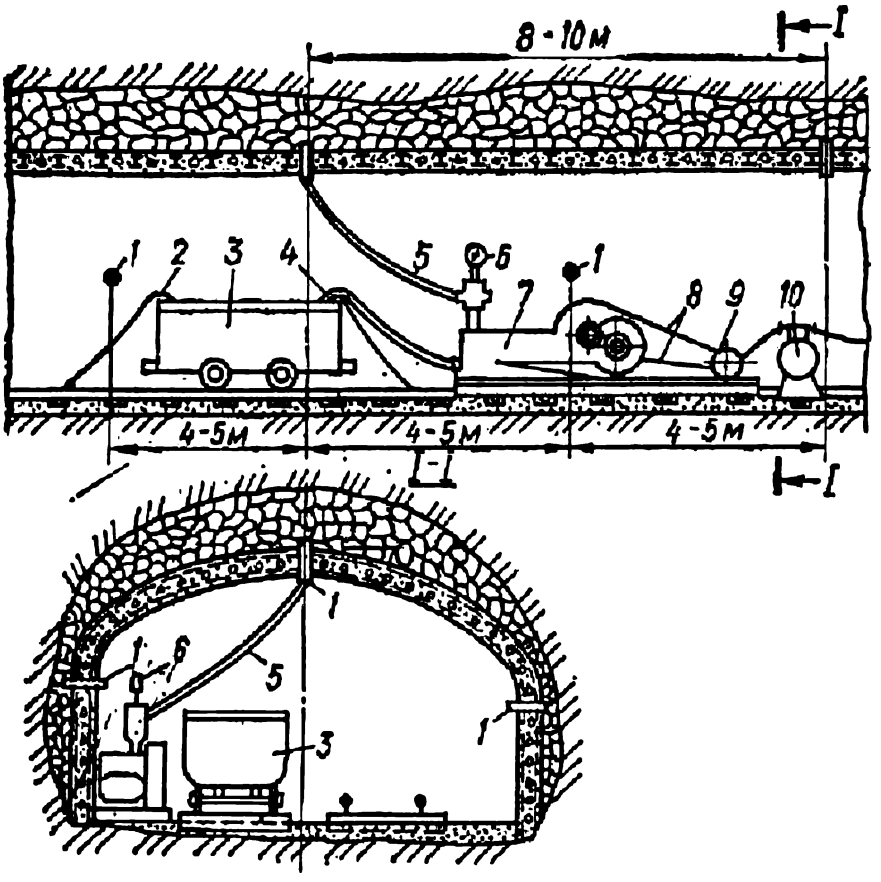


Рис. 20.2. Схема тампонирования закрепного пространства порожняковой ветви клетевого ствола шахты «Бутовская-Глубокая»:

1 — скважины; *2* — шланг для сжатого воздуха; *3* — вагонетка с раствором; *4* — всасывающий шланг; *5* — нагнетающий шланг; *6* — манометр; *7* — насос для нагнетания раствора; *8* — ременная передача; *9* — двигатель; *10* — пускатель

При возведении бетонной крепи в своде и боках выработки закладывают тампонажные трубки на расстоянии 8...10 м. Через них насосами НГР-250/50, ЗИФ-200/40 нагнетают раствор в закрепное пространство после того, как бетонная крепь достигнет 70...80 % нормальной прочности. В качестве тампонажных растворов применяют глинистые, глино-песчаные, глино-цементные, глино-цементно-песчаные, цементно-песчаные.

Объем раствора, необходимого для заполнения закрепного пространства и трещин в окружающих породах, может быть рассчитан по формуле

$$V_ф = 1{,}1\,[(0{,}4\ \ldots\ 0{,}6)\,V_п + 0{,}15V_п],$$

где $V_ф$ — объем раствора, м³; $V_п$ — объем пустот за крепью, м³.

Объем пустот за крепью может быть ориентировочно определен как произведение ширины выработки в проходке, средней высоты пустот за крепью и длины тампонируемого участка. Коэффициент 1,1 учитывает производственные потери. Формула предполагает наличие породной забутовки за крепью (60...40 % от $V_п$). Примерно 15 % раствора расходуется на заполнение трещин.

Тампонаж пустот обеспечивает плотный контакт крепей с породами, чем значительно увеличивается несущая способность крепи. Такой способ применялся в Донбассе при строительстве и ремонте крепей околоствольных дворов шахт «Бутовская-Глубокая» (горизонт 1012 м), «Красная звезда» (горизонт 770 м), «Центральная» № 1 (горизонт 622 м) и др.

На шахте «Бутовская-Глубокая» (ныне шахта им. Бажанова) были проведены тампонажные работы на порожняковой ветви клетевого ствола. Первоначально выработка была закреплена арками из двутавровых балок № 20а с железобетонными затяжками. Вследствие большого горного давления крепь начала деформироваться,

в своде образовались вывалы пород высотой до 1 м. Было решено забетонировать арки и затампонировать закрепное пространство. Длина участка тампонирования составила 90 м, а объем — 275 м³. Предварительно по границам участка соорудили ограждающие перемычки, пробурив по периметру крепи через 1,5 м скважины диаметром 56 мм. В них вставили тампонажные трубочки диаметром 50 мм и длиной 1 м. Через скважины снизу вверх нагнетали раствор до тех пор, пока давление не достигло 0,15...0,2 МПа. Цементно-песчаный раствор затвердевал и образовывалась ограждающая перемычка. После ее устройства и чеканки имевшихся в бетоне трещин приступали непосредственно к тампонированию закрепного пространства (рис. 20.2). Скважины для тампонирования участка бурили ручными бурильными молотками и располагали следующим образом: на расстоянии 5 м от перемычки — две скважины в стенках, потом через 5 м — в своде и т. д. В скважины вставляли металлические трубы диаметром 50 мм и длиной 0,5...1 м. Для тампонирования применяли цементно-песчаный раствор, на 1 м³ которого расходовали 230 кг портланд-цемента марки 300—400, песка — 1 м³ и воды — 600 л. Раствор готовили в шахте и нагнетали насосом ЗИФ-200/40 по прорезиненным трубам диаметром 50 мм вначале в боковые скважины, потом в верхнюю. Процесс тампонирования заканчивали при повышении давления до 0,3 МПа. На тампонировании было занято звено из трех человек. Для контроля за качеством работ в своде выработки через каждые 5 м бурили скважины и брали керны.

§ 3. Восстановление горизонтальных и наклонных выработок

Необходимость в восстановлении выработок возникает при их завалах обрушенной породой. Причины завалов — несвоевременный ремонт на значительных участках; внезапное увеличение горного давления в результате оседания пород непосредственной кровли при недостаточных размерах предохранительных угольных целиков или малой плотности бутовых полос; повреждение крепей в наклонных выработках оборвавшимися сосудами; плохое качество забутовки за крепями; горные удары и выбросы песчаников на больших глубинах; взрывы метановоздушной смеси и пыли. При значительных завалах предварительно составляется проект восстановления выработки, в котором обязательно должны быть учтены вопросы техники безопасности.

Восстанавливают выработки по следующим схемам: с выпуском обрушенной породы; без выпуска породы; с предварительным заполнением зоны вывала цементно-песчаным раствором. Порядок выполнения

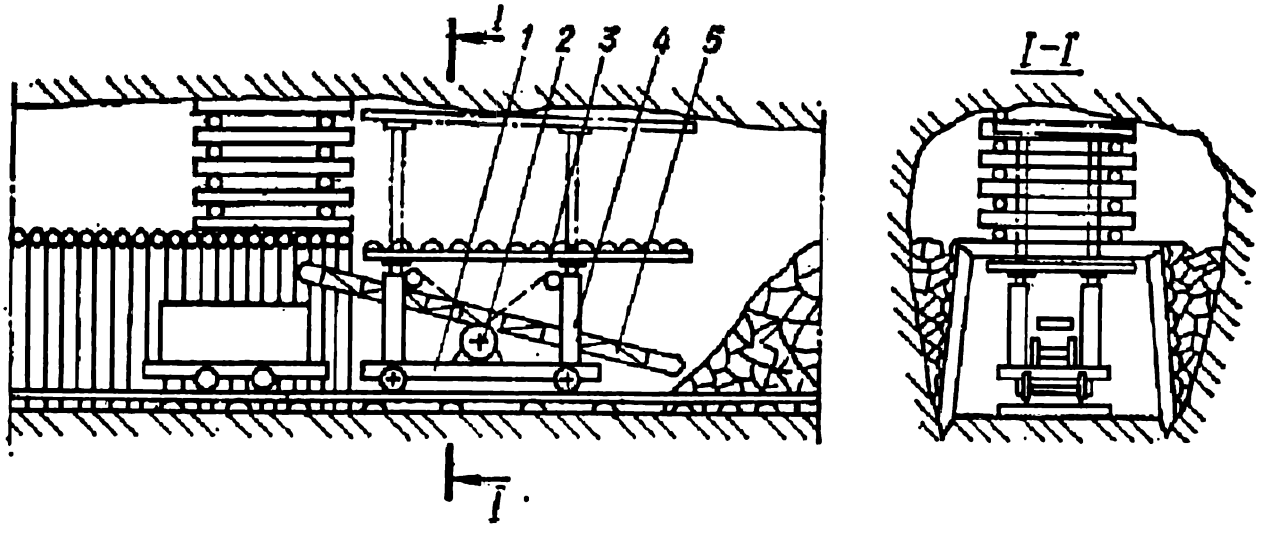


Рис. 20.3. Схема восстановления выработки с выпуском породы при помощи передвижного щита-платформы:

1 — тележка; *2* — ручная лебедка; *3* — предохранительное перекрытие; *4* — выдвижные стойки; *5* — перегружатель

работ по первой схеме: откачивают воду, усиливают примыкающую к завалу крепь дополнительными рамами, убирают под защитой предохранительных перекрышных щитов или передвижного щита-платформы породу и раскрепляют выработку.

Перекрышной щит состоит из стоек длиной 4...5 м, уложенных на установленные рамы и откос породы. По мере установки крепи щит передвигают (рис. 20.3). При крепкой кровле предохранительное перекрытие движется вместе с платформой, а при слабой — оставляется у кровли и поддерживается кострами или породой.

При высоте полости над крепью до 2 м ее закладывают кострами, при 2...5 м — устанавливают распорную крепь, при большей — внизу укладывают 3—5 рядов накатника вкрест и насыпают слой породы толщиной 1...1,5 м.

Вторая схема восстановления выработок целесообразна при завалах большой протяженности и значительной высоты, что чаще встречается в слабых породах. Обрушенную породу вынимают только в пределах площади сечения выработки, а остальную часть поддерживают забиваемыми в нее металлическими палями и передвижными щитами. Палки укладывают заостренным концом к забою по бокам и кровле выработки и, действуя ломиком как рычагом, подвигают к забою, потом под защитой палевого ограждения убирают породу.

Предохранительный щит передвигают домкратами. Под его защитой грузят породу и возводят постоянную крепь.

По третьей схеме для восстановления выработок по затампонированной выброшенной породе проходят новую выработку.

Наклонные выработки восстанавливают аналогично горизонтальным. При этом воду откачивают так же, как при проведении уклонов.

Контрольные вопросы

1. Причины деформации крепей и контроль за их состоянием.
2. Виды и технология ремонта горизонтальных и наклонных выработок.
3. Технология восстановления горизонтальных и наклонных выработок.

РАЗДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ СТРОИТЕЛЬСТВА

К сложным относят горно-геологические условия, которые требуют специальных способов проведения выработок, обеспечивающих безопасность работ, экономичность проходки и достаточную производительность труда.

Строительство выработок в сложных горно-геологических условиях зависит от физико-механических и гидрогеологических свойств пересекаемых пород. Их условно подразделяют на две группы: рыхлые водонасыщенные породы (плывуны) и крепкие сильно пористые и трещиноватые породы с большими притоками воды. При строительстве выработок в плывунах применяют следующие специальные способы: шпунтовые ограждения, «стену в грунте», опускную крепь, предварительное водопонижение, под сжатым воздухом и искусственное замораживание горных пород. При строительстве выработок в крепких сильно пористых и трещиноватых породах с большими притоками воды предварительно заполняют поры и трещины материалом, способным затвердевать в присутствии воды и перекрывать ее движение вокруг выработки.

Глава 21. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ ОГРАЖДАЮЩИХ КРЕПЕЙ

§ 1. Строительство вертикальных горных выработок с помощью шпунтовых ограждений

Строительство вертикальных стволов в рыхлых обводненных породах ведут, применяя шпунтовое ограждение. До начала работ по выемке породы по контуру полости будущего ствола на всю мощность неустойчивых пород погружают временное ограждение, состоящее из отдельных свай, называемых шпунтинами. Затем под его защитой приступают к выемке породы и возведению крепи ствола. Шпунтовые ограждения применяют при мощности неустойчивых пород от 5 до 12 м, глубине их залегания от поверхности земли не более 30 м и наличии ниже неустойчивых пород водонепроницаемых плотных пород типа суглинков мощностью 2...3 м, в которых можно закреплять нижние концы шпунтин.

В настоящее время используют главным образом металлические шпунтовые ограждения, а деревянные — весьма редко, при мощности плывуна 2...3 м и глубине залегания 6...8 м от поверхности земли.

При залегании неустойчивых пород на небольшой глубине от поверхности строительство ствола начинают с проходки и крепления устья

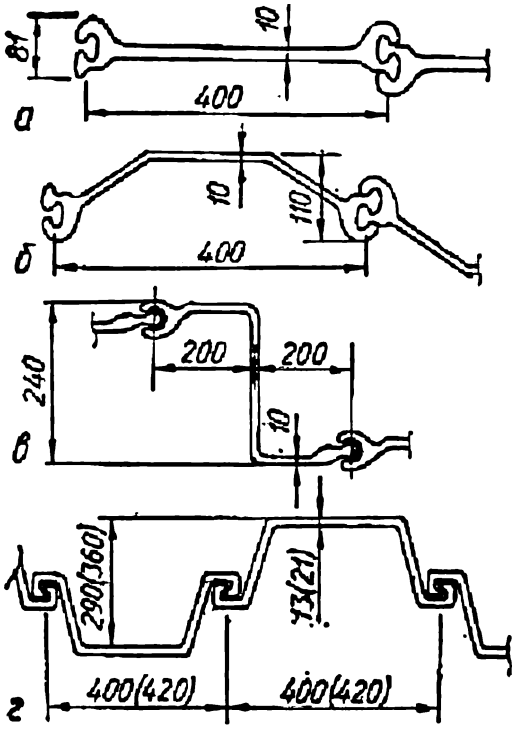


Рис. 21.1. Типы металлических шпунтин:
а — плоскостенные ШП-1; *б* — корытные ШК-1; *в* — *z*-образные; *г* — волнообразные (типа «Ларсен»)

обычным способом с увеличенным поперечным сечением. Глубина устья принимается такой, чтобы его забой не достигал неустойчивых пород на 1...1,5 м. В тех случаях, когда неустойчивые породы залегают непосредственно на поверхности земли, шпунтовые ограждения собирают и погружают с этой отметки.

К элементам шпунтовой крепи предъявляются следующие требования: шпунтины должны быть прочными, не деформироваться при погружении и воздействии горных пород; замки соединений шпунтин должны быть плотными и водонепроницаемыми, допускать поворот одной шпунтины относительно другой на угол для образования заданного замкнутого криволинейного контура. Сопротивление трения в замках при погружении шпунтин должно быть небольшим. Для облегчения работ по сооружению шпунтового ограждения в подготовительный период шпунтины очищают от грязи, ржавчины и заусениц, пронумеровывают их (метровые шпунтины и шпунтины проектной длины должны иметь одни и те же номера), замки смазывают солидолом и т. д. При выборе типа шпунтин принимают во внимание момент сопротивления, характеризующий прочность ограждения; момент инерции, определяющий его жесткость; толщину шпунтин, оказывающих влияние на размеры поперечного сечения ствола в проходке; их массу, с увеличением которой повышается металлоемкость и стоимость ограждения, показатель экономичности шпунтин, представляющий собой отношение момента сопротивления профиля w_x к массе 1 м шпунтины. Чем больше это отношение, тем лучше используется металл.

Металлические шпунтины изготавливают из прокатной стали специального шпунтового профиля плоской (рис. 21.1, *а*), корытной (рис. 21.1, *б*), *z*-образной (рис. 21.1, *в*) и волнообразной — типа «Ларсен» (рис. 21.1, *г*) формы. Шпунтины длиной до 15...17 м обычно делают из профиля плоскостенной формы, а большей длины — из профилей корытной, *z*-образной и волнообразной формы. Техническая характеристика шпунтин приведена в табл. 21.1. В шахтном строительстве иногда применяют шпунтины в виде комбинации балок двутаврового и швеллерного профилей.

Длина шпунтин должна быть такой, чтобы они смогли пересечь слой неустойчивых пород, углубиться в водоупорный слой на 0,5...1 м, и, кроме того, возвышаться над забоем устья на 0,7...1 м. Во избежание прорыва плывуна пространство между шпунтинами, возвышающимися над забоем устья и его крепью, забивают бетоном. Погружают шпунтины в горные породы с помощью средств забивки, которые по конструкции и принципу работы подразделяют на механические и паровоздушные молоты, дизель-молоты, вибропогружатели и вибромолоты. Широ-

Таблица 21.1. Техническая характеристика металлических шпунтин

Типы шпунтин	Масса 1 м шпунтины, кг	Момент инерции, см⁴	Момент сопротивления, см³	Площадь сечения, см²	Угол поворота в замке, град	Отношение W_x/G
Плоские:						
ШП-1,	64	332	73	82	10	1,14
ШП-2,	30	80	28	39	15	0,9
Корытные:						
ШК-1,	50	730	114	64	10	2,28
ШК-2,	58	2243	260	74	10	4,6
z-образные:						
ШД-3,	78	7600	630	78	10	10,33
ГД-5	119	20 100	1256	119	10	13,5
Волнообразные — типа «Ларсен»:						
«Ларсен» IV	74	39 600	2200	236	15	30
«Ларсен» V	100	50 943	2962	303	22	29,6

Таблица 21.2. Техническая характеристика вибропогружателей

Параметры	В-108	В-401	ВПП-2	С-383
Амплитуда колебаний без свай, мм	18,7	14,3	12	9,1... 14,8
Частота вибрации, кол/мин	800	1500	1000	485/975
Число дебалансовых валов	2	4	4	2
Число электродвигателей	1	1	1	2
Мощность одного электродвигателя, кВт	28	55	75	25/40
Габаритные размеры, мм:				
длина	958	1270	1300	1485
ширина	924	900	930	1450
высота	1470	2000	3130	985
Общая масса вибропогружателя, кг	1600	2200...2600	3800	4200
Рекомендуемый грузоподъемный механизм — экскаватор с оборудованием крана	Э-1252 Э-1004	Э-1252 Э-1004	Э-1252 Э-1004	Э-1252 Э-1004

Таблица 21.3. Техническая характеристика вибромолотов

Параметры	С-402А	С-835	С-836
Масса вибровозбудителя, кг	300	700	1400
Частота ударов в минуту	480	480/720	480
Число двигателей	2	2	2
Мощность двигателя, кВт	3	7,5	13
Частота вращения двигателя, об/мин	960	1450	960
Габаритные размеры, мм:			
длина	750	880	970
ширина	660	700	800
высота	1040	1120	1500
Масса машины (без пульта управления и кабеля), кг	1170	1100	4500
Грузоподъемный механизм — экскаватор с оборудованием крана или копровой установки	К-124	Э-1252Б Э-1254	Э-1252Б Э-1254

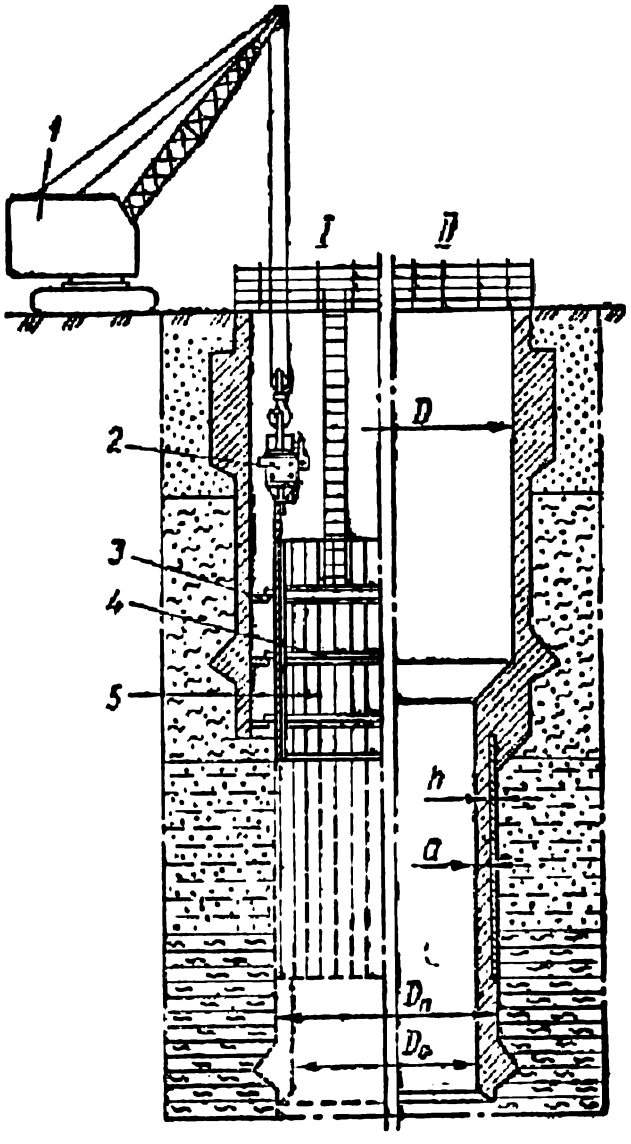


Рис. 21.2. Схема проходки ствола со шпунтовым ограждением:

I — перед погружением шпунтин; *II* — после проходки в огражденной шпунтинами зоне; *1* — кран; *2* — вибропогружатель; *3* — внешние направляющие кольца; *4* — внутренние направляющие кольца; *5* — шпунтины; *D* — диаметр устья ствола; D_0 — диаметр ствола всвету; $D_п$ — диаметр ствола в проходке; *h* — толщина шпунтового ограждения; *a* — толщина крепи ствола

кое распространение получили вибропогружатели (табл. 21.2) высокочастотные с частотой колебаний вибратора 800...1500 в одну минуту и низкочастотные с частотой колебаний 300...500 в одну минуту. Высокочастотные вибропогружатели используют для погружения металлических шпунтин с небольшой массой и малым лобовым сопротивлением, низкочастотные — для погружения железобетонных и более тяжелых металлических шпунтин с большим лобовым сопротивлением.

К перспективным средствам забивки шпунтин относят вибромолоты (табл. 21.3), отличающиеся простотой конструкции, малой металлоемкостью и энергоемкостью и более высокой погружающей способностью.

После окончания работ по строительству устья ствола выравнивают его забой, на нем укладывают слой бетона толщиной 100...150 мм и монтируют два кольца, которые являются направляющими для шпунтин. Направляющие кольца обеспечивают высокую точность работ по сборке шпунтового ограждения и замкнутость контура. Кроме того, при погружении они не позволяют шпунтинам отклоняться от вертикального направления внутрь ствола или наружу. Расстояние между кольцами принимают равным наибольшей толщине шпунтового ограждения. Расстояние по радиусу от окружности, проведенной через оси шпунтин, до крепи устья ствола принимают равным сумме размера выступающей части снаряда, применяемого для погружения шпунтин, и величины зазора между снарядом и крепью устья. Направляющие кольца по высоте размещают на расстоянии 1,5...2 м друг от друга. Между кольцами для большей жесткости системы устанавливают стойки. На верхнем кольце сооружают перекрытие, с которого рабочие погружают шпунтины с помощью вибропогружателей.

После монтажа и центровки направляющих колец между ними из метровых шпунтин собирают эталонное кольцо, шпунтины которого в дальнейшем при монтаже шпунтового ограждения будут заменены на

шпунтины проектной длины. Направляющие кольца до окончания забивки шпунтин демонтируют.

Шпунтины погружают двумя способами: последовательной забивкой всех шпунтин по замкнутому контуру заходками 0,5...1 м или забивкой каждой шпунтины на полную глубину.

Первый способ обеспечивает равномерное последовательное погружение шпунтин всего ограждения, его герметичность, меньшую возможность отклонения от вертикального положения, повышение устойчивости элементов ограждения продольному изгибу. Недостатки способа — значительные затраты времени на частные перестановки вибромолотов или вибропогружателей, невысокая скорость погружения шпунтового ограждения.

Достоинства второго способа — легкость забивки и большая скорость погружения шпунтин. Недостатки — отклонение шпунтин от вертикали, образование щелей между шпунтинами и трудность замыкания ограждения.

К выемке плывунных пород приступают только после того, как ограждения углубятся в водоупорный слой на 1...1,5 м, чтобы избежать прорыв плывуна из-под основания шпунтового ограждения. Грунт в зоне шпунтового ограждения разрабатывают с помощью грейферов и в бадьях выдают на поверхность. По мере выемки грунта через каждые 1...1,2 м устанавливают распорные кольца, изготовленные из балок швеллерного профиля № 20—24. После окончания работ по выемке плывунных пород выработку углубляют в водоупорный слой, сооружают в нем опорный венец из монолитного бетона или железобетона, а затем в направлении снизу вверх возводят постоянную крепь также из монолитного бетона или железобетона. Схема проходки ствола со шпунтовым ограждением приведена на рис. 21.2.

§ 2. Строительство вертикальных выработок с применением способа «стена в грунте»

Строительство подземных сооружений способом «стена в грунте» осуществляется в помощью устройства стены из монолитного бетона или железобетона методом подводного бетонирования в заранее отрытой под защитой глинистого раствора траншее. Для возведения стен применяют сборный железобетон в виде панелей заводского изготовления. Затем под защитой этих стен, выполняющих роль не только грузонесущей конструкции, но и противофильтрационной завесы, разрабатывают грунт внутри огражденного пространства. Этот способ широко применяют при строительстве гидротехнических, транспортных, водопроводно-канализационных и других инженерных сооружений. Его можно использовать также при строительстве устьев вертикальных стволов шахт, фундаментов глубокого заложения зданий и сооружений, опор мостов, ограждений различных строительных котлованов и карьеров, станций и тоннелей метрополитенов мелкого заложения, подземных гаражей, автомагистралей, переходов под улицами и т. д.

Способ «стена в грунте» эффективен при реконструкции и расширении существующих подземных сооружений в условиях действующих цехов и производственных установок, а также при строительстве новых

объектов в густонаселенных городах. В современной практике строительства противофильтрационных диафрагм способом «стена в грунте» уже освоены глубины до 130 м. Однако обычно глубина подземных сооружений не превышает 25...30 м.

Способ «стена в грунте» не рекомендуется применять при наличии в грунте крупных включений с размерами в поперечнике более $^1/_3$ ширины ковша выемочной машины; при больших коэффициентах фильтрации, вызывающих значительные утечки глинистого раствора, которые исключают возможность создания экрана на стенках траншеи; при текучих илах; при наличии вод или плывунов с напором, превышающим гидростатическое давление глинистого раствора, в результате чего траншея будет работать как дрена.

Машины, применяемые для выемки грунта под глинистым раствором при сооружении траншей, подразделяют на общестроительные и специализированные. Общестроительные машины используют не только для рытья траншей, но и для выполнения других земляных работ (экскаваторы с обратной лопатой, драглайны). К ним относят также буровые станки ударного (УКС-22м, УКС-30м, БС-1м) и вращательного (УРБ-3АМ) бурения.

Специализированные машины применяют только для строительства траншей. К ним относят буровые (СО-2), буро-фрезерные (СВД) и ковшовые машины (плоский двухчелюстный грейфер конструкции ГПИ «Фундаментпроекта», широкозахватные грейферы конструкции НИИСП Госстроя УССР).

Траншею в процессе разработки землеройным (буровым) снарядом обязательно заполняют тиксотропным глинистым раствором (суспензией), уровень которого должен быть не ниже отметки, находящейся на 0,1...0,15 м от верха траншеи, т. е. выше уровня грунтовых вод. Глинистый раствор должен обладать следующими свойствами: иметь соответствующую плотность по отношению к грунтовой воде для создания повышенного гидростатического давления на стенки траншеи; сохранять относительную стабильность основных параметров на весь период его использования; допускать возможность нормальной работы механизмов, занятых на проходке траншеи и на ее заполнении. В начальный период это обеспечивает фильтрацию глинистого раствора из траншеи в окружающий грунт, на стенках которой со временем образуется глинистая корка, которая служит противофильтрационным экраном для передачи гидростатического давления глинистого раствора на примыкающий к выемке грунт. Гидростатическое давление, создаваемое глинистым раствором, предохраняет стенки выработки от обрушения и препятствует проникновению в нее грунтовых вод. Кроме того, глинистый раствор удерживает выбуренную породу во взвешенном состоянии и вынос ее из скважины, охлаждает рабочие органы буровой установки и т. д.

Тиксотропность — это свойство глинистого раствора с течением времени при постоянной температуре и в спокойном состоянии загустевать, т. е. переходить в гель, удерживая во взвешенном состоянии частицы мелкой породы, а при механическом воздействии (перемешивании, встряхивании) снова приходить в жидкое состояние (золь), свободно перекачиваться насосами и отделять породу от раствора.

Таблица 21.4. Параметры тиксотропных растворов

Параметры	Виды грунтов					
	глинистые слабопористые	суглинки	пески	пористые карбонатные	пористые трещиноватые	трещиноватые глинистые
Плотность, г/см³	1,08...1,15	1,08...1,2	1,08...1,2	1,2	1,1	1,5...1,15
Вязкость по СВП-5, с	20...25	22...30	25...35	25...45	45	40...50
Содержание песка, %	⩽4	⩽3	⩽4	⩽3	⩽3	1...2
Содержание отмытого песка в растворе по массе, %	⩽1	⩽0,5	⩽1	⩽0,5	⩽0,5	1...0,5
Суточный отстой, %	2...3	0...2	1...3	⩽2	0,1	0...1
Водоотдача за 30 мин, см³	12...15	15...20	12...15	10...12	10	10...12
Толщина глинистой корки, мм	2...5	2...3	2...4	2...3	1...2	1
Стабильность, г/см³	0,02...0,03	0...0,3	0,01...0,02	0,02...0,03	0,01...0,02	0,01...0,02
Расплыв по конусу АзНИИ, см	17...20	17...20	15...17	15...17	⩽17	17...20

Для приготовления тиксотропных растворов применяют бентонитовые глины, поставляемые на стройки в виде порошка или комьев, а при отсутствии их — так называемые «местные» глины и пресную воду с общей жесткостью не более 12...15°, определяемой содержанием солей кальция и магния. Целесообразно использовать воды, в которых не содержатся соли и другие химические примеси, вызывающие коагуляцию раствора. При необходимости в жесткие воды с целью устранения вредного влияния солей кладут специальные химические добавки, так называемые химические нейтрализаторы: тринатрийфосфат или кальцинированную соду из расчета 45...50 г/м³ на каждый избыточный градус жесткости. Параметры тиксотропных растворов, рекомендованных для применения в различных горно-геологических условиях, приведены в табл. 21.4.

На приготовление 1 м³ раствора расходуется в среднем от 100 до 120 кг глинистого порошка. Приготавливают раствор с помощью быстродействующих растворомешалок турбинного типа РМ-500, РМ-750, глиномешалок МГ2-4, а из комовых глин — фрезерно-струйных мельниц ФСМ-3 и ФСМ-7.

Технические характеристики растворомешалок турбинного типа

	РМ-500	РМ-750
Вместимость, л	500	750
Количество оборотов турбины в минуту	500	570
Мощность электродвигателя, кВт	4,5	7...10
Габаритные размеры, мм	1500×1400×1300	2000×1100×1000
Масса, кг	350	512

Техническая характеристика глиномешалки МГ2-4П

Вместимость, м³	4
Количество лопастей (правых и левых), шт.	24

Скорость вращения рабочих валов, об/мин	95
Скорость вращения электродвигателя, об/мин	730
Мощность электродвигателя, кВт	12...14
Габаритные размеры, мм	3899×3015×1445
Масса, кг	3565

Фрезерно-струйные мельницы ФСМ-3 и ФСМ-7 применяют при приготовлении глинистых растворов как из комовых глин, так и из глинопорошков.

Техническая характеристика фрезерно-струйной мельницы ФСМ-3

Производительность, м³/ч:	
по комовой глине	10...12
по глинопорошку	20...25
Скорость вращения ротора, об/мин	500
Мощность электродвигателя, кВт	28
Габаритные размеры, мм	1980×1410×1580
Масса, кг	1400

На стройплощадке необходимо предусматривать узел хранения глинистого раствора. Это металлические емкости, рассчитанные на содержание раствора в объеме суточной потребности. Здесь же хранятся устройства для перемешивания раствора.

До начала работ по проходке траншеи выполняют ряд подготовительных работ: разведочное бурение, съемку местности, разбивку траншеи и стены. В это же время на участке строительства монтируют и устанавливают оборудование для выемки грунта, приготовления и регенерации глинистого раствора, изготовления арматурных каркасов, приготовления бетонной смеси, устанавливают емкости для глинопорошка и глинистого раствора. Затем приступают к строительству пионерной траншеи — форшахты. Если уровень грунтовых вод расположен ниже поверхности земли на 1...1,5 м для строительства форшахты устраивают котлован глубиной от 0,7 до 0,8 м. При более высоком уровне грунтовых вод делают песчаную подсыпку. Опалубку для форшахты устанавливают на естественный грунт. В качестве материала крепи пионерной траншеи используют бетон, сборный и монолитный железобетон. После сооружения форшахты по обе стороны ее подсыпают песчаный грунт, на который укладывают настил для размещения оборудования. В дальнейшем при углубке эта траншея будет направляющей для рабочего органа выемочной машины и аккумулирующей емкостью для глинистого раствора, который по мере выемки грунта постоянно доливают в траншею. Ширину пионерной траншеи принимают равной средней ширине возводимой стены с учетом зазора в 50...100 мм, необходимого для свободного прохода рабочего органа землеройной машины.

Размеры траншеи принимают с учетом проектных значений ширины и глубины закладки стены строящегося сооружения. Глубина закладки стены зависит от конкретных условий: уровня подземных вод и горизонта заложения выработки. Целесообразно заглублять стену в водоупорный слой, чтобы образовался локальный котлован, стены которого выполняют функции несущих конструкций и противофильтрационной завесы.

Работы по возведению «стены в грунте» ведут последовательно заход-

Таблица 21.5. Техническая характеристика буровых станков

Параметры	УКС-22М	УКС-30М	БС-1М	УРБ-ЗАМ
Диаметр скважины, мм	600	920	300	190
Глубина бурения, м	300	500	300	500
Масса бурового снаряда, кг	1300	2500	1700... 2700	3
Высота подъема бурового снаряда над забоем скважины, м	0,45...1	0,5...1	0,6...1,2	—
Число ударов бурового снаряда в минуту	40...50	40...50	48...52	—
Мощность электродвигателя, кВт	20	40	32	54
Масса станка без бурового снаряда, т	7,6	12,7	20,8	—

ками, длину которых принимают в зависимости от конфигурации подземного сооружения в плане в пределах от 5 до 12 м.

Грунт ниже уровня пионерной траншеи разрабатывают с помощью буровых установок и грейферных машин. При этом машину выбирают в зависимости от вида и группы грунтов, ширины и глубины траншеи, места ее расположения — в городских условиях или на незастроенном участке. Так, буровые установки целесообразно применять на участках, где залегают песчаные грунты и если вблизи нет сооружений, мешающих размещению оборудования. Грейферные машины следует использовать в городских условиях, так как площадка для размещения оборудования занимает минимальную территорию.

При строительстве устьев стволов вначале подготавливают замкнутую кольцевую траншею на всю глубину неустойчивых обводненных пород с некоторым заглублением в водоупорный слой и заполняют ее глинистым раствором. После этого способом подводного бетонирования возводят крепь. По завершении строительства подземной части «стены в грунте» по периметру ее бетонируют обвязочный железобетонный пояс, а затем под защитой созданного сплошного кольцевого водонепроницаемого ограждения вынимают грунт керна, т. е. выполняют собственно проходку устья ствола.

При проходке траншей сравнительно небольшой глубины (6...7 м) применяют экскаваторы с обратной лопатой, обеспечивающие высокое качество работ. При большей глубине траншей проходку ведут драглайнами. Основной недостаток — раскачивание ковша во время работы, что приводит к значительным переборам грунта по ширине траншеи, бока которой получаются неровными, волнистыми. Чтобы повысить качество работ, необходимо ковш экскаватора перед опусканием в траншею успокаивать, в результате продолжительность цикла черпания увеличивается, а производительность машины снижается.

Можно для проходки траншей использовать станки ударного бурения УКС-22М, УКС-30М, БС-1М. Техническая характеристика станков ударного бурения приведена в табл. 21.5

При применении станков вращательного действия (УРБ-ЗАМ) буровой снаряд во время выбуривания скважин отклоняется в сторону траншеи. Чтобы устранить этот недостаток, буровой снаряд фиксируют с помощью металлической стойки, низ которой должен упираться в дно траншеи.

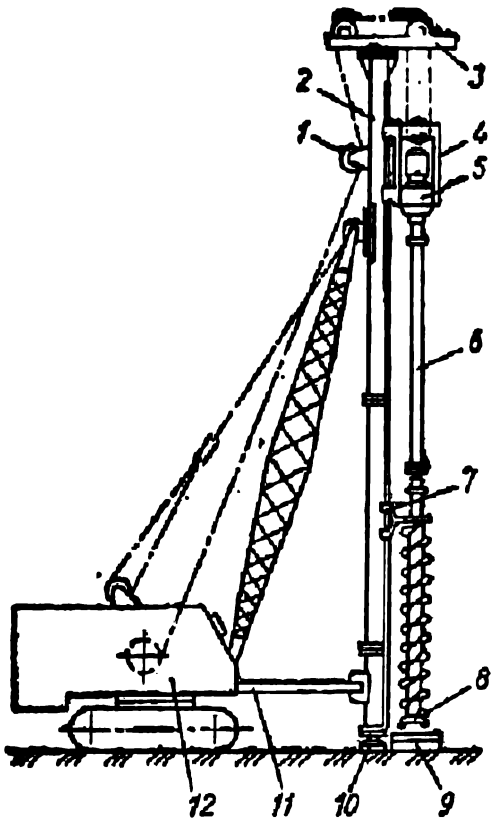


Рис. 21.3. Схема буровой установки СО-2:

1 — отклоняющий блок; *2* — копровая стойка; *3* — оголовник; *4* — направляющая каретка; *5* — электропривод; *6* — буровая колонна; *7* — очиститель шнека; *8* — забурник; *9* — кондуктор; *10* — опорный домкрат копровой стойки; *11* — рама; *12* — базовая машина

Самоходная буровая установка СО-2 предназначена для бурения скважин в грунтах I—IV категорий по СНиПу под буронабивные сваи диаметром 500... 600 мм и глубиной до 30 м с применением глинистых растворов. Схема самоходной буровой установки СО-2 приведена на рис. 21.3. Основные ее достоинства — простота и надежность конструкции, небольшая стоимость, отсутствие трудоемких спуско-подъемных операций и высокая производительность.

Бурофрезерные агрегаты типа СВД (СВД-500 и СВД-500Р) предназначены для проходки узких глубоких траншей под глинистым раствором в мягких и крепких, скальных и полускальных породах, а также мягких и средних грунтах с прослойками крепких пород.

Агрегат типа СВД-500 смонтирован на платформе гусеничного крана Э-652 со снятой стрелой и укрепленной вместо нее рамой коробчатой конструкции, в которой предусмотрены направляющие для перемещения рабочего органа — электробура с электроприводом. Он представляет собой герметический корпус-колокол, в котором размещены электродвигатель, планетарный редуктор и выходной вал редуктора с нижней подшипниковой опорой. На конце вала закрепляют породоразрушающий инструмент: при мягких породах — перьевое долото, при твердых — шарошечное. Чтобы породоразрушающий инструмент при работе перемещался по заданному направлению, предусмотрен направляющий шаблон, который одновременно служит и перегородкой, разделяющей зоны проходки траншеи от ранее пройденной, в результате чего последняя не засоряется частицами разрабатываемого грунта. Направляющий шаблон состоит из отдельных трубчатых секций, а в нижней части имеет ряд окон для забора шламовой пульпы.

В комплект оборудования агрегата СВД-500 входит также вспомогательное оборудование: две ситогидроциклонные установки 4СГУ-2; два компрессора ДК-9; глиномешалка МГ2-4П, вибросито и насосы. Агрегат имеет эрлифтную систему для выдачи бурового шлама по пульпопроводу в шламоотстойник или ситогидроциклонную установку. Агрегат обслуживают 4—5 человек.

Техническая характеристика агрегата СВД-500

Ширина проходимой траншеи, м	0,5...0,6
Глубина траншеи, м	До 30
Масса агрегата, т	35
Грузоподъемность, т	10
Максимальная скорость проходки, м²/ч:	

в мягких породах	70
в твердых породах	2
Привод бурового агрегата:	
мощность электропривода (часовая), кВт	94
число оборотов на выходном валу, об/мин	256
масса, т	2,8...3
Производительность эрлифта, м³/ч	400...500

Агрегат СВД-500Р представляет собой усовершенствованную конструкцию агрегата СВД-500. Предназначен для проходки траншей шириной 0,5...0,7 м, глубиной до 50 м. Максимальная скорость проходки траншеи в мягких грунтах — 40...50 м²/ч, в твердых породах — 3... 5 м²/ч. Масса агрегата 45 т. Его обслуживают 4—5 человек.

Процесс проходки траншеи агрегатами СВД заключается в выполнении последовательно повторяющихся операций — разработки грунта и передвижки агрегата. При опускании электробур с одной стороны разрабатывает вертикальную стружку грунта, имеющую в поперечном сечении серповидную форму. Разрушенный породоразрушающим инструментом грунт увлекается вниз траншеи потоком глинистого раствора, поступающего к рабочему органу, а также под действием собственного веса. Затем эта смесь через заборные окна поступает в эрлифт и выдается на поверхность в шламоотстойник или ситогидроциклонные установки типа 2СГУ, 4СГУ-2 (табл. 21.6), где ее очищают и возвращают в проходимую траншею. Отделенную породу транспортируют в отвал.

После достижения проектной глубины электробур поднимают, передвигают по оси траншеи на заданную толщину стружки и цикл операций повторяют в таком же порядке.

При строительстве объектов различного назначения широко применяют грейферные траншеекопатели, подвешиваемые на тросах. Для проходки траншей шириной 0,6...0,7 м на глубину до 18 м в грунтах I—IV категорий по СНиПу применяют плоский двухчелюстный грейфер, который подвешивают к крану экскаватора Э-1252. Полезный объем грейфера 0,4 м, наибольшая ширина захвата в раскрытом виде 3250 мм, масса грейфера 3108 кг, усилие среза грунта 1,5 тс.

Таблица 21.6. Технические характеристики ситогидроциклонных установок

Параметры	2СГУ	4СГУ-2
Производительность, л/с	30	60
Количество сит, шт.	1	2
Количество гидроциклонов, шт.	2	4
Диаметр гидроциклона, мм	250	250
Тип насосной установки	ВШН-150 или ШН-150	
Габаритные размеры, мм:		
длина	2400	4520
ширина	1700	2400
высота	2465	3400
Масса, кг:		
с насосами ВШН-150	2250	4420
с насосами ШН-150	2550	5500
Общая установленная мощность, кВт	30,8	61,6

Таблица 21.7. Технические характеристики поршневых грязевых и центробежных шламовых насосов

Параметры	Марки насосов			
	9МГр	НГр-250/50	11Гр	ВШН-150; ШН-150
Производительность, м³/ч	22, 36; 60	18	18; 13,5	150
Напор, МПа	10; 6	5	5; 6,3	3
Мощность электродвигателя, кВт	74	28	35,5	28
Диаметр рабочего колеса, мм	—	—	—	360
Ширина рабочего колеса, мм	—	—	—	40
Масса насоса без электродвигателя и рамы, кг	1760	738	1150	223

При проходке траншей в грунтах III и IV категорий для облегчения работы грейфера и в качестве направляющих предварительно пробуривают по оси выработки лидерные скважины диаметром 600...700 мм на расстоянии, равном ширине захвата грейфера — 3250 мм. В грунтах I—II категорий грейфер надежно работает без наличия лидерных скважин.

Широкозахватные грейферы ШГ-600; ШГ-700; ШГ-1000 предназначены для проходки траншей шириной 0,6...1 м на глубину до 30 м в грунтах I—IV категорий без пробуривания лидерных скважин. Полезный объем грейфера 0,6 м³, наибольшая ширина захвата в раскрытом виде 5 м, масса 3,5...5 т, усилие среза грунта 8,75 тс. Грейферная установка выполняется в двух вариантах — с подвеской на тросе и на копровой стойке. Базовой машиной для нее является экскаватор Э-10011.

Глинистый раствор из металлических емкостей в траншеи перекачивают при помощи поршневых грязевых насосов марок 9МГр; НГр-250/50; 11Гр и центробежных шламовых насосов ВШН-150, ШН-150, ШН-200 (табл. 21.7).

При применении грейферных экскаваторов грунт грузят непосредственно в автосамосвалы. При использовании буровых агрегатов образующуюся грунтовую пульпу подают на ситогидроциклонную установку, отделяют грунт от раствора, который возвращают в траншею. Для своевременного обеспечения стройки раствором на строительной площадке вблизи сооружаемых объектов размещают глиномешалки, установки для очистки раствора, запасные емкости для глинистого раствора и грунтовой пульпы.

Для выдачи из траншеи пульпы, т. е. смеси глинистого раствора с разработанным грунтом, обычно применяют эрлифтные установки, надежная работа которых обеспечивается при погружении их в пульпу на глубину более 8 м. При меньшей глубине траншеи применяют насосы типа С.

Техническая характеристика поршневых приводных насосов

	С-251	С-263	С-317	9МГр
Производительность, м³/ч	1	3	6	69,95; 16,7
Давление, МПа	1	1,5	1,5	3,5; 6,0; 10
Мощность, кВт	1,7	2,8	4,5	375
Диаметр линии, мм:				

всасывающей	50	50	75	100
нагнетательной	50	50	75	50
Габаритные размеры, мм	1160×470×760		1200×560×1000	2630×1040×1630
Масса, кг	198	198	450	2760

Для грубой очистки пульпы ее пропускают через вибросита СВ-1, СВ-2, СВ-3, для более тонкой, а также для регенерации утяжеленных растворов используют ситогидроциклонные установки, в которых соединены вибросита и пескоотделители 2СГУ, 4СГУ, ОГХ-8Б, ОГХ-8А, полностью удаляющие из глинистого раствора частицы размером свыше 0,1 мм и значительное количество более мелких частиц. Глинистый раствор после регенерации снова подают в траншею.

После окончания работ по проходке на участке одной захватки меняют загрязненный глинистый раствор на свежий и чистят дно траншеи. Каждую захватку принимают по акту. Затем при помощи автокрана в траншею опускают арматурный каркас и подают литую бетонную смесь. Бетон применяют тяжелый, марки не ниже 200 с осадкой конуса 16... 20 см и максимальным временем схватывания. В качестве заполнителя используют гравий и щебень крупностью до 50 мм. Бетонная смесь должна свободно проходить по бетонолитной трубе, сохранять подвижность в течение времени, необходимого для транспортирования и укладки ее в траншею, распределяться по площади захватки без расслоения.

Качество работ по бетонированию траншей зависит от непрерывности подачи бетонной смеси и соблюдения всех правил ее укладки. Целесообразно бетонную смесь приготавливать на строительной площадке а не подвозить в автосамосвалах, так как при перевозке на значительные расстояния она расслаивается и теряет пластичность.

Для укладки бетонной смеси в траншею под глинистым раствором применяют специальные комплекты оборудования. При укладке бетонной смеси методом вертикально перемещающейся трубы (рис. 21.4) в состав оборудования входят вышка с воронкой *1* вместимостью 0,7 м^3, укрепленной на платформе *2*, которая поднимается и опускается по стойкам *3* внутри вышки. К нижней части воронки присоединяют бетонолитную трубу *4* диаметром 270 мм, ее монтируют из секций длиной по 1,5 м, соединяемых при помощи быстроразъемных клиновых замков. При укладке бетонной смеси воронку подвешивают к бадье, а затем краном поднимают на высоту до 2 м. Это дает возможность по мере повышения уровня бетонной смеси в траншее удалять очередную секцию бетонолитной трубы. Бетонная смесь, поступающая в траншею на участке одной захватки, вытесняет из нее глинистый раствор, который перекачивают в запасные емкости для использования его при проходке следующих захваток или же подают непосредственно в разрабатываемую траншею. При бе-

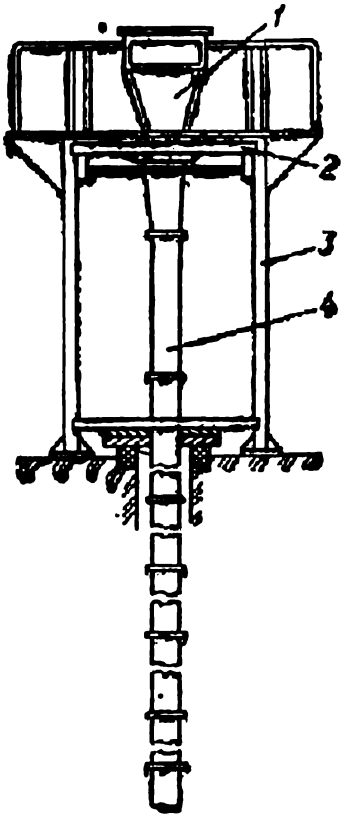


Рис. 21.4. Оборудование для укладки бетона методом ВПТ

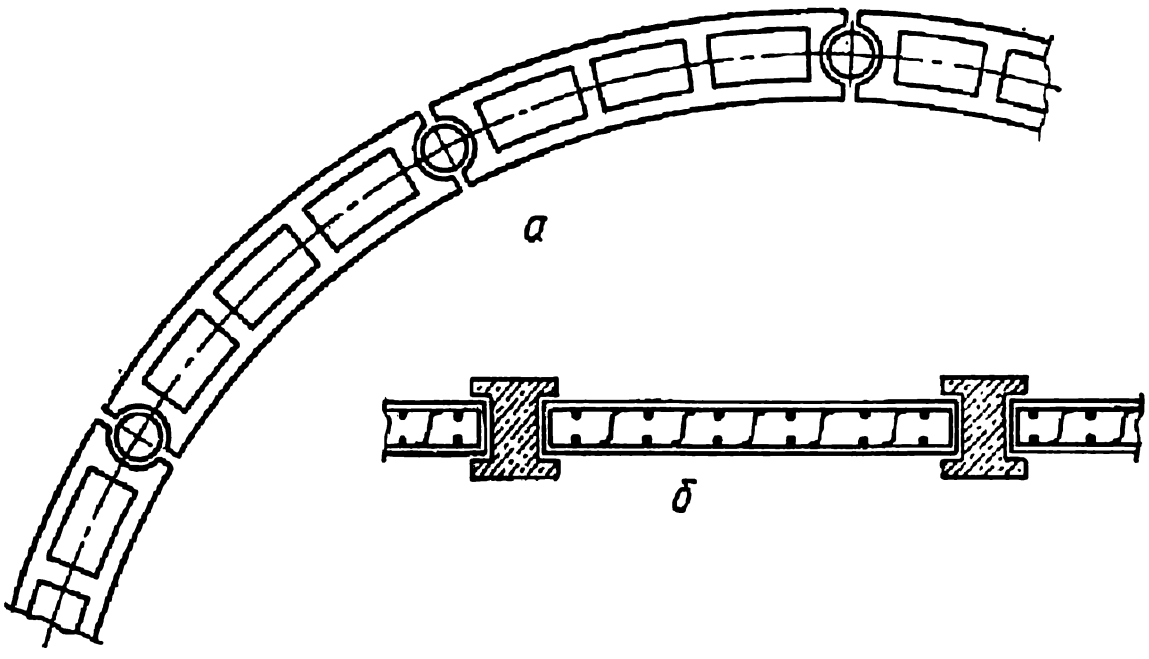


Рис. 21.5. Конструкции ограждений:
а — из пустотелых железобетонных ограждений; *б* — из монолитных железобетонных плит

тонировании траншеи бетонолитную трубу необходимо погружать в бетонную смесь на глубину не менее 1...2 м. Работы по бетонированию траншеи прекращают, когда бетонная смесь появится на уровне верха форшахты. При этом загрязненный глинистым раствором верхний слой бетонной смеси удаляют. Работы по строительству каждой последующей захватки выполняют в таком же порядке.

При строительстве подземных объектов способом «стена в грунте» широкое распространение получил сборный железобетон. Однако, в связи с трудностью изготовления на заводах элементов больших размеров, их значительной массой и сложностью монтажа под глинистым раствором область применения сборного железобетона ограничивается глубиной траншей до 25 м.

Технологической схемой строительства «стен в грунте» предусмотрен следующий порядок работ: сооружение форшахты, проходка под глинистым раствором траншеи, установка в траншее элементов из сборного железобетона, замоноличивание стыков между элементами стены, заполнение цементно-песчано-глинистым раствором пазух между железобетонными элементами и стенками траншеи. Некоторые конструкции «стен в грунте» из железобетонных элементов приведены на рис. 21.5.

При строительстве «стен в грунте» с использованием бетонных набивных свай пробуривают скважину диаметром 600...1000 мм, затем ее заполняют бетонной массой, после затвердения которой образуется бетонная набивная свая. Аналогичным способом устраивают вторую набивную сваю, третью и так далее, пока не пробурят и не забетонируют все скважины первой очереди. Расстояние между центрами свай первой очереди должно быть меньше двух диаметров этих свай. Между сваями первой очереди устраивают замыкающие сваи, т. е. сваи второй очереди. При бурении скважин второй очереди часть бетона скважин первой очереди срезается и при бетонировании скважин второй очереди об-

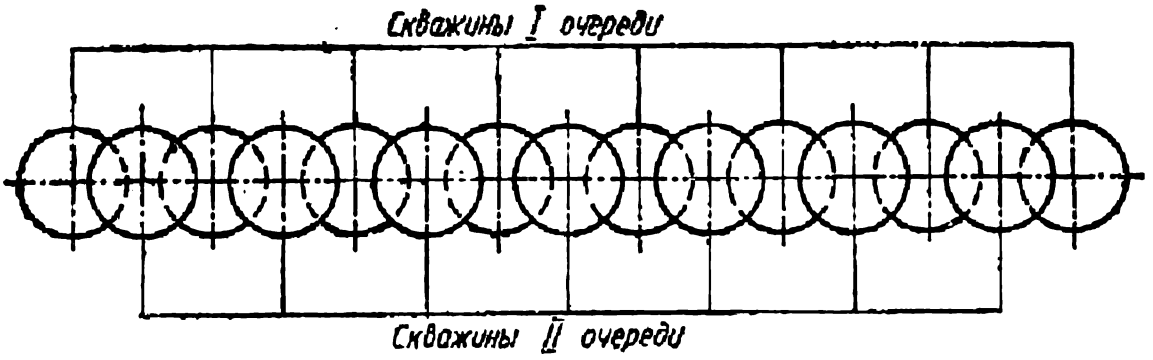


Рис. 21.6. Схема расположения скважин при сооружении «стены в грунте» из буронабивных свай

разуется стенка из взаимно перекрывающих друг друга бетонных свай (рис. 21.6).

Строительство объектов способом «стена в грунте» широко практикуется как в СССР, так и за рубежом. Впервые в СССР этот способ был применен в 1974 г. в системе Главмосинжстроя при строительстве камеры для щитовой проходки горных выработок. Затем был построен ряд сложных подземных сооружений в непосредственной близости от зданий. С применением этого способа построены насосные станции в Орехово-Борисово, Медведково, Марьино, Строгино, Нагатино, Внуково и в ряде сельскохозяйственных районов Московской области. Диаметр насосных станций 20 м, глубина стен в зависимости от расположения водоупора колеблется в пределах от 18 м до 22 м, толщина стен 600... 700 мм.

Способом «стена в грунте» в обводненных песках с включениями гравия и гальки был сооружен на Киевской ГЭС дренажный ствол диаметром всвету 5,5 м и глубиной 25 м. Кольцевая щель была пробурена при помощи ударно-канатного станка УКС-22М с применением бурового снаряда массой 800 кг. Диаметр долота с округляющими открылками — 600 мм. Буровой станок был установлен на поворотной платформе, которую перемещали вокруг центральной опоры при помощи лебедки станка.

При проведении щели до глубины 5 м насыщенный измельченной породой глинистый раствор выдавали из забоя по ставу труб, расположенных рядом с долотом, при помощи насоса, работающего на отсасывание. С большей глубины — при помощи эрлифтной установки. Глинистый раствор от измельченной породы очищали на вибрационном сите СВ-1 и возвращали в щель. Бетонную стену возводили закачиванием песчано-цементного раствора под глинистый. Бетоноводы во время закачки поднимали с таким расчетом, чтобы нижние концы их были погружены в бесщебеночную бетонную массу на 2...4 м.

На приготовление 1 м^3 цементно-песчаного раствора расходовали портландского или шлакопортландского цемента марки 400—730 кг, песка — 870 кг, воды — 430 л, сульфитно-спиртовой барды — 1,45 кг.

Средняя скорость бурения щели: в обводненных песках с включениями гальки и гравия — 3...4,5 м^3/смену, мергелях — 2...3 м^3/смену. Средняя скорость бетонирования щели, которая в большой степени зависела от производительности машин, принятых для приготовления раствора и подачи его к стволу, составила 6...10 м^3/ч. Стоимость 1 м крепи — 690 руб., из них две трети приходится на выбуривание щели

и одна треть — на ее бетонирование. Прочность кернов из крепи ствола через 28 сут — 1,9 кН/см², через 80 сут — 2,5...3,2 кН/см².

Опыт строительства выработки способом «стена в грунте» показал, что он надежен, нетрудоемок, обеспечивает высокое качество работ. Его можно применять при строительстве выработок в сложных горно-геологических условиях вместо дорогостоящих — искусственного понижения уровня подземных вод, замораживания, химического закрепления грунтов. К достоинствам этого способа относится также то, что им можно пользоваться в стесненных условиях, в непосредственной близости от зданий и сооружений с сохранением подземных коммуникаций и зеленых насаждений. Недостатки способа — сезонность работ и необходимость вывозки разжиженного глинистого раствора.

В настоящее время способом «стена в грунте» строят заглубленные части крупных жилых, культурно-бытовых и промышленных зданий и сооружений различного назначения, подземные гаражи, тоннели и другие объекты.

В заключение необходимо отметить, что строительство сооружений способом «стена в грунте» в условиях плотной городской застройки полностью себя оправдало, позволило избежать значительных разрытий, уменьшить размеры строительных площадок, трудоемкость работ и расход строительных материалов.

§ 3. Строительство вертикальных горных выработок с помощью опускной крепи

Сущность строительства вертикальных шахтных стволов с применением опускной крепи заключается в том, что водоносные породы проходят с предварительным погружением в породу замкнутой цилиндрической (реже эллиптической) формы крепи, снабженной в нижней части режущим башмаком. Погружается крепь под воздействием собственной массы или внешней нагрузки. Одновременно с погружением крепь наращивают и вынимают горную массу внутри цилиндра. Причем выемку ведут с таким расчетом, чтобы между забоем и режущей кромкой башмака был слой породы толщиной 1...2 м, препятствующий прорыву плывунных пород внутрь выработки. Крепь погружают до тех пор, пока режущий башмак не углубится в водоупорный слой, подстилающий водоносные породы, на 1,5...2 м. Скорость погружения в начальный период составляет 0,6...1 м/сут, а с увеличением глубины уменьшается до 0,2...0,3 м/сут.

Опускную крепь применяют при строительстве вертикальных выработок в рыхлых водоносных и плывунных породах мощностью 8 м и более при глубине залегания кровли водоносных пород до 15 м от земной поверхности, отсутствии в водоносных породах валунов размером более 200 мм в поперечнике, а также наличии в подошве водоносных пород глинистого основания толщиной не менее 1,5 м.

В качестве опускной используют крепь из монолитного бетона или железобетона, чугунных или железобетонных тюбингов, а также из железобетонных панелей. Применение панелей и тюбингов имеет ряд преимуществ перед монолитными крепями — обеспечивается индустриальность изготовления элементов крепи, сокращение сроков строительства, снижение стоимости и трудовых затрат.

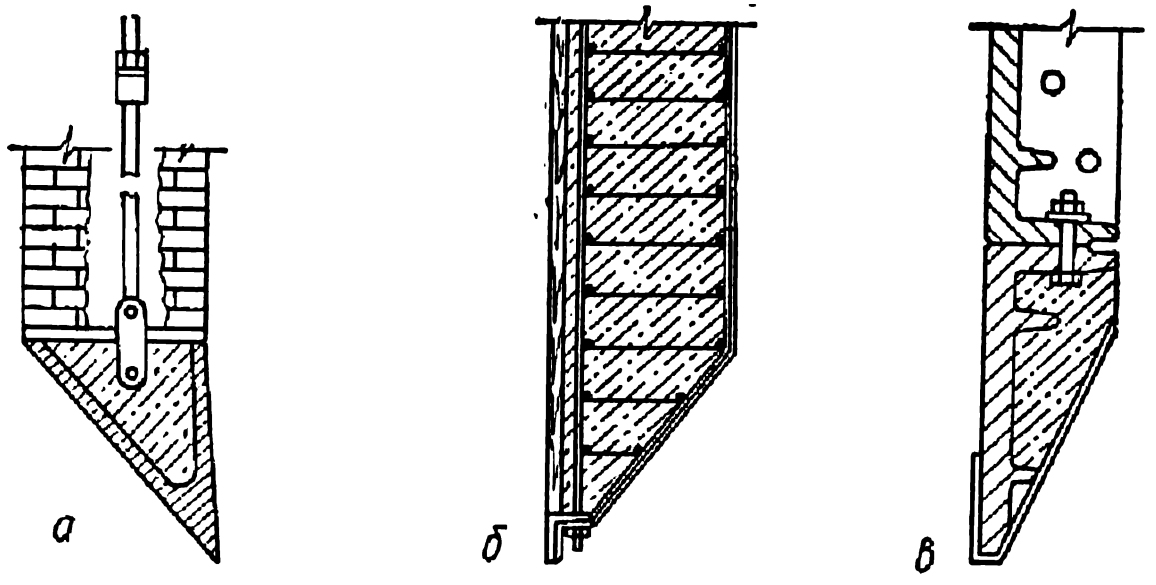


Рис. 21.7. Конструкции режущих башмаков:
а — при кирпичной крепи; *б* — при крепи из монолитного железобетона; *в* — при крепи из чугунных тюбингов

Высоту цилиндра опускной крепи $H_к$ принимают равной

$$H_к = h_в + (3 \ldots 4),$$

где $h_в$ — мощность слоев водоносных песков и плывунных пород, пересекаемых опускной крепью, м; 3...4 — величина заглубления режущего башмака в водоупорный слой (1,5...2 м) и возвышения опускной крепи над кровлей плывунных пород (1,5...2 м).

Диаметр опускной крепи всвету принимают на 0,5...1 м больше проектного диаметра ствола вчерне для компенсации возможных отклонений крепи от вертикального положения и для возможности применения шпунтовых ограждений.

Расчетную толщину опускной крепи определяют по формуле Ляме

$$d_р = m_к r_с \left(\sqrt{\frac{m_б R}{m_б R - 2P_{max}}} - 1 \right),$$

где $m_к$ — коэффициент условий работы крепи, равный 1,25...1,5; $r_с$ — внутренний радиус опускной крепи, м; $m_б$ — коэффициент условий работы бетона, равный 0,7...0,9; R — расчетное сопротивление бетона осевому сжатию, Н/м²; P_{max} — наружное давление на крепь, Н/м².

Фактическое значение толщины опускной крепи принимают на 20...30 % больше расчетного значения: $d_ф = (1{,}2 \ldots 1{,}3)\, d_р$.

Диаметр опускной крепи вчерне: $d_{вч} = d_{св} + 2d_ф$, где $d_{св}$ — диаметр всвету опускной крепи, м.

Диаметр крепи устья ствола всвету принимают с учетом величины зазора δ между стенкой крепи устья и опускной крепью, который должен быть равным 125 мм при мощности неустойчивых пород до 5 м и 175 мм — при большей мощности $d_у = d_{св} + 2\,(d_ф + \delta)$.

Режущий башмак (рис. 21.7) предназначен для облегчения внедрения опускной крепи в горную породу. Его конструкция зависит от материала опускной крепи. Чаще всего опорные башмаки изготовляют из чугунных, реже — стальных сегментов, количество которых в зависимости от диаметра ствола изменяется от 8 до 18. Сегменты между собой

скрепляют при помощи болтовых соединений или электросварки. Режущий башмак для крепи из штучных материалов в поперечном сечении имеет треугольную форму с углом заострения 30...45°. Для уменьшения силы трения крепи о горные породы при ее погружении внешняя стенка режущего башмака имеет наклон 2...3° к центру выработки. Часто в режущей грани башмака просверливают отверстия диаметром 10...15 мм. К ним подводят трубки, по которым при погружении крепи с целью размывания породы и уменьшения силы трения подают под давлением воду.

Если крепь возводят из бетона или из штучных материалов — кирпича и бетонитов, стены в вертикальном направлении скрепляют анкерными болтами с режущим башмаком. Болты изготовляют из круглой стали диаметром 30...50 мм и длиной 3,5...4 м. Звенья болтов по высоте крепи соединяют при помощи муфт, а в горизонтальной плоскости — планками из полосовой стали сечением (10...20) × (100...150) мм. Количество болтов, их диаметр определяют с таким расчетом, чтобы обеспечивалась связь крепи с режущим башмаком в случае ее заклинивания. Болты рассчитывают на растяжение, исходя из того, что верхняя часть крепи (0,25...0,3 ее высоты) заклинивается, а нижняя, большая, часть зависает и стремится оторваться.

Порядок выполнения работ по проходке стволов с применением опускной крепи зависит от глубины залегания водоносных и плывунных пород. Если водоносные породы находятся на небольшой глубине (1,5...2 м) от поверхности, крепь погружают непосредственно с поверхности, при глубине 3...4 м крепь погружают из котлована глубиной 2...3 м. В обоих случаях для обеспечения вертикальности крепи ее ограждают деревянными направляющими. При большей глубине предварительно сооружают устье ствола, отметка подошвы которого должна быть не менее чем на 1...1,5 м выше уровня залегания водоносных пород. После проходки устья забой выравнивают, укладывают на нем веером железнодорожные шпалы, на которых монтируют режущий башмак и возводят стены опускной крепи. Затем шпалы при помощи лебедки одновременно выдергивают из-под режущего башмака, который садится на забой устья и равномерно врезается в породу. Породу вынимают от центра ствола к периферии, обеспечивая равномерное без перекосов погружение цилиндра опускной крепи.

Параметры крепи устья должны быть такими, чтобы масса крепи устья с учетом грунта, опирающегося на консоль опорного венца крепи устья, превышала не менее чем на 20 % максимальные нагрузки, создаваемые домкратной системой.

Для разработки грунта, выдачи его на поверхность и погрузки в автосамосвалы применяют четырехлопастные грейферы типа «Темп-1» и «Темп-2». Первый из них работает в комплексе с краном грузоподъемностью 20...25 т, а второй — с краном 12...16 т. Вместимость грейферов 0,5...0,9 м^3. Конструкция их позволяет разрабатывать грунт как под слоем воды (методом подводного землечерпания), так и при откачке воды из забоя ствола.

Погружение опускной крепи через водоносные породы будет обеспечено, если сумма сил, способствующих погружению крепи, будет больше суммы сил, препятствующих ее опусканию. Силы, способствующие

погружению, состоят из массы G цилиндра опускной крепи и массы $q_б$ режущего башмака. Силы, препятствующие погружению, включают силы трения крепи о породу $T_п$, силы трения по наружной поверхности ножевой части режущего башмака $T_б$, взвешивающее действие жидкости $R_ж$ и усилие сопротивления грунта ножевой части режущего башмака $R_н$. Таким образом, опускная крепь будет погружаться в породу только при условии

$$G_к + q_б > T_п + T_б + R_ж + R_н.$$

Подставив буквенные значения этих величин, получим

$$\frac{\pi (D_н^2 - D_в^2)}{4} \gamma_к H_к + q_б > \pi D_н H_к f_к + \pi D_в L f_п +$$

$$+ 10\pi D_н \delta_к h_ж \gamma_ж + F_н R,$$

где $f_т$ — нормативная удельная сила трения оболочки опускной крепи о грунт, принимается в зависимости от свойств пород, материала крепи и колеблется от 0,15 кН/м² до 35 кН/м²; L — ширина ножевой части режущего башмака, м; $f_н$ — удельная сила трения материала ножевой части о грунт, кН/м²; $\delta_к$ — толщина цилиндра опускной цепи, м; $F_н$ — площадь подошвы режущего ножа, м²; R — расчетное давление на основание под подошвой ножа, значение которого в зависимости от свойств грунта принимается в пределах от 200 до 300 кН/м². При водонасыщенных породах значение R необходимо уменьшать в два раза.

В тех случаях, когда под действием собственной массы и массы башмака крепь погружаться не будет, необходимо применить принудительное погружение при помощи гидравлических домкратов Д-60. Параметры такого домкрата следующие:

Наибольшее усилие прямого хода, кН	1200
» » обратного хода, кН	500
Наибольший ход штока, мм	1200
Наибольшее рабочее давление, МПа	30
Испытательное давление, МПа	35
Рабочая жидкость	Минеральное масло
Длина домкрата (с убранным штоком), мм	2060
Диаметр цилиндра, мм	250
Масса домкрата, кг	1025

Количество домкратов принимают в зависимости от рассчитанной величины принудительной нагрузки в пределах от 6 до 8. Домкраты по периметру крепи располагают равномерно. Когда опускная крепь пересечет водоносные породы и врежется в водоупорный слой, под режущим башмаком возводят опорный венец, кольцевое пространство между крепью устья и опускной крепью заполняют цементным раствором и тампонируют закрепное пространство.

С целью уменьшения трения между грунтом и опускной крепью проф. Н. В. Озеровым был предложен способ заполнения зазора между трущимися поверхностями глинистым раствором, обладающим тиксотропными свойствами. Этот способ называется погружением опускной крепи в тиксотропной рубашке. Впервые в нашей стране опускная крепь в тиксотропной рубашке была применена в 1969 г. при строитель-

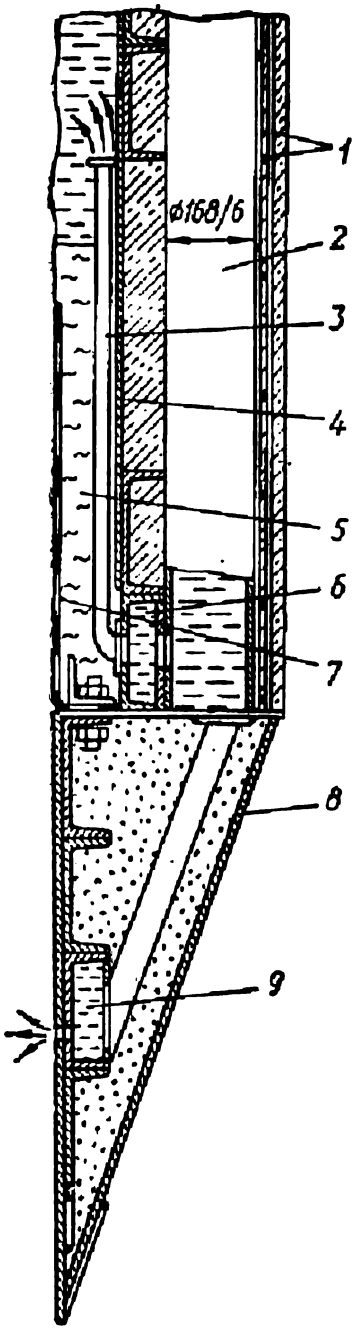


Рис. 21.8. Конструкция режущего башмака и уплотняющего кольца, применявшихся на шахте им. Челюскинцев в Донецком бассейне:

1 — арматурная сетка; 2 — труба для подачи раствора; 3 — трубы для циркуляции раствора; 4 — сегменты металлического цилиндра опускной крепи; 5 — замок из плотно утрамбованной мятой глины; 6 — коллектор раствора; 7 — лента конвейера; 8 — опускной нож; 9 — коллектор воды для подмыва ножа

стве ствола № 832 Московского метрополитена. К настоящему времени область применения этого способа значительно расширилась.

Величина зазора определяется разностью наружных диаметров режущего ножа и опускной крепи и составляет 0,1...0,15 м. По мере погружения опускной крепи в породу в кольцевой зазор между крепью и окружающими породами добавляют тиксотропный раствор в таком количестве, чтобы его уровень был несколько выше нижней отметки форшахты.

В качестве тиксотропного раствора применяют глинистые растворы из бентонитовых или из обычных местных глин. Расход глинопорошка на 1 м^3 раствора — 100...120 кг. Тиксотропный раствор создает гидростатическое давление на породные стенки выработки, достаточное для удержания плывунных пород, а также играет роль смазки между опускной крепью и породами и, обеспечивая значительное снижение сопротивления пород погружению опускной крепи, способствует лучшему внедрению режущего ножа в породу. Кроме того, раствор, проникая в породы, уменьшает их водопроницаемость.

Скоростью погружения крепи можно управлять при помощи сжатого воздуха, подаваемого между наружной поверхностью крепи и породой. Воздух, поднимаясь вверх, уменьшает силы трения крепи о породу. Технология сооружения вертикальных выработок в сложных горно-геологических условиях при помощи опускной крепи прошла проверку при проходке стволов на строительстве метрополитенов в Москве и Киеве, а также при проходке шахтных стволов в Донецком, Криворожском и других бассейнах. Так, за период с 1969 по 1982 г. только на строительстве Московского метрополитена было проведено более 40 шахтных стволов. Доказана техническая и экономическая целесообразность использования этого способа, значительно расширилась область его применения.

В 1969 г. на строительстве первого ствола (ствол № 832 Мосметростроя) опускная крепь была погружена только на 22 м, а в 1981 г. на строительстве шахты в районе Кировограда — уже на глубину 65 м. Следует отметить, что в настоящее время предпочтение отдается опускной крепи в тиксотропной рубашке.

Интересен опыт проходки стволов № 518 и № 518-бис Московского метрополитена в одинаковых горно-геологических условиях. Ствол № 518 строили с применением опускной крепи, смонтированной из чугунных тюбингов в тиксотропной ру-

башке. Глубина погружения крепи — 31 м. Стоимость сооружения 1 м ствола — 2,21 тыс. руб., а затраты труда с учетом подготовительных работ — 21 чел.-смена. Ствол № 518-бис проводился с применением замораживания пород. При этом стоимость строительства 1 м этого ствола составила 5,09 тыс., а затраты труда — 72 чел.-смены. Кроме того, подготовительные и основные работы были выполнены в первом случае за 3,5 мес, а во втором — за 9,5 мес.

Примером успешного применения опускной крепи в тиксотропной рубашке вместо способа замораживания, который был предусмотрен первым вариантом проекта, может служить опыт строительства двух стволов на одной из шахт рудного месторождения с погружением крепи на глубину 52 м и 65 м. В результате стоимость работ для сооружения первого ствола снизилась на 340 тыс. руб., для второго — на 400 тыс. руб.

В Донбассе опускная крепь в тиксотропной рубашке впервые была применена при реконструкции шахты им. Челюскинцев ПО Донецкуголь на проходке устья воздухоподающего ствола. Разведочным бурением на месте закладки ствола было установлено, что на глубине от 16,3 до 29 м залегает мелкозернистый обводненный песок, способный к оплыванию с притоком воды более 7 $м^3/ч$, а ниже (до глубины 60 м) — выветрелый песчаник с притоком воды до 108/$м^3/ч$.

Донгипрошахтом на этом участке была предусмотрена проходка ствола до глубины 60 м с предварительным замораживанием пород. На выполнение работ по замораживанию требовалось, не считая времени оснащения ствола, более 6,5 мес. Кроме того, к замораживанию пород можно было приступать только после окончания работ по оснащению ствола и строительства постоянной электроподстанции. Учитывая эти обстоятельства, инженерно-технические работники шахтопроходческого управления № 1 треста Донецкшахтопроходка, используя опыт московских метростроителей, разработали проект и осуществили проходку ствола по мелкозернистым обводненным пескам с применением опускной крепи в тиксотропной рубашке.

До начала работ по сооружению опускной крепи на глубину 16,3 м была пройдена форшахта. В забое ее на накатнике диаметром 0,16...0,18 м смонтировали из шести стальных сегментов ножевую часть крепи и на ней возвели в виде цилиндра железобетонную крепь (рис. 21.8). В качестве опалубки служили — снаружи металлическое кольцо, сваренное из шести стальных сегментов, а с внутренней стороны — секционная опалубка с кольцевым балконом. Назначение его — наращивание металлического кольца и укладка бетонной смеси. Наличие балкона исключало необходимость проходческого полка. Для предупреждения отклонения цилиндра опускной крепи от вертикали на крепи форшахты были установлены направляющие из стальных труб диаметром 150 мм. После возведения стен опускной крепи на высоту 15,5 м деревянный накат был разобран и крепь пришла в движение. Породу вынимали при отсутствии людей в забое без предварительного рыхления одноканатным грейфером конструкции ЦНИИподземмаш «Темп-2». Выемку вели равномерно по всей площади забоя ствола и следили, чтобы отметка горной массы находилась выше режущего ножа на 1...1,5 м. Этим предотвращался вынос обводненных песков из-под ножа внутрь выработки.

До глубины 31 м среднесуточное подвигание составляло 0,62 м. На отметке 31 м крепость окружающих пород оказалась такой, что грейфером разрабатывать их было невозможно. После откачки воды из забоя ствола оказалось, что режущий башмак перекрыл контакт обводненных песков с водоносным песчаником. Закрепное кольцевое пространство было затампонировано цементным раствором. Во избежание последующего опускания крепи в соответствии с проектом возведена постоянная бетонная крепь толщиной 250 мм, а в зоне форшахты — 750 мм. В дальнейшем с забоя ствола была произведена предварительная цементация нижележащего водоносного песчаника с последующей проходкой ствола до глубины 60 м обычным способом.

Описанная технология проходки дала возможность сократить сроки сооружения устья ствола на 6 мес и снизить стоимость проходки 1 м выработки по сравнению со сметной на 850 р.

Опыт проходки стволов с применением опускной крепи в тиксотропной рубашке показал, что этот способ отличается простотой и не требует сложного оборудования. При нем по сравнению с другими способами значительно сокращаются затраты времени и средств на строительство стволов. Кроме того, он исключает присутствие людей в забое, т. е. обеспечивает безлюдную проходку ствола.

Контрольные вопросы

1. Горно-геологические условия, требующие специальных способов проходки.
2. Сущность и условия применения при строительстве стволов способа шпунтовых ограждений.
3. Типы механических шпунтин и их краткая характеристика.
4. Существующие способы погружения шпунтин.
5. Порядок работ при выемке плывунных пород в зоне шпунтового ограждения.
6. Сущность и условия применения способа «стена в грунте» при строительстве горных выработок.
7. Машины и оборудование, применяемые для разработки траншей под глинистым раствором.
8. Требования, предъявляемые к глинистым растворам.
9. Машины, применяемые для приготовления глинистых растворов. Насосы, используемые для перекачки глинистого раствора и пульпы при строительстве выработки способом «стена в грунте».
10. Порядок работ при строительстве объектов с применением способа «стена в грунте».
11. Сущность и условия применения способа строительства вертикальных стволов при помощи опускной крепи.
12. Расчет конструктивных элементов опускной крепи.
13. Основные мероприятия, применяемые для уменьшения сил трения при опускании крепи.
14. Порядок работ при проходке стволов с применением опускной крепи.

Глава 22. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ ВОДОПОНИЖЕНИЯ

§ 1. Сущность и условия применения водопонижения

Предварительным понижением уровня подземных вод пользуются при проходке выработок по рыхлым неустойчивым и по устойчивым скальным обводненным горным породам с коэффициентом фильтрации не менее 1...2 м/сут.

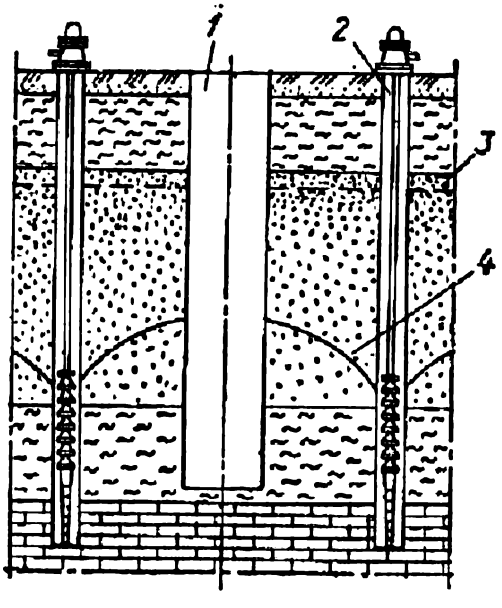


Рис. 22.1. Принципиальная схема водопонижения при строительстве вертикальной выработки (ствола):

1 — ствол; *2* — водопонижающие скважины; *3* — статический уровень подземных вод; *4* — динамический уровень подземных вод при работе водопонижающих скважин

Сущность способа — в предварительном понижении статического уровня подземных вод вокруг вертикальной выработки путем откачки воды из скважин, пробуренных вокруг выработки, с таким расчетом, чтобы к началу ведения горных работ на участке образовалась устойчивая депрессионная воронка (рис. 22.1). При понижении уровня подземных вод участок пород, оконтуренный депрессионной воронкой, обезвоживается. Механические свойства неустойчивых пород при этом изменяются: повышаются их плотность и устойчивость, что создает благоприятные условия для проходки выработок обычным способом.

Преимущества искусственного понижения уровня подземных вод не требуют большого количества материалов, а дренажный эффект достигается в относитель-

но короткие сроки. Кроме того, этот способ по сравнению с такими как, например, кессонный или замораживание, требует меньше затрат и его технически легче осуществить.

Искусственное понижение уровня подземных вод применяют и на бо́льших участках, например, при подготовке шахтных полей к разработке полезных ископаемых. При этом схему осушения месторождений составляют с учетом гидрогеологических особенностей каждого участка шахтного поля и тесно увязывают ее с проектом развития горных работ.

§ 2. Схемы понижения уровня подземных вод

В зависимости от горно-геологических условий применяют следующие схемы понижения уровня подземных вод: поверхностную, подземную и комбинированную. Каждую из них, в свою очередь, подразделяют на предварительную и параллельную. Предварительная схема понижения предусматривает осушение участка до начала горных работ, а параллельная — одновременное выполнение работ по осушению и по проходке горной выработки.

При **поверхностной схеме** воду откачивают из скважин, пробуренных с земной поверхности вокруг предполагаемого контура ствола, до начала строительства так, чтобы к началу горных работ на участке водопонижения образовалась устойчивая депрессионная воронка. 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. К недостаткам этой схемы относят необходимость одновременной работы многих дренажных скважин.

Различают несколько схем расположения водопонизительных устройств: линейную — водопонизительные устройства расположены по прямой линии; контурную — огибающие сооружения по контуру; площадную — при размещении их на участке заданной площади.

При **подземной схеме** — скважины бурят из забоя шахтного ствола или же 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 (до 3 м/сут). Однако такая схема отличается большой трудоемкостью подготовки, длительностью выполнения дренажных работ и необходимостью долговременного поддержания дренажных горных выработок.

При наличии подстилающих водопоглощающих пород воду на земную поверхность не откачивают, а спускают по пробуренным скважинам в эти породы. Возможен также спуск воды из подземных выработок в нижерасположенные водопоглощающие породы при наличии между ними слоя водоупорных пород.

При **комбинированной схеме** — скважины бурят не только с земной поверхности, но из забоя ствола шахты или другой подземной выработки, т. е. комбинированная схема сочетает в себе совместное применение двух схем осушения — поверхностной и подземной. 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 поверхностной схеме остаются обводненные зоны, не поддающиеся осушению с поверхности. Для их осушения выполняют дренажные работы из подземных выработок при помощи забивных фильтров или других дренажных устройств.

При выборе схемы осушения участка предпочтение надо отдавать той, которая в наибольшей степени учитывает своеобразие природных особенностей конкретного месторождения.

§ 3. Виды скважин для понижения уровня подземных вод

При искусственном понижении уровня подземных вод применяют водопонижающие, водопоглощающие и передовые скважины, а также сквозные фильтры.

Водопонижающими называют скважины, предназначенные для откачки воды из водоносных горизонтов на земную поверхность при помощи глубинных насосов. Конструкция их зависит от следующих факторов: количества дренируемых горизонтов, состава горных пород, способа бурения, ожидаемого водопритока, производительности и размеров насоса. Диаметр скважин должен быть таким, чтобы можно было разместить в них глубинные (погружные) насосы. При небольшой глубине скважин и незначительных дебитах диаметр скважин принимают в пределах 100...200 мм. При больших дебитах и при использовании артезианских насосов начальный диаметр обычно составляет 300...750 мм, а конечный зависит от типа насоса и размера фильтров, устанавливаемых в скважинах для предупреждения выноса частиц грунта при откачке воды, и колеблется в пределах 100...350 мм.

Водопонижающие скважины располагают вокруг ствола на вершинах правильного треугольника, квадрата или шестиугольника так, чтобы диаметр окружности, проведенной через центры скважин, был примерно на 4 м больше диаметра будущего ствола в проходке. При двух или трех центрально расположенных стволах целесообразно вести водопонижение одновременно для всего участка, чтобы обеспечить совместную проходку стволов. Иногда скважины бурят и внутри ствола.

Для контроля за процессом понижения уровня подземных вод на каждый из осушаемых горизонтов делают наблюдательные скважины, конструкция которых должна предусматривать изоляцию всех водоносных горизонтов, расположенных выше наблюдаемого. Динамический уровень воды в скважинах определяют при помощи электроуровнемеров, опускаемых на калиброванном проводе. Конечный диаметр скважин с целью периодической чистки их должен быть не менее 90 мм.

Устья скважин закрепляют кондукторами. При бурении по неустойчивым породам для крепления стенок скважин применяют обсадные пластмассовые, стальные или асбоцементные трубы. Наиболее эффективны пластмассовые (полиэтиленовые) трубы, обладающие малой мас-

сой, высокой химической стойкостью и стойкостью против коррозии, незначительной теплопроводностью. Звенья труб соединяют между собой при помощи резьбовых соединений, сварки встык и склеиванием. Наиболее прочное — соединение при помощи сварки встык.

Водоносные горизонты, не подлежащие осушению, должны быть изолированы колонной стальных обсадных труб с применением затрубной цементации. На участках, подлежащих дренированию, в скважинах устанавливают перфорированные трубы или фильтры, конструкция которых зависит от характера водосодержащих пород. Ниже мест установки фильтров предусматривают отстойники длиной 2,5...5 м.

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 свойства. Конечный диаметр скважин должен быть не менее 108 мм, чтобы была возможность периодически их чистить и прокачивать. Для улучшения водоотдачи дренируемого горизонта 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 с 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 использоваться для питьевого водоснабжения.

Передовые скважины, применяемые при проходке стволов по обводненным породам, бурят из забоев стволов на горизонт околоствольного двора. Назначение скважин — спуск воды и породы из забоя выработки на откаточный горизонт. На участках пересечения водоносных горизонтов в скважинах устанавливают фильтры. Минимальный и конечный диаметр скважин 300 мм.

Сквозные фильтры представляют собой скважины, пробуренные с земной поверхности до кровли горной выработки. Они пересекают водоносные горизонты, разделенные водонепроницаемыми породами (глинами) и оборудованные фильтрами, чаще всего гравийными. Дебит скважин может доходить до 200 м^3/ч. Устье скважин закрывают герметически, нижняя часть оборудуется краном. Сквозные фильтры устанавливают на расстоянии 100...200 м один от другого, как правило, по квадратной сетке. Для создания вакуума в устье скважин вводят трубу, соединяемую с вакуумнасосом. Вакуум увеличивает эффект осушения.

§ 4. Оборудование для водопонижения

Основным оборудованием, используемым для понижения уровня подземных вод, являются: средства для бурения водопонижающих скважин; фильтры; средства для откачки воды.

Для бурения водопонижающих скважин широко применяют станки ударно-канатного бурения УКС-22М; УКС-30М (табл. 21.5), роторные

Таблица 22.1 Техническая характеристика буровых установок роторного типа

Параметры	УРБ-2А	УРБ-2А2	УРБ-3А2	1БА-15В	УРБ-600
Начальный диаметр скважины, мм	146	146	250	394	490
Конечный диаметр скважины, мм	76	76	100	190	214
Глубина бурения, м	200	200	600	500...1000	600
Диаметр бурильных труб, мм	50, 60	60	60	60...73	114
Частота вращения ствола ротора, об/мин	106; 210; 320	120; 215; 335	79; 160; 300	65; 130; 245	105; 183
Мощность двигателя, кВт	76	76	132	132; 80	2×132
Масса установки, т	10,05	10,0	14	21,8	55

нуровые установки УРБ-2А; УРБ-2А2; УРБ-3А2 (установка разведочного бурения), 1БА-15В, УБВ-600 (табл. 22.1) и др.

Назначение **фильтров**, устанавливаемых в скважинах,— пропускать воду без механических примесей и предохранять стенки скважин от обрушения. Вынос механических примесей с водой приводит к интенсивному износу насосного обрудования и преждевременному заиливанию скважин. Фильтры, как и обсадные трубы, должны быть прочными с малой массой, невысокой стоимости, обладать достаточной стойкостью против коррозии и, кроме того, иметь несложную конструкцию.

На участках пересечения скважиной крепких водоносных горных пород (песчаники, известняки), где выноса частиц грунта не бывает, фильтры не устанавливают. При неустойчивых грунтах, где имеется опасность заплывания скважин, установка фильтров обязательна.

Фильтры изготовляют из металла или пластмасс (из винипластовых труб). Металлические фильтры по конструкции поверхности подразделяют на дырчатые, щелевые, проволочные, каркасно-щелевые, сетчатые, гравийные и др.

Дырчатые фильтры представляют собой звенья металлических или пластмассовых труб, перфорированных круглыми отверстиями диаметром до 15 мм. Применяют их в гравелистых и крупнозернистых песках, а также трещиноватых, легко обваливающихся породах.

Щелевые фильтры имеют вид труб, перфорированных продольными щелями, располагаемыми в шахматном порядке. Применяют в крупнозернистых песках, реже — в средне- и мелкозернистых.

Проволочные фильтры — сварные проволочные каркасы цилиндрической формы, состоящие из продольных проволок, на которых по спирали намотана проволока, и гравийной обсыпки. Применяют в подземных выработках для оборудования трубчатых водопонизительных колодцев.

Каркасно-стержневые фильтры — стальные конструкции цилиндрической формы, состоящие из стержней, опирающихся концами на соединительные патрубки, снабженные резьбой и муфтой. Внутри каркаса для обеспечения необходимой прочности устанавливают кольца жесткости. Нередко каркасы покрывают водоприемной поверхностью

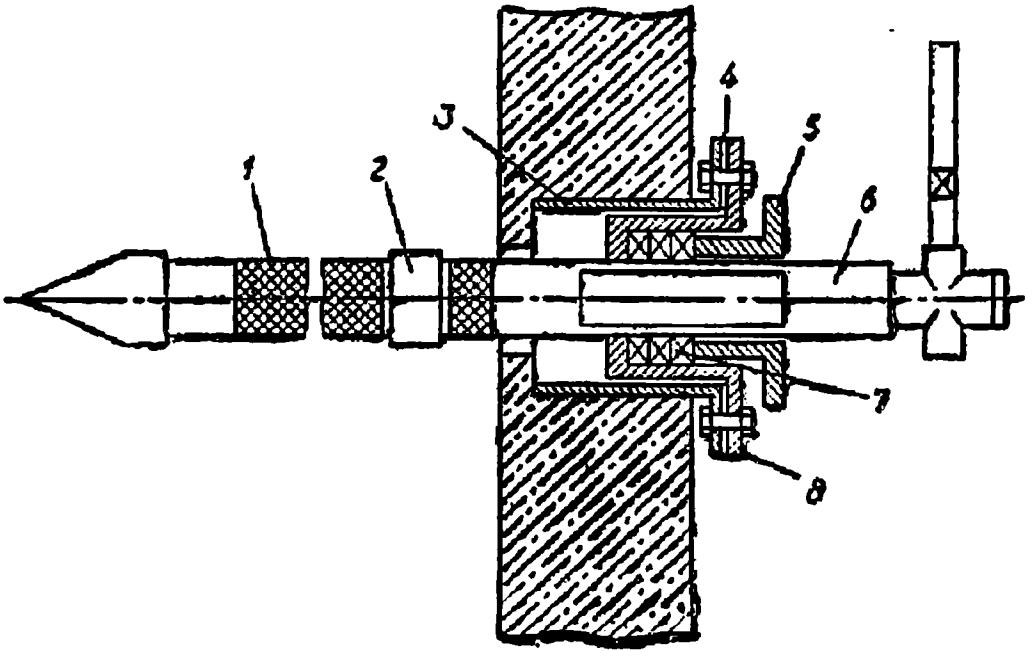


Рис. 22.2. Горизонтальный забивной фильтр в стволе с бетонной крепью:

1 — фильтр; *2* — муфта; *3* — патрубок; *4* — резиновая прокладка; *5* — втулка; *6* — водоотводная труба; *7* — сальниковая набивка; *8* — коробка сальника

из нержавеющей проволочной спирали. Применяют эти фильтры для водопонижения и водоснабжения.

Сетчатые фильтры представляют собой перфорированные трубы, на которых по спирали намотана проволока, а сверху имеется фильтрующее сетчатое покрытие, из латунной или медной проволоки. Можно применять также сетки из пластмасс и стекловолокна. Сетчатые фильтры быстро засоряются. Их используют чаще всего в гидронаблюдательных скважинах.

Гравийные фильтры представляют собой сочетание двух перфорированных щелями и соединенных между собой фланцами отрезков труб, с засыпанным гравием пространством между ними. Эти фильтры широко применяют в средне- и крупнозернистых грунтах.

Горизонтальные забивные фильтры изготовляют из труб диаметром 1...1,5 дюйма, перфорированных круглыми отверстиями, диаметром 2...4 мм в зависимости от крупности зерен осушаемых песков. При скальных и полускальных породах размеры отверстий увеличивают. Общая длина горизонтальных забивных фильтров 4...5 м.

Такие фильтры (рис. 22.2) используют в вертикальных шахтных стволах для интенсификации осушения водоносных горизонтов. При бетонной крепи фильтры устанавливают через заделанные в крепь патрубки, при тюбинговой — через отверстия в тюбингах. Вода, поступающая в фильтры, направляется в коллектор, откуда попадает в стояк и сбрасывается в зумф, а затем откачивается шахтными водоотливными установками на земную поверхность.

Легкие иглофильтровые установки типа ЛИУ (рис. 22.3) представляют собой комплекты оборудования, состоящие из иглофильтров, водосборных коллекторов, насосных агрегатов. Предназначены они для искусственного понижения уровня подземных вод в водонасыщенных песчаных и супесчаных грунтах. При работе установок во всасывающих коммуникациях поддерживается вакуум в пределах 0,5... 0,7 МПа. Под действием разности давлений грунтовая вода поступает

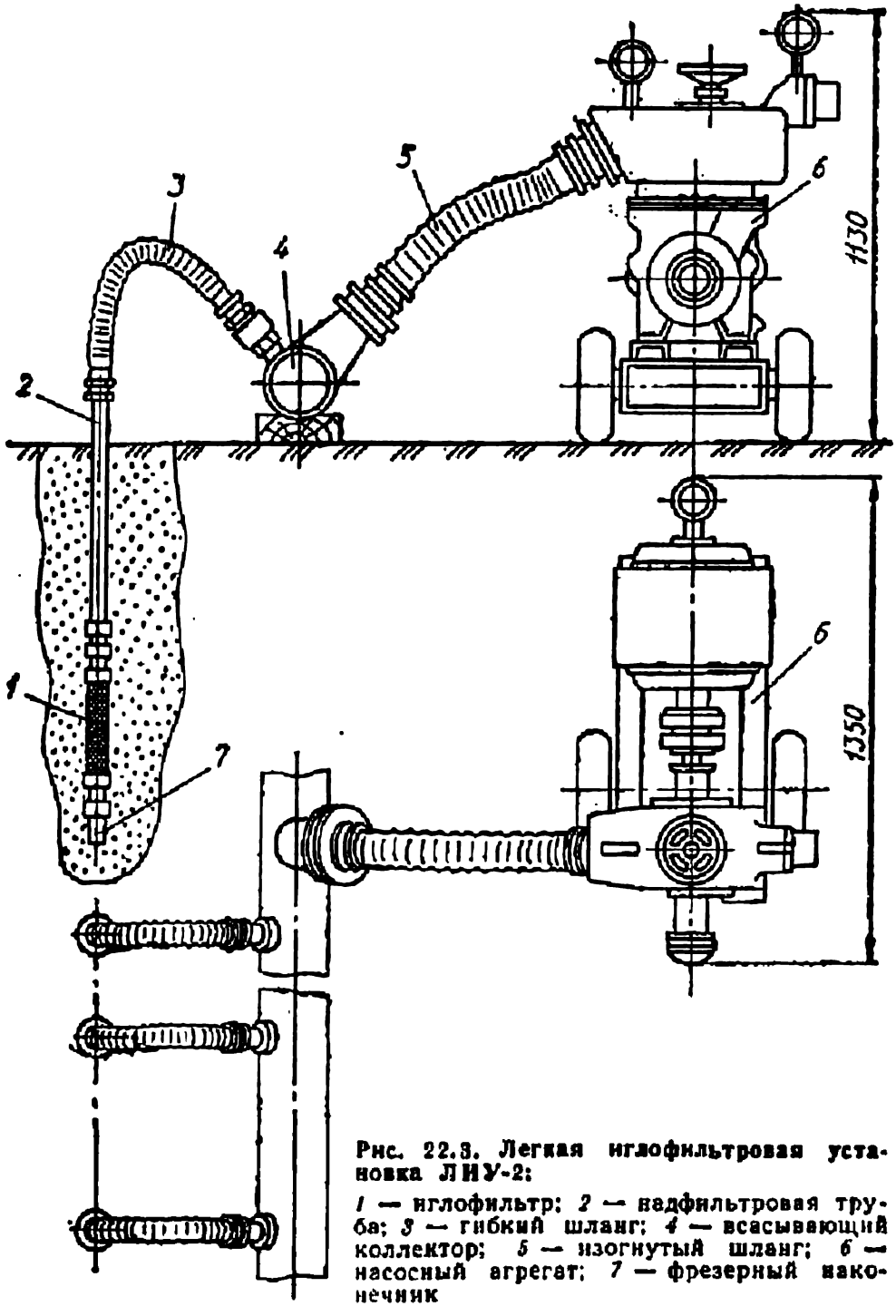


Рис. 22.3. Легкая иглофильтровая установка ЛИУ-2:

1 — иглофильтр; *2* — надфильтровая труба; *3* — гибкий шланг; *4* — всасывающий коллектор; *5* — изогнутый шланг; *6* — насосный агрегат; *7* — фрезерный наконечник

в иглофильтр, затем в водосборный коллектор, откуда насосом откачивается по водоотводящему трубопроводу за пределы осушаемого участка.

Достоинства иглофильтров типа ЛИУ: возможность погружения в обводненный грунт в собранном виде; простота и надежность в эксплуатации; отсутствие в скважине механизмов с движущимися частями; доступность для обслуживания и ремонта насосов. Легкие иглофильтровые установки ЛИУ-2, ЛИУ-3, ЛИУ-5 и ЛИУ-6 отличаются типом всасывающего насоса, количеством иглофильтров и размерами всасывающего коллектора (табл. 22.2).

Иглофильтры в грунте устанавливают погружением в скважину, размываемую струей воды, которая выходит из наконечника фильтра. Порядок работ по установке иглофильтра следующий. Вначале его собирают, затем присоединяют при помощи рукава к напорной стороне

Таблица 22.2 Технические характеристики легких иглофильтровых установок

Параметры	Типы установок			
	ЛИУ-2	ЛИУ-3	ЛИУ-5	ЛИУ-6
Подача, м³/ч	25...30	60	120	140
	25	23,5	36	35
Вакуумметрическая высота, МПа	0,078	0,078	0,078	0,078
Высота самовсасывания, м	0,05	0,054	0,05	0,07
Число иглофильтров на одну установку	25	60	100	100
Мощность электродвигателя, кВт	5,5	10	20	22
Масса насосного агрегата, кг	292	362	630	738
Масса установки, кг	2308	5500	7000	8000

насоса. Далее при помощи простых приспособлений фильтр поднимают и устанавливают в вертикальное положение на доску рядом с местом забуривания и, включив подачу воды, проверяют исправность действия клапана. После этого выполняют работы по забуриванию в почву.

Рекомендуется во время погружения иглофильтр поворачивать на некоторый угол при помощи хомута и двух длинных ручек и, кроме того, через каждые 1,5...2 м опускания для облегчения выноса размытого грунта погружение приостанавливать на 20...30 с, не меняя напора подаваемой воды. Расход воды при забуривании в зависимости от свойств грунта изменяется в пределах от 6 до 12 л/с при давлении 0,4... 0,8 МПа. Иглофильтры легко погружаются в мелкозернистые пески. С увеличением размеров зерен песка расход и напор воды увеличивают.

Техническая характеристика эжекторной иглофильтровой установки ЭИ-2,5

Диаметр иглофильтра, мм	63	
Длина фильтрового звена, м	1	
Число иглофильтров в комплекте	25	
Диаметр напорного коллектора, мм	168	
Длина напорного коллектора, м	125	
Насосный агрегат:		
тип	6МС-6	
количество	2	
подача, м³/ч	150	
	Насос 1	Насос 2
напор, м	90	135
мощность электродвигателя, кВт	50	100
скорость вращения, об/мин	1500	
Эжектор:		
диаметр насадки, мм	7	
диаметр горловины, мм	14	
Расход рабочей воды (л/с) при напоре, м:		
60	1,4	
80	1,6	
100	1,8	
Подача по откачиваемой воде в зависимости от напора и высоты подъема:		
напор рабочей воды, м	60	80 100
высота подъема, м	13...19,5	17,5...26 22...32,5
подача, л/с	1,13	1,1...1,5 1,3...1,8

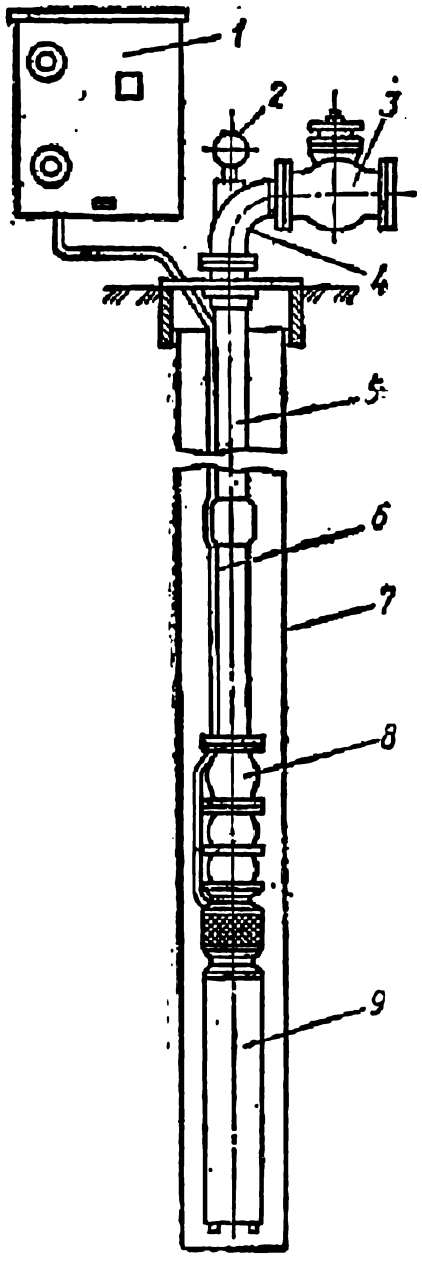


Рис. 22.4. Схема установки глубинных насосов:
1 — система автоматического управления; *2* — манометр; *3* — задвижка; *4* — колено опорное; *5* — труба водоподъемная; *6* — токоподводящий кабель; *7* — обсадная труба; *8* — насос; *9* — электродвигатель

Эжекторные иглофильтровые установки типа ЭИ отличаются от ЛИУ наличием в их конструкции эжекторов (водоструйных насосов), позволяющих создавать в фильтровых звеньях достаточно глубокий вакуум и откачивать воду на поверхность. На угольных и рудных шахтах широкое распространение получили установки типа ЭИ-2,5, отличающиеся от установок ЛИУ аналогичной конструкции меньшей массой и большей простотой при монтаже.

Эжекторные иглофильтровые установки применяют для осушения грунтов с малыми коэффициентами водоотдачи и фильтрации от 0,8 до 3...5 м/сут, а также для откачки газонасыщенных грунтовых вод и вод, образовавшихся в результате близкого залегания от дна котлована водоупорного слоя, т. е. в тех случаях, когда применять многоярусные системы с установками ЛИУ-6 нецелесообразно из-за громоздкости, а глубинные насосы — из-за малого дебита водопонизительных скважин.

Для откачки воды из скважин с целью понижения уровня подземных вод в настоящее время широко применяют эрлифтные водоподъемные установки, гидроэлеваторы и глубинные насосы.

Эрлифтные водоподъемные установки и гидроэлеваторы отличаются простотой конструкции, не имеют движущихся частей. Их можно использовать в искривленных скважинах для откачки как чистой воды, так и содержащей значительное (более 3 %) количество песка. Однако эти установки характеризуются низким к. п. д. (20...22 %) и высокой

Таблица 22.3. Техническая характеристика насосов АТН

Типы насосов	Подача, м³/ч	Напор, Па	Мощность электродвигателя, кВт	Число рабочих колес	Минимальный внутренний диаметр скважины, мм	Наружный диаметр напорного трубопровода, мм	Масса агрегата, кг
АТН8-1-16	30	$6{,}5\cdot10^5$	14	16	200	127	2178
АТН8-1-22	30	$9\cdot10^5$	17	22	200	127	2860
АТН10-1-4	70	$3\cdot10^5$	13	4	250	168	1942
АТН10-1-6	70	$4{,}5\cdot10^5$	20	6	250	168	2703
АТН10-1-8	70	$6{,}0\cdot10^5$	28	8	250	168	3522
АТН10-1-11	70	$8{,}0\cdot10^5$	40	11	250	168	4487

Таблица 22.4. Техническая характеристика насосов с погружными двигателями

Типы насосов	Подача, м³/ч	Давление, Па	Число рабочих колес	Мощность, кВт	Масса агрегата, кг
АПТ 15×120	15	12	7	10,5	175
АПТ 60×150	60	15	5	45	500
АПТ 100×100	100	10	3	45	450
АЭНП 140-2,5/2	7	4,5	6	2,5	94
АЭНП 140-7/2	15	7,5	12	7	141
АЭНП 86-11/2	30	7,5	6	11	195
ЭПН-16-75	16	7,5	9	5,5	250
ЭПН 8	50	7,5	6	22	290
ЭПН 10	90	9,5	5	50	343
8 АП-9×6	14...29	10...5	6	11	200
8 АП	16...27	11...7,6	7	12	250

стоимостью откачки. Поэтому их применяют только в тех случаях, когда с водой выносится большое количество песка.

Для откачки воды из скважин используют глубинные насосные установки двух типов: с электродвигателем, располагаемым на поверхности земли над устьем скважины, и с электродвигателем, погружаемым совместно с насосом в скважину ниже динамического уровня воды (рис. 22.4).

К насосам первого типа относят артезианские турбинные насосы типа АТН (табл. 22.3), применяемые для откачки воды из скважин глубиной до 100 м при дебите более 15...20 м³/ч. Вращение от двигателя к насосу передается при помощи рабочего трансмиссионного вала. Недостаток этих насосов — высокая чувствительность к кривизне скважин.

К насосам второй группы относят погружной мотор-насос ПМНЛ — первый образец, созданный в нашей стране для осушения месторождений полезных ископаемых, а также электронасосы (табл. 22.4) типа АПТ (артезианский погружной, Тульский), АЭНП (артезианский электрический насос, погружной), ЭПН (электрический погружной насос) и 8АП (артезианский погружной). Эти насосы по сравнению с непогружными имеют ряд существенных преимуществ: у них отсутствует длинный рабочий трансмиссионный вал, благодаря чему значительно уменьшаются его масса и стоимость изготовления, упрощаются монтаж, демонтаж и эксплутация установок; возможность применять в искривленных скважинах. Устранение трансмиссионного вала позволило создать компактные электронасосные установки с большей частотой вращения рабочих колес и более высокими техническими показателями для откачки воды из глубоких (до 500 м) скважин. Электронасосы в настоящее время получили широкое распространение.

§ 5. Порядок выполнения работ по водопонижению

После завершения бурения водопонижающих скважин и установки в них фильтров очищают скважины от бурового шлама путем пробной откачки воды до полного ее осветления. Затем проверяют глубину скважин, уровень подземных вод, состояние обсадных труб, насоса и

силового кабеля. После этого при помощи автокрана или буровой установки опускают в скважину насос и водоподъемные трубы.

В процессе откачки воды непрерывно ведут контроль за работой насосных установок, проверяют наличие в воде песка, снимают показания амперметра, периодически замеряют дебит и динамический уровень воды.

Для повышения дебита производят торпедирование водопонижающих скважин, а также перфорацию пулевыми и снарядными прострелами.

При торпедировании с целью разуплотнения горного массива и увеличения водоотдачи в скважине на участке заданной зоны или на ее забое взрывают определенной величины заряды. Торпедирование применяют в устойчивых скальных породах. При пересечении карбонатных пород их подвергают солянокислотной обработке, иногда применяют вакуумирование и гидравлические удары.

При солянокислотной обработке в скважину подают 20 %-ный раствор соляной кислоты, который, вступая в реакцию с карбонатными породами и растворяя их, увеличивает имеющиеся в породах поры и трещины и соединяет их с более водоносными породами. Притоки воды в скважины при этом значительно возрастают.

При вакуумировании устье скважины герметизируют и оборудуют вакуум-насосом, который включают в работу периодически — через 15...20 сут. В скважине создают разрежение до 0,02...0,07 МПа и вода из водоносного слоя с большей скоростью поступает в скважину. Вакуумирование применяют в обводненных грунтах со слабыми фильтрационными свойствами (до 0,1 м/сут).

При осушении горных пород с помощью водопонижающих скважин нередко имеют место случаи закупорки отверстий фильтров частицами песка и глины, поступающими вместе с притоками воды. Эти частицы располагаются с наружной стороны отверстий фильтров. Очищают фильтры при помощи гидравлических ударов, создаваемых путем сбрасывания в скважину грузов. Удары груза о воду равномерно передаются во всех направлениях, в том числе и на внутренние стенки фильтра. Частицы песка и глины легко выбиваются из отверстий и фильтр. при этом очищается.

После окончания строительства подземного сооружения с применением водопонижения установку демонтируют и подготавливают для дальнейшей работы. Иглофильтры из грунта извлекают вручную или при помощи устройств, состоящих из винтового домкрата с пневматическим двигателем. Водопонизительные скважины ликвидируют, закачивая в них цементный раствор.

§ 6. Опыт строительства выработок с применением водопонижения

Предварительное понижение уровня подземных вод в нашей стране применялось при проходке вертикальных шахтных стволов в Подмосковном, Кузнецком, Карагандинском угольных бассейнах, в районах КМА, на Ленских золотых приисках, при строительстве метрополитенов, гидротехнических сооружений, глубоких котлованов под основания плотин. Получены высокие технико-экономические показатели.

Опыт строительства вертикальных горных выработок с искусственным понижением уровня подземных вод показывает, что полное осушение пород при использовании водопонижающих скважин возможно только в скальных трещиноватых породах — известняках, песчаниках и др. При строительстве вертикальных выработок в неустойчивых водоносных породах, особенно на контакте с водоупорным слоем, остаются значительных размеров зоны неосушенных пород. Для осушения их часто применяют иглофильтровые установки. В забоях вертикальных шахтных стволов в связи с ограниченными размерами выработки используют легкие иглофильтровые установки типа ЛИУ-2.

Опыт бурения скважин станками разных типов показал, что применять станки ударно-канатного бурения УКС-22М и УКС-30М в условиях городов крайне нежелательно из-за значительных размеров площадок, их загрязненности, шума и вибраций при бурении. Более высокую скорость бурения скважин при меньших размерах, меньшей загрязненности площадок и значительно более низком уровне шума обеспечивает использование станков вращательного бурения.

Большой интерес представляет опыт осушения способом понижения уровня подземных вод месторождения буроугольного бассейна в пределах Черкасской и Кировоградской областей, где уголь добывали подземным способом. На этом участке ввиду значительной обводненности угленосной толщи сооружение комплекса выработок для подготовки шахтного поля к добыче полезного ископаемого подземным способом возможно только при условии предварительного осушения шахтных полей. И оно было выполнено при помощи системы водопонижающих скважин.

Вначале скважины бурили диаметром 325...426 мм станками УКС-22М и УКС-30М, применяли трехъярусные проволочные фильтры диаметром 219...325 мм с гравийной обсыпкой толщиной 50...75 мм. Фильтры устанавливали звеньями длиной по 3 м на участках надугольных, межугольных и подугольных песков. Вначале производительность скважин (20...40 м³/ч) оказалась недостаточной и не обеспечивала осушения шахтного поля в намеченные сроки. Кроме того, из-за малого контура гравийной обсыпки и эксплуатации скважин в форсированном режиме они часто песковались. Для устранения этих недостатков было решено бурить скважины большего диаметра — 500...720 мм с использованием станков УРБ-3АМ и 1БА-15В. Новые скважины оборудовали каркасно-щелевыми фильтрами диаметром 10 дюймов с обмоткой проволокой из нержавеющей стали диаметром 1,5...2 мм и зазоров между витками 1...2 мм. Для обсыпки фильтров (толщина ее контура 130...200 мм) брали песчано-гравийную смесь с диаметром частиц 0,75...5 мм. Это позволило в начальный период эксплуатации довести производительность скважин до 45...60 м³/ч и осушить шахтные поля за 6 мес до начала горных работ. Замена ударно-канатного способа бурения скважин роторным обеспечила повышение производительности труда бурильщиков в 10—20 раз. Экономия от внедрения роторного бурения на одной водопонижающей скважине глубиной 60...90 м составила 1500...3000 руб.

Контрольные вопросы

1. Сущность и условия применения способа строительства горных выработок с искусственным понижением уровня подземных вод.
2. Схемы понижения уровня подземных вод.
3. Конструкция водопонижающей скважины.
4. Станки для бурения скважин.
5. Устройство и назначение фильтров в водопонижающих скважинах.
6. Типы фильтров и их конструкция.
7. Средства для откачки воды из водопонижающих скважин.

Глава 23. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПОД СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

§ 1. Сущность и условия применения

Способ проходки вертикальных горных выработок под сжатым воздухом (кессонный) представляет собой усовершенствованный вариант способа проходки выработок с применением опускной крепи, при котором устраивают воздухонепроницаемый потолок, создавая тем самым в призабойном пространстве герметизированную рабочую камеру. При строительстве выработок под сжатым воздухом в герметизированной рабочей камере поддерживается давление, несколько превышающее гидростатическое давление грунтовой воды. Сжатый воздух, проникая в поры водоносных пород, отжимает воду; в забое выработки происходит местное осушение водоносных пород на глубину 0,1...0,4 м, устойчивость их значительно повышается, создаются благоприятные условия для ведения горно-проходческих работ.

Таким способом проходки выработок можно пользоваться при пересечении плывунов, неустойчивых водоносных, гравелистых, галечниковых, а также илистых пород. Однако, он имеет ограниченное применение из-за тяжелых (вредных) условий работы проходчиков и низкой производительности. Пользуются им только в тех случаях, когда другие специальные способы проходки по техническим и экономическим причинам применить нельзя.

По условиям санитарно-гигиенического режима пребывание людей в рабочей камере допускается при избыточном давлении сжатого воздуха до 0,2 МПа. Следовательно, способ проходки горных выработок под сжатым воздухом можно применять при пересечении слоев водоносных пород мощностью не более 20 м.

§ 2. Оборудование, применяемое при строительстве вертикальных стволов под сжатым воздухом

При проходке вертикальных стволов под сжатым воздухом применяют как специальное (кессоны, шлюзы), так и обычное (подъемные машины, бадьи, лебедки, компрессоры, насосы и т. д.) горно-проходческое оборудование.

Кессон представляет собой опускную крепь, которая потолком разделяет ствол на две зоны: зону повышенного давления — рабочую камеру, расположенную ниже потолка; зону ствола с нормальным атмосферным давлением, расположенную выше потолка. Рабочая камера

ограничивается со стороны боков стенами опускной крепи, сверху — потолком, снизу — забоем выработки.

Стены и потолок рабочей камеры делают из монолитного железобетона, размещая арматуру в два ряда. Бетон применяют марки не ниже 200, достигающий проектной прочности через 5...7 сут после укладки. Внутренний диаметр камеры принимают на 0,5...1 м больше проектного диаметра ствола всвету на случай отклонения оси кессона от вертикали при его погружении, а высоту — не менее 2,2 м. Толщину стен рассчитывают на максимальное горное давление и на давление сжатого воздуха.

Стены кессона опираются на железобетонный режущий башмак, который в нижней части снабжен ножом, имеющим вид кольца, изготовленного из швеллерных сегментов или уголковой стали. В потолке рабочей камеры, кроме обычной арматуры, устанавливают для большой прочности двутавровые балки № 36—55, на которые опираются шахтные трубы кессонного аппарата. В потолке заделывают патрубки для пропуска осветительного и телефонного кабелей, для трубопроводов сжатого воздуха и водоотлива. Обычно толщину стен рабочей камеры принимают в пределах 0,5...0,8 м, а потолка 0,8...1 м.

Чтобы уменьшить утечки сжатого воздуха, стены и потолок внутри рабочей камеры торкретируют и троекратно окрашивают. Для уменьшения трения крепи о горные породы наружные поверхности стен режущего башмака и кессона обшивают остроганными досками.

Шлюзовое оборудование состоит из шлюзового аппарата и шахтных труб. Аппарат предназначен для шлюзования, т. е. постепенного поднятия давления воздуха (от атмосферного до рабочего), а также для вышлюзовывания — постепенного уменьшения давления; шахтные трубы служат для связи рабочей камеры с шлюзовым аппаратом.

Шлюзовое оборудование позволяет производить подъем породы и спуск материалов, спуск и подъем оборудования, людей, работающих в забое ствола, при сохранении давления сжатого воздуха в рабочей камере. Переход людей из зоны атмосферного давления в зону рабобочего называют шлюзованием людей, а выход из него — вышлюзовыванием.

В отечественной практике проходки стволов кесонным способом применяются шлюзовые аппараты конструкций Н. И. Филиппова, Н. И. Крылова, Шахтоспецстроя и ленинградских тоннелестроителей — «Ленинградец». Наиболее совершенной является модификация этого аппарата, в которой предусмотрены средства обогрева и утепления людских шлюзов для работы в зимнее время.

Техническая характеристика шлюзового аппарата «Ленинградец»

Производительность по выдаче породы, $м^3/ч$	4...6
Вместимость бадьи, $м^3$	0,4...0,75
Расход воздуха при шлюзовании грунта, $м^3/ч$	8...14
Масса аппарата, т	20,5
Допустимый размер длинномеров (рельсы, трубы, доски), м	7,5
Одновременно шлюзуемое число людей	

в одной камере	7
Шахтные трубы (стандартный диаметр), м	1,4
Лестницы	Вертикальные с промежуточными площадками

Компрессорная станция служит для проходки выработок сжатым воздухом. Она включает компрессоры двух типов: низкого давления — до 0,4 МПа (ЗИФ-55 и ДК-9) для обеспечения сжатым воздухом рабочей камеры, шлюзового аппарата и лечебного шлюза и компрессоры высокого давления (до 0,8 МПа) для пневматических машин и механизмов.

Для безопасной и бесперебойной работы станции необходимо предусматривать установку не менее одного резервного компрессора, производительность которого должна быть не ниже производительности наиболее мощного из работающих. Кроме того, компрессорная станция должна иметь два независимых источника энергии.

При кессонном способе проходки применяют поршневые компрессоры, так как они дают более чистый воздух. При работе компрессоров ротационного типа в воздух поступает большое количество паров масла, гари, пыли, оказывающих вредное влияние на здоровье людей, находящихся в зоне сжатого воздуха. Воздух, подаваемый в рабочую камеру, шлюзовой аппарат и лечебный шлюз, независимо от применяемых типов компрессоров, необходимо очищать при помощи фильтров. Температура его должна быть не более +22 °С при работе в летнее время и не ниже +15 °С — зимой.

Необходимое количество компрессоров определяют расчетным путем из условий максимального расхода сжатого воздуха с учетом коэффициента резерва — 1,2...1,5 при централизованном воздухоснабжении и 2 — для индивидуальных установок.

§ 3. Технологические схемы проходки вертикальных стволов под сжатым воздухом

Проходка стволов под сжатым воздухом может осуществляться по двум технологическим схемам: с подвижной и неподвижной рабочей камерой (рис. 23.1).

При подвижной камере выемку породы ведут в камере, а крепь возводят за ее пределами при нормальных атмосферных условиях со специально сооружаемых полков. Породу вынимают слоями мощностью 0,3...0,5 м в направлении от центра ствола к периферии, оставляя около режущего башмака в виде бермы кольцевой уступ шириной 0,4...0,5 м, затем равномерно выбирают породу в уступе. С уменьшением объема породы в уступе кессон, раздавливая ее режущим башмаком, опускается. При этом стенки крепи кессона наращивают монолитным или сборным железобетоном, реже — чугунными тюбингами в направлении снизу вверх.

Кессон будет опускаться при условии

$$G \geqslant T + R + pS,$$

где G — масса кессона и шлюзового оборудования, смонтированного на нем; T — силы трения боковой поверхности опускной крепи о гор-

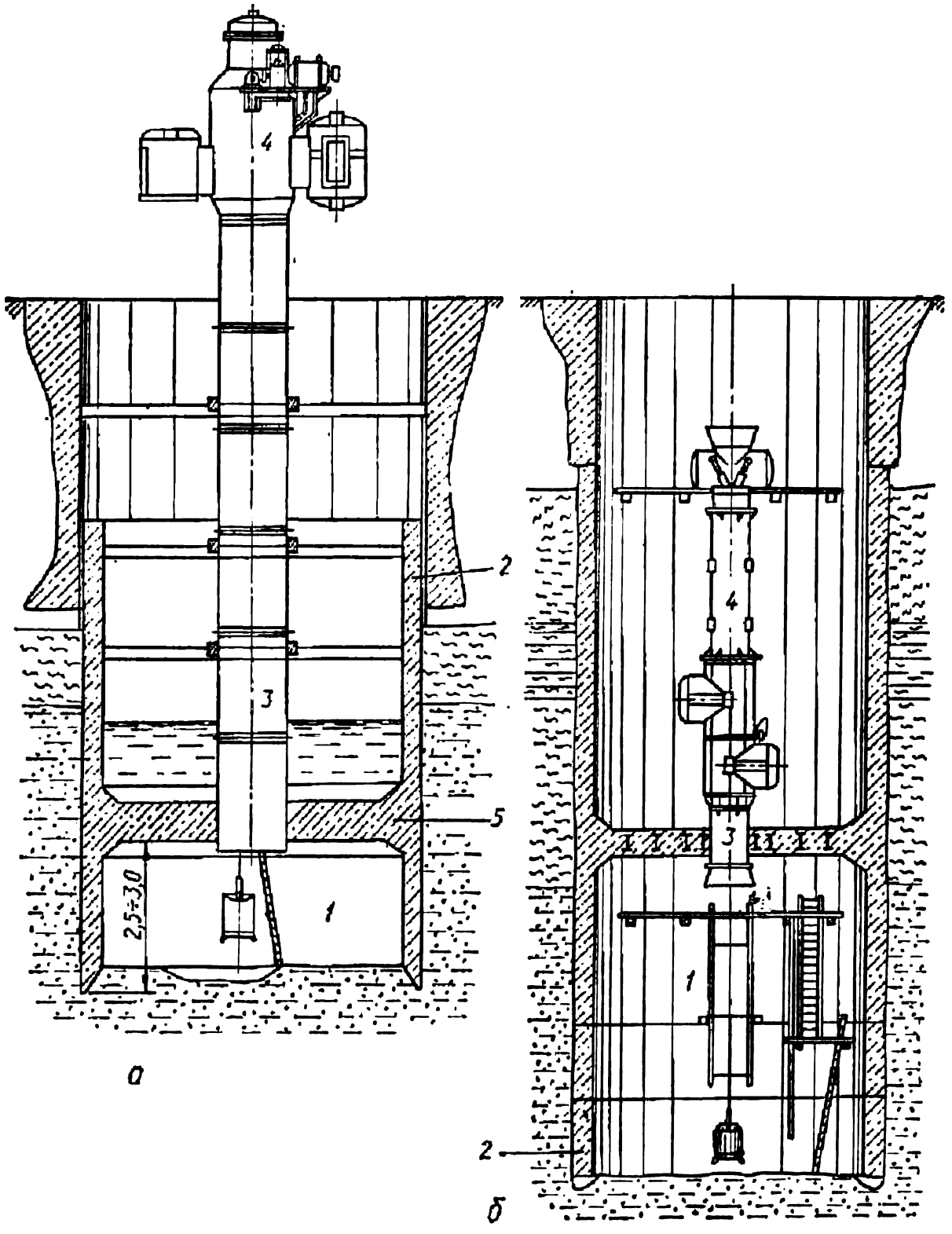


Рис. 23.1. Схемы сооружения стволов под сжатым воздухом:

а — с подвижной рабочей камерой; *б* — с неподвижной рабочей камерой; *1* — рабочая камера; *2* — стенки опускной крепи; *3* — шахтная труба; *4* — шлюзовой аппарат; *5* — потолок рабочей камеры

ную породу; R — реакция режущего башмака; p — величина избыточного давления сжатого воздуха в рабочей камере; S — площадь потолка в рабочей камере.

По мере увеличения глубины процесс погружения становится затруднительным. Для дальнейшего погружения пространство над потолком рабочей камеры заполняют мокрым песком или водой, увеличивая тем самым нагрузку на крепь. Возможен также и частичный выпуск сжатого воздуха из рабочей камеры, вследствие чего снижает-

ся сила избыточного давления сжатого воздуха на потолок рабочей камеры. При опускании крепи имеют место ее перекосы. Для их ликвидации под нож режущего башмака подкладывают деревянные брусья, задерживают выемку породы со стороны опустившейся части камеры и форсируют выемку со стороны отстающей.

Иногда из-за большой силы трения между наружной поверхностью крепи и горными породами, несмотря на принимаемые меры по принудительной посадке, кессон не опускается. Тогда переходят на проходку с неподвижным потолком. В этих случаях кессон и шлюзовой аппарат неподвижны, а крепь по мере выемки породы наращивают в рабочей камере непосредственно у забоя в направлении сверху вниз.

После пересечения кессоном неустойчивых обводненных пород под режущим башмаком возводят опорный венец, демонтируют шлюзовое оборудование и разбирают потолок рабочей камеры. Дальнейшую проходку ствола ведут по обычной технологии.

Водоотлив при проходке стволов под сжатым воздухом применяют только в тех случаях, когда вода из пород, примыкающих к забою, отжимается неполностью.

Скорость проходки стволов колеблется в пределах от 15 до 20 м/мес, а трудозатраты на 1 м выработки 100...250 чел.-смен.

В настоящее время кессонный способ проходки стволов применяют в основном при строительстве тоннелей метрополитенов и подземных коллекторов.

§ 4. Строительство горизонтальных горных выработок под сжатым воздухом

При строительстве тоннелей метрополитенов и городских коллекторов в сложных горно-геологических условиях весьма часто применяют проходку под сжатым воздухом. В этом случае на расстоянии 40... 50 м от забоя сооружает шлюзовую камеру, которая, как и при проходке стволов, разделяет выработку на две зоны: рабочую — от забоя до шлюзовой камеры, т. е. зону повышенного давления, где будут вестись горно-проходческие работы; и зону нормального атмосферного давления за шлюзовой камерой.

Состоит шлюзовая камера из шлюзов и воздухонепроницаемых перегородок. Грузовой и людской шлюзы располагают в камере в зависимости от размеров поперечных сечений выработок: параллельно — при диаметре более 5 м и последовательно — при диаметре 3,6...5 м. Шлюзовые перегородки изготовляют из монолитного железобетона и бетона. Более прогрессивны инвентарные стальные сборно-разборные перегородки, которые можно переносить ближе к забою по мере его подвигания, что уменьшает потери сжатого воздуха.

Диаметр шлюзов обычно принимают равным 2 м. Длину грузовых шлюзов определяют с учетом пропуска состава из трех-четырех вагонеток, а людских — из условия размещения рабочих и технического персонала всей смены на скамьях с обеих сторон шлюза. Длину скамьи определяют из расчета 0,4 м на человека. Аварийный шлюз должен иметь такую длину, чтобы в нем можно было разместить стоя весь работающий персонал. Для подачи в призабойное пространство длин-

номерных материалов в шлюзовой перегородке предусматривают шлюз-трубу диаметром 0,25...0,5 м. Освещение шлюзов электрическое от сети с напряжением 36 В с двойным независимым питанием.

Порядок работы по проведению горизонтальных выработок под сжатым воздухом аналогичен порядку работ при щитовой технологии их проходки.

§ 5. Правила безопасности и нормы промышленной санитарии при работе под сжатым воздухом

Пребывание людей в зоне сжатого воздуха приводит к насыщению человеческого организма азотом, растворяющимся в крови, суставных тканях, спинном мозге. Если переход из зоны сжатого воздуха к нормальному атмосферному давлению происходит быстро и нарушается санитарно-гигиенический режим, то азот не успевает диффундировать через легкие наружу и выделяется внутрь человеческого организма в виде пузырьков, закупоривающих кровеносные сосуды. Люди при этом могут заболеть кессонной болезнью. Признаками ее являются: покраснение отдельных органов тела, кожный зуд, сильные боли в голове, ушах, суставах.

При появлении признаков кессонной болезни людей помещают в лечебный шлюз, давление сжатого воздуха в нем доводят до уровня давления в рабочей камере. В результате размеры газовых пузырьков в крови человека уменьшаются и создаются благоприятные условия для нормальной циркуляции крови. В дальнейшем давление сжатого воздуха в лечебном шлюзе снижают крайне медленно с тем, чтобы весь азот смог диффундировать через легкие.

Вредное влияние на человека сжатого воздуха можно исключить при условии строгого соблюдения требований санитарно-гигиенического режима. Воздух в зоне высокого давления должен содержать не менее 20 % кислорода, углекислого газа — не более 0,1 %. Норма расхода воздуха — 25 м^3/ч на каждого человека. Температура воздуха в рабочей камере должна быть в пределах 12...22° тепла. Продолжительность рабочего дня в зависимости от величины давления сжатого воздуха колеблется от 2,4 до 5,5 ч. Рабочий день проходчиков делят на две полусмены с перерывом между ними в 9...10 ч.

Контрольные вопросы

1. Сущность и условия применения строительства горных выработок под сжатым воздухом.
2. Технологические схемы проходки стволов под сжатым воздухом.
3. Оборудование, применяемое при строительстве горных выработок под сжатым воздухом.
4. Допустимая температура в рабочей камере.
5. Сущность вредного влияния пребывания в зоне сжатого воздуха.

Глава 24. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ЗАМОРАЖИВАНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. Сущность и условия применения

Сущность строительства вертикальных шахтных стволов с применением способа замораживания горных пород заключается в том, что в толще водоносных или неустойчивых пород вокруг будущей выработки создают ледопородное ограждение, которое выполняет роль временной водонепроницаемой крепи, защищающей ствол при проходке от проникновения в него воды или плывуна. Ограждение создают путем продолжительного и непрерывного прокачивания охлажденного до температуры —20...—40 °С хладоносителя по системе замораживающих колонок, смонтированных в скважинах, расположенных вокруг выработки. В процессе замораживания пород вокруг каждой колонки образуются ледопородные цилиндры. Последние по мере разрастания смыкаются и создают замкнутый контур, который и служит ограждением выработки от проникновения в нее воды или плывуна. Скорость распространения холода наиболее высокая в валунных и галечниковых отложениях, в крупнозернистых песках, несколько меньше — в супесях, среднезернистых и мелкозернистых песках, еще меньше — в суглинках и глинах.

Свойства водоносных рыхлых пород при замораживании резко меняются. Так, например, водоносные пески и плывуны в замороженном состоянии приобретают свойства песчаников с раковистым изломом и становятся настолько крепкими и прочными, что при отделении их от массива при помощи отбойных молотков появляются искры. Куски различных пород, даже самых крепких, например гранита, встречающиеся в замороженных породах, не выкрашиваются целиком, а ломаются. Прочность замороженных пород с понижением температуры возрастает. Этот способ получил чрезвычайно широкое распространение при строительстве выработок в обводненных породах различной устойчивости и крепости: в рыхлых неустойчивых, плывунных породах, в крепких скальных трещиноватых породах, а также в известняках, гипсах и карстовых отложениях.

Процесс получения холода основан на свойстве аммиака, углекислого газа, фреона и других газов переходить из жидкого состояния в газообразное с резким понижением температуры. Такие газы называют холодильными агентами (хладагентами). Их назначение — охлаждать рассолы (хладоносители), циркулирующие по системе замораживающих колонок и отбирающие тепло от горных пород. В качестве хладагента чаще всего применяют аммиак, а в качестве хладоносителя — водный раствор с содержанием 26,6 % хлористого кальция, температура замерзания которого минус 38,6 °С. При необходимости получения более низких температур в качестве рассола применяют 24 %-ный раствор хлористого лития с температурой замерзания минус 65 °С.

Аммиак является наиболее дешевым и доступным хладагентом, получившим наиболее широкое распространение. Однако ему присущи и серьезные недостатки: резкий запах и способность оказывать вредное влияние на человеческий организм. При содержании аммиака в воз-

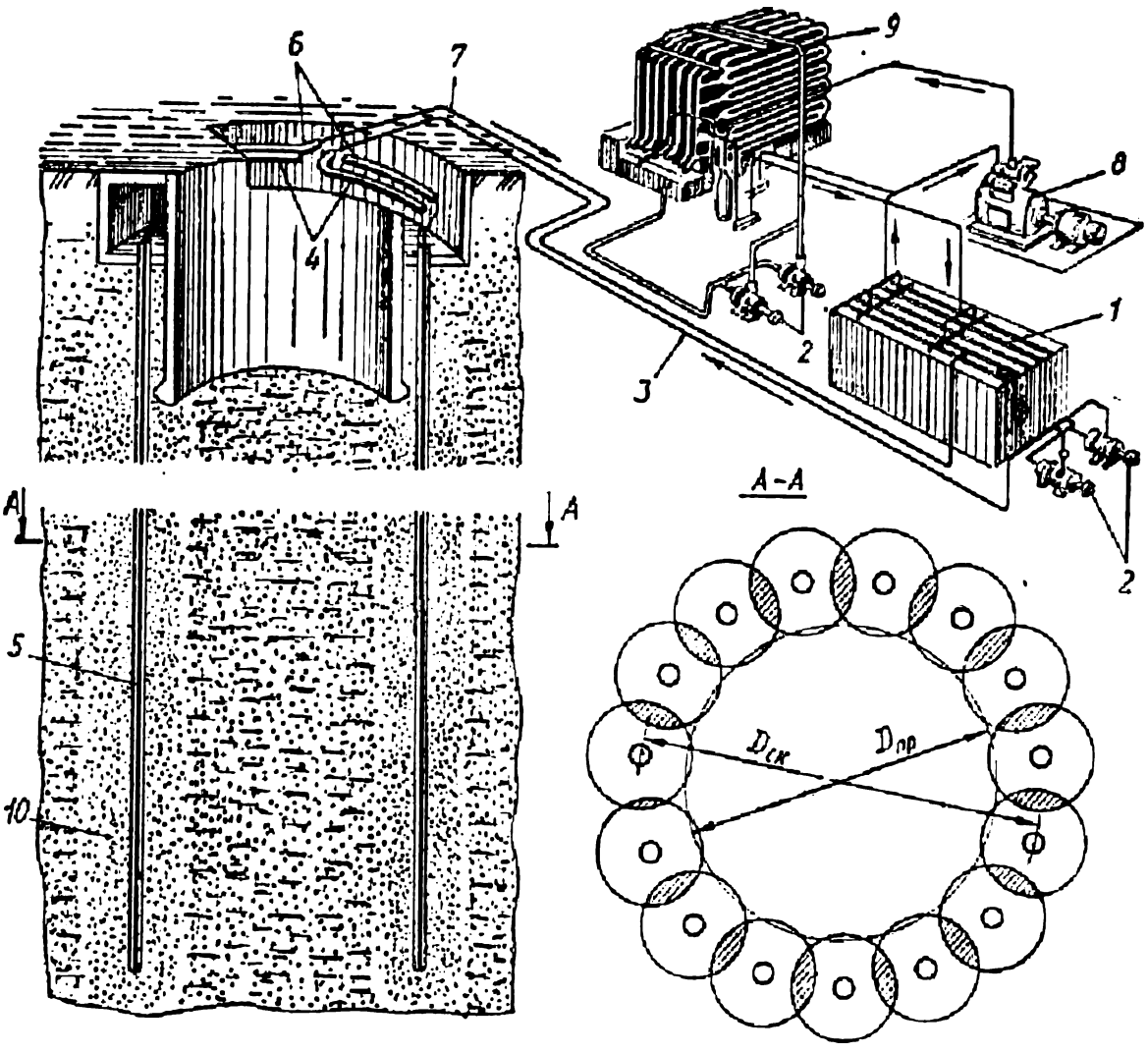


Рис. 24.1. Схема замораживающей станции:
1 — испаритель; *2* — насосы; *3* — трубопровод прямой подачи; *4* — распределитель; *5* — замораживающие колонки; *6* — коллектор; *7* — трубопровод обратной подачи; *8* — двухступенчатый компрессор; *9* — конденсатор; *10* — ледопородный цилиндр

духе (по объему) свыше 1 % возможны отравления, при содержании от 13,1 до 26,8 % и наличии открытого пламени смесь аммиака с воздухом взрывается.

На аммиачной замораживающей станции (рис. 24.1) процесс получения холода протекает следующим образом. Компрессором сжимают аммиак до давления 0,8—1,2 МПа, при этом температура его повышается до 100 °С. Сжатый аммиак через маслоотделитель направляют в конденсатор, в котором температура его снижается до 15—20 °С и он переходит в жидкое состояние. Затем жидкий аммиак протекает через регулирующий вентиль и поступает в испаритель, где при давлении, сниженном до 0,15 МПа, испаряется, температура аммиака при этом падает до минус 25 °С и он движется по трубам, расположенным в рассоле, в результате чего тот охлаждается до минус 22...25 °С. Из испарителя аммиак через грязеуловитель поступает к компрессору для следующего цикла получения холода. Применение аммиака в городах, в непосредственной близости от жилых домов нежелательно. Поэтому лучше использовать в качестве хладагента «Фреон-22».

Строительство вертикальных стволов с применением способа замораживания горных пород включает следующие виды работ: бурение скважин вокруг ствола; монтаж оборудования замораживающей

станции, замораживающих колонок и рассольной сети; замораживание горных пород; проходка ствола в зоне этих пород, их оттаивание; демонтаж оборудования замораживающей станции и рассольной сети.

§ 2. Оборудование для замораживания горных пород

Оборудование для замораживания пород состоит из двух комплексов: замораживающей станции и рассольной сети.

В состав станции входят: компрессор, конденсатор, испаритель, маслоотделители, маслосборники, ресиверы, регулировочная и другая аппаратура.

Компрессоры (табл. 24.1) предназначены для повышения давления хладагента (аммиака), обеспечивающего изменение его состояния от испарения (кипения) до конденсации (сжижения). В зависимости от требуемой температуры замораживания устанавливают одноступенчатые и двухступенчатые компрессоры. Первые обеспечивают снижение температуры аммиака до минут 30 °С, а последние от минус 30 °С до минус 50 °С.

Конденсатор предназначен для охлаждения и превращения аммиака из газообразного в жидкое состояние. При замораживании грунтов, как правило, применяют конденсаторы оросительного типа с отводом жидкого аммиака. Эти конденсаторы состоят из 3—6 секций вертикальных змеевиков из стальных цельнотянутых труб. Размеры секций: длина 5,9 м, высота 1,2 м. Площадь поверхности охлаждения каждой секции 15 м^2. Змеевики охлаждаются мелкими струйками воды. Конденсаторы оросительного типа устанавливают на открытом воздухе, потоки которого, омывая змеевики, способствуют интенсивному испарению с них воды и дополнительному охлаждению хладагента.

Испаритель предназначен для превращения аммиака из жидкого в газообразное состояние и охлаждения хладоносителя. При замораживании грунтов наиболее широкое распространение получили вертикально-трубные испарители (табл. 24.2).

Таблица 24.1. Технические характеристики аммиачных компрессоров

Параметры	Марки компрессоров				
	АУ-200/3Д	АО-600П	АО-1200П	ДАО-275П	ДАОН-350П
Холодопроизводительность, МДж	628	2407	4815	1151	1465
Температура кипения, °С	—15	—15	—15	—40	—50
Температура конденсации, °С	+30	+30	+30	+35	+35
Количество ступеней сжатия	1	1	1	2	2
Ход поршня, мм	130	220	220	220	220
Расход воды, м^3/ч	1,5	6	10	4	6
Мощность электродвигателя, кВт	55	315	630	31	630
Масса компрессора с электродвигателем, кг	2200	9400	16 600	1085	19 100

Таблица 24.2. Техническая характеристика вертикально-трубных испарителей

Параметры	Марки испарителей		
	200И	240И	320И
Поверхность охлаждения, м²	200	240	320
Длина, мм	5800	6200	6200
Ширина (диаметр), мм	2675	2090	2800
Высота, мм	1350	2050	2050
Масса, кг	10 510	11 935	16 215
Объем по рассолу, м³	16,2	18	23,5

Таблица 24.3. Технические характеристики маслоотделителей

Марки	Условный проход, мм	Диаметр корпуса, мм	Общая высота, мм	Масса, кг	Марки	Условный проход, мм	Диаметр корпуса, мм	Общая высота, мм	Масса, кг
ОММ-50	50	273	1470	105	ОММ-125	125	500	1970	310
ОММ-70	70	273	1570	118	ОММ-150	150	600	2370	398
ОММ-80	80	325	1600	147	ОММ-200	200	700	2600	605
ОММ-100	100	426	1730	278					

Маслоотделители предназначены для отделения масла, уносимого парами сжатого хладагента из компрессора в виде капель или пара. Чем лучше отделяется масло от паров хладагента, тем эффективнее работают теплообменные аппараты и выше производительность станции. Для каждого компрессора маслоотделители подбирают по диаметру нагнетательного патрубка. Выпускают масло из маслоотделителя в маслосбрасыватели при пониженном давлении, т. е. при давлении всасывания. Наиболее совершенными являются маслоотделители типа ОММ (табл. 24.3).

Маслосборники служат для слива масла из маслоотделителя и других аппаратов и последующего удаления его из системы под низким давлением. На замораживающей станции устанавливают один маслосборник. Применение маслосборников значительно уменьшает потери аммиака с отработанным маслом и повышает безопасность работ по его удалению. В настоящее время широкое распространение получили маслосборники СМ-150 и СМ-300:

	СМ-150	СМ-300
Диаметр корпуса, мм	159	325
Общая высота, мм	610	1123
Масса, кг	15,6	83,9

Ресиверы жидкого аммиака предназначены для разгрузки от него конденсаторов, а также для создания запаса аммиака в системе, что обеспечивает длительную и надежную работу замораживающей станции.

Регулирующая станция состоит из запорного и регулирующего вентилей и служит для дросселирования (снижения давления)

жидкого аммиака, плавного регулирования его количества, подаваемого в испаритель.

Промежуточные сосуды, применяемые в установках двух и трехступенчатого сжатия, предназначены для охлаждения перегретого пара аммиака, поступающего из компрессора предыдущей ступени, и охлаждения перед регулирующим вентилем жидкого аммиака, направляемого в испаритель. Промежуточные сосуды имеют вид стального цилиндра диаметром 500...700 мм и высотой 2820...3250 мм, внутри которого вмонтирован змеевик для жидкого аммиака.

После окончания работ по монтажу холодильного оборудования производят обкатку и опробование компрессоров под нагрузкой, осмотр всех узлов и аппаратов системы, мест соединения ее элементов, продувку сжатым воздухом при давлении 0,5...0,6 МПа. Пробное испытание всасывающей линии хладагента производят сжатым воздухом при давлении 1,2 МПа, а нагнетательной линии — при давлении 1,8 МПа. Наличие утечек воздуха определяют обмыливанием возможных их мест. После устранения утечек аммиачную систему подвергают генеральному испытанию сжатым воздухом. Давление на участке всасывающей стороны доводят до 1,2 МПа, на участке нагнетательной — до 1,8 МПа. Если при этих испытаниях будут получены положительные результаты, составляют акт о готовности системы к заполнению аммиаком. Затем промывают цилиндры, клапаны и грязеуловители, из системы отсасывают до вакуума воздух и заполняют ее аммиаком. Количество аммиака, необходимое для заполнения отдельных узлов и аппаратов системы, определяют с учетом их вместимости и следующих норм заполнения, %:

Испарители для охлаждения рассола	80
Конденсаторы	15
Ресиверы	80
Переохладители	100
Промежуточные сосуды	30
Трубопроводы жидкостные	100

При строительстве горных выработок с искусственным замораживанием горных пород в условиях плотной городской застройки целесообразно применять весьма удобные в эксплуатации передвижные мобильные замораживающие станции типа ПХС-100.

Техническая характеристика станции ПХС-100

Хладагент	Фреон
Компрессор	П-220
Хладопроизводительность (Вт) при:	
$t_и = -20$ °С и $t_к = +35$ °С	394 000
$t_к = -40$ °С и $t_к = +35$ °С	116 000
Общая установленная мощность электродвигателей, кВт	210
Масса передвижной станции, т	2,8

Примечание. $t_и$ — температура испарения; $t_к$ — температура конденсации.

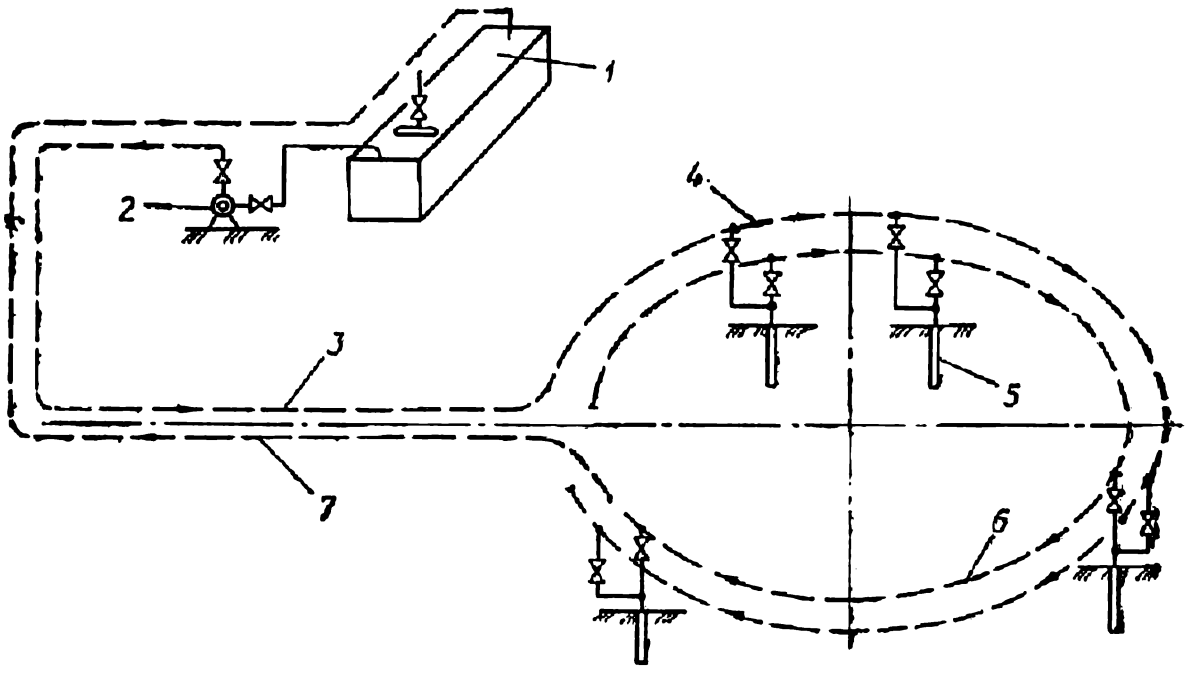


Рис. 24.2. Рассольная сеть

Рассольная сеть — комплекс трубопроводов и замораживающих колонок, по которым циркулирует рассол при замораживании пород. Она (рис. 24.2) состоит из магистральных трубопроводов прямой подачи *3*, распределителя *4*, замораживающих колонок *5*, коллектора *6*, магистральных трубопроводов обратной подачи *7*. Сеть после монтажа испытывают на гидравлическое давление не менее 1,5 МПа. Магистральные трубопроводы прямой и обратной подачи рассола, а также кольцевые трубопроводы распределителя и коллектора монтируют из металлических бесшовных труб диаметром 100...200 мм, соединяемых между собой при помощи фланцев или сварки. При длине магистральных трубопроводов свыше 100 м в них устраивают компенсаторы длины сальникового типа. Распределитель и коллектор изготовляют в виде незамкнутых колец. Такая схема монтажа трубопроводов обеспечивает равномерность подачи рассола во все замораживающие колонки. Последние предназначены для подачи холода к породе. Каждая колонка (рис. 24.3) состоит из колонны стальных цельнотянутых труб диаметром 100...150 мм, башмака, крышки — оголовника, питающей трубы диаметром 25...50 мм, нижний конец которой не должен доходить до дна замораживающей колонки на 0,5...1 м, и отводящий трубы.

Замораживающую колонку перед опусканием в скважину проверяют на герметичность, а каждый ее стык — на давление не менее 2,5 МПа в течение 5 мин. Перед включением в сеть колонку подвергают повторному испытанию с той целью, чтобы не было утечек рассола. В противном случае порода, соприкасающаяся с рассолом, останется незамороженной. Рассольную сеть после окончания работ по монтажу также испытывают на гидравлическое давление не менее 1,5 МПа.

Рассол циркулирует по следующей схеме. Охлажденный в испарителе *1* (см. рис. 24.2), он перекачивается насосом *2* по рассолопроводу *3* в кольцевой распределитель *4*, смонтированный вокруг устья ствола, откуда он поступает в замораживающие колонки *5* по внутренней трубе. Рассол, опустившись до дна замораживающей колонки, по кольцевому зазору между внутренней и наружной трубой поднимается в

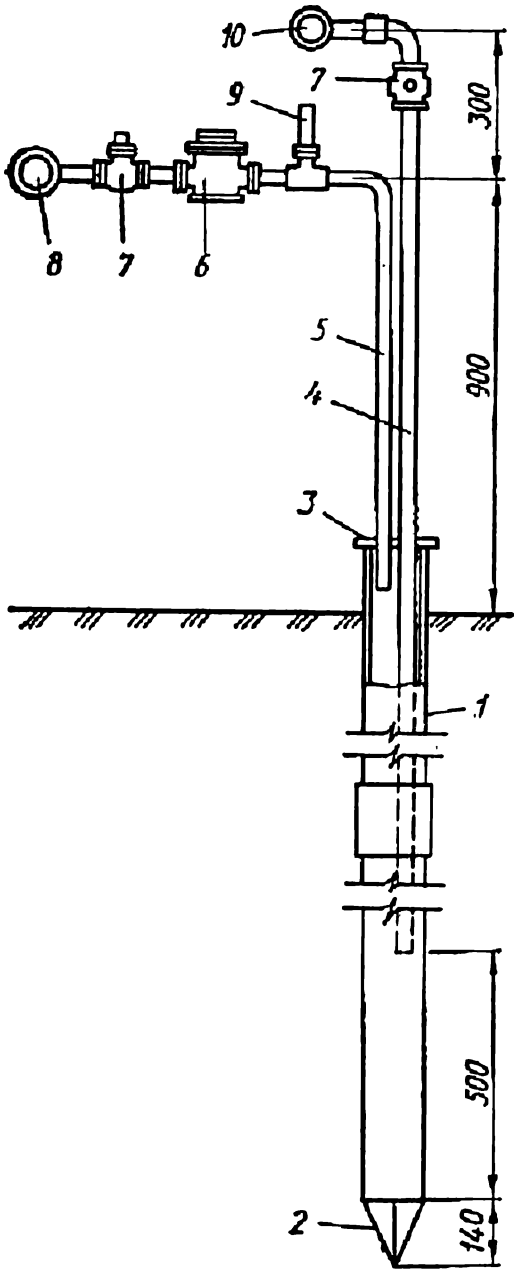
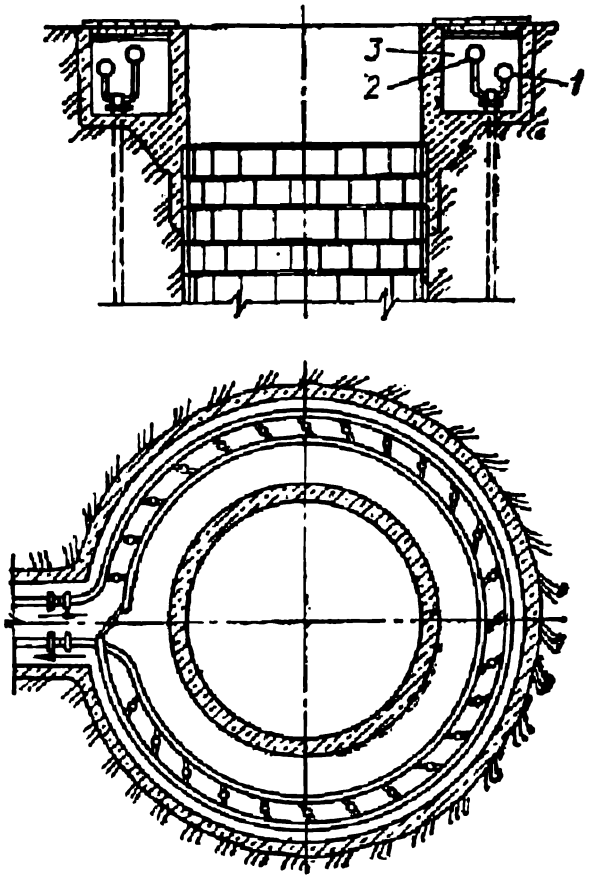


Рис. 24.3. Замораживающая колонка:
1 — замораживающая труба; *2* — башмак; *3* — крышка (оголовник); *4* — питающая труба; *5* — отводящая труба; *6* — водомер; *7* — запорный кран; *8* — коллектор; *9* — термометр; *10* — распределитель

Рис. 24.4. Галерея для распределителя и коллектора рассола



коллектор *6*, а затем по обратному рассолопроводу *7* возвращается в испаритель *1*. Температуру рассола контролируют термометрами и термопарами не только в питающих и отводящих трубах, но и в межтрубном пространстве колонок.

При монтаже рассольной сети много внимания уделяют теплоизоляции системы. Магистральные трубопроводы укладывают в траншеи глубиной 1...1,5 м. Трубы изолируют рубероидом, засыпают сухими опилками, затем на слое опилок делают досчатый настил и засыпают землей. Трубопроводы (рис. 24.4) распределителя *1* и коллектора *2* располагают в кольцевой галерее *3*, сооруженной вокруг устья ствола. Размеры галереи: ширина 2...2,2 м, высота 1,7...2,1 м. Перекрытие делают из двойной дощатой обшивки с засыпкой опилками.

§ 3. Расположение и бурение замораживающих скважин

Замораживающие скважины размещают вокруг ствола по окружности, диаметр которой $D_{ск}$ следует принимать с учетом диаметра ствола в проходке, толщины стены ледопородного ограждения, а также

возможной допустимой величины отклонений оси скважин от вертикали

$$D_{ск} = D_{пр} + 1{,}2(2E/2) + kH_{ск},$$

где $D_{пр}$ — диаметр ствола в проходке, м; E — толщина стенки ледопородного ограждения, м; k — допустимое отклонение оси скважины от вертикали, %; $H_{ск}$ — глубина замораживающей скважины, м.

Коэффициент 1,2 в формулу вводится потому, что при замораживании пород вокруг колонок холод распределяется неравномерно: в направлении к центру ствола — примерно 60 %, к периферии — 40 %. Поэтому окружность, по которой располагают замораживающие скважины, устанавливают со смещением от середины на 0,1.

Толщину стены E ледопородного ограждения определяют по формуле Лямэ — Гадолина. При этом ледопородное ограждение рассматривают как жесткоупругий правильной формы толстостенный цилиндр неограниченной длины, подвергающийся сжатию под действием равномерно распределенной нагрузки. Формула Лямэ — Гадолина имеет вид

$$E = R_в\left(\sqrt{\frac{[\sigma_{сж}]}{[\sigma_{сж}] - 2p_н}} - 1\right),$$

где $R_в$ — внутренний радиус цилиндра ледопородного ограждения, принимаемый равным радиусу шахтного ствола вчерне, см; $[\sigma_{сж}]$ — допускаемое сопротивление замороженных пород сжатию, МПа; $p_н$ — наибольшая величина внешней нагрузки на ледопородное ограждение, МПа.

Учитывая, что процессу замораживания в основном подвергаются рыхлые водоносные породы, наибольшую величину внешней нагрузки на ледопородное ограждение определяют по формуле

$$p_н = (\gamma H_1 + \gamma' H_2)\operatorname{tg}^2\frac{90° - \varphi}{2} + \gamma_в H_2,$$

где γ — удельный вес породы при естественной влажности, кН/м^3; H_1 — глубина от поверхности земли до уровня подземных вод, м; γ' — взвешенный удельный вес породы на уровне подземных вод, кН/м^3; $\gamma' = (\gamma_0 - 1)(1 - 0{,}01\ n)$, где γ_0 — удельный вес породы, кН/м^3; n — пористость горных пород, %; H_2 — мощность водоносных пород от уровня подземных вод до водоупорного слоя, м; φ — угол естественного откоса породы, град; $\gamma_в$ — удельный вес воды, кН/м^3.

При наличии напорных вод необходимо учитывать дополнительный напор воды h (м) и формула будет иметь вид

$$p_н = (\gamma H_1 + \gamma' H_2)\operatorname{tg}^2\frac{90° - \varphi}{2} + \gamma_в(H_2 + h).$$

При определении толщины стены по формуле Лямэ — Гадолина замороженный массив ледопородного ограждения рассматривают как жесткоупругий материал без учета возможных свойств ползучести его под воздействием постоянно действующей в течение продолжительного времени внешней нагрузки. Поэтому данной формулой пользуются при замороженных до глубины 50...70 м глинах, а при замороже-

Таблица 24.4. Техническая характеристика буровых установок

Параметры	Тип буровой установки		
	УБЗШ-2	УРБ-4ПМШ	УБЗШ-3
Предельная глубина бурения, м	500	500	700
Грузоподъемность, т	20	25	30
Конечный диаметр бурения, мм	190 и 214	190 и 214	190 и 214
Диаметр буровых штанг, мм	127	127	127
Частота вращения ротора, об/мин:			
максимальная	406	406	276
минимальная	90	90	82
Мощность двигателя, кВт	75	125	250
Габаритные размеры, м:			
длина	6,8	8,3	7,5
ширина	6,81	7,7	7,4
высота	22,5	24,2	23
Масса установки, т	36,5	55,6	66

ных песках — до глубины 100...150 м. На бо́льших глубинах ледопородное ограждение считают уже упругопластичным материалом и толщину стены его определяют по формуле Домке

$$E = R_в\left[0{,}29\frac{p_н}{[\sigma_{сж}]} + 2{,}3\left(\frac{p_н}{[\sigma_{сж}]}\right)^2\right].$$

Обозначения букв здесь те же, что и в предыдущей формуле. Количество скважин определяют по формуле $N = \pi D_{ск}/l$, где l — расстояние между скважинами, которое принимается в пределах 1...1,3 м; в неустойчивых породах это расстояние уменьшают до 0,9 м.

Точность бурения замораживающих скважин должна быть высокой. Все их следует бурить под заданным углом к горизонтальной поверхности и на одинаковую, соответствующую проектному значению глубину. СНиП допускаются отклонения скважин от вертикали не более 1 %, т. е. на 1 м длины скважины — не более 1 см. Бо́льшие отклонения могут привести к образованию незамерзших участков пород, через которые возможен прорыв плывунов или воды в забой ствола. Вертикальность скважин контролируют в процессе их бурения каждый раз при наращивании нового звена бурильной колонны. Если искривление превышает установленные нормы, то скважину исправляют или бурят дополнительную.

Скважины необходимо заглублять в подстилающие водоупорные породы. При замораживании до глубины 40 м скважины заглубляют в эти породы на 2...5 м, при бо́льших глубинах — на 5...10 м. Недобур скважин не допускается, иначе в ледопородном ограждении могут образоваться незамерзшие окна.

В качестве промывочных жидкостей применяют глинистые растворы из порошковых или комовых глин. Эти растворы одновременно являются и временной крепью, так как устойчивость стенок скважин обеспечивается за счет гидростатического давления глинистого раствора и образования глинистой корки.

При бурении скважин используют в основном установки вращательного бурения роторного и турбинного типа. При глубине скважин до 500 м — УБЗШ-2 и УРБ-4ПМШ, при большей — УБЗШ-3

Таблица 24.5. Технические характеристики утяжеленных буровых труб

Нужный диаметр труб, мм	Диаметр канала труб, мм	Длина звеньев труб, м	Масса 1 м труб, кг	Нужный диаметр труб, мм	Диаметр канала труб, мм	Длина звеньев труб, м	Масса 1 м труб, кг
95	32	6 и 8	49,9	178	80 и 100	8 и 12	145 и 156
108	38	6 и 8	68	203	100	8 и 12	192
146	74	6 и 8	98				

(табл. 24.4). Установки ударного бурения применяют при незначительной глубине скважин для разбуривания валунно-галечных отложений.

Скорость бурения скважин зависит от крепости пересекаемых пород, наличия в них рассолов, режима работы установки и других факторов и колеблется в широких пределах — от 1500 до 3000 м/мес.

В качестве буровых штанг применяют стальные трубы ТБПВ-127 × 9 диаметром 127 мм и толщиной 9 мм. Сечение труб позволяет применять внутри них инклинометры И-447-Д для измерения отклонения скважин от вертикали в процессе бурения. В настоящее время при бурении замораживающих скважин широко применяют утяжеленные буровые трубы, отличающиеся большей жесткостью и массой (табл. 24.5). При их использовании отклонения скважин от вертикали будут меньшими, а осевое усилие на долото бóльшим.

После окончания работ по бурению в скважины, удовлетворяющие техническим условиям, во избежание обрушения их стенок немедленно опускают замораживающие колонки.

Для контроля за ходом образования ледопородного ограждения внутри ствола на расстоянии 1...1,5 м от его центра предусматривают наблюдательную гидрогеологическую скважину, которую оборудуют сетчатым фильтром. По уровню воды в ней судят о том, сомкнулись ли стенки ледопородного ограждения или нет. До смыкания стенок уровень подземных вод в скважине может колебаться в незначительных пределах или вообще не меняться, признаком смыкания является поднятие воды на поверхность.

Гидрогеологическая скважина является разгрузочным каналом, по которому отводится избыток подземной воды из еще не замороженной породы, полученной вследствие увеличения ее объема при замерзании. В тех случаях, когда водоносные породы замораживают одновременно на нескольких горизонтах, необходимо бурить на каждом из них отдельную наблюдательную скважину.

Кроме контрольных гидрогеологических скважин следует предусмотреть термические скважины для замера температуры пород на разных глубинах и расстояниях от ледопородного ограждения. Эти скважины оборудуют обсадными трубами, которые после проверки на герметичность и опрессовки заполняют раствором хлористого кальция. Для определения температуры применяют электрические и спиртовые термометры. Термические скважины располагают снаружи кольца замораживающих колонок на расстоянии 0,5; 1; 3 м от него.

§ 4. Порядок выполнения работ по замораживанию горных пород

После окончания монтажа оборудования замораживающей станции и рассольной сети, опробывания его на герметичность и заполнения соответствующих агрегатов станции аммиаком, а рассольной сети — рассолом, приступают к замораживанию пород. При этом различают два периода: активного замораживания — образование ледопородного ограждения проектных размеров и пассивного замораживания — поддержание ограждения в замороженном состоянии в течение времени, необходимого для проходки и возведения постоянной крепи на замороженном участке.

В период образования ледопородного ограждения замораживающая станция работает на полную мощность, что обеспечивает максимальный теплообмен между хладоносителем, проходящим через колонки, и окружающими породами. Холод, получаемый каждой колонкой, передается к примыкающему породному массиву. Бóльшая часть холода затрачивается на образование ледопородного цилиндра и понижение температуры замороженного грунта. Границы зоны замороженного массива вокруг каждой колонки постепенно расширяются и при их смыкании образуется замкнутый кольцевой контур. Меньшая часть холода расходуется на удаление тепла, притекающего из соседних зон. После образования ледопородного ограждения станцию переводят на режим пассивного замораживания. Ее производительность при замораживании пород, содержащих пресные воды, принимают равной 50 % производительности периода активного замораживания, а пород, содержащих рассол,— определяют расчетным путем. При этом температура рассола, поступающего в колонки, должна быть такой же, как и при активном замораживании.

В практике строительства вертикальных стволов шахт способом замораживания пород применяют два режима: обычный, при котором температура хладоносителя, подаваемого в колонку, поддерживается в пределах от минус 20° до минус 30 °С, и низкотемпературный — от минус 30° до минус 40 °С и ниже. Обычный режим применяют, как правило, при замораживании верхней толщи обводненных пород, содержащих пресные и слабоминерализованные воды, а низкотемпературный — при замораживании нижней толщи обводненных пород, имеющих значительно больший процент солей и естественную температуру подземных вод выше 20 °С.

В зависимости от глубины залегания зон обводненных горных пород и способа циркуляции хладоносителя в замораживающих колонках возможны следующие схемы замораживания: одноступенчатая, когда замораживание пород ведется на всю глубину с прямой и обратной циркуляцией хладоносителя в колонках; ступенчатая — с прямой и обратной циркуляцией хладоносителя; зональная; локальная; параллельная; каскадная.

Одноступенчатая схема отличается простотой реализации и поэтому широко распространена. Она рекомендуется в тех случаях, когда мощность обводненных пород, подлежащих замораживанию, сравнительно небольшая — не превышает 200 м, залегают они на небольшой глуби-

не — 100...300 м и в геологическом разрезе массива преобладают обводненные породы, без водоупорных слоев. При этой схеме замораживающие колонки оборудуют только одной питающей или отводящей трубой. Активный теплообмен между потоком хладоносителя и окружающими породами происходит сразу по всей глубине колонки, т. е. обводненные породы замораживают сразу на всю глубину. При прямой циркуляции хладоноситель подают по питающей трубе до дна замораживающей колонки, а возвращают по межтрубному пространству. Эту схему применяют в том случае, когда нижние слои водоносных пород являются труднозамерзающими. При обратной циркуляции хладоноситель подают по межтрубному пространству, а возвращают по питающей трубе. Такую циркуляцию применяют при необходимости замораживания в первую очередь верхней зоны обводненных пород.

Ступенчатая схема применяется при необходимости замораживания обводненных пород нисходящими ступенями. При этом питающие и отводящие трубы в замораживающих колонках устанавливают на уровне границ ступеней замораживания, что позволяет наиболее интенсивно охлаждать породы в заданной ступени. Эту схему применяют при мощности обводненного массива свыше 200 м и в том случае, если водоносные породы разделены водоупорными слоями. Циркуляция хладоносителя — прямая. Если же породы верхней ступени содержат пресные воды, а нижней — естественные рассолы, то в верхней части обеспечивают обратную циркуляцию, а в нижней — прямую.

Зональная схема применяется при замораживании водоносных пород, залегающих на глубинах свыше 150...200 м, и при мощности водоносного слоя не более 100 м. Скважины бурят с поверхности земли, но породы замораживают не по всей глубине скважины, а только в зоне водоносного слоя. Для этого в замораживающих колонках устанавливают диафрагмы, ограничивающие циркуляцию хладоносителя в пределах зоны замораживания пород.

Локальная схема представляет собой замораживание пород из забоя шахтного ствола и применяется при залегании обводненных горных пород на большой глубине и при незначительной мощности водоносного слоя. В этом случае бурить скважины с поверхности земли нецелесообразно. Их лучше бурить из забоя шахтного ствола, а хладоноситель от замораживающей станции подавать по трубам.

Параллельная и каскадная схемы возможны при активном замораживании. При первой из них в работу включают одновременно все замораживающие колонки. При второй — колонки включают последовательно, группами: вначале две диаметрально противоположные, затем, после снижения температуры в смежных скважинах до 0 °С, еще четыре, смежные по отношению к первым двум и т. д.

Каждой схеме включения в работу замораживающих колонок присущи достоинства и недостатки. При параллельной схеме на образование ледопородного ограждения затрачивается меньше времени, чем при каскадной. Отличается она простотой распределения рассола по замораживающим колонкам. Однако при одновременном включении в работу всех замораживающих колонок, вода, заключенная внутри ледогрунтового ограждения, может оказывать большое давление на

крепь ствола. При ее замерзании вследствие расширения льда наблюдались случаи деформации крепи стволов.

Каскадная схема замораживания обеспечивает свободный выход воды за пределы ледопородного ограждения во внешнюю толщу пород. Здесь по сравнению с параллельной можно с более высокой точностью вести контроль за процессом замораживания массива через скважины, еще не включенные в работу, и управлять этим процессом. Кроме того, замораживание можно осуществлять при меньшей холодопроизводительности станции. О нормальной работе замораживающей станции можно судить по наличию ярко-белого равномерного слоя инея, который образуется на головках замораживающих колонок, а также на соединительных и отводящих трубках.

Для того чтобы предупредить появление в системе труб рассольной сети температурных напряжений и не нарушить их герметичности, температуру рассола прямой подачи понижают постепенно с целью достигнуть проектного значения в течение 7...10 сут при обычном режиме замораживания и 20...30 сут — при низкотемпературном.

При обычном замораживании горных пород, т. е. в условиях неподвижных подземных вод, вокруг ствола образуется ледопородное ограждение правильной формы и постоянной толщины. При замораживании фильтрующих пород и наличии высокотермальных вод образующееся ледопородное ограждение приобретает неправильную форму и временную толщину: со стороны направления движения фильтрационного потока — минимальная толщина, а с противоположной — максимальная. Известны случаи, когда ледопородное кольцо не смыкалось. Для создания в фильтрующих породах благоприятных условий замораживания ледопородного ограждения необходимо устраивать противофильтрационные завесы с применением способов замораживания или «стена в грунте».

В тех случаях, когда сочетают замораживание и водопонижение, целесообразно водопонизительные скважины располагать так, чтобы в зоне замораживания пород обеспечить минимально допустимые скорости фильтрации.

§ 5. Строительство стволов с замораживанием горных пород

При проходке вертикальных стволов способом замораживания используют в основном то же оборудование, что и при обычном способе проходки: проходческие сборно-разборные копры шатрового типа, подъемные машины, проходческие лебедки, вентиляторы, подвесные полки, направляющие рамки, проходческие бадьи, спасательные лестницы, трубопроводы и т. д.

К проходческим работам в замороженной зоне приступают только после того, как будет установлено, что ледопородное ограждение достигло требуемой толщины. Выемку породы ведут пневматическими отбойными молотками легкого и тяжелого типов, а также буровзрывным способом.

Для бурения шпуров по крепким замороженным породам применяют пневматические бурильные машины типа ПРО-18Л и ПРО-30Л с отсосом измельченной породы из шпуров, а по слабым — ручные пневмосверла типа СР-3М.

При буровзрывной технологии проходки вертикальных стволов в зоне замороженных пород в связи с опасностью нарушения защитного ледопородного ограждения, а также замораживающих колонок расстояние окружности расположения оконтуривающих шпуров от стенок ствола устанавливается правилами безопасности и должно быть не менее 0,3 м. Расстояние от колонок до оконтуривающих шпуров должно быть не менее 1,1...1,2 м.

В качестве взрывчатых веществ применяют аммонит № 6 ЖВ и аммонит скальный № 1 прессованный. Эти взрывчатые вещества не меняют своих свойств при низких температурах, безопасны в обращении.

В качестве средств взрывания применяют электродетонаторы с нулевым замедлением, короткозамедленного и замедленного действия. Способ взрывания — электрический. Участок ствола в зоне замороженных пород рекомендуется проходить контурным взрыванием. Расход взрывчатых веществ на 1 м^3 породы применяют в пределах 0,3... 0,5 кг, а глубину шпуров 1...1,5 м. Ствол проветривается по нагнетательной схеме. Породу грузят при помощи пневматических грузчиков КС-3 и КС-2у/40.

Сжатый воздух перед подачей в ствол во избежание образования льда в шлангах бурильных и погрузочных машин осушают способом переохлаждения. Осушитель сжатого воздуха представляет собой систему из двух труб, расположенных одна в другой. По внутренней трубе подают хладоноситель, а по межтрубному пространству — сжатый воздух, поступающий от воздухосборника компрессорной станции. В результате интенсивного теплообмена сжатый воздух переохлаждается, из него конденсируется влага, которая собирается в специальном баке.

При проходке стволов по породам замороженной зоны в качестве постоянной крепи часто применяют чугунные тюбинги. Для предотвращения проникновения воды в стволы производят тщательную гидроизоляцию вертикальных и горизонтальных швов тюбинговой крепи, болтовых соединений, тампонажных отверстий, а также соединительных швов между звеньями крепи. Швы в тюбинговой крепи уплотняют при помощи свинцовых прокладок: в узлах болтовых соединений устанавливают уплотнительные металлоасбобитумные шайбы, а под заплечниками тампонажных пробок — асбобитумные или свинцовые плоские шайбы; соединительные швы между отдельными звеньями уплотняют забивкой деревянных клиньев или заделкой шва цементным тестом.

Применяют также бетонные и комбинированные двух- и трехслойные крепи, состоящие из чугунных тюбингов и монолитного бетона, укладываемого в затюбинговое пространство. Иногда применяют сталебетонную крепь, состоящую из двух стальных цилиндров и бетонного заполнения между ними. На необводненных участках стволов применяют крепь из монолитного бетона.

§ 6. Строительство горизонтальных и наклонных выработок с замораживанием горных пород

При строительстве горизонтальных выработок в неустойчивых водоносных горных породах чаще всего замораживание их производят с помощью вертикальных или наклонных скважин, пробуренных с поверхности земли, а также горизонтальных или слабонаклонных скважин, пробуренных из забоя проводимой горной выработки.

В настоящее время наиболее широкое распространение получила схема замораживания пород с помощью *вертикальных* скважин, пробуренных с земной поверхности. Ее широко применяют при небольшой глубине выработок (строительство тоннелей метрополитенов, в горнорудной промышленности). Схема отличается простой технологией: замораживающие скважины закладывают вдоль трассы будущей выработки в несколько рядов. Расстояние между рядами скважин 2... 2,5 м, а между скважинами в рядах — 2 м. Количество рядов зависит от поперечных размеров выработок и необходимой толщины ледопородного ограждения. Обычно пробуривают 4...6 рядов. Боковые скважины располагают на расстоянии 0,6...0,8 м от стенки будущей выработки.

При этой схеме возможно использовать одновременно несколько буровых установок и широким фронтом вести работы по бурению скважин, монтажу замораживающих станций и колонок, рассольных трубопроводов, что позволяет в короткие сроки подготовить участок к замораживанию пород.

Наклонные скважины, которые бурят с поверхности земли, располагают так, чтобы над будущей выработкой создавалось ледопородное ограждение в виде шатровой крыши.

При замораживании пород с земной поверхности возможно образование из них сплошного массива по всей высоте колонок, а при необходимости — только на запланированной глубине.

К недостаткам этой схемы следует отнести большой объем работ по бурению скважин.

Сущность схемы замораживания обводненных пород с применением *горизонтальных* скважин заключается в том, что скважины бурят из забоя проводимой выработки параллельно или с небольшим наклоном к ее оси. Эта схема наиболее экономична. Недостаток ее — последовательное выполнение работ по бурению скважин, замораживанию пород и проведению выработки, что значительно растягивает время строительства выработки.

Искусственное замораживание пород при строительстве наклонных горных выработок в водоносных неустойчивых породах в настоящее время распространено весьма широко. Технологические схемы его различные.

Первая схема. Вокруг будущей наклонной выработки образуют наклонный ледопородный цилиндр. Работы ведут так, чтобы ядро этой выработки сохранилось в незамороженном состоянии. Скважины для замораживающих колонок бурят наклонно, параллельно продольной оси выработки на расстоянии 1,5...2 м от контура полости будущей выработки. Расстояние между скважинами 0,9...1 м. В во-

доупорный слой скважины заглубляют на 2...3 м по вертикали (4... 6 м по наклону).

Вторая схема. Скважины для колонок бурят вертикально и образуют сплошной массив из замороженных пород. Затем в этом массиве строят наклонную выработку аналогично проходке выработок в крепких горных породах. Глубина скважин по мере увеличения глубины выработки увеличивается. Недостатки схемы — объем работ по бурению замораживающих скважин и расход холода на замораживание пород значительно бо́льшие, чем при первой схеме; необходимость выемки замороженного грунта существенно осложняет ведение горно-проходческих работ и увеличивает их стоимость.

Третья схема предусматривает комбинированное замораживание пород, т. е. применение вертикальных и наклонных замораживающих скважин. Над наклонной выработкой образуют ледопородный свод, с боков выработку ограждают вертикальными ледопородными стенками, а снизу, если надо, образуют наклонный опрокинутый ледопородный свод.

В замороженной зоне выработку проходят на полное сечение при помощи отбойных молотков и пневмоломов без применения временной крепи. Если в сечение полости попадают замораживающие колонки, то их отключают от рассольной сети и вырезают.

Для крепления выработок в зоне замороженных пород применяют замкнутые крепи из монолитного бетона и сборного железобетона. Бетонную смесь приготавливают из глиноземистого цемента при портландцементе марок не ниже 400 с добавкой ускорителя твердения. Нормальные условия твердения смеси инертных заполнителей обеспечивают за счет подогрева воды перед затворением.

Представляет интерес опыт строительства восточного наклонного ствола (г. Кривой Рог) в неустойчивых водоносных породах. Проектом предусматривалось предварительное замораживание горных пород в интервале от 29 до 125 м по глубине ствола с применением вертикальных замораживающих скважин, пробуренных с земной поверхности, что связано с выполнением большого объема буровых работ и строительством замораживающей станции значительной мощности. Кроме того, ствол в этом случае необходимо проходить по замороженному массиву по всему сечению забоя, что отрицательно влияет на все технико-экономические показатели.

Учитывая отмеченные недостатки, инженерно-техническими работниками комбината Кривбассшахтопроходка был разработан новый проект организации работ по проходке ствола в обводненной зоне тремя заходками: на участке первой — с применением наклонных скважин, пробуренных вокруг контура ствола параллельно продольной оси выработки, на участке второй — с применением вертикальных скважин, пробуренных с земной поверхности, на участке третьей — с применением слабонаклонных скважин, пробуренных из забоя ствола.

Комбинированный способ замораживания с помощью наклонных и вертикальных скважин позволил уменьшить стоимость строительства наклонного ствола в зоне водоносных пород на 80 тыс. руб.

§ 7. Особые случаи замораживания горных пород

При общепринятом способе замораживания пород, когда в рассольной сети в качестве хладоносителя циркулирует охлажденный рассол, есть опасность нарушения сплошности ледопородного ограждения в результате утечки рассола через неплотности или повреждения в замораживающих колонках. Это приводит к прорыву воды или плывуна в строящуюся выработку.

Во ВНИИОМШС разработан и испытан способ **безрассольного замораживания пород путем циркуляции в рассольной сети хладоносителя — аммиака.** Сущность этого способа заключается в следующем. Охлажденный аммиак из отделителя жидкости *1* (рис. 24.5) насосом *2* нагнетается по трубопроводу прямой подачи *3* в замораживающие колонки *4*, где хладагент охлаждает и замораживает окружающие породы. В связи с тем что давление в колонках выше давления насыщения, аммиак вскипает не в них, а в трубопроводе обратной подачи *5* и отделителе жидкости, благодаря чему аммиак охлаждается в жидком состоянии. Пары хладагента из отделителя жидкости отсасывают компрессором *6*, сжимают и нагнетают в конденсатор *7*, где происходит их сжижение в результате отнятия тепла циркулирующей водой. Жидкий хладагент из конденсатора через регулировочный вентиль *8* поступает в отделитель жидкости, где находится в насыщенном состоянии при низком давлении кипения, как и в испарителе при рассольном способе. Из отделителя жидкости хладагент насосом снова подают в рассольную сеть для следующего цикла охлаждения и замораживания горных пород.

Промышленные испытания этого способа были проведены при проходке вертикального шахтного ствола в Донецком бассейне, где впервые осуществлено безрассольное замораживание пород циркуляцией переохлажденного хладагента. Глубина замораживания составила 65 м, диаметр ствола в проходке 8,1 м, диаметр окружности расположения устьев скважин 10,5 м, число замораживающих колонок 27, диаметр наружных труб 146 мм, питающих 38 мм. Замораживающая станция оборудована тремя компрессорами АУ-200, кожухотрубными конденсаторами КТГ-40, зарядными ресиверами, отделителем жидкости ОЖ-200, сборником переохлажденного аммиака и аммиачным насосом. При замораживании пород в работе находились два компрессора; при этом на 41-е сутки температура аммиака, поступающего в колонки, была —28 °С, что на 7...8° ниже, чем при рассольном способе. Проектный радиус замораживания пород вокруг колонок достигнут на 48-е сутки, в то время, как при рассольном замораживании — только на 72-е. Продолжительность периода активного замораживания сокращена на 33 %. На другом стволе этой же шахты в аналогичных горно-геологических условиях и при одинаковой производительности станции продолжительность активного замораживания составила 83 сут при температуре рассола — 18...—20 °С.

Пассивное замораживание пород обеспечивалось в течение первых двух недель работой двух компрессоров, а затем — одного. Промороженность пород при проходке ствола была равномерной, температура в стволе —5 °С.

Стоимость замораживания пород по безрассольной схеме по сравнению с рассольной была снижена на 17 %.

В последние годы в СССР и некоторых других странах для замораживания водоносных грунтов начали применять **жидкие азот и кислород**. Эти хладагенты имеют следующие преимущества: замораживание водоносных грунтов происходит без посредника — охлаждающего рассола и, следовательно, без применения рассольных насосов и без потерь холода в них; холод для замораживания обводненных грунтов получают без специальных холодильных установок — их заменяют простые, компактные, легко транспортируемые баллоны и цистерны; существенно упрощается организация работ; снижаются затраты на производство холода; скорость замораживания грунта в 5...8 раз быстрее, чем при рассольном способе, благодаря низким температурам замораживания, а прочность замороженного грунта значительно выше. Жидкие хладагенты в отличие от рассолов при соприкосновении с замороженным грунтом не оттаивают его. Кроме того, они недефицитны, имеют невысокую стоимость, легко транспортируются к месту потребления, плохо растворяются в воде.

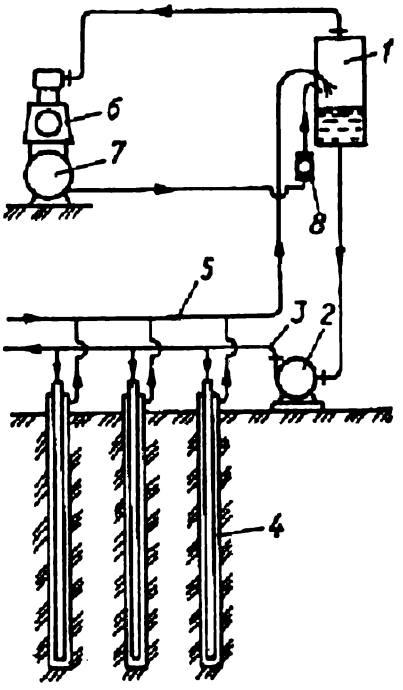


Рис. 24.5. Схема циркуляции переохлажденных хладагентов при безрассольном замораживании горных пород

Жидкие азот и кислород для замораживания пород целесообразно применять при ликвидации внезапных прорывов воды или плывуна в грунтах с малыми коэффициентами фильтрации, не поддающихся инъектированию; при выполнении аварийных подземных работ или проведении горизонтальных горных выработок в водонасыщенных грунтах, а также для ремонта тюбинговой крепи в водоносных грунтах.

§ 8. Расчет процесса замораживания горных пород

Количество холода и затраты времени, необходимые для образования ледопородного ограждения, определяют расчетным путем, а количество холода, необходимое для замораживания горного массива, — по формуле $Q = qV_{\text{лп.о}}$, где q — количество холода, необходимое для замораживания 1 м^3 горного массива в зоне образования ледопородного ограждения, кДж/м^3; V — объем горного массива, подлежащий замораживанию, м^3.

Горный массив, в котором будет образовано ледопородное ограждение, состоит из жидкой фазы и твердых частиц. Поэтому при определении количества холода, необходимого для замораживания 1 м^3 горного массива, следует учитывать наличие данных фаз. При этом $q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4$, где q_1 — расход холода на охлаждение воды, содержащейся в 1 м^3 горного массива, от естественной температуры до температуры замерзания; q_2 — расход холода на замораживание воды, содержащейся в 1 м^3 горного массива ледопородного ограждения; q_3 — расход холода на охлаждение льда, образовавшегося в 1 м^3 горного массива

ледопородного ограждения, от температуры замерзания до средней температуры замораживания массива; q_4 — расход холода на охлаждение твердых частиц, содержащихся в 1 м³ горного массива, от естественной температуры до средней температуры замораживания массива;

$$q_1 = V_в \gamma_в c_в (t - t_0); \quad q_2 = V_в \gamma_в r;$$

$$q_3 = V_в \gamma_л c_л (t - t_{ср}); \quad q_4 = (1 - V_в) \gamma_п c_п (t - t_{ср}),$$

где $V_в$ — объем воды в 1 м³ горного массива, м³; $\gamma_в$ — удельный вес воды, кН/м³; $c_в$ — удельная теплоемкость воды, кДж/кг · град; t — естественная температура пород, град; t_0 — температура замерзания воды, град; r — скрытая теплота льдообразования, для воды — 334,9 кДж/кг; $t_{ср}$ — средняя температура замороженных пород — 8; —10 °С; $\gamma_л$ — удельный вес льда, кН/м³; c — удельная теплоемкость льда, 2,09 кДж/кг · град; $\gamma_п$ — удельный вес твердых частиц породы, кН/м³; $c_п$ — удельная теплоемкость твердых частиц породы, 0,34... 0,92 кДж/кг · град.

Объем породного массива ($V_{лп.о}$), подлежащего замораживанию при создании ледопородного ограждения:

$$V_{лп.о} = \frac{\pi (D_н^2 - D_{вн}^2)}{4} L_{лп.о},$$

где $D_в$ и $D_{вн}$ — соответственно наружный и внутренний диаметры ледопородного ограждения, м; $L_{лп.о}$ — глубина замораживания пород, м.

Холодопроизводительность замораживающей станции определяют по зависимости $O_э = k_х S_к$, где $k_х$ — коэффициент холодопередачи через 1 м² замораживающих колонок, кДж/м²·ч; $k_х = 942...1046{,}7$ кДж/м² ·ч; $S_к$ — суммарная наружная боковая поверхность замораживающих колонок, м²; $S_к = \pi d_к L_{т.о} N_р$. Здесь $d_к$ — наружный диаметр замораживающей колонки, м; $N_р$ — количество рабочих скважин.

Если при замораживании пород в замораживающих колонках ставят диафрагмы, то потери холода выше диафрагм

$$Q_д = (1{,}04...1{,}25)\, \pi d_к h_д k_х N_р,$$

где $h_д$ — длина участка замораживающих колонок выше диафрагмы, м.

Холодопроизводительность замораживающей станции с учетом потерь холода в рассольной сети: $Q_{э.п} = 1{,}2\, O_э$, где 1,2— коэффициент, учитывающий потери холода на замораживающей станции в рассольной сети.

Продолжительность активного замораживания (суток)

$$T = Q/(Q_э - Q_п)\, 24,$$

где $Q_п$ — потери холода на охлаждение смежных пород, связанные с земным притоком тепла к ледопородному ограждению (кДж/ч); $Q_п = q_п F$. Здесь $q_п$ — земной приток тепла к замороженной поверхности ледопородного ограждения, принимаемый в зависимости от глубины замораживания и величины естественной температуры пород 16,7... 46,1 кДж/м² · ч; F — суммарная наружная и внутренняя поверхность стен ледопородного ограждения.

Эти поверхности определяются по следующей зависимости:

$$F = \pi (D_в - D_{ви}) L_{ш.о}$$

Контрольные вопросы

1. Сущность строительства вертикальных стволов с применением способа замораживания горных пород.
2. Условия применения способа замораживания горных пород.
3. Хладагенты и хладоносители.
4. Устройство замораживающей колонки.
5. Основное оборудование, применяемое при замораживании горных пород.
6. Принцип получения холода.
7. Режимы работы замораживающей станции.
8. Формулы технологического расчета мощности замораживающей станции и продолжительности ее работы.
9. Виды контроля за процессом замораживания пород.
10. Крепи, применяемые в стволах, проходимых способом замораживания.
11. Технология сооружения ствола в зоне замороженных пород.

Глава 25. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ТАМПОНИРОВАНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. Сущность способа, виды тампонирования

Тампонирование (тампонаж) в основном применяется по крепким трещиноватым обводненным породам. Сущность тампонирования заключается в том, что в пробуренные скважины нагнетают растворы под большим давлением, в результате чего из трещин и пор вытесняется вода, раствор затвердевает и породы становятся монолитными, водонепроницаемыми, приток воды в забой ствола уменьшается и представляется возможным проходить стволы обычным способом.

В СССР с применением тампонирования горных пород проходят до 60 % стволов из числа тех, которые строят специальными способами.

В зависимости от основного составляющего тампонажного материала различают цементацию, глинизацию, битумизацию, химизацию, силикатизацию. Наиболее распространена цементация горных пород. Она эффективна при трещинах шириной от 0,2 до 50 мм, если они не содержат глинистых или илистых частиц. Глинизацию горных пород применяют при трещинах шириной 50...1000 мм и напоре подземных вод не свыше 2,5 МПа. Битумизация применяется при напоре подземных вод до 0,25 МПа и ширине трещин более 0,2 мм. Подземные воды агрессивны по отношению к цементным растворам. Для тампонажа мелкотрещиноватых пород (ширина трещин менее 0,2 мм) целесообразно применение химизации, т. е. нагнетания в породы различных высокопроницаемых химических веществ. Силикатизация применяется в основном для закрепления средне- и крупнозернистых песков, которые не должны содержать глинистых частиц более 15 %.

Различают два способа тампонажа пород при строительстве стволов: предварительный — до проходки ствола, и последующий — после проходки с целью уплотнения крепи, заполнения закрепных пустот

и трещин в окружающих породах, в связи с чем остаточный приток воды в ствол подавляется.

Предварительный тампонаж пород осуществляется с поверхности или из забоя ствола. Тампонаж с поверхности может быть выполнен до начала проходки ствола или параллельно с проходкой его по слабообводненным породам. Для бурения скважин в этих случаях применяют более производительное буровое оборудование. Однако при этом способе труднее установить все водопроводящие трещины, чем при тампонаже из забоя ствола. Основной недостаток тампонажа пород из забоя — удлинение сроков строительства ствола, так как на время тампонажа приостанавливается проходка.

В ПО Спецтампонажгеология (Укршахтострой) разработан и успешно применяется с 1970 г. комплексный метод предварительного тампонажа горных пород, являющийся одним из самых прогрессивных решений борьбы с притоками воды при проходке глубоких стволов шахт.

§ 2. Тампонажные материалы

Для приготовления цементных растворов чаще используют сульфатостойкий портландцемент марки 400—500. Могут применяться также шлакопортландцемент, пуццолановый, глиноземистый, магнезиальный цементы. Первые два используются при щелочной и сульфатной агрессиях вод, глиноземистый — при низких температурах пород, магнезиальный — при наличии магниевой агрессии.

Цемент, используемый для тампонажа, должен отвечать требованиям стандартов. Свойства цементных растворов можно регулировать добавками. Так, для сокращения сроков схватывания в раствор добавляют хлористый кальций, кальцинированную соду, треххлорное железо, хлористый алюминий, жидкое стекло. Добавка 1...2 % хлористого кальция сокращает время схватывания раствора в два раза. При больших температурах пород и давлении в раствор добавляют замедлители схватывания: сульфитспиртовую барду, таннат натрия и др. Для повышения седиментационной устойчивости (уменьшение усадки) цементного раствора в него добавляют 5...15 % бентонита, что увеличивает вязкость раствора в 5...8 раз. Применяют также растворы с добавками каолиновых глин в количестве до 50 % (глиноцементные). Выход камня в цементных растворах можно увеличить применением поверхностно-активных веществ (ССБ, КССБ, полимер К, нитроглигнин).

Консистенция цементного раствора принимается в соответствии с удельным водопоглощением скважины, которое определяют по формуле $q = Q/hH$, где q — удельное водопоглощение, л/мин · м · Н/см^2; Q — количество воды, поглощаемой скважиной, л/мин; h — глубина тампонируемого участка ствола, м; H — давление, при котором проводится нагнетание воды в скважину, Н/см^2.

Для предварительных расчетов консистенцию растворов можно принимать:

q, л/мин·м·Н/см^2	0,01...0,1	0,1...0,5	0,5...1	1...2	2...4
Консистенция (цемент : вода)	1 : 10	1 : 5	1 : 3	1 : 2	1 : 1

Таблица 25.1 Содержание сухого бентонита в растворе

Плотность раствора, г/см³	Соотношение бентонита и воды	Содержание бентонита в растворе, г/л	Плотность раствора, г/см³	Соотношение бентонита и воды	Содержание бентонита в растворе, г/л
1,075	1 : 8	119	1,14	1 : 4	228
1,12	1 : 5	186	1,16	1 : 3,5	258
1,13	1 : 4,5	205	1,19	2 : 3	298

Новым направлением в цементации является использование полимерцементных растворов на основе портландцемента и водорастворимых смол ФР-12 и ТСД-9. После затвердевания эти растворы высокоантикоррозийны. Добавка инъектоля, по данным польских ученых, повышает прочность цементных растворов, уменьшает их усадку, обеспечивает полную непроницаемость и стойкость к агрессивным водам. Для сокращения расхода цемента можно использовать в качестве вяжущего более дешевые материалы: тонкомолотые гранулированные шлаки, нефелиновые шламы, отходы обогатительных фабрик, химической промышленности.

Широко применяются для тампонажа пород глиноцементные растворы, технология приготовления которых разработана ПО Спецтампонажгеология. При тампонаже пород с большими карстовыми пустотами целесообразна глинизация. Оптимальное количество воды в глинистом растворе составляет 55 %. Для ускорения осаждения глинистых частиц в раствор вводят коагулянты: хлористый кальций, хлористый магний, известь, кремнефтористый натрий и др. Коагулянты добавляют или в аппаратах для приготовления раствора, или на всасе насоса. Оптимальными добавками являются хлористый кальций (5 %) и жидкое стекло (2 % от массы сухой глины).

Для повышения прочности осадка глинистого раствора скважину опрессовывают цементным раствором под давлением до 8 МПа. В результате опрессовки из осадка отжимается вода, цементный раствор проникает в не заполненные глиной трещины.

В Венгерской Народной Республике для опрессовки применяют бентонит — тонкоизмельченную глину из группы монтмориллонита Содержание сухого бентонита в растворе представлено в табл. 25.1.

На практике для тампонирования пород применяется горячая и холодная битумизация. При горячей в качестве тампонажного материала берут битум, нагретый до температуры 180...220 °С; при холодной в скважины нагнетают битумные эмульсии, которые представляют собою раствор тонкодисперсных битумных частиц с размерами, в 25...40 раз меньшими размеров зерен породы.

При химизации применяют растворы на основе синтетических смол: мочевиноформальдегидных, фенолформальдегидных, эпоксидных, полиэфирных и других, обладающих высокой проникающей способностью. Однако синтетические смолы — материал дорогостоящий.

В нашей стране чаще всего пользуются более дешевым раствором карбамидной смолы — крепителем М, который представляет собой 48... 50 %-ный раствор карбамидной смолы, стабилизированный аммиаком. В качестве отвердителей применяют щавелевую кислоту, хлористый

аммоний, соляную кислоту. Добавки отвердителей в количестве 3...10 % дают гелеобразование через 0,5...4 ч. Проходят производственную проверку растворы, полученные в ИГД им. А. А. Скочинского на базе мочевиноформальдегидных смол МФ-17, ММ-2, МФА, 13-Г, МФФ-К, МФФ-Д, МФФ-А, МФС-4, смолы 89 с добавками 2...12 % щавелевой кислоты в качестве отвердителя.

Для укрепления песков в США и Канаде применяют раствор АМ-9 — смесь акриламида и ментилендиакриламида, отвердитель диметиламинопропионитрол и персульфат аммония. В Японии при химизации широко применяют раствор «Сумисойл», приготовляемый на основе акриламида, в ГДР — водные растворы смол Neuperm AP, Harz-8881, Р-273, а в качестве отвердителя — сульфат аммония, щавелевую кислоту, хлористый аммоний.

Грунты, содержащие карбонатные породы, могут укрепляться разработанным ВНИИОМШСом крепителем К, отверждаемым щавелевой и ортофосфорной кислотами.

Широкому внедрению мочевиноформальдегидных смол препятствует малый радиус распространения растворов вокруг скважин, высокая стоимость и токсичность формальдегида, содержащегося в смолах.

Для силикатизации пород чаще всего применяют натриевое жидкое стекло 80...85 %-ной концентрации с плотностью 1,28...1,3 г/см^3, хлористый кальций. Эти компоненты могут нагнетаться в скважины одновременно или последовательно, в зависимости от скорости фильтрации вод.

§ 3. Способы нагнетания тампонажных растворов. Тампонажное оборудование

Перед нагнетанием тампонажных растворов скважины необходимо промыть водой с целью удаления из трещин в породе глинистых и других мелких частиц и обработать специальными химическими составами: жидким стеклом вместе с сульфатом аммония, каустической содой и 15...20 %-ным раствором соляной кислоты — для повышения проникающей способности цементных растворов. Кроме того, перед нагнетанием тампонажных растворов определяют удельное водопоглощение q, по которому судят о характере трещинообразования в породах, режиме движения вод. С этой целью в каждую испытуемую заходку скважины нагнетают воду при трех ступенях давления: Но + +5 МПа; Но + 10 МПа; Но + 15 МПа (Но — гидростатический напор воды в заходке, МПа). Продолжительность нагнетания воды в скважину при определенной ступени давления равна времени достижения постоянного расхода воды при неизменном давлении. Практика показывает, что цементация трещиноватых пород целесообразна при условии $q > 0{,}01$ л/мин · м · Н/см^2.

Различают следующие способы нагнетания тампонажных растворов в скважины: циркуляционный, зажимной, полуциркуляционный и сифонный.

При *циркуляционном* способе (рис. 25.1, *а*) раствор в скважину нагнетают при постоянном давлении. Избыток раствора возвращается

в емкость, откуда снова нагнетается в скважину. Этот способ применяют для тампонажа средних и крупных трещин. Он позволяет регулировать процесс нагнетания и поддерживать заданное давление в течение определенного времени независимо от количества поглощаемого скважиной раствора. При этом происходит полное насыщение им трещин.

При *зажимном* способе (рис. 25.1, *б*) нагнетают постоянное количество раствора, давление по мере заполнения трещин повышают.

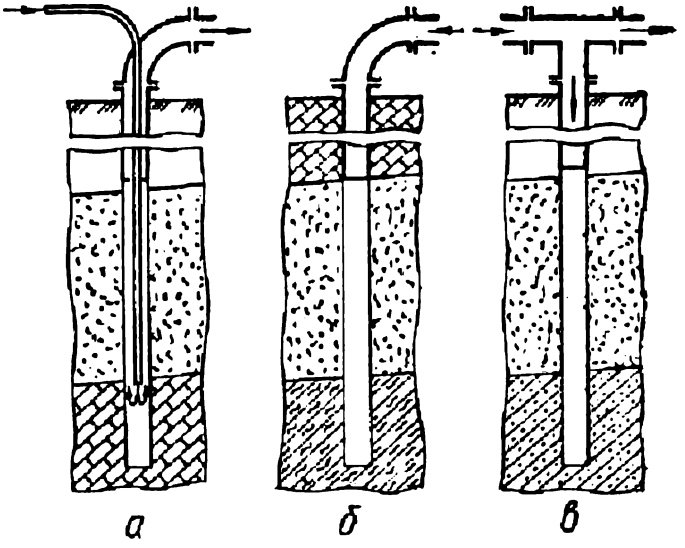


Рис. 25.1. Способы нагнетания тампонажных растворов:
а — циркуляционный; *б* — зажимной; *в* — полуциркуляционный

Для циркуляционного способа требуются скважины большего диаметра (95...250 мм), чем при зажимном (40...80 мм). Поэтому циркуляционный способ целесообразен при тампонаже с поверхности.

Сущность *полуциркуляционного* способа нагнетания (рис. 25.1, *в*) в том, что раствор циркулирует только между насосом и цементационной головкой, а в самой скважине он движется по зажимной схеме.

При *сифонном* способе нагнетание раствора в трещины происходит за счет его массы в той части скважины, которая находится выше трещиноватых пород. Применяется при наличии значительных пустот в породах.

Основное **оборудование** для тампонажа горных пород — буровое, насосы для нагнетания растворов, растворомешалки, комплекс механизмов для цементации скважин, различные измерительные приборы, инъекторы, запорная арматура.

В последнее время для тампонажа горных пород с поверхности применяется комплекс марки КЦП, состоящий из серийного самоходного оборудования, используемого в нефтяной промышленности (рис. 25.2).

Техническая характеристика КЦП

Тип буровой установки	УРБ-3АМ (ЗИФ-650, ЗИФ-1200А)
Глубина бурения, м	500 (650; 1200)
Диаметр скважин, мм:	
начальный	248 (200; 220)
конечный	76 (76; 91)
Полная масса буровой установки, т	13,6 (3,7; 7,6)
Тип смесительной машины	2СМ (или 2СМН-20)
Вместимость бункера, т	20
Производительность смесительной машины, м³/мин	0,6...2
Масса смесительной машины с автомобилем, т	13,84
Тип цементировочного агрегата	ЦА-320м
Тип основного насоса	9Т
Производительность насоса, м³/с	8...22,8
Напор насоса, МПа	До 40
Масса ЦА-320 м, т	17

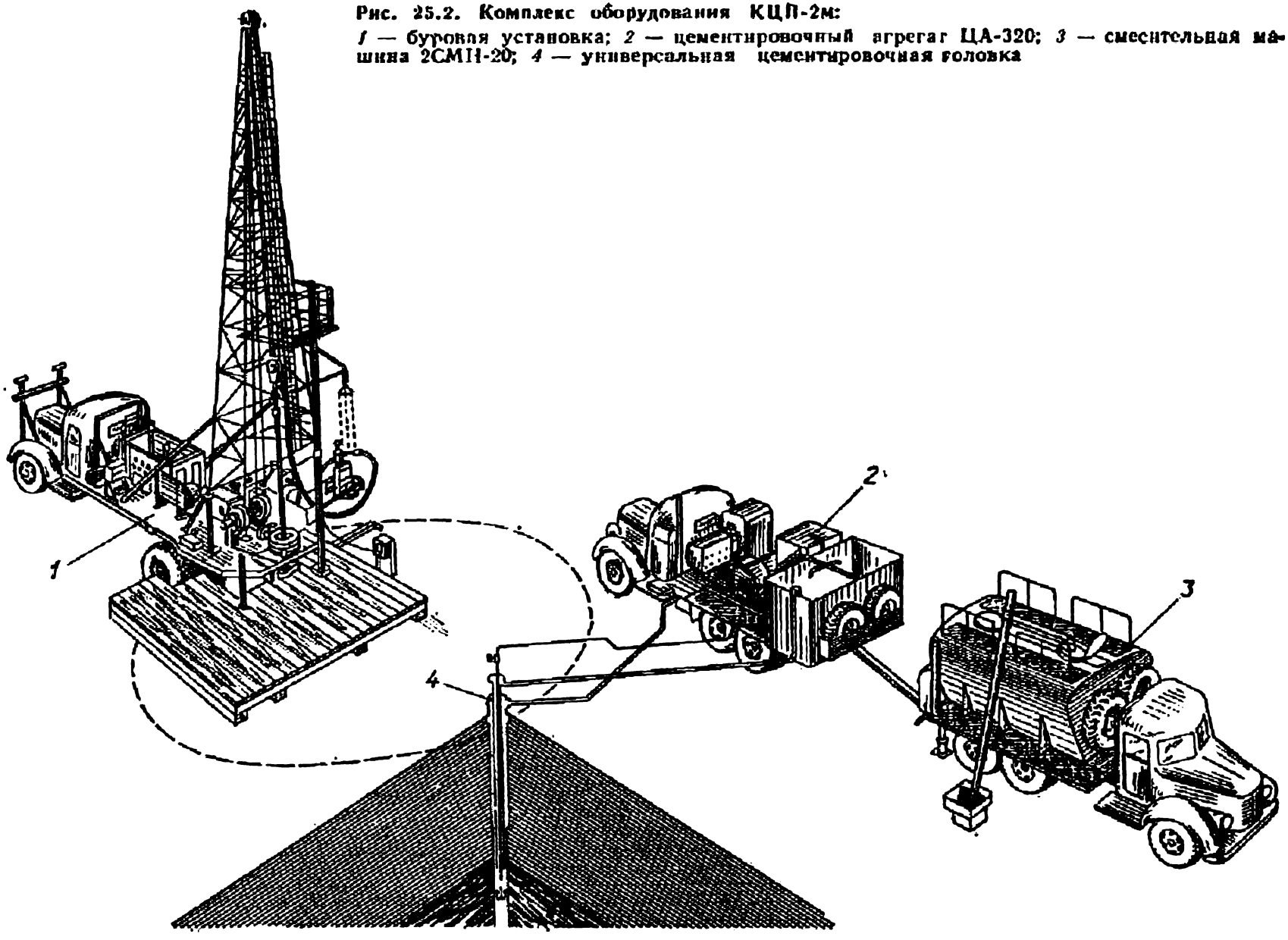


Рис. 25.2. Комплекс оборудования КЦП-2м:
1 — буровая установка; *2* — цементировочный агрегат ЦА-320; *3* — смесительная машина 2СМН-20; *4* — универсальная цементировочная головка

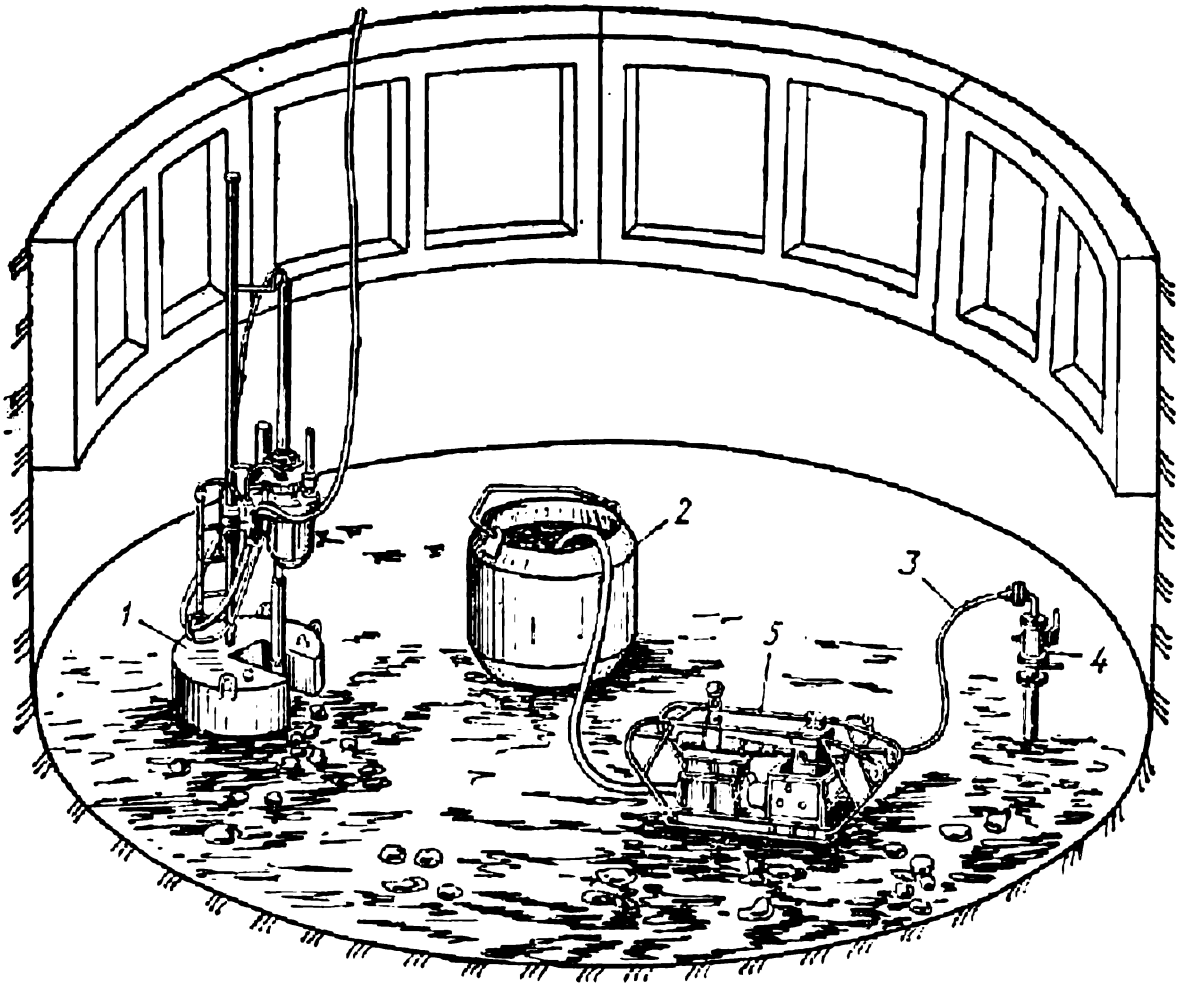


Рис. 25.3. Комплекс оборудования КЦЗ-2м:
1 — буровая установка; *2* — бадья; *3* — шланг; *4* — тампонажная головка; *5* — насос НГР—250/50

Модернизированный комплекс для цементации с поверхности КЦП-2м состоит из буровой установки УРБ-3м (СБУ-300 м или ЗИФ-1200А), цементировочного агрегата ЦА-320, смесительной машины 2СМН-20 или автоматизированного склада цемента со смесительным устройством ЗАС-30 и арматуры высокого давления.

Смесительная машина заполняется цементом непосредственно с автоцементовозов грузоподъемностью 7...24 т с помощью пневматической разгрузки.

Для цементации горных пород из забоя ствола применяется комплекс оборудования КЦЗ-2м (рис. 25.3), который состоит из буровой установки, насоса, запорной арматуры, цементировочной головки и гибкого шланга.

Буровая установка, включающая станок НКР-100 м, обеспечивает бурение скважин в крепких породах диаметром до 145 мм, глубиной до 40 м.

Насос НГР-250/50 при бурении скважин подает воду к станку НКР-100 м, при тампонаже нагнетает в скважину раствор. Производительность насоса 15 м^3/ч, напор 5 МПа.

Запорная арматура предназначена для обеспечения направленного движения бурового инструмента в скважине, для герметизации скважин при их бурении и нагнетании тампонажного раствора. Она состоит из кондуктора, проходного крана и сальника. Во время нагнетания на кондуктор устанавливают тампонажные головки (рис. 25.4).

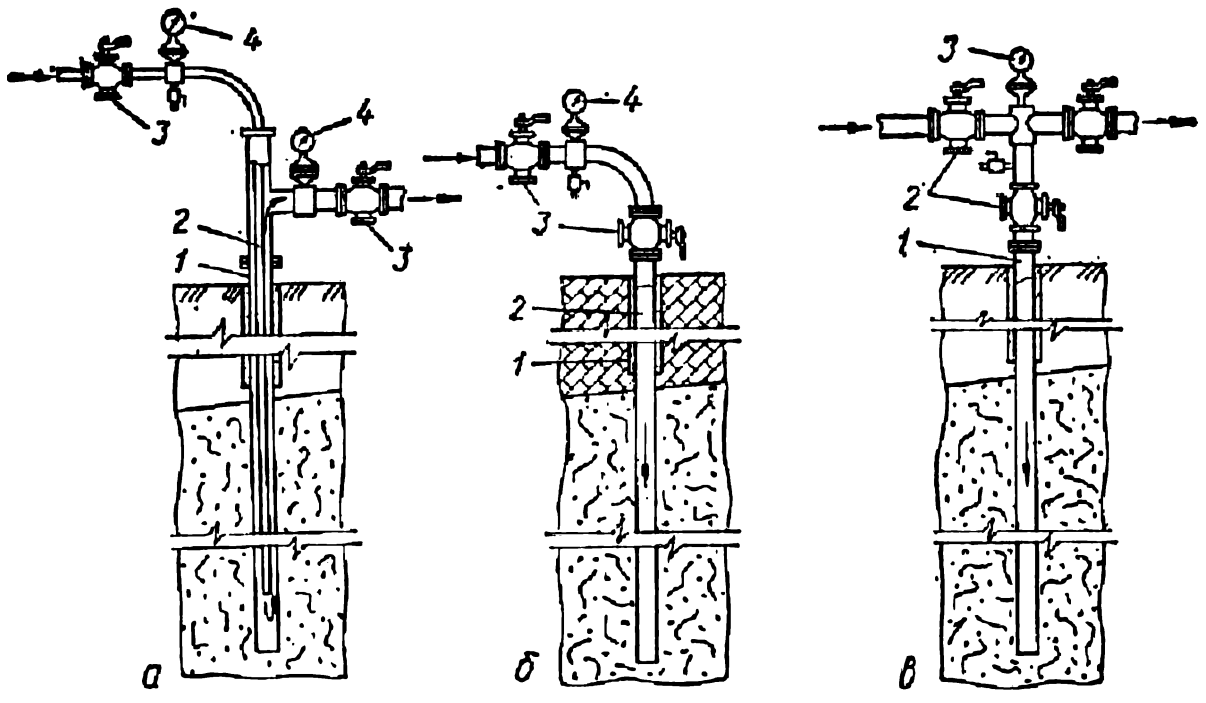


Рис. 25.4. Тампонажные головки:

а — при циркуляционном способе нагнетания раствора: *1* — кондуктор; *2* — нагнетательный трубопровод; *3* — запорные краны; *4* — манометры; *б* — при зажимном способе нагнетания раствора: *1* — цементный раствор; *2* — кондуктор; *3* — запорные краны; *4* — манометр; *в* — при полуциркуляционном способе нагнетания раствора: *1* — кондуктор; *2* — запорные краны; *3* — манометр

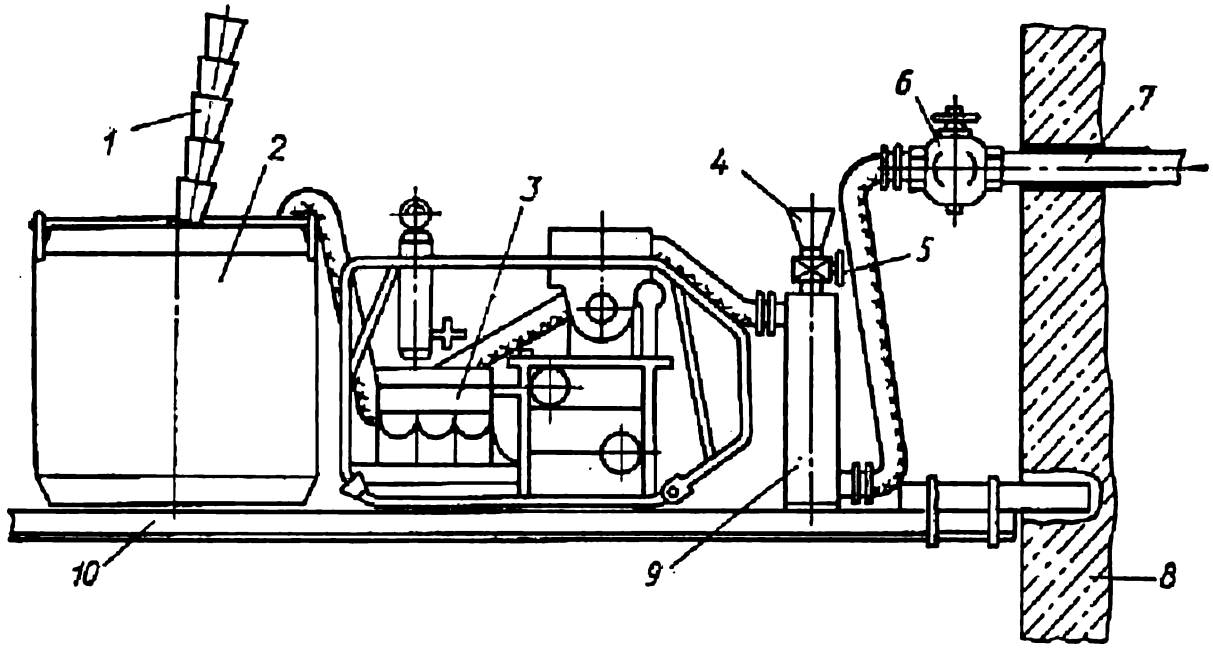


Рис. 25.5. Комплекс оборудования КЦ-3п:

1 — растворопровод; *2* — бадья; *3* — насос НГР-250/50; *4* — воронка для заливки жидкого стекла; *5* — двухдюймовый кран; *6* — пробковый кран; *7* — кондуктор; *8* — крепь ствола; *9* — смеситель жидкого стекла; *10* — полок

Кроме комплексного оборудования для тампонажных работ может применяться индивидуальное. Так, для бурения скважин с поверхности используют буровые станки вращательного действия типа КА-2м-300, КАМ-500, турбобуровые установки. Для бурения скважин из забоя ствола могут применяться тяжелые бурильные машины типа КС-50.

ЦНИИподземмаш в содружестве с комбинатом Ворошиловградшахтострой на базе установки БУКС-1м разработал установку БУКС-1му

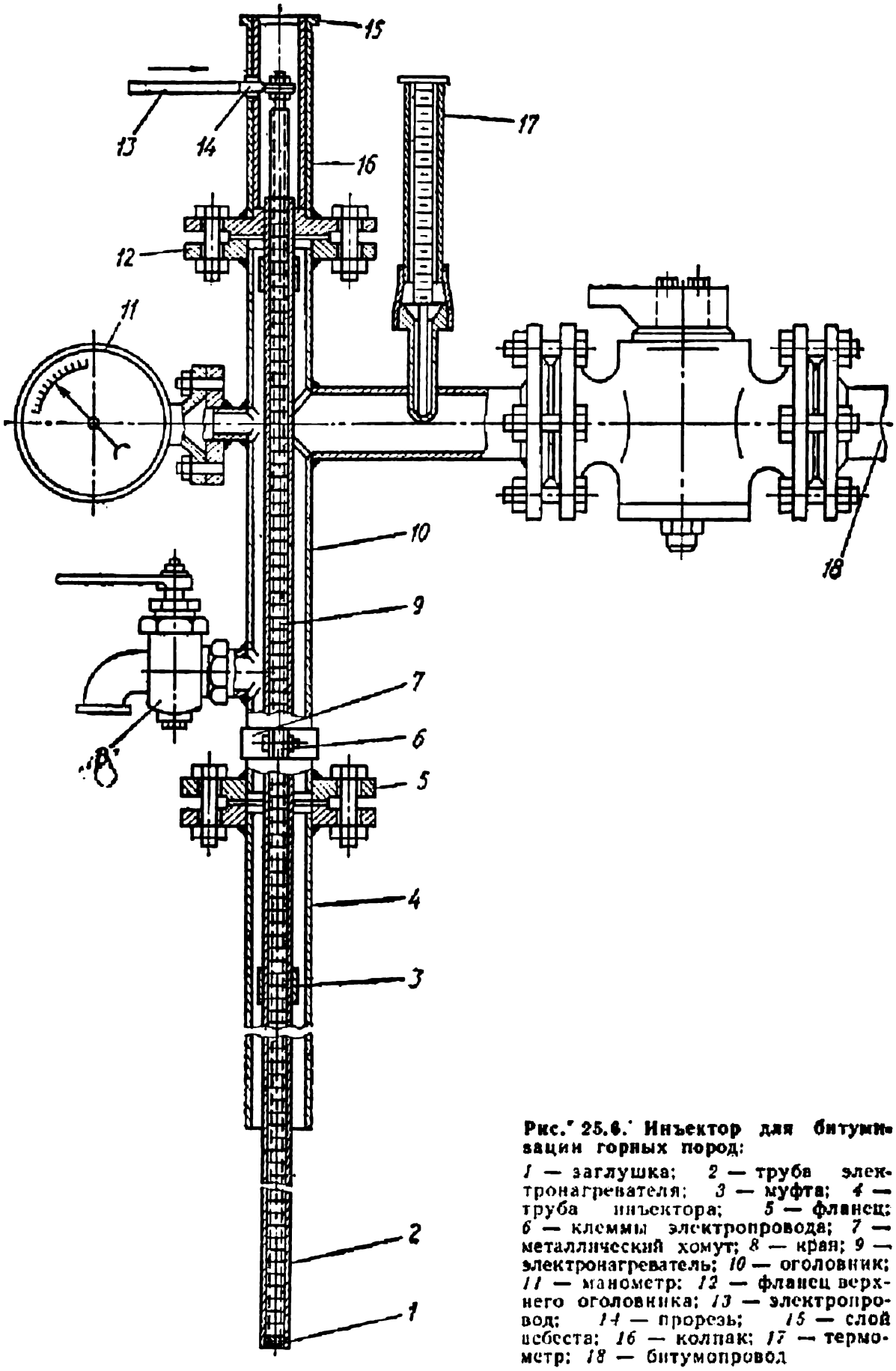


Рис. 25.6. Инъектор для битумизации горных пород:

1 — заглушка; *2* — труба электронагревателя; *3* — муфта; *4* — труба инъектора; *5* — фланец; *6* — клеммы электропровода; *7* — металлический хомут; *8* — кран; *9* — электронагреватель; *10* — оголовник; *11* — манометр; *12* — фланец верхнего оголовника; *13* — электропровод; *14* — прорезь; *15* — слой асбеста; *16* — колпак; *17* — термометр; *18* — битумопровод

для бурения цементационных и дегазационных скважин из забоя стволов, проходимых комплексами КС-2у и 2КС-2у. Установка подвешена к тельферу погрузочной машины. Ею можно бурить 1—2 скважины на глубину до 50 м. Буровая головка типа БГА-1, шаг ее подачи 4 м. БУКС-1му обслуживают 2—3 проходчика. Первая установка прошла

промышленные испытания на шахте «Самсоновская-Западная». Скважины бурили из забоя ствола на глубине 670 м по породам крепостью 7...9. В верхней части скважины (диаметр 89 м, глубина 2,5...4 м) установили кондуктор и уплотнили его резиновыми кольцами. Затем на фланце кондуктора укрепили трехходовой кран с диафрагмой и продолжали бурить коронками диаметром 52 мм. На бурение скважины глубиной 51 м затрачено 424 мин. По сравнению со станком НКР-100М техническая скорость бурения скважин увеличилась в 1,9 раза.

Кроме насосов, которые входят в комплексы оборудования, могут применяться поршневые или плунжерные типов ЗИФ-200/40, НЦП-2, НГ-3 и др. Учитывая, что раствор вязок, обладает истирающими свойствами и способен затвердевать, насосы должны быть снабжены распределительными устройствами с шаровыми клапанами.

Растворы приготовляются на поверхности в растворомешалках. При тампонаже из забоя подаются в ствол в бадьях или по металлическим трубам. Для последующего тампонажа при высоконапорных подземных водах применяются комплексы оборудования КЦ-П, КЦ-2п, КЦ-3п (рис. 25.5).

При цементации (глинизации) скважины в верхней части оборудуются кондукторами (направляющими трубами), предназначенными для направленного бурения и подсоединения тампонажных головок. Кондукторы выступают над скважиной на 0,4 ...0,6 м и заделываются в породы при тампонаже с поверхности на глубину 6...10 м, а при тампонаже из забоя — на толщину тампонажной подушки или породного целика. Кондуктор закрепляется в скважине цементным раствором или уплотняющими устройствами.

Для битумизации горных пород применяют комплекс оборудования БО-1, состоящий из емкости с электронагревателями для битума, насосного агрегата и инъекторов. Комплекс смонтирован на платформе на рельсовом ходу. При битумизации из забоя ствола оборудование снимается с платформы и монтируется в забое. Горячий битум подают в ствол в термосах. Битумизационные скважины оборудуют инъекторами, состоящими из оголовника и электронагревателя (рис. 25.6). Оголовник представляет собой сварную конструкцию из стальных труб с фланцами. Электронагреватель состоит из сердечника, на котором нанизаны по всей его длине изоляторы. Количество тепла, выделяемое электронагревателем, регулируют напряжением электрического тока (11...55 В) с помощью трансформаторов.

При выборе оборудования учитывают способ тампонирования горных пород, способ нагнетания растворов, физико-механические свойства пород, в которых закрепляют кондукторы или инъекторы, объем работ и экономические показатели. При больших объемах тампонажных работ надо выбирать наиболее высокопроизводительное и экономичное оборудование.

§ 4. Тампонаж с поверхности

Предварительный тампонаж с поверхности выполняется до начала проходки ствола. Для бурения скважин и нагнетания растворов может бытьиспользовано мощное высоко производительное оборудова-

ние. Это сократит сроки строительства стволов. Скважины для тампонажа располагают по окружности вокруг ствола или по 2—3 параллельным линиям по простиранию пород (рис. 25.7). В первом случае скважины вертикальные, во втором наклонные. Диаметры окружностей, по которым расположены скважины, больше диаметров стволов вчерне на 4... 5 м. Расстояние между скважинами 2...3 м.

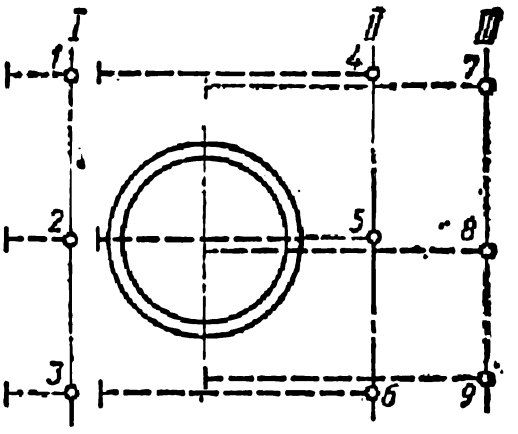


Рис. 25.7. Схема расположения скважин вокруг ствола:
1...9 — номера скважин; *I*, *II*, *III* — порядок бурения скважин и нагнетания раствора

В СССР применяют четыре схемы тампонирования горных пород с поверхности земли (рис. 25.8).

Схема А — бурение скважин и тампонирование выполняется одной заходкой на всю глубину водоносных пород. Эту схему применяли на вентиляционном стволе № 4 шахты им. А. Г. Стаханова (шахта «Красноармейская-Капитальная», Донбасс). Ствол пересекал 11 водоносных горизонтов с ожидаемым притоком воды 335 м³/ч. Бурили и тампонировали сразу на всю глубину (725 м) через восемь расположенных вокруг ствола скважин. Сначала пробурили две скважины, затем последовательно пробурили и затампонировали еще шесть. Остаточный приток воды составил 40 м³/ч.

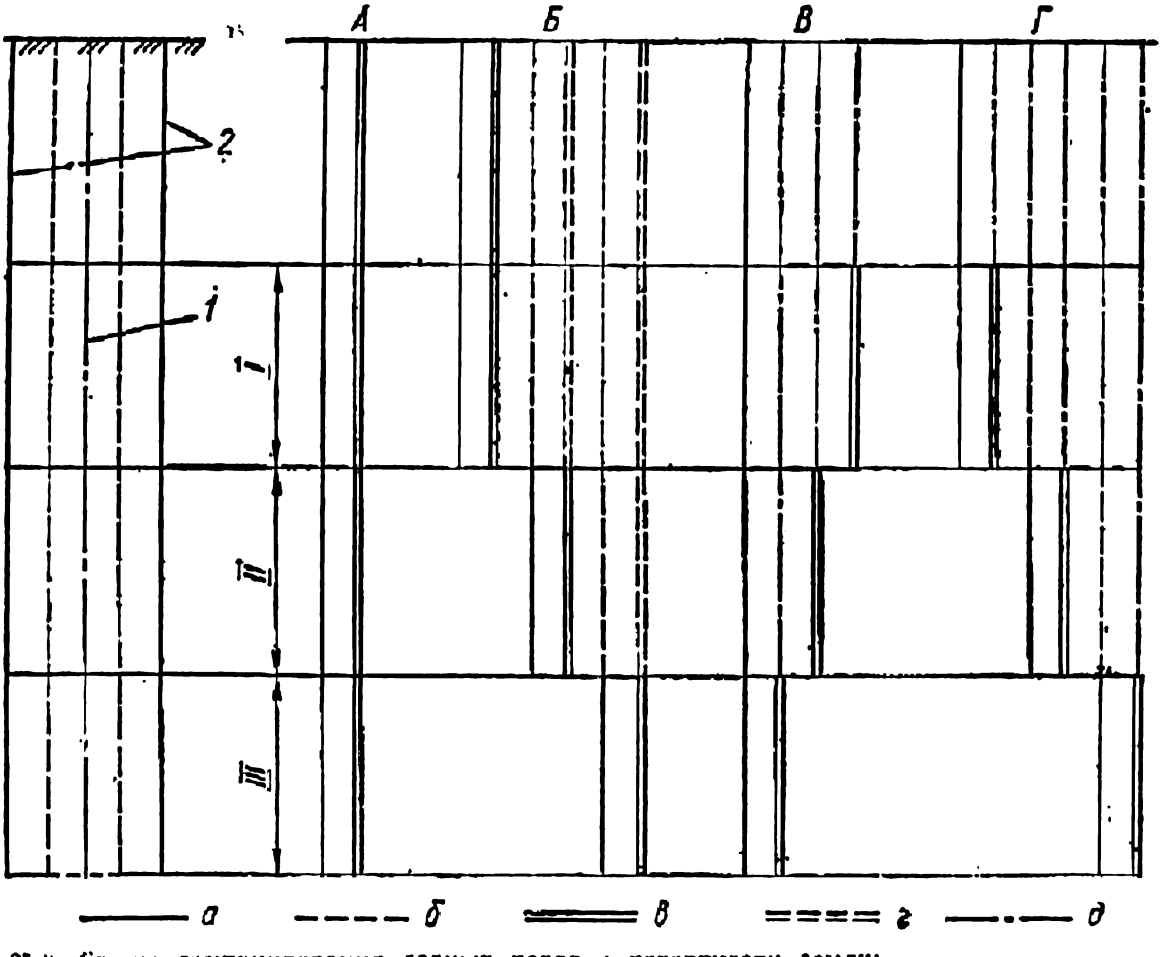


Рис. 25.8. Схемы тампонирования горных пород с поверхности земли:
А, *Б*, *В*, *Г* — схемы бурения скважин и нагнетания в них раствора; *I*, *II*, *III* — заходки; *а* — бурение скважин; *б* — разбуривание скважин; *2* — нагнетание раствора; *г* — повторное нагнетание раствора; *д* — нетампонированные участки; *1* — ось ствола; *2* — скважины

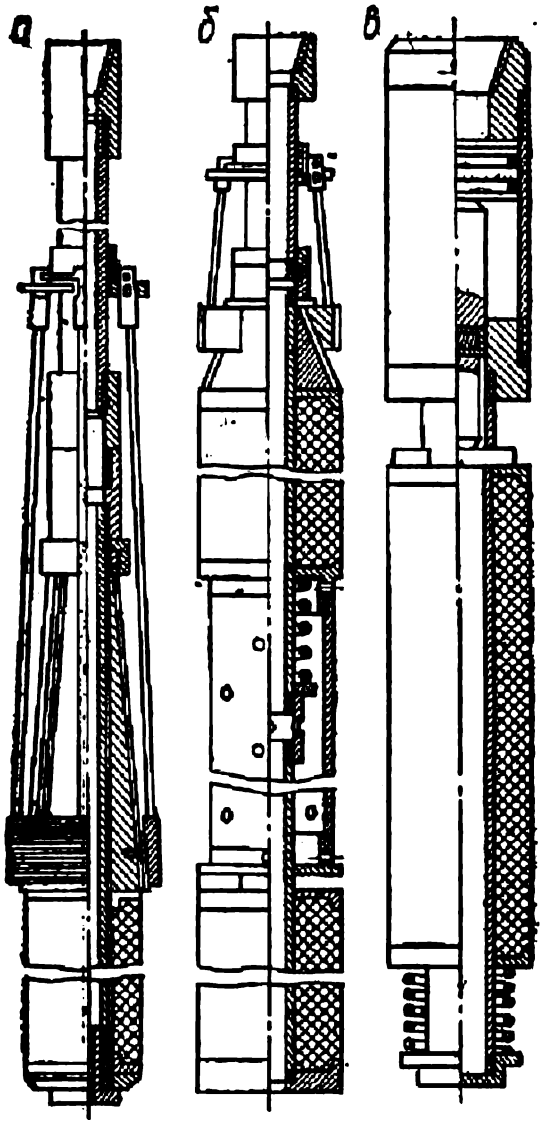


Рис. 25.9. Пакерующие устройства для скважин:
а — пакер ДАУ-1; *б* — пакер ДАУ-1-2; *в* — гидромеханическая пробка ДАУ-2

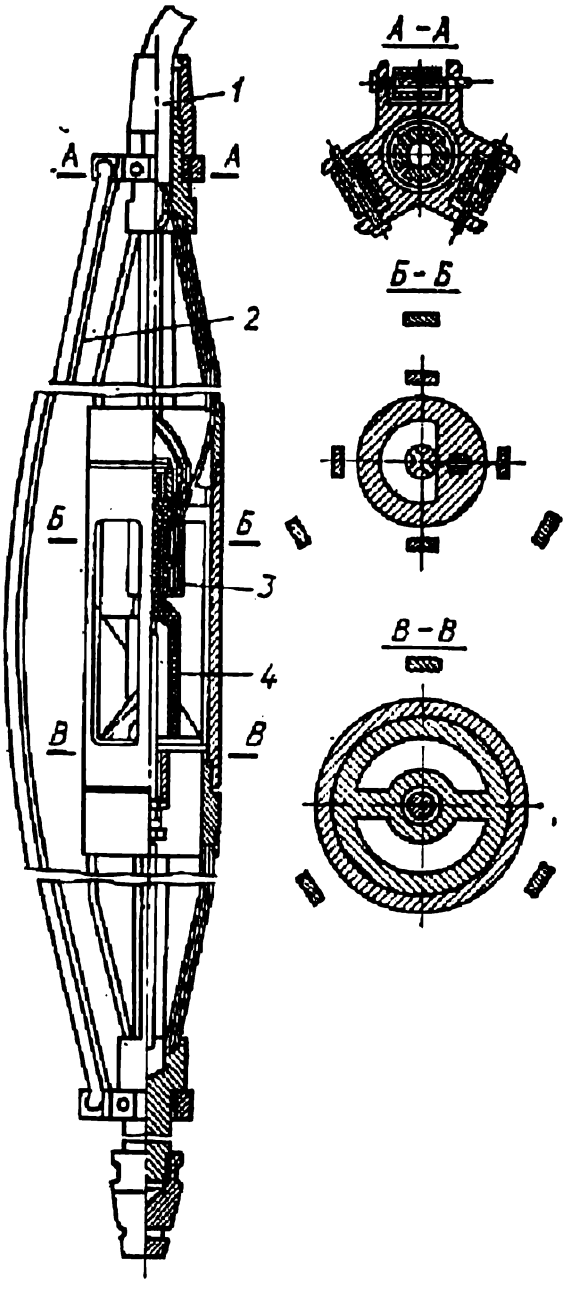


Рис. 25.10. Датчик расходомера ДАУ-3м-73:
1 — кабель; *2* — центрирующая пружина; *3* — катушка индуктивности; *4* — крыльчатка

Достоинства схемы — простота выполнения работ и минимальные затраты времени на бурение, тампонирование и твердение тампонажного раствора; отсутствие перерывов в работе при переходе от бурения к тампонированию заходками и от тампонирования к бурению; раствор нагнетается в скважины через кондукторы без специальных труб и пакерующих устройств.

Недостатки — трудность соблюдения вертикальности скважин; невозможность получения необходимого качества тампонирования при наличии нескольких водоносных горизонтов с различной трещиноватостью. Опыт показал, что эта схема при тампонировании нескольких водоносных горизонтов с различной трещиноватостью неэффективна.

Схема А рекомендуется для стволов глубиной 200...300 м при одном или нескольких водоносных горизонтах с одинаковой трещиноватостью и водопоглощающей способностью.

Схема Б — бурение и тампонирование сверху вниз отдельными заходками. Водоносные горизонты верхней части скипового и клетевого стволов шахты «Красная звезда» (Донбасс) тампонировали с поверхности через 12 скважин четырьмя заходками — по 40; 60; 80 и 60 м. В результате тампонажа приток воды снизился с 750 до 14 м³/ч.

На стволах шахт «Октябрьская» и № 10-бис (Донбасс) тампонирование вели в первой через семь, во второй через восемь скважин двумя заходками — с глубиной первой заходки соответственно 46 и 67 м, второй — 179 и 161 м. Остаточный приток составил менее 6,5 м³/ч.

В семидесятых годах начали применять одновременное тампонирование нескольких водоносных горизонтов с целью уменьшения количества заходок. Так, на шахте «Бутовская-Донецкая» через девять расположенных вокруг ствола скважин в две очереди тремя заходками по 50; 110 и 445 м при максимальном давлении 16 МПа были затампонированы породы с несколькими водоносными горизонтами на глубину 600 м. Остаточный приток воды в стволе составил 13 м³/ч.

Достоинства схемы: при бурении нижних горизонтов не проникает вода из верхних затампонированных; простота работ по нагнетанию раствора; высокое качество тампонирования.

Недостатки — большой объем разбуривания скважин; много переходов от бурения к тампонированию; длительные перерывы в работе в связи с необходимостью твердения раствора в верхних заходках.

Схему Б целесообразно применять в стволах глубиной до 500... 600 м при пересечении ими не более двух водоносных горизонтов с разной трещиноватостью.

Схема В — снизу вверх отдельными заходками. Схема предусматривает бурение скважин сразу на всю глубину водоносных пород с последующим спуском в них тампонажных труб и установкой пакерующих устройств для изоляции верхних нетампонируемых в данной заходке водоносных горизонтов. Эта схема применялась при сооружении вентиляционного ствола № 3 шахты «Нагольчанская № 1-2» глубиной 726 м. Ствол пересекал пять водоносных горизонтов с ожидаемым притоком 90 м³/ч. Тампонирование вели с поверхности земли через девять скважин, расположенных в три ряда у ствола по три скважины в каждом (см. рис. 25.7). Глубина первого ряда скважин по 350 м, второго и третьего по 700 м. Скважины бурили сразу на всю глубину станками ЗИФ-1200А. Глиноцементный раствор нагнетали агрегатом ЦА-320м при давлении до 15...20 МПа раздельно в каждый водоносный горизонт заходками снизу вверх. Для изоляции верхних горизонтов в скважинах устанавливали пакерующие устройства (рис. 25.9). Приток воды по затампонированным породам не превышал 2...3 м³/ч. Максимальная скорость сооружения ствола по затампонированным породам составила 121 м/мес.

Достоинства схемы — высокое качество тампонирования; бурение наклонных скважин с учетом естественного их искривления, что позволяет пересекать большее количество трещин и совмещать тампонирование со строительством у ствола зданий и сооружений; отсутствие перерывов при бурении глубоких скважин, минимальные затраты на бурение скважин.

Недостатки — усложнение работ в связи с установкой колонны бу-

ровых труб и пакерующих устройств; значительное давление нагнетания раствора; проникновение воды при бурении скважин из верхних горизонтов; большие радиусы тампонирования; большой расход тампонажных материалов.

Область применения схемы В — тампонирование при проходке глубоких стволов с множеством различных по плотности пород водоносных горизонтов общей мощностью не менее 35...40 % всей глубины тампонирования.

На основании схемы В был разработан и успешно применяется с 1970 г. комплексный метод тампонажа. Основные его принципы — детальное исследование контрольно-разведочных скважин на участке работ, выявление всех водоносных горизонтов и определение их гидродинамических характеристик и параметров трещиноватости горных пород. Количество водоносных горизонтов, глубину залегания их, мощность и гидродинамические свойства (напор, коэффициенты фильтрации и проницаемости, трещинную пустотность, среднее раскрытие трещин) определяют с помощью данных, получаемых скважинными расходомерами. На рис. 25.10 изображен датчик расходомера ДАУ-3м-73.

При комплексном методе тампонирования используются специально созданные глиноцементные растворы с хорошей проникающей способностью и высокими изоляционными свойствами. Тампонажный раствор нагнетают в водоносные горизонты раздельно по каждой скважине. С помощью пакерующих устройств скважину можно герметизировать в любой точке. При надобности скважину герметизируют в двух точках и раствор нагнетают в зону между ними. Если эта зона более 20 м, в нижней ее точке можно установить гидромеханическую пробку (см. рис. 25.9).

При таком методе тампонирования впервые для контроля приготовления раствора и его нагнетания в скважины применена станция контроля СКЦ-2м. Она записывает на ленте параметры, характеризующие качество раствора, давление, расход раствора. Оператор станции может вмешиваться в процесс приготовления раствора и в регулирование режима нагнетания.

Комплексный метод тампонажа сокращает подготовительный период строительства шахты на 15 мес, а сроки проходки стволов — на 3...13 мес. Этот метод применяется при строительстве угольных шахт.

Схема Г — бурение на полную глубину заходками сверху вниз с установкой в скважинах тампонажных труб и пакерующих устройств. Сроки строительства глубоких стволов сокращаются за счет совмещения проходки ствола в верхней части с тампонажными работами в нижней. Такая схема целесообразна, когда при бурении скважин проникновение воды с верхних горизонтов в нижние нежелательно. При этой схеме объем разбуривания скважин минимален, чем она выгодно отличается от схемы Б.

§ 5. Тампонаж из забоя ствола

Сущность тампонажа горных пород из забоя ствола (рис. 25.11) заключается в следующем. В забое ствола, на 3...4 м выше водоносного горизонта, устраивают сферическую или плоскую бетонную подушку,

предназначенную для предотвращения обратного выхода раствора в ствол. При сооружении подушки в нее заделывают кондукторы-направляющие, которые закрепляют и герметизируют устье скважин. Кондукторы устанавливают вертикально или наклонно, в зависимости от расположения скважин. В последнем случае скважины бурят под тангенциальным углом $\alpha \cong 120^{\circ}$.

Наклонные скважины пересекают больше водоносных трещин по сравнению с вертикальными. Расстояние между устьями скважин 0,8...1,5 м, диаметр их 40...105 мм. Для бурения и нагнетания раствора на фланцах кондукторов устанавливают тампонажные головки (см. рис. 25.4). Бурят скважины при напорных водах с применением противовыбросного устройства с вращающимся превентором конструкции ВИОГЕМа. Оно устанавливается на кондукторе. Роль тампонажной подушки может выполнять слой зацементированной крепкой породы толщиной 3...6 м.

Тампонажные подушки устраивают следующим образом. На подготовленный в соответствии с формой подушки забой насыпают дренажный слой толщиной 0,7...3 м, из которого до затвердения бетона подушки откачивают воду. На дренаж укладывают рубероид (толь) и слой цементного раствора толщиной 100... 150 мм. Затем на него кладут кольцо из швеллера, к которому крепят направляющие кондукторы, и заливают его бетонной смесью. После затвердения бетона дренажный слой тампонируют цементно-песчаным раствором. Тампонаж горных пород и проходку ствола ведут заходками (участками) по 20...45 м.

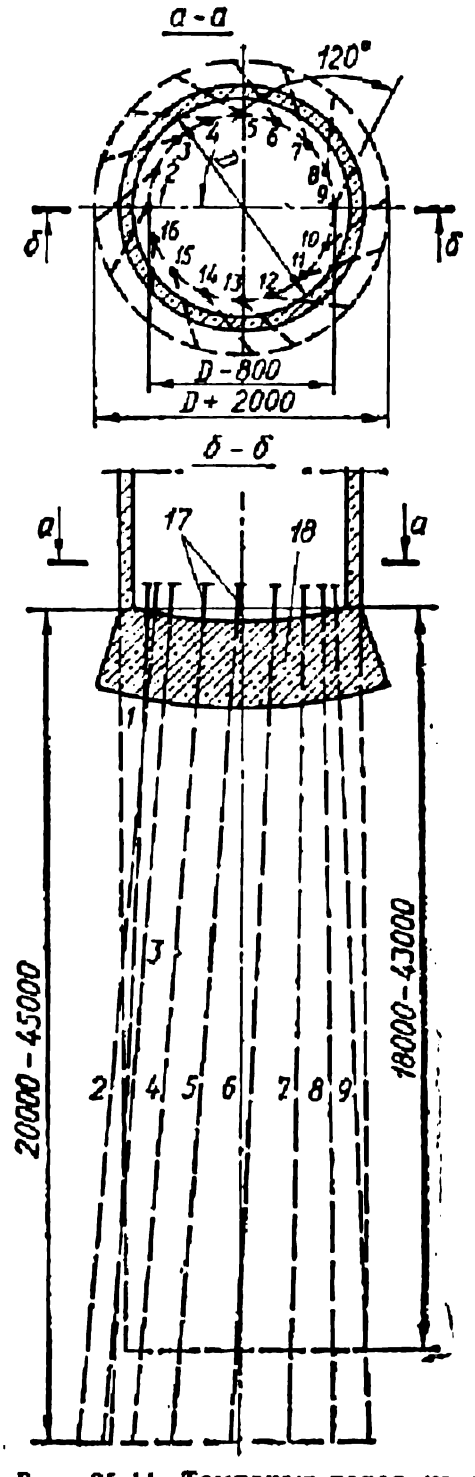


Рис. 25.11. Тампонаж пород из забоя ствола:

1...16—номера скважин; *17* — кондукторы; *18* — сферическая тампонажная подушка

При тампонировании из забоя ствола применяют следующие схемы бурения скважин и нагнетания раствора (рис. 25.12).

Схема А — тампонирование сверху вниз отдельными заходками с устройством тампонажных подушек в каждой из них. Этой схемой пользовались при проходке скипового ствола на шахте «Октябрьский рудник» (Донбасс). Ствол прошли обычным способом до глубины 374,5 м. На 4 м ниже залегал обводненный песчаник мощностью 35 м. Для проведения тампонажных работ в забое по окружности диаметром 7,3 м пробурили 16 скважин глубиной 1 м, в которые вставили кондукторы

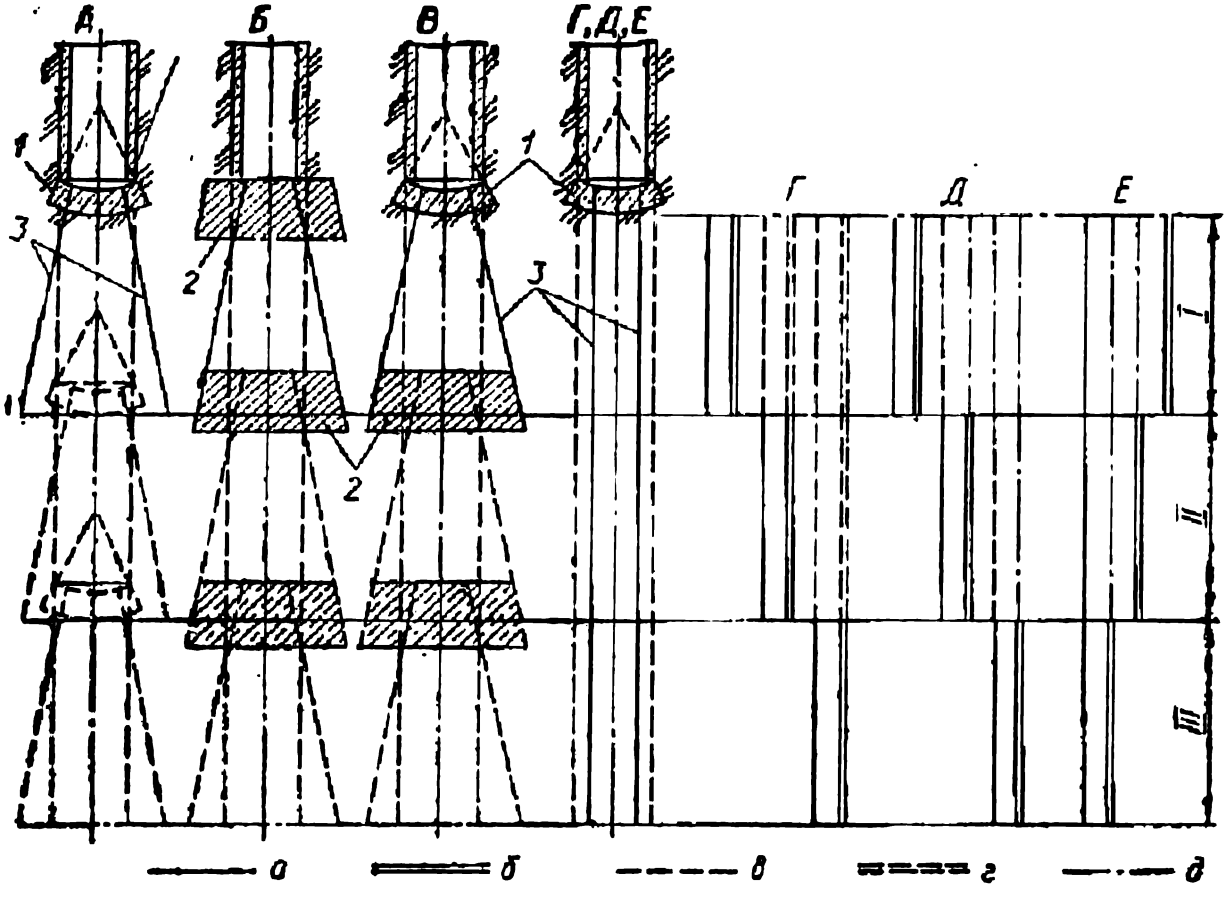


Рис. 28.12. Схема тампонирования горных пород из забоя ствола:

А, Б, В, Г, Д, Е — схемы бурения скважин и нагнетания в них раствора; *I, II, III* — заходки; *а* — бурение скважин; *б* — нагнетание раствора; *в* — разбуривание; *г* — повторный тампонаж; *д* — нетампонированные участки; *1* — тампонажная подушка; *2* — затампонированные целики породы; *3* — скважины

диаметром 168 мм и длиной 6 м. После этого соорудили бетонную подушку толщиной 4,5 м. Затем станком НКР-100 через кондукторы пробурили скважины диаметром 105 мм, глубиной 40...42 м. Тампонажный раствор нагнетали агрегатом ЦА-320м с поверхности. Приток воды был снижен с 200 до 4 м³/ч.

Достоинства схемы — простота производства и контроля работ; большая надежность и высокое качество тампонирования; минимальные объемы по бурению скважин.

Недостатки — прекращение работ по проходке ствола; необходимость сооружения тампонажных подушек.

Схема целесообразна при глубоко залегающих водоносных горизонтах, разделенных мощными водоупорными породами слабой прочности, в которых нельзя заделать кондукторы для следующих заходок.

Схема Б — сверху вниз отдельными заходками с оставлением целиков водоупорных крепких пород. Схема широко применяется в шахтном строительстве. Пример — проходка ствола шахты «Вентиляционная» № 2 рудника им. С. М. Кирова (Кривбасс). Пересекаемые стволом породы — трещиноватые сланцы и песчанистые аркозы с притоком воды 60 м³/ч. Тампонировали породы и проходили ствол тремя заходками длиной 19, 27 и 40 м с оставлением целиков пород толщиной 3...3,5 м. Тампонажный раствор нагнетали насосами ЗИФ-200/40 через 12 скважин, пробуренных станками НКР-100. Максимальное давление нагнетания раствора — 4 МПа. Приток воды по затампонированным породам не превышал 0,3 м³/ч. Достоинства схемы —

простота работ, отсутствие тампонажных подушек, надежность и высокое качество тампонирования. Недостатки — прекращение проходки ствола на время тампонажа, дополнительный объем бурения по оставляемым затампонированным целикам. Схема целесообразна при сближенных водоносных горизонтах, разделенных маломощными пластами прочных водоупорных пород, или при мощных водоносных крепких породах.

Схема В — бурят сверху вниз отдельными заходками. Тампонажную подушку устраивают в верхней заходке и оставляют целики затампонированных горных пород во всех остальных заходках. Так были затампонированы водоносные породы при проходке ствола шахты «Южная» (Кривбасс), пересекавшего на глубине 21...374 м трещиноватые граниты и гнейсы с притоком воды 85 м³/ч. В первой заходке была устроена тампонажная подушка толщиной 1,5 м, в остальных оставляли затампонированные целики пород толщиной 3...4 м. 18 наклонных скважин диаметром 85 мм, глубиной 30...35 м бурили 2—3 станками НКР-100. Раствор нагнетали установленным на поверхности насосом 11ГРЦ при максимальном давлении 8...10 МПа. Участок водоносных пород мощностью 354 м был затампонирован 13 заходками длиной 25... 30 м. Тампонирование пород чередовалось с проходкой ствола. Остаточный приток воды не превышал 0,3 м³/ч. Эта схема обладает преимуществами и недостатками схемы Б и применяется в тех же условиях.

Схема Г — сверху вниз из забоев устьев стволов заходками с устройством одной тампонажной подушки без оставления затампонированных целиков горных пород.

По этой схеме затампонированы водоносные породы при проходке воздухоподающего ствола шахты им. А. Г. Стаханова с глубины 29,7 м. Для ускорения строительства ствола решили совместить его оснащение с тампонированием горных пород. В забое устья ствола соорудили бетонную подушку толщиной 4 м и в нее заделали 10 кондукторов для бурения и тампонирования вертикальных скважин, которые бурили установленным в забое станком ЗИФ-650А. Раствор нагнетали агрегатом ЦА-320м с поверхности. Тампонирование вели тремя заходками длиной 24, 70 и 150 м сразу на всю толщину водоносных пород (244 м). При проходке ствола по затампонированным зонам приток воды не превышал 8 м³/ч.

Достоинства схемы: работы по тампонированию проводят параллельно с оснащением ствола на поверхности; наличие лишь одной тампонажной подушки; отсутствие затампонированных целиков пород; дополнительное тампонирование верхних заходок при тампонировании нижних.

Недостатки — большой объем по разбуриванию скважин; стесненность тампонажных работ в устье.

Эту схему целесообразно применять в тех же условиях, что и схему В.

Схема Д — сверху вниз отдельными заходками с сооружением одной тампонажной подушки и применением тампонажных труб и пакерующих устройств. Ею целесообразно пользоваться при наличии нескольких водоносных горизонтов с разной трещиноватостью и нежелательности обводнения нижележащих горизонтов (пучащие породы).

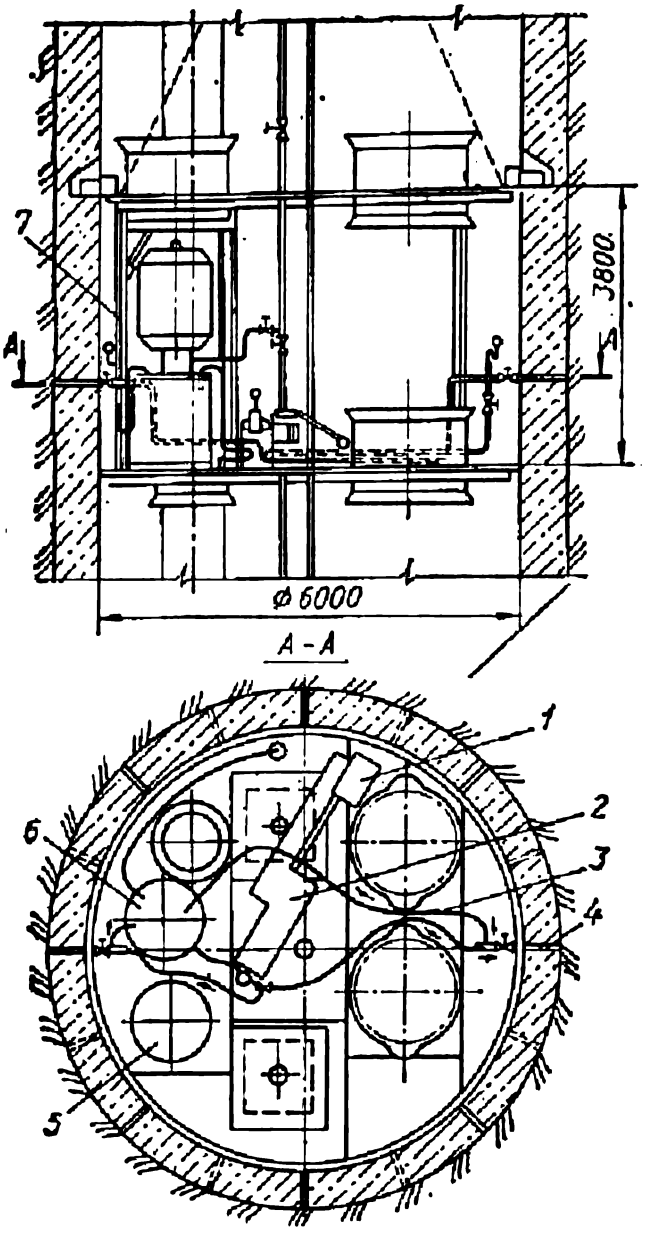


Рис. 25.13. Схема последующего тампонажа в стволе:

1 — электродвигатель; *2* — растворонагнетатель; *3* — гибкий шланг; *4* — кондуктор; *5* — бадья; *6* — бак для тампонажного раствора; *7* — подвесной полок

По сравнению со схемой Г схема Д при высоком качестве тампонажа требует меньших объемов работ по разбуриванию скважин.

Схема Е — бурят снизу вверх отдельными заходками с сооружением одной тампонажной подушки, использованием тампонажных труб и пакерующих устройств для изоляции верхних водоносных горизонтов. Применяется при наличии крепких водоупорных пород между водоносными слоями. Исключает перебуривание скважин и сокращает время тампонажа.

§ 6. Последующий тампонаж

Последующий тампонаж (рис. 25.13) проводят сверху вниз с подвесных полков участками, равными мощности пересекаемых водоносных пород. Каждый отдельный участок тампонируют ярусами снизу вверх при мощности водоносных пород менее 20...30 м или сверху вниз, если мощность их свыше 30 м.

Тампонажные скважины (наклонные или горизонтальные) располагают параллельными рядами в шахматном порядке или по спиральной линии. Глубина скважин колеблется в пределах 0,25...5 м. Расстояние между ними по горизонтам 1...3 м, по вертикали 1...4 м в зависимости от размеров трещин в породах. Скважины оборудуются инвентарными кондукторами.

Применяются следующие схемы бурения и нагнетания раствора в скважины:

поочередное бурение через крепь двух и четырех скважин, располагаемых диаметрально противоположно, или трех скважин, располагаемых в вершинах равностороннего треугольника в одном ярусе, и нагнетание в них тампонажного раствора без дополнительного бурения разгрузочных скважин;

такое же расположение скважин, но перед нагнетанием раствора в нижний их ярус в верхнем ярусе бурят разгрузочные скважины;

одновременное бурение всех скважин в двух смежных ярусах и поочередное нагнетание раствора в комплекты противоположных скважин

нижнего яруса при открытых верхних и боковых разгрузочных скважинах нижнего яруса.

Первая схема рекомендуется при низком гидростатическом давлении и малой глубине ствола, вторая — при повышенном гидростатическом давлении и стволах средней глубины, третья — при высоком гидростатическом давлении и глубоких стволах.

Последняя схема была применена при проходке главного ствола шахты «Обуховская-Западная» (Донбасс) на глубинах 317...362 м. Участок ствола протяженностью 45 м разделили на 11 ярусов с расстоянием между ними 4 м. В каждом ярусе бурили по 18 скважин глубиной 3 м. Тампонаж вели цементным раствором состава 1 : 1 и 1 : 0,6 с добавлением 3 % жидкого стекла от массы цемента. Всего было пробурено 608 скважин и закачано 580 м³ раствора. Приток воды через крепь ствола снизился с 51,4 до 2,2 м³/ч.

§ 7. Битумизация. Химизация

Битумизация горных пород производится через сеть скважин диаметром 70...80 мм, в которые под давлением нагнетают расплавленный битум марок III и V плунжерными насосами производительностью 250 л/мин. Битумизация должна вестись на всю мощность водоносных пород, так как разбуривание затвердевшего битума невозможно. При затвердевании объем битума уменьшается на 11 %, поэтому нагнетать его следует в два-три приема с перерывами в 20...25 ч и заканчивать, когда давление в течение 2...4 ч будет постоянным. Расход битума колеблется в пределах 80...150 кг на 1 м ствола.

В горных породах с коэффициентом фильтрации 10...100 м/сут применяется холодная битумизация. Радиус проникновения битумных эмульсий 0,5...2 м в зависимости от крупности зерен песчаных пород.

В Березняковском калийном комбинате при проходке ствола применили так называемую последующую битумизацию. Для тампонажных работ использовали комплекс оборудования БО-1м, которое размещали на временных полках. Тампонажную смесь готовили на поверхности и подавали на рабочий полок в бадье-термосе. Основной материал смеси — нефтебитум марки БН-III, к которому добавляли технический парафин марки «Г» до 25 % (по массе). Для проведения работ через пробковые отверстия тюбингов пробурили горизонтальные скважины, длина которых принималась из расчета выхода их на 1 м за замораживающие скважины. На пробковых отверстиях тюбингов были установлены нагнетатели типа ШХ, через которые промывали скважины и затем нагнетали битум.

При проведении тампонажных работ в тюбинговых кольцах № 338, 339, 341, 343 пробурено в кольце 13—14 скважин, длина каждой из них 6 м, давление промывочной воды составило 6 МПа, продолжительность промывки до 30 мин, длина электронагнетателя 6 м, давление нагнетания битума 3,5...6 МПа, циклов нагнетания 1—2, средний расход материалов на кольцо: битума 1 т, парафина 0,17 т. После битумизации водоприток в ствол подавлен.

Тампонаж с помощью различных химических смесей применяется в тех случаях, где цементация не дает положительных результатов: мелкие

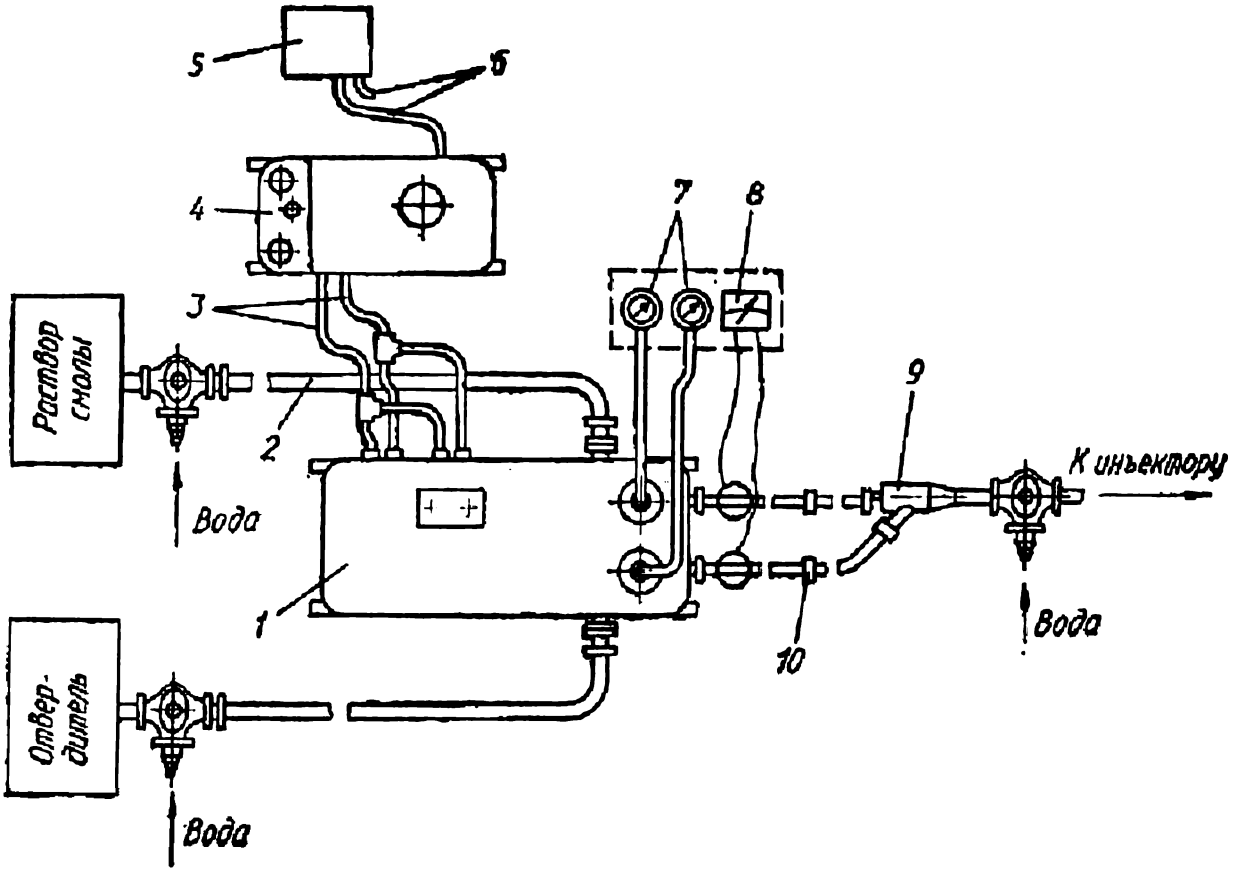


Рис. 25.14. Схема нагнетательной установки при химизации пород:
1 — насосно-дозировочная установка НДУ-30/90; *2* — всасывающие патрубки; *3* — масляные шланги; *4* — маслостанция; *5* — электрораспределительный щит; *6* — кабель; *7* — манометры; *8* — расходомер; *9* — смеситель; *10* — обратные клапаны

трещины, рыхлые сыпучие породы. При проходке ствола шахты № 101 (Донбасс) по обводненным песчаникам цементация оказалась неудовлетворительной даже при давлении нагнетания 8 МПа, в то время как силикатизация дала хорошие результаты при давлении 0,5...0,6 МПа.

В США при проходке главного ствола на руднике «Грант» не удалось зацементировать песчаник при расходе цемента 11,7 т/м и давлении 11,5 МПа. Этот песчаник затампонировали химическим раствором на основе акриламида (0,27 т/м). Химические и силикатные растворы хорошо проникают в мелкие трещины, однако они дороже цементных в 8...10 раз.

Химизацию на основе синтетических смол применили при проходке стволов Первомайского рудника (Кривбасс) в обводненных песках мощностью 25...30 м. Работы вели из забоя скважины. Инъекционное оборудование при проходке первых трех стволов располагалось в уширении ствола, при проходке четвертого — на бетонной подушке толщиной 0,8 м, уложенной на забое, а ограждающая завеса создавалась одним рядом наклонных скважин. Ожидаемый приток воды 90 м^3/ч, воды безнапорные, хлоридно-сульфатно-магниевые. Радиус распространения раствора составил 0,6 м, расстояние между скважинами 0,64 м, угол наклона скважин к вертикали 6°. Количество скважин в забое 52. Инъецирование производили заходками сверху вниз. Глубина заходки 0,8 м. Верхняя зона обводненных песков закреплена дополнительно через скважины глубиной до 4 м, пробуренные под углом 24° к вертикали. Инъецирование этих скважин выполняли непрерывно снизу вверх через трубу с открытым концом.

Общий расход материалов для создания основной и дополнительной завес составил: смолы «Крепитель М-3» — 138,5 т, УКС — 50 т, концентрированной соляной кислоты — 10,7 т. Растворы приготавливали на поверхности одновременно с нагнетанием. Маточные растворы смолы (УКС + вода или «Крепитель М-3» + вода) и отвердителя (2 и 5 %-ный раствор соляной кислоты) приготовлялись в растворомешалках и подавались в ствол по трубам. Срок схватывания растворов 3...5 мин. Давление 0,9 МПа. Для закачки закрепляющего раствора применили насосно-дозировочную установку НДУ-30/90 конструкции ВИОГЕМа (рис. 25.14).

Скважины бурили тремя станками НКР-100м. Каждая скважина оборудовалась кондуктором диаметром 75 мм. Общая продолжительность химизации и проходки ствола в зоне химического закрепления пород составила 3 мес, в том числе инъецирование заняло 17 сут.

§ 8. Контроль тампонажных работ

Тампонажные работы необходимо выполнять в соответствии со СНиП III-11-77. Правилами предусматривается, что бурить тампонажные скважины в зоне залегания неустойчивых пород можно только с обсадкой трубами. Глубина скважин принимается с учетом их заглубления в водоупорные породы ниже водоносного горизонта. Зенитное отклонение скважин при тампонаже с поверхности допускается в пределах 2 % их глубины. Для измерения углов отклонения скважин применяют инклинометры различных типов.

Проходку стволов начинают только после выполнения и приемки работ по тампонажу водоносных пород. Прежде чем приступить к тампонажным работам из забоя ствола, необходимо пробурить разведочные скважины на воду. Если над породами, подлежащими тампонажу, залегают слабые породы, бурение скважин и тампонаж следует вести через тампонажную подушку, при залегании крепких водоупорных пород допускается использование породного целика. Выход скважин за контур ствола в проходке не должен превышать 2000 мм.

Во избежание разрушения крепи ствола в ней на высоте 2...3 м от бетонной подушки или породного целика устанавливают трубки с кранами для выхода раствора. При появлении в кранах раствора его нагнетание прекращают.

При тампонажных работах, выполняемых из забоя ствола, в устьях скважин следует устанавливать кондукторы, оборудованные запорной арматурой, манометрами для контроля давления при нагнетании раствора, а при бурении скважин в напорных водоносных породах — и превенторами.

Перед тампонажем скважину промывают и измеряют гидростатический напор подземных вод в заходке. Если тампонажу подлежит один водоносный горизонт, следует определять удельное водопоглощение скважин.

Нагнетательную линию после ее монтажа опрессовывают при давлении, в 1,5 раза превышающем максимальное давление нагнетания. Качество тампонажных работ определяют после приобретения раствором прочности не менее 2...3 МПа путем замеров водопоглощения в двух-

четырех контрольных скважинах. Тампонаж прекращают при удельном водопоглощении 0,01 л/мин на 1 м скважин при напоре 1 Н/см^2.

Тампонажные работы необходимо сопровождать ведением специальной документации по бурению скважин, нагнетанию раствора и лабораторным исследованиям нагнетаемого раствора. Прием работ по тампонажу оформляется актом, к которому должны быть приложены: исполнительные погоризонтные планы расположения скважин; геологические разрезы по скважинам; данные о консистенции и количестве закачанного в каждую скважину раствора; результаты проверки удельного водопоглощения; данные испытаний тампонажных материалов, растворов и воды на агрессивность, а также журналы тампонажных работ.

При ведении буровзрывных работ в затампонированных породах следует принимать меры предосторожности, исключающие вероятность раскрытия водоносных трещин. Остаточный приток воды в пройденный ствол глубиной до 800 м не должен превышать 5 м^3/ч. При большей глубине допускается увеличение притока из расчета 0,5 м^3/ч на каждые последующие 100 м ствола.

§ 9. Расчет основных параметров при тампонировании горных пород

Для выбора эффективного *способа тампонажа* можно использовать методику Н. Г. Трупака с учетом поправок ВНИИОМШСа. Стоимость работ при тампонаже с поверхности $C_п$ и из забоя ствола $C_з$ определяют из выражений

$$C_п = \left\{m\left[d(H+C) + fk\left(C + \frac{1+u}{2}\right)\right]\right\} K_{о.н};$$

$$C_з = \left\{\frac{m_1}{\cos\alpha}\left[H(C + f_1 k) + hu_1 d_1\right] + (a+b)u_1\right\} K_{о.н} + П,$$

где m и m_1 — число скважин в одной заходке соответственно на поверхности и в забое ствола; d и d_1 — стоимость бурения 1 м скважины соответственно с поверхности и из забоя ствола, руб.; H — мощность водоносных пород, м; f и f_1 — стоимость разбуривания 1 м скважины соответственно с поверхности и из забоя ствола, руб.; k — число разбуриваний одной скважины при необходимости повторного тампонажа; u и u_1 — число заходок при тампонаже с поверхности и из забоя ствола с устройством подушек; α — зенитный угол наклона скважин, град; h_1 — толщина слоя затампонированных пород, оставляемого под подушкой, м; a и b — стоимость устройства и разборки тампонажной подушки, руб.; $K_{о.н}$ — коэффициент учета общешахтных и накладных расходов; П — затраты, вызванные простоем ствола во время тампонажа из забоя, руб. Они состоят в основном из общешахтных расходов и составляют 0,5...1 тыс. руб. в сутки.

Если $C_п < C_з$, применяют тампонаж с поверхности, а если $C_п > C_з$, — из забоя.

Различают *начальное* и *конечное* давление нагнетания раствора. Величину первого принимают с учетом раскрытия трещин: при трещи-

Таблица 25.2. Потеря давления нагнетания раствора в зависимости от трещиноватости пород

Трещиноватость пород	Величины раскрытия трещин, мм	Потеря давления, Па	Трещиноватость пород	Величины раскрытия трещин, мм	Потеря давления, Па
Тонкая	0,1...1	(10...5) 10^5	Средняя	5...20	(1...0,2) 10^5
Мелкая	1...5	(5...1) 10^5	Крупная	20...100	(0,2...0,05) 10^5

нах с раскрытием до 1 мм — (6...8) 10^5 Па; 1...5 мм — (3...6) 10^5 Па; 5...20 мм — (2...3) 10^5 Па, более 20 мм — (0,5...2) 10^5 Па.

Величина конечного давления нагнетания раствора зависит от условий залегания, физико-механических свойств и степени трещиноватости пород, глубины залегания зоны тампонажа, порядка обработки заходок — восходящего или нисходящего, а также от консистенции нагнетаемого раствора и очередности тампонажа скважин. Ориентировочно величину допустимого конечного давления нагнетания раствора p (Па) можно определить по формуле

$$p = L\gamma k - \gamma_р (L - S),$$

где L — глубина залегания кровли тампонируемой зоны от земной поверхности, м; γ — средневзвешенный удельный вес пород над кровлей тампонируемой заходки, Н/м^3; k — коэффициент, характеризующий свойства пород выше тампонируемой заходки (при крепких слаботрещиноватых породах $k = 2...3$); $\gamma_р$ — удельный вес раствора, Н/м^3; S — расстояние между уровнем подземных вод и кровлей тампонируемой зоны, м.

В практике тампонажа пород конечное давление нагнетания раствора принимают: при неглубоком залегании водоносных пород оно превышает гидростатическое давление на (10...30) 10^5 Па, на больших глубинах — на (100...200) 10^5 Па.

Максимальное давление нагнетания раствора при последующем тампонаже Е. П. Калмыков рекомендует определять из выражения

$$p_{max} = p + \Delta p_1 l + \Delta p_2,$$

где p — допустимое давление на крепь ствола, Па; Δp_1 — потеря давления на 1 м прохождения раствора по трещинам горных пород от конца кондуктора скважины до крепи ствола, Па (табл. 25.2); l — длина заделки кондуктора за крепью, м; Δp_2 — потеря давления в результате фильтрации раствора через крепь ствола, $\Delta p_2 = (2...10) \times 10^5$ Па;

$$p = \frac{(D_0 + C) C R_н}{2\left(\frac{D_0}{2} + C\right)^2}.$$

Здесь D_0 — диаметр ствола всвету, м; C — толщина крепи, м; $R_н$ — нормативное сопротивление материала крепи, Н/м^2;

Давление раствора следует повышать медленно с интервалами не более $0{,}5 \cdot 10^5$ Па и заканчивать при малейших признаках деформации крепи.

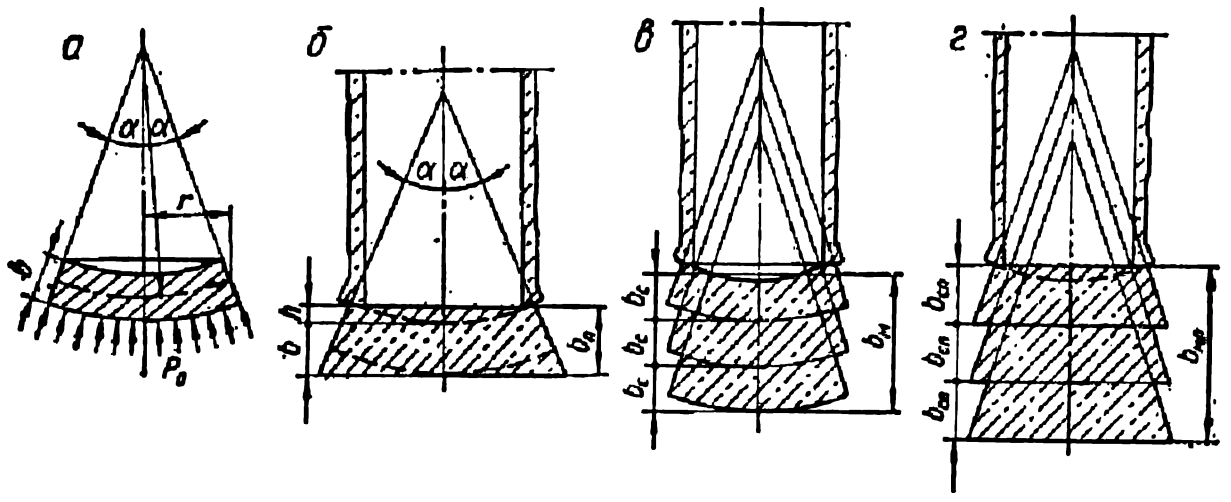


Рис. 25.15. Схемы к расчету тампонажных подушек:
а — сферической; *б* — плоской; *в* — сферической многоступенчатой; *г* — плоской многоступенчатой

Толщину *одноступенчатой сферической подушки* (рис. 25.15) определяют по формуле

$$b = \frac{\lambda p_0 (r^2 + h^2)^2}{4r^2 h m R_б},$$

где λ — коэффициент перегрузки, равен 1,1...1,2; p_0 — максимальное давление раствора, Па, принимается равномерно распределенным по нижнему основанию подушки; r — радиус ствола вчерне, м; h — высота сферической поверхности подушки, м; m — коэффициент условий работы, равный 0,7...0,8; $R_б$ — расчетное сопротивление бетона в раннем возрасте (Н/м²), $R_б = nR_{28}$. Здесь n — коэффициент относительной прочности бетона в раннем возрасте (табл. 25.3); R_{28} — марка бетона при 28-дневном возрасте, Н/м².

Толщину плоской одноступенчатой подушки $b_п$ (см. рис. 25.15) можно определить по формулам:

$$\text{если } \frac{mR_б}{\lambda p_0} < 1{,}5, \quad b_п = \frac{\lambda p_0 (r^2 + h^2)^2}{4r^2 h_1 m R_б} + 0{,}15D;$$

$$\text{если } \frac{mR_б}{\lambda p_0} \geqslant 1{,}5, \quad b_п = \frac{D}{2 \operatorname{tg} \alpha} \left(\sqrt{\frac{mR_б}{mR_б - \lambda p_0}} - 1 \right),$$

Таблица 25.3. Относительная прочность бетона в определенном возрасте

Возраст бетона, сут	Коэффициент n				Возраст бетона, сут	Коэффициент n			
	без добавки	с добавкой хлористого кальция				без добавки	с добавкой хлористого кальция		
		1	2	3			1	2	3
Бетон на портландцементе					*Бетон на шлакопортландцементе или пуццолановом портландцементе*				
1	0,12	0,2	0,23	0,27	1	0,07	0,14	0,17	0,2
2	0,27	0,38	0,45	0,5	2	0,15	0,22	0,3	0,37
3	0,37	0,5	0,55	0,6	3	0,23	0,32	0,39	0,43
5	0,52	0,63	0,73	0,8	5	0,34	0,45	0,48	0,51
7	0,62	0,77	0,84	0,88	7	0,44	0,55	0,57	0,62
14	0,82	0,93	1	1,05	14	0,68	0,8	0,85	0,9
28	1	1,1	1,2	1,25	28	1	1,12	1,15	1,3

где D — диаметр ствола вчерне, м; α — угол наклона граней подушки (32...38°).

Если толщина одноступенчатой подушки превысит 2,5...3 м, необходимо переходить на многоступенчатые. В этом случае по приведенным выше формулам определяют общую толщину подушки $b_м$. Затем конструктивно определяют толщину каждой ступени подушки $b_с$ в пределах 1,3... 2,5 м и число ступеней $N = b_м/b_с$.

Угол наклона боковой поверхности подушки к вертикальной оси находят по формуле $\alpha = \arcsin 2rh/(r^2 + h^2)$.

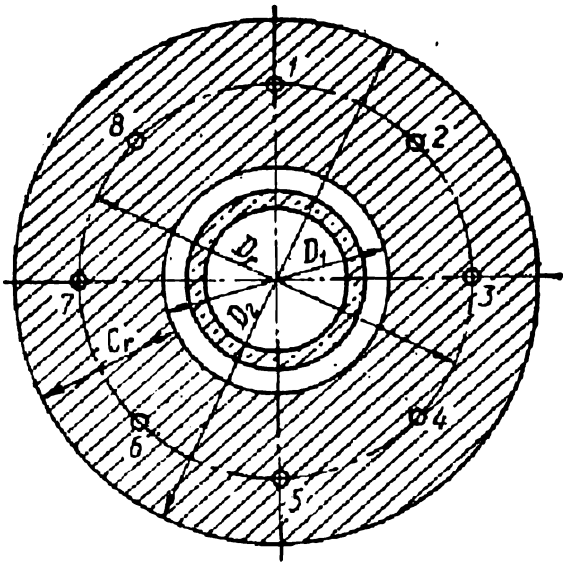


Рис. 25.16. Схема к расчету кольцевых завес вокруг сооружаемого ствола при тампонаже с поверхности

Если водоносные и покрывающие их породы крепкие, то в качестве тампонажной подушки оставляют защитный целик из естественных или затампонированных пород.

Толщину защитного целика пород можно вычислить по формуле $b_ц = \lambda\rho_0 D/4\tau$, где τ — допускаемое напряжение горной породы на срез, Н/м².

При *тампонаже с поверхности вокруг ствола* устраивают кольцевые завесы. Внутренний диаметр завесы определяют по формуле

$$D_1 = (D_0 + 2C)\varphi + 2r_р,$$

где D_0 — диаметр ствола всвету, м; C — толщина крепи, м; φ — коэффициент перебора породы при проходке ствола; $r_р$ — ширина зоны растрескивания пород в результате взрывных работ, м.

Толщину завесы C_r (рис. 25.16) находят по формуле Ляме

$$C_r = \frac{D_1}{2}\left(\sqrt{\frac{mR_п}{mR_п - 2\lambda p_г}} - 1\right),$$

Таблица 25.4. Технико-экономические показатели цементации пород при проходке

Шахта	Ствол	Способ тампонирования	Диаметр ствола всвету, м
№ 3 «Ново-Волынская»	Скиповой	Предварительный с поверхности	5
№ 7 «Ново-Волынская»	Клетевой	То же	5
	Скиповой	»	4,5
№ 8 «Ново-Волынская»	Клетевой	»	6
	Скиповой	»	5
«Мария-Глубокая»	Скиповой	Предварительный из забоя	7,5
«Центральная-Первомайская»	Клетевой	То же	6
«Блиновская»	То же	»	5,1
Им. Н. К. Крупской	»	Последующий	4,5

где m — коэффициент условий работы крепи (0,6...0,7); $R_п$ — расчетное сопротивление зацементированных пород одноосному сжатию, Н/м²; $\lambda = 1{,}25...1{,}35$ — коэффициент перегрузки; $p_г$ — гидростатическое давление подземных вод, Па.

В безнапорных или слабонапорных водоносных горизонтах толщину завесы принимают конструктивно.

Внешний диаметр завесы $D_2 = D_1 + 2C_т$.

Иногда приходится тампонировать и ядро. Тогда объем горных пород одного участка $Q_п = \pi D_2^2 h/4$. Здесь h — мощность тампонируемого водоносного участка, м.

Объем тампонируемого раствора для участка $Q_{т.р} = Q_п\ a_п i u/n_{т.к}$, где $a_п$ — пористость горных пород, процент от общего объема; i — коэффициент неравномерности тампонирования горных пород (1,3... 1,5); u — коэффициент потерь тампонажного раствора по данным практики (1,2....1,3); $n_{т.к}$ — выход тампонажного камня, процент объема тампонируемого раствора.

Время нагнетания тампонажного раствора во все скважины $T = Q_{т.р}/Q_н$, где $Q_н$ — средняя производительность одновременно работающих насосов, м³/ч.

Среднее время нагнетания раствора в одну скважину $t = TN_0/N$. Здесь N_0 — количество одновременно тампонируемых скважин; N — количество скважин на заходку.

Диаметр окружности, по которой расположены скважины для участков с одинаковой трещиноватостью и высотой, определяют по формуле

$$D_г = \sqrt{D_1^2 + 2C_г(D_1 + C_г)}.$$

Радиус распространения раствора можно найти по формуле Н. Н. Веригина с учетом коэффициента потерь раствора при нагнетании

$$R_т = \sqrt{\frac{Q_c t}{h a_п \pi u}},$$

где Q_c — расход нагнетаемого в скважину раствора, м³/ч.

стволов шахт

Мощность водоносных пород, м	Число скважин	Приток воды, м³		Продолжительность работ, мес	Расход материалов на 1 м ствола		Стоимость тампонажных работ на 1 м ствола, руб.
		начальный	остаточный		цемента	суглинка	
160	28	520	4,5	21	2,91	5,5	676
160	48	190	5,4	7,4	4,9	9,5	113
160	48	190	5,8	8,4	4,45	8,5	512
140	28	700	3	7	5	8	315
140	28	700	5	7,2	4,5	8,3	490
16	15	25	0,5	1	9,7	—	840
15	16	181	45,8	1	2	—	750
10	18	135	6	2,5	33	—	2630
—	277	43	6	2	23	—	420

Расстояние между тампонируемыми скважинами $l_c = \sqrt{4R_т^2 - C_т^2}$. Количество скважин для завесы (без 1—3 контрольных и резервных) $N = \pi D_т / l_c$.

Расчет изоляционных завес при комплексном методе тампонажа трещиноватых горных пород при проходке стволов приведен в справочной литературе.

Основными технико-экономическими показателями проходки стволов с применением тампонажа горных пород являются: остаточный приток воды, продолжительность работ по тампонированию, расход материалов, стоимость тампонажа, скорость проходки ствола.

В табл. 25.4 приведены показатели цементации горных пород при проходке стволов на некоторых угольных шахтах.

Контрольные вопросы

1. Сущность и область применения способов тампонирования горных пород при проходке вертикальных стволов шахт.
2. Основные тампонажные материалы.
3. Способы нагнетания раствора в скважины.
4. Характеристика основного тампонажного оборудования.
5. Сущность тампонажа горных пород с поверхности.
6. Сущность тампонажа горных пород из забоя ствола.
7. Характеристика схем тампонирования горных пород.
8. Особенности глинизации и битумизации горных пород.
9. Сущность последующего тампонажа.
10. Контроль тампонажных работ.
11. Особенности тампонажа при проведении горизонтальных выработок.
12. Технико-экономические показатели проходки стволов с применением тампонирования горных пород.

Глава 26. СТРОИТЕЛЬСТВО СТВОЛОВ И СКВАЖИН БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА БУРЕНИЕМ

§ 1. Бурение стволов и скважин большого диаметра

Строительство стволов шахт и скважин большого диаметра с помощью бурения является прогрессивным способом, при котором полностью механизируются все процессы по разрушению и транспортированию породы, исключается присутствие рабочих под землей, возможна проходка стволов в неустойчивых и сильно обводненных породах. Сущность этого способа заключается в том, что выработку пробуривают сразу на полное сечение. Породу в зависимости от крепости разрушают резцами или шарошками, размещаемыми на бурах или расширителях буровых установок.

Основное буровое оборудование размещается на поверхности. В стволе (скважине) помещаются только буры или расширители и колонна труб. В процессе бурения выработку заполняют глинистым раствором, который играет роль временной крепи. После окончания бурения устанавливают постоянную крепь, откачивают глинистый раствор и тампонируют закрепное пространство. Проходку ствола начинают с сооружения устья, монтажа оборудования и строительства на поверхности необходимых зданий и сооружений.

Таблица 26.1. Характеристика установок типа РТБ

Параметры	РТБ-1,02	РТБ-1,2	РТБ-1,56	РТБ-2,08	РТБ-2,25	РТБ-2,6	РТБ-3
Диаметр бурения, м	1,02	1,2	1,56	2,08	2,25	2,6	3,0
Глубина бурения, м	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Крепость пород	6...10	6...10	6...10	6...10	6...10	6...10	6...10
Механическая скорость бурения, м/ч	1...1,5	1	0,8	0,8	0,8	0,6	0,6
Грузоподъемность талевой системы, кН	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300
Установленная мощность электродвигателей, кВт	1500	1500	2000	2000	2000	2000	2000
Производительность промывки, $м^3/ч$	400	400	400	400	400	400	400
Состав буровой бригады в смену, чел.	5	5	5	5	5	5	5
Масса установки, т	150	150	160	160	160	200	300

Отечественная и зарубежная практика показала целесообразность проходки бурением вертикальных выработок диаметром до 3 м и глубиной до 1000 м (а иногда и больше) в мягких и средней крепости породах. Бурение стволов диаметром 4,5...6 м вовсе эффективно только в мягких водоносных породах.

В СССР для бурения скважин большого диаметра применяют в основном установки реактивно-турбинного бурения типа РТБ (табл. 26.1).

Буровая установка РТБ-2,08 (рис. 26.1) состоит из вышки *3*, буровой лебедки *6*, ротора *5*, талевой системы *1*, вертлюга *2*, реактивно-турбинного агрегата *4*. Последний (рис. 26.2) состоит из патрубка, траверсы, переводников, турбобуров, утяжелителей и соединительных хомутов. Основным узлом агрегата являются три турбобура Т12РТ-9, которые вращаются за счет давления глинистого раствора, подаваемого с поверхности земли грязевыми насосами типа У8-6м к турбобурам по колонне буровых труб, переводнику, каналу траверсы и каналам буров.

В результате вращения турбобуров в одну сторону создается реактивный момент, вращающий траверсу с турбобурами в противоположную, чем обеспечивается обуривание всей площади забоя. Чтобы увеличить давление на забой скважины, рабочий орган снабжают утяжелителями. Образовавшаяся в процессе бурения буровая мелочь уносится прямой промывкой (рис. 26.3). В качестве промывочной жидкости чаще всего применяю глинистые растворы, а в крепких породах—воду. Глинистый раствор насосами подают по колонне буровых труб к забою, где он омывает режущий инструмент и по кольцевому пространству между трубами и стенкой скважины поднимает буровую мелочь, которая вместе с раствором через канал попадает в отстойник для очистки.

Промывочную жидкость очищают от породной мелочи циркуляционным, механическим или комбинированным способом. При первом

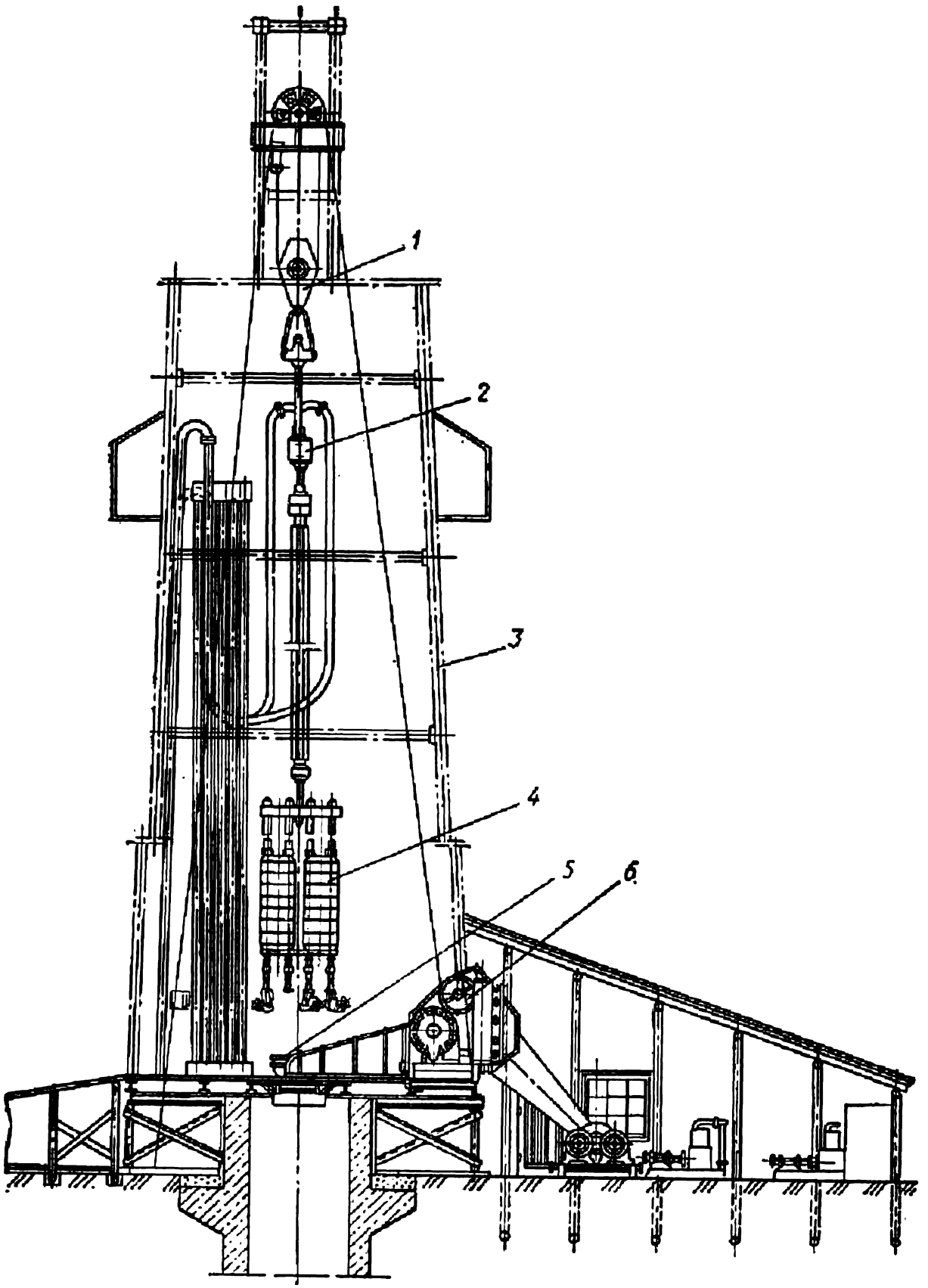


Рис. 26.1. Буровая установка РТБ-2,08

способе раствор движется по желобам со скоростью 10...15 м/с, в результате чего из него выпадает буровая мелочь. Затем оставшиеся твердые частицы удаляют механическим или комбинированным способом на виброконвейерах, центрифугах, гидроциклонах и т. д. Очищенный раствор опять используют для промывки.

После окончания бурения скважины крепят чаще всего металлическими обечайками из листовой стали толщиной 20...22 мм. Секции

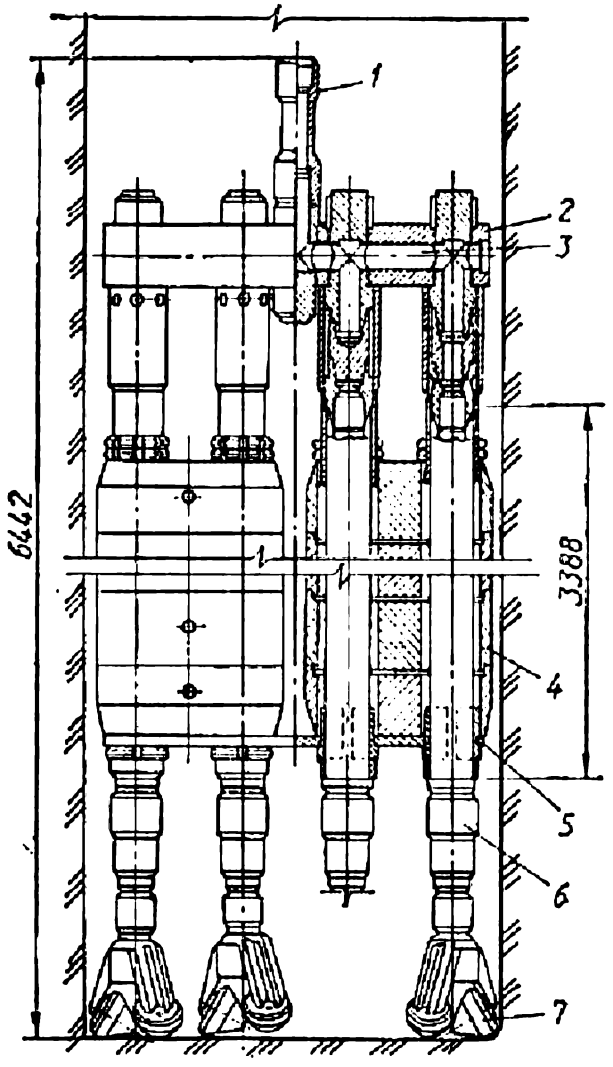


Рис. 26.2. Реактивно-турбинный агрегат РТБ:

1 — переводник; *2* — траверса; *3* — канал траверсы; *4* — утяжелители; *5* — плита; *6* — турбобур; *7* — шарошка

крепи длиной 6...18 м снизу снабжают направляющими устройствами и спускают в скважины на колонне буровых труб при помощи специальных прицепных устройств. Закрепное пространство тампонируют. В крепких устойчивых породах скважины можно не крепить.

Для бурения на полное сечение стволов диаметром 6...9 м применяют установки УЗТМ (Уральского завода тяжелого машиностроения) — УЗТМ-6,2, УЗТМ-7,5 и УЗТМ-8,75. Они предназначены для бурения стволов по крепким (до 4) породам. Техническая характеристика установок приведена в табл. 26.2.

Строительство стволов при использовании этих установок включает следующие работы: монтаж оборудования на шахтной площадке; проходку устья; строительство зданий цеха для приготовления и очистки промывочной жидкости, компрессорной, механической мастерской, котельной, АБК; подготовку площадки для монтажа буров и крепи; бурение ствола; крепление ствола; тампонаж закрепного пространства; армирование ствола.

Основными узлами УЗТМ-6,2 (рис. 26.4) являются: вышка *1*, постамент *17*, раздвижная платформа *2*, тележки *3*, буровые трубы *4*, буровой инструмент *5* и *6*, стойка для установки запасных буровых труб, здание, привод, талевая система. Вышка служит для подвески талевой системы, буровой колонны и установки консольно-поворотных кранов *13*, предназначенных для монтажа крепи ствола и других спускоподъемных операций. Высота вышки 38 м, масса 71 т. Постамент высотой 12,5 м и массой 88 т служит для размещения привода (электродвигателей, буровой лебедки, ротора, передачи). Раздвижная платформа прикрывает ствол во время бурения. Ходовые тележки предназначены для передвижения расширителей *6*, сборки и доставки к стволу колец постоянной крепи. Талевая система состоит из кронблока *11*, талевого блока *12*, каната *10* и крюка *14*. С помощью талей и буровой лебедки *16* происходит спуск и подъем бурового инструмента. Во временном здании располагают насосы, компрессоры и оборудование для приготовления и очистки глинистого раствора.

Вращение буровому инструменту передается от электродвигателя через редуктор, цепную передачу, ротор *7*, квадратную штангу *15*

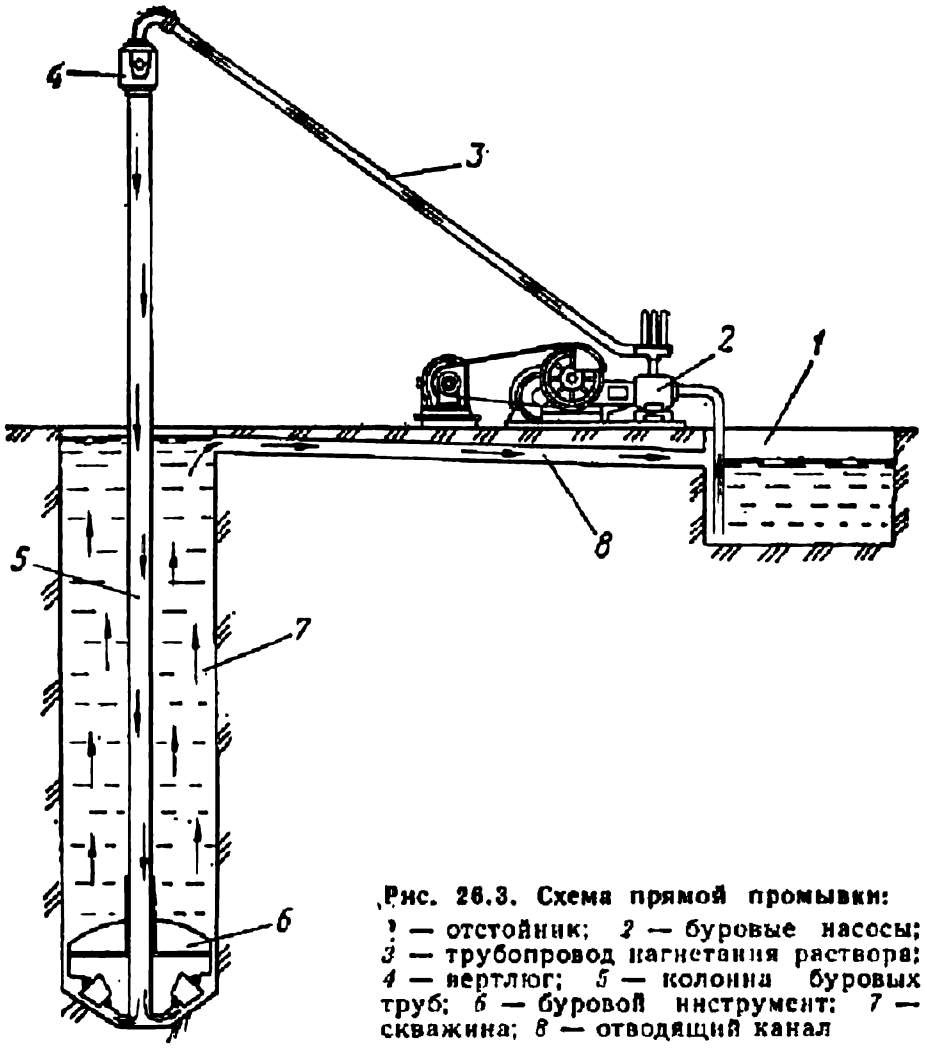


Рис. 26.3. Схема прямой промывки:
1 — отстойник; *2* — буровые насосы; *3* — трубопровод нагнетания раствора; *4* — вертлюг; *5* — колонна буровых труб; *6* — буровой инструмент; *7* — скважина; *8* — отводящий канал

и колонну буровых труб. Талевая система соединяется с квадратной штангой вертлюгом *8*.

Бурение ствола ведут в две-три фазы. В первой фазе трехшарошечным долотом *5* пробуривают передовую скважину диаметром 1,2 м на всю глубину ствола. Во второй и третьей фазах ствол расширяют до полного диаметра расширителем, снабженным шарошками. При бурении передовой скважины буровая мелочь удаляется прямой промывкой глинистым (или другим) раствором.

Таблица 26.2. Характеристика буровых установок УЗТМ

Параметры	УЗТМ-6,2	УЗТМ-7,5	УЗТМ-8,75
Диаметр ствола вчерне, м	6,2	7,5	8,75
Количество фаз бурения	2;3	3	4
Фазы бурения, м	1,2; 3,6; 6,2	3; 5,75; 7,5	3,5; 5,75; 7,5; 8,75
Глубина бурения, м	400	550	800
Техническая скорость бурения, м/мес	50	156	70
Грузоподъемность талевой системы, кН	2500	2500	6000
Установленная мощность электродвигателей, кВт	3000	1570	3620
Производительность промывки, м³/ч	800	700...900	1500
Состав бригады на проходке ствола, чел.	—	8—10	12—15
Производительность труда, м³/чел.-смену	1,5	1,62	4
Масса установки, т	1200	1200	2000

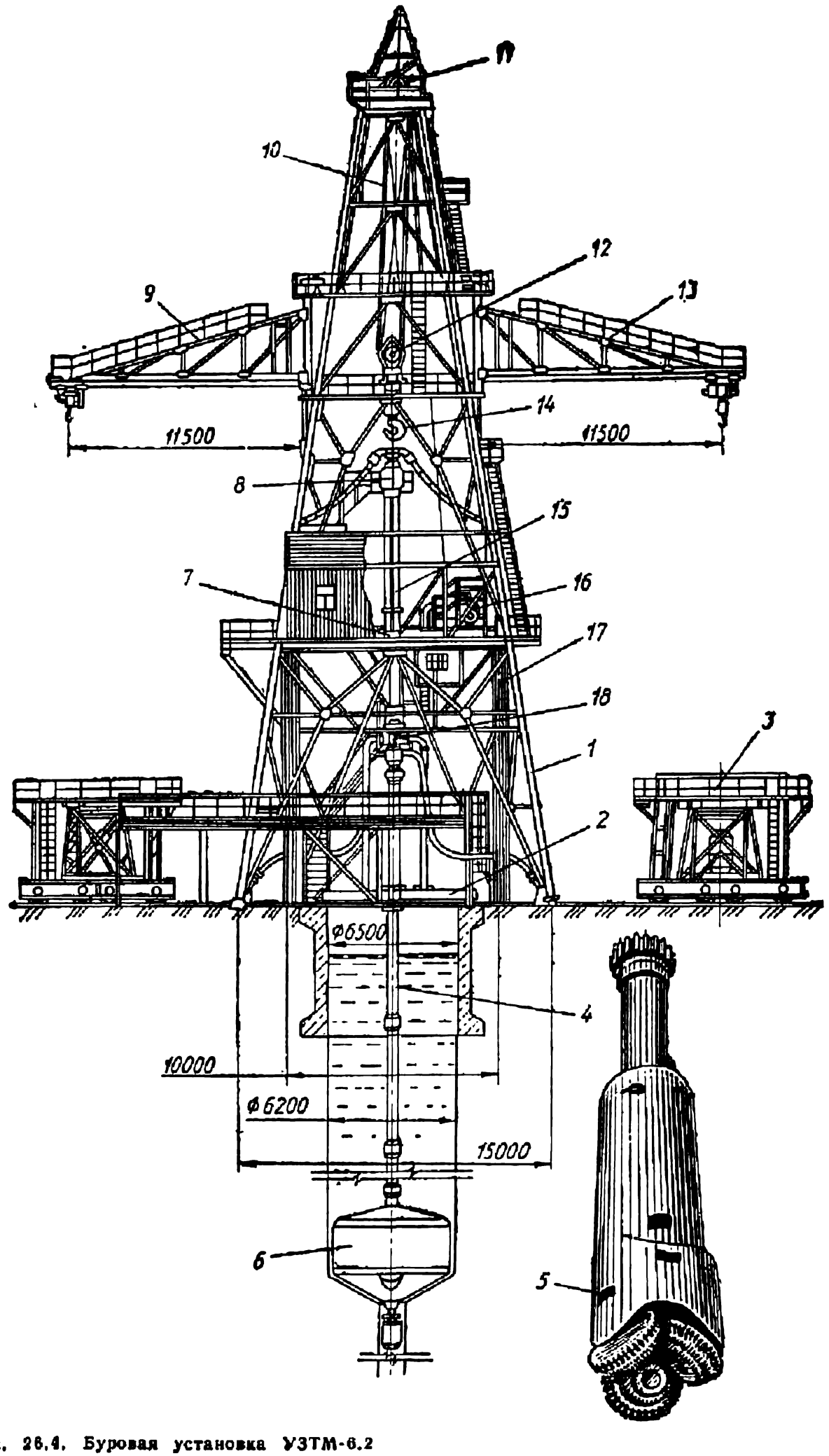


Рис. 26.4. Буровая установка УЗТМ-6.2

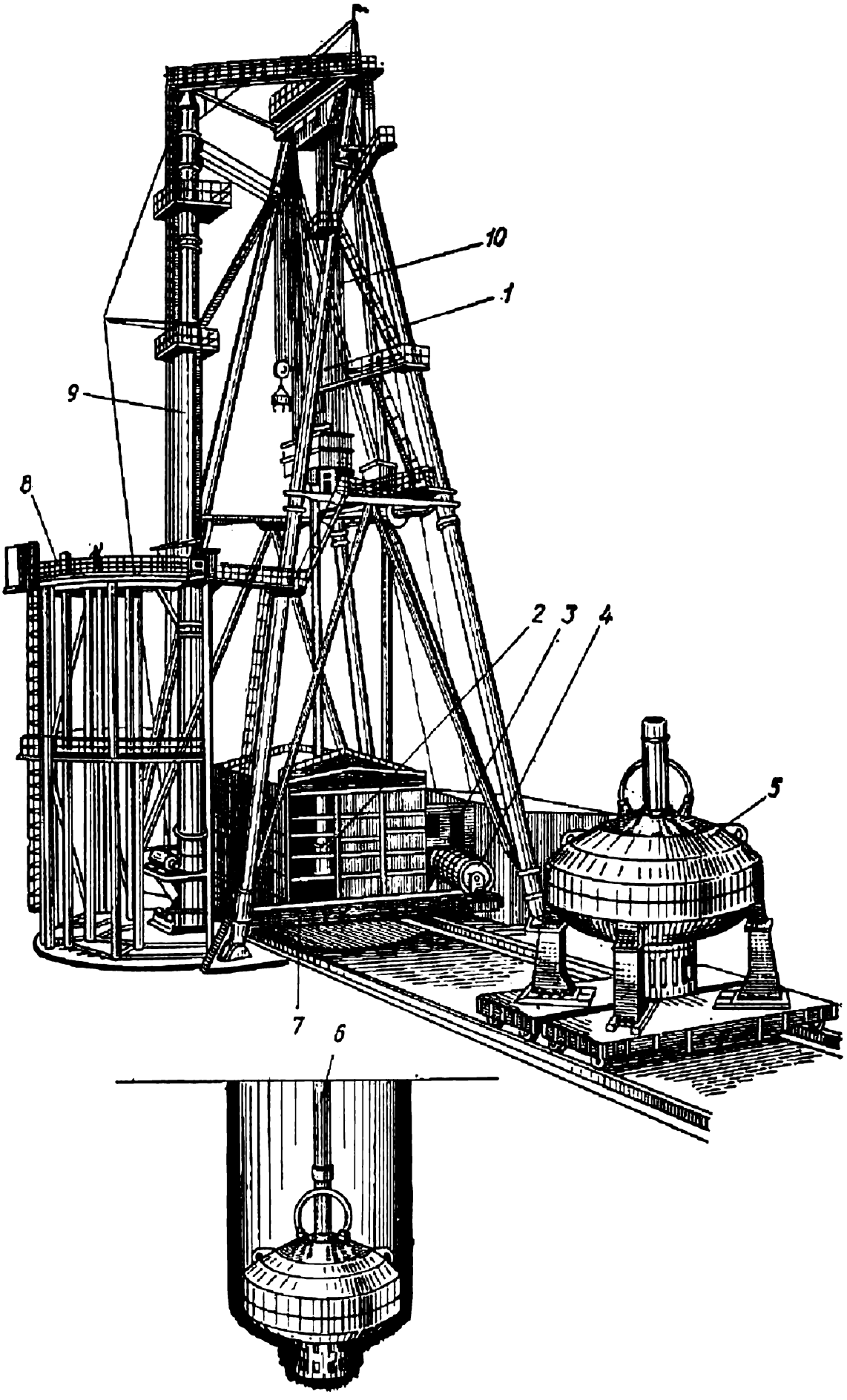


Рис. 26.5. Буровая установка УЗТМ-8,75:
1 — вышка; *2* — ротор; *3* — кабина машиниста; *4* — буровая лебедка; *5* — расширитель; *6* — колонна буровых труб; *7* — раздвижная платформа; *8* — эстакада для буровых труб; *9* — консольно-поворотный кран; *10* — талевая система

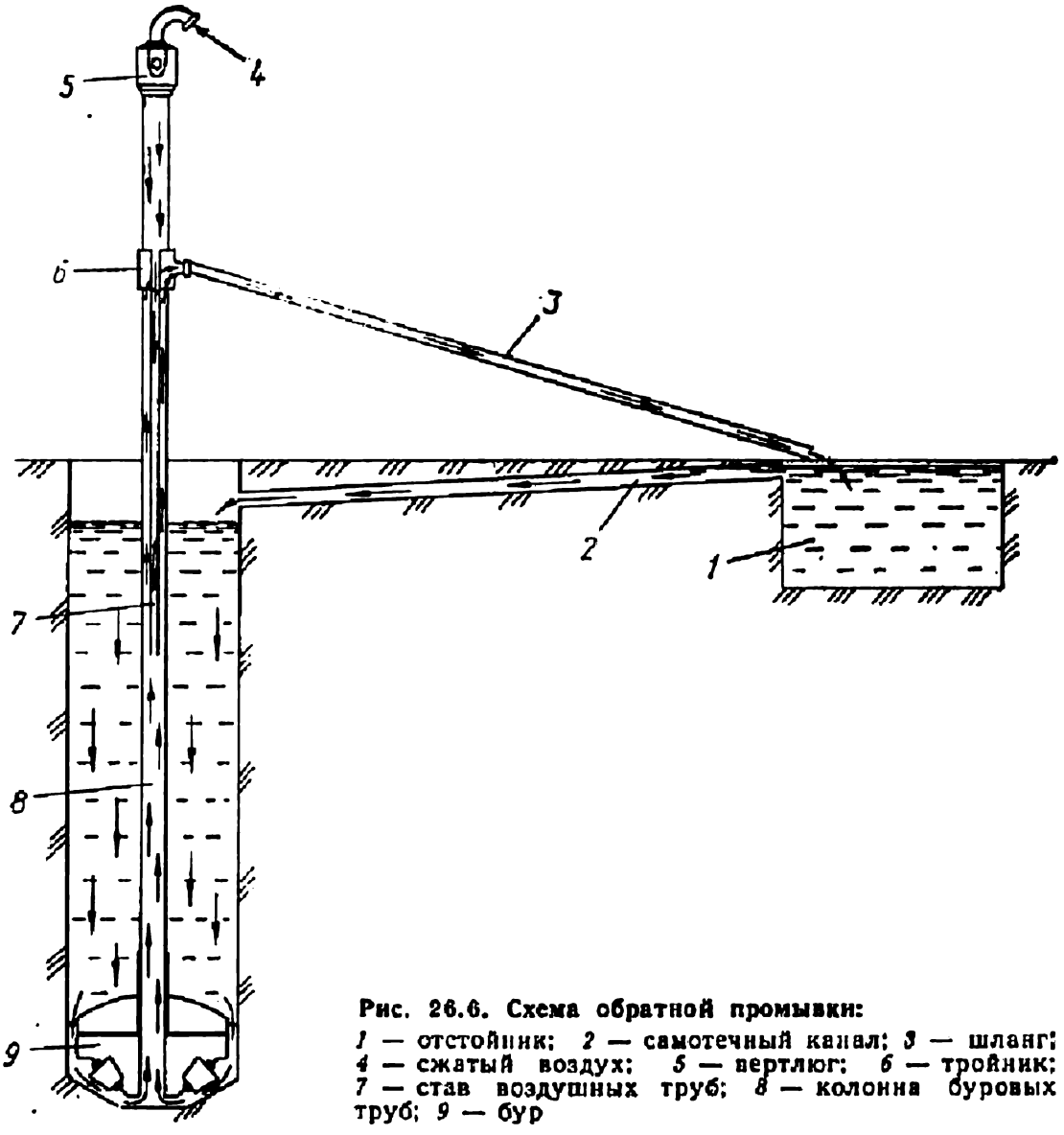


Рис. 26.6. Схема обратной промывки:
1 — отстойник; *2* — самотечный канал; *3* — шланг; *4* — сжатый воздух; *5* — вертлюг; *6* — тройник; *7* — став воздушных труб; *8* — колонна буровых труб; *9* — бур

Бурение ствола установками УЗТМ-7,5 и УЗТМ-8,75 (рис. 26.5) осуществляется аналогично. При расширении скважины буровую мелочь удаляют по схеме обратной промывки (рис. 26.6) эрлифтом, который размещают внутри колонны буровых труб. По этой схеме глинистый раствор из отстойника по каналу поступает в забой ствола, омывает бур и вместе с буровой мелочью засасывается эрлифтом в буровую колонну, по которой поднимается и через тройник и шланг поступает в систему очистки.

Достоинство обратной промывки — вынос кусков разбуренной породы массой до 10 кг благодаря высокой скорости восходящего потока пульпы в колонне буровых труб.

Недостаток — из-за малой скорости движения промывочного раствора в забое происходит повторное дробление разбуренной породы.

При обратной промывке диаметр буровых труб должен быть не менее 250 мм, воздушных 50...100 мм, длина звена трубы 5...8 м. Звенья соединяют конической резьбой. На нижнем конце воздушного става устанавливают форсунку-смеситель, представляющий собой трубу длиной 1,5...2 м с отверстиями диаметром 2 мм и количеством их до 2000.

Для выдачи породы по обратной схеме промывки необходимо рассчитать максимальное давление и расход сжатого воздуха. Коэффи-

циент K, учитывающий отношение глубины погружения смесителя эрлифта H от уровня излива к высоте подъема пульпы над уровнем глинистого раствора в стволе h: $K = H/h$.

Объем пульпы q (м³/мин), которую должен поднимать эрлифт: $q = W/60n$, где W — объем породы, который должен подниматься эрлифтом из ствола, м³/ч; n — содержание частиц разрыхленной породы в 1 м³ пульпы в долях единицы (изменяется в пределах 0,08...0,12).

Удельный вес пульпы, всасываемой эрлифтом, $\gamma_у = (1 - n)\gamma_г + n\gamma_п$. Здесь $\gamma_г$ — удельный вес глинистого раствора, (1,1...1,2) × × 10^4 Н/м³; $\gamma_п$ — удельный вес частиц породы, 2,5 · 10^4 Н/м³ (в среднем).

Необходимое максимальное давление (Па) сжатого воздуха $p = h_1\gamma_у\psi$, где h_1 — глубина погружения смесителя от уровня глинистого раствора в устье ствола, м; ψ — коэффициент, учитывающий потери напора в трубопроводе (1,1). Требуемый расход сжатого воздуха V (м³/мин) определится из выражения

$$V = \frac{qh\,[Kn\gamma_п + (1 - n)\,\gamma_г]}{23\eta_э \lg \dfrac{h\gamma_г\,(K - 1) + 10}{10}}.$$

Здесь $\eta_э$ — коэффициент полезного действия эрлифта (0,2...0,25).

На основании рассчитанных p и V выбирают тип и количество компрессоров.

Производительность эрлифта можно повысить: уменьшением вязкости и плотности промывочной жидкости; увеличением погружения става воздушных труб; снижением высоты подъема пульпы. При бурении бывают случаи искривления ствола вследствие частых чередований различных по крепости наклонно залегающих пластов пород, наличия валунов, геологических нарушений, а также по техническим причинам. Величину искривления измеряют приборами «Шахтер», И-560ф, И-447Д, «Зенит» и др. Исправляют кривизну в процессе бурения ствола с помощью отклоняющего устройства, которое опускают в ствол на колонне буровых труб вместе с расширителем. При помощи лебедки, установленной на поверхности, и лыжи бур отклоняется в сторону искривления. При вращении расширителя одновременно с разбуриванием горной породы кривизна ствола устраняется.

При бурении ствола возможны аварии: обрыв буровой колонны, выпадение в ствол шарошек, металлических предметов и т. д. Оборвавшуюся бурильную колонну поднимают на поверхность канатной петлей, ловильным крюком и другими приспособлениями, шарошки и другие металлические предметы — электромагнитом и ловушками.

После окончания бурения ствола приступают к его креплению. В качестве крепи применяют чугунные тюбинги, стальные и сталебетонные конструкции, железобетонные кольца. Наибольшее распространение получили чугунные тюбинги.

Крепь возводят погружным и секционным способами. Первый (рис. 26.7, *а*) применяют для крепления стволов диаметром 4...6 м, глубиной до 200 м. При этом в ствол, заполненный глинистым раствором, опускают с помощью талевой системы герметичное днище *1* с несколькими кольцами смонтированных тюбингов *2* до тех пор, пока оно

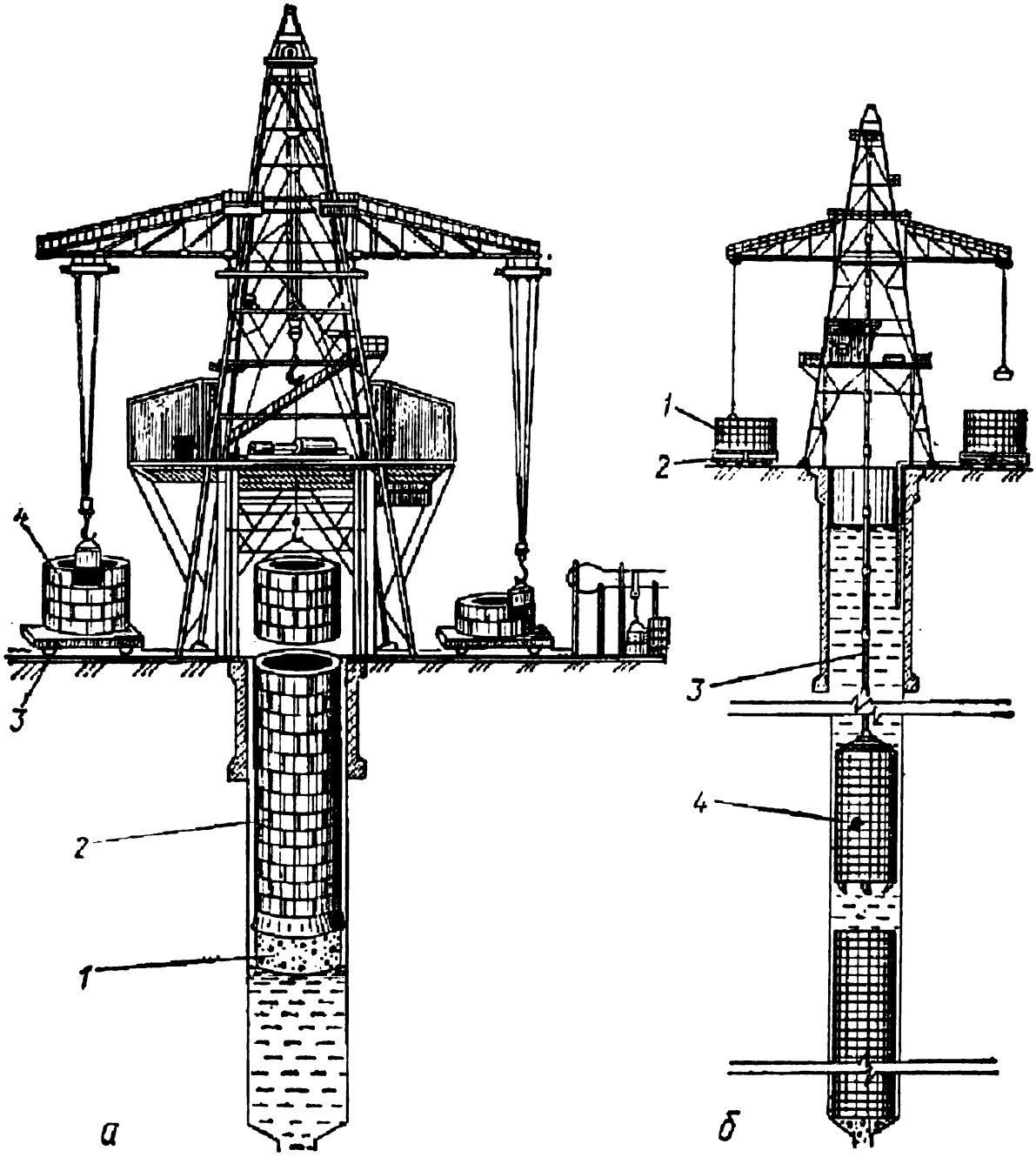


Рис. 26.7. Способы возведения крепей в стволах, пройденных бурением:
а — погружной; *б* — секционный

не окажется на плаву. Затем на платформе *3* монтируют следующее звено крепи *4* и также опускают в ствол и соединяют с установленной крепью. Монтажный шов герметизируют. Для погружения крепи в нее заливают балластную жидкость. Крепь наращивают до тех пор, пока днище не ляжет на забой ствола. После этого тампонируют закрепное пространство и откачивают из ствола балластную жидкость.

Достоинство способа — отсутствие негерметизированных стыков. Недостатки: для спуска крепи требуется значительный (25...35 см) зазор между крепью и породной стенкой, высокие требования к вертикальности ствола, значительные монтажные нагрузки.

При секционном способе (рис. 26.7, *б*) крепь возводят путем спуска в ствол, заполненный глинистым раствором, отдельных секций крепи. Работа выполняется в следующем порядке. В стороне от ствола из сегментов (тюбингов) собирают кольцо крепи *1* высотой 4...5 м, на платформе *2* доставляют его к стволу. К кольцу присоединяют прицеп-

ное устройство и бурильной лебедкой приподнимают на 5...6 м. Затем подвозят на платформе следующее кольцо и соединяют его с приподнятым. Два соединенных кольца опускают в ствол и устанавливают на выдвижные кулаки. К этому звену подводят и крепят третье кольцо, затем секцию из трех колец *4* буровой колонной *3* спускают в ствол, тщательно центрируют, а низ бетонируют.

Монтажные нагрузки, возникающие во время возведения крепи, не должны создавать разрушающих напряжений.

Монтажные нагрузки p (Н/м^2) при погружном способе возведения крепи возникают в результате разности уровней глинистого раствора в закрепном пространстве и балластной жидкости внутри крепи

$$p = [q(H + C) - H(F_2\gamma_ж - F_1\gamma_б) + Q_{дн}]\,10^4/F_1,$$

где q — масса 1 м крепи, т; H — глубина погружения крепи, м; C — высота возвышения крепи над уровнем глинистого раствора, м; F_2 — площадь поперечного сечения крепи вчерне, м^2; F_1 — площадь поперечного сечения крепи всвету, м^2; $\gamma_ж$, $\gamma_б$ — соответственно плотность глинистого раствора и балластной жидкости, т/м^3; $Q_{дн}$ — масса днища, т.

Прочность и устойчивость кольца крепи проверяется на воздействие монтажных нагрузок.

Монтажные нагрузки при секционном способе возведения крепи вызывают напряжения растяжения, зависящие от массы секции. Максимальная высота секции принимается из условия расчетного напряжения материала крепи.

После возведения крепи тампонируют закрепное пространство. Назначение тампонажа: предотвращение перемещения крепи, обеспечение равномерной нагрузки на крепь от горного давления, разобщение водоносных горизонтов, повышение несущей способности крепи.

Тампонируют с земной поверхности через став, расположенный внутри крепи, или через несколько ставов в закрепном пространстве. При погружном способе возведения крепи центральный став для тампонажа монтируют одновременно с возведением крепи. Нижний конец става заделывают в днище. Через став нагнетают тампонажный раствор, который, поднимаясь в закрепном пространстве, вытесняет промывочную жидкость. Максимальную высоту тампонируемой зоны определяют, исходя из предельно допустимой нагрузки на крепь и сохранения ее равновесия. Время тампонажа зависит от размеров закрепного пространства, высоты тампонируемого участка, неравномерности нагнетания раствора и производительности насоса.

Достоинство этого способа — незначительные затраты времени.

Недостаток — неравномерное заполнение раствором закрепного пространства.

При секционном способе возведения крепи закрепное пространство тампонируют через буровую колонну. Для этого к распределительной коробке прицепного устройства присоединяют 3—4 шланга. Вторые концы этих шланг подсоединяют к отверстиям в нижней части секции, оборудованным обратными клапанами. Когда секцию опустят в ствол и состыкуют ее с ранее установленной, в буровую колонну нагнетают

тампонажный раствор. Эту схему можно применять при любой глубине ствола.

Тампонаж через ставы, опущенные в закрепное пространство, применяют после возведения крепи на всю глубину ствола. Диаметр труб 40...100 мм. Расстояние между ставами труб по окружности 3...5 м. Сначала промывают закрепное пространство, а затем через каждый став последовательно нагнетают тампонажный раствор на высоту $h_т$, определяемую условиями прочности крепи. После нагнетания раствора на высоту первой зоны ставы поднимают и делают перерыв на 10...17 ч, необходимый на твердение раствора, и заполняют следующую зону. При этом способе закрепное пространство равномерно заполняется раствором. Однако много времени уходит на монтаж и демонтаж ставов, не всегда есть возможность опустить став в закрепное пространство.

Для тампонажа в основном применяют цементные растворы с добавками бетонитового порошка, песка, суглинка. Смесь приготавливают в глиномешалках Г2П2-4, МГ2-4, Г2-10, цементосмесительных установках СМН-20, СМП-20, цементировочных агрегатах ЦА-300, ЦА-320. Для нагнетания используют насосы У8-3, У8-4, 12ГР, ЗИФ 200/40 и др.

После откачки из ствола глинистого раствора или балластной жидкости выполняют контрольный тампонаж закрепного пространства через тампонажные отверстия в тюбингах с подвесных полков, заходками по 10...15 м сверху вниз, а в каждой заходке — снизу вверх. Технология контрольного тампонажа аналогична технологии последующего тампонажа, применяемого при проходке стволов по обводненным трещиноватым породам.

§ 2. Бурение стволов установками с агрегатами РТБ

Установки с агрегатами РТБ комплектуются из серийно выпускаемых установок для бурения нефтяных и газовых скважин БУ-75-БРЭ, Уралмаш 63-61; Уралмаш 43-61; L-35 фирмы «Вирт» и других, а также агрегатов реактивно-турбинного бурения. Эти установки широко применяются для бурения вспомогательных стволов по породам крепостью до 12.

Установка РТБ-2,08-4 (рис. 26.8) разработана ВНИИБТ для бурения стволов диаметром до 4 м. В ней из стандартного нефтяного оборудования используется вышка, кран-блок, талевая система, крюк, вертлюг, буровая лебедка, ротор, редуктор и буровые насосы. Реактивно-турбинные буры для фазового бурения имеют диаметры 2,08 м, 2,6 м, 3,2 м и 4 м.

После монтажа оборудования и проходки устья в ствол на буровой колонне опускают агрегат РТБ, грязевыми насосами закачивают промывочную жидкость через трубопровод, вертлюг, квадратную штангу, буровую колонну и траверсу агрегата. Из траверсы промывочная жидкость попадает в турбобуры и приводит во вращение их валы.

При бурении стволов агрегатами РТБ обычно применяют прямую промывку. Однако такая схема удаления буровой мелочи из ствола не

обеспечивает необходимых скоростей выноса шлама и очистки забоя. Более эффективны совмещенная и периодическая схемы промывки. При совмещенной схеме промывка производится через буровую колонну или боковую скважину. В первом случае применяют двухрядные трубы. Промывочная жидкость насосом нагнетается в вертлюг и по кольцевому зазору между труб движется в бур, омывает шарошки и забой, затем эрлифтом поднимается вместе с разбуренной породой по внутренней трубе, поступает через тройник и шланги в отстойник.

При бурении стволов часто применяют второй вариант совмещенной схемы — через боковую скважину. В этом случае насосы нагнетают промывочную жидкость через вертлюг в буровую колонну. Из колонны она поступает в турбобуры, приводит их валы во вращение и выходит через сопла долот в забой. Омыв забой, промывочная жидкость вместе с разбуренной породой движется вниз по ранее пробуренной пилот-скважине и по боковой скважине эрлифтом поднимается на земную поверхность, где поступает в систему очистки. Достоинство схемы — хорошая очистка забоя от разбуренной породы и высокая скорость подъема промывочной жидкости.

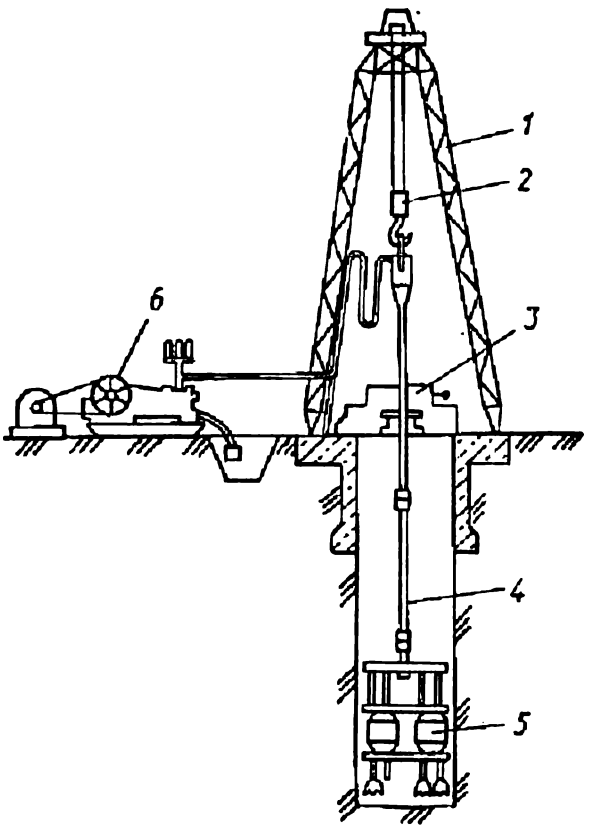


Рис. 26.8. Установка РТБ-4,0:
1 — вышка; *2* — талевая система; *3* — буровая лебедка; *4* — колонна буровых труб; *5* — агрегат РТБ; *6* — насос

Недостаток — необходимость бурить дополнительную скважину и проводить сложные работы по сбойке этой скважины с пилот-скважиной.

При периодической схеме промывки (рис. 26.9) в течение 2...3 ч бурят с прямой промывкой, затем бурение прекращают и включают эрлифт для обратной промывки, во время которой из забоя выносятся крупные куски породы. Обратная промывка длится 1...1,5 ч. Недостаток схемы — перерывы в бурении для проведения обратной промывки.

При проходке воздухоподающего ствола шахты им. газеты «Комсомолец Донбасса» применили реактивно-турбинную буровую установку РТБ-2600, состоящую из установки Уралмаш-4 ЭС с вышкой ВАС-42, четырех насосов 48—6 м, отстойного резервуара объемом 10 тыс. м^3. Продолжительность оснащения ствола для проходки составила 3,3 мес. Перед бурением было пройдено устье диаметром 3,5 м, глубиной 8 м. Затем буровым агрегатом РТБ-3200 пробурили ствол диаметром 3,2 м на глубину 80 м по слабым породам. Этот участок ствола закрепили стальными обечайками из листа толщиной 16 мм. Диаметр крепи 2,85 м. Закрепное пространство заполнялось цементопесчаным раствором. После этого агрегатом РТБ-2600 пробурили ствол до глубины 600 м и также крепили стальными обечайками. Диаметр крепи 2,3 м. Крепь возводили секционным способом на универсальном шарнирном прицепном устройстве конструкции треста Спецшахтобурение. Длина секции 85...125 м. Для удаления

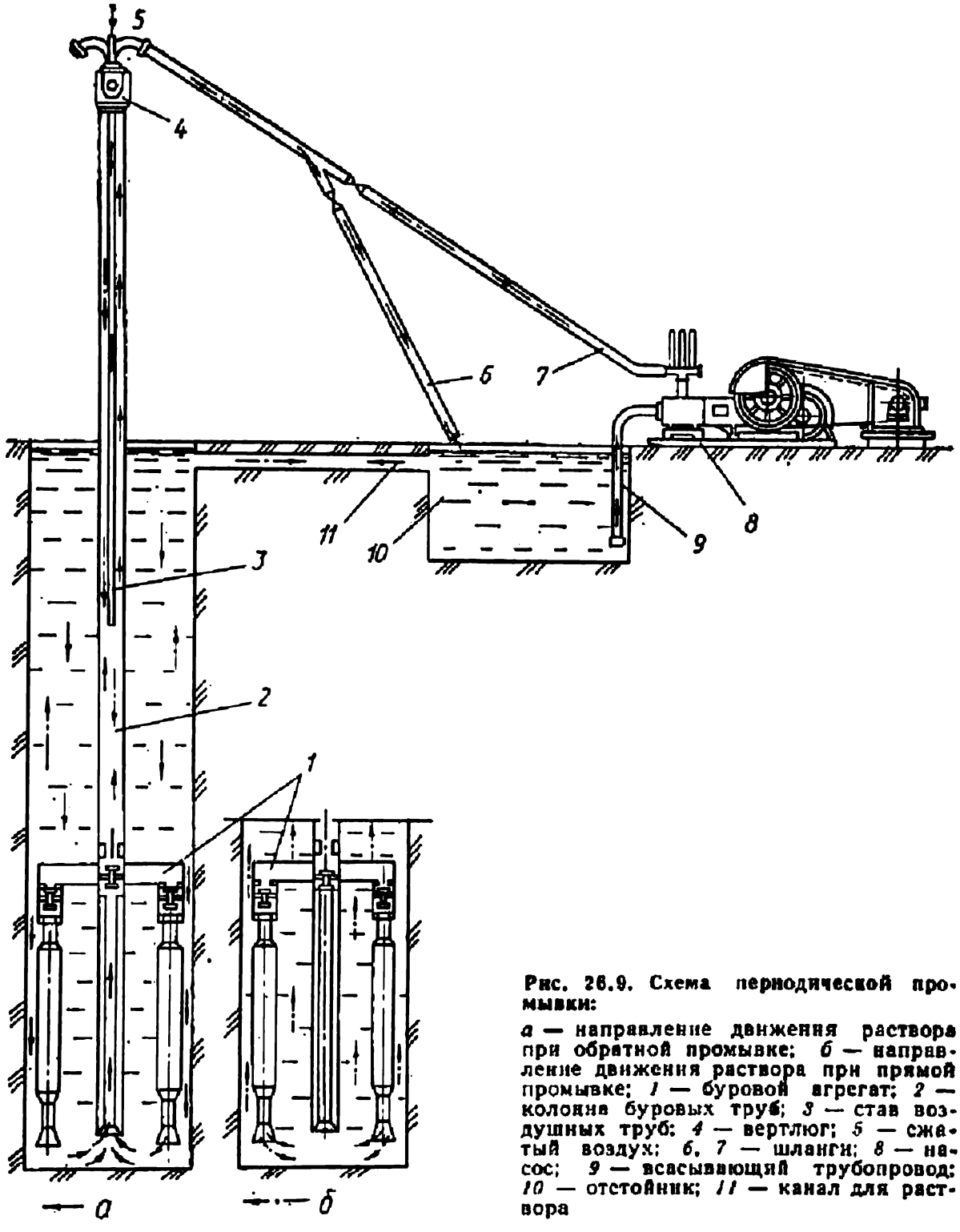


Рис. 26.9. Схема периодической промывки:

а — направление движения раствора при обратной промывке; *б* — направление движения раствора при прямой промывке; *1* — буровой агрегат; *2* — колонна буровых труб; *3* — став воздушных труб; *4* — вертлюг; *5* — сжатый воздух; *6, 7* — шланги; *8* — насос; *9* — всасывающий трубопровод; *10* — отстойник; *11* — канал для раствора

разбуренной породы применяли прямую промывку. Расход промывочной жидкости 450...600 м³/ч.

Тампонажный раствор в закрепное пространство нагнетали насосами 9Мгр. Промывочную жидкость откачивали желонкой объемом 2 м³. Качество пробуренного ствола проверяли с двухэтажного полка, подвешенного на канате лебедки БЛ-1600. Ствол сооружен за 18,5 мес.

Состав смены при бурении агрегатами РТБ: машинист установки, два помощника машиниста, один-три электромонтера. При выполнении работ по креплению в состав звена включали двух электросварщиков.

Контроль за осевой нагрузкой бурового инструмента проводили гидравлическим индикатором ГИВ-6. Промывочную жидкость очищали от буровой мелочи виброситами СВ-25 и гидроциклопом ГЦ-900.

С целью улучшения технико-экономических показателей бурения стволов и скважин надо совершенствовать технологию бурения бо-

лее перспективными установками типа РТБ, улучшать режим бурения, повышать надежность бурового оборудования, совершенствовать технологию возведения крепи, снижать простои, применять наиболее прогрессивные формы организации труда.

Контрольные вопросы

1. Сущность бурения скважин большого диаметра.
2. Бурение скважин установками типа РТБ.
3. Технология бурения стволов установками УЗТМ.
4. Сущность крепления стволов погружной и секционной крепями.
5. Бурение стволов установками РТБ.
6. Технико-экономические показатели бурения стволов и скважин.

* * *

Горно-добывающая промышленность нашей страны продвинулась далеко вперед в своем развитии — от обушка и санок до безлюдной выемки полезного ископаемого, которая стала возможной при гидродобыче угля, а также в результате использования автоматизированных комплексов с дистанционным управлением, различного рода манипуляторов и роботов. В каждом процессе производства подземных работ происходят значительные количественные изменения, которые приводят к коренным качественным. Это позволило планировать в двенадцатой пятилетке увеличение уровня комбайнового проведения горных выработок до 48...50 %.

Основа для более широкого применения высокомеханизированных и автоматизированных средств добычи полезных ископаемых, и прежде всего угля, закладывается еще на стадии проектирования технологии, строительства и эксплуатации горного предприятия. Здесь специалистам предоставлены широкие возможности для научного и инженерного поиска.

Проблемами, которые требуют незамедлительного решения, являются повышение надежности горно-проходческой техники, создание эффективных средств малой механизации всего комплекса вспомогательных, погрузочно-разгрузочных и таких малообъемных работ, как устройство лунок под крепь, разделка водоотливных канавок и др.

Горному инженеру в своей повседневной деятельности предстоит решать ряд сложнейших вопросов. Для этого он должен знать основы горной науки, экономики и прежде всего прогрессивную технологию строительства подземных выработок, которая рассматривается в предлагаемом учебнике.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Термины и определения 3

Предисловие 5

Раздел первый. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ 7

Глава 1. Работы подготовительного периода 7

§ 1. Стадии строительства шахт 7
§ 2. Подготовительный период строительства шахт 10
§ 3. Первый и второй основные периоды строительства шахт 12

Раздел второй. СТРОИТЕЛЬСТВО ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК 14

Глава 2. Назначение и конструкция стволов шахт 14

Глава 3. Технологические схемы строительства стволов шахт 18

§ 1. Технологические схемы строительства и проходки стволов 18
§ 2. Схемы оснащения стволов подъемно-копровыми комплексами 24

Глава 4. Технология проходки устьев и технологических частей стволов шахт 28

Глава 5. Основные процессы при строительстве стволов 39

§ 1. Буровзрывные работы 39
§ 2. Проветривание забоя 48
§ 3. Погрузка породы 52
§ 4. Водоотлив при проходке ствола 57
§ 5. Возведение постоянной крепи 61
§ 6. Армирование ствола 66

Глава 6. Оснащение поверхности и забоя при проходке стволов 77

§ 1. Проходческий подъем 77
§ 2. Транспортирование породы в отвал 88
§ 3. Проходческие лебедки 92
§ 4. Подвесные полки. Отвесы. Спасательные лестницы. Освещение. Сигнализация и связь 92
§ 5. Обеспечение строительства бетоном, раствором и сжатым воздухом Очистка грунтовых вод 95

Глава 7. Комплексы оборудования для проходки стволов 98

§ 1. Комплексы оборудования при буровзрывной технологии 98
§ 2. Проходка стволов комбайновыми комплексами 100
Глава 8. Проходка выработок, сопрягающихся со стволом 106

§ 1. Проходка сопряжений ствола с околоствольным двором и другими выработками . . . 106
§ 2. Проходка комплекса выработок загрузочных станций при скиповых стволах и сбойки между ними . . . 119

Глава 9. Строительство вертикальных выработок большого сечения . . . 122

Глава 10. Расчет технико-экономических показателей . . . 128

§ 1. Технико-экономические показатели при проходке стволов по буровзрывной технологии . . . 128
§ 2. Передовой опыт проходки стволов обычным способом по буровзрывной технологии . . . 138
§ 3. Задачи и перспективы дальнейшего развития технологии проходки стволов обычным способом . . . 147

Раздел третий. СТРОИТЕЛЬСТВО ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК . . . 150

Глава 11. Общие сведения о строительстве выработок . . . 150

§ 1. Способы и схемы строительства выработок . . . 150
§ 2. Формы и размеры поперечного сечения выработок . . . 152
§ 3. Проходческий цикл и его элементы . . . 154

Глава 12. Буровзрывная технология строительства горизонтальных полевых выработок . . . 156

§ 1. Особенности буровзрывных работ при проведении полевых выработок 156
§ 2. Проветривание выработок . . . 159
§ 3. Погрузка породы . . . 162
§ 4. Возведение временной крепи . . . 166
§ 5. Настилка пути, устройство канавки, подвеска труб . . . 168
§ 6. Возведение постоянной крепи . . . 169
§ 7. Комплексная механизация проведения полевых горных выработок . . . 171
§ 8. Освещение выработки и забоя. Маркшейдерское обслуживание . . . 176

Глава 13. Организация работ и расчет технико-экономических показателей при проведении горных выработок . . . 177

§ 1. Организация работ . . . 177
§ 2. Расчет комплексной нормы выработки, расценки, численного состава бригады и производительности труда проходчиков . . . 178
§ 3. График организации работ проходческой бригады . . . 181
§ 4. Расчет норматива и технической скорости проведения выработки . . . 181
§ 5. Определение сметной стоимости проведения выработки . . . 186
§ 6. Опыт проведения полевых выработок по буровзрывной технологии . . . 187
§ 7. Применение системы автоматизированного проектирования проведения горных выработок . . . 191

Глава 14. Комбайновая технология строительства горизонтальных полевых выработок . . . 192

§ 1. Общие сведения . . . 192
§ 2. Строительство выработок комбайнами роторного типа . . . 193
§ 3. Проведение выработок комбайнами избирательного действия . . . 194
§ 4. Анализ технологических схем проведения выработок . . . 200

Глава 15. Строительство штреков в мощных пластах угля . . . 204

§ 1. Технологические схемы строительства штреков . . . 204
§ 2. Комбайновая технология проведения штреков . . . 204
§ 3. Буровзрывная технология проведения штреков . . . 211
§ 4. Гидромеханическая технология проведения штреков . . . 212
§ 5. Проведение штреков отбойными молотками . . . 213

Глава 16. Строительство штреков по тонким пластам угля 215

§ 1. Общие сведения 215
§ 2. Комбайновая технология строительства штреков узким забоем 216
§ 3. Буровзрывная технология строительства штреков узким забоем 218
§ 4. Строительство штреков широким забоем 226
§ 5. Особенности строительства штреков по крутопадающим пластам угля 234
§ 6. Особенности строительства вентиляционных штреков 234

Глава 17. Строительство выработок околоствольных дворов 235

§ 1. Общие сведения 235
§ 2. Технология строительства протяженных выработок 236
§ 3. Особенности технологии проходки камер 240
§ 4. Проектирование технологии проходки выработок и камер 242

Глава 18. Строительство наклонных выработок 244

§ 1. Особенности строительства наклонных выработок 244
§ 2. Строительство бремсбергов 245
§ 3. Строительство уклонов 253
§ 4. Строительство печей и скатов 259
§ 5. Строительство восстающих 263
§ 6. Строительство наклонных стволов и штолен 266
§ 7. Особенности проектирования технологии проведения наклонных выработок 270

Глава 19. Технология строительства выработок большого поперечного сечения 272

§ 1. Общие сведения 272
§ 2. Схемы строительства выработок 272
§ 3. Технология строительства выработок 277

Глава 20. Ремонт и реконструкция горизонтальных и наклонных выработок при строительстве горных предприятий 282

§ 1. Деформация крепей 282
§ 2. Ремонт горизонтальных и наклонных выработок 283
§ 3. Восстановление горизонтальных и наклонных выработок 287

Раздел четвертый. СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ СТРОИТЕЛЬСТВА 289

Глава 21. Строительство горных выработок с применением ограждающих крепей 289

§ 1. Строительство вертикальных горных выработок с помощью шпунтовых ограждений 289
§ 2. Строительство вертикальных выработок с применением способа «стена в грунте» 293
§ 3. Строительство вертикальных горных выработок с помощью опускной крепи 304

Глава 22. Строительство горных выработок с применением водопонижения 310

§ 1. Сущность и условия применения водопонижения 310
§ 2. Схемы понижения уровня подземных вод 311
§ 3. Виды скважин для понижения уровня подземных вод 312
§ 4. Оборудование для водопонижения 313
§ 5. Порядок выполнения работ по водопонижению 319
§ 6. Опыт строительства выработок с применением водопонижения 320

Глава 23. Строительство горных выработок под сжатым воздухом . . . 322

§ 1. Сущность и условия применения 322
§ 2. Оборудование, применяемое при строительстве вертикальных стволов под сжатым воздухом 322

§ 3. Технологические схемы проходки вертикальных стволов под сжатым воздухом 324
§ 4. Строительство горизонтальных горных выработок под сжатым воздухом 326
§ 5. Правила безопасности и нормы промышленной санитарии при работе под сжатым воздухом 327

Глава 24. Строительство горных выработок с замораживанием горных пород 328

§ 1. Сущность и условия применения 328
§ 2. Оборудование для замораживания горных пород 330
§ 3. Расположение и бурение замораживающих скважин 334
§ 4. Порядок выполнения работ по замораживанию горных пород 338
§ 5. Строительство стволов с замораживанием горных пород 340
§ 6. Строительство горизонтальных и наклонных выработок с замораживанием горных пород 342
§ 7. Особые случаи замораживания горных пород 344
§ 8. Расчет процесса замораживания горных пород 345

Глава 25. Строительство горных выработок с тампонированием горных пород 347

§ 1. Сущность способа, виды тампонирования 347
§ 2. Тампонажные материалы 348
§ 3. Способы нагнетания тампонажных растворов. Тампонажное оборудование 350
§ 4. Тампонаж с поверхности 356
§ 5. Тампонаж из забоя ствола 360
§ 6. Последующий тампонаж 364
§ 7. Битумизация. Химизация 365
§ 8. Контроль тампонажных работ 367
§ 9. Расчет основных параметров при тампонировании горных пород 368

Глава 26. Строительство стволов и скважин большого диаметра бурением 373

§ 1. Бурение стволов и скважин большого диаметра 373
§ 2. Бурение стволов установками с агрегатами РТБ 384

Учебник

Александр Георгиевич Гузеев
Александр Григорьевич Гудзь
Алексей Кузьмич Пономаренко

ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Редактор *Т. А. Коростелева*
Обложка художника *А. Н. Литвина*
Художественный редактор *И. Г. Хороший*
Технический редактор *В. М. Авдеенко*
Корректоры *Л. И. Зотова, Л. М. Маленко*

Информ. бланк № 11361

Сдано в набор 27.12.85. Подп. в печать 11.08.86. БП 08450.
Формат 60×90/16. Бумага типогр. № 2. Лит. гарн. Выс печать.
Печ. л. 24,5. Кр.-отт. 24,5. Уч.-изд. л. 29,55. Тираж 3000. экз. Изд. № 7355. Зак. 6-342. Цена 1 р. 40 к.

Головное издательство издательского объединения «Вища школа», 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7.

Отпечатано с матриц Головного предприятия республиканского производственного объединения «Полиграфкнига», 252057, Киев, ул. Довженко, 3 на Харьковской фабрике «Коммунист», 310012, Харьков-12, Энгельса, 11.