

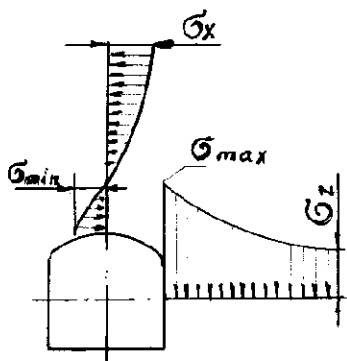
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
«ЛУГАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ИМЕНИ ВЛАДИМИРА ДАЛЯ»
Стахановский инженерно-педагогический институт менеджмента
Кафедра технологии производства и охраны труда

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

по дисциплине

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

для студентов направления подготовки
44.03.04 Профессиональное обучение (по отраслям)



УДК 622.2.002

*Рекомендовано к изданию Учебно-методическим советом
ГОУ ВО ЛНР «ЛГУ им. В. ДАЛЯ»
(протокол № от г.)*

Учебное пособие по дисциплине «**Проведение горных выработок**» для студентов направления подготовки **44.03.04 Профессиональное обучение (по отраслям)**. / Сост.: В.Г. Раёк, В.И. Сафонов, А.Г. Петров. – **Стаханов**: ГОУ ВО ЛНР «ЛГУ им. В. ДАЛЯ», 2021. – 263 с.

Учебное пособие раскрывает некоторые аспекты вопросов проведения горных выработок, является дополнением к лекционному материалу по дисциплине «Проведение горных выработок» в соответствии с типовой программой. Представлены теоретические положения оценки состояния горного массива, давления горных пород, определения параметров буровзрывных работ, производительности проходческих машин. Рассмотрены вопросы выбора и обоснования формы и размеров поперечного сечения выработок, техники и технологии проведения горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок в породах различной прочности. Представлена методология проектирования процессов и определения технико-экономических показателей.

Предназначено для студентов направления подготовки 44.03.04 Профессиональное обучение (по отраслям) профиля «Горное дело. Подземная разработка пластовых месторождений», «Горное дело. Электромеханическое оборудование, автоматизация процессов добычи полезных ископаемых и руд», «Горное дело. Технологическая безопасность и горноспасательное дело».

Составитель:

доц. Раек В.Г.
доц. Сафонов В.И.
доц. Петров А.Г.

Ответственный за выпуск:

доц. Черникова С.А.

Рецензент:

доц. Тугай В.В.

© Раек В.Г., 2021

© Сафонов В.И., 2021

© Петров А.Г., 2021

© ГОУ ВО ЛНР «ЛГУ им. В. ДАЛЯ», 2021

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	6
РАЗДЕЛ 1 ШАХТА И ШАХТНОЕ ПОЛЕ. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ	8
1.1 Общие сведения по технологии горного производства	8
Вопросы для самопроверки	14
1.2 Горные породы, их механические, физико-механические и горно- технологические свойства	14
Вопросы для самопроверки	28
1.3 Горное давление.....	28
1.3.1 Оценка напряженного состояния массива горных пород	28
1.3.2 Оценка напряженного состояния горных пород на контуре и расчеты устойчивости незакрепленной выработки.....	30
1.3.3 Расчеты параметров устойчивости пород и выбор крепления	32
1.3.4 Горное давление в подготовительных выработках.....	34
1.3.5 Расчеты горного давления в горизонтальных выработках	42
1.3.6 Расчеты горного давления в вертикальных выработках.....	45
1.3.7 Расчеты горного давления в наклонных выработках	47
Вопросы для самопроверки	48
РАЗДЕЛ 2 ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ, ФОРМЫ И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ.....	49
2.1 Классификация горных выработок	49
2.2 Формы поперечного сечения горных выработок.....	52
Вопросы для самопроверки	62
2.3 Способ и технология проведения горных выработок	63
2.3.1 Разрушение горных пород	63
2.3.2 Способы и технология проведения выработок	64
2.3.3 Организация проходческих работ	68
Вопросы для самопроверки	71
РАЗДЕЛ 3 КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	72
3.1 Основные положения по креплению горных выработок	72
3.1.1 Деревянная крепь.....	75
3.1.2 Металлическая крепь.....	80
3.1.3 Бетонная, каменная и железобетонная крепь выработок.....	86
3.1.4 Разновидности бетонной крепи.....	89
3.1.5 Анкерная крепь	95
3.2 Крепление закруглений и сопряжений выработок	101
3.3 Временная предохранительная крепь и межрамное ограждение	105
3.4 Особенности крепления наклонных выработок.....	108
Вопросы для самопроверки	109
РАЗДЕЛ 4 МЕХАНИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ СООРУЖЕНИИ ВЫРАБОТОК.....	110
4.1 Механизация процессов разрушения горного массива	110
4.2 Механизация процессов уборки горной массы.....	123
4.3 Механизация процессов транспортировки горной массы из призабойного пространства.....	128

Вопросы для самопроверки.....	132
РАЗДЕЛ 5 ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ В КРЕПКИХ И СРЕДНЕЙ ПРОЧНОСТИ ПОРОДАХ	133
Вопросы для самопроверки.....	138
РАЗДЕЛ 6 ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК В МЯГКИХ ПОРОДАХ	138
6.1 Технология проведения горизонтальных выработок в однородных породах.....	138
6.2 Технология проведения горизонтальных выработок в неоднородных породах.....	143
6.3 Технология проведения наклонных выработок.....	146
Вопросы для самопроверки.....	148
РАЗДЕЛ 7 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК УЗКИМ И ШИРОКИМ ЗАБОЕМ	149
7.1 Технология проведения пластовых выработок узким забоем.....	149
Вопросы для самопроверки.....	156
7.2 Технология проведения пластовых выработок широким забоем.....	157
Вопросы для самопроверки.....	162
РАЗДЕЛ 8 ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК	163
8.1 Проведение бремсбергов и ходков.....	164
8.2 Проведение уклонов и наклонных стволов.....	166
8.3 Проведение вспомогательных наклонных выработок.....	170
Вопросы для самопроверки.....	173
РАЗДЕЛ 9 ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ СООРУЖЕНИЯ ВЫРАБОТОК ОКОЛОСТВОЛЬНОГО ДВОРА	174
9.1 Общие вопросы сооружения окоlostвольного двора.....	174
9.2 Календарный план проведения выработок окоlostвольного двора.....	177
Вопросы для самопроверки.....	178
РАЗДЕЛ 10 ТЕХНОЛОГИЯ СООРУЖЕНИЯ КАМЕР ОКОЛОСТВОЛЬНОГО ДВОРА	179
Вопросы для самопроверки.....	182
РАЗДЕЛ 11 КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ	183
11.1 Назначение и конструкция шахтных стволов.....	183
11.2 Технологические схемы проходки шахтных столов.....	187
11.3 Буровзрывные работы и проветривание забоя.....	188
11.4 Погрузка породы и работа подъема в стволе. Водоотлив.....	191
11.5 Постоянная крепь и технология его возведения.....	196
РАЗДЕЛ 12 ТЕХНОЛОГИЯ УГЛУБКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ	199
12.1 Технология углубки ствола сверху вниз с оставлением естественного предохранительного породного целика.....	199
12.2 Технология углубления ствола сверху вниз с сооружением в зумпфе искусственного предупредительного полка.....	202
12.3 Углубка ствола через вспомогательную слепую выработку.....	203

12.4 Углубка ствола малым сечением с последующим расширением сверху вниз.....	205
12.5 Углубка полным сечением с установкой временной крепи и дальнейшим возведением постоянной крепи	205
12.6 Углубка полным сечением с одновременным возведением постоянной крепи.....	208
Вопросы для самопроверки	208
РАЗДЕЛ 13 СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК	211
13.1 Проведение выработок в обводнённых породах.....	212
13.2 Технология проведения выработок по пластам, опасным по внезапным выбросам угля и газа, и по выбросоопасным породам.....	215
13.3 Проведение вертикальных стволов в сложных горно- геологических условиях.....	218
Вопросы для самопроверки	222
РАЗДЕЛ 14 ТЕХНОЛОГИЯ РЕМОНТА, ВОССТАНОВЛЕНИЯ И ПОГАШЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	223
14.1 Технология ремонта выработок	223
14.2 Технология восстановления выработок.....	227
14.3 Технология погашения выработок.....	228
Вопросы для самопроверки	229
РАЗДЕЛ 15 ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ И КРЕПЛЕНИИ ВЫРАБОТОК.....	229
РАЗДЕЛ 16 ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	231
16.1 Основные положения.....	231
16.2 Обоснование формы поперечного сечения горной выработки.....	232
16.3 Выбор материала и конструкции основного крепления.....	233
16.4 Определение размеров и выбор типового сечения выработки.....	234
16.5 Выбор способа и технологической схемы проведения выработки.....	234
16.6 Процессы выемки угля и породы.....	236
16.7 Процессы уборки и транспортировка горной массы в призабойном пространстве	241
16.8 Процессы крепления горной выработки.....	244
16.9 Проветривание тупиковой подготовительной выработки.....	248
16.9.1 Прогноз метановыделения тупиковой выработки по естественной газоносности пласта	248
16.9.2 Затраты воздуха на проветривание призабойного пространства	250
16.9.3 Выбор средств проветривания тупиковой выработки.....	252
16.10 Организация работ и технико-экономические показатели	253
16.11 Контроль качества и прием горнопроходческих работ.....	256
Список использованных источников.....	260
Контрольные вопросы к курсу «Проведение горных выработок».....	261

Чем дальше от доски конструктора обнаруживается ненадежность, тем она дороже обходится.

А.Н. Туполев, авиаконструктор

ПРЕДИСЛОВИЕ

Учебное пособие предназначено для самостоятельной работы студентов дневной и заочной форм обучения направления подготовки 44.03.04 (образовательно-квалификационный уровень бакалавр).

Выпускники должны знать не только сущность технологии сооружения горных выработок, а и владеть методическими мерами передачи своих знаний учебной аудитории по назначению.

Структура и содержание пособия направлены на получение определенного объема знаний техники и технологии проведения выработок и усвоение методологических основ выбора и определения параметров проходческих процессов.

Наряду с другими дисциплинами, которые формируют специалиста инженерно-педагогической направленности, курс «Проведение горных выработок» занимает одно из руководящих мест.

В очистном забое происходит основной процесс горного производства – выемка и транспортировка угля из забоя. Этому процессу подчинены все другие процессы и в первую очередь транспортировки угля по горным выработкам на поверхность шахты и проветривания шахты в целом.

Горные выработки по назначению разделяют на вскрывающие, подготовительные, транспортные, вентиляционные и прочие. Вскрывающие выработки (стволы, квершлагги) дают возможность вскрыть угольные пласты. Подготовительные выработки (штреки, бремсберги, уклоны) проводятся по угольному пласту и делят его на выемочные поля, удобные к непосредственной разработке, как правило, длинными очистными забоями (лавами). Основной грузопоток (угольный) имеет направление от очистного забоя по горным выработкам на поверхность шахты. В обратном направлении движется вспомогательный грузопоток (материалы, оборудование, люди). Без свежего воздуха работа в подземных условиях невозможна. Свежий воздух подается с поверхности по горным выработкам в очистные и подготовительные забои. Отработанный воздух (загрязненный пылью и газами) выходит на поверхность шахты.

Для поддержания производственной мощности шахты на заданном уровне возникает необходимость своевременно готовить новые горизонты и очистные забои путем проведения сети подготовительных выработок.

Таким образом, горные выработки сооружаются не только на стадии пуска шахты, а и в процессе ее эксплуатации.

Итак, без наличия подземных горных выработок разработка месторождения невозможна. Из этого вытекает их значение как в общем процессе добычи угля, так и учебном процессе по профессиональной направленности.

Материал составлен в соответствии с программой и направлением подготовки и включает в себя вопросы выбора и определения технологических параметров проходческих процессов и составление технологической документации.

Процесс усвоения программного материала сопровождается решением вопросов прикладного характера. Поэтому наряду с лекционным курсом проводят-

ся практические занятия для определения технологических параметров горно-проходческих процессов и усвоения теоретических положений.

Потребность в пособии возникла по причине представить в одном издании более сконцентрированный теоретический материал по технологии и механизации сооружения (проведения) горных выработок. Учебной литературы, хотя и несколько устаревшей, достаточно для усвоения техники и технологии, но, на наш взгляд, материал изложен без учета специфики профессиональной направленности выпускника направления подготовки 44.03.04 (образовательно-квалификационный уровень бакалавр), которое состоит в бинарном характере подготовки инженера-педагога для сети заведений профессионально технического образования – как специалиста горного производства и педагога учебного заведения.

Цель пособия состоит в предоставлении студенту определенного объема знаний для составления проектов проведения и крепления горных выработок и практического их использования в дальнейшей деятельности.

На основании положительного усвоения лекционного материала студент должен:

знать основные положения о состоянии горного массива, горного давления и физико-механических свойствах горных пород; горные выработки, их формы и размеры поперечного сечения; крепление выработок; технику и технологию проведения; состав проходческих процессов; технику и правила безопасного ведения проходческих работ; технологию сооружения, ремонта и ликвидации выработок;

уметь составлять паспорта проведения и крепления выработок, проекты технологических схем; использовать теоретические знания для решения задач практического характера.

РАЗДЕЛ 1

ШАХТА И ШАХТНОЕ ПОЛЕ. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

1.1 Общие сведения по технологии горного производства

Процессы сооружения горных выработок наряду с выемкой угля объединяются в понятия горных работ. Горные работы включают в себя работы по вскрытию и подготовке шахтного поля к очистной выемке. В зависимости от способа выполнения горные работы делят на ручные, машинные, гидравлические и взрывные.

Ручные работы выполняются с помощью ручных инструментов. Как самостоятельный вид горных работ, ручные работы потеряли свое значение и становятся вспомогательными при других работах.

Машинные горные работы выполняются с помощью горных машин, которые приводятся в действие электрической, пневматической или гидравлической энергией. Наиболее распространены машины с электрическим приводом. По назначению горные машины делят на отбойные молотки, бурильные, погрузочные транспортные машины и комбайны.

Гидравлические горные работы применяются на гидрошахтах. Уголь и мягкая порода разрушается струей воды, который выбрасывается из гидромонитора со скоростью до 100 м/с. В некоторых случаях массив разрушается комбайном, а разрушенная масса транспортируется струей воды. Такой способ называют механогидравлическим.

Взрывные работы на предприятии выполняются не хаотически, а в заранее определенном порядке – технологией того или иного процесса горного производства. Технология добычи угля подземным способом отвечает на вопрос: каким способом и в какой последовательности выполняются основные и вспомогательные процессы угледобычи?

Из геологии известно, что уголь залегает в земной коре на разной глубине и под разными углами наклона в виде пластов. Пласт – это форма залегания накопленного угля в виде плиты, которая ограничена двумя более-менее параллельными поверхностями. Толщина плиты незначительна в сравнении с шириной и длиной.

Горные породы над пластом называют его кровлей, а под пластом – почвой. Положение пласта в земной коре характеризуется простиранием, падением и мощностью (толщиной).

Естественные накопления угля, разработка которых экономически целесообразна, называют угольными месторождениями. В зависимости от размеров месторождения для его разработки может быть построена одна или несколько шахт. В последнем случае месторождение делят на части. Часть месторождения, которое отведено для разработки одной шахтой, называют шахтным полем. Шахтным полем может быть и целое месторождение.

Чтобы приступить к разработке месторождения, необходимо детально разведать его и в случае целесообразности построения горного предприятия состоит проект, в котором предполагается способ вскрытия и подготовки поля, строится шахта и сдаётся в эксплуатацию.

Непосредственно горные работы начинаются с вскрытия месторождения,

которое обеспечивает доступ с поверхности земли к месторождению (или его части) путем проведения горных выработок для создания условий подготовки угля к выемке.

Шахтные поля вскрывают разными способами в зависимости от целого ряда геологических, горнотехнических и экономических факторов. Вариантов схем раскрытия множество (см. рис. 1.1).

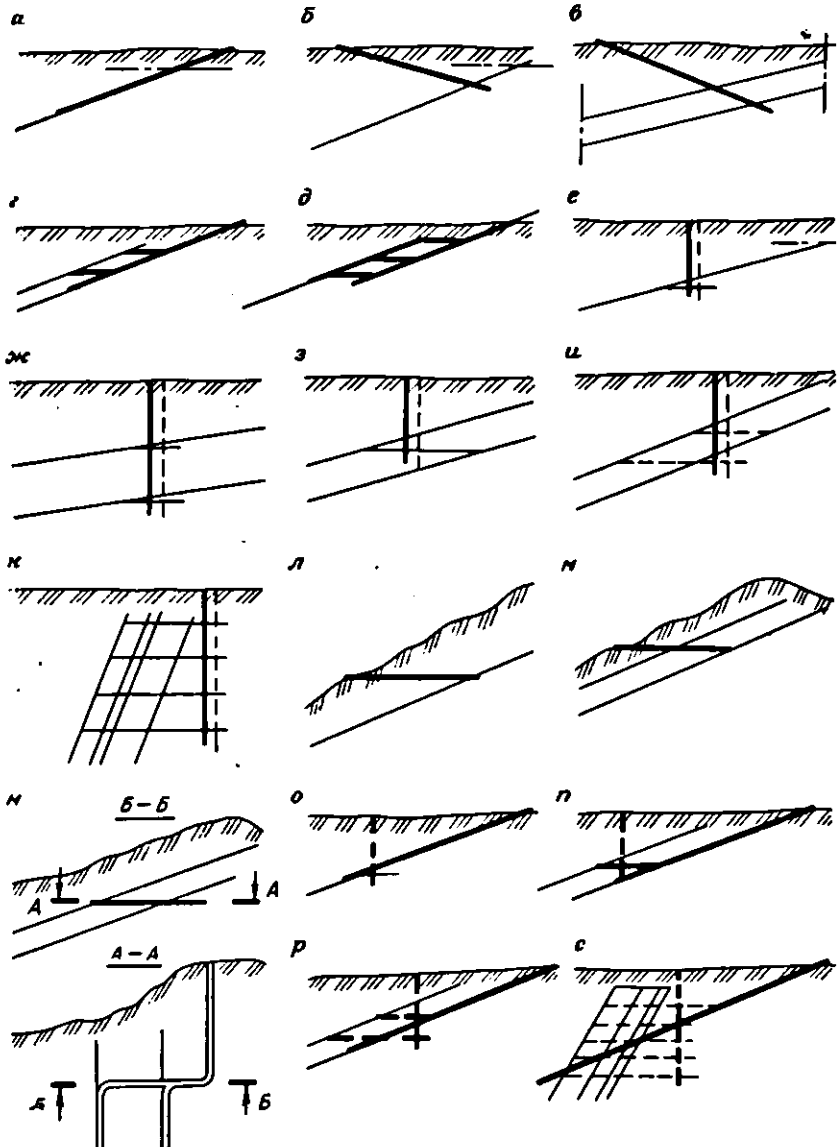


Рис. 1.1 – Схемы вскрытия пластов

Наиболее универсальным и распространенным способом вскрытия шахтного

поля является вскрытие вертикальными стволами (основными вскрывающими выработками) и квершлагами (вспомогательными вскрывающими выработками).

Вскрытое шахтное поле должно быть подготовлено к разработке. Поскольку шахтное поле нельзя одновременно разрабатывать на всей его площади, оно делится на выемочные поля, удобные к разработке. Подготовка шахтного поля может происходить по панельной, этажной и погоризонтной схемам. Каждой из схем присущи свои свойства, область применения, сеть подготовительных и очистных выработок.

Панельный способ подготовки (см. рис. 1.2).

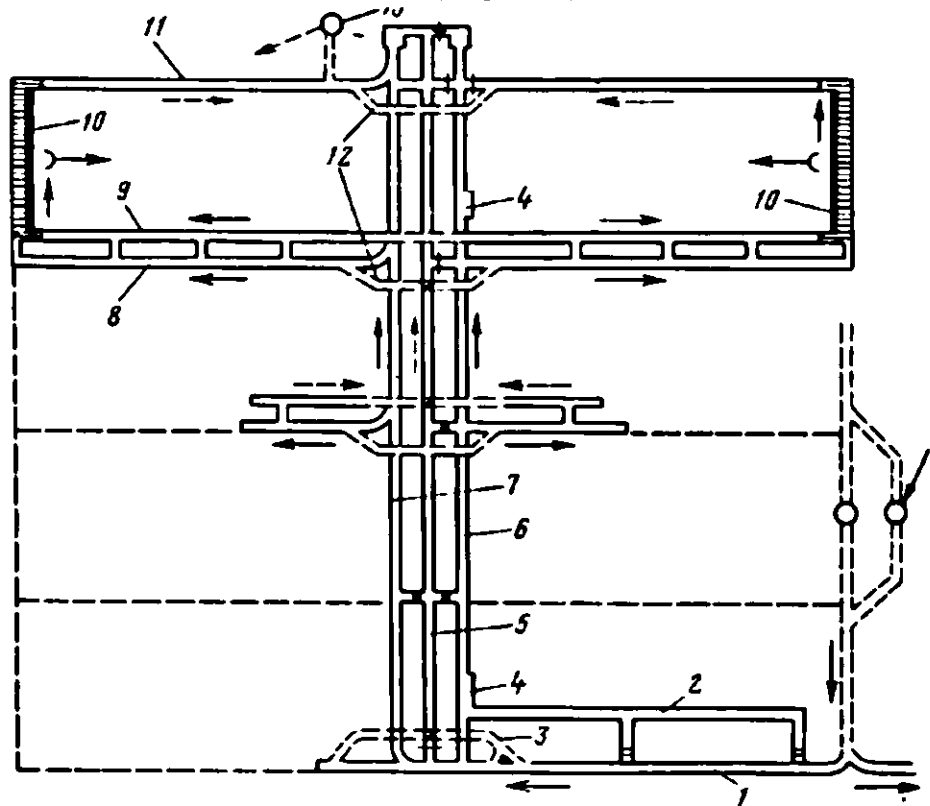


Рис. 1.2 – Схема панельной подготовки: 1, 2 – откаточный и параллельный штреки; 3 – нижняя приемно-отправительная площадка; 4 – посадочная площадка; 5 – бремсберг; 6, 7 – людской и грузовой ходки; 8, 9 – вспомогательный и конвейерный ярусные штреки; 10 – разрезная печь; 11 – вентиляционный штрек; 12 – промежуточная и верхняя приемно-отправительные площадки; 13 – вентиляционный шурф

Пласт в пределах шахтного поля делят по простиранию на участки, вытянутые по падению от верхней границы горизонта к нижней. Панель – часть пласта в пределах шахтного поля или горизонта, которая обслуживается самостоятельным комплексом горизонтальных и наклонных транспортных и вентиляционных

выработок. Панель по падению делится на ярусы. Ярус – часть пласта в пределах панели, ограниченная по падению выемочными (ярусными) штреками (откаточным и вентиляционным), а по простиранию – границами панели. Чаще всего панели могут быть двукрылыми с размерами по простиранию 1500... 2500 м и по падению 1000... 1200 м. Область применения панельной подготовки – пологие пласты с углом падения не более 18° .

Этажный способ подготовки (см. рис. 1.3).

Пласт в пределах шахтного поля или горизонта делят по падению на участки, извлекаемые по простиранию, которые называют этажами. Этаж – это часть пласта в шахтном поле, границами которой по падению являются откаточный и вентиляционный штреки, а по простиранию – границы шахтного поля. Все этажи в пределах горизонта обслуживаются одним бремсбергом или уклоном, которые называются капитальными. На крутых пластах каждый этаж обслуживается своими откаточным и вентиляционным квершлагами.

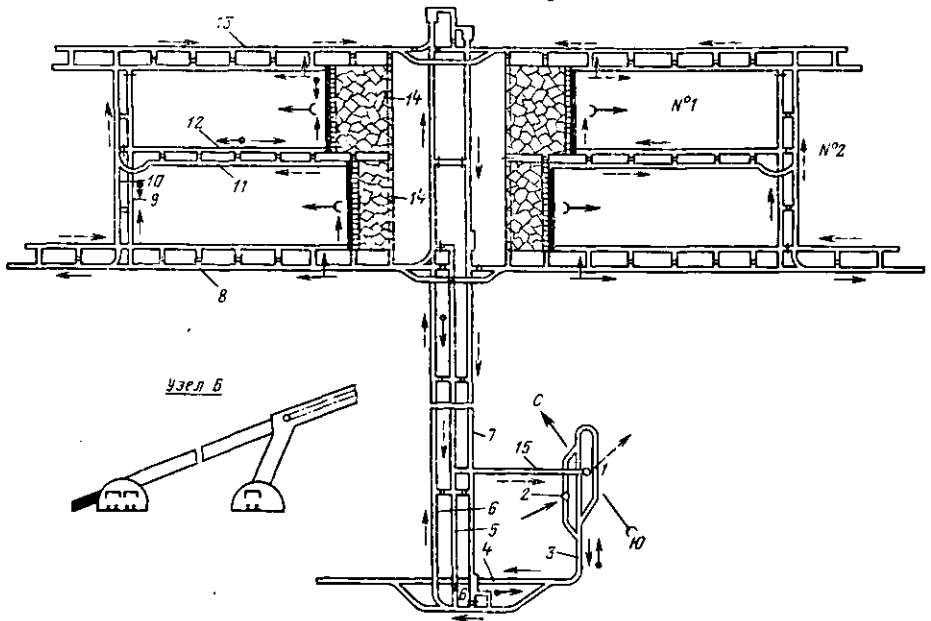


Рис. 1.3 – Схема этажной подготовки: 1, 2 – главные стволы; 3 – квершлаг; 4 – откаточный штрек; 5 – бремсберг; 6, 7 – ходки; 8 – этажный откаточный штрек; 9 – промежуточный передний бремсберг; 10 – промежуточный ходок; 11 – вентиляционный штрек; 12 – транспортный штрек; 13 – этажный вентиляционный штрек; 14 – разрезная печь; 15 – вентиляционная сбойка.

На пологих и наклонных пластах наклонная высота этажа может быть в пределах 200... 500 м. На крутых пластах эта высота составляет 80... 120 м. Крыло горизонта по простиранию достигает 2000... 2500 м и может делиться по простиранию на более мелкие части – выемочные поля. Выемочное поле по падению может быть разделено на два (три) выемочных участка (подэтажи). Для их обслуживания необходимо проходить в каждом выемочном поле участковые (про-

межуточные) бремсберги (скаты, квершлаг), ходки, штреки. Этажный способ подготовки имеет рациональную область применения на пластах с углами наклона более $18...22^\circ$.

Погоризонтный способ подготовки (см. рис. 1.4).

Горизонт рассматривается как один этаж, границами которого являются главные откаточный и вентиляционный штреки. Горизонт делят на выемочные столбы, извлекаемые по падению или восстанию пласта.

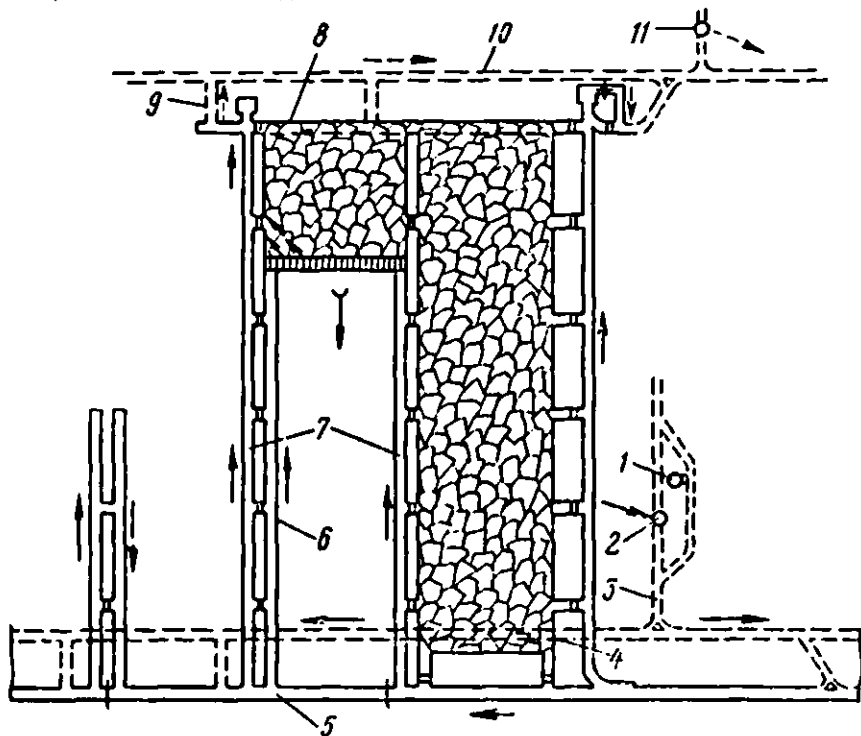


Рис. 1.4 – Схема погоризонтной подготовки: 1, 2 – стволы; 3 – квершлаг; 4 – полевой штрек; 5 – пластовый штрек; 6 – конвейерный бремсберг; 7 – вентиляционный ходок; 8 – разрезная печь; 9 – вентиляционный участковый квершлаг; 10 – полевой вентиляционный штрек; 11 – вентиляционный ствол; 12 – вентиляционный квершлаг.

В каждом столбе размещаются одну или две лавы, забои которых располагаются по простиранию и перемещаются по падению или восстанию.

Подготовка новых выемочных столбов происходит путем проведения одной или двух наклонных выработок (бортовых ходков). Погоризонтный способ подготовки предусматривает проведение основных горизонтальных полевых выработок, которые выполняют функции групповых выработок. Погоризонтный способ подготовки применяют на пластах с углами падения до $8...10^\circ$ при любой газонности пластов и умеренной обводненности вмещающих пород. Погоризонтному способу отдают предпочтение при сложной гипсометрии пласта. При

погоризонтном способе подготовки характерными горными выработками являются бортовые наклонные ходки (грузолодские и конвейерные бремсберги или уклоны), промежуточные квершлагаи, пластовые и полевые откаточный и вентиляционный штреки.

Если пласт в пределах отдельных горизонтов шахтного поля делят на части различными способами, то такой способ подготовки называют комбинированным. Например, бремсберговое поле может быть подготовлено по панельной схеме, а уклонное – по погоризонтной. Такой способ целесообразно применять при существенно непостоянных геологических условиях залегания пластов.

Система разработки угольного месторождения – это установленный порядок ведения подготовительных, нарезных и очистных работ в пределах этажа, панели или горизонта, взаимоувязанный в пространстве и времени.

Вариантов систем разработки много, но они все объединены в три группы по одному признаку: определенная очередность ведения подготовительных и очистных работ. По этому признаку для длинных очистных забоев системы разработки разделяют на столбовые, сплошные и комбинированные.

Характерным для **столбовых** систем разработки есть то, что к началу очистных работ проводятся подготовительные и нарезные выработки, которые полностью оконтуривают запасы в пределах выемочного поля, участка, яруса или этажа.

При **сплошной** системе разработки проведение подготовительных выработок и очистная выемка угля в пределах выемочного поля, участка, яруса или этажа происходит одновременно. В некоторых случаях для создания благоприятных условий для погрузочных и маневровых работ транспорта забой откаточного штрека может опережать очистной забой.

При **комбинированных** системах для отработки выемочных полей, участков горизонта, ярусов или этажей принимают одновременно столбовую и сплошную системы разработки или их варианты.

На выбор системы разработки и ее элементов влияют множество горно-геологических и горнотехнических факторов. Наиболее влияющими из них являются мощность пласта, угол падения пласта, свойства вмещающих пород, наличие геологических нарушений, взаимность расположения пластов в свите, обводненность и газоносность, самовозгораемость угля, кливаж и прочее.

Основные процессы угледобычи сопровождаются и обеспечиваются процессами транспортировки, проветривания, водоотлива, энергоснабжения, процессами ремонта оборудования и выработок, управления горным предприятием.

Шахтный транспорт обеспечивает доставку угля из очистных забоев по горным выработкам на поверхность шахты. Для обеспечения очистных забоев и близлежащих к ним выработок, подготовительных работ, в шахту подаются вспомогательные материалы и оборудование. В обратном направлении движется основной грузопоток (уголь, порода, горная масса), материалы и оборудование. Без транспортных операций процесс угледобычи невозможен.

Вентиляция шахты – это источник жизнедеятельности в подземных условиях. В выработках накапливаются вредные газы. Наиболее опасными из них является метан (CH_4), углекислый газ (CO_2), окись углерода (CO). Для разбавления шахтного воздуха до установленных норм вредных или опасных примесей

газов и концентрации кислорода в атмосфере в шахту подается свежий воздух вентиляторами главного проветривания. На газовых шахтах применяют, как правило, всасывающий способ проветривания.

Шахтные подъемные установки (клетевые и скиповые) предназначены для подъема из шахты и спуска в шахту материалов, людей, угля, породы, оборуования. Если не работает подъем на шахте – работа шахты замирает.

Энергоснабжение предназначено для питания энергией (электрической или пневматической) двигателей выемочных и проходческих машин, транспортных машин, насосов водоотлива, вентиляторов. При отключенных двигателях машины не могут выполнять своих функций.

Водоотлив на шахте связан с поступлением воды из угольных и породных пластов. Поступление воды и перемещение ее по выработкам может быть различным. При значительном водопритоке возникают сложности с выдачей воды на поверхность.

Система управления и организация работы в подземных условиях всех звеньев, служб и участков носит координирующий характер и влияет на производительность предприятия.

Итак, добыча угля состоит из основных и вспомогательных процессов, связанных между собой и взаимозависимых. В каждом из этих процессов ведущую роль занимает горная выработка. Она выполняет функции транспортные, вентиляционные, водоотлива, прокладки кабельной сети. Таким образом, горные выработки для шахты имеют такое значение, как кровеносные сосуды для живого существа. С таких позиций (важности горных выработок в процессе угледобычи) надо подходить к изучению техники и технологии их сооружения и с определенным вниманием к изучению дисциплины.

Вопросы для самопроверки

1. Современное горное предприятие, его назначение и структура.
2. Что такое шахтное и выемочное поле?
3. В каком виде залегают уголь?
4. Каким способом можно вскрыть пласт угля?
5. Каким способом готовится выемочное поле, очистной забой?
6. Как можно вскрыть свиту пологих пластов?
7. Что такое погоризонтная подготовка пласта? Какие основные выработки при такой подготовке?
8. Сущность панельной подготовки. Сеть основных и вспомогательных выработок.
9. Сущность этажной подготовки. Сеть этажных выработок.
10. Место дисциплины в процессе обучения и производстве.

1.2 Горные породы, их механические, физико-механические и горно-технологические свойства

Разработка угольных месторождений сопровождается выемкой горной породы. Степень сложности выемки той или иной породы зависит от ее физико-механических свойств. Свойства пород зависят от её строения, степени метаморфизма и условий залегания.

По происхождению горные породы разделяют на три группы:

– магматические или вулканические (базальт, гранит, диорит, габбро и прочие), которые образовались вследствие охлаждения магмы на поверхности земли или в земной коре;

– осадочные (песчаник, известняк и т.п.), которые образовались при переносе и оседании органических веществ на дне водных бассейнов;

– метаморфические (мрамор, гнейс, кристаллический сланец и прочие), которые образовались в процессе изменений осадочных и вулканических пород под влиянием высокой температуры и давления.

По числу минеральных компонентов, которые входят в состав пород, последние могут быть мономинеральными (каменная соль, гипс, доломит), полиминеральными (почти все магматические породы и осадочные – песчаники, конгломераты, глины).

По строению горные породы бывают кристаллическими, обломочными и аморфными. Кристаллическими могут быть как магматические, так и осадочные породы.

Строение любой породы оценивается двумя основными признаками – структурой и текстурой.

Под **структурой** понимают взаимное расположение отдельных минеральных зерен или отдельных агрегатов этих зерен, на которые породы могут распасться. Структура характеризует крупность зерен, которые составляют породу. По структуре порода бывает мелко-, средне- и крупнозернистой. Мелкозернистая порода имеет более высокую прочность, чем крупнозернистая того же минералогического состава.

Под **текстурой** породы понимаются те её особенности, которые обуславливаются взаимным пространственным расположением минеральных зерен. Текстура показывает состав породы. К текстурным признакам относятся слоистость, пористость и сланцеватость.

Горные породы по минеральному составу являются телами неоднородными. Следствие динамических процессов в земной коре в породах возникают трещины, различные по размеру и направлению.

Твердые горные породы состоят из обломков, зерен и кристаллов, связанных между собой минеральным цементом, силами молекулярного сцепления или давлением. Прочность таких пород определяется в основном характером цементации и составом цемента. Цемент может быть известняковым, мергелистым, кремнистым, глинистым, гипсовым и другим. Самой большей прочностью обладают породы с кремнистым цементом, а наименьшей – с глинистым цементом. Если связь между частицами отсутствует, то горная порода представляет из себя механическое накопление твердых частиц или обломков и носит название сыпучей.

Сыпучая порода сохраняет свою форму вследствие массы частиц и трения между ними. Сопротивление движению, которое возникает при перемещении соприкасающихся частиц породы внутри её массива, называют внутренним трением сыпучей породы.

Свободная поверхность откоса породы сохраняет свой наклон под некоторым углом к горизонту, которая называется углом естественного откоса. Угол

естественного откоса зависит от крупности частиц материала, его влажности, формы и характера поверхности частиц, удельного веса материала. С ростом крупности частиц угол естественного откоса увеличивается. Для некоторых пород средняя величина угла естественного откоса приведена в табл. 1.1

Сжатие сыпучих пород в основном возможно из-за перегруппировки частиц при очень высоком давлении и может сопровождаться дроблением частиц. Перегруппировка может быть облегчена при действии вибрации, которая обеспечивает значительное уплотнение песков, гравия и других сыпучих материалов. При незначительных связях между частицами порода считается рыхлой. Сыпучие породы при полном их насыщении водой и слишком малых размерах частиц способны течь. Такие породы называют плывунами. К ним относят водоносные породы (мелкий песок с частицами размером 10... 1 мкм и меньше), которые при проведении в них горных выработок и под действием гидростатического напора вышележащих пород приходят в движение и принимают характер жидкого тела. По отношению к воде плывуны могут быть осушаемые (отдают воду) и неосушаемые. По характеру действия воды на плывуны последние могут быть напорные и безнапорные. Безнапорные плывуны представляют из себя песок, глину, ил, которые способны удерживать воду. Если на плывуны действует воды под напором, то их относят к насыщенным.

Таблица 1.1 Средняя величина угла естественного откоса

Порода	Угол естественного откоса породы, град.		
	сухой	влажной	мокрой
Растительный грунт	40	–	25
Глинистый грунт	40	30	20
Песок	30	35	25
Гравий	35... 40	35	30
Разрушенная скальная	32... 45	35... 48	30... 40
Разрыхленный уголь	30	40	50

Знание физико-механических свойств горных пород позволяет заранее охарактеризовать возможные деформации и степени устойчивости обнаженного массива, а также является основанием к разработке и внедрению наиболее эффективных методов разрушения горных пород при ведении горных работ, крепления и поддержания горных выработок.

Под механическими свойствами горных пород понимаются характеристики, которые определяют способность пород оказывать сопротивление деформированию и разрушению в совокупности со способностью упруго или пластично деформироваться под действием внешних механических сил. Механические свойства пород делятся на жесткие, упругие и прочие.

При проведении горных работ приходится иметь дело в основном с твердыми породами, свойства которых зависят не только от их минералогического со-

става, а и от условий образования.

Прочность характеризует способность породы оказывать сопротивление раздавливающим, разрывающим и скалывающим нагрузкам. Пределом прочности называется напряжение, при котором образец породы разрушается,

$$\sigma = \frac{P}{F}, \quad (1.1)$$

где P – величина внешней разрушающей нагрузки, Н;

F – плоскость, на которую действует приложенная нагрузка, м².

Сцепление определяет сопротивляемость пород тангенциальной нагрузке

$$\tau = \frac{T}{F}, \quad (1.2)$$

где T – величина общей тангенциальной нагрузки, Н.

Угол внутреннего трения характеризует сопротивление пластической текучести в образце породы при превышении предела упругости. Этот угол определяет внутреннее трение между частицами породы, которые образуют соответствующие площадки скольжения.

Большинство пород имеет зернистую структуру (например, песчаник). В большинстве пород межкристаллическое сцепление или прочность цемента значительно меньше прочности самих зерен. Такие породы – хрупкие и разрушаются без предыдущей пластической деформации. Ограниченное количество пород (глины, некоторые виды известняков) владеют пластическими свойствами.

Горные породы имеют достаточно высокую прочность только на сжатие. Сопротивление их на растяжение, сдвига и изгиба очень мало и составляет десятые и сотые доли сопротивления сжатию.

При процессах механического разрушения пород чаще находят применение термин «прочность горной породы». Прочность породы – это способность ее оказывать сопротивление действию внешних усилий.

Механические свойства горных пород получают путем испытаний их образцов на сопротивление сжатию, разрыва, изгиба и сдвига.

К свойствам пород относятся также общие их характеристики разрушения механическими способами – дробимость, абразивность и контактная прочность.

Дробимость – сопротивление горной породы разрушению, которая оценивается по затратам энергии на дробление.

Под понятием **абразивность** понимается способность истирать металлы, сплавы и другие твердые тела. Критерием абразивности выступает суммарная потеря массы стержня из незакаленной стали при его истирании об поверхность образца породы. При этом истирание стержня происходит на протяжении 10 минут при напряжении 1,5 МПа и частоте его вращения 400 мин⁻¹.

Количественно показатель абразивности пород при бурении можно выразить по величине износа режущей кромки инструмента или уменьшению его массы по формуле

$$A_m = \frac{m_1 - m_2}{\ell} \quad (1.3)$$

где m_1, m_2 – масса буровой коронки до и после бурения, г;

ℓ – длина пробега коронки (длина пробуренных шпуров), м.

Шкала абразивности горных пород приведена в табл. 1.2.

Под контактной **прочностью** понимается сопротивление породы вдавливанию плоского штампа в необработанную поверхность породы,

$$P_k = \frac{P}{S}, \quad (1.4)$$

где P_k – контактная прочность, МПа;

P – усилие в момент хрупкого разрушения (выкалывание лунки), Н;

S – площадь штампа, см².

Таблица 1.2 Абразивность горных пород

Класс абразивности	Класс породы	Показатель абразивности	Порода
I	Сверхмалоабразивная	<5	Известняк, мрамор, мягкие сульфиды без кварца, апатит, каменная соль
II	Малоабразивные	5... 10	Сульфидные руды, баритосульфидные руды, аргиллиты, мягкие сланцы – углистые, глинистые, хлоритовые, хлорито-аспидные.
III	Ниже средней абразивности	10... 18	Джеспилиты, роговики (рудные и нерудные), кварцево-сульфидные руды, магматические тонкозернистые породы, песчаники, кварц и аркозовые тонкозернистые, руды железные, известняки кремненные.
IV	Среднеабразивные	18... 30	Песчаники кварцевые и аркозовые, мелкозернистые диабазы, плавленый базальт, крупнозернистый пирит, арсенопирит, жильный кварц, кварцево-сульфидные руды, мелкозернистые магматические породы, кварцевые известняки, джаспериды.
V	Выше средней абразивности	30... 45	Песчаники кварцевые и аркозовые, средне- и крупнозернистые плагиомрамор, нефелиновые сиениты, мелкозернистые граниты и диориты, порфириты, грейзеры, лампрофиры, габбро, гнейсы, скарны (рудные и нерудные).
VI	Повышенной абразивности	45... 65	Породы магматические, средне- и крупнозернистые граниты, диориты гранодиориты, порфириты, нефелиновые сиениты, кератофиры, пироксениты, моноциты, амфиболиты, сланцы кварцевые и окварцованные, гнейсы.
VII	Высоко	65... 90	Порфириты, диориты, граниты, гранитовые не-

Класс абразивности	Класс породы	Показатель абразивности	Порода
	абразивные		фелиновые сиениты.
VIII	Наивысшей степени абразивности	>90	Корундосодержащие породы

Этот метод определения сопротивляемости пород наиболее полно воссоздаст условия их разрушения при шарошечном бурении и широко применяется в горный практике.

Хрупкость – свойство породы разрушаться без пластических деформаций. Это свойство чаще всего проявляется при действия динамической нагрузки, например при ударе буровым инструментом. Между хрупкими и пластическими телами невозможно провести чёткой грани, потому что одно и то же тело в зависимости от рода и скорости нагрузки может быть и хрупким, и пластическим.

Твердость – свойство породы оказывать сопротивление внедрению или вдавлению в нее инструмента. Относительно поликристаллических тел, которыми являются большинство пород, нужно различать твердость отдельных компонентов (кристаллов), из которых складывается порода, от её агрегатной твердости.

Сопротивляемость породы внедрению инструмента или вдавлению при статическом действии называется статической твердостью.

Одной из наиболее простых шкал относительной твердости является шкала Мооса. Она состоит из 10 эталонных по твердости однородных минералов, которые различаются тем, что каждый следующий минерал может нанести царапину на предыдущий. Эталонными минералами являются 1 – тальк, 2 – гипс, 3 – кальцит, 4 – флюорит, 5 – апатит, 6 – полевоый шпат, 7 – кварц, 8 – топаз, 9 – корунд (или сапфир), 10 – алмаз. Твердость характеризуется номером по шкале Мооса.

Вязкость – свойство породы оказывать сопротивление усилиям, которые стараются отделить часть породы от массива. Вязкость часто выражается через работу деформации – работу, необходимую для разрушения породы. Вязкость зависит от прочности и пластичности породы, она возрастает с повышением каждой из этих величин. В однородных и простых породах вязкость равномерная по всем направлениям. В неоднородных породах вязкость меньше вдоль напластования и больше в направлении, перпендикулярном к напластованию. Если вязкость известняка принять за 1, то относительная вязкость песчаника составит 1,1, а кварца – 1,9.

Пористость характеризует объемом пор в породе. Наличие в породе пор и трещин уменьшает силы сцепления и облегчает разрушение породы под действием бурового инструмента. Чем больший объем пор, тем меньшая плотность породы.

Пористость пород меняется в широких пределах и зависит от размеров и форм зерен, от минералогического состава, однородности, плотности ее состава. Пористость некоторых гранитов составляет 1,2 %, песчаников 4,8... 28 %, а глин – до 47 %. При наличии пористости породы могут сжиматься (уменьшаться в объеме после сжатия). Например, уменьшение образца глинистого сланца после сжатия его под давлением 100 МПа составляет 0,71 %, каменного угля – 2,32 %.

Плотность горной породы – масса единицы объема (t/m^3 , $г/см^3$) породы в естественном её состоянии со всеми в ней порами, с содержащимися газами и жидкостями. Плотность породы передает степень заполнения минеральным веществом данного объема породы или отношение массы тела к ее объему.

Упругость называется свойство тела восстанавливать первичную форму после прекращения действия на него силы. Изменение формы тела после прекращения действия на него силы называют **деформацией**. Свойство тела сохранять новую форму после прекращения действия силы называют **пластичностью**.

Ползучесть – способность породы деформироваться под действием длительно действующей силы неизменного значения. Ползучесть пород имеет большое значение при поддержании горных выработок, потому что от этого зависит смещение на контуре выработки и величина нагрузок на крепление.

Разрыхляемость называется свойство породы занимать в разрыхленном состоянии больший объем в сравнении с тем объемом, который эта порода занимает в массиве. Отношение объема породы в разрыхленном состоянии к объему той же породы в массиве называется **коэффициентом разрыхления**. Величина этого коэффициента зависит от прочности породы, ее строения и состава, способа добывания, степени ее дробления и отношение между крупностью кусков, наличия воды. Наиболее значение разрыхления имеют твердые и крепкие породы, наименьшее – малосвязанные и рыхлые породы.

Вследствие действия сил тяжести и влаги с течением времени куски и частицы породы уплотняются. В этом случае имеет место так называемая остаточная разрыхленность.

Трещиноватость горных пород – совокупность трещин разного происхождения и разных размеров, обычно соединенных между собой. Трещиноватость породы значительно ослабляет устойчивость массива, существенно влияет на параметры буровзрывных работ, способа проведения, крепления и поддержания выработок.

Влагоёмкость – свойство породы удерживать воду (в порах и трещинах). Влагоемкость определяют по количеству оставленной воды после свободного истечения её из образца, который предварительно был пропитан водой. Влагоёмкость выражается в процентах содержащейся влаги, отнесенных к объему или массе образца. По влагоёмкости породы разделяют на влагоемкие (глина, торф), слабовлагоёмкие (пески, мергели, мел), невлагоёмкие (галечник, гравий, каменные породы).

Водопроницаемость – свойства породы пропускать воду. Величина водопроницаемости определяется скоростью фильтрации, которая численно равна количеству воды, которая протекает через единицу площади поперечного сечения фильтрующей породы. Эта зависимость характеризуется коэффициентом

фильтрации, то есть скоростью фильтрации при напорном градиенте, равном единице. Коэффициент фильтрации выражается в м/сут.

Газоносность горной породы – количество газов, которые содержатся в весовой или объемной единице породы в виде свободных и сорбированных газов. Газоносность измеряется в м³/т или м³/м³. Различается газоносность породы потенциальная, естественная и остаточная. Потенциальная газоносность – возможная в определенных термодинамических условиях (температура, газовое давление, пористость); естественная – в естественных условиях; остаточная – газоносность частично дегазированной породы вследствие ведения горных работ.

Газопроницаемость – способность породы пропускать через себя газ. Газопроницаемость является основным свойством породы при определении фильтрации газа. Она зависит от свойств породы и частично от свойств самого газа.

Пучение горной породы – вязкопластичное течение породы в виде выдавливания ее в выработку, обусловленное горным давлением.

Для сравнения прочности разных пород с целью создания эффективных средств механизации, разработки нормативов производительности машин и работы рабочих, приближенной экономической оценки рентабельности ведения горных работ проф. М.М. Протодыконовым разработана классификация пород по признаку прочности.

Для каждой породы определен коэффициент прочности (табл. 1.3) – величина, которая количественно характеризует прочность горной породы. Обычно принимают коэффициент прочности породы равным

$$f = \frac{\sigma_B}{100}, \quad (1.5)$$

где σ_B – временное сопротивление сжатия, МПа.

Каждая единица прочности отвечает напряжению при сжатии 10 МПа. Например, если песчаник разрушается под нагрузкой 90 МПа, то коэффициент прочности его будет равен $f = 9$, а в плотных глинах, способных выдержать нагрузку 10 МПа, будет $f = 1$.

Достоинства классификации пород:

- простота и доступность для практического использования, коэффициент прочности дает общую характеристику породы по трём осям;

- коэффициент прочности пород имеет корреляционную зависимость с некоторыми физико-механическими константами пород, которые определяются более точными методами, например контактная прочность, усилие среза, усилие разрыва, упругость;

- охватывает сравнительно широкий диапазон горных пород – от крепких до пльвунов.

Недостатки этой классификации:

- предел прочности на сжатие для породы меняется в зависимости от формы и размеров исследуемых образцов, направление сжимающей силы по отношению к напластованию породы (например, предел прочности каменной соли при увеличении высоты образца с 5 до 20 см уменьшается в 2 раза и больше);

- не всегда подтверждается справедливость одного из основных исходных положений о том, что коэффициент прочности пород при разных производственных процессах одинаковый (например, коэффициент прочности глины, опре-

деленный по бурению, равный единице, а по взрыванию он доходит до десяти).

Таблица 1.3 Коэффициент прочности пород

Категория прочности	Коэффициент прочности, f	Степень прочности породы	Породы	Плотность породы γ , т/м ³	Коэффициент разрыхления
I	20	В наивысшей степени прочные	Наиболее прочные, плотные и вязущие кварциты и базальты, исключительные по прочности другие породы.	2,8...3	2,2
II	15	Очень прочные	Очень прочные граниты, кварцевый порфир, очень прочный гранит, кремнистый сланец, менее прочные кварциты, самые прочные песчаники и известняки.	2,6...2,7	2,2
III	10	Прочные	Гранит (плотный) и гранитовые породы, очень прочные песчаники и известняки, кварцесодержащие рудные жилы, прочный конгломерат, очень прочные железные руды.	2,5...2,6	2,2
III a	8	Прочные	Известняки (прочные), непрочный гранит, прочный песчаник, мрамор, доломит, колчедан.	2,5	2
IV	6	Довольно прочные	Обычный песчаник, железные руды.	2,4	2
IVa	5	Довольно прочные	Песчанистые сланцы, сланцевые песчаники.	2,5	2
V	4	Средние	Прочный глинистый сланец, непрочные песчаники и известняки, мягкий конгломерат.	2,8	2

Va	3	Средние	Различные сланцы (непрочные), плотный мергель.	2,5	1,8
VI	2	Довольно мягкие	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит, обычный песчаник, цементированные галька и хрящ, каменнистый грунт.	2,4	1,6... 1,7
VIa	1,5	Довольно мягкие	Щебенистый грунт, разрушенный сланец, слежавшийся сланец, слежавшаяся галька и щебни, прочный каменный уголь, отвердевшая галька.	1,8... 2	1,4... 1,5
VII	1	Мягкие	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкий нанос, глинистый грунт.	1,8	1,3... 1,4
VIIa	0,8	Мягкие	Легкая песчанистая глина, песчаный гравий, мягкий уголь.	1,6	1,25... 1,35
VIII	0,6	Землистые	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок.	1,5	1,2... 1,3
IX	0,5	Сыпучие	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, отбитый уголь.	1,7	1,1... 1,2
X	0,3	Пльвуны	Пльвуны, болотистый грунт и другие жидкостные грунты.	1,5... 1,8	1,05

Классификация пород по прочности проф. М.М. Протодяконова не может быть применена при нормировании буровых работ. Для нормирования буровых работ применяется единая классификация пород по буримости, в которой породы разделены на 20 категорий. Показателем буримости выступает скорость чистого бурения и число буров, израсходованных на 1 м шпура.

Показатели буримости получают для так называемых стандартных условий, предусматривающих применение одного типа бурового молотка по всем категориям прочности пород при одной форме и диаметре инструмента, бурении шпуров глубиной 1 м при давлении воздуха 0,45 МПа. При применении для определения буримости пород других типов перфораторов, форм и диаметра инстру-

мента рекомендуются поправочные коэффициенты, которые получаются исследовательским путем.

При расчетах параметров технологических процессов проведения горных выработок, а также механических процессов, которые происходят в массиве пород, существенное значение имеет плотность горных пород. Различается плотность породы в массиве (в естественном состоянии), плотность в образце и плотность в разрыхленном состоянии (насыпная плотность). К другим физическим параметрам относятся пористость, коэффициент пористости и коэффициент разрыхления.

Плотность горной породы определяется как масса единицы её объема

$$\gamma = \frac{m}{V}, \quad (1.6)$$

где m – масса агрегатных фаз породы, кг,

V – объем, который занимают агрегатные фазы, m^3 .

Средняя плотность некоторых пород предоставлена в табл. 1.4

Таблица 1.4 – Плотность некоторых пород

Наименование пород	Средняя плотность породы, $кг/м^3 \cdot 10^3$	Диапазон изменения плотности, $кг/м^3 \cdot 10^3$
Изверженные породы:		
Гранит	2,66	2,52... 2,81
диорит	2,85	2,71... 2,99
Базальт	2,90	2,74... 3,21
диабаз	2,95	2,73... 3,12
Осадочные породы:		
Глина	2,46	2,35... 2,64
Песчаник	2,65	2,59... 2,72
Известняк	2,73	2,68... 2,84
Метаморфические породы:		
Мрамор	2,78	2,69... 2,87
Гнейс	2,78	2,69... 2,87
Ископаемые угли и порода		
бурый уголь	1,35	1,20... 1,50
Антрацит	1,40	1,34... 1,46
графит	2,20	2,10... 2,30

Объемный вес (H/m^3) – вес единицы объема породы

$$\rho = \gamma g, \quad (1.7)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 .

Под **пористостью** понимается суммарный относительный объем пустот, которые находятся в горной породе

$$П = 100 \frac{V_{\Pi}}{V}, \quad (1.8)$$

где V_{Π} – объем пустот.

Коэффициент пористости

$$K_{\Pi} = \frac{V_{\Pi}}{V_0}, \quad (1.9)$$

где V_0 – объем твердой массы породы, м^3 .

Общая пористость может быть определена из формулы

$$П = 100 \frac{\gamma_B - \gamma}{\gamma}, \quad (1.10)$$

где γ_B – плотность минерального вещества, кг/м^3 .

Коэффициент общей пористости

$$k_{\Pi} = \frac{\gamma_B - \gamma}{\gamma_B}. \quad (1.11)$$

Разрыхленные горные породы характеризуются насыпной плотностью, коэффициентом разрыхления, гранулометрическим составом, углом естественного откоса, углом внутреннего трения и другими параметрами.

Коэффициент разрыхления

$$k_P = \frac{V_P}{V}, \quad (1.12)$$

где V_P – объем разрыхленной породы, м^3 ;

V – объем породы в массиве, м^3 .

Насыпная плотность

$$\gamma_H = \frac{\gamma}{k_P}. \quad (1.13)$$

Коэффициент разрыхления и насыпная плотность зависят от гранулометрического состава рыхлой массы, формы и взаимного положения кусков разрушенной (рыхлой) породы и др. Наименьший коэффициент разрыхления имеют песчаные и глинистые породы ($k_P = 1,15 \dots 1,20$), наибольший – хрупкие породы ($k_P = 1,3 \dots 1,8$).

К базовым механическим свойствам горных пород относятся предел прочности при сжатии σ_B и растяжении σ_P , модуль продольной упругости (модуль Юнга) E , коэффициент относительных поперечных деформаций (коэффициент Пуассона) μ .

Горно-технологические параметры устанавливаются эмпирическим путем. Они характеризуют поведение пород при действии на них инструментом, рабочими органами горных машин или технологией ведения горных работ. К горно-технологическим параметрам относятся коэффициенты прочности, твердости, абразивности и прочие. Под пределом прочности σ_B понимается предельное на-

пряжение, при котором образец горной породы разрушается

$$\sigma_B = \frac{P}{F}, \quad (1.14)$$

где P – разрушительная нагрузка;

F – площадь поперечного сечения образца, на которую действует приложенная нагрузка.

Прочность на растяжение значительно ниже прочности на сжатие. Для практических расчетов (если неизвестны данные испытаний пород на растяжение) предел прочности пород на растяжение

$$\sigma_P = 0,1\sigma_B. \quad (1.15)$$

Модуль упругости E определяется как отношение действующего нормально к плоскости напряжения σ_{II} к относительной линейной упругой деформации образца в направлении действия приложенной нагрузки

$$E = \frac{\sigma_{II}}{\varepsilon_i}; \quad (1.16)$$

$$\varepsilon_i = \frac{\Delta l}{l},$$

где Δl – абсолютная деформация;

l – база, на которой измерена деформация Δl

Коэффициент поперечных деформаций (коэффициент Пуассона) μ устанавливает отношение между поперечной ε_d и продольной ε_i относительными деформациями

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

Для большинства пород $\mu = 0,15 \dots 0,35$. (1.17)

Модуль упругости E может быть определен, исходя из скорости упругой продольной волны C_P в тонком стержне породы

$$E = \gamma C_P^2. \quad (1.18)$$

Скорость продольной волны в неограниченной среде или массиве

$$C_P = \sqrt{\frac{E(1-\mu)}{\gamma(1+\mu)(1-2\mu)}}. \quad (1.19)$$

Если $\mu = 0,25$, то

$$C_P = 1,1 \sqrt{\frac{E}{\gamma}}. \quad (1.20)$$

При определении упругих свойств плотных нетрещиноватых пород ультразвуковым методом расчеты упругих констант ведутся в соответствии с выражением

$$\mu = \frac{a^2 - 2}{2(a^2 - 1)}. \quad (1.21)$$

Преобразовав формулу (1.13) относительно E , получим

$$E = \frac{C_p^2 \gamma (1 - \gamma - 2\mu^2)}{1 - \mu}, \quad (1.22)$$

где $a = \frac{C_p}{C_{II}}$, здесь C_{II} – скорость поперечной волны в образце.

Прочность массива горных пород меньше отдельно взятого куска (структурного блока) этого массива. С увеличением степени трещиноватости прочностные характеристики массива пород уменьшаются, а деформационные увеличиваются. Для получения прочностных характеристик через прочность образцов в расчеты вводится коэффициент структурного ослабления k_C (отношение прочности породы в массиве к прочности в куске).

Коэффициент продолжительной прочности ξ показывает уменьшение прочности породы в результате увеличения продолжительности действия нагрузки. Значение ξ рекомендуется принимать равным 0,5... 0,7 для пород с хрупким характером разрушения (граниты, песчаники, кварциты).

Предел прочности массива пород при продолжительно действующем давлении

$$R_{CT} = \sigma_{CT} k_C \xi \quad (1.23)$$

Предел прочности массива пород на продолжительное действие растягивающей нагрузки

$$R_p = \sigma_p k_C \xi \quad (1.24)$$

где σ_p – предел прочности образца породы на растяжение.

Коэффициент прочности пород по М.М. Протождяконову

$$f = \frac{\sigma_B}{10^7}, \quad (1.25)$$

где σ_B – предел прочности на одноосное сжатие, Па.

В отличие от внешнего трения, под которым понимают сопротивление взаимному перемещению контактирующих тел, **внутреннее трение** – это сопротивление, которое возникает при относительном перемещении отдельных частей тела при его деформации. По аналогии с внешним трением под коэффициентом **внутреннего трения** понимается отношение силы трения F_T к величине нормальной нагрузки P_H :

$$f_T = \frac{F_T}{P_H} = tq \varphi. \quad (1.26)$$

Угол $\varphi = \text{arctg} f_T$ называется **углом внутреннего трения**.

Угол внутреннего трения нужно отличать от воображаемого угла внутреннего трения, или угла внутреннего сопротивления, который находится расчетным путем как $\text{arctg} f$ (где f – коэффициент прочности пород).

Угол внутреннего трения определяется исследовательским путем (методом косого среза или после стабилометрических испытаний образцов пород по паспорту прочности).

Для упрощенного расчета коэффициента трения используются формулы:

$$tq\varphi = \frac{\sigma_B - \sigma_p}{\sigma_B + \sigma_p}; \quad (1.27)$$

$$t_{q\varphi} = \frac{f-1}{f+1}. \quad (1.28)$$

Вопросы для самопроверки

1. Какие породы относятся к магматическим?
2. Что такое структура породы?
3. Классификация пород по происхождению.
4. Что понимается под текстурой породы?
5. Из чего состоит горная твердая порода?
6. За счет чего сыпучая порода сохраняет свою форму?
7. Что понимают под механическими свойствами горных пород?
8. Коэффициент прочности пород.
9. Абразивность горных пород.
10. Пористость породы.
11. Разрыхление породы. Коэффициент разрыхления.
12. Газоносность породы.
13. Водопроницаемость и влагоёмкость породы.
14. Прочность пород.
15. Категория прочности пород.
16. Понятие о модуле упругости.
17. Коэффициент поперечных деформаций.
18. Коэффициент продолжительной прочности.
19. Коэффициент внутреннего трения.
20. Угол внутреннего трения.

1.3 Горное давление

1.3.1 Оценка напряженного состояния массива горных пород

Горное давление – это силы, которые возникают в массиве вокруг горной выработки. В нетронутым массиве и вокруг выработок существует поле напряжений. Исходными для формирования поля напряжения являются силы тяжести (гравитационные силы), обусловленные плотностью горных пород. На гравитационное поле напряжений могут быть наложены напряжения, вызванные тектоническими силами, температурными напряжениями и др. В этом случае при оценке напряжений на контуре выработки должны быть учтены напряжения, вызванные всеми возможными факторами.

Горное давление проявляется в виде давления на крепление со стороны пород, утративших монолитность (существуют только силы сцепления между структурными блоками). При отсутствии крепления наличие горного давления визуально определяется отслоениями или вывалами породы со стороны кровли выработки и осыпанием боков (стенок) выработки. Если действующие на контуре выработки напряжения не превышают прочность породного массива, то проявлений горного давления может и не быть, хотя напряженное состояние пород может быть значительным.

Массив пород в связи с наличием трещиноватости рассматривается как составленный из отдельных структурных блоков, имеющих или не имеющих сцепление между ними. При оценке прочности и устойчивости массива принимает-

ся к вниманию средний и минимальный размер структурного блока.

Наличие трещиноватости (блочности) массива до потери им устойчивости не оказывает существенного влияния на характер распределения полей напряжений, если отсутствуют большие тектонические трещины или карстовые пустоты и действующие в массиве напряжения не превышают предел упругости или пропорциональности для соответствующего деформационного типа пород, а область массива превышает размер единичного структурного блока. В этом случае оценка напряженного состояния массива может быть сделана как для массива однородного и упругого. При отсутствии тектонических сил напряженное состояние упругого однородного массива полагается известным, если известны величины и направления главных напряжений, вызванных гравитационными силами.

В однородном упругом массиве, не имеющем пустот, тектонических трещин, или проведенных выработок, максимальная величина главных напряжений, действующих в вертикальном направлении на горизонтальную площадку, оценивается величиной (см. рис. 1.5)

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (1.29)$$

где γ – средняя плотность массива пород;

H – глубина от поверхности; при отсутствия экспериментальных данных и для районов, предрасположенных к перемещениям земной коры вместо H принимается расчетная глубина $H_p = 1,5H$.

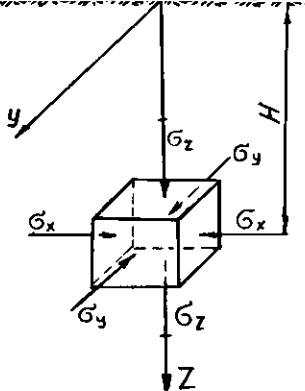


Рис. 1.5

Напряжение, действующее в горизонтальном направлении на вертикальные площадки, являются производными от σ_z и определяются упругими деформационными свойствами пород на рассматриваемой глубине:

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda_1 \sigma_z \quad (1.30)$$

где $\lambda_1 = \mu / (1 - \mu)$ – коэффициент бокового распора;

μ – коэффициент Пуассона; для большинства пород $\mu = 0,2$, тогда $\lambda = 0,25$ и

$$\sigma_x = \sigma_y = 0,25 \sigma_z.$$

Напряжение σ_x и σ_y всегда ортогональные к σ_z .

Массив горных пород, лишенный сил сцепления между отдельными структурными блоками, рассматривают как сыпучий, если рассматриваемая область массива превышает в 3... 4 раза максимальный размер структурного блока (из условия истечения сыпучего материала из отверстий). К такому массиву и такой области могут быть применены законы механики сыпучей среды.

Напряженное состояние массива как сыпучей среды определяется из формул

$$\begin{aligned} \sigma_z &= \gamma H, \\ \sigma_x &= \sigma_y = \lambda_2 \sigma_z \end{aligned} \quad (1.31)$$

где λ_2 – коэффициент горизонтального распора для сыпучей среды,

$$\lambda_2 = tg^2 \left(45^\circ - \frac{\Phi}{2} \right), \quad (1.32)$$

Φ – угол внутреннего трения сыпучего массива.

1.3.2 Оценка напряженного состояния горных пород на контуре и расчеты устойчивости незакрепленной выработки

Оценка устойчивости контура выполняется обычно для одноосного напряженного состояния, поскольку для большинства скальных пород отсутствуют экспериментальные данные для сложного напряженного состояния.

Близ пустот, трещин и выработок действующее в массиве пород поле напряжений искривляется – меняется величина и направление главных напряжений, однако ортогональность между ними сохраняется. Возникают зоны повышенных и пониженных напряжений, могут появиться растягивающее напряжение. Величина напряжений в значительной степени зависит от конфигурации выработки и её расположения в массиве.

На контуре **горизонтальной** и **наклонной** выработок в массиве упругих пород напряженное состояние вне зоны влияния очистных работ, больших пустот и тектонических трещин оценивается величиной максимальных сжимающих (для боков) и минимальных растягивающих напряжений в кровле (см. рис. 1.6):

$$\text{– для боков} \quad \sigma_{\max} = k_1 \gamma H \quad (1.33)$$

$$\text{– для кровли} \quad \sigma_{\min} = k_2 \lambda_1 \gamma H \quad (1.34)$$

где k_1 и k_2 – коэффициенты концентрации сжимающих и растягивающих напряжений (см. табл. 1.5).

Таблица 1.5 Значения коэффициентов концентрации сжимающих и растягивающих напряжений

Форма выработки	Параметры свода (в долях от ширины выработки)			Коэффициент концентрации напряжений		Размеры зоны растягивающих напряжений		Примечания
	радиус осевой дуги R , м	радиус боковой дуги R , м	высота свода H_0 , м	сжимающих в боках k_1 (в долях от $\lambda_1 H$)	растягивающих в кровле k_2 (в долях от $\lambda_1 \gamma H$)	ширина по кровле (в долях ширины выработки)	высота (в долях высоты свода) h_0	
Прямоугольно-сводчатая	0,905	0,173	1/4	2	0,4	0,35	0,3	$f > 12$
	0,692	0,262	1/3	2	0,3	0,30	0,1	$f \leq 12$
	0,5	–	1/2	2	0,25	0,28	0,08	
Параболическая	–	–	–	2	0,23	0,25	0,07	Уравнение очер-

ская с прямыми стенками								чивания свода $y = \frac{x^2}{0,5Btq\phi}$ для пород с $\phi = 39$
Трапецевидная	–	–	–	2	1,0	0,9	0,15	В долях от ширины кровли. Отношение ширины по почве к высоте (при $\alpha = 80^\circ$) 1:1,45:1,6

Коэффициент k_2 принимается в долях от σ_x .

В **вертикальных** выработках максимальные вертикальные напряжения на стенках (см. рис. 1.7)

$$\sigma_{max} = k_{СЖ} \gamma H, \quad (1.35)$$

где $k_{СЖ}$ – коэффициент концентрации сжимающих напряжений (принимается $k_{СЖ} = 3$ на протяженных участках выработки и $k_{СЖ} = 6$ – на соединениях с горизонтальными выработками).

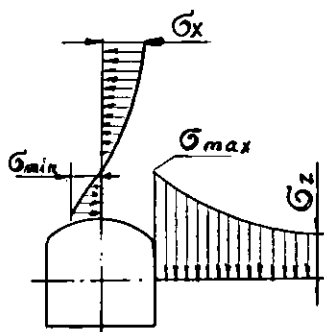


Рис. 1.6

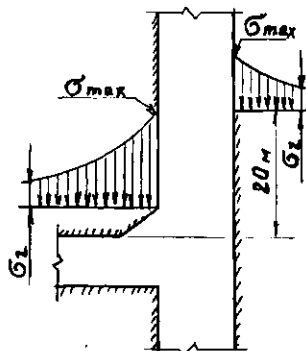


Рис. 1.7

Минимальные сжимающие напряжения в горизонтальной плоскости для выработок круглой формы поперечного сечения

$$\sigma_{min} = k_4 \lambda_1 \gamma H, \quad (1.36)$$

где k_4 – коэффициент концентрации напряжения ($k_4 = 2$)

В вертикальных выработках прямоугольного сечения могут возникнуть на контуре растягивающие напряжения

$$\sigma_{min} = k_5 \lambda_1 \gamma H, \quad (1.37)$$

где k_5 – коэффициент концентрации растягивающих напряжений (в долях от сжимающих $\lambda_1 \gamma H$), $k_5 = 1$.

Контур выработки можно считать устойчивым, если действующие на контуре напряжения не превышают прочности массива на сжатие $R_{СЖ}$ и растяжения

R_p , при этом должны соблюдаться условия

$$n_E = \frac{R_{СЖ}}{\sigma_{\max}} > 1; \quad n_K = \frac{R_p}{\sigma_{\min}} > 1, \quad (1.38)$$

где n_K и n_E – запасы прочности (устойчивости).

Для перехода от предельных или нормативных свойств к расчетным пользуются понятием **коэффициента безопасности**. Он показывает, во сколько раз прочность, принятая в расчетах по предельным состояниям (расчетная прочность), меньше нормативной. В свою очередь, нормативная прочность определяется в долях от предельной, полученной при стандартных испытаниях образцов с учетом коэффициента вариации прочности.

Например, нормативная прочность R^H бетона составляет $R^H = R_{СЖ} (1 - 1,64 v)$, где $R_{СЖ}$ – прочность на осевое сжатие; v – коэффициент вариации. Для монолитного бетона $R^H \approx 0,7 R_{СЖ}$. Расчетное сопротивление этого бетона $R_p = R^H / k$, где k – коэффициент безопасности по бетону ($k = 1,5$).

Итак, общий коэффициент запаса прочности бетона $n_1 = R_{СЖ} / R_p = 1,5 / 0,7 = 2$ (расчетное сопротивление в 2 раза меньше предельной прочности).

Определим запас прочности массива, при котором не требуется крепление выработки. Принимаем запас прочности массива по аналогии с бетонной конструкцией $n_1 = 2$; коэффициент условия работы массива (бетона в подземных условиях) $m = 0,7$, а коэффициент перегрузки от горного давления $n_{II} = 1,2 \dots 1,5$.

$$R_{СЖ} m > \sigma_{\max} n_1 n_2 \quad (1.39)$$

$$R_{СЖ} \cdot 0,7 > \sigma_{\max} 2 \cdot 1,5;$$

$$R_{СЖ} / \sigma_{\max} \geq 4 \quad (1.40)$$

Таким образом, для выработки, в которой можно не ставить крепление, запас прочности массива на сжатие должен быть $n \geq 4$. Для массива при растяжении (при аналогичных условиях) запас прочности

$$\frac{R_p}{\sigma_{\min}} = n \geq 4 \quad (1.41)$$

Итак, значение запасов прочности массива, когда крепление выработок не нужно:

$$n_{\sigma} = \frac{R_{СЖ}}{\sigma_{\max}} = \frac{\sigma_{СЖ} k_C \xi}{k_2 \gamma H} \geq 4 \quad (1.42)$$

$$n_k = \frac{R_p}{\sigma_{\max}} = \frac{\sigma_p k_C \xi}{k_2 \gamma H \lambda_1} \geq 4 \quad (1.43)$$

1.3.3 Расчеты параметров устойчивости пород и выбор крепления

Оценку устойчивости пород и выбор выработок допускается осуществлять по величине безразмерного показателя, принятого нормативными документами.

Для глубоких шахт Донбасса с целью выбора крепления рекомендуется пользоваться показателем устойчивости $P_{УСТ}$ и табл. 1.6:

$$P_{уст} = \frac{10\gamma H}{\sigma_{сж}}, \quad (1.44)$$

Таблица 1.6 Значение показателя устойчивости $P_{уст}$

Значение $P_{уст}$	Расположение выработок относительно наслоения пород	Рекомендуемое крепление
Не более 0,1	Вкрест простирания (и в однородных без наслоения).	Без крепления или набрызгбетонное толщиной $\delta = 3$ см.
0,10... 0,24	– " –	Набрызгбетонное толщиной $\delta = 3... 5$ см.
Более 0,24	– " –	Комбинированное из анкеров и набрызгбетона.
Не более 0,1	По простиранию или наслоению.	Без крепления или набрызгбетонное $\delta = 3$ см.
0,10... 0,24	– " –	Комбинированное, расстояние между анкерами 0,7... 1,1 м; набрызгбетонное с $\delta = 3... 5$ см.
Более 0,24	– " –	Металлическое арочное податливое. Параметры определяются расчетами.

При выборе типа крепления нужно отдавать предпочтение экономическим облегченным видам – набрызгбетонному, анкерному или их совместному применению. Крепление не требуется при $P_{уст} \leq 0,05$.

Значение устойчивости определяет рекомендуемое крепление в Типовых паспортах (см. табл. 1.7):

$$P_{уст} = \frac{10\gamma H}{\sigma_{ст}} = \frac{10\gamma H}{\sigma_d}, \quad (1.45)$$

где σ_d – длительная прочность на сжатие;

ξ – коэффициент продолжительной прочности (для пород с хрупким характером разрушения $\xi = 1... 0,7$; для пород песчаных, глинистых сланцев, известняков средней прочности $\xi = 0,5... 0,7$).

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности при одноосном сжатии, Па.

Параметр $P_{уст} = \gamma H / \sigma_d$ является известным; крепление не требуется, если $P_{уст} \leq 0,05$.

Таблица 1.7 Рекомендуемое крепление в зависимости от $P_{уст}$

Значение $P_{уст}$	Рекомендуемое крепление
Не больше 0,1	Без крепления, когда породы устойчивы, или набрызгбетонное $\delta = 3 \dots 5$ см, когда породы склонны к выветриванию
0,1... 0,3	Анкерное или комбинированное
0,3... 0,45	Без обратного свода: монолитное бетонное, деревянное, металлическое податливое. Возможно комбинированное: анкерное с монолитным бетонным или металлическим.

1.3.4 Горное давление в подготовительных выработках.

При проведении **горизонтальной выработки** ранее существовавшее равновесие нарушается. В породах вокруг выработки происходит перераспределение и изменение напряжений. В боках (стенках) выработки вертикальные напряжения увеличиваются в 3... 5 раз в сравнении с напряжениями до проведения выработки. В кровле плоской формы и в почве возникают растягивающие напряжения. В глубине массива пород от контура выработки напряжения уменьшаются и на некотором расстоянии достигают значения напряжения нетронутого массива.

Перераспределение напряжений может превысить предел прочности пород, в результате чего возникнет их разрушение и смещение. Последние могут быть настолько значительными, что целостность пород будет нарушена, появятся раслоения, трещины, а в дальнейшем и обрушение (рис. 1.8).

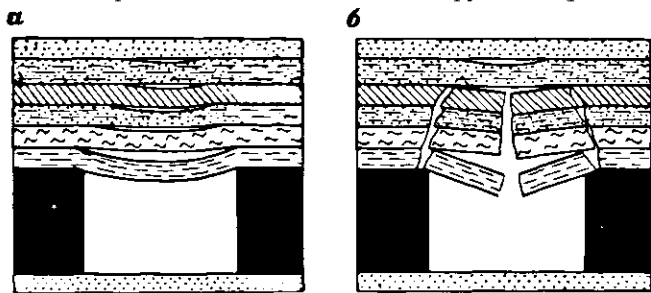


Рис. 1.8 – Разрушение горных пород при их обнажении

Явления, которые возникают в массиве горных пород после проведения выработки, называют деформациями пород.

Для зоны разрушения пород характерны постепенные уменьшения степени разрушения и увеличение напряжений в направлении от контура выработки в глубину массива. Эту зону принято называть зоной сниженных напряжений, или зоной неупругих деформаций.

Вследствие появления зоны напряженных деформаций на ее границе происходит новое перераспределение напряжений. За ее пределами возникает зона повышенных напряжений, или зона опорного давления, которая дальше вверх постепенно переходит в зону, в которой напряжения снижаются до первоначальных. Итак, напряжение на контуре выработки практически равно нулю, а на границе зоны неупругих деформаций превышают первоначальные, соответствующие нетронутому массиву.

Горные породы лучше всего оказывают сопротивление сжатию. Поэтому, если кровле выработки придают сводчатую форму, при которой породы в основном работают на сжатие, то будет обеспечена большая ее устойчивость.

Постепенное обрушение пород длится до образования некоторой поверхности неправильной формы, подобной своду. Такой свод называют сводом обрушения. За его пределами образуется свод естественного равновесия пород.

Если напряжение превышает границы упругости данной породы, то деформация становится пластической, а обнажения неустойчивыми. Для поддержания выработок в этом случае возводится горное крепление. Устойчивость обнажения со временем может стать неустойчивым, поэтому в выработках с большим сроком существования, проведенных в породах с устойчивыми обнажениями, также приходится возводить крепление. Крепление препятствует развитию деформаций в породах вокруг выработки, принимая на себя давление горных пород.

Горное давление – это силы (напряжения), которые возникают в массиве пород и которые окружают горную выработку. Горное давление вызывается в основном массой горных пород над выработкой, а также тектоническими силами и температурными изменениями. Проявляется горное давление в виде прогиба, растрескивания, разного рода сдвигов, деформаций и разрушений массива возле выработки, нагрузки на крепление, целики и массив угля, близлежащий к выработкам. Различают горное давление первичное, постоянное, неустановившееся, вертикальное и боковое.

Первичное давление вызывает перераспределение напряжения в массиве горных пород при проведении выработок. Постоянное давление не меняется со временем. Неустановившееся давление меняется с течением времени вследствие ведения горных работ, ползучести пород и т.п.

Горное давление зависит от глубины работ, структуры и физико-механических свойств горных пород, мощности и угла падения, формы и размеров поперечного сечения выработок, их расположения, способа и скорости их проведения, а также механической характеристики крепления.

Горное давление со стороны почвы выработки проявляется при наличии относительно слабых пород, главным образом глинистых. В этом случае происходит выдавливание пород почвы в выработку, то есть лущение пород, которое может увеличиваться вследствие ослабления прочности пород при их увлажнении.

Давление на крепление в разные моменты времени после проведения выработки имеет разную величину. Сначала давление на крепление возрастает на протяжении нескольких суток, достигая некоторой максимальной величины. Горное давление в этот период времени называют неустановившимся (или первичным). После этого наступает период, когда горное давление становится постоянным, сохраняя максимальную величину или несколько уменьшаясь. В этот период сдвиг окружающих выработку пород прекращаются, потому что породы, взаимодействуя с креплением, приходят в состояние равновесия. Давление на крепление в этот период называют постоянным (или вторичным). Состояние равновесия в породах может быть снова измениться при перекреплении или при проведении сопредельной выработки, а также при влиянии очистных работ близ

горной выработки. При этом вновь сначала возникает неустановившееся горное давление, которое спустя некоторое время меняется на постоянное.

Наличие очистных работ является одним из основных факторов, который определяют величину смещения пород подготовительных выработок. Как правило, нарушение крепления наблюдаются при подходе очистных работ.

Наблюдениями на шахтах Донбасса установлены три характерные зоны влияния очистных работ на характер проявления горного давления в близлежащей к лаве подготовительной выработке, которая предохраняется целиками угля (см. рис. 1.9):

I – зона охватывает штрек от его забоя до линии, которая отстоит от очистного забоя лавы на расстояние 10...25 м (в этой зоне штрек находится в массиве и горное давление незначительно);

II – зона распространяется от границы зоны *I* на расстояние 40...100 м за линию очистного забоя и в свою очередь может быть разделено на три участка – от границы зоны *I* до очистного забоя, где наблюдается постоянное увеличение горного давления, от линии очистного забоя на расстояние 5...20 м, где наблюдается наибольшее горное давление, и от границы этого участка до расстояния 40...100 м от очистного забоя;

III – зона находится в выработанном пространстве на расстоянии 40...100 м от забоя лавы. Она характеризуется относительно спокойным постоянным горным давлением в связи с тем, что интенсивный сдвиг и обрушения кровли в выработанном пространстве прекращаются и породы пришли в относительное равновесие. Величина горного давления в *III* зоне несколько больше, чем в зоне *I*, и меньше, чем в зоне *II*. Переход горного давления из одной зоны в другую происходит обычно плавно. Как правило, в зоне *III* ведут замену крепления, разрушенное влиянием очистных работ.

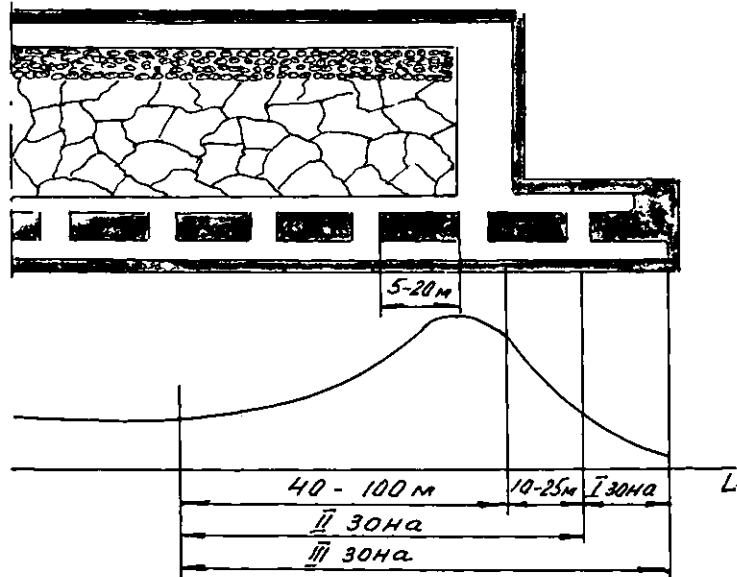


Рис. 1.9 – Зоны влияния очистных работ на характер проявления горного давления в близлежащей к лаве подготовительной выработке, предохраняемой целиками

В последние десятилетия широкое распространение на шахтах получила

бесцеликовая технология подготовки и отработки угольных пластов. Вместо угольных целиков выработки, которые примыкают к очистному забою, предохраняются искусственными ограждениями (бутовыми полосами, деревянными кострами, кустами, железобетонными тумбами). При бесцеликовой технологии на близлежащие выработки и их состояние еще больше влияет горное давление. При этом характер смещения пород кровли со стороны лавы в 3...5 раз больше, чем в противоположной стенке выработки.

Размеры зон смещения горных пород и напряжения в них зависят от многих факторов: глубины разработки, мощности и угла падения угольного пласта, физико-механических свойств и структуры вмещающих пород, параметров системы разработки, скорости движения очистных работ, способа охраны выработки и т.п. Определение степени влияния каждого из перечисленных факторов является слишком трудоёмким по причинам того, что в шахтах не наблюдаются однородные условия влияния иных факторов, кроме исследуемого.

С увеличением глубины напряжённое состояние горных пород возрастает. При средней плотности пород $2,5 \text{ т/м}^3$ на глубине 1000 м напряжение в нетронутом массиве пород достигает 25 МПа. С увеличением глубины разработки возрастают интенсивность смещения пород и давление на крепление, которые приводят к его значительным деформациям и разрушению.

Оценку устойчивости горной породы можно осуществлять с достаточной для практических целей точностью по коэффициенту прочности пород.

Устойчивые породы – песчаники, известняки, крепкие песчанистые сланцы с $f \geq 6$ по шкале проф. М.М. Протодяконова, не склонны к обрушению и выдавливанию в выработки.

Средней устойчивости породы – песчанистые, песчано-глинистые сланцы, алевролиты и аргиллиты средней прочности с $f=3...6$, не склонны к значительным обрушениям и выдавливанию (по бокам и почвы) в выработку.

В качестве критерия устойчивости пород нужно принимать их смещение на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее существования без крепления (см. табл. 1.8).

Таблица 1.8 Смещение пород в зависимости от категории их устойчивости

Категория устойчивости пород	Состояние устойчивости пород	Смещение пород, мм		
		осадочные породы, (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняк, уголь)	вулканические породы (граниты, диориты, порфириды)	соляные породы (каменная соль, сильвинит, кариллист)
I	Устойчивые	< 50	< 20	< 200
II	Средне устойчивые	51... 200	21... 100	201... 300
III	Неустойчивые	201... 500	101... 200	301... 500
IV	Весьма неустойчивые	> 500	> 200	> 500

Существует несколько гипотез действия горного давления на крепление выработок. Одной из них наиболее признанна гипотеза свода естественного равновесия проф. М.М. Протодяконова, сущность которой состоит в следующем.

После проведения горной выработки над ней образуется некоторый свод, за контуром которого порода остается ненарушенной. Внутри этого свода происходит постоянное разрушение пород. Итак, разрушаться и обваливаться в выработку будут только породы, которые содержатся внутри свода. Таким образом, на крепление выработки будет проявлять давление не вся толща породы, а только и её часть, которая ограничена контуром свода. Такое предположение позволяет применить для расчетов законы сыпучих тел с учетом существующих в горных породах сил внутреннего трения. Выделим участок MO свода естественного равновесия (см. рис. 1.10). При равномерной нагрузке выше расположенными породами она будет находиться в равновесии при условии, что сумма моментов действующих на нее сил относительно любой точки, например M с координатами x и y , равна нулю.

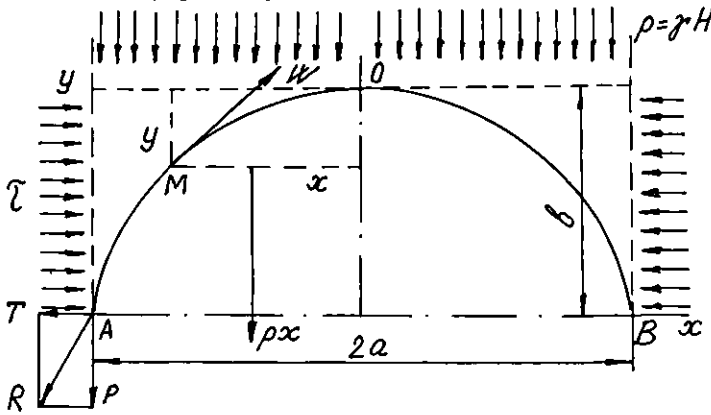


Рис. 1.10 –
Формирование свода естественного равновесия

На участок свода MO действуют:

- сила P – равнодействующая равномерно распределенной вертикальной нагрузки, равной по величине ρx и приложенной внутри отрезка x ;
- реакция T – усилие правой части свода (горизонтальный распор свода), направленное по касательной к кривой своду и приложенное к линии OB ;
- реакция W – усилие нижней части левой половины свода, направленное также по касательной к кривой своду и приложенная в точке M .

При условии равновесия суммы моментов этих сил относительно точки M имеем:

$$\rho x = \frac{x}{2} - T y = 0 \quad (1.46)$$

Решая уравнение относительно B , получим

$$y = \frac{\rho x^2}{2T} \quad (1.47)$$

Последнее выражение является уравнением параболы. Итак, свод естественного равновесия имеет параболическую форму.

Для точки A последнее уравнение принимает вид

$$b = \frac{\rho a^2}{2T} \quad (1.48)$$

Установлено, что наибольшая устойчивость свода наблюдается при его высоте

$$b = \frac{a}{f_{BT}} \quad (1.49)$$

где a – полупролёт свода, м;

f_{BT} – коэффициент внутреннего трения пород.

По теории свода естественного равновесия давление на крепление горной выработки определяется массой породы в объеме, обозначенном линией свода

AOB . При площади параболического свода $S = \frac{4}{3}ab$ и плотности породы γ нагрузка на 1 м выработки составляет

$$P = \frac{4}{3}ab\gamma = \frac{4}{3} \frac{a^2}{f_{BT}} \gamma \quad (1.50)$$

Величина вертикального горного давления на одну крепежную раму

$$P^1 = \frac{4}{3} \frac{a^2}{f_{BT}} \gamma \ell \quad (1.51)$$

где γ – плотность пород кровли, т/м³;

ℓ – расстояние между крепежными рамами, м.

При сроке службы выработки больше одного года давление на 1 м длины выработки

$$P = \frac{8}{3} \frac{a^2}{f_{BT}} \gamma, \quad (1.52)$$

на одну крепежную раму

$$P^1 = \frac{8}{3} \frac{a^2}{f_{BT}} \gamma \ell. \quad (1.53)$$

В породах связных, полускальных и скальных f_{BT} отвечает коэффициенту прочности пород.

Горное давление, определенное по формулам (1.50... 1.53), отвечает условиям несвязных пород. В породах связных вычисленное значение величины P будет несколько завышено.

Если в стенках выработки породы недостаточно устойчивы ($f \leq 4$), то крепление будет испытывать давление и по бокам (см. рис. 1.11). Боковое горное давление определяется как давление сползающей призмы ABE или DCF , нагруженной сверху породой призмы BKE (CLF). При этом пролет и высота свода обрушения увеличиваются.

Полупролёт свода обрушения:

$$a_1 = a + h \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_E}{2}. \quad (1.54)$$

Высота свода обрушения:

$$b_1 = \frac{a + h \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_E}{2}}{\operatorname{tg} \varphi_K}, \quad (1.55)$$

где h – высота выработки в проходке, м;

φ_E – угол внутреннего трения пород в боках выработки, град.;

φ_K – угол внутреннего трения пород кровли, град.

Величина вертикального горного давления на 1 м выработки:

$$P_B = \gamma_K a b_1 \quad (1.56)$$

Величина бокового горного давления на 1 м выработки:

$$P_E = \frac{h \gamma_E}{2} (2b_1 + h) \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_E}{2}, \quad (1.57)$$

где γ_E – плотность пород в боках выработки, т/м³.

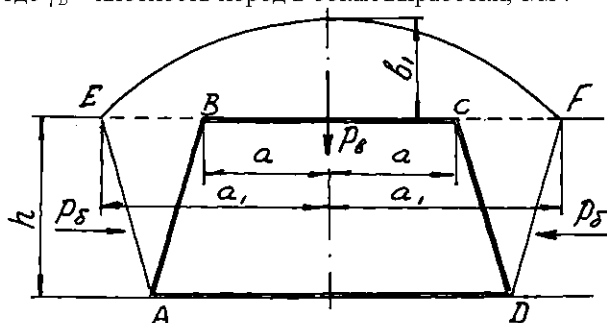


Рис. 1.11 – Формирование бокового давления на крепь

Кроме гипотезы проф. М.М. Протодяконова есть гипотеза горного давления на крепление горизонтальных выработок М.М. Покровского, В.Д. Слесарева и других. Значение горного давления по этим гипотезам имеют большие расхождения.

При проектировании горных работ чаще всего принимают параметры крепления на основании данных практики.

Так над **наклонной выработкой**, как и над горизонтальной, образуется свод естественного равновесия. На крепь будут давить породы, размещенные в своде, но с учетом угла наклона выработки. Величина вертикального давления P раскладывается на две составляющих – нормальную N , перпендикулярную к оси выработки, и тангенциальную T , направленную параллельно оси выработки (рис. 1.12).

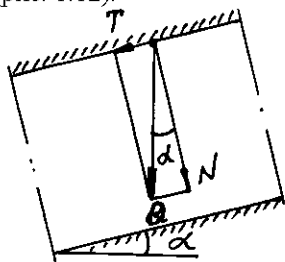


Рис. 1.12 – Формирование свода естественного равновесия в наклонной выработке

Величина Q определяется так же, как и для горизонтальных выработок по формулам (1.50) и (1.51), а величина составляющих

$$N = Q \cos \alpha, \quad (1.58)$$

$$T = Q \sin \alpha. \quad (1.59)$$

Крепёжные рамы в наклонных выработках устанавливают в плоскости, перпендикулярной к оси выработки. Поэтому при расчете крепления основной расчетной величиной является нормальная составляющая N . Тангенциальная составляющая T старается сдвинуть крепь вниз, поэтому она используется для расчетов элементов межрамных связей (распорок, стяжек). При углах наклона выработок $0 \dots 45^\circ$ в расчетах принимается действительный угол, а при углах $45 \dots 75^\circ$ – угол 45° .

Тогда $N = Q$.

При углах наклона больше 75° давление рекомендуется определять, как для вертикальной выработки.

Боковое давление в наклонных выработках:

$$P_E = \frac{h^1 \gamma_E}{2} (2b_1 + h^1) g^2 \frac{90^\circ - \varphi_E}{2} \quad (1.60)$$

где $h^1 = \frac{h}{\cos \alpha}$ вертикальная высота выработки, м. (1.61)

Существуют несколько гипотез, объясняющих горное давление на крепь **вертикальных выработок**.

По гипотезам М.М. Протодяконова и П.М. Цимбаревича в сыпучих породах (трещиноватых с малым сцеплением) давление на крепление может быть определено в соответствии с теорией давления почвы на подпорную стенку высотой, равной глубине шахтного ствола.

При натуральных наблюдениях в стволах и на моделях выявлено, что с некоторой глубины давление на крепление мало меняется с глубиной, а больше зависит от свойств пород и размеров поперечного сечения ствола, то есть образуется ограниченная кольцевая зона, которая и определяет нагрузку на крепление.

На основании наблюдений предложена модель нагрузки на крепь ствола в коренных породах средней устойчивости и неустойчивых породах, которую можно определить по формуле

$$p = n m_y n_n p_H [1 + 0,1(r_0 - 3)], \quad (1.62)$$

где n – коэффициент перегрузки;

m_y – коэффициент условий работы крепления;

n_n – коэффициент неравномерности распределения нагрузки по периметру крепления;

$$p_H – нормативная нагрузка, p_H = (5 \dots 23) \cdot 10^4; \quad (1.63)$$

r_0 – радиус ствола в свету, м.

Рекомендовано принимать: при бетонном, тубинговом и блочном креплении $n = 1,5$ и $m_y = 0,67$; при набрызгбетонном креплении $n = 1,25$ и $m_y = 0,5$. Величина n_n принимается при последовательной и параллельной схемах проходки ствола равной $2 \dots 2,75$, а при совмещенной $1,75 \dots 2,25$ в зависимости от угла падения пород ($0 \dots 30^\circ$).

1.3.5 Расчеты горного давления в горизонтальных выработках

При выборе расчетной схемы для определения величины горного давления учитываются три возможных режима взаимодействия крепи и породного массива:

- режим заданной нагрузки (величина нагрузки не зависит от деформационных характеристик массива и характеристик несущей способности крепления);
- режим общего деформирования массива и крепления;
- режим заданных деформаций (величина нагрузки определяется деформациями массива и не зависит от характеристики крепления).

Нагрузка (горное давление) на крепь, если оно определяется из теоретических или эмпирических формул, принимается как нормативная. В этом случае расчетная нагрузка определяется с учетом коэффициента перегрузки n_n :

$$Q_p = Q n_n, \quad (1.64)$$

где Q – нормативная нагрузка;

n_n – коэффициент перегрузки от горного давления (для камер и выработок околоствольного двора $n_n = 1,5$; для других выработок $n_n = 1,2$).

Для выбора метода расчетов по заданной нагрузке принято считать устойчивость породы по запасу прочности на контуре выработки:

- кровля и бока выработки устойчивые: $n \geq 4$;
- кровля и бока выработки относительно устойчивые: $1 < n < 4$;
- кровля и бока выработки неустойчивые: $n \leq 1$.

На основе запаса прочности создана классификация режимов заданной нагрузки для выбора расчетной схемы горного давления в скальных породах, которые не испытают перед разрушением заметных пластических деформаций (см. табл. 1.9). Классификация неприменима к слабым неустойчивым породам (мергель, сланце, песчано-глинистые породы, соли, глины).

Таблица 1.9 Режим заданной нагрузки на крепь

№ схемы	Значение запаса прочности кровли и боков выработки	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
0	$n_k \geq 4$ $n_b \geq 4$	Нагрузка на крепление отсутствует и выработка может быть пройдена без крепления. В местах геологических нарушений и зонах трещиноватости необходимо торкретирование выработки или покрытие ее набрызгбетоном на песчаном заполнителе толщиной до 30 мм
1	$n_k \leq 1$ $n_b \geq 4$	Крепление несет полную нагрузку из стороны кровли от веса пород внутри свода естественного равновесия (обрушение). Бока выработки устойчивые. Применяется метод М.М. Протождяконова (см. рис. 1.13)
2	$n_k \leq 1$ $n_b \leq 1$	Крепление несет полную нагрузку со стороны кровли и боков выработки; образуется новый контур выработки: в кровле – свод, в боках – призмы сползания. Применяется расчетный метод П.М. Цимбаревича (см. рис. 1.14)
3	$1 < n_k < 4$	Крепление не несет постоянной нагрузки (кровля и бо-

		ка относительно устойчивые); возможные локальные вывалы. Нагрузки определяются по формулам нагрузки от локального вывала или расчетные нагрузки определяются путем деления нормативных нагрузок, полученных по расчетному методу № 2, на коэффициент запасов прочности
4	$n_k \geq 4$ $n_b \geq 1$	Крепление воспринимает полную нагрузку только по бокам выработки (кровля устойчивая). Нагрузка по бокам определяется как боковое давление на подпорную стенку по методам механики сыпучей среды

Если кровля относительно устойчивая ($1 < n_k < 4$), а бока неустойчивые ($n_b \leq 1$), то может приниматься расчетная схема № 2. В этом случае нормативная нагрузка (при $1 < n_k < 4$) определяют путем деления нормативной нагрузки при $n_k \leq 1$ на действующий коэффициент запаса прочности n_k , а по бокам будет полная нагрузка.

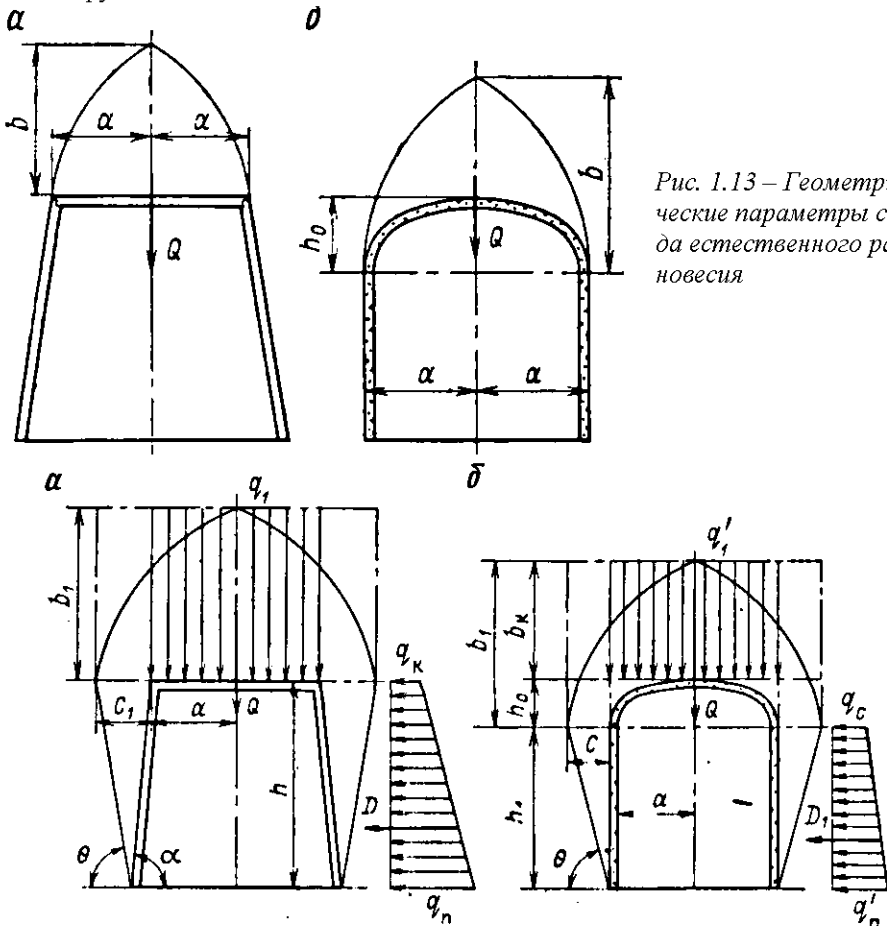


Рис. 1.13 – Геометрические параметры свода естественного равновесия

Рис. 1.14 – Механические параметры свода естественного равновесия

При неустойчивой кровле ($n_k \leq 1$) и относительно устойчивых боках ($1 < n_b < 4$) принимают также расчетную схему № 2.

Расчетные формулы для определения нормативного давления сведены в табл. 1.10.

Расчеты давления при известной форме и размерах выработки выполняются в следующей последовательности:

- рассчитываются прочностные параметры породного массива;
- определяются напряжения, действующие на контуре;
- рассчитываются запасы прочности и параметр устойчивости (для выбора крепления) и выбирается расчетная схема из табл. 1.9;
- рассчитывается нормативная нагрузка по формулам из табл. 1.10;
- определяется расчетная нагрузка по формуле (1.64).

Таблица 1.10

Расчетные Параметры	Форма сечения выработки и запасы прочности	
	$n_k \leq 1; n_b \geq 4$	$1 < n_k < 4; n_b \geq 4$
Трапецевидная		
Высота свода обрушения	$a = \frac{a}{\operatorname{tg}\varphi}$	$b' = \frac{a}{n_k \operatorname{tg}\varphi}$
Интенсивность максимального давления		
Нагрузка на верхняя кре- пежной рамы	$Q = \frac{4a^2 \gamma L}{3 \operatorname{tg}\varphi}$	$Q' = \frac{4a^2 \gamma L}{3 n_k \operatorname{tg}\varphi}$
Прямоугольно-арочная		
Высота свода обрушения	$b = \frac{a}{\operatorname{tg}\varphi} - h_0$	$b' = \frac{a}{n_k \operatorname{tg}\varphi} - h_0$
Интенсивность нормативного давления	$q_n = b\gamma$	$q_n' = b' \gamma$
Нормативная нагрузка (на раму)	$Q = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{\operatorname{tg}\varphi} - h_0 \right) \gamma L$	$Q' = \frac{4}{3} a \left(\frac{a}{n_k \operatorname{tg}\varphi} - h_0 \right) \gamma L$
Трапецевидная форма выработки и запасы прочности		
	$n_k \leq 1; n_b \leq 1$	$1 < n_k < 4; n_b \leq 1$
Высота свода обрушения	$b_1 = \frac{a + hc \cdot \operatorname{tg}\alpha + hc \cdot \operatorname{tg}\left(45 + \frac{\varphi}{2}\right)}{\operatorname{tg}\varphi}$	$b_2 = \frac{b_1}{n_k}$

Интенсивность давления из стороны кровли	$q_1 = b_1 \gamma$	$q_2 = b_2 \gamma$
Нагрузка на верхняк рамы	$Q_1 = 2aq_1L$	$Q_2 = 2aq_2L$
Интенсивность бокового давления возле кровли	$q_k = q_1 \lambda_2$	$q'_k = b_2 \lambda_2$
Интенсивность бокового давления возле почвы	$q_{п} = (b_1 + h) \gamma \lambda_2$	$q'_{п} = (e_2 + h) \gamma \lambda_2$
Боковая давление	$D_1 = 0,5(q_k + q_{п})h$	$D'_1 = 0,5(q'_k + q'_{п})h$
Прямоугольно-арочная форма выработки и запасы прочности		
	$n_k \leq 1; n_6 \leq 1$	$1 < n_k < 4; n_6 \leq 1$
Высота свода обрушения	$b_k = \frac{a + h_1 ctq\theta}{tq\phi} - h_0$	$b'_k = \frac{a + h_1 ctq\theta}{n_k tq\phi} - h_0$
Высота свода равновесия	$b_1 = b_k + h_0$	$b'_1 = b'_k + h_0$
Интенсивность давления со стороны кровли	$q_1' = b_k \gamma$	$q_2' = b'_k \gamma$
Нагрузка на верхняк рамы	$Q = 2a q_1' L$	$Q' = 2a q_2' L$
Интенсивность бокового давления на высоте вертикальной стенки	$q_e = b_1 \gamma \lambda_2$	$q_e = b'_1 \gamma \lambda_2$
Интенсивность бокового давления возле почвы	$q_{п} = (b_1 + h_1) \gamma \lambda_2$	$q'_{п} = (b'_1 + h_1) \gamma \lambda_2$
Боковое давление	$D_1 = 0,5 (q_e + q_{п})h_1$	$D'_1 = 0,5 (q'_e + q'_{п})h_1$

Обозначение в формулах табл. 1.10: h_1 – высота вертикальной стенки, м; h_0

– высота свода по проекту, м; $\theta = \left(45^\circ + \frac{\phi}{2}\right)$; a – полупролёт выработки по кровле вчерне; α – угол наклона бока (стойки); ϕ – угол внутреннего трения пород; L – расстояние между рамами; λ_2 – коэффициент бокового распора сыпучей среды; $\lambda_2 = tq^2 (45^\circ - \phi / 2)$; h – высота выработки вчерне; $tq \phi$ – коэффициент внутреннего трения.

1.3.6 Расчеты горного давления в вертикальных выработках

Расчеты устойчивости пород и нагрузок на крепление вертикальных выработок вне водоносных горизонтов и влияния очистных работ выполняется в следующей последовательности (см. табл. 1.9, 1.10).

Определяем критерий устойчивости пород

$$C = \frac{k_{сб} H_p}{26,3 + k_{\alpha} R_{ст} (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} R_{ст})}, \quad (1.65)$$

где $k_{сб}$ – коэффициент действия на ствол других выработок; (для протяженных участков $k_{сб} = 1$; для сопряжений $k_{сб} = 1,5$);

H_p – расчетная глубина от поверхности ($H_p = kH$, где $k = 1,5$ для районов, предрасположенных к сдвигам земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $k = 1$);

k_{α} – коэффициент влияния угла залегания пород, для $\alpha = 0^{\circ}$ $k_{\alpha} = 1$; в других случаях:

$$k_{\alpha} = \frac{1}{1 + 0,5 \sin \alpha}. \quad (1.66)$$

По критерию устойчивости оценивается состояние устойчивости пород и принимается категория устойчивости согласно табл. 1.11.

Определяется нормативным горизонтальным (радиальным) давлением пород P_n (кПа) на крепление по формулам

$$\text{– при } C \leq 6: \quad P_n = 10 [(2C - 1) + \Delta]; \quad (1.67)$$

$$\text{– при } 10 \geq C > 6: \quad P_n = 10 [(3C - 7) + \Delta], \quad (1.68)$$

где Δ – параметр, который учитывает технологию проходческих работ (при последовательной и параллельной технологических схемах $\Delta = 0$; при совместной схеме проходки с передвижной опалубкой при $C \leq 6$ $\Delta = 2$ и при $10 \geq C > 6$ $\Delta = 3$).

Таблица 1.11 Устойчивость породы

Категория устойчивости породы	Состояние устойчивости породы	Критерий устойчивости C
I	устойчивая	не больше 3
II	средней устойчивости	3... 6
III	неустойчивая	6... 10
IV	весьма неустойчивая	больше 10

Определяется расчетное (радиальное) давление пород

$$P_n = n m_y n_n P_n [1 + 0,1 (r_0 - 3)], \quad (1.69)$$

где r_0 – радиус выработки в свету, м;

n – коэффициент перегрузки ($n = 1,3$);

m_y – коэффициент условия работы крепления ($m_y = 0,5$ – для набрызгбетонного, $m_y = 0,75$ – для сборного, $m_y = 0,8$ – для монолитного); к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок принимается из табл. 1.12.

Таблица 1.12 Значение коэффициента приведения n_n

Угол залегания пород α , град	Коэффициент n_n	
	При последовательной и параллельной схемах проходки	При совмещенной схеме проходки
не больше 10	2,00	1,75
10... 35	2,50	2,00
больше 35	2,75	2,25

1.3.7 Расчеты горного давления в наклонных выработках

Наклонные выработки по расположению в земной коре занимают промежуточное положение между горизонтальными и вертикальными.

Необходимо иметь в виду, что свод обрушения в слоистых породах развивается по нормали к напластованию, а в однородных трещиноватых породах – вертикально вверх.

При составлении расчетной схемы определения нагрузок на крепление в наклонной выработке берется вертикальный, а не нормальный ее сечение. Вертикальная высота выработки h_2 определяется как $h_2 = h_1 / \cos \alpha$, где h_1 – нормальная высота, м; α – угол наклона выработки (см. рис. 1.15).

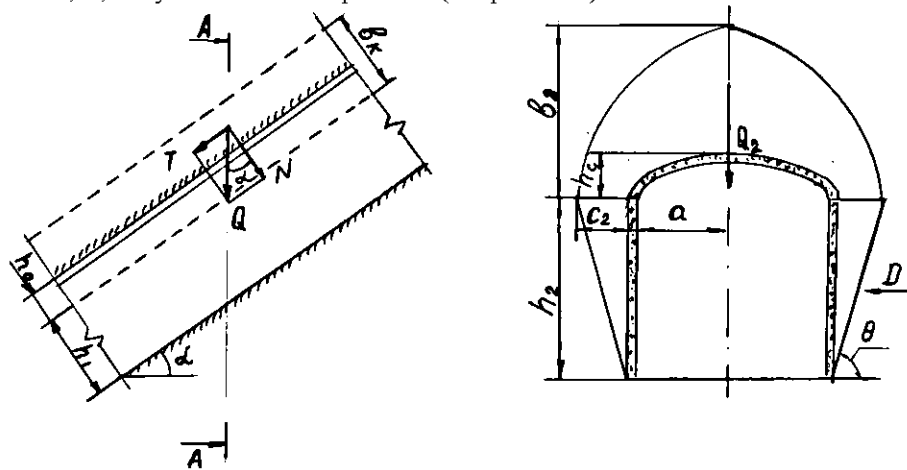


Рис. 1.15 – К расчёту горного давления в наклонных выработках

Вертикальное нормальное давление Q со стороны свода обрушения раскладывается на две составляющих: нормальную N и тангенциальную T , при этом $N = Q \cos \alpha$ и $T = Q \sin \alpha$.

Непосредственно на крепление оказывают давление нагрузки N и T , которые действует вдоль кровли выработки, стараясь перекинуть рамное крепление или разрушить набрызгбетонное крепление, если модули упругости или деформации в породах и креплении не совпадают.

Величина горного давления определяется следующим образом. При углах

наклона выработки до 45°

$$N = Q \cos \alpha, \quad (1.70)$$

– при $\alpha = 45 \dots 80^\circ$

$$N = Q \cdot \cos 45^\circ. \quad (1.71)$$

При $\alpha > 80^\circ$ величину горного давления рекомендуется определять как для вертикальных выработок. При слоистой кровле, когда выработка проведена по наслоению пород, величину горного давления Q нужно определять как для горизонтальных выработок. В однородных породах, когда увеличивается вертикальная высота выработки и меняется коэффициент структурного ослабления пород, увеличивается (при неустойчивых боках) также полупролёт выработки по кровле. Это приводит к увеличению высоты свода и, как следствие, к увеличению нормального давления.

Объясним это в сравнении (см. рис. 1.14 и 1.15). С увеличением высоты h_1 (рис. 3.14) вертикальная высота $h_2 = h_1 \cos \alpha$ увеличивается полупролёт выработки и высота свода. Высота свода при данной расчетной схеме

$$b_2 = \frac{a + h_2 \operatorname{ctg} \theta}{\operatorname{tg} \varphi} - h_c, \quad (1.72)$$

Сравнивая с формулой b_κ (см. табл. 1.12) для $n_\kappa \leq 1$ и $n_6 \leq 1$, видно, что $b_2 > b_\kappa$, поскольку $h_2 = h_1 / \cos \alpha > h_1$, и $h_c = h_0 / \cos \alpha > h_0$.

Вопросы для самопроверки

1. Какие силы действуют на элементарную частицу породы в массиве на некоторой глубине?
2. В каком состоянии находится горный массив до проведения в нем выработки?
3. Что происходит с массивом породы вокруг выработки при ее проведении?
4. В каком случае породы вокруг выработки разрушаются и смещаются?
5. Зона неупругих деформаций. Состояние горного массива и напряжений в нем.
6. Свод естественного равновесия пород. Как оно образуется?
7. От каких факторов зависит горное давление?
8. Неустановившееся и постоянное горное давление на крепление. Величины давления.
9. Зоны влияния очистных работ на характер проявления давления в близлежащей к лаве выработке.
10. Характер развития горного давления на откаточный штрек.
11. Сущность бесцеликсовой технологии подготовки и отработки пластов.
12. От каких факторов зависят размеры зон смещения горных пород и их давление?
13. Каким параметром оценивается устойчивость горной породы?
14. Какие породы относят к устойчивым и с каким коэффициентом прочности?
15. Какие породы относят к неустойчивым и с каким коэффициентом прочности?
16. Породы средней устойчивости и их коэффициент прочности.

17. Сущность гипотезы свода естественного равновесия проф. М.М. Протодяконова.
18. Горное давление в наклонных выработках.
19. Горное давление в вертикальных выработках.
20. Достоинства и недостатки существующих гипотез горного давления на крепление горных выработок.

РАЗДЕЛ 2

ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ, ФОРМЫ И РАЗМЕРЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ

2.1 Классификация горных выработок

Горные выработки – это сооружения в недрах земли или на ее поверхности, созданные вследствие ведения горных работ. Они представляют из себя пустоты в массиве горных пород.

Выработки могут быть подземными (при разработке месторождений подземным способом) и поверхностными (при открытых разработках месторождений). Наиболее разнообразны подземные горные выработки. Такие выработки со всех сторон ограничены поверхностями, кроме одной, которой они выходят на поверхность земли или соединяются с соседними выработками.

Поверхность, которая ограничивает выработку сверху, называется **кровлей**; поверхность, которая ограничивает выработку снизу, называется **почвой** выработки; боковые поверхности называются **боками** выработки. Та сторона выработки, которая выходит на земную поверхность, называется **устьем**. Если выработка удлиняется, то конец ее перемещается, в этом случае поверхность, которая перемещается вследствие горных работ, называется **забоем**.

Горные выработки, которые имеют незначительную длину и достаточно большие размеры поперечного сечения, называют **камерами**. Они предназначены для размещения оборудования, машин, материалов.

У большинства горных выработок их длина намного превышает размеры поперечного сечения; такие выработки называют протяжёнными. Они имеют вход и выход по концам. Протяжённую выработку в процессе ее проведения называют тупиковой. Она имеет один вход, который является и выходом, расположенный с одного конца.

Пространство выработки, которое примыкает непосредственно к забою, где располагается забойное горнопроходческое оборудование и находятся проходчики и обслуживающий персонал, называется **призабойным пространством**. Призабойное пространство достигает в длину несколько десятков метров.

Расстояние, на которое перемещается забой выработки за определенное время (час, смена, месяц), называется **движением забоя**.

Проходческий цикл – совокупность процессов, при одноразовом выполнении которых забой выработки перемещается на величину одной заходки (или

другое условно принятое расстояние).

Комплекс работ, который выполняется в процессе сооружения горной выработки, называется **проведением (проходкой)** выработки.

По назначению выработки разделяются на разведывательные и эксплуатационные. Разведывательные выработки проводятся с целью разведки месторождения, эксплуатационные – для разработки месторождения. Эксплуатационные выработки делятся на **капитальные, подготовительные и очистные**.

По расположению выработок в пространстве горного массива их делят на:

- вертикальные (угол наклона оси выработки свыше 50°);
- горизонтальные (угол наклона оси выработки до 3°);
- наклонные (угол наклона выработки в пределах $3 \dots 50^\circ$).

Главными при строительстве шахты является сооружение вскрывающих выработок и создание герметичной вентиляционной сети, которая обеспечивала бы вход в шахту свежего воздуха, перемещение его по выработкам и выход загрязненного воздуха из шахты.

Месторождение может быть вскрыто **вертикальными** или **наклонными** стволами, штольней. Эти выработки могут вскрыть месторождение (пласт) без вспомогательных выработок или с помощью вспомогательных выработок. Вспомогательными выработками чаще при вскрытии вертикальными стволами являются квершлаг (горизонтальные или наклонные), гезенки, скаты.

Все выработки, вскрывающие месторождение (пласт или шахтное поле), называются основными (стволы, штольни) и вспомогательными (квершлаг, гезенки, скаты).

Стволы и штольни имеют непосредственный выход на земную поверхность. Квершлаг, гезенки и скаты не имеют непосредственного выхода на поверхность. Эти выработки называются капитальными, потому что срок их существования значительный.

Чаще всего шахтное поле с пологим залеганием пластов вскрываются двумя вертикальными центрально-сдвоенными стволами и капитальным квершлагом. Для отвода загрязненной струи воздуха на флангах шахтного поля сооружаются вентиляционные шурфы. Квершлаг, как вспомогательная вскрывающая выработка, может быть горизонтальной или наклонной. Безусловно преимущество отдают горизонтальным квершлагам.

Довольно распространены системы вскрытия пологих пластов вертикальными стволами с капитальным или этажными скатами, капитальным или этажными гезенками.

Особенно развита сеть горных выработок в пределах шахтного поля при нею подготовке к разработке.

Вскрытый пласт должен быть подготовлен к разработке путем деления его на выемочные поля, удобные к выемке угля. Эти поля оконтуриваются горными выработками. Различают три схемы подготовки:

- погоризонтная;
- панельная;
- этажная.

Каждой схеме подготовки присущ комплекс сети горных выработок. Эти выработки различны как по назначению, так и по положению в горном массиве.

Но все они относятся, во-первых, к горизонтальным, наклонным и вертикальным, и, во-вторых, – к очистным, подготовительным и эксплуатационным.

Итак, одной из основных классификационных признаков горных выработок является признак по пространственному расположению выработок в горном массиве:

- вертикальные;
- горизонтальные;
- наклонные.

Шахтный ствол – вертикальная выработка, которая непосредственно имеет выход на земную поверхность. По функциональному назначению шахтные стволы могут быть главными и вспомогательными. Главные стволы предназначены для подъема из шахты угля и породы, вспомогательные – для спуска и подъема материалов, оборудования и людей, водоотлива, вентиляции и прочее. Вертикальные стволы, как правило, имеют круглое поперечное сечение со сплошным бетонным или тубинговым креплением.

Главные стволы оснащены скиповым подъемом, вспомогательные – клетевым. Если это центрально-сдвоенные стволы (расположены в центре шахтного поля), то расстояние между ними составляет до 50 м. Такие стволы имеют общие околоствольные дворы, которые сооружаются на вентиляционном и откаточном горизонтах. Каждый из стволов имеет зумпф – углубленную часть, сооруженную ниже откаточного горизонта глубиной до 5 м, который предназначен для сбора воды.

Вентиляционные стволы и шурфы предназначены для отвода загрязненной струи воздуха из шахты. Они оборудуются средствами подъема и спуска людей. Такие стволы имеют незначительную глубину и размеры поперечного сечения.

Ствол шахтный слепой – вертикальная подземная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность и предназначенная для подъема угля с нижних горизонтов на верхние, вентиляции, подъема и спуска людей, материалов, оборудования.

Шахтные стволы могут быть наклонными с условием их оборудования ленточными конвейерами.

В гористой местности вскрытие месторождения возможно **штольнями**. Штольня – это горная горизонтальная или наклонная выработка, которая имеет непосредственный выход на земную поверхность. Штольня имеет такое же назначение, как и шахтный ствол.

Штрек – горизонтальная выработка, которая проводится по пласту в направлении его простирания (пластовый) или параллельно линии простирания (полевой) и предназначен для транспортировки угля и других грузов, перемещения людей, вентиляции, водоотлива. По назначению штреки могут быть откаточные и вентиляционные, по горной терминологии – панельные, этажные, капитальные, промежуточные, коренные и прочие. Штреки не имеют непосредственного выхода на поверхность. Это протяженные выработки длиной до 3000... 5000 м и более.

Квершлаг – горная выработка, которая проводится по породам (и пластам угля) под углом (чаще перпендикулярно) к простиранию напластований. Квершлаг пересекает породные напластования, угольные пласты и пропластки от

висящего до лежащего бока. Квершлагги могут быть горизонтальными и, значительно реже, наклонными. Они выполняют такие же функции, как и штреки и так же не имеют непосредственного выхода на земную поверхность.

По назначению квершлагги могут быть главными, капитальными, промежуточными, этажными, но квершлагги никогда не бывают пластовыми.

Выработка, которая проводится в мощном угольном пласте между висящим и лежащим боком, называется **ортом**. Орты предназначены для вентиляции и других вспомогательных целей.

Бремсберг – наклонная выработка, которая проводится по пласту угля и предназначена для транспортировки грузов с верхних на нижние грузовые горизонты, для вентиляции, водоотлива и других целей.

Обычно рядом с бремсбергом проводится один или два ходка. Это такие же выработки, как и бремсберги, но с иным назначением и оборудованием. Так, один из ходков предназначен только для транспортировки грузов, второй – для транспортировки людей. Соответствующее в каждом из ходков и транспортное оборудование: для грузового – канатный подъём (вагонетками, скипами), монорельсовая дорога; для людского – монорельсовая дорога с пассажирскими вагонетками или моноканатная с подвесными сиденьями (кресельная дорога).

Уклон – наклонная выработка, которая проводится по пласту угля и, как и бремсберг, не имеет непосредственного выхода на земную поверхность. Уклон предназначен для транспортирования с нижних на верхние горизонты угля, грузов, людей, вентиляции, водо- и энергоснабжения. Параллельно уклону проводятся ходки с таким же назначением, как и ходки при бремсберге.

Гезенк – вертикальная горная выработка, которая не имеет непосредственного выхода на поверхность земли и предназначенная для спуска угля с верхнего горизонта на нижний под действием собственного веса или механическими средствами. Гезенки, как и слепые стволы, могут выполнять и другие вспомогательные функции при соответствующем оборудовании.

Скат – наклонная горная выработка, которая проводится по пласту угля без подрывки породы и предназначенная для спуска угля под действием собственного веса. Скаты чаще имеют два отделения, одно из которых оборудуется для перемещения людей.

Печь – наклонная выработка, которая проводится по пласту без подрывки породы по восстанию или падению пласта. Печи предназначены для вентиляции, передвижения людей, транспортировки угля. Если откаточный штрек поддерживается угольными целиками, вход в лаву выполняется через печи – пластовые выработки между целиками.

Разрезная печь – выработка по пласту угля, которая соединяет откаточный и вентиляционный штреки, образуя собой монтажную камеру. После монтажа комплекса или комплекта очистного оборудования разрезная печь (монтажная камера) превращается в очистную выработку – лаву.

Уникальным подземным сооружением является **околоствольный двор** с его многочисленными протяжёнными выработками и камерами. Конфигурация выработок и тип околоствольного двора зависят от многих факторов.

2.2 Формы поперечного сечения горных выработок

Выше перечисленные горные выработки различаются не только функциональным назначением, а и формой и размером поперечного сечения.

Факторы, которые определяют форму поперечного сечения выработки: физико-механические свойства горных пород, назначение и срок службы выработки, положение выработки в пространстве горного массива, величина и направление горного давления и прочие. Также важное значение при выборе формы поперечного сечения выработки имеет практический опыт проведения выработок в аналогичных условиях.

Относительно такого фактора, как горное давление и влияние его на форму поперечного сечения выработки, едва ли можно сослаться на теоретические положения без практического опыта.

Наиболее распространенные формы поперечного сечения горных выработок приведены на рис. 2.1.

Круглую форму выработке придают при действии на неё всестороннего горного давления. Прямоугольную, трапециевидную и полигональную форму придают выработке в породах стойких с постоянным незначительным горным давлением со стороны кровли выработки. При значительном выдавливании пород почвы выработке придают сводчатую форму с обратным сводом.

В производственной практике самое большое распространение нашла арочная, трапециевидная и сводчатая форма выработок.

Арочную форму с металлическим рамным креплением применяют при проведении выработок в породах с $f = 3 \dots 9$ в зонах постоянного горного давления и влияния очистных работ при отсутствии пучащих пород в почве выработки.

Сводчатую форму с монолитным бетонным (железобетонным) креплением применяют при проведении выработок околоствольного двора, а также протяжённых околоствольных выработок в слабых неустойчивых породах. При пучении пород почвы применяется сводчатая форма с обратным сводом.

Трапециевидная форма с рамным деревянным креплением нашла распространение в выработках с небольшим сроком службы. Достоинство этой формы – более полное использование поперечного сечения.

Прямоугольная форма находит применение при проведении камер околоствольного двора и протяжённых выработок с анкерным креплением.

При выборе формы поперечного сечения нужно руководствоваться требованиями высокой устойчивости при действии горного давления, максимального значения полезной площади поперечного сечения, удобства при эксплуатации. Нужно помнить, что с увеличением глубины подземных работ область возможного применения трапециевидной формы резко сокращается.

Горные выработки на угольных шахтах проводятся и поддерживаются на глубинах от 30... 50 до 1200 и более метров в породах прочностью от 0,1... 0,3 до 10... 15 МПа, в условиях повышенного давления и зонах разгрузки, в обводненных породах и породах, предрасположенных к динамическим явлениям (горным ударам, внезапным выбросам угля, породы и газа).

Пласты угля, по которым проводятся выработки, имеют большой диапазон изменений мощности (от нескольких сантиметров до нескольких метров) и угла падения (от 0 до 90°). Площадь поперечного сечения выработок составляет от 1,5 до 20 м² и более, а длина их достигает 3... 4 тысячи метров.

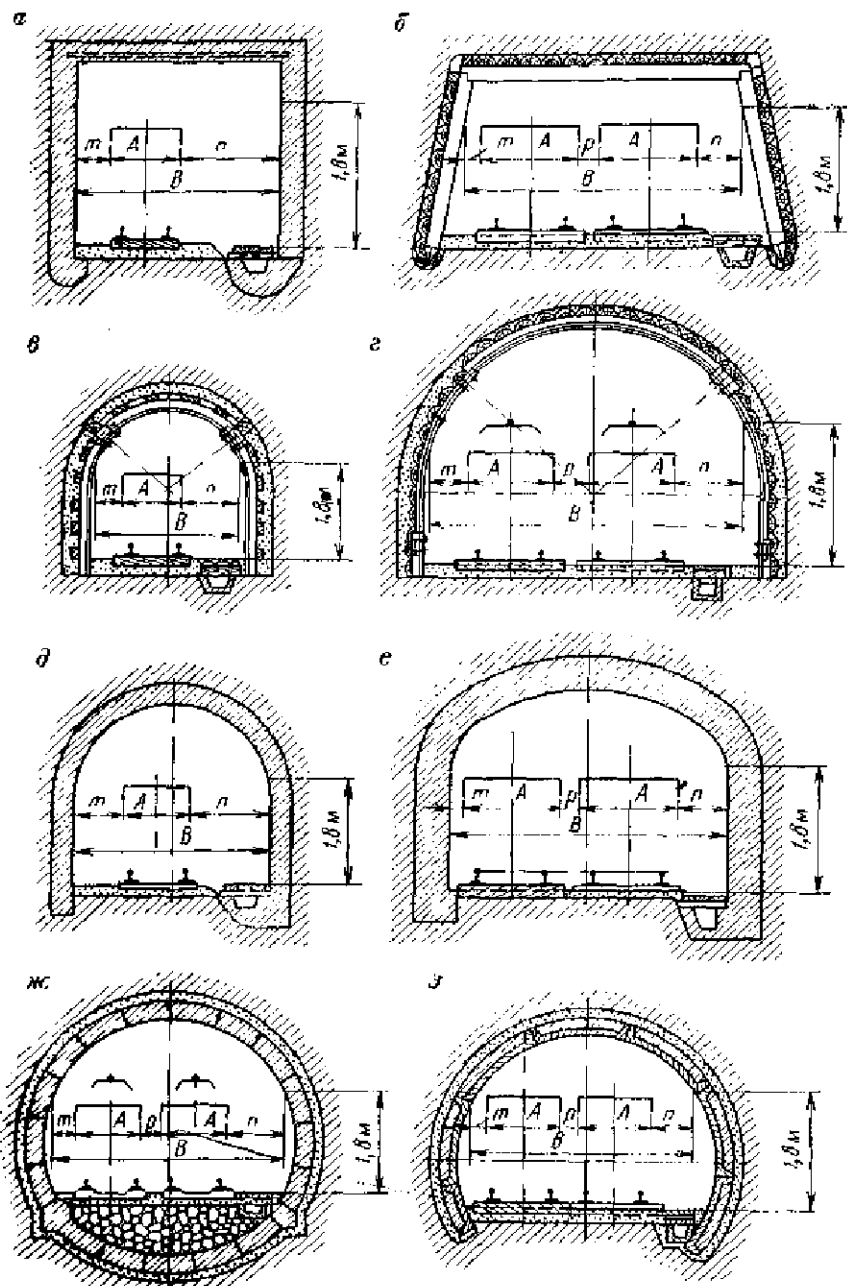


Рис. 2.1 – Формы поперечного сечения горных выработок: а – прямоугольная; б – трапециевидная; в, г, д – арочная; е – сводчатая; ж – круглая; з – полигональная.

Размеры поперечного сечения выработок определяются количеством возду-

ха, максимальными размерами транспортных средств и зазорами, предусмотренными Правилами безопасности.

В соответствии с Правилами безопасности установлены минимальные площади поперечных сечений выработок в свету:

- для **главных** откаточных и вентиляционных выработок, людских ходков с механизированной перевозкой – 6 м^2 при высоте не меньше 1,9 м от почвы (головок рельсов) до крепления или размещенном в выработке оборудованию;

- для **участковых** вентиляционных, промежуточных, конвейерных и аккумуляторных штреков, участковых бремсбергов и уклонов – $4,5\text{ м}^2$ при высоте не меньше 1,8 м от почвы (головок рельсов) до крепления или размещенном в выработке оборудованию;

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

Для участковых выработок, которые находятся в зоне влияния очистных работ, и для людских ходков без средств механизированной перевозки, минимальная площадь поперечного сечения должна быть не менее $3,7\text{ м}^2$ при высоте выработки не меньше 1,8 м.

Ширина проходов для людей в выработках, величина зазоров между транспортными средствами и креплением, а также между различным оборудованием должна отвечать величинам, приведенным в табл. 2.1.

Различают размеры поперечного сечения выработок в свету (площадь по внутреннему контуру крепления и почве выработки), вчерне (площадь по внешнему контуру крепления вместе с затяжками и почве выработки), в проходке (площадь по контуру пород, которая принимается на 3... 5 % больше площади вчерне). Кроме этого различают размеры выработок до оседания и после оседания крепи.

Ширина проходов для людей и зазоров должна быть выдержана по высоте выработки не менее 1,8 м от почвы (тротуара). Проходы для людей на всем протяжении выработок должны сооружаться с одного и того же бока. Допускается в отдельных случаях сооружения проходов на разных боках выработки при условии разработки дополнительных мер безопасности.

На двухпутевых участках выработок околоствольных дворов откаточных и вентиляционных горизонтов и во всех других двухпутевых выработках, где выполняются маневровые и погрузочно-разгрузочные работы, проходы для людей должны быть по 0,7 м с обеих сторон. Такие же требования относительно проходов в однопутевых околоствольных выработках клетового ствола. Запрещается в двухпутевых выработках сооружать проходы между путями.

Высота и ширина выработки в проходке определяются из условий размещения транспортного оборудования и крепления с конкретными техническими данными, способа проведения (буровзрывной или комбайновой). Нужно иметь в виду, что при буровзрывной технологии проведения выработок площадь сечения в проходке увеличивается на 5... 7 % по сравнению с комбайновым способом проведения. При комбайновой технологии площадь поперечного сечения выработки в проходке равна площади вчерне, то есть без перебора породы.

Исходными данными для определения площади поперечного сечения выработки в свету являются ширина выработки на уровне верхней кромки транс-

портного оборудования с учетом размеров проходов и зазоров и ширины транспортных средств, высота выработки с учетом высоты для прохода людей, зазоров между транспортными средствами и верхняком крепления и размера по высоте балластного слоя на почве выработки, толщины шпал и высоты рельсов, толщины перекрытия водоотливной канавки.

Прежде всего выбирается форма поперечного сечения выработки. Следующим шагом является выбор типа и конструкции основного транспортного оборудования и крепления выработки. Далее выбирается способ проведения выработки. Наличие в выработке крепления и транспортных средств дает возможность определить площадь поперечного сечения в свету, а принятый способ проведения – сечение в проходке.

Размеры поперечного сечения выработки (ширина, высота, диаметр, площадь) определяются графоаналитическим способом.

Минимальная высота выработки измеряется от уровня головки рельсы до внутренней поверхности крепления и она должна быть по Правилам безопасности равной 1,9 м в главных откаточных и вентиляционных выработках, 1,8 м в участковых подготовительных выработках. Минимальная ширина выработки складывается из размеров оборудования или подвижного состава с учетом прохода для людей и зазоров, предусмотренных Правилами безопасности.

Далее графически определяется минимальная ширина выработки в свету, а затем аналитически все другие её размеры и площадь поперечного сечения.

Сущность графического способа состоит в следующем. На бумагу в определенном масштабе на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейера наносятся максимальные основные размеры принятого оборудования, минимальные зазоры и расстояния между отдельными механизмами, между оборудованием и постоянным креплением выработки.

Далее по масштабу определяется ширина выработки в свету на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейера и аналитически определяются все другие размеры.

Таблица 2.1

Выработки	Вид транспорта	Расположение проходов или зазоров	Минимальное значение, м		Примечания
			прохода	зазора	
Горизонтальные	Рельсовый	Между креплением или размещенным в выработке оборудованием и трубопроводами и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава	0,7	0,25	при деревянном, металлическом, рамном креплении;
			0,7	0,2	при сплошном бетонном, каменном, железобетонном

					креплении
Горизонтальные	Конвейерный с рельсовым	Между креплением и подвижным составом.	0,7	0,4	
		Между креплением и конвейером.	–	0,4	
		Между конвейером и подвижным составом	–	0,4	
Горизонтальные и наклонные	Рельсовый (для перевозки людей в пассажирских вагонетках)	В местах посадки людей в пассажирские вагонетки	1,0	–	При двусторонней посадке людей в вагонетки проход шириной 1,0 м оборудуется с обеих сторон
Наклонные	Конвейерный с рельсовым	Между креплением и конвейером.	0,7	0,4	При проведении этих работок проход для людей допускается со стороны подвижного состава.
		Между конвейером и подвижным составом.	–	0,2...0,25	
		Между подвижным составом и креплением.	–	0,2...0,25	
Наклонные	Канатно-кресельные дороги	Между креплением или выступающей частью оборудования и осью каната	–	0,6	Зазор должен обеспечиваться на высоте зажима подвески
Наклонные	Канатно-кресельные дороги с конвейером	Между осью каната и конвейером	–	1	
Горизонтальные и наклонные	Монорельсовый	Между креплением и наиболее выступающей кромкой габарита подвижного состава или груза при ско-	0,7	0,2	При скоростях движения больше 1 м/с ширина прохода для людей и зазоры

		рости движения монорельсового транспорта до 1 м/с.			увеличиваются соответственно до 0,85 и 0,3 м.
		Между днищем сосуда или кромкой груза и почвой выработки или расположенным на почве оборудованием.	–	0,4	
Горизонтальные и наклонные	Конвейерный	Между креплением и конвейером	0,7	0,4	Расстояние от верхней выступающей части конвейера до верхняка не меньше 0,5 м, а на натяжных и приводных головках – не меньше 0,6 м
Горизонтальные	Конвейерный с монорельсовой или напочвенной дорогой	Между креплением и подвижным составом.	0,7	–	
		Между креплением и конвейером.	–	0,4	
		Между конвейером и подвижным составом.	–	0,4	

При проектировании поперечного сечения выработки в свету необходимо учитывать запас на возможные оседания пород, который зависит от типа выработки, условий её поддержания и мощности угольного пласта m . Так, в выработках, которые находятся в зоне влияния очистных работ, величина запаса на оседание по высоте принимается равной $(0,5 \dots 0,6)m$, в выработках, которые проводятся широким забоем – $(0,4 \dots 0,5)m$. В типовых сечениях предусмотрены вертикальная податливость 300 мм и горизонтальная на уровне 1,8 м от почвы выработки – 230... 290 мм. В выработках с податливым креплением важно правильно установить запас на оседание. Это может обеспечить их безремонтное поддержание за весь срок службы. По расчетному поперечному сечения в свету принимается типовое сечение.

Сечение основных горных выработок типизированы и унифицированы и

помещены в альбомы типовых сечений.

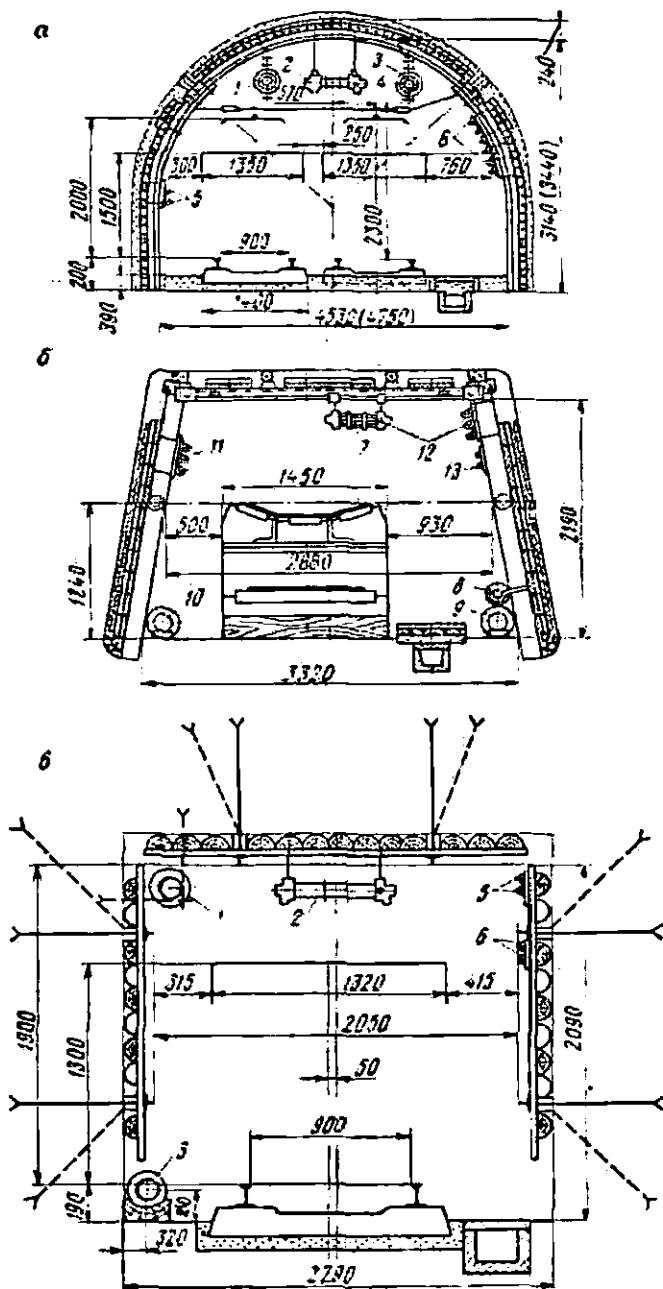


Рис. 2.2 – Пример типовых сечений горных выработок

Типовое сечение выработки (см. рис. 2.2) можно подобрать по ширине вы-

работки в свету на высоте подвижного состава или конвейера, и далее – определить все другие размеры сечения с учетом толщины крепления и размеров принятого типового сечения выработки.

В случае арочного крепления, если искомое сечение выработки обязательно должно быть типовым, то нет необходимости обращаться к трудоемкому графическому способу. Можно воспользоваться более упрощенным способом: по исходным данным (тип вагонетки, ширина колеи, число рельсовых путей, вместительность вагонетки, тип электровоза, тип спецпрофиля СВП для изготовления крепи) для определения сечения выработки вычисляется ширина выработки в свету на уровне высоты верхней кромки подвижного состава.

Далее подбирается типовое сечение выработки с шириной, не меньшей вычисленной, с учётом других требований. Принятое сечение проверяется на скорость движения воздуха аналитическим способом по формуле с учетом разбавления вредных газов:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{ПР}}} \leq V', \quad (2.1)$$

где V – скорость воздушного потока в выработке, м/с;

Q – количество воздуха, который проходит по выработке, м³/с;

$S_{\text{ПР}}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

V' – допустимая скорость воздушного потока по Правилам безопасности, м/с.

Средняя скорость движения воздуха по выработке должна быть не меньше 0,25 м/с, максимальная – не выше 8 м/с в главных откаточных и вентиляционных выработках и 6 м/с во всех других, проведенных по углю и породе. Если скорость воздуха превышает установленную ПБ, необходимо подобрать ближайшее большее типовое сечение.

В типовых сечениях указываются размеры выработки, зазоров для прохода людей в зависимости от применённых транспортных средств, расположения откаточного пути, конвейеров, водоотливных канавок и коммуникаций разного назначения, кабелей силовых, осветительных, телефонных, сигнальных.

На чертежах типовых сечений горных выработок указаны необходимые размеры, полученные расчетным путём (кроме размеров, принятых по габаритам подвижного состава и зазоров).

Силовые кабели, трубопроводы противопожарного водообеспечения размещаются в выработках со стороны прохода, а дегазационные трубопроводы и трубопроводы сжатого воздуха – как со стороны прохода, так и со стороны зазора.

Кабели телефонной связи и сигнализации располагаются с противоположной стороны от силовых, а в случае невозможности выполнения этих требований – на расстоянии не менее 0,2 м от силовых кабелей.

Провода искробезопасной сигнализации в людских ходках, бремсбергах и уклонах канатной откатки размещаются со стороны зазора для возможности подачи сигналов из подвижного состава. В конвейерных бремсбергах и уклонах, а также в выработках, оборудованных рельсовым путём и конвейером, провода искробезопасной сигнализации размещаются со стороны прохода.

Прокладка водоотливных трубопроводов предусмотрена в грузовых ходках уклонов.

Противопожарные трубопроводы, трубопроводы сжатого воздуха размещаются во всех горизонтальных и наклонных выработках. Это касается и дегазационных трубопроводов (за исключением выработок с контактной электровозной откаткой и выработок с механизированной доставкой людей).

Крепление всех видов кабелей закрепляется на специальных подвесках, которые исключают падение кабеля.

Провода искробезопасной сигнализации закрепляются на изоляторах.

Трубопроводы в выработках закрепляются на подвесках, кронштейнах или укладываются на деревянных подкладках на почве. В наклонных выработках трубопроводы, которые прокладываются на почве выработки, при необходимости дополнительно закрепляются с помощью хомутов для исключения их сползания.

Для обеспечения поддержания выработок без перекрепления необходимо принимать их сечение с учетом ожидаемых смещений пород на протяжении всего срока их службы.

Широкое развитие комплексной механизации работ в очистных забоях требует выбора оптимального по форме и размерам сечения откаточных и вентиляционных штреков с учетом применения крепления сопряжений с другими выработками, выноса приводных головок конвейеров из очистного забоя и возможности выхода комбайнов на штреки для работы без ниш, а также поддержания выработок без охранных целиков. При этом большое значение приобретает выбор формы сечения выработок и, соответственно, формы и конструкции крепления. Арочные и подобные им симметричные податливые крепления могут применяться в выработках, условия поддержания которых обеспечивают равномерное оседание кровли пласта. Такие условия возникают в выработках, которые поддерживаются впереди очистного забоя в массиве угля и погашаются за лавой. Для выработок, поддерживаемых за очистным забоем для их повторного использования, характерны неравномерные смещения пород по их ширине. В выемочных выработках на расстоянии 150... 200 м позади очистного забоя смещения пород со стороны выработанного пространства на 200... 450 мм больше, чем со стороны угольного массива. Поэтому обычное арочное крепление (особенно трёхзвенное) не удовлетворяет характеру смещений пород в выработках при бесцеликовой отработке угольных пластов.

Крепление с прямолинейными верхняками благодаря своей конструкции лучше взаимодействует с породами кровли, так как в большинстве случаев не нуждается в подрывании пород кровли. Оно лучше приспособлено к неравномерным нагрузкам, в его конструкцию можно ввести элементы шарнирности и податливости, направление и величина которых отвечали бы условиям применения.

Выработки с прямолинейными верхняками (трапециевидные и прямоугольные) могут быть проведены по пласту угля с большей скоростью. При этой форме выработки обеспечивается лучшее использование сечения (размещение труб различного назначения, кабелей и прочее), чем при арочной форме выработки.

Однако выработки прямоугольного сечения увеличенной ширины имеют ряд недостатков. Способность прямоугольной формы выработки оставаться устойчивой на протяжении нужного периода эксплуатации значительно меньше,

чем в выработках арочной или круглой формы. По условиям вентиляции выработки прямоугольного сечения такой же площади проводятся более широкими. Это усложняет их крепление и поддержание и нуждается в дополнительном усилении стойками.

Подытоживая изложенное о горных выработках, их классификацию, формы и размеры поперечного сечения, нужно иметь в виду то не преувеличенное значение, которое приобретают горные выработки для всего процесса разработки угольного месторождения подземным способом.

Горные выработки нужны для вскрытия и эксплуатации месторождения. Срок существования выработок от 1...2 лет до десятков лет. Функционально выработки имеют различную форму и размеры поперечного сечения. Длина и угол наклона выработок зависят от положения месторождения в недрах земли и его размеров.

Форма поперечного сечения выработки зависит от давления горных пород. Округлая форма поперечного сечения лучше всего отвечает условиям обеспечения устойчивости выработки.

Размеры поперечного сечения выработок зависят от транспортного оборудования и регламентированных ПБ зазоров.

Поперечные сечения горных выработок типизированы. Выбор типового сечения выработки производится на основании графоаналитического метода определения высоты и ширины выработки, или аналитически (для выработок арочной формы с креплением из спецпрофилю СВП) по ширине выработки на уровне кромки транспортного оборудования.

Основой для усвоения темы являются знания основ горного производства и физики горных пород. Знание общей технологической схемы шахты предоставляет возможности четко себе представить расположение выработок в пространстве и их назначение, а знание физико-механических свойств горных пород и проявления горного давления – основой для выбора формы и размеров поперечного сечения выработок.

Изучение выработок по классификационными признаками, форм и размеров сечения и требований ПБ является основой для накопления знаний.

Вопросы для самопроверки

1. Какие выработки относятся к группе вертикальных подземных выработок?
2. Главный и вспомогательный вертикальные стволы. Их функциональное назначение.
3. Штрек и квершлаг. В чем их принципиальное отличие?
4. Бремсберг и уклон. По какому параметру они существенно отличаются?
5. Капитальный квершлаг. Это вскрывающая выработка или промежуточная?
6. Что понимается под понятиями «штольня», «печь», «сбойка»?
7. Гезенк и слепой ствол. В чем их отличие?
8. Какой глубины может быть шурф?
9. Понятие о штреке. Какие бывают штреки по назначению?
10. Водоотливная камера – это горная выработка? Характерный признак ка-

мер.

11. Чем отличаются очистные выработки от подготовительных?
12. Форма поперечного сечения выработки зависит от транспортного оборудования, размещённого в ней?
13. На какой параметр сечения выработки оказывает решающее значение размер транспортного оборудования?
14. Выработка закреплена деревянными рамами трапециевидной формы. Транспорт грузов осуществляется электровозными поездами. В выработке два рельсовых пути с колеёй по 900 мм. Как определить площадь сечения выработки в свету?
15. Какой формы поперечного сечения могут быть подземные выработки?
16. Как определяется ширина и высота выработки?
17. Сущность графоаналитического способа определения поперечного сечения выработки.
18. Какие минимальные площади сечения предусмотрены Правилами безопасности?
19. От какой основной величины зависит высота выработки?
20. С какой целью проверяется принятая площадь сечения выработки по скорости движения воздуха?
21. Какие существуют правила подвешивания кабелей, проводов сигнализации и телефонной связи?
22. Как бы Вы составили конспект лекции по рассмотренной теме? Удовлетворяют Вас методологические основы преподавания (изучения) темы?

2.3 Способ и технология проведения горных выработок

2.3.1 Разрушение горных пород.

При проведении горных выработок (пустот в горном массиве) обязательной частью технологического процесса является разрушение горного массива в контуре сечения выработки.

Разрушение горной породы включает в себя отделение от массива кусков породы и уборку их из зоны отделения. В зависимости от способа разрушения размеры кусков породы определяются от частиц миллиметровых размеров до, как правило, десятков сантиметров. На современном уровне различаются следующие способы разрушения горных пород: механический; взрывной (буровзрывной); гидравлический; термический и прочие.

Механическое разрушение – это отделение пород от массива путем действия на него инструмента (резца, коронки, шарошки, ударника и т.п.). При этом протекают процессы чисто механического разрушения породы рабочим инструментом – резание, раздавливание, скалывание, дробление, сжатие. Механический способ разрушения пород широко используется для непосредственного добывания угля, бурения шпуров и буровых скважин при взрывном способе разрушения пород.

Взрывное разрушение – это отделение пород от массива и перемещения их под действием энергии взрывчатых веществ, которые предварительно размещаются в массиве (в шпурах, буровых скважинах). Взрывной (буровзрывной) способ разрушения пород применяется в породах различной прочности, но наиболее

целесообразным он становится в крепких породах.

Гидравлическое разрушение – это отделение пород от массива при действии на него струи воды под высоким давлением. Этой же водой происходит и транспортировка отбитой породы (пульпы) из зоны разрушения. Гидравлический способ разрушения применяется при разработке слабых пород.

Термическое разрушение происходит под действием физического поля за счет физико-химических процессов, которые протекают под действием высокой температуры без применения механических инструментов.

Из других способов разрушения пород заслуживает внимания электрическое разрушение, которое основано на действии на породу электрической энергии в виде электрического разряда, электромагнитного поля.

В практической деятельности наиболее широкое применение нашли механическое и взрывное разрушение горных пород. Причем, взрывной способ разрушения массива крепких пород остается одним из основных. Мягкие и средней прочности породы (уголь) разрушается механическим или гидравлическим способами. Последний имеет ограниченное применение из-за специфической технологии добывания угля.

Взрывной способ разрушения пород происходит при подрывании шпуровых зарядов. Взрывчатое вещество в виде патронов размещается в предварительно пробуренных шпурах. Таким образом, технология взрывных работ предусматривает бурение шпуров, зарядание их патронами взрывчатого вещества и подрывания зарядов. При этом наблюдаются два вида разрушения пород: одно – при бурении шпуров механическим инструментом; второе – за счет давления газов, проявляющегося в процессе взрывания.

Чистое механическое разрушение пород происходит отбойными молотками, исполнительным органом проходческого комбайна.

Целесообразность той или иной технологии определяется техническими, экономическими, геологическими факторами. Наиболее показательным фактором является прочность пород. Чем более прочная порода ($f > 6$), тем большее преимущество имеет буровзрывная технология. Нужно иметь в виду, что наличие газа метана и угольной пыли являются помехой такой технологии.

Итак, выбор целесообразного способа проведения выработки является сложным процессом и нуждается в учете многих факторов. Немаловажное значение имеет приобретение и накопление опыта проведения выработок с аналогичными условиями.

2.3.2 Способы и технология проведения выработок

В зависимости от устойчивости пород и их водоносности различаются два основных способа проведения выработок:

- обычный – при небольших притоках воды и устойчивых твердых или пластичных породах;
- специальный – при значительных притоках воды в неустойчивых породах, на пластах, предрасположенных к внезапным выбросам угля и газа.

В зависимости от однородности пород в сечении проводимой выработки, влияющих на характер исполняемых в забое работ, разделяются на:

- проведение выработок в однородных крепких породах;

- проведение выработок в однородных мягких и средней прочности породах;
- проведение выработок в неоднородных породах при разной прочности вмещающих пород.

В зависимости от размеров поперечного сечения выработок и однородности пород выработки проводят сплошным или уступным забоем.

При проведении выработок по угольному пласту, мощность которого недостаточна для проведения выработки проектных размеров в массиве угля, выполняется подрывка боковых пород. В этом случае работы по извлечению горной массы ведутся по двум схемам:

- **узким** забоем с совместной или раздельной выемкой угля и породы;
- **широким** забоем с раздельной и независимой выемкой угля и породы.

Каждая из этих схем определяет ту или другую организацию работ и применения разных средств механизации.

Самым важным фактором, который определяет механизацию проведения выработки, является принцип **погрузки** отбитой горной массы. Разрушение горного массива и транспортировка из призабойного пространства разрушенной горной массы в достаточной степени механизированы благодаря наличию породо- и углепогрузочных машин.

При обычном способе проведения выработок широкое распространение получили две технологические схемы: буровзрывная и комбайновая.

Буровзрывная технология состоит в следующем. Аналитическим путем определяется число шпуров для заданной площади поперечного сечения выработки. Графически строится схема расположения шпуров и переносится на реальный забой. В обозначенных точках на плоскости забоя бурятся шпуры. Длина шпуров и средства бурения определяются предварительно на основании аналитического выбора. Пробуренные шпуры очищаются от пыли и штыба, образовавшихся при бурении, и заполняются патронами взрывчатого вещества (ВВ). За патронами ВВ размещается патрон-боевик с электродетонатором. Дальше пустота шпура заполняется пластическим материалом в виде пыжей (смесь глины, песка и воды). Из каждого шпура выходят по два провода, которые монтируются во взрывную сеть и подключаются к источнику электрического тока.

Подрывание шпуровых зарядов происходит с задержкой в несколько десятков микросекунд в направлении от центральных (врубовых) к периферийным (оконтуривающим). Шпуры заряжаются и подрываются мастером-взрывником.

После подрывания зарядов и проветривания проходческого забоя приступают к уборке разрушенной породы. Уборка породы происходит породо- или углепогрузочными машинами в вагонетки или на конвейер. Уборка породы с почвы выработки происходит под перекрытием временного крепления, которое выдвигается на забой на длину заходки.

Постоянное крепление возводится после очищения призабойного пространства от разрушенной породы (горной массы) и отвода машин от забоя.

Рамное крепление возводится в таком порядке: выдалбливаются лунки (углубления) в породе почвы, в которые устанавливаются стойки с обеих сторон выработки и соединяются стяжками с ранее установленными стойками. Далее на стойки навешивается верхняк. При металлическом креплении арками верхняк со

стойкой соединяются внахлестку и скрепляются специальным замком. При деревянном креплении верхняки со стойками соединяются чаще всего «в лапу» (специальное соединение, искусственно созданное при помощи ручного инструмента).

Установленная рама обязательно расклинивается в местах соединения верхняка со стойками и соединяется металлическими или деревянными стяжками с ранее установленной рамой. Со стороны горного массива выработка ограждается с целью защиты от возможных вивалов кусков породы металлической сеткой или железобетонными (деревянными) стяжками. Сначала затягиваются бока выработки снизу вверх, а затем – кровля выработки. Пустоты между стяжками (сеткой) заполняются породой. Эти меры предусматривают создание плотного массива по периметру выработки за рамами крепи.

При креплении выработки сплошным бетоном процесс начинается с установки опалубки и закладки нее жидкого бетона. Возведение боков выработки происходит снизу вверх, далее возводится свод. Одновременно с возведением выполняется забутовка пустот за креплением. Возведение бетонного крепления происходит на расстоянии до 20 м от забоя. Обычно бетоном закрепляются короткие выработки и камеры околоствольного двора.

Проходческий цикл сопровождается выполнением вспомогательных процессов, в которые входят наращивание транспортной и коммуникационной сети, водоотливной канавки, вентиляционной трубы. Проходческий цикл полагается завершенным, если выполненный объем работ повторяется с одинаковым интервалом времени.

Комбайновая технология проведения выработки более производительна и значительно упрощает основной процесс проходческого цикла – разрушение пород горного массива в заданном контуре выработки.

Комбайновая технология проведения горных выработок состоит в следующем. Наиболее распространенные проходческие комбайны – это комбайны избирательного действия с исполнительным органом в виде буровой коронки на рукояти, которая гидродомкратами может поворачиваться вокруг горизонтальной и вертикальной оси. Это дает возможность исполнительному органу разрушать породу в контуре площади любой формы поперечного сечения выработки.

Под нажимом ходовой части буровая коронка зарубается в горный массив. Далее горизонтальными или вертикальными полосами производится отделение породы от массива. Разрушенная масса выносится из забоя буровой коронкой и попадает на погрузочный механизм комбайна. Далее порода подается на промежуточный конвейер комбайна и в средства внешнего транспорта (в вагонетки или на конвейер). Глубина зарубки конусной буровой коронки достигает 0,5 и более метров. После выемки с поверхности забоя слоя породы глубиной 0,5 м комбайн останавливается. В период технологического перерыва проверяется состояние забоя и окружающей породы, подтягивается кабельная сеть. Процесс углубления коронки и обработки забоя повторяется. Если расчетами предусмотрено расстояние между крепежными рамами 1,0 м, то через две заходки комбайн отводится от забоя и возводится постоянное крепление.

Вспомогательные процессы проходческого цикла при комбайновой технологии в основном такие же, как и при буровзрывной.

Во многих случаях горные выработки проводятся в сложных горно-геологических условиях с применением специальных способов – забивного крепления, водопонижения, тампонажа, замораживания водоносных пород и прочее. В дальнейшем эти способы будут рассмотрены детальнее.

Особое внимание заслуживают способ и технология проведения выработок по смешанным углепородным забоям. Как правило, прочность пород выше, чем прочность угольного пласта (пропластка). Обычно способ проведения выработки определяется по прочности породы. В производственной практике принято угольные пласты мощностью меньше 1,0 м вынимать совместно с породой (исключение представляют слишком ценные по качеству угли). Отбитая углепородная смесь называется горной массой.

При мощности пласта больше 1,0 м в первую очередь вынимается и убирается уголь, а затем – порода. При этом угольный забой может опережать породный, или углепородный забой разрабатывается по сплошной схеме. Понятно, что последняя схема упрощает процесс проведения выработки.

Горные выработки, как правило, проводят узким забоем, то есть порода и уголь вынимаются в пределах контура поперечного сечения выработки. Это более простая в организационном плане схема, а устойчивость самой выработки увеличивается (при определенных условиях).

Бесспорно, выработки с породным забоем проводятся всегда только в контуре сечения.

В некоторых случаях выработки по угольному пласту проводятся широким забоем. Сущность проведения заключается в том, что угли вынимаются и за пределами поперечного сечения выработки. При этом образуется выработанное пространство за пределами контура выработки, в котором размещается отбитая в контуре сечения порода. Это пространство называют раскоской. Она может быть верхней, нижней или двусторонней. Наиболее удобна нижняя раскоска для самотечного закладывания породы.

Закладочное пространство раскоски от угольного массива пласта по падению (восстанию) отделяет косовичник, который используется для транспортных целей и вентиляции. Угольный забой опережает породный на расстоянии не более 5 м. Ширина раскоски определяется из условий, по которым в ней может разместиться вся порода от проведения выработки. В зависимости от площади поперечного сечения выработки и мощности пласта она составляет от 5 до 20 м и более.

В выработках, которые проводят по угольному пласту, важное значение приобретает пространственное размещение пласта в сечении. Два фактора, которые влияют на расположение пласта в сечении выработки: состояние горного давления и удобство транспортных операций.

В устойчивых породах кровли с углом залегания пластов до 12° откаточные штреки проводятся с подрывкой пород почвы пласта при трапециевидной форме выработки. Если в кровле залегают породы средней прочности или мягкие, то откаточные штреки проводятся с двусторонней подрывкой (почвы и кровли пласта) при арочной форме сечения выработки. Вентиляционные и промежуточные штреки, как правило, проводятся с верхней подрывкой (кровли пласта) для удобства закладывания породы в выработанное пространство, доставки материалов и

оборудования в лаву.

При углах залегания пласта 25...55° штреки проводятся с двусторонней подрывкой при любой форме поперечного сечения выработки.

При углах залегания пласта 55...90° штреки всегда проводятся с подрывкой пород почвы пласта (лежащего бока), что обеспечивает большую устойчивость выработки (см. рис. 2.3).

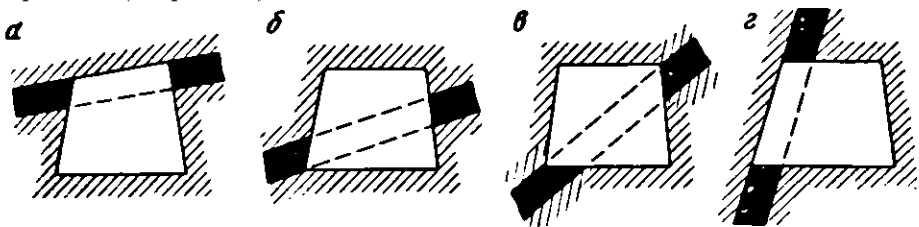


Рис. 2.3 – Варианты расположения пласта в сечении выработки

2.3.3 Организация проходческих работ.

Организация работы проходчиков имеет свою специфику – рабочим местом является небольшой участок горной выработки непосредственно возле забоя, которая постоянно перемещается. На этом участке сосредоточено проходческое оборудование, призабойный транспорт, проходчики выполняют все процессы проходческого цикла.

Производственные процессы в подготовительном забое разделяются на основные и вспомогательные.

Основные процессы связаны с проведением и креплением выработки. Их выполняют непосредственно в забое или близ него (выемка угля или породы, их погрузка и транспортирование из забоя, возведение постоянного крепления).

Вспомогательные процессы обеспечивают условия для выполнения основных процессов (возведение временного крепления, наращивание вентиляционной трубы, настилка временного рельсового пути или наращивание конвейера, сооружение водоотливной канавки, прокладывание труб, кабельной сети). При проведении выработок процессы повторяются в определенной последовательности. Совокупность основных и вспомогательных процессов составляет проходческий цикл. Характерным признаком циклической работы является повторение процессов как по наименованию, так и продолжительности времени на них выполнение. Время на выполнение одного цикла называется продолжительностью цикла. Для удобства организации и учета выполненной работы каждым звеном рабочих рекомендуется в смену выполнять целое число циклов. Чем больше будет выполнено циклов за месяц, тем больше скорость проведения выработки.

В зависимости от организации работ при проведении выработок основные процессы выполняются последовательно (один за другим) или с частичным совмещением (одновременно), насколько позволяют принятая технология и техника безопасности. Вспомогательные процессы необходимо выполнять параллельно с основными, чтобы они не влияли на продолжительность цикла. Запрещается совмещать заряжание шпуров, подрывание зарядов и проветривание забоя после подрывания с любыми другими процессами.

Для каждого подготовительного забоя состоит график организации работ, который наглядно (графически) показывает, какие процессы должны протекать во время проходческого цикла. По вертикали в определенной последовательности перечисляются процессы цикла, а по горизонтали в принятом масштабе – продолжительность цикла, смена или время с отметкой продолжительности выполнения каждого процесса (см. рис. 2.4).

Операции	1 смена	2 смена	3 смена	4 смена																			
	Часы смен																						
	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	0	1	2	3	4	5
Подготовка к работе	■																						
Работа комбайна																							
Обслуживание комбайна																							
Возведение крепи	■																						
Устройство канавки	■																						
Ремонт оборудования																							
Наращивание труб																							
Доставка материалов																							
Укладка рельсового пути																							
Регламентиров. перерыв																							

Рис. 2.4 – График организации работ при проведении выработки комбайном

Основной формой организации работы при проведении выработок является комплексная суточная бригада проходчиков численным составом 15...20 человек и больше, которая возглавляется бригадиром – одним из наиболее опытных рабочих. Бригада делится на звенья по числу рабочих в смене. Возглавляет звено звеньевой. В состав комплексной бригады кроме проходчиков входят электрослесаря, машинист электровоза, мастера-взрывники, такелажники.

Бригада проходчиков, как правило, занята на проведении одной выработки. В некоторых случаях одна бригада выполняет работы в двух-трех забоях, расположенных вблизи друг друга (например, при проведении параллельных штреков, бремсбергов с ходками).

Важным фактором организации работы является режим работы бригады в течение месяца, недели, суток и смены. В зависимости от числа рабочих дней в месяце (неделе) режим работы может быть непрерывным и прерывным. При непрерывном режиме работы бригада в среднем работает 30 дней в месяц, а при прерывном – 22 или 25. При прерывной рабочей неделе с двумя общими выходными, когда рабочие работают 5 дней в неделю, бригада работает 22 рабочих дня, а 25 рабочих дней принимают при прерывной рабочей неделе с одним общим выходным днем и предоставлении второго выходного дня по скользящему графику на протяжении недели. При этом бригада работает 6 дней в неделю.

При 30-часовой рабочей неделе продолжительность рабочего дня проходчика составляет 6 часов. Суточный режим работы также может быть непрерывным и прерывным. Непрерывный суточный режим принимают при скоростном проведении выработок (четыре смены). Прерывный режим работы может быть одно-, двух- и трёхсменным. Для забоев, оснащенных машинами и механизмами, принимают одну смену ремонтной и три – для проходческих работ.

Численность бригады устанавливается в зависимости от объемов работ по

процессам за цикл и действующим нормам выработки на горнопроходческие работы.

Расчеты штата и стоимости проходческих работ на цикл выполняются по методике, принятой в Сборниках норм выработки, и сводятся в таблицу.

Число человеко-смен по каждому процессу определяется в соответствии с формулой

$$N_{\Pi} = \frac{V}{H}, \quad (2.2)$$

где V – объем работ на цикл;

H – установленная норма выработки по Сборнику.

Общее число человеко-смен на цикл

$$\sum N_{Ц} = N_1 + N_2 + \dots + N_{\Pi}, \quad (2.3)$$

где N_1, N_2, \dots, N_{Π} – число человеко-смен по каждому процессу.

Явочный состав бригады на цикл $N_{Я}$ принимается несколько меньше рассчитанного значения $\sum N_{Ц}$ с тем, чтобы было перевыполнение нормы выработки, которое оценивается коэффициентом

$$k = \frac{\sum N_{Ц}}{N_{Я}} > 1. \quad (2.4)$$

Явочный состав комплексной проходческой бригады в сутки при n циклах

$$N_{Я,Д} = N_{Я} \cdot n, \text{ чел.} \quad (2.5)$$

Комплексная норма выработки

$$H_{К} = \frac{l_{Ц}}{\sum N_{Ц}}, \text{ м,} \quad (2.6)$$

где $l_{Ц}$ – подвигание забоя за цикл, м.

Производительность проходчика на выход

$$P_{ВЫХ} = \frac{l_{Ц}}{N_{Я}}. \quad (2.7)$$

Стоимость работ по каждому процессу

$$C_{\Pi} = T N_{\Pi}, \quad (2.8)$$

где T – тарифная ставка рабочего, руб.

Смета проведения 1 м выработки определяется по таким элементам:

– $C_{ЗП}$ – затраты на заработную плату, руб.;

– $C_{Н.ЗП}$ – начисление на зарплату, руб.;

– $C_{М}$ – затраты на материалы, руб.;

– $C_{А}$ – амортизационные отчисления, руб.;

– $C_{Э}$ – затраты на электроэнергию, руб.

Стоимость проведения 1 м выработки по этим элементам определяется из формулы

$$C = \frac{C_{ЗП}}{l_{Ц}} + \frac{C_{Н.ЗП}}{l_{Ц}} + \frac{C_{М}}{l_{Ц}} + \frac{C_{А}}{l_{Ц}} + \frac{C_{Э}}{l_{Ц}}, \text{ руб.} \quad (2.9)$$

Для построения графика организации работ определяются продолжительность каждого процесса цикла по формуле

$$t = \frac{T_{CM} N_{II} \alpha}{n_P k_H}, \quad (2.10)$$

где T_{CM} – продолжительность смены, ч.;

n_P – число рабочих, выполняющих данную работу;

α – коэффициент, учитывающий затраты времени на зарядание шпуров, подрывание зарядов и проветривания забоя после взрывных работ,

$$\alpha = \frac{T_{II} - \frac{N t_{\text{ЗАР}}}{n_{\text{ЗАР}}} + t_{\text{ПР}}}{T_{II}}, \quad (2.11)$$

где N – число шпуров на цикл;

$t_{\text{ЗАР}}$ – продолжительность зарядания одного шпура, $t_{\text{ЗАР}} = 0,05 \dots 0,1$ ч.;

$n_{\text{ЗАР}}$ – число рабочих, занятых на зарядании шпуров;

$t_{\text{ПР}}$ – продолжительность проветривания забоя после подрывания шпуров, ч.

Вопросы для самопроверки

1. Разрушение горных пород как процесс отделения кусков от массива. Сущность процесса.
2. Способы разрушения горных пород.
3. Разрушение пород рабочим инструментом машин и механизмов.
4. Взрывной способ отделения породы от массива.
5. Гидравлическое разрушение массива.
6. Перспективные способы разрушения пород.
7. Способы проведения выработок.
8. Сущность проведения выработок узким забоем.
9. Сущность проведения выработок широким забоем.
10. Схемы размещения пласта в поперечном сечении выработки.
11. Что такое проходческий цикл?
12. Основные процессы проходческого цикла при комбайновой технологии проведения выработок.
13. Основные процессы проходческого цикла при буровзрывной технологии проведения выработок.
14. Вспомогательные процессы проходческого цикла.
15. Порядок возведения постоянного крепления.
16. Какие проходческие процессы нельзя совмещать с другими процессами?
17. Что представляет из себя график организации работ в проходческом забое?
18. Как определяется штат проходческой бригады?
19. Режим работы комплексной бригады.
20. Как определяется ценность работ по процессам?
21. Как определяется себестоимость проведения 1 м выработки?

РАЗДЕЛ 3

КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

3.1 Основные положения по креплению горных выработок.

Сохранность и срок возможного существования подземных горных выработок в общем случае тем больше, чем устойчивее горные породы и чем более прочное горное крепление.

Горная крепь – это искусственное сооружение, которое возводится для предотвращения обрушения окружающих пород и сохранения размеров поперечных сечений выработок, а также для управления горным давлением.

Совокупность работ по возведению (установке или монтажу) горной крепи в выработке называется креплением горных выработок.

Горная крепь должно удовлетворять следующим основным техническим и экономическим требованиям:

- выдерживать без разрушения нагрузки горных пород и обеспечивать безопасное рабочее состояние выработок на протяжении всего времени их существования;

- не препятствовать выполнять производственные процессы, а также иметь невысокое аэродинамическое сопротивление;

- быть технологичным, не трудоемким в изготовлении, транспортабельным, не трудоемким при возведении в выработке, надежным в работе, максимально приспособленным для механизации его возведения и обслуживания в течение эксплуатации;

- устанавливаться непосредственно в забое с наименьшей опасностью повреждения при очередном взрывании зарядов в забое при буровзрывной технологии проведения;

- не создавать препятствия в работе горных машин и транспортных средств в забое;

- оказывать наименьшее влияние на уменьшение площади поперечного сечения выработки в проходке в сравнении с размерами в свету;

- иметь наименьшее число монтируемых в выработке элементов и деталей, по возможности унифицированных и взаимозаменяемых;

- легко демонтироваться при ремонте и извлекаться из погашаемых выработок;

- быть огнестойким, стойким против коррозии и гниения.

Материал крепи должен обладать относительным постоянством механических свойств.

Деформирование крепи в случае достижения его предельной несущей способности должно происходить без внезапного разрушения с тем, чтобы достаточно было времени для принятия необходимых мероприятий по предупреждению разрушению выработки.

Крепь должна применяться только в условиях, соответствующих его технической характеристике и области применения.

Материалы, которые применяются для изготовления крепи горных выработок, называются крепежными. Требования к крепежному материалу такие, как к крепи в целом. Выбираются крепежные материалы в зависимости от величины

горного давления и ожидаемых смещений пород, конструкции крепления и его условий работы, назначения и срока существования выработки. Выбор рационального материала крепи для конкретных условий – важная не только техническая, а и экономическая задача.

Горная крепь разделяется по основному (преобладающему) материалу, из которого оно изготовлено, на **деревянную, металлическую, железобетонную** (сборную из отдельных элементов и монолитную), **бетонную** (сборную и монолитную), **полимерную**, а также на **смешанную и комбинированную**. К комбинированной крепи относятся конструкции, которые состоят из разных видов крепежных элементов (рамы в соединении с анкерами, набрызгбетона с анкерами).

По назначению выработок различается крепь **вскрывающих, подготовительных и очистных** выработок.

По виду выработок крепь делится на крепь **горизонтальных, наклонных и вертикальных** выработок.

По сроку существования применяют **временную и постоянную** крепь. Последняя возводится на продолжительное время существования выработки (обычно на весь срок её службы). Временная крепь предназначена для поддержания призабойного пространства при проведении или при ремонте выработок на отдельных участках.

По форме (очерчивающему контуру) крепь делится на **замкнутую и незамкнутую трапецевидную, прямоугольную, арочную, полигональную, кольцевую и эллиптическую**.

По принципу работы крепь подразделяется на **жесткую, податливую, шарнирную и податливо-шарнирную**.

Жесткая крепь не имеет податливых или шарнирных узлов. Деформации такого крепления при эксплуатации не выходят за пределы упругих, т.е. практически не допускаются.

Податливая крепь – такая, конструкция которой имеет узлы, способные менять свою форму под действием горного давления без разрушения конструктивных элементов самой крепи. Это называется податливостью крепи. Благодаря податливости крепь сохраняет несущую способность при значительных смещениях пород.

Шарнирная крепь – такая, элементы которой могут перемещаться относительно друг друга вокруг оси шарнира без нарушения работоспособности и несущей способности крепи.

Податливо-шарнирная – такая, конструкция которой включает в себя шарнирные и податливые узлы, которые обеспечивают одновременно податливость и шарнирность конструкции.

По конструкции различается **рамная, сплошная, анкерная** крепь.

Рамная крепь состоит из самостоятельных, конструктивно не связанных между собой несущих конструкций – крепежных рам, которые устанавливаются в горных выработках в разбег или в сплошную одна к другой в зависимости от величины горного давления, несущей способности (сопротивления) крепежных рам и условий работы крепи.

Сплошная крепь полностью перекрывает кровлю и бока (иногда и почву) выработки и представляет из себя или единую монолитную конструкцию, или

собранную из отдельных элементов (блоков, сегментов, плит), соединенных прочно и без зазоров.

Анкерная крепь отличается от обычных видов крепи тем, что устойчивость пород вокруг выработки обеспечивается не путем возведения поддерживающих конструкций внутри выработки, а благодаря увеличению несущей способности близлежащих к выработке пород путем их скрепления анкерами, которые закрепляются в шпурах (буровых скважинах).

Говоря о классификации крепи, имеется в виду, что все горные выработки должны быть закрепленными. Проведение и крепление выработки как производственный процесс обязательно должны происходить в соответствии с утвержденными проектами и паспортами.

Паспорт проведения и крепление выработки состоит из графического материала и объяснительной записки к нему.

Паспорт должен включать в себя:

- разрезы выработки в масштабе 1:100 или 1:50, в которых показываются: конфигурация и размеры выработки; боковые породы; расположение пласта угля по отношению к сечению выработки; конструкция и размеры постоянной и временной крепи; расположение затяжек; расстояние между осями рам; минимальное и максимальное расстояние от забоя постоянной и временной крепи; размещение проходческого оборудования и вентилятора местного проветривания с вентиляционными трубами; расположение откаточного пути; величины зазоров между крепью и подвижным составом (конвейером); размещение водяных (сланцевых) заслонов; места складирования материалов; размеры водоотливной канавки, тротуара;

- детали крепи в масштабе 1:10 (конструкция замка при креплении рамами, установка стоек на почве, разрез водоотводной канавки);

- характеристику выработки, размер поперечного сечения, способ транспортирования и тип транспортных средств; характеристику боковых пород; описание конструкции крепи;

- таблицу затрат крепежных материалов;

- график организации проходческих работ (планограмма выполнения процессов и график выходов рабочих).

Объяснительная записка к паспорту проведения и крепления выработки включает в себя:

- короткую характеристику угля, боковых пород и их устойчивость, наличие геологических нарушений в пределах проектной длины выработки;

- обоснование выбора типа и конструкции крепи;

- описание способа проведения и обеспечение безопасного ведения работ.

К паспорту в зависимости от способа проведения выработки прилагается паспорт буровзрывных работ и проект на установку вентилятора местного проветривания.

При изменении горно-геологических и производственных условий паспорт крепления должен быть пересмотренным на протяжении рабочей смены.

Паспорта крепления составляются для каждой выработки начальником участка и главным технологом шахты и утверждаются директором или главным инженером шахты.

К началу работ начальник участка должен ознакомить рабочих и надзор участка под расписку с паспортом проведения и крепления выработки, а также с внесенными в них изменениями.

Запрещается ведение горных работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

3.1.1 Деревянная крепь

Деревянная крепь имеет широкое применение на шахтах для крепления горных выработок. В то же время оно имеет определенные ограничения.

Деревянная рамная крепь целесообразно применять для выработок со сроком существования до 2... 3 лет в условиях незначительных смещений боковых пород (до 150... 200 мм). Для крепления выработок применяется сосна, ель, лиственница, кедр, пихта.

Достоинствами деревянной крепи являются относительно небольшой вес и стоимость, легкость обработки непосредственно на рабочем месте. Деревянная крепь проста по конструкции, удобна в установке, транспортабельна.

Недостатками деревянной крепи являются недолговечность, опасность в противопожарном отношении и меньшая прочность в сравнении с другими крепежными материалами, значительный разброс прочностных показателей.

Увеличение срока службы деревянной крепи может быть достигнут обработкой крепежного леса составом против гниения – антисептиком.

Прочностные свойства дерева (сопротивление сжатию, растяжению, сгибу) зависит от породы дерева, влажности, структуры, плотности, направления приложения, а также от возраста (дерево молодых деревьев менее прочно).

К порокам дерева относятся гниение, червоточина, глубокие трещины, сучковатость, комлеватость и кривизна.

Влажность свежесрубленной древесины колеблется от 35 до 80 % и в среднем составляет для сосны 40 %, ели – 45 %, пихты – 37 %, лиственницы – 26 %.

Для крепления выработок наиболее широкое применение имеет сосна. Она более распространена в природе, отличается прямым стволом, небольшой плотностью, высокой прочностью, хорошо противостоит гниению (в 1 м³ сосны содержится до 18... 20 кг смолы, которая является естественным антисептиком) и служит хорошим сигнализатором перегрузки крепи (дает характерный треск при деформации).

Для изготовления рамной крепи горных выработок, вечного крепления для скатов, печей, шурфов применяется круглое дерево (стойки, колоды, подтоварник).

Рудничная стойка – это отрезок круглого дерева длиной 0,5... 5 м и диаметром 7... 26 см. Колода – это круглое дерево диаметром больше 12 см и длиной 2... 9 м. Подтоварник имеет диаметр 8... 11 см и длину 3... 9 м.

Из пиломатериалов в подземных условиях применяются бруски, пластины, распилы, доски, горбыли, обрезные и необрезные доски (см. рис. 3.1).

Запрещается применять распиленные или колотые лесоматериалы для элементов крепления, которое в процессе работы воспринимает продольное сжатие.

Основным видом деревянного крепления для горизонтальных и наклонных выработок является крепежная рама трапециевидной (реже прямоугольной)

формы, которая может быть **полной** и **неполной**.

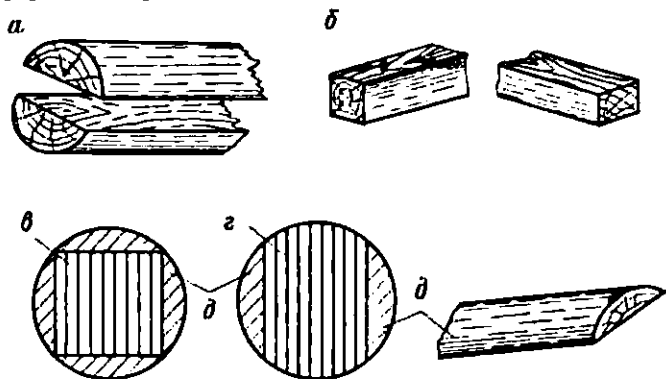


Рис. 3.1 – Пиломатериалы: а – рас­тылы; б – бруски и пластины; в – доски обрезные; г – доски необрезные; д – горбыли

Неполная крепежная рама (рис. 3.2, а) состоит из двух стоек, верхняка и клиньев. Если к неполной раме добавить «лежебоку», то образуется **полная** крепежная рама (рис. 3.2, б). Полные крепежные рамы устанавливаются при наличии горного давления со стороны выработки или при слабых породах почвы для предотвращения вдавливания стоек в почву или смещения их внутрь выработки. Если в выработке боковое давление отсутствует, то крепежные рамы возводятся прямоугольной формы или формы, приспособленной к залеганию пласта.

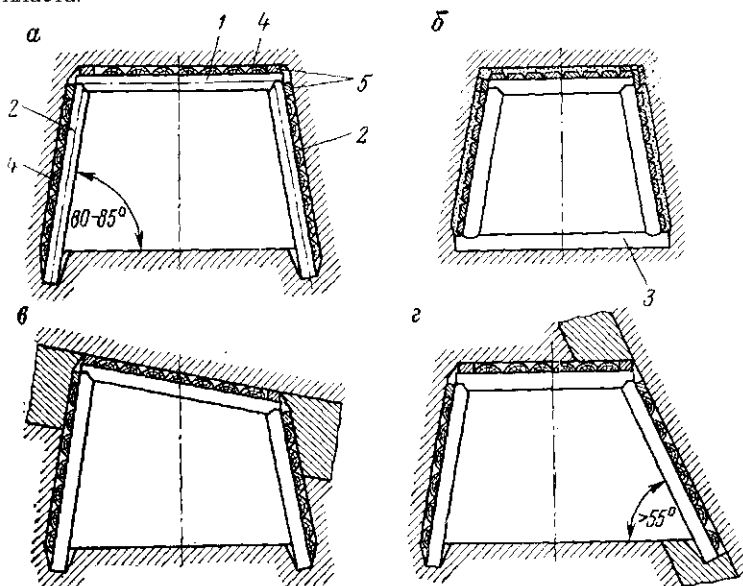


Рис. 3.2 – Неполная крепежная рама

Верхняк обычно располагается горизонтально, но при углах наклона пласта $8...20^\circ$ его целесообразно расположить параллельно кровле. Угол наклона стоек в трапециевидной раме составляет $80...86^\circ$.

Соединение элементов крепежной рамы должно быть прочным, точным и простым, причем соединения должны в наименьшей степени ослаблять соединительные элементы рамы.

Элементы крепежной рамы соединяются с помощью различных замков – **в лапу**, **в паз**, **встык**, **в зуб** (см. рис. 3.3).

Соединение **в лапу** наиболее распространено. Таким замком соединяется стойка с верхняком и лежебокой.

Соединение **в паз** возможно только при вертикальном давлении горных пород. Для предотвращения раскалывания стоек радиус кривизны паза в стойке должен быть больше, чем радиус верхняка.

Соединение **встык** и **в шип** применяют значительно реже. Встык соединяются элементы кольцевого крепления с небольшой длиной отдельных элементов. В шип соединяются элементы крепления при проведении выработки в крепких породах буровзрывным способом при слишком слабой и легкообваливающейся кровле и при недопустимом отставании постоянной крепи от забоя.

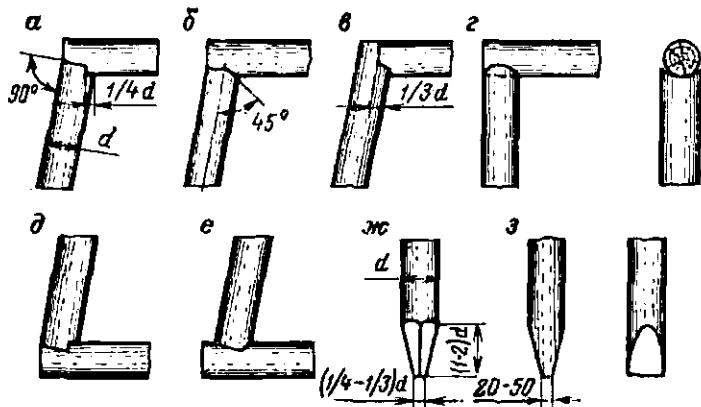


Рис. 3.3 Соединение элементов крепи и узлы податливости деревянных рам

В выработках с большим горным давлением, которое проявляется в зоне влияния очистных работ, происходит значительное опускание пород кровли. Это требует применения податливой крепи. Достижение податливости обычно состоит в ослаблении отдельных элементов крепи и их разрушении, но без снижения несущей способности крепления в целом. При деревянном креплении ослабления достигается уменьшением сечения стоек главным образом путем заострения их нижних концов «на карандаш».

При значительных размерах поперечного сечения выработки или при значительном горном давлении применяются усиленные крепежные рамы. Сущность разных типов усилений рамного крепления сводится к уменьшению пролета балки (верхняка, стойки), предрасположенной к изгибу, с помощью различных подпорок.

Технологически возведение деревянной крепи состоит из следующих операций: подготовка места, установка крепежной рамы и ее расклинивания, затягивание боков и кровли выработки.

Стойки, как правило, устанавливаются в лунки, выдолбленные в почве выработки. Чем выше прочность породы почвы, тем лунки делаются меньшей глубины. Так, в породах крепких и средней прочности глубина лунок составляет 10... 15 см, в породах ниже средней прочности – 15... 20 см, а в мягких породах – 20... 30 см. Лунки возле водоотливной канавки превышают ее глубину на 5... 10 см.

Рамы в выработках устанавливаются на расстоянии 0,5... 1,0 м одна от одной или меньше при малоустойчивых породах. При креплении, установленном в разбег, промежутки между рамами, во избежание выпадения кусков породы, закладываются затяжками из горбылей или распилов. Для равномерного распределения горного давления на крепь пустоты между затяжками и стенками выработки заполняются кусками породы.

При монтаже крепежной рамы в первую очередь устанавливаются в лунки стойки. Для удержания стоек они скрепляются с соседними рамами горбылями или скобами. Стойки устанавливаются утолщенным концом (комелем) вверх, чтобы обеспечить большую опорную плоскость для верхняка и предотвратить распространение воды из лунки по капиллярам дерева по всей длине стойки. При применении дерева для стоек с односторонней кривизной стойка ставится выпуклой стороной к стенке выработки. Правильность установки рамы проверяется с помощью отвеса.

После установки рама тщательно расклинивается. Это придает раме необходимую устойчивость.

Затягивание кровли и боков выработки выполняется в разбег и всплошную, встык или внахлестку.

Установка полной рамы начинается из укладки лежебоки в заранее подготовленное углубление на почве выработки. Стойки устанавливаются на лежебоку.

В конструктивном отношении крепление наклонных выработок (бремсбергов, уклонов, ходков, наклонных стволов) с углом наклона до 30... 45° аналогично креплению горизонтальных выработок. В наклонных выработках под углом больше 45° крепление в конструктивном отношении приближается к креплению вертикальных выработок.

При углах наклона до 10... 12° обычно применяются трапециевидные рамы. Крепежные рамы устанавливаются в плоскости с уклоном в сторону восстания выработки на угол 3... 9° от нормального положения. При углах уклоне выработки больше 10° применяются прямоугольные рамы. Для охраны рам от сползания вниз и обеспечения их устойчивости распоры между рамами устанавливаются по верху и по низу рамы.

Наклонные выработки при углах наклона 30... 45° крепятся полными рамами, а между верхняками и лежебоками соседних рам пробиваются распорки. Кроме того, через 5... 20 м длины выработки устанавливаются опорные рамы, которые выполняют роль опорных венцов. Концы верхняков опорных рам заводятся в лунки в боках выработки. Глубина лунок составляет 0,5... 0,7 м. Со стороны восстания рядом с опорной рамой устанавливается рядовая крепежная рама. С применением опорных рам разгружаются крепежные рамы.

Наклонные выработки с небольшим сроком службы незначительного поперечного сечения (печи, сбойки) крепятся рамами из двух, а иногда из трех стоек, которые подбиваются под распил. Скаты, которые предназначены для спуска угля самотеком, крепятся полными крепежными рамами с установкой распорок и опорных рам. Грузовые отделения скатов обшиваются досками, иногда досками и стальными листами толщиной 2... 3 мм.

Деревянная крепь также применяется в выработках с незначительным гор-

ным давлением и малым сроком службы.

Трудоемкость работ по возведению крепления зависит от конструкции элементов, поперечного сечения выработки, прочности пород, организации и средств механизации работ по креплению.

К операциям, которые зависят от конструкции крепи, относят установку крепления, доставку его элементов, затягивание кровли и боков выработки, уборку породы. Трудовые затраты в зависимости от конструкции крепи составляют 75... 80 % общей трудоемкости крепления.

Первоначальные затраты на крепление 1 м выработки с деревянной крепью в 1,5... 2,5 раза ниже, чем с металлическим, но стоимость поддержания выработки, закрепленной деревом, в 2... 3 раза выше, чем закреплённой металлическим креплением.

При расчетах деревянного крепления определяются диаметры верхняка и стоек. В обычной крепежной раме верхняк рассчитывается на поперечный изгиб как балка, которая свободно лежит своими концами на двух опорах. Внешняя нагрузка (горное давление) принимается распределенным по длине верхняка (по линейному или параболическому закону). Стойка работает на двойную деформацию: на продольный изгиб от нагрузки со стороны кровли и на поперечный изгиб от боковой нагрузки.

Диаметр верхняка из круглого дерева может быть определен по формуле проф. М.М. Протоdjeяконова:

$$d_B = 16,2a \sqrt{\frac{\gamma \ell}{f \sigma_{ВРУ}}}, \quad (3.1)$$

где a – половина ширины выработки в проходке по кровле, м;

γ – плотность пород кровли, кг/м³;

ℓ – расстояние между осями стоек рам, см;

f – коэффициент прочности пород кровли;

$\sigma_{изг}$ – допустимое напряжение изгиба материала крепления, МПа.

Диаметр стоек обычно принимается равным диаметру верхняка. Он может быть определен по формуле

$$d_{СТ} = 13,43 \sqrt{\frac{P_{СТ} \ell_{СТ}}{\sigma_{зг}}}, \quad (3.2)$$

где $P_{СТ}$ – осевое усилие на стойку, Н;

$\ell_{СТ}$ – длина стойки, см.

Давление на стойку принимается равным половине нагрузки на раму со стороны кровли с учетом угла наклона стойки и определяется по формуле

$$P_{СТ} = \frac{P}{2 \sin \alpha}, \quad (3.3)$$

где P – усилие со стороны кровли на раму, Н;

α – угол наклона стойки к горизонту, град.

Определить абсолютно точно диаметры и величины горного давления практически невозможно, поэтому полученные расчетным путём данные корректируются с учетом практики, экспериментальным путем и на основании опыта работы крепи в аналогичных условиях.

3.1.2 Металлическая крепь

Одним из наиболее эффективных крепей горных выработок является металлическое, которое имеет большую несущую способность, удобно при возведении, применяется в породах любой устойчивости. Металлическую крепь можно повторно использовать после правки элементов. В обычных условиях его целесообразно применять в выработках со сроком службы 20... 25 лет.

Для крепления горных выработок применяется преимущественно углеродистая сталь, которую поставляется металлургической промышленностью в виде проката.

Металл – один из наиболее прогрессивных крепежных материалов. Он имеет высокую прочность, долговечность, огнеустойчивость, значительную деформируемость без потери несущей способности, широкие конструктивные возможности. Крепление из металла имеет высокие эксплуатационные качества.

Недостатками металла как крепежного материала являются склонность к коррозии (ржавлению), которая эффективно проявляется в подземных условиях, и высокая стоимость. Защита металла от коррозии сводится к покрытию поверхности металла антикоррозийными красками, лаками, эмалями, цементно-песчаными растворами, уменьшением коррозионного действия окружающей среды (снижение кислотности шахтной воды, осушение выработок, улучшение проветривания).

Прокатный профиль имеет достаточную прочность, устойчивость поперечного сечения на сжатие и изгиб. Наиболее экономичным профилем будет такой профиль, при котором на крепление 1 м выработки тратится минимальное количество металла при высоком сопротивлении продольному и поперечному изгибу.

По физико-механическим свойствам металл – упругопластический материал. Поэтому крепление из него способны испытывать значительные пластические деформации без потери несущей способности. После исправления деформированных элементов металлическая крепь может использоваться повторно.

Для изготовления металлических рам крепи применяется в основном горячекатаную сталь типа СВП (специальный взаимозаменяемый профиль). Предусмотрено изготовление пяти типоразмеров таких профилей: №№ 17, 19, 22, 27, 33. Их характеристика представлена в табл. 3.1.

Кроме специальных профилей проката для изготовления металлической крепи применяются профили проката общего назначения – двутавровые балки, швеллеры, рельсы, угловая и равнобокая сталь, круглая и арматурная сталь.

Для армирования железобетонного и для изготовления анкерного крепления применяется сталь горячекатаная разового и периодического профиля (арматурная сталь).

Шахтные рельсы имеют пять типоразмеров: Р18, Р24, Р33, Р38, Р43. Теоретическая высота 90... 140 мм; ширина основания 80... 114 мм.

Специальные шахтные профили изготавливаются из стали марки Ст.5, профили проката общего назначения – из стали марки Ст.3.

Металлическая крепь изготавливается в виде трапециевидных, арочных и кольцевых рам. Они могут быть жесткими и податливыми.

Таблица 3.1 – Характеристика спецпрофиля

Максимальная площадь поперечного сечения выработки в свету после оседания, м ²	Типоразмер спецпрофиля	Несущая способность (сопротивление) одной арки (кН) при работе крепи в режиме		Количество рам на 1 м выработки при коэффициенте прочности пород		
		податливым	жестком	≤ 3	4... 6	7... 9
7,9	СВП-17	160... 180	300	1	1	0,8
9,2	СВП-19	180... 200	330	1	1	0,8
11,2	СВП-22	200... 220	330	1	1	0,8
13,8	СВП-27	230... 250	410	1	1	0,8
18,3	СВП-33	290... 310	490	1,5	1,25	1

Трапецевидное жесткое крепление (см. рис. 3.4) по конструкции аналогично деревянному. Рама состоит из двух стоек и верхняка, изготовленных из двутавровых балок. Эта крепь, как правило, жесткая. Стойки с верхняком соединяются съёмными башмаками, накладками и уголками с болтами. Стойки неполных рам устанавливаются непосредственно на почву выработки в лунки или на опорные пластины.

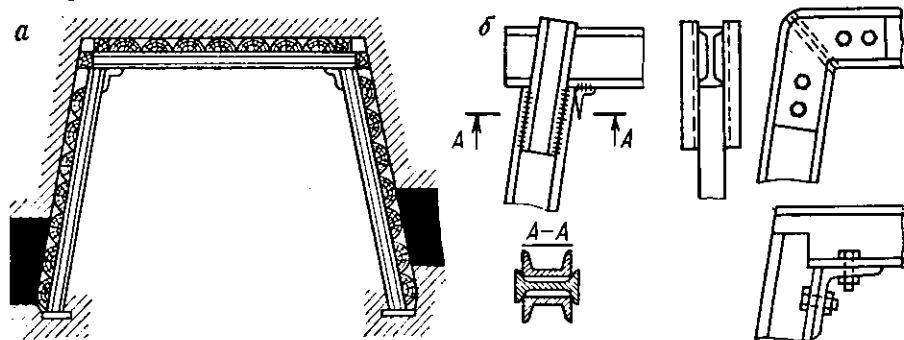


Рис. 3.4 Трапецевидная металлическая жесткая крепь

Достоинством трапецевидного металлического крепления является простота его изготовления и возведения. Недостатки – жесткость конструкции, меньшая несущая способность в сравнении с арочным креплением, которое обусловило ограниченность его применения.

В арочном жестком креплении каждая арка состоит из двух криволинейных элементов (полуарок), изготовленных из двутавровых балок, жестко соединенных между собой планками с болтами. Промежутки между арками перекрываются железобетонными затяжками. Для придания продольной устойчивости арки между собой соединяются металлическими стяжками. Достоинства такого крепления – простота конструкции и простота технологии возведения. Недос-

татки – жесткость конструкции, которая ограничивает её применение в выработках с постоянным горным давлением при отсутствии пучения пород почвы.

Металлическая податливая трапецевидная (прямоугольная), арочная и кольцевая крепь, имея приблизительно одинаковые конструктивные схемы, отличаются одно от другого в основном выполнением податливых замков для соединения элементов крепи, определяющих работу крепи в податливом режиме. Из соединительных замков наиболее распространение получили замки, состоящие из двух разъёмных резьбовых хомутов и с плоской планкой (см. рис. 3.5, а). Однако этот замок работает с периодическими сбрасываниями сопротивления и значительной деформацией хомутов и планок, что приводит к обрыванию гаек и деформированию крепи.

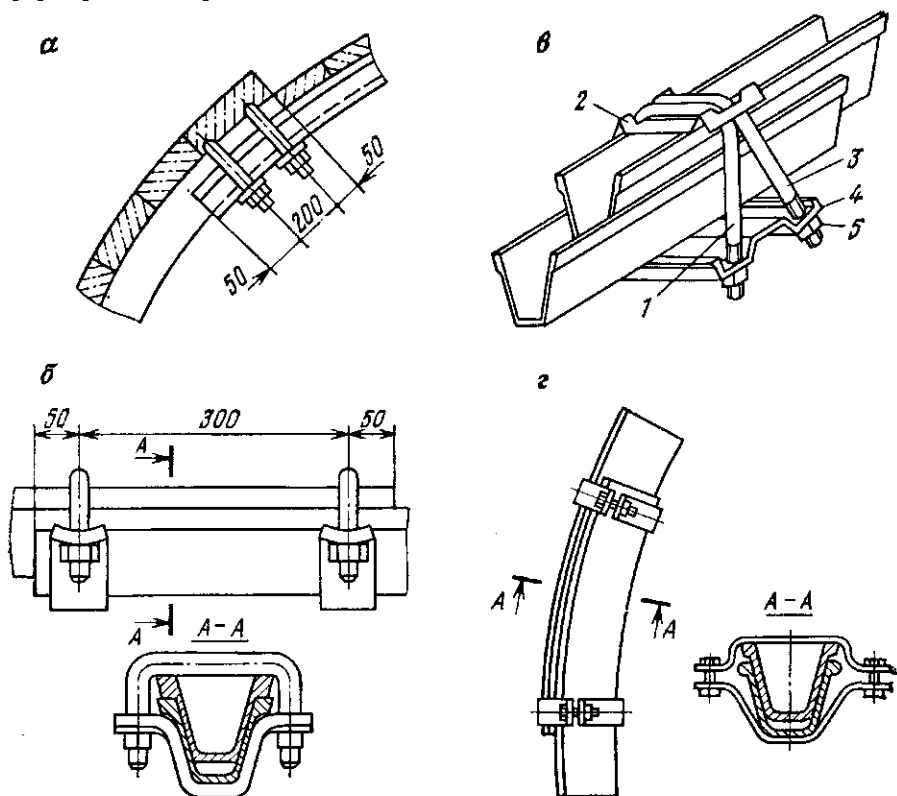


Рис. 3.5 – Соединительные замки податливого металлического крепления: 1 – нижняя скоба; 2 – фигурный хомут; 3 – верхняя скоба; 4 – фигурная планка; 5 – гайка

Для устранения недостатков в рассмотренных соединительных замках разработан усиленный замок с согнутой по форме спецпрофиля планкой и укороченными скобами (см. рис. 3.5, б).

С более мощной фигурной планкой и заблокированными между собой скобами соединительный замок (рис. 3.5, в) нашел самое большое распространение

на шахтах Донбасса. Скобы выполнены разной длины, более длинная скоба расположена под углом. Фигурная планка содействует повышению сопротивления крепи в податливом режиме, а блокирование скоб и наклонное расположение одной из них исключает перекоса скоб и обрывание гаек.

Конструкции резьбовых соединений имеют ряд недостатков. Наиболее целесообразно использовать специальный прокат для планок по форме спецпрофиля. Соединение планок в таких замках происходит стандартными болтами (рис. 3.5, з).

Кроме резьбовых соединительных замков разработаны безрезьбовые замки, состоящие из клина и кулачку с эксцентричной поверхностью. Но они не нашли применения на угольных шахтах.

Металлическая трапецевидная (прямоугольная) податливая крепь представляет из себя отдельные рамы (см. рис. 3.6). Рама изготавливается из спецпрофиля СВП и состоит из двух податливых стоек и верхняка. В выработках шириной более 4 м и при значительном давлении пород кровли устанавливаются дополнительные стойки усиления.

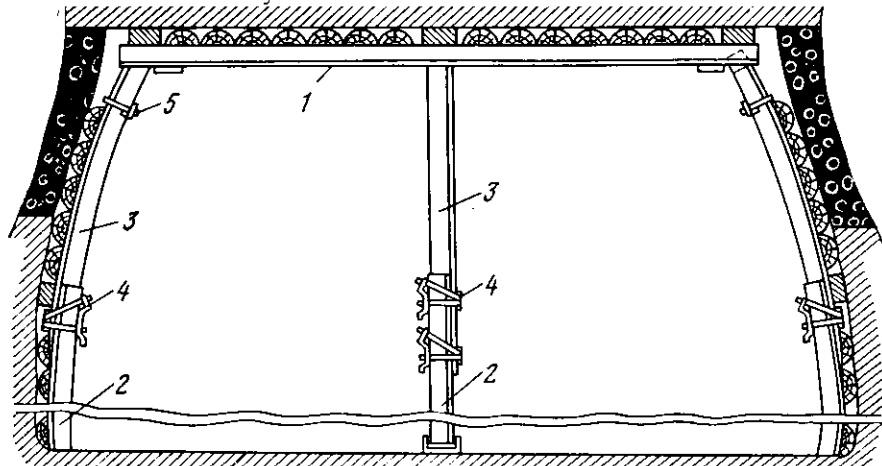


Рис. 3.6 – Металлическая трапецевидная податливая крепь: 1 – верхняк; 2 – нижний отрезок стойки; 3 – верхний отрезок стойки; 4 – соединительный замок; 5 – стяжка

Такая крепь предназначена для выработок без подрывания пород кровли, преимущественно примыкающих к очистному забою и предрасположенным влиянию очистных работ. Ожидаемое смещение пород кровли до 600 мм.

Арочная металлическая податливая крепь представляет из себя отдельные арки, которые состоят из элементов, изготовленных из спецпрофиля СВП. Арочная крепь может состоять из трех, четырёх и пяти элементов (звеньев).

Арочная металлическая трёхзвенная податливая крепь состоит из трех основных элементов из спецпрофиля СВП – верхняка и двух стоек, соединенных внахлестку замками (см. рис. 3.7). Размеры крепи, радиусы кривизны его элементов принимаются в соответствии с действующими типовыми проектами сечений выработок и техническими условиями на их изготовление. Податливость

крепь достигается благодаря скольжению верхняка по стойким в местах их соединения и составляет 300...400 мм.

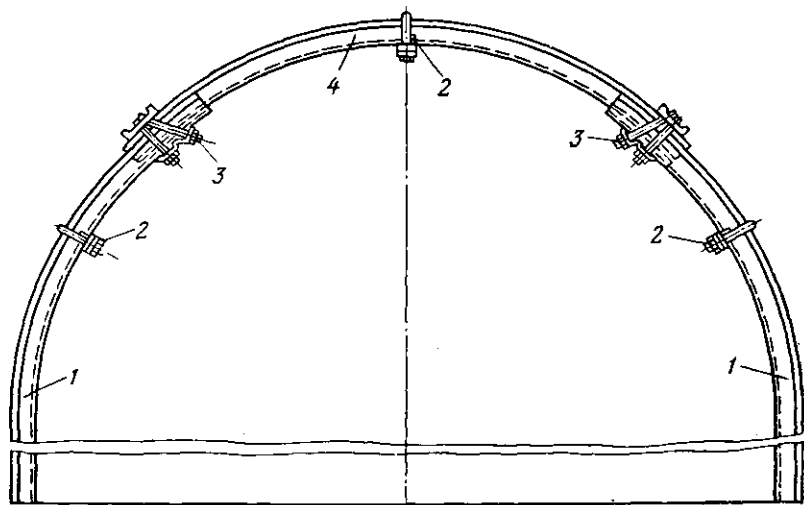


Рис. 3.7 – Металлическая арочная трёхзвенная податливая крепь с прямыми концами стоек: 1 – стойка; 2 – стяжка; 3 – соединительный узел из заблокированных скоб; 4 – верхняк

Арочная металлическая трёхзвенная податливая крепь предназначена для выработок, проведенных в слабых и средней прочности породах при смещении их до 400 мм. Срок службы выработок больше 3 лет.

Для крепления выработок со значительным смещением пород кровли применяется пятизвенная арочная металлическая крепь (см. рис. 3.8). Стойки крепи выполнены из двух отрезков спецпрофиля СВП, соединенных внахлестку. Наличие четырех соединительных замков на раме обеспечивает повышенную конструктивную податливость крепи до 1000 мм.

Пятизвенная арочная крепь недостаточно эффективна из-за того, что она рассчитана только на симметричную вертикальную нагрузку и не имеет горизонтальной податливости.

Для устранения недостатков в выше описанной металлической крепи разработана четырёхзвенная арочная податливая крепь. Эта крепь состоит из четырех равных по длине криволинейных звеньев, соединенных между собой внахлестку замками. Крепь предназначена для крепления выработок, расположенных в зонах активного влияния очистных работ и продолжительным сроком службы (больше 3-х лет).

К замкнутой металлической крепи относится кольцевая, эллиптическая и другие формы. Элементы крепи изготавливаются из различного профиля (СВП, двутавр). Кольцевая крепь изготавливается жесткой и податливой.

Технология возведения металлического крепления состоит в выполнении следующих последовательных операций.

После осмотра забоя и его обборки от нависающих кусков породы по периметру выработки под защитой временной крепи расчищается место и готовятся

лунки для установки стоек в соответствии с паспортом крепления. Стойки устанавливаются поочередно в лунки и скрепляются межрамными стяжками с ранее смонтированной рамой. Боковые стяжки располагаются с учетом ожидаемой податливости крепи, но не меньше, чем на 0,4 м ниже соединительного узла. Стойки собираются заранее до их установки по размерам, предусмотренным паспортом крепления. Верхняк поднимается под кровлю вручную или с породопогрузочной машины и соединяется со стойками. Между соединительными замками сопредельных рам устанавливаются межрамные деревянные распорки и раму расклинивают в двух точках деревянными клиньями на высоте, равной 0,55...0,6 её ширины или в 1/4 пролета от оси сечения выработки. После укладки межрамных ограждений (затяжек) закрепленное пространство заполняется породой.

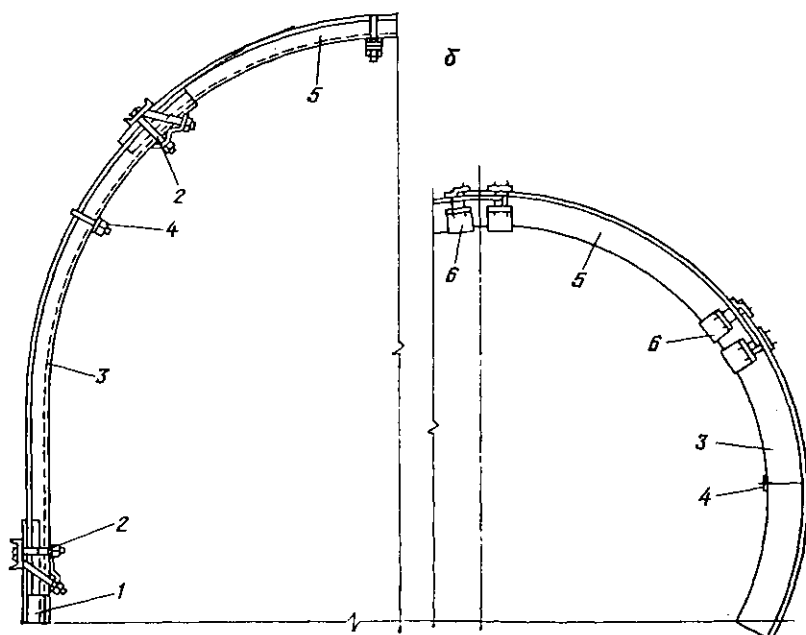


Рис. 3.8 – Металлическая арочная податливая крепь: 1 – дополнительный отрезок спецпрофиля; 2 – соединительный узел из заблокированных скоб; 3 – боковая стойка; 4 – стяжка; 5 – верхняк; 6 – соединительный узел с планкой, согнутой по форме спецпрофиля

После подвигания проходческого забоя на 10...15 м повторно подтягиваются гайки соединительных замков (в дальнейшем они подтягиваются при ослаблении). Правильность затягивания гаек динамометрическим ключом контролирует горный мастер.

Затяжки необходимо укладывать таким образом, чтобы они не мешали скольжению элементов крепи при оседании кровли. При использовании железобетонных затяжек должны быть оставлены зазоры между ними с учетом на оседание крепи.

Расчеты крепи горных выработок производится по величине и характеру распределения нагрузок на крепь, по расчетам нагрузок в отдельных элементах кре-

пи.

Наиболее точно нагрузка на крепь определяются на основании данных экспериментальных исследований проявления горного давления в шахтных условиях. На основании этих данных выводятся эмпирические формулы для определения величин нагрузок на крепь и смещение пород по контуру выработки. Для прогнозирования проявления горного давления и расчетов параметров крепи для различных горно-геологических условий необходимо определить большое количество эмпирических коэффициентов на основе трудоемких шахтных инструментальных наблюдений.

Для выбора металлической крепи ограничиваются готовыми данными, полученными на основании экспериментальных и теоретических исследований.

Для расчетов плотности установки арочного крепления рекомендуются следующие величины несущей способности в податливом режиме одной арки:

– СВП-17 и СВП-19 – 200... 220 кН;

– СВП-22 – 230... 240 кН;

– СВП-27 и СВП-33 – 250... 300 кН.

Несущую способность в податливом режиме одной трапециевидной рамы из спецпрофиля СВП-17 и СВП-19 можно принимать равной 220... 230 кН.

Плотность установки рам крепи

$$n = \frac{P}{gk}, \quad (3.4)$$

где P – фактическое или расчетное усилие (кН) на 1 м выработки;

G – несущая способность крепежной рамы в податливом режиме, кН;

K – коэффициент, который характеризует условия работы крепи (для металлического и сборного железобетонного крепления $k = 0,7... 0,9$).

Окончательная плотность крепи уточняется на основе опыта.

Минимальное сопротивление крепи в жестком режиме работы на одну арку составляет СВП-17 – 260 кН, СВП-22 – 300 кН, СВП-27 – 310... 350 кН, СВП-33 – 400... 450 кН.

3.1.3 Бетонная, каменная и железобетонная крепь выработок

В шахте есть выработки, крепление которых деревом или металлом нецелесообразно. Это, как правило, капитальные выработки (околоствольные дворы, камеры, капитальные квершлагги) при значительном постоянном горном давлении в непрочных породах и продолжительным сроком службы. Для их крепления используется бетон, железобетон и искусственный камень.

Материалом для изготовления бетонной крепи является бетон монолитный или с армированный арматурой.

Бетон – искусственный каменный материал, получающийся при твердении смеси цемента, воды и наполнителя (песка, щебеня или гравия).

Основным вяжущим веществом в бетоне является цемент, который обеспечивает твердение смеси.

Вязущие вещества – это тонко измельченные естественные или искусственные материалы, которые при смешивании их с водой образуют пластическую массу и постепенно превращаются в твердое тело. В’жущие вещества делятся на **воздушные** (твердеют только на воздухе) и **гидравлические** (твердеют как на

воздухе, так и в воде). Для горной крепи применяются только гидравлические вяжущие вещества и чаще всего портландцемент (силикатный цемент).

Качество цемента оценивается его маркой, которая отвечает пределу прочности (МПа), умноженной на 10, при сжатии образцов кубиков размером $40 \times 40 \times 160$ мм. Кубики изготавлиют за 28 суток до испытаний из смеси, которая состоит из одной части цемента (по массе), трех частей песка и не меньше 0,4 части воды. Для шахт применяется цемент марок 300, 400, 500 и 600.

Состав бетонной смеси обозначается как отношения Ц:П:Щ, где Ц – одна часть цемента; П – число частей песка; Щ – число частей щебня (гравия) по массе. Для горной крепи принимаются соотношения 1:2:3; 1:3:5; 1:4:6. Составные части бетонной смеси тщательно перемешиваются с добавлением воды в бетономешалках.

В зависимости от доли цемента в 1 м^3 бетонной смеси различаются бетоны жирные (более 250 кг цемента), средние (200... 250 кг), тощие (до 200 кг).

В зависимости от доли воды в 1 м^3 бетонной смеси различаются бетоны жесткие (130... 170 л), пластичные (170... 230 л), литые (более 230 л).

По плотности различают бетоны тяжёлые (плотность 1800 кг/м^3 и выше) и легкие (плотность до 1800 кг/м^3).

Для крепления выработок применяются жирные, жесткие и тяжёлые бетоны, которые обеспечивают высокую прочность и водонепроницаемость крепления.

Прочность бетона определяется его маркой, которая отвечает пределу прочности на сжатие в мегапаскалях, умноженное на 10. При возведении монолитной бетонной и железобетонной крепи в выработках применяется бетон марок 100, 150, 200. Для изготовления сборного железобетонного крепления применяется бетон марок 300, 400 и выше плотностью $2,1 \dots 2,3 \text{ т/м}^3$.

Достоинствами бетона как крепежного материала являются высокая прочность при работе на сжатие, монолитность, долговечность, огнеустойчивость. Но бетону присущи и недостатки – большая плотность, незначительное сопротивление изгибающей и растягивающей нагрузкам (в 7... 12 раз меньше, чем при сжатии).

Железобетон – это бетон, армированный стальной арматурой. В железобетоне хорошо используются свойства обоих материалов – бетон в основном работает на сжатие, а стальная арматура – на растяжение. Железобетон может быть монолитным и сборным (из готовых элементов). Для улучшения совместной работы бетона и арматуры в сборных конструкциях широко применяются элементы с предварительно напряженной арматурой (струнбетон).

Формы поперечного сечения горных выработок, закрепленных монолитным бетоном:

- при вертикальном давлении для пород с $f = 3 \dots 9$ – сводоподобное перекрытие и вертикальные стены (рис. 3.9, а);
- при значительном давлении сверху и по бокам для пород с $f = 1 \dots 2$ – подковоподобная (рис. 3.9, б);
- при сложных горно-геологических условиях с расчетной нагрузкой до $0,35 \dots 0,5 \text{ МПа}$ – подковоподобная с обратным сводом (рис. 3.9, в) или цилиндрическая (рис. 3.9, г).

Для выработок с электровозной откаткой при колее 900 мм разработано 11

типоразмеров поперечных сечений от 5,5 до 15,4 м² в свету с шириной выработок от 1,8 до 5,4 м.

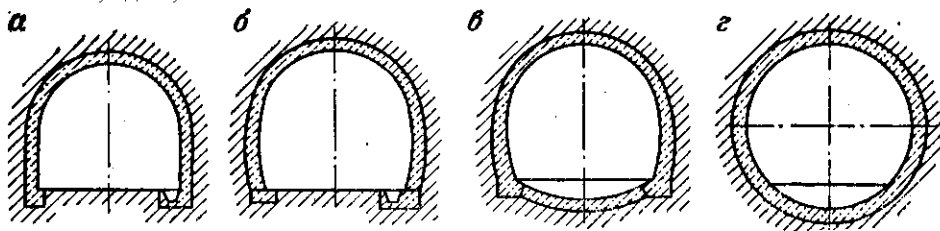


Рис. 3.9 – Монолитная бетонная крепь

Крепление из монолитного бетона имеет сводчатую или замкнутую форму. Бетонное крепление отличается высокой прочностью, долговечностью, относительно невысокой стоимостью. Оно имеет высокие аэродинамические качества, механизированное возведение. Недостатки – невозможность после его возведения сразу же противостоять нагрузкам горных пород до тех пор, пока бетон не наберёт прочность.

Бетонная незамкнутая крепь состоит из фундаментов, стен и свода. Фундамент представляет из себя часть стены, расположенную ниже уровня поверхности почвы на глубину 500 мм со стороны водоотливной канавки и 250 мм – с противоположной стороны. Толщина фундаментов в крепких породах равна толщине стен, а в слабых породах – больше толщины стен на 150... 250 мм. Верхняя часть свода называется замком, а поверхности опирания на стены – пятнами. Толщина стен принимается равной 200... 500 мм, толщина верхнего свода – 170... 350 мм, толщина обратного свода – 200... 350 мм. При цилиндрической форме толщина стенок принимается равной 300... 600 мм.

При возведении крепи для придания ему необходимой формы применяются деревянные или металлические опалубки.

В зависимости от прочности пород бетонная крепь возводится с отставанием от забоя до 20 м. Участок выработки между забоем и местом бетонных работ поддерживается временным креплением. Возведение бетонного крепления начинается с сооружения фундаментов. Стены и своды возводятся после установки опалубки. Бетонная смесь укладывается равномерно с двух сторон – сначала стен, а затем – свода. При небольших объемах работ бетон за опалубку укладывается вручную, при значительных объемах (более 10 м³ в смену) – механизированным способом с применением бетоноукладочного комплекса.

Разновидностью монолитного бетонного крепления является крепь из торкрет-бетона и набрызгбетона. Особенностью этого крепления является способ приготовления бетонной смеси и способ её укладки (безопалубковое бетонирование). Под давлением сжатого воздуха (0,2... 0,3 МПа) смесь подается по шлангу и набрызгивается слоями толщиной 2... 3 см на предварительно смоченную поверхность выработки. Каждый следующий слой наносится через 15... 20 минут. Суммарная толщина полученного слоя составляет 200 мм и более.

Достоинством набрызгбетонной крепи является отсутствие опалубки, высокий уровень (до 90 %) механизации работ, непрерывность процесса крепления, большая несущая способность, малая трудоемкость возведения.

Недостатками являются значительные потери бетонной смеси (отскок до 60 %), зависимость качества крепления от квалификации оператора.

Набрызгбетонная крепь применяется как в самостоятельном виде (при $f > 6$), так и в совокупности с анкерной крепью, металлической сеткой, металлическими арками (при $f < 6$).

К сплошному и жесткому креплению относят каменное крепление. В качестве крепежного материала применяется кирпич, бетониты и бетонные блоки.

Кирпич получается из глины путем формовки ($250 \times 120 \times 65$ мм³). Для крепления выработок применяется кирпич марок 150 и 175 плотностью 1,6... 1,9 т/м³.

Бетониты (бетонные камни) изготавливаются из бетона или шлакобетона массой до 40 кг с размерами в длину 300... 500 мм, в ширину и высоту 150... 200 мм. Марка бетонитов не ниже 150.

Бетонные блоки – это бетониты больших размеров и массой 200... 300 кг и больше.

Каменное крепление возводится из искусственного камня на цементно-песчаном растворе в отношении 1:3. После сооружения фундамента выводятся стены одновременно с обеих сторон. Пустоты за крепью забутовываются мелкой породой или заливаются цементно-песчаным раствором состава 1:5... 1:7.

Недостатком каменного крепления является большая трудоемкость работ по возведению, наличие швов, которые снижает монолитность.

По способу изготовления **железобетонную** крепь подразделяют на монолитную и сборную. Монолитная крепь изготавливается на месте его возведения в выработке. По форме оно аналогичное бетонному. Возводится эта крепь так же, как и бетонная. Перед бетонированием выполняются операции по изготовлению и установке арматурного каркаса. Арматура крепи может быть гибкой из стержней круглого или периодического профиля диаметром 8... 25 мм, или жесткой из двутавровых (швеллерных) балок, спецпрофиля, из рельсов в виде рам, арок и колец. Крепь с жесткой арматурой называется металлобетонным.

Монолитная железобетонная крепь применяется в капитальных выработках со значительным и неравномерным горным давлением, а также для крепления соединений капитальных выработок при длительном сроке службы.

Монолитной железобетонной крепи присущи недостатки бетонной крепи. Кроме того, возведение его сложнее, дороже и продолжительнее, что ограничивает его применение.

Возведение монолитной железобетонной крепи включает в себя монтаж арматуры, установку опалубки и бетонирование. Бетонная смесь укладывается без нарушения положения арматуры. Стены бетонируются слоями по 20... 30 см. Гибкая арматура для восприятия растягивающих усилий делается двойной. Предполагается она возле внешней и внутренней поверхностей крепи. Гибкая арматура состоит из рабочих прутков диаметром 8... 30 мм и распределительных диаметром 5... 12 мм с хомутами из провода диаметром 5... 10 мм, которые удерживают рабочие прутки в нужном положении. В местах пересечения прутки перевязываются тонкой проволокой, образуя этим арматурный каркас.

3.1.4 Разновидности бетонной крепи

Комбинированная крепь из металлических рам крепи, которые имеют кон-

структивную податливость, устанавливаются возле забоя выработки и сначала работают в податливом режиме. Кровля и бока выработки перекрываются затяжками, которые при бетонировании через 30... 50 м от забоя извлекаются.

Из сборной сплошной крепи практическое применение нашли блочные бетонные конструкции, а из железобетонных – большегабаритные гладкостенные тубинги.

Блочная бетонная крепь является многошарнирной ограниченно податливой конструкцией, которая состоит из бетонных блоков, между которыми укладываются деревянные прокладки толщиной 30... 40 мм. Прокладки выполняют роль элемента податливости и обеспечивают более равномерную передачу нагрузок по плоскостям контактирования блоков. Длина дуги блоков по внутреннему контуру 800 мм, ширина блока и колец крепи 500 мм, толщина 300 и 400 мм в зависимости от размеров сечения выработки.

Блочная крепь разработана двух типов – с незамкнутым контуром для выработок в породах средней устойчивости и замкнутым – в слабых неустойчивых породах (рис. 3.10, а, б). Типовой проект разработан для семи сечений выработок от 7,9 до 19,6 м² в свету. На 1 м выработки тратится от 24 до 40 блоков, затраты бетона составляют от 2,88 до 7,6 м³.

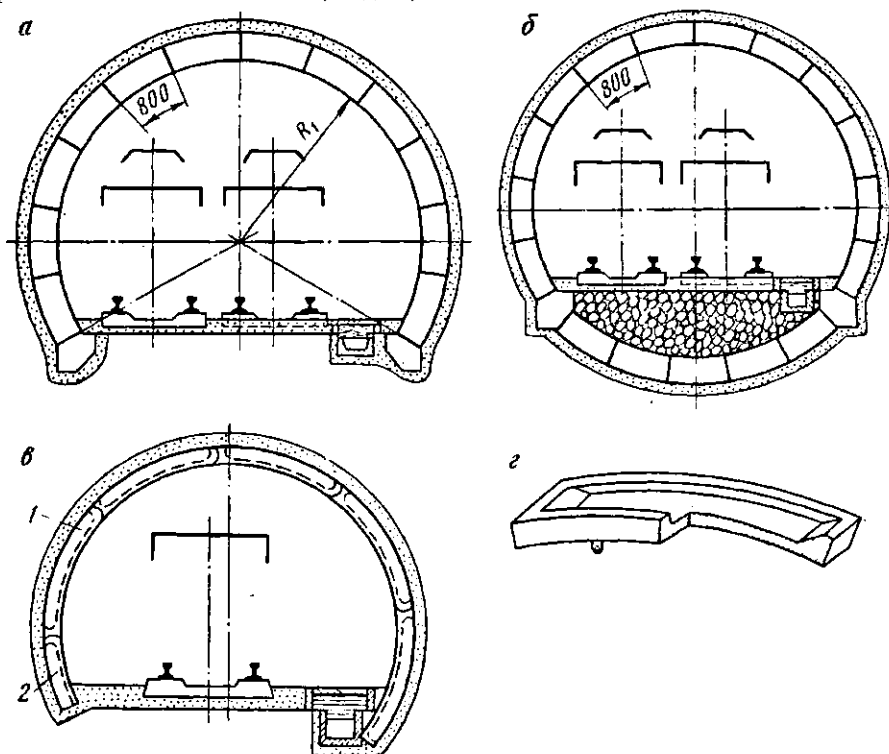


Рис. 3.10 – Сборная сплошная крепь

Арочная железобетонная сплошная тубинговая крепь (КТАГ) состоит из

отдельных тюбингов и полутюбингов (рис. 3.10, в). Тюбинг представляет из себя цилиндрическую оболочку, усиленную по периметру с внешней стороны ребрами. Арка крепления состоит из 5... 7 тюбингов. Ширина тюбинга 1 м, масса – до 500 кг. Тюбинги сопредельных арок устанавливаются с перевязкой горизонтальных швов. Это достигается благодаря применению полутюбингов. Максимальная допустимая нагрузка на крепь составляет 0,3 МПа. Разработаны шесть типовых сечений выработок в свету диаметром от 3,8 до 5,8 м, что практически охватывает все варианты сечений выработок с колеей 900 мм.

Тюбинги в арку соединяются шарнирно благодаря цилиндрической выпуклости с одной стороны и аналогичной вогнутости – с другой. Возводится крепь снизу вверх, укладывая тюбинги и расклинивая их временными распорками. После установки последнего замкового тюбинга арку забучивается равномерно с обеих сторон, а распорки изымаются.

Для крепления капитальных выработок также применяется сборное железобетонное гладкостенное тюбинговое крепление ГТК, которое отличается от КТАГ размерами и массой тюбингов (рис. 3.10, г). Ширина тюбинга 750 мм, масса 180... 530 кг. Выпускается девять типоразмеров тюбингов, которые позволяют крепить выработки площадью сечения в свету 8... 26 м² (радиус 1,7... 3,4 м в свету).

Крепь ГТК возводится вслед за движением забоя без применения временно крепления. Крепью рассчитана на горное давление 0,1... 0,4 МПа.

При креплении выработок железобетонными тюбингами, блоками, бетонитами, кирпичом между крепью и массивом породы неизбежно остаются пустоты. Особенно это наблюдается в арочной части выработки. Величина незаполненного пространства достигает больших размеров и обусловлена главным образом качеством ведения буровзрывных работ.

Одним из эффективных способов обеспечения необходимой несущей способности крепи является тампонирующее закрепление пространства. Перед началом тампонажных работ в блоках бурятся скважины, через которые по трубам подается песчано-цементный раствор. Состав раствора 1:5. На 1 м³ раствора расходуются 230 кг цемента и 1170 кг песка. Раствор в скважину подается насосами при давлении 0,3 МПа.

В некоторых случаях при значительных объемах пустот сначала в закрепленное пространство подается гравий или мелкий щебень крупностью не более 20 мм. После этого выполняется нагнетание цементно-песчаного раствора.

Для механизации крепежных работ с использованием блочной и тюбинговой крепи применяются укладчики, которые представляют из себя поворотные грузоподъемные манипуляторы на самоходных тележках.

Сборная и смешанная крепь по форме поперечного сечения разделяется на незамкнутое и замкнутое, на трапециевидное, арочное и кольцевое, а по характеру работы – на жесткое и податливое.

Сборная железобетонная крепь изготавливается на заводах ЖБИ и возводится в горной выработке путем монтажа готовых изделий.

Железобетонная трапециевидная жесткая крепь представляет из себя раму, которая состоит из двух стоек и верхняка (см. рис. 3.11, а). Крепь предназначена для однопутевых выработок в устойчивых породах при горном давлении со

стороны кровли до 0,13 МПа и боковом – до 0,05 МПа.

Стойка крепи в сечении имеет трапециевидную форму с прямоугольным оголовком на одном конце для соединения с верхняком. Выпускаются два типоразмера стоек – 2,5 и 2,9 м с массой соответственно 115 и 125 кг. Верхняк изготавливается в виде железобетонной балки трапециевидного сечения с переменной высотой. Соединение верхняка со стойкой происходит при помощи опорной поверхности. Арматурный каркас верхняка плоский. Верхняки двух типоразмеров – 2,24 и 2,54 м с массой соответственно 90 и 110 кг. Расчетная несущая способность верхняка на изгиб 31... 40 кН·м.

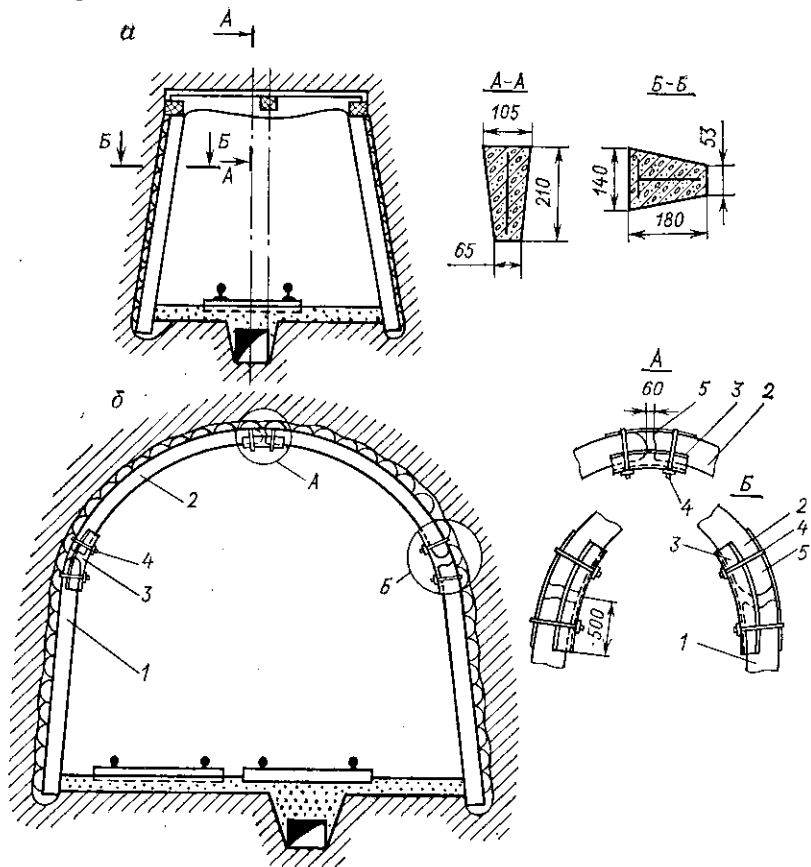


Рис. 3.11 – Сборная рамная железобетонная крепь

Рамы монтируются в разбег. Пространство между рамами перекрывается железобетонными затяжками. Пустоты за затяжками закладываются породой. Возведение крепи механизировано.

Железобетонная трапециевидная податливая крепь КЖТ состоит из двух железобетонных стоек и верхняка трапециевидного сечения, внутренний контур которого отвечает внешнему контуру спецпрофиля СВП. Верхняк соединяется со стойками металлическими податливыми болтовыми узлами Г-образной фор-

мы из спецпрофиля СВП. Верхняки и стойки взаимозаменяемые, изготавливаются из бетона марки 300 и 400 и армируются объемными каркасами из гнутой сетки. Крепь предназначена для выработок с углом наклона $8...15^\circ$, площадью поперечного сечения в свету 8 м^2 и сроком службы более двух лет при отсутствии значительного пучения почвы.

Железобетонная арочная податливая крепь (рис. 3.11, б) состоит из двух железобетонных прямолинейных стоек 1 и составленного из двух железобетонных унифицированных сегментов криволинейного верхняка 4. Сечение стоек и сегментов трапециевидное. Соединение элементов в арку выполняется с помощью металлического податливого узла 2, который состоит из отрезков спецпрофиля СВП, полосы 5 и двух хомутов 3 с планками и гайками. Концы соединительных элементов округлены.

При монтаже арки в местах соединения элементов оставляется зазор до 60 мм. Податливость происходит благодаря скольжению элементов арки в местах их соединения. Такая крепь применяется в выработках со сроком службы более двух лет при наличии устойчивых пород почвы и площадью сечения в свету $11...13\text{ м}^2$. Несущая способность арки 240 кН.

Железобетонная кольцевая податливая крепь ЖК состоит из отдельных колец, установленных в выработке в разбег. Кольцо крепи собирается из 5...6 унифицированных (взаимозаменяемых) сегментов трапециевидного сечения длиной по хорде 2,25 м и армированных сварным каркасом. Каждый сегмент имеет один конец выпуклый, второй – вогнутый. Соединение сегментов в кольцо происходит отрезками спецпрофиля СВП и соединительными хомутами. Податливость крепи до 150 мм. Крепь применяется в выработках площадью сечения $10,5...12,8\text{ м}^2$. Несущая способность кольца до 300 кН. Срок существования выработок с такой крепью больше трёх лет при наличии слабых пород и всестороннем давлении вне зоны активного действия очистных работ.

Для крепления горных выработок предполагается применение смешанного крепления – железобетонных стоек с металлическими верхняками из спецпрофиля СВП или двутавровых балок. Железобетонные элементы крепи изготавливаются из бетона марок не ниже 300.

Смешанная трапециевидная жесткая крепь ППС-2 состоит из двух железобетонных прямоугольных пустотелых стоек и металлического шарнирно-подвесного или накладного верхняка из спецпрофиля или двутавровых балок (рис. 3.12, а). Железобетонные стойки изготавливаются семи типоразмеров длиной 2,1...3,3 м. Они армированы сварным каркасом. Несущая способность этих стоек при сжатии 350...400 кН, при поперечном изгибе – 25...30 кН·м.

Крепь предназначена для выработок в зоне постоянного горного давления и породах устойчивых и средней устойчивости при отсутствии бокового давления и пучения почвы. Площадь поперечного сечения до $12,5\text{ м}^2$.

Смешанная трапециевидная податливая крепь СП-2 аналогична конструкции ППС-2 (рис. 3.12, б). Податливые стойки по форме аналогичны жестким ППС-2 и отличаются от них тем, что нижние концы их на длине до 0,5 м ослаблены в 1,5...2 раза благодаря уменьшению размеров арматуры и толщины стоек. При среднем усилии не меньше 130 кН за счет разрушения (без потери несущей способности) ослабленного конца стоек податливость крепи достигает

200... 300 мм.

Крепь применяется в выработках в зоне влияния очистных работ в устойчивых и средней устойчивости породах с боковым давлением не более 0,5 МПа.

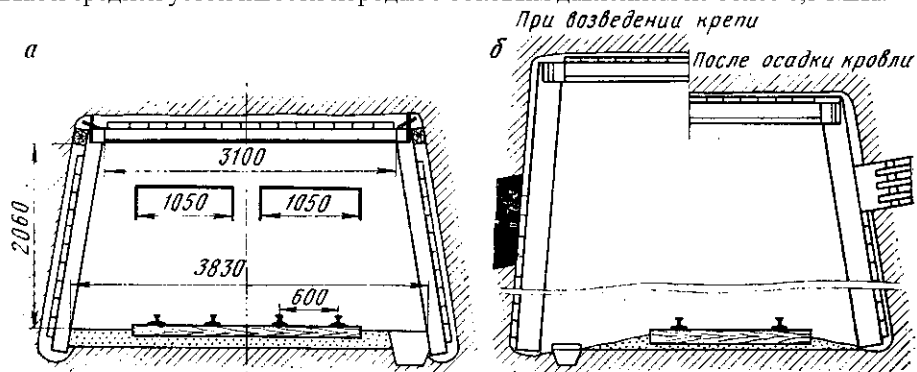


Рис. 3.12 – Смешанная трапецевидная крепь из железобетонных стоек и металлического верхняка

Смешанная арочная податливая крепь АП (рис. 3.13) состоит из двух железобетонных криволинейных стоек трапецевидного сечения, металлического арочного верхняка из спецпрофиля СВП-17 или СВП-22, соединенных между собой внахлестку хомутами. Стойка имеет длину по хорде 2,7 м. Стойки армированы сварным Т-образным каркасом. Конструктивная податливость крепи составляет до 100 мм. Крепь АП применяют в выработках площадью сечения 6,4... 17,0 м² (семь типоразмеров крепи). Несущая способность арки 140... 180 кН.

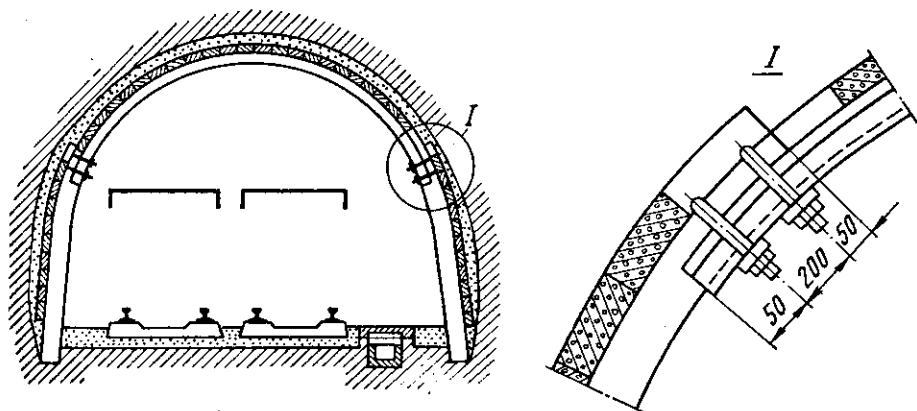


Рис. 3.13 – Смешанная арочная податливая крепь из железобетонных стоек и металлического верхняка

К смешанному относится анкерно-рамная крепь, которая представляет из себя соединение анкерной крепи с взаимозаменяемым металлическим, железобетонным и деревянным. При проведении выработки призабойное пространство

закрепляется анкерной крепью, а с отставанием от забоя на 10...25 м между рядами анкерной крепи возводится рамное крепление.

3.1.5 Анкерная крепь

Конструктивно анкерная крепь отличается от выше рассмотренных тем, что оно представляет из себя систему стержней (штанг), закрепленных в шпурах (скважинах) и расположенных в определенном порядке в породах. К штангам подвешиваются опорные плиты, подхваты из прокатных профилей, затяжка. Анкера удерживают породы от расслоения, сдвига и обрушения.

До проведения выработки слои породы плотно примыкают друг к другу (находятся в естественной связи). После проведения выработки, если кровля оголяется, равновесие нарушается. Нижние слои начинают изгибаться. За нижним слоем происходит отслоение и выгибание следующих слоёв, что приводит, в конечном итоге, к расслоению и обрушению породы.

Одним из условий эффективного применения анкерной крепи является надежная его работа в эксплуатации, критерием которой выступает несущая способность, которая, в свою очередь, определяется прочностью материала анкера (штанги) на разрыв и прочностью закрепления его в шпуре.

Прочность материала анкера определяется исходя из площади его поперечного сечения. Прочность закрепления анкера зависит от прочности пород и определяется экспериментально.

Наиболее распространенные условия работы анкерной крепи в выработках:

- слои непосредственной кровли «подвешивают» анкерами к устойчивой основной кровле (рис. 3.14, а), причем замки анкеров углубляются в устойчивую зону массива не менее чем на 0,3... 0,4 м;
- отдельные слои пород анкерами «сшиваются» в одну монолитную плиту (рис. 3.14, б), которая способна воспринимать нагрузку от выше расположенных пород.

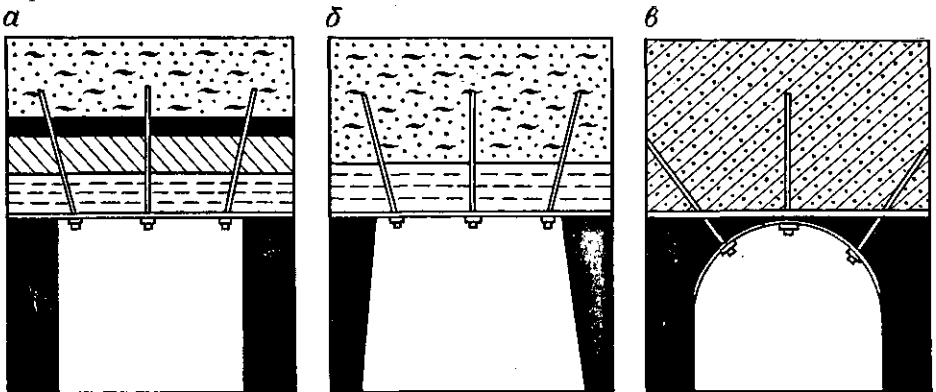


Рис. 3.14 – Схемы работы анкерной крепи в подготовительных выработках

Анкерная крепь по характеру упрочения пород делится на две группы:

- с упрочением в донной части шпура (анкеры с механическим замковым упрочением);

– с упрочением по всей длине шпура или значительной его части (анкеры с упрочением химическими, цементными или фосфогипсовыми растворами), металлические (трубчатые) анкера, которые закрепляются в шпуре энергией взрыва ВВ, и прочие.

Анкерная крепь применяется в выработках различного назначения, формы поперечного сечения и срока службы, как самостоятельный вид, так и в сочетании с другими видами крепления.

В отечественной и зарубежной горной практике известно более 200 разных конструкций деревянного, металлического, железобетонного и полимерного анкерного крепления. Чаще всего для крепления кровли и боков выработок применяются металлические и деревянные анкера, для крепления почвы выработки – железобетонные и деревянные.

Металлический замковый анкер АД-1 (рис. 3.15, а) состоит из стержня 4 с резьбой на обоих его концах, клиньев 2 и 3 с приваренной к клину 2 гайкой 1, опорной плиты 5 и натяжной гайки 6. Перед установкой анкера клин 2 с гайкой 1 навинчивается на верхний конец стержня, а клин 3 прикладывается к стержню 4 и поддерживается трубой. Вместе с трубой анкер подаётся в шпур и ударами по трубе надвигается нижний клин 3 на верхний 2. Дальнейшее упрочнение анкера в шпуре происходит по счет подачи верхнего клина вниз при вращении штанги ключом за её квадратный хвостовик. Далее на хвостовик навешивается верхняя или опорная плита 5 и затягивается гайка 6.

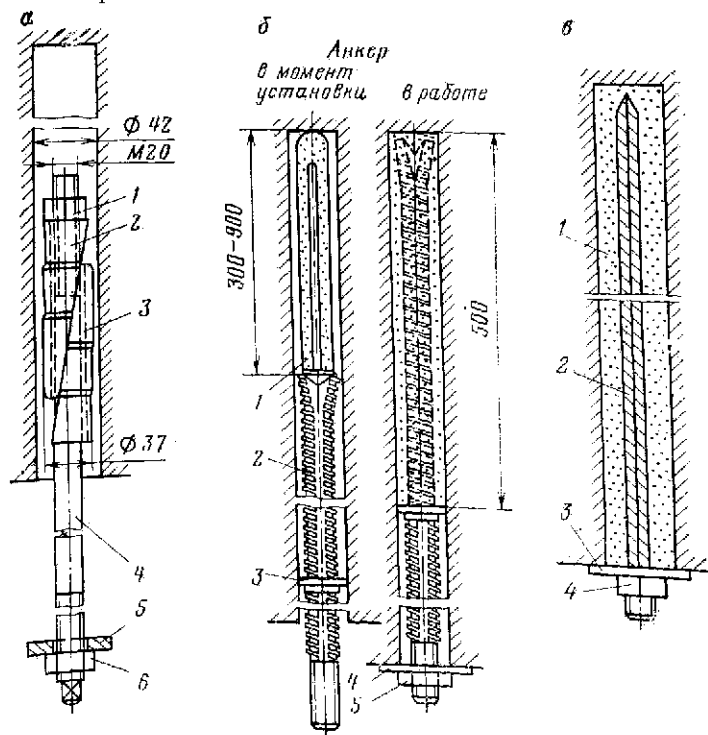


Рис. 3.15 – Конструкция анкеров

Металлические анкера применяются в выработках любой площади попереч-

ного сечения вне зоны влияния очистных работ (полевые штреки, квершлагги), в породах с $f = 4 \dots 9$ и сроком службы до двух лет. Положительной особенностью металлических анкеров является их способность воспринимать нагрузку сразу после установки.

Металлический анкер с упрочением быстротвердеющим химическим соединением АКХ (рис. 3.15, б) принципиально отличается от металлических замковых анкеров тем, что он закрепляется по всей длине шпура или в значительной ее части с помощью быстротвердеющего вещества. Анкер АКХ состоит из стального стержня 2 периодического профиля диаметром 18...25 мм с резьбой на внешнем конце, ампулы с закрепителем 1 (смесь песка с полимерной смолой), уплотнительного резинового кольца 3, опорной плиты 4 и натяжной гайки 5. В шпур сначала подают одну или несколько ампул с закрепителем, далее стержень с резиновым кольцом. При вращении стержня ампулы в шпуре разрываюся, содержимое их перемещается и заполняет пространство между стержнем и породой с дальнейшим затвердением. К работе такие анкера готовы через 1...2 часа. Анкера АКХ называются сталеполимерными. Стержни можно изготавливать из дерева или полимерных материалов.

Анкера с химическим упрочением имеют простую конструкцию, возможность применения в слабых породах с $f = 1 \dots 3$, незначительную трудоемкость установки.

Железобетонный анкер (рис. 3.15, в) состоит с арматуры 2 (стальные стержни периодического или круглого профиля диаметром 16...22 мм, отрезки канатов), цементнопесчаного или цементного раствора 1, опорной плиты 3 и натяжной гайки. Такие анкера называются инъектируемыми. Самое большое распространение имеют забивные анкера, арматурные стержни которых забиваются в шпуры после нагнетания в них скрепляющего раствора. Через 3...5 часов на концы анкеров устанавливаются опорные плиты или подхваты, которые натягиваются концевыми гайками.

Достоинства железобетонных анкеров – простота конструкции; недостатки – сложность контроля заполнения шпура цементным раствором.

Деревянные анкера изготавливаются из дуба, лиственницы, сосны длиной 1...2 м диаметром 40...60 мм с двумя взаимно перпендикулярными прорезами на торцах и двумя клиньями. Применяются деревянные анкера преимущественно в подготовительных и нарезных выработках (скаты, печи, просеки) площадью поперечного сечения до 3...4 м² со сроком службы до 1,5 лет, а также для укрепления пород почвы.

Деревянные анкера имеют малую массу, просты в изготовлении, но они имеют незначительную прочность, склонны к гниению.

Процесс возведения анкерного крепления включает в себя: бурение шпуров, установку анкеров, укладку межрамного перекрытия (затягивание). Наиболее трудоемкая технологическая операция при возведении анкерного крепления – бурение шпуров в кровле выработки. Для механизации процессов крепления выработок анкерами создан ряд машин и механизмов.

Упрочение замковых анкеров в шпурах выполняется вручную, а завинчивание натяжных гаек – динамометрическими ключами, специальными гайковёртами или приставками к бурильным машинам.

Для бурения шпуров (скважин) под анкерную крепь в выработках высотой до 2,8 м в породах с $f < 4$ применяется переносное бурильное оборудование.

Станок ПА-1 (рис. 3.16) состоит из электросверла с принудительной подачей 1, направляющей распорной стойки 2 и бурового инструмента 3.

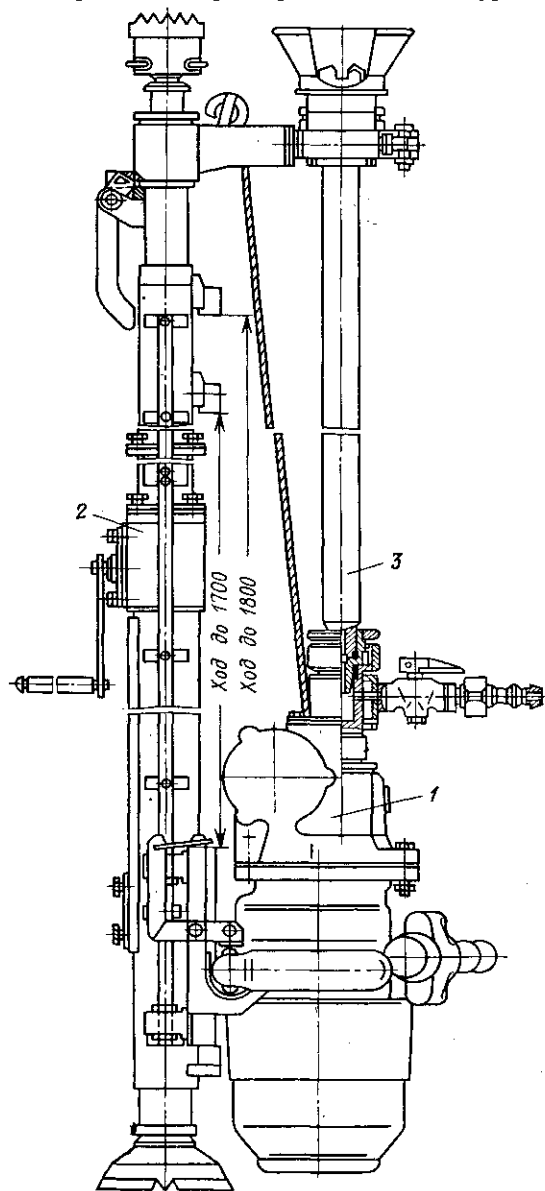


Рис. 3.16 – Переносной станок для бурения шпуров под анкерную крепь

Электросверло имеет быстросъёмное соединение со стойкой, которое позволяет конструктивно разделить станок на два транспортабельных узла с максимальной массой менее 40 кг. При бурении шпура станок управляется дистанци-

онно с выносного пульта.

В выработках высотой 2,5... 3,7 м при $f < 5$ и длине шпуров до 1,85 м применяется установка с электросверлом мощностью 1,4 кВт и массой 34,3 кг.

Опыт применения анкерной крепи показывает, что наиболее механизировано возведение анкерной крепи с ампулами твердеющего вещества.

Выбор конструкции, типоразмера и параметров анкерной крепи производится с учетом площади поперечного сечения выработки, срока ее службы, горно-геологических условий, а также результатов экспериментальных испытаний анкеров в конкретных условиях.

Перед бурением шпуров забой приводится в безопасное состояние. Разметка шпуров выполняется по шаблону под прикрытием временного крепления. Глубина шпуров контролируется по буровым штангам и принимается на 5... 7 см меньше длины анкеров с опорными плитами и на 10... 15 см – анкеров с подхватками.

Шпуры для замковых анкеров бурятся, как правило, без промывания. Механизмы для бурения оборудуются средствами сухого пылеулавливания. При применении анкерной крепи с водостойкими закрепительными веществами шпуры можно бурить с водяным промыванием.

После упрочения анкеров производится их предварительное натягивание гайкой, которое для замковых анкеров осуществляется сразу же после упрочения, а для анкеров с твердеющими веществами – после их затвердения.

Натягивание анкеров контролируется динамометрическим ключом. Контроль прочности упрочения анкеров в шпурах производится гидравлическими приборами. Контроль за состоянием и смещением заанкерванной толщи пород кровли производится замерными стойками. Нивелирование реперов, расположенных в кровле и почве через 40... 50 м вдоль выработки осуществляется не менее одного раза в месяц.

Деформированные элементы анкерной крепи должны быть заменены новыми.

Не допускается подвешивание к элементам анкерной крепи стальных вентиляционных труб и водопроводов, различного оборудования и подъемных средств.

Расчеты анкерного крепления сводится к определению длины анкера, расстояния между анкерами, прочности упрочения и площади кровли, которая поддерживается одним анкером.

Для случая, когда анкерная крепь «сшивает» массив кровли и не дает развиваться своду обрушения, полная длина анкера

$$\ell = \ell_A + \ell_{\Pi}, \quad (3.5)$$

где ℓ_A – активная длина анкера, который находится в шпуре и скрепляет породы, м;

ℓ_{Π} – пассивная длина анкера – часть анкера, которая выступает из шпура; из практики $\ell_{\Pi} = 0,1 \dots 0,25$ м.

Активная длина анкера

$$\ell_a = \frac{L}{4}, \quad (3.6)$$

где L – пролёт выработки в проходке, м.

Для условий, когда непосредственная кровля «подвешивается» к более креп-

кой основной кровле, высота свода обрушения будет равна мощности подшиваемых пород. Активная длина анкера в этом случае

$$\ell_A = \ell_Y + h, \quad (3.7)$$

где ℓ_Y – величина упрочения анкера в крепких породах; принимается $\ell_Y = 0,3 \dots 0,1$ м;

h – высота свода обрушения пород кровли, м.

Расстояние между анкерами по периметру выработки

$$a = \sqrt{\frac{P}{L\gamma_{CP}k_3}}, \quad (3.8)$$

где P – усилие упрочения анкера в шпуре, кН;

γ_{CP} – средняя плотность породы, т/м³;

k_3 – коэффициент запаса, для выработок, проведенных комбайном $k_3 = 2 \dots 3$, для выработок, проведенных буровзрывным способом $k_3 = 4 \dots 5$.

Прочность упрочения анкеров химическим веществом проверяется по сдвигу закреплённого соединения относительно стенок шпура

$$P = \psi \pi d_{ШП} \ell_3 (\tau_{CP} + \sigma_H f_2 \tau_{СЦ}), \quad (3.9)$$

где ψ – коэффициент, учитывающий плоскость, которая оказывает сопротивление срезу;

τ_{CP} – допустимое сопротивление породы или закреплённого вещества на срез неровностей в боках шпура, для песчаников и алевролитов средней прочности $\tau_{CP} = 1,2 \dots 2,0$ МПа, для аргиллитов средней прочности $\tau_{CP} = 0,8 \dots 1,4$ МПа;

$\tau_{СЦ}$ – величина сцепления закрепительного вещества со стенками шпура, $\tau_{СЦ} = 2,8 \dots 3,8$ МПа при упрочении химическим веществом, $\tau_{СЦ} = 1,5 \dots 2,0$ МПа при упрочении цементными смесями, $\tau_{СЦ} = 3,3 \dots 3,5$ МПа при упрочении фосфогипсовым веществом;

f_2 – коэффициент трения породы по породе или закрепительного вещества по закрепительному веществу, для сухих пород $f_2 = 0,4 \dots 0,7$, для влажных пород $f_2 = 0,26 \dots 0,5$;

σ_H – нормальное напряжение бокового распора, МПа;

$d_{ШП}$ – диаметр шпура, см

ℓ_3 – длина закрепительного анкера в шпуре, см.

Площадь кровли, которая поддерживается одним анкером

$$S_{\Pi} = \frac{P}{\gamma_{CP}(h + 0,5a)k_3}. \quad (3.10)$$

Для обеспечения лучшей работы анкерной крепи и меньших затрат закрепительного вещества необходимо уменьшать диаметр шпура, приближая его к диаметру анкера, чтобы одним и тем же количеством вещества закреплять наибольшую часть анкера в шпуре.

Количество закрепительного вещества

$$V = 0,83 (d_{ШП}^2 - d_{АН}^2) \ell_3, \quad (3.11)$$

где $d_{АН}$ – диаметр анкера, см

Если объем одной ампулы V_A , а необходимое количество закрепительного вещества V , то число ампул составит $n = V / V_A$.

Необходимый диаметр анкера определяется исходя из сопротивления стали на растяжение. Необходимо принимать предел сопротивления для Ст.3 равным

210 МПа, для Ст.5 – 270 МПа.

Применение анкерной крепи позволяет увеличить скорость, снизить стоимость и трудоемкость проведения выработок, сократить затраты и стоимость крепежных материалов, затраты на ремонт и поддержание выработок, улучшить состояние выработок и повысить безопасность работ.

3.2 Крепление закруглений и сопряжений выработок

Крепление выработок на закруглениях, соединениях и сопряжениях имеет особенности как по конструкции, так и технологии возведения.

Закругление – плавный поворот выработки в горизонтальной плоскости по заданному радиусу, который устанавливается в соответствии с жесткой базой электровоза и по скорости движения поездов. На закруглении отдельные рамы устанавливаются по радиальным направлениям, поэтому расстояния между стойками по внутренней и внешней кривым неодинаковые.

Ширина выработки на закруглениях увеличивается в сравнении с прямолинейными ее участками.

Сопряжением (соединением) выработок называется примыкание одной из них к другой. Горизонтальные выработки могут соединяться или пересекаться под прямым или острым углом.

В местах соединений и сопряжений выработок оголения кровли, а также нагрузка породы на крепь значительно выше, чем в самих выработках. В таких местах устанавливается усиленное крепление с плоским или арочным перекрытием.

Наиболее распространены две схемы сооружения сопряжений выработок:

- сопряжения сооружаются сразу на проектное сечение выработки;
- сопряжения сооружаются с расширением до проектного сечения.

Сооружение сопряжений на всё проектное сечение выполняется по следующим этапам.

На первом этапе (см. рис. 3.17, *а*) проводится соединение на полное сечение с установкой временного крепления (чаще деревянного); на втором этапе (рис. 3.17, *б*) возводятся бетонные стены и утюг соединения; на третьем этапе (рис. 3.17, *в*) укладывается на бетонные стены и утюг железобетонное перекрытие из двутавровых балок с заполнением пространства между ними бетоном. На последнем этапе выполняются заключительные работы – снятие опалубки, сооружение водоотливной канавки, разборка временного рельсового пути, монтаж стрелочного перевода и настилка постоянного рельсового пути.

Организация работ по **сооружению соединений со следующим расширением** до проектного поперечного сечения состоит из следующих этапов.

На первом этапе (см. рис. 3.18, *а*) проводится выработка, равная по площади поперечного сечения магистральной выработке, и устанавливается временное крепление (как правило, деревянное); на втором этапе (рис. 3.18, *б*) возводится одна бетонная стенка и утюг соединения; на третьем этапе (рис. 3.18, *в*) расширяется до проектного сечения проведенная выработка и закрепляется временным креплением; на четвертом этапе (рис. 3.18, *г*) возводится вторая бетонная стенка на полную длину соединения; на пятом этапе (рис. 3.18, *д*) производится выемка породы в своде на полную длину соединения с соответствующим перекрытием

временным креплением; на шестом этапе (рис. 3.18, е) устанавливается опалубку и бетонируются своды.

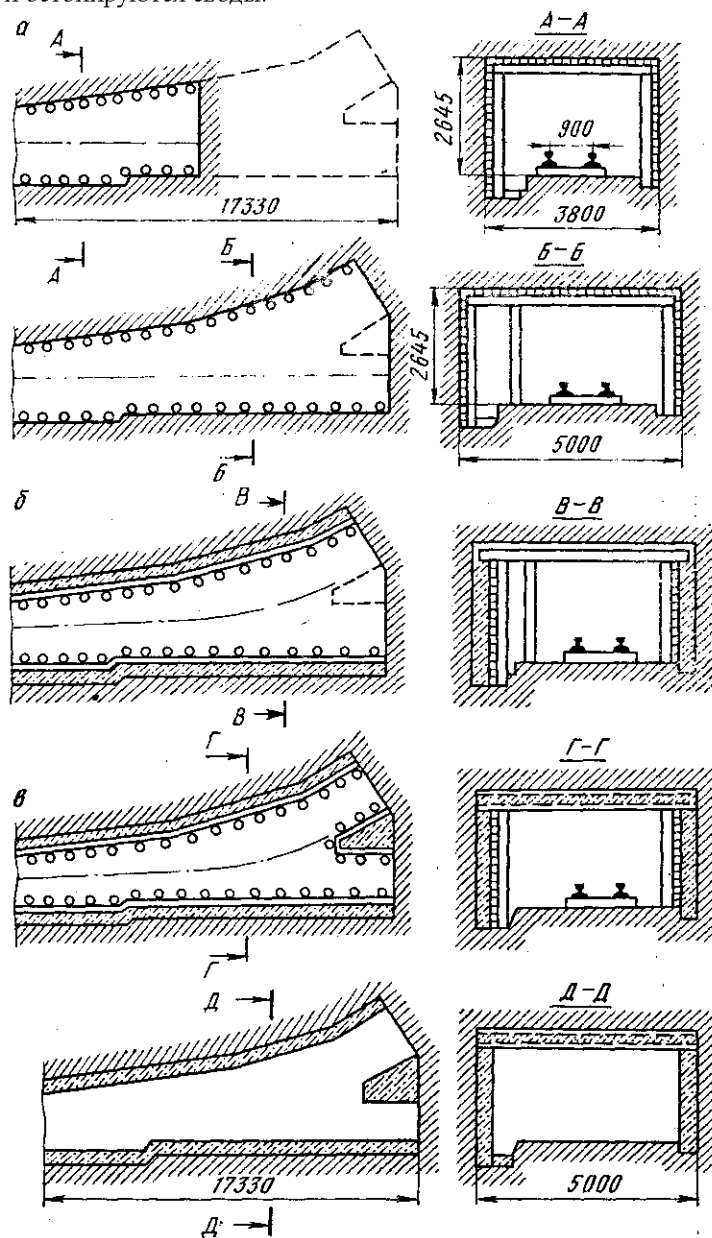


Рис. 3.17 – Схема сооружения соединений сразу на проектное поперечное сечение

На последнем этапе выполняются заключительные работы: снятие опалубки, сооружение водоотливной канавки, снятие временной колеи, установка постоянного стрелочного перевода и настилка постоянного рельсового пути. При соединении под прямым углом двух горизонтальных или горизонтальной и наклонной

выработок, закрепленных деревянным трапецевидной крепью (плоское перекрытие), применяются камерные рамы и полурамы.

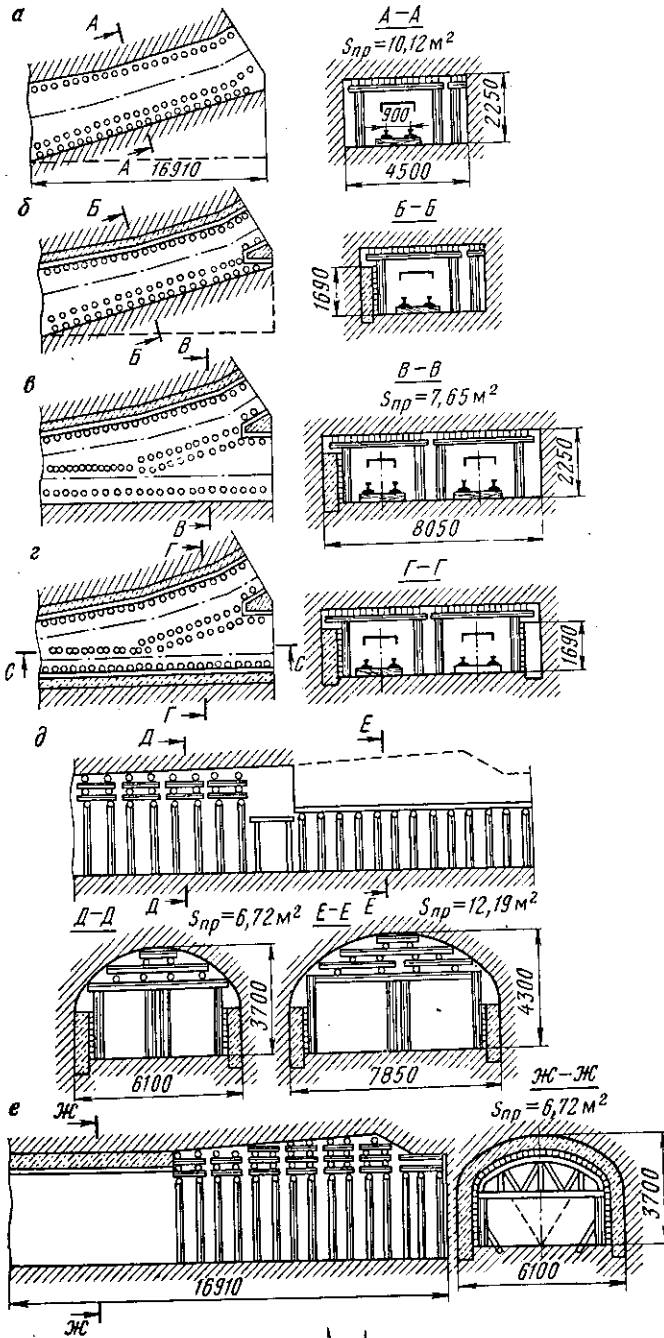


Рис. 3.18 – Схема сооружения соединения с последовательным расширением

Камерная рама (рис. 3.19, *a*) представляет из себя трапецевидную или прямоугольную неполную крепежную раму, которая состоит из двух деревянных стоек с окованными ленточной сталью верхними концами и деревянного или металлического верхняка. Полурамы состоят из стоек и верхняков, которые опираются на верхняк камерной рамы.

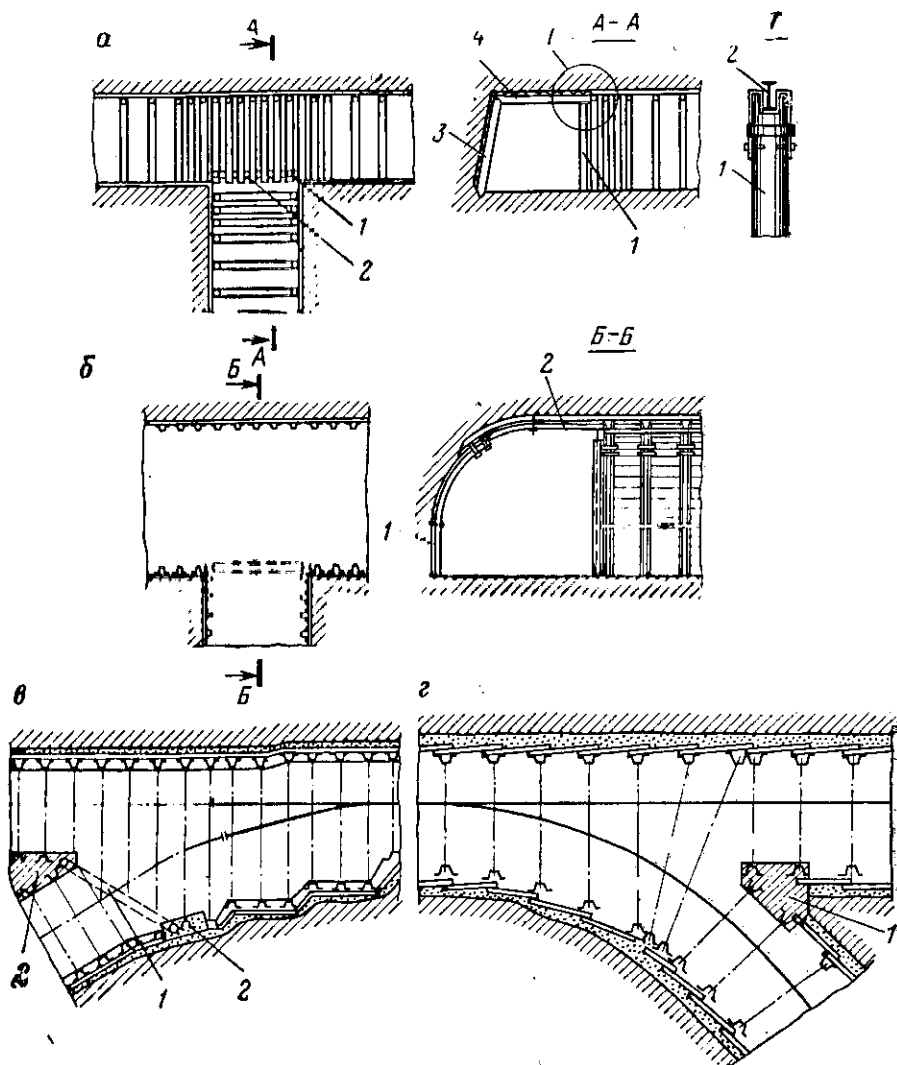


Рис. 3.19 – Крепление соединений горных выработок

При соединении под прямым углом двух горизонтальных выработок, закрепленных металлическим арочным податливым креплением, применяется камерная рама из двутавра, на которую укладываются полуарки из спецпрофиля СВП (рис. 3.19, *б*). Каждая полуарка состоит из обычной стойки, арочной металличе-

104

ской крепи 1 и верхняка 2. Верхняки крепятся к камерной раме скобами с планками и гайками. Между собой рамы соединяются стяжками.

При соединении под острым углом двух горизонтальных выработок, закрепленных арочной податливой крепью, и больших пролетах соединений применяются арки и полуарки (рис. 3.19, в), которые устанавливаются на металлические балки 1. Эти балки опираются на бетонные колонны 2. Острые углы неустойчивые, поэтому они закрепляются бетоном или камнями (рис. 3.19, з).

При креплении соединений под острым углом применяются рамы разных типоразмеров. Это один из наиболее экономичных вариантов крепления соединений. На соединениях используются железобетонные или металлические сеточные затяжки.

3.3 Временная предохранительная крепь и межрамное ограждение

В соответствии с Правилами безопасности все работ при проведении выработок должны производиться под защитой временного и постоянного крепления. Отставание постоянного крепления (кроме бетонного, каменного и железобетонного) от забоя подготовительной выработки определяется проектом или паспортом проведения и не должно превышать 3 м. Пространство между забоем и постоянным креплением обязательно должно быть закреплено временным перекрытием кровли.

По конструкции временное крепление разделяется на оградительное, поддерживающее и укрепляющее.

На отечественных шахтах применяется консольное, рамное трапециевидное и арочное крепление, а также подвесное опережающее, которое перемещается вдоль выработки вручную или механизировано.

Выдвижное консольное опережающее крепление (рис. 3.20, а) состоит из выдвижных прогонов 1 из спецпрофиля СВП, двутавра № 10... 14 или рудничных рельс, подвешенных на верхняках постоянной крепи 2, и настила 3 из распилов или затяжек, которыми перекрывается призабойное пространство выработки. На рис. 3.20, б, показан вариант консольной опережающей крепи с настилом из элементов постоянного деревянного крепления (верхняков 4, затяжек 5), которые при возведении постоянной крепи используются как её составные части.

Аналогично закрепляется призабойная часть выработки арочной формы, только для оборудования предупредительного арочного перекрытия используются металлические верхняки постоянной крепи и затяжки (железобетонные, деревянные). Возведение постоянной крепи в этом случае заключается в соединении ранее установленного на прогонах верхняка с боковыми элементами (стойками), заклинивании арок и укладке затяжек.

Переносная предохранительная консольная крепь другой конструкции представляет из себя быстроразъемные треугольные металлические фермы, которые устанавливаются по бокам выработки. (рис. 3.21). На фермы укладываются верхняки постоянной крепи с последующим затягиванием кровли и распором укосными стойками. Каждая треугольная ферма состоит из вертикальной и укосной стойки и горизонтального кронштейна из двутавровой балки № 10 или спецпрофиля СВП-17.

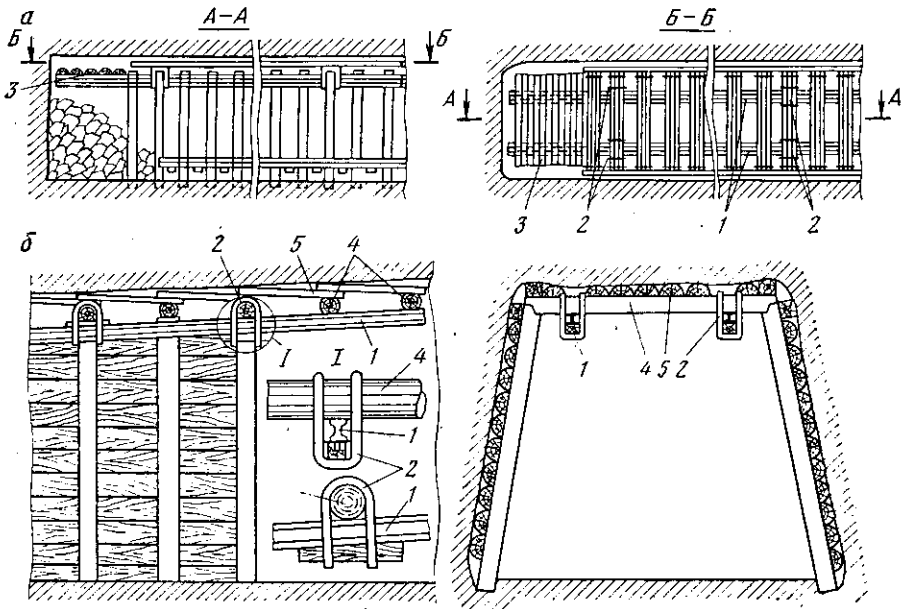


Рис. 3.20 – Временное предупредительное выдвигное консольное крепление

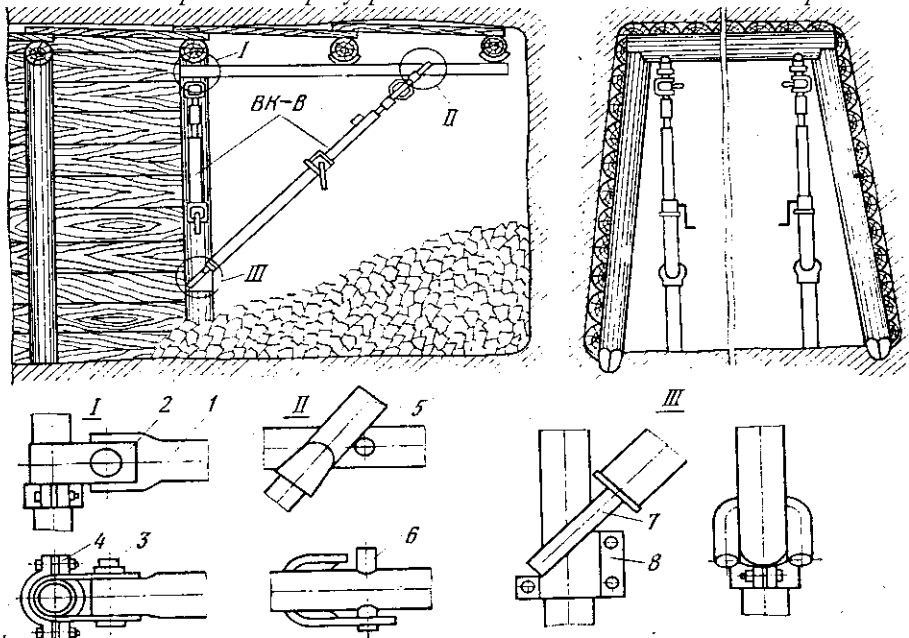


Рис. 3.21 – Временное предупредительное переносное консольное крепление

Рамная предохранительная временная крепь применяется двух типов –

переносная и непереносная.

Переносное применяется для различных типов постоянного крепления при различных способах возведения. Одной из разновидностей такого крепления является крепление из гидравлических стоек. Рама состоит из двух стоек и верхняка. К стойкам привариваются отрезки труб длиной 1,5... 1,8 м с башмаком под деревянный верхняк. Крепление предназначено для выработок трапециевидной формы сечения при неустойчивых породах. При этом постоянная крепь возводится между рамами временного.

Непереносное рамное временное предупредительное крепление предназначено для выработок, закрепленных постоянным монолитным бетоном или железобетоном. В качестве такого крепления применяются обычные металлические крепежные рамы, которые в дальнейшем остаются в бетоне при возведении постоянного монолитного крепления.

Временное предупредительное подвесное крепление делится на переносное и непереносное. К переносному относятся подвесное (анкерное) временное крепление и крепление-опалубка, к непереносному креплению относится анкерное крепление, которое возводится при проведении выработки и которое служит как постоянное.

В качестве **укрепляющего крепления** чаще применяется анкерное или набрызгбетонное. Крепление этого типа, как правило, не изымается из выработки и остается вместе с постоянным.

При креплении выработок рамами с установкой их на некотором расстоянии одна от другой межрамное пространство в большинстве случаев огораживается различными средствами для предотвращения вивалов породы в выработку. Ограждение выработки чаще производится по помощи затяжек.

Затяжка – это элемент крепи. В качестве затяжек используются доски, горбыли, распилы, железобетонные плиты, металлические сетки, стекловолокно.

При креплении выработок с продолжительным сроком службы (больше 3 лет) металлической и железобетонной крепью применяются железобетонные и металлические сетчатые сварные или рулонные склотканевые ограждения (затяжки), а в выработках со сроком службы до 3 лет – металлические рулонные сетчатые плетеные, рулонные склотканевые или деревянные ограждения.

Железобетонные затяжки изготавливаются двух типов – плоские прямоугольные и кессонные.

Плоские прямоугольные затяжки изготавливаются из бетона марки 300 шириной 20 см, толщиной 4... 5 см, длиной 0,5... 1,2 м с плоским арматурным каркасом. Масса одной затяжки 18... 36 кг.

Кессонные затяжки представляют из себя железобетонные прямоугольные плиты поперечного сечения в форме параллелограмма, имея в растянутой зоне сквозную несимметричную выемку. Затяжка изготавливается из бетона марки 300. Длина затяжки 75 или 100 см, ширина 20 см, толщина 5 см, масса 15,1 или 20,2 кг. Затяжки устанавливаются выемкой (растянутой зоной) в сторону выработки.

Металлические сварные сетчатые затяжки представляют из себя прямоугольные решетки, изготовленные из продольных стержней диаметром 4... 12 мм и поперечных стержней диаметром 3... 6 мм, сваренных в месте пересечения.

Применяются такие затяжки в выработках, которые примыкают к очистным забоям с повышенным горным давлением в устойчивых породах.

Металлические сетчатые ограждения представляют из себя стальные плетеные сетки с квадратными отверстиями из проволоки круглого сечения диаметром 2... 4 мм и размером отверстия 20... 80 мм², шириной 1,0, 1,5, 2,0, и 2,5 м в рулонах длиной 10... 30 м. Несущая способность стальной сетки при прогибе ее на 10 см составляет 0,2... 0,3 МПа.

Рулонное склотканное ограждение представляет из себя стеклоткань, пропитанную синтетическими веществами для увеличения прочности и жесткости полотна. Ширина этих ограждений 0,8... 1,6 м, толщина 1,5 мм, масса 0,85... 1,1 кг/м², длина ткани в рулоне 50 м.

3.4 Особенности крепления наклонных выработок

Крепление наклонных выработок возводится из тех же материалов, которые используются для крепления горизонтальных выработок. Конструкция крепления меняется в зависимости от назначения и срока службы выработки, устойчивости боковых пород и угла наклона.

Деревянная крепь применяется при сроке службы выработок до 2... 3 лет и умеренном горном давлении в участковых бремсбергах, уклонах, людских ходах, скатах и гезенках. При углах наклона до 20° выработки крепятся трапециевидными, а при больших углах наклона – прямоугольными рамами. Рамы устанавливаются в сечении, перпендикулярном к продольной оси выработки. Если породы почвы или кровли склонны к сползанию, то рамы устанавливаются с наклоном 5... 10° (200... 250 мм по высоте рамы) в сторону, противоположную направлению сдвига пород. Соединение элементов крепи производится в основном в лапу, реже в паз. Крепежная рама должна быть тщательно расклинена.

Устойчивость крепи обеспечивается применением распорок и опорных рам. В выработках с углом наклона до 20° распорки ставятся между соседними рамами под кровлей, а при углах 20... 30° – под кровлей и над почвой. Нижней опорой стоек являются лунки. Выработки с углом наклона 30... 45° крепятся полными крепежными рамами. Выработки с углом наклона больше 45° крепятся вечным креплением с возведением через каждое 4... 8 м опорных венцов или опорных рам. Концы верхняков и лежек опорных рам заводятся в породы стенки выработки на глубину 0,5... 0,7 м. В слабых породах применяется сплошное вечное крепление.

Печи, сбойки и другие наклонные выработки (до 45°) небольшой площади поперечного сечения (пластовые без подрывания боковых пород) крепятся рамами, состоящими из двух или трёх стоек, которые подбиваются под распил под кровлей и на почве пласта.

Металлическая податливая крепь АП-3 и АКП-3 применяется при сроке службы выработок больше 3 лет, при углах наклона до 30° в породах с $f = 2... 9$. При всестороннем горном давлении, особенно со стороны пород почвы, и углах наклона выработок до 45° применяется кольцевая податливая крепь. Устойчивость металлическим рамам придаётся с помощью соединительных планок, распорок по периметру выработки и тщательного расклинивания.

Бетонная и каменная крепь применяется для крепления наклонных стволов,

капитальных бремсбергов и уклонов при сроке их службы больше 10...15 лет. При углах наклона до 15° используется арочная крепь с вертикальными стенками или крепь с плоским железобетонным перекрытием – в случае, когда кровлю необходимо сохранить плоской. При углах наклона $15...45^\circ$ фундаментам крепи придаётся уступная форма, чтобы предотвратить сползание крепления. При углах наклона $45...75^\circ$ применяется крепь с обратным сводом, а при углах наклона больше 75° выработки крепятся замкнутой крепью круглого сечения с сооружением опорных венцов через 10...20 м.

Сборная железобетонная крепь применяется в капитальных выработках с углом наклона до 25° в породах с $f = 3...6$ и сроком существования больше 15 лет. После установки очередной арки выполняется тампонаж закреплённого пространства цементно-песчаным раствором.

Анкерная крепь применяется при углах наклона до 25° в породах с $f = 4...9$ и сроке службы выработок до 2 лет. Форма поперечного сечения выработок прямоугольная или трапециевидная.

Смешанная и комбинированная крепь применяется для крепления наклонных выработок. Комбинация крепежных материалов и конструкция крепи при этом такая же, как и в горизонтальных выработках.

Вопросы для самопроверки

1. Назначение горного крепления.
2. Каким требованиям должно удовлетворять крепление?
3. Что представляет из себя крепежный материал?
4. Классификационные признаки, по которым разделяют крепление.
5. Классификация крепи по форме сечения.
6. Классификация крепи по принципу работы.
7. Классификация крепи по используемому для изготовления материалу.
8. Дерево как крепежный материал.
9. Металл как крепежный материал.
10. Бетон как крепежный материал.
11. Железобетон как крепежный материал.
12. Деревянная крепь и технология его возведения.
13. Металлическая крепь и технология его возведения.
14. Технология возведения сплошного бетонного крепления.
15. Технология возведения железобетонного крепления.
16. Анкерная крепь.
17. Сборное и смешанное крепление.
18. Крепление закруглений, соединений и сопряжений выработок.
19. Временное предупредительное (опережающее) крепление.
20. Межрамное ограждение горных выработок.
21. Особенности крепления наклонных выработок.
22. Какие документы включают в себя паспорт проведения и крепления выработки?
23. Состав объяснительной записки проекта проведения выработки.
24. Графическая часть паспорта проведения и крепления выработки.
25. Порядок утверждения паспорта проведения выработки.

РАЗДЕЛ 4

МЕХАНИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ СООРУЖЕНИИ ВЫРАБОТОК

4.1 Механизация процессов разрушения горного массива

Разрушение горной породы в пределах контура проходческого забоя выработки происходит путем действия на массив резца коронки, фрезы, шарошки, ударника или скальвающего инструмента. В результате этих действий с поверхности массива срезаются или скальваются куски породы. Это чисто механическое разрушение породы рабочим органом машины или механизма. Механический способ разрушения пород широко применяется при непосредственном разрушении пород по всей плоскости забоя и при бурении шпуров (скважин).

Итак, массив породы на площади сечения выработки может разрушаться исполнительным органом проходческого комбайна непосредственно по всей плоскости (исполнительный орган роторного типа) или отдельными заходками (вертикальными, горизонтальными полосами) исполнительным органом избирательного действия. Такой способ разрушения характерен для комбайновой технологии проведения выработок.

Более распространен буровзрывной способ проведения выработок и характерным признаком этого способа являются бурения шпуров, их зарядание взрывным веществом и подрыванием зарядов в шпурах. При подрывании зарядов массив породы между шпурами разрушается на куски разного размера. Значительная их часть выбрасывается энергией взрыва в призабойное пространство. Породный массив разрушается на длину шпуров (длину заходки).

При комбайновой технологии проведения выработок процесс разрушения массива сводится к простому механическому срезанию породной (угольной) стружки с поверхности массива при лобовом давлении машины на забой за счет ее ходовой части. Разрушенная (срезанная) порода выносится исполнительным органом комбайна из призабойной зоны на почву выработки, откуда зачищается и погружается в транспортные средства. Процессы разрушения породного массива и уборка породной массы происходит одновременно.

Из проходческих комбайнов широчайшее распространение приобрели комбайны со стреловидным исполнительным органом в виде поворотной рукояти, консольно закрепленной на раме комбайна. Комбайны этого типа являются машинами циклического действия. Это высокоманевренные машины, которые позволяют выполнять раздельную выемку угля при проведении выработок смешанным забоем, различных по форме и величине площади поперечного сечения. Как правило, эти комбайны оснащены гусеничным ходом и имеют свободный доступ к узлам и режущему инструменту.

Основными элементами любого современного проходческого комбайна являются (см. рис. 4.1) исполнительный орган, рама, ходовая часть, погрузчик с нагребными лапами, промежуточный перегружатель, гидро- и электросистемы и оборудования, системы пылеподавления.

Исполнительный орган состоит из резцовой коронки конической формы, стрелы, редуктора, двигателя и рамы. Повороты стрелы осуществляются гидродомкратами с пульта управления. Коническая коронка одностороннего вращения

оснащена кулаками, в гнездах которых размещается режущий инструмент. В первых типах комбайнов стрела с режевой коронкой была нераздвижной, что ограничивало возможности исполнительного органа комбайна. Исполнительный орган современного комбайна состоит из телескопической стрелы с коронкой. Телескопичность достигает 600 мм.

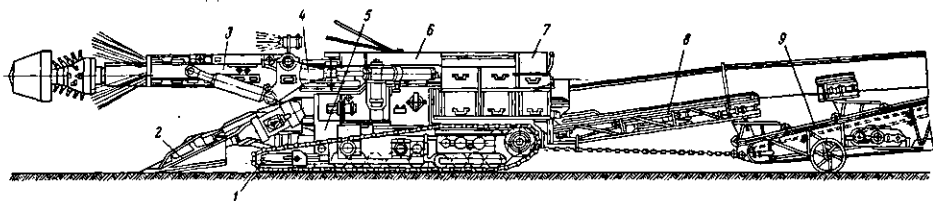


Рис. 4.1 – Комбайн 4ПП2: 1 – механизм передвижения; 2 – погрузочное устройство; 3 – исполнительный орган; опорно-вращательный механизм; 5 – корпус комбайна; 6 – система пылеподавления; 7 – электро- и гидросистемы; 8 – мостовой перегружатель; 9 – прицепной перегружатель

Разрушение забоя происходит режущей коронкой при поворотах стрелы в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Последовательность обработки забоя определяется состоянием и строением пород, формой и размерами выработки. Рама комбайна представляет из себя базовую конструкцию для сборки всех основных узлов и крепления маслобака, магнитной станции, гидравлического пульта управления, домкрата подъема и опускания погрузочного устройства, редуктора механизма передвижения, опорно-поворотного устройства с гидроцилиндрами подъема и поворота исполнительного органа и маслонасоса с электродвигателем.

Гусеничный механизм передвижения комбайна имеет две гусеничных тележки, каждая из которых приводится в действие через редуктор от электродвигателя.

Опорно-поворотное устройство обеспечивает перемещение исполнительного органа в вертикальной плоскости с помощью гидроцилиндров подъема и опускания, в горизонтальной плоскости – с помощью гидроцилиндров поворота. Исполнительный орган может поворачиваться на 55° в обе стороны от центральной продольной оси комбайна.

Погрузочное устройство выполнено в виде наклонной плиты с нагребными лапами и скребкового конвейера-перегружателя. В отдельных конструкциях погрузчик выполнен в виде кольцевого конвейера с консольными скребками.

Гидросистема комбайна предназначена для перемещения стрелы исполнительного органа, подъема и опускания плиты погрузочного устройства, а также управления движением комбайна. Она состоит из маслобака, маслонасоса, гидрораспределителя, гидрокommunikаций, гидроцилиндров, защитной и регулирующей аппаратуры.

Электрооборудование и электрическая схема комбайна удовлетворяет всем требованиям безопасности. Каждая система оборудования имеет электродвигатели разной мощности. Установленная мощность двигателей современных комбайнов достигает 185 кВт.

В систему пылеподавления входят средства орошения и пылеотсоса. Оро-

шающая жидкость от насосной установки подается по гибкому трубопроводу к форсункам на корпусе стрелы исполнительного органа. К средствам пылеотсоса относятся металлические трубы и вентиляторы с пылеприёмниками.

В практическом применении на шахтах находятся проходческие комбайны как устаревших моделей, так и более современные.

Наиболее распространение получили проходческие комбайны ряда ГПК для проведения горизонтальных и наклонных подготовительных выработок по углю и смешанному забою с присечкой породы с $f \leq 4$, абразивностью до 10 мг и почвах, допускающих давление не меньше 0,065 МПа.

Выбор того или иного комбайна прежде всего должен опираться на соответствие технической характеристики условиям применения, наименьшей себестоимости проведения 1 м выработки, состояния шахтного фонда и его финансовой способности.

На основе технико-экономических исследований научными заведениями и учреждениями в технологических схемах рекомендованы следующие проходческие комбайны:

– при $f > 4$, $k_{П} \geq 0,5$, $a = 10$ мг, $\alpha = \pm 10^\circ$, $S_{ПР} = 7 \dots 16$ м², $L_{ВЫР} > 150$ м – комбайн избирательного действия типа ПК-9Р;

– при $f > 4$, $k_{П} \geq 0,6$; $a = 10$ мг, $\alpha = 10 \dots 25^\circ$, $S_{ПР} = 4,7 \dots 15$ м², $L_{ВЫР} > 150$ м – комбайн избирательного действия типа ГПК;

– при $f = 4 \dots 6$; $k_{П} \geq 0,75$; $a = 15$ мг, $\alpha = \pm 10^\circ$, $S_{ПР} = 9 \dots 18$ м², $L_{ВЫР} > 250$ м – комбайн избирательного действия типа 4ПП2;

– при $f = 6 \dots 8$, $k_{П} = 1$, $a = 35$ мг, $\alpha = \pm 10^\circ$, $S_{ПР} = 14 \dots 18$ м², $L_{ВЫР} > 1000$ м – комбайны роторного типа «Союз-19».

Для бурения шпуров при проведении выработок буровзрывным способом применяют ручные и колонковые сверла, перфораторы и бурильные установки.

Выбор бурильной установки для бурения шпуров в горизонтальных выработках должен происходить с учетом следующих основных положений:

– тип бурильной машины должен отвечать прочности пород в забое;

– размеры зоны бурения должны быть большими или равными высоте и ширине забоя;

– самая большая длина буримых шпуров по технической характеристике бурильной машины (установки) должна быть согласована с максимальной длиной шпуров (в соответствии с паспортом БВР);

– ширина бурильной установки не должна быть больше транспортных средств (вагонеток, электровоза).

В табл. 4.1 представлены типы машин для бурения шпуров в горизонтальных, наклонных и восходящих выработках, которые рекомендуется принимать в зависимости от коэффициента прочности пород f .

В зависимости от вида усилий и характера работы инструмента в забое различают следующие виды механического бурения шпуров (буровых скважин): вращательное, ударно-поворотное, вращательно-ударное.

Вращательное бурение заключается в том, что разрушение породы в забое шпура происходит благодаря движению инструмента, имеющего форму резца, по винтовой линии. Инструмент вращается вокруг своей оси, совпадающей с осью шпура, и одновременно с соответствующим усилием подается на забой.

Таблица 4.1 – Область применения бурильных машин

Выработки	Тип бурильной машины	Характеристика пород		Марки бурильных машин
		коэффициент прочности f	категория прочности по СНиП	
Горизонтальные и наклонные	Бурильные установки, навесное бурильное оборудование на погрузочных машинах:			
	– вращательного действия	2... 6	V – VII	БУЭ, МБЭ-1, МКГ-2, БУ ($f \leq 9$)
	– ударно-поворотного действия	7... 11	VIII-IX	БГА ($f \leq 11$), ПК-60, ПК-75
	– ударного действия	≥ 12	выше IX	ГП
	Ручные перфораторы на установках типа УПБ -1	> 4	выше VII	ПР-25, ПР-30
Восстающие с углом уклона 60... 90°	Телескопные перфораторы или специальные проходческие комплексы КПВ-6	> 4	выше VII	ПТ-36М, ПТ-45, ПК-60, ПК-70

Производительность вращательного бурения шпуров зависит от прочности пород. В зависимости от этого выбирается режим работы бурильных машин, то есть – частота вращения шпинделя, величина осевого усилия (подачи), интенсивность очищения забоя шпура от разрушенной породы.

Вращательный способ целесообразно применять при бурении шпуров в малоабразивных породах до $f = 6... 8$. В более крепких породах режцовый инструмент, даже армированный твердым сплавом, быстро изнашивается.

Преимуществами вращательного бурения являются непрерывность процесса, разрушение породы крупным срезом (уменьшает пылеобразование и удельные энергозатраты), отсутствие вибрации машин. К недостаткам относится ограниченная область применения по прочности пород.

Бурильные машины вращательного действия имеют одинаковую принципиальную схему и состоят из двигателя с редуктором и шпинделя, в патроне которого крепится хвостовик штанги с режцом.

Ручные электрические горные сверла предназначены для бурения шпуров по углю и породам с $f < 4$; диаметр шпуров 30... 50 мм, длина до 3 м. Сверла вы-

пускаются в рудничном взрывобезопасном исполнении на номинальное напряжение питающей сети 127 В. Техническая характеристика электросверл, которые применяют при бурильных работах, представлены в табл. 4.2.

Таблица 4.2 – Характеристика электросверл

Тип электросверла	ЭР14Д-2М	СЭР-19М	ЭР18Д-2М	ЭРП18Д-2М
Номинальная мощность на шпинделе, кВт	1	1,2	1,4	1,4
Частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	860	750	640	300
Способ подачи на забой	ручной	ручной	ручной	механизированный
Масса, кг	15,4	15,5	17	22,8
Диаметр шпура, мм	36... 43	36... 43	36... 43	36... 43
Номинальный вращающий момент на шпинделе, Н·м	108	120	203	408
Размеры, мм:				
– длина	380	390	395	460
– ширина	316	300	316	316
– высота	248	320	248	248

Для увеличения производительности работы при бурении и снижения ручной работы проходчиков, которая достигается увеличением осевого усилия на забой шпура, применяют ручные электросверла с механизмом принудительной подачи.

Подача сверла происходит с применением легкой распорной колонки с помощью стального троса диаметром 3... 5 мм и длиной 2,5... 3 м. Один конец троса крепится к колонке, второй к барабану, который связан с редуктором электросверла через фрикционную муфту.

Ручные пневматические горные сверла применяются в шахтах, опасных по газу или пыли. Пневматические сверла – быстроходные СР-ЗБ-1М и СР-3-1М приспособлены для работы в комплекте с серийными пневмоподдержками. Они предназначены соответственно для бурения шпуров диаметром 30... 45 мм по углю и породе с $f \leq 4$ и буровых скважин диаметром до 250 мм по углу.

Пневматические сверла состоят из ротационного пневмодвигателя в корпусе вместе с глушителем шума, пусковым устройством, планетарного редуктора съёмного промывающего устройства, присоединительного узла для подключения пневмоподдержки. Техническая характеристика ручных пневмосвёрл представлена в табл. 4.3.

Для бурения шпуров в крепких породах с $f = 10... 12$ применяются сверла с большим осевым усилием подачи и большой частотой вращения шпинделя. Сверла такого типа устанавливаются на колонках или манипуляторах погрузоч-

ных машин.

Таблица 4.3 – Техническая характеристика пневмосвёрл

Тип пневмосвердл	СРЗ-1М	СР-ЗБ-1М
Номинальная мощность на шпинделе, кВт	1,9	1,9
Номинальное давление сжатого воздуха, МПа	0,4	0,4
Частота вращения шпинделя ($\pm 10\%$), мин ⁻¹	315	750
Удельные затраты воздуха, м ³ /мин/кВт	1,43	1,43
Максимальное усилие подачи, кН	0,7	0,7
Затраты промывающей жидкости (воды) при давлении 0,2 МПа, л/мин.	5	5
Масса сверла без промывающего устройства и шланги, кг	13,5	13
Крутящий момент на шпинделе, Н·м	7,16	7,16

Колонковое сверло ЭБП-1М предназначено для вращательного бурения шпуров диаметром до 50 мм и глубиной шпуров до 2,2 м в породах с $f \leq 10$. Мощность двигателя 3,5 кВт; масса сверла 130 кг; максимальное усилие подачи 150 кН.

Колонковое электросверло с гидравлической подачей (электрогидравлический бур) состоит из электродвигателя, редуктора, маслонасоса и двух спаренных гидроцилиндров. Штоки поршней гидроцилиндров соединены траверсой со шпинделем. В шпинделе с помощью зажимного патрона крепится буровая штанга. Для бурения шпуров бур устанавливается на распорной колонке или манипуляторе с помощью цапф. Бурение шпуров происходит на полную глубину 2,2 м одной штангой.

Для вращательного бурения также применяются электрические бурильные установки (см. табл. 4.4, 4.5, рис. 4.2).

Для бурения шпуров также используется навесное бурильное оборудование, которое устанавливается на погрузочные машины. На погрузочную машину 1ПНБ-2Б устанавливается один комплект навесного бурильного оборудования, а на машину 2ПНБ-2Б – два комплекта бурильного оборудования (см. рис. 4.3).

В комплексе с машиной ППМ-4 навесное бурильное оборудование применяется для бурения шпуров в породах с $f \leq 10$.

Во время уборки горной массы манипуляторы вместе с бурильными машинами тельфером снимаются из погрузочной машины и убирают со стороны выработки.

Ударно-поворотное бурение шпуров характеризуется тем, что клиновидный буровой инструмент внедряется в породу под действием кратковременного, но большого по величине ударного усилия, направленного по оси бурового инструмента. При этом осевое усилие прижатия инструмента незначительное и обеспечивает только контакт инструмента с породой в момент удара. Крутящий

момент также незначительный. После каждого удара вследствие упругости породы и инструмента последний откатывается от забоя (на доли миллиметра) и поворачивается механизмом вращения на 10... 20°. Под действием ударного усилия происходит разрушения породы под лезвием инструмента. Разрушенную породу из шпура убирается промыванием.

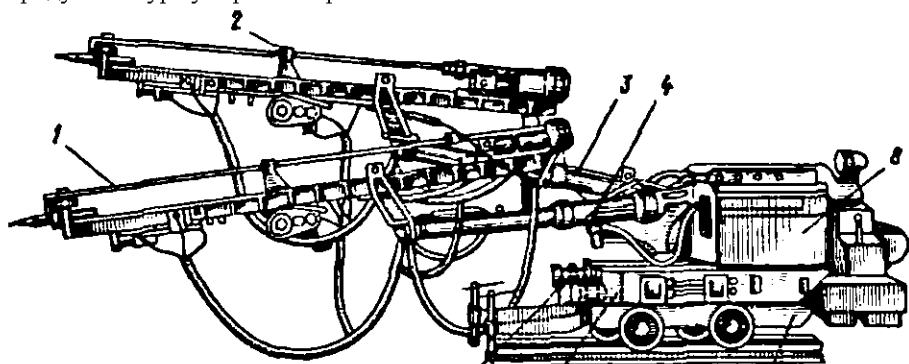


Рис. 4.2 – Бурильная установка БУЭ-3Т: 1, 2 – бурильное оборудование; 3, 4 – манипуляторы; 5, 6 – правая и левая тележки; 7 – ходовое колесное шасси; 8 – насосная станция

Таблица 4.4 – Характеристика бурильных установок с электроприводом

Тип бурильной установки	КБМ-3	БУЭ-1М	БУА-3С	БУЭ-3Т
Число бурильных машин	2	1	2	2
Величина подачи, мм	2400	3000	3000	3000
Наибольшая высота бурения, м	2,6	3,4	3,4	4,7
Ширина забоя, м	3,9	3,6	3,6	5,0
Максимальное усилие подачи, кН	238	170	120	16,7
Скорость подачи, м/мин.	1,5	8	7	7,8
Мощность двигателя, кВт	7	7,5	22	7,5
Ходовая часть	колесная несамоходная	колесная несамоходная	гусеничная самоходная	гусеничная самоходная
Область применения: f	8	8	8	8
$S, \text{ м}^2$	9... 17	6... 10	8... 20	12,8... 22
$\alpha, ^\circ$, не более	0	0	8	10

Таблица 4.5 – Характеристика бурильных установок

Тип установки	СБКН-2	СБКН-2М	УБШ-322Г	2БК-5Д
Диаметр шпуров, мм	40... 50	40... 50	40... 46	40... 65
Глубина бурения шпуров, м	2	2	3	4
Число перфораторов	2	2	2	3
Тип перфоратора	ПТ-38	ПТ-38	ПТ-38	ПК-60; ПК-75
Затраты сжатого воздуха, м ³ /мин.	10	10	16	38
Площадь забоя, м ²	3,6... 10	3,6... 8	4... 9	12... 60
Высота зоны бурения, м	3	2,5	3	7,1
Ширина зоны бурения, м	3,35	2,5	3	8
Тип ходовой части	колесно-рельсовый	пневмоко-лесный	пневмоко-лесный	пневмоко-лесный
Тип привода ходовой части	пневматический	пневматический	Пневматический	дизельный
Скорость перемещения, км/час	3,5	3	10	5
Мощность приводной части, кВт	7,4	3,7	7,4	51,8
Масса, т	4,5	2,2	4,2	22
Основные размеры, м, длина-ширина-высота	5,25-0,95-1,2	3,6-1,25-2,2	4,1-1,35-1,36	11,8-2,4-2,4

Преимущество ударно-поворотного способа – возможность бурения шпуров в породах практически любой прочности. Недостатками являются периодичность действия инструмента на породу, значительное пылеобразование, шум и вибрация бурового инструмента и машины.

Ударно-поворотное бурение шпуров целесообразно применять в крепких породах с $f > 5 \dots 6$. Буровым инструментом являются буры из шестигранной или круглой полый буровой стали диаметром 22... 32 мм. Бур состоит из хвостовика, буртика, тела бура и коронки.

Бурильные машины для ударно-поворотного бурения называются перфораторами, которые разделяются на переносные (ручные), колонковые и телескоп-

ные.

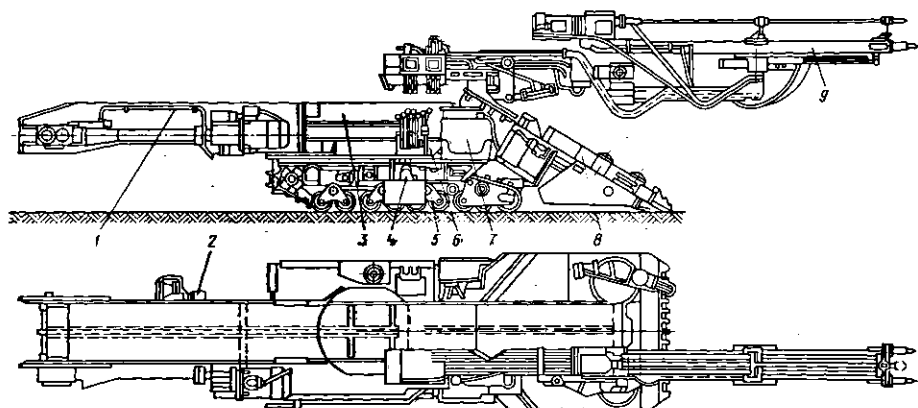


Рис. 4.3 – Буропогрузочная машина: 1 – гидророкоммуникации; 2, 7 – электрооборудование; 3 – конвейер; 4 – блок орошения; 5 – ходовая часть; 6 – блок управления машиной; 8 – нагребная часть; 9 – бурильное оборудование

Переносные перфораторы предназначены для бурения шпуров с пневматических поддержек или других устройств. Они обеспечены вибропоглопителями и глушителями шума.

Основными элементами перфоратора является ударный и вращательный механизмы. Техническая характеристика переносных перфораторов представлена в табл. 4.6.

Колонковые пневматические перфораторы ПК применяют в качестве бурильных машин на станках, установках и другом оборудовании для бурения шпуров.

Телескопные пневматические перфораторы ПТ предназначены для бурения восстающих шпуров и буровых скважин при проведении выработок и для добычи полезных ископаемых.

По способу пылеподавления и очищения шпура различаются перфораторы с продувкой сжатым воздухом, с промывкой водой или эмульсией и с отсасыванием пыли. Самое большое распространение получили перфораторы с промыванием шпуров водой.

Для подачи перфораторов на забой и их поддержки на определенной высоте применяются пневматические поддержки (см. рис. 4.4, а). Конструкция их обеспечивает работу при давлении воздуха 0,4... 0,7 МПа и установке поддержки под углом до 65°. Масса поддержки 15... 18,5 кг.

Колонковые перфораторы устанавливаются на распорных винтовых или пневматических колонках с автоподатчиком (см. рис. 4.4, б). Применение автоподатчика обеспечивает перемещение перфоратора по раме с определенным осевым усилием.

Телескопные перфораторы устанавливаются на телескопные поддержки и пневматические податчики (см. рис. 4.4, в).

Для бурения шпуров применяются бурильные шахтные установки (см. табл. 4.5).

Установка СБКНС-2 предназначенная для бурения шпуров при проведении горизонтальных выработок с рельсовым транспортом.

Установка СБКН-2М позволяет бурить шпуры при проведении горизонтальных и слабонаклонных выработок площадью сечения 3,5... 10 м² без рельсового пути.

Таблица 4.6 – Техническая характеристика перфораторов

Тип перфоратора	Масса, кг	Энергия удара, Дж	Частота ударов, с ⁻¹	Вращающий момент, Н·м	Заграты воздуха, м ³ /мин	Номинальное давление воздуха, МПа	Диаметр шпуров, м	Глубина шпуров, м	Коэффициент прочности пород, <i>f</i>
Переносные									
ПП36 (ПР20)	24	36	38; 33	18	2,7	0,5	32... 40	2	12
ПП50 (ПР25)	30	50	34	20	3,3	0,5	36... 40	3	14
ПП54 (ПР27)	32	54	38; 33	26,5	4,1	0,5	40... 46	4	14
ПП63 (ПР30)	35	63	30	26,5	3,8	0,5	40... 46	5	20
Колонковые									
ПК50	50	88; 26	33,4	49	5,7	0,5	40... 65	12	16
ПК60	60	90	45	160	9,2	0,5	40... 65	25	16
ПК70	75	176,5	37	225	12,7	0,5	40... 65	50	16
Телескопные									
ПТ38	38	49; 46	43,3; 40	19,6	3,4	0,5	36... 40	4	17
ПТ48	48	86,3; 80,4	43,3; 38,4	32,3; 29,4	5,9	0,5	52... 45	15	20

Вращательно-ударное бурение шпуров применяется при проведении горизонтальных выработок по породам $f = 2... 16$. Для этого типа бурения применяются бурильные установки БУ-1М, БУР-2, СБУ-2М (см. табл. 3.8).

Установки 1СБУ-2К и СБУ-2М предназначенные для бурения шпуров в за-

боях по породам с $f < 16$. Установки самоходные на гусеничном ходу, оснащены бурильными машинами вращательно-ударного действия. Каждая из установок состоит из двух бурильных агрегатов и шасси. В бурильный агрегат входит податчик, бурильная головка со штангой и коронкой, манипулятор с гидроцилиндром подъема, стойка с пультом управления. Стойка с манипулятором крепится на болтах к раме шасси. Бурильная машина установлена в опорах манипулятора и подвигается на забой с помощью домкрата распора.

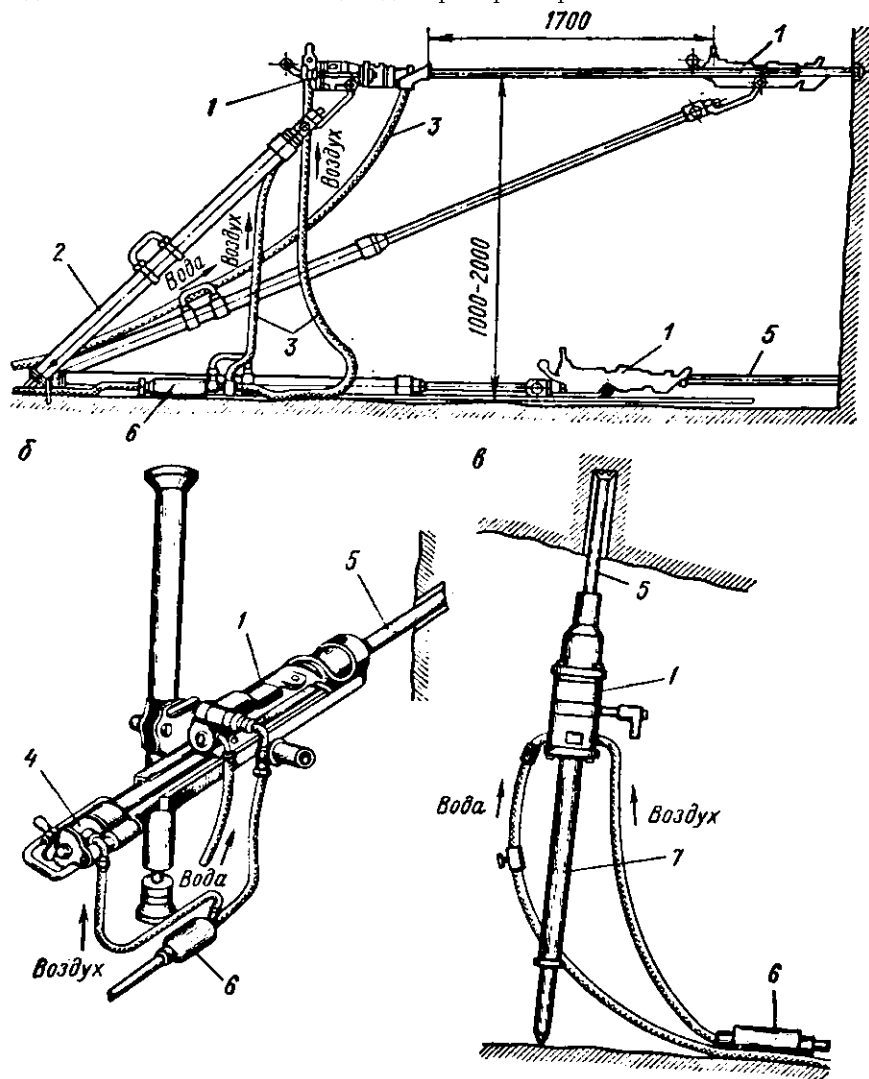


Рис. 4.4 – Типы перфораторов и установка их при работе: 1 – перфоратор; 2 – пневмоподдержка; 3 – шланг; 4 – автоподатчик; 5 – бур; 6 – маслёнка; 7 – пневмоподатчик

Манипулятор предназначен для пространственного перемещения бурильной

машины в положения, необходимые для бурения всей поверхности забоя, и удержания машины в этих положениях в процессе бурения шпуров.

Бурильная установка БУР-2М предназначена для бурения в забоях горизонтальных выработок. Она имеет вспомогательное оборудование в виде съёмной платформы для работ, связанных с заряджанием шпуров, защитой кровли и возведением крепления.

Таблица 3.8 – Бурильные установки для вращательно-ударного бурения

Тип установки		КБУ-2К	БУР-2М	СБУ-2М
Высота зоны бурения, м		6	3,9	3,9
Ширина зоны бурения, м		8,7	5,5	5,5
Площадь сечения забоя, м ²		18... 50	6... 20	6... 20
Глубина бурения шпуров, м		4	2,5	27,5
Число бурильных машин		2	2	2
Тип ходовой части		гусеничный	колесно-рельсовый	гусеничный
Скорость перемещения, км/час		0,8	1,5	2
Мощность привода хода, кВт		18	12	14,7
Масса, т		11	5,7	6,7
Основные размеры в транспортном положении, м	длина	9,5	7	7,1
	ширина	2,4	1,3	1,87
	высота	3,25	1,55	1,75

Производительность бурения шпуров в значительной степени зависит от формы и качества бурового инструмента – резцов, коронок и штанг (рис. 4.5... 4.8).

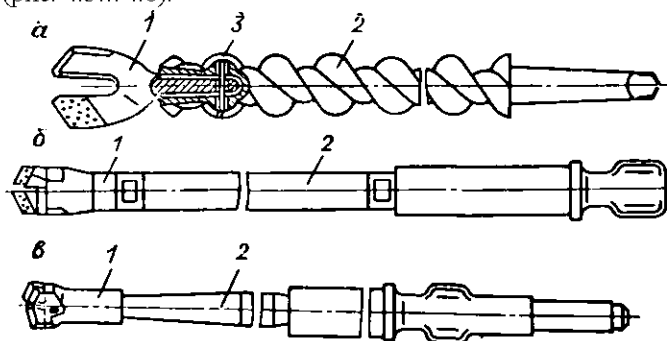


Рис. 4.5 – Инструмент для вращательного бурения: 1 – резец; 2 – буровая штанга; 3 – соединительный шплинт.

Для вращательного бурения шпуров применяются два основных типа резцов – для бурения по углю (резец угольный РУ) и по породе (резец породный РП).

Резцы изготовляют штампованием из легированной стали. Их армируют пластинками твердого сплава.

Буровой инструмент для сверла состоит из резца и штанги. Резцы в штангах крепятся с помощью шпилек или резьбы.

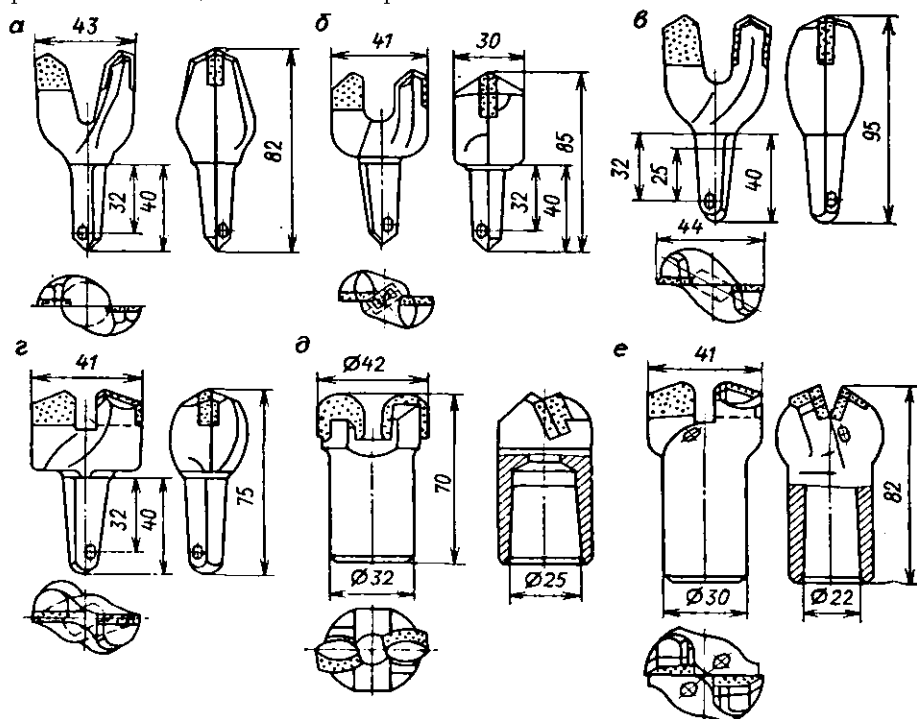


Рис. 4.6 – Виды резцов

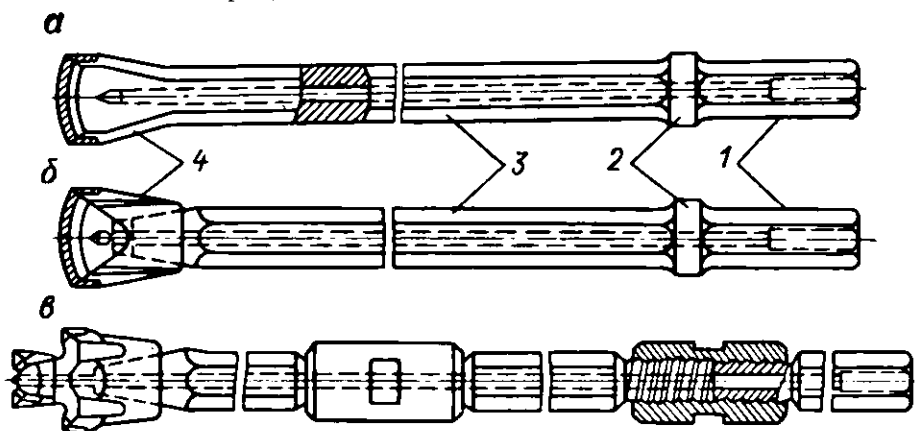


Рис. 4.7 – Инструмент для ударно-вращательного бурения: 1 – хвостовик; 2 – буртик; 3 – тело бура; 4 – коронка

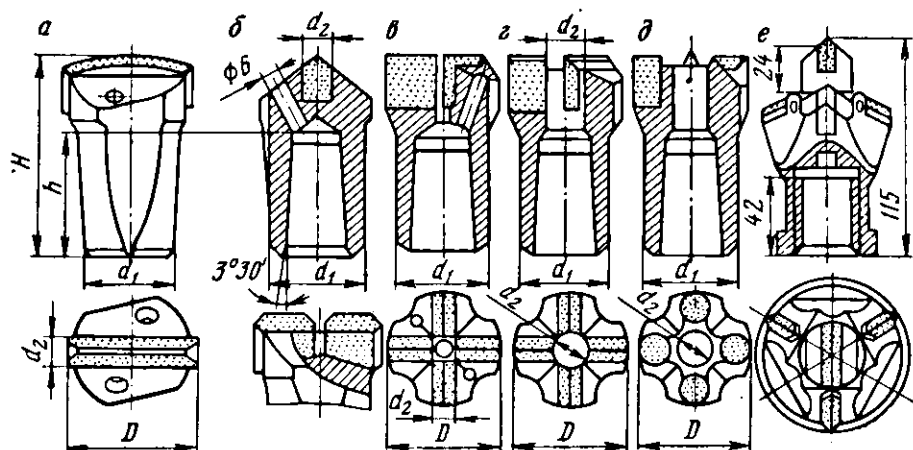


Рис. 4.8 – Виды коронок

Резец состоит из режущей головки с двумя режущими перьями, армированными пластинами твердого сплава, и хвостовика клиновидной формы. Хвостовик служит для соединения резца с буровой штангой и для передачи крутящего момента от буровой штанги резцу. Перья располагаются симметрично относительно продольной оси резца.

Для бурения шпуров применяются витые и круглые штанги. Для изготовления витых штанг используется прокат из стали ромбической формы. Для ручных сверл применяются штанги длиной 1...3 м, для колонковых – 0,7...2,2 м. Для колонковых сверл также применяются полые штанги с центральным каналом для подачи промывочной жидкости.

Рабочим инструментом перфоратора является бур, который представляет собой стержень, изготовленный из полый буровой стали шестигранного и круглого сечения поперечным размером 22, 25, 28 и 32 мм. Один конец стержня (штанги) заканчивается хвостовиком с бортиком, а второй – головкой или съёмной коронкой, армированной пластинкой твердого сплава. Осевой канал диаметром 7,2...9 мм предназначено для подачи воды в шпур при бурении с промывкой или воздуха для продувки шпура.

Преобладающее применение получили более удобные в эксплуатации буры со съёмной коронкой. Комплект для бурения шпуров определенной длины состоит из нескольких буров, из которых каждый следующий имеет длину на 0,5...0,7 м большую, а диаметр на 1...3 мм меньше, чем предыдущий. Диаметр самого длинного бура должен быть на 2...3 мм больше диаметра патрона взрывного вещества (ВВ).

Наиболее распространение получили буровые коронки долотчатой, а для трещиноватой породы – крестообразной формы.

4.2 Механизация процессов уборки горной массы

При комбайновом способе проведения выработки разрушенная порода убирается сразу же с помощью комбайну.

При буровзрывном способе разрушенная порода скапливается на почве выработки под забоем. Для её уборки применяются погрузочные машины, которые по исполнителю органу и способу нагрузки разделяют на машины периодического и непрерывного действия. Машины периодического действия – ковшовой, непрерывной – с нагребными лапами.

Ковшовые машины имеют нижний захват горной массы и прямую или ступенчатую погрузку. Машины с нагребными лапами имеют боковой захват горной массы и ступенчатую погрузку.

Принята следующая единая индексация погрузочных машин:

- ковшовые – ППН – погрузочная периодического действия нижнего захвата;
- с нагребными лапами – ПНБ – погрузочная непрерывного действия бокового захвата.

Погрузочные машины предназначены для механизации уборки и погрузки горной массы в вагонетки, на конвейер и другие транспортные средства. Машины могут дополнительно оснащаться навесным бурильным оборудованием для бурения шпуров.

На выбор погрузочной машины влияют прочность и крупность породы, размеры выработки (см. табл. 3.9).

При выборе машин ковшового типа на рельсовом ходу рекомендуется руководствоваться следующим:

- ширина фронта погрузки не должна быть меньше ширины выработки по почве. Различие ширины по почве допускается не больше чем на 20 %;
- высота машины в рабочем положении (максимальная высота) должна быть меньше высоты выработки от головки рельсов до кровли не меньше чем на 50 мм;
- ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного рельсового пути;
- прочность пород не влияет на выбор машин ковшового типа.

На выбор машины непрерывного действия (с нагребными лапами) типа ПНБ в значительной степени влияют прочность и кускуватость породы. Высота выработки 1,8 м является достаточной для всех погрузочных машин этого типа, а наличие рельсового пути не мешает их применению. Благодаря гусеничному ходу фронт погрузки неограничен. Они применяются в основном, в двухрельсовых выработках, так же как и машины ковшового типа со ступенчатой погрузкой, которые имеют значительный фронт погрузки.

Машины погрузочные ППН-1 и ППН-1С (см. рис. 4.9) ковшового типа, с пневмоприводом, с колесно-рельсовым механизмом передвижения. Машина состоит из рамы, погрузочного органа, ходовой тележки, поворотной платформы с лебедкой для подъема ковша, двух двигателей и механизмов управления.

Погрузочный орган представляет из себя ковш, оснащенный зубцами. Для увеличения фронта погрузки верхняя часть машины выполнена поворотной. На поворотной платформе размещены редукторы подъема, рабочего механизма, пускового устройства и оросительной системы.

Машины погрузочные ПППН-5 и ПППН-5Г предназначены для механизированной погрузки горной массы при проведении выработок буровзрывным спо-

собом в породах с $f \leq 16$. Площадь поперечного сечения выработок не меньше $7,5 \text{ м}^2$ в свету.

Таблица 3.9 – Характеристика погрузочных машин

Тип погрузочной машины	Марка машин	Техническая производительность, т/ч	Фронт погрузочный, м	Коэффициент прочности пород	Крупность кусков породы, менее, мм	Размеры машины, м		Минимальные ширина и высота выработки, м
						ширина	высота	
Ковшового прямой погрузки	ППН-1С	1	2,2	Любой	350	1,32	2,25	2,1×2,4
	ППН-2	1	2,5	Любой	400	1,59	2,35	2,2×2,4
	ППН-2Г	1	–	Любой	400	1,75	2,5	2,6×2,6
	ППН-3	1,25	3,2	Любой	600	1,8	2,8	2,6×3
Ковшового ступенчатой погрузки	2ППН-5Г	1	3,0	Любой	450	1,7	1,35	2×2,5
	ППМ-4У	0,8	4,8	Любой	360	1,4	1,85	2,3×1,9
Непрерывного действия с нагребающими лапами	ПНБ-1	1,45	–	≤ 6	300	1,15	–	2×1,5
	1ПНБ-2	2	–	6	400	1,6	3	2,5×1,8
	2ПНБ-2	2	–	10...12	400	1,8	3,3	2,5×1,8
	ПНБ-2К	2,5	–	12	400	1,8	3,3	2,5×1,8
	ПНБ-3К	3	–	16	600	2	3,4	3×1,7
	ПНБ-3Д	3,5	–	16	600	2,5	3,4	3×1,8
	ПНБ-4	6	–	16	800	2,7	3,9	3×1,8
	2ПНБ-2У	1,25	2,5	12	400	1,45	3,3	$\geq 8,4 \text{ м}^2$

Машина 1ППН-5 (рис. 4.10) оснащена электроприводом, а 1ППН-5Г – пневмоприводом. Она состоит из рамы, редуктора, ковша со стрелой, ленточного конвейера, привода конвейера, электрооборудования (пневмооборудования), тележки механизма перемещения машины, механизма подъема ковша и механизмов управления.

Машина ППМ-4У (рис. 4.11) предназначена для загрузки горной массы в выработках с максимальным углом наклона до 18° и породах с $f \leq 14$. Машина состоит из рамы с ходовой тележкой 1, погрузочного ковша 2, конвейера-перегрузателя 3, привода механизма передвижения, лебедки с канатом 4 и опорной стойки 5. Исполнительный орган состоит из ковша, стрелы и ковшовых цепей, которые накручиваются на барабан и поднимают ковш. Горная масса из ковша разгружается на конвейер-перегрузатель машины.

На производительность ковшовой погрузочной машины влияет вместитель-

ность ковша и продолжительность цикла черпания, прочности кусков горной массы, вид транспортировки, способ обмена загруженных вагонеток на пустые, организация работы и прочее.

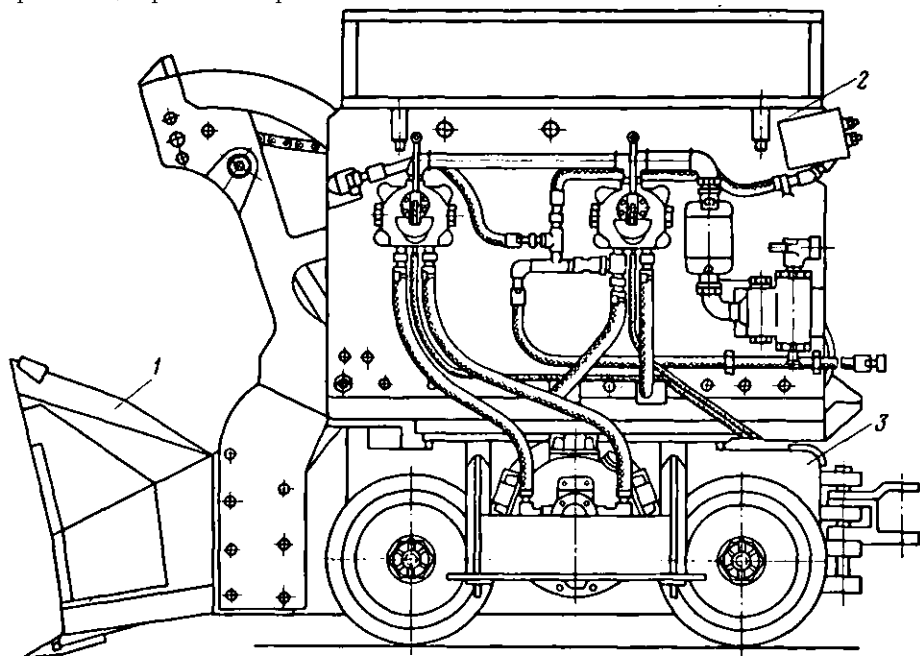


Рис. 4.9 – Погрузочная машина ППН1С

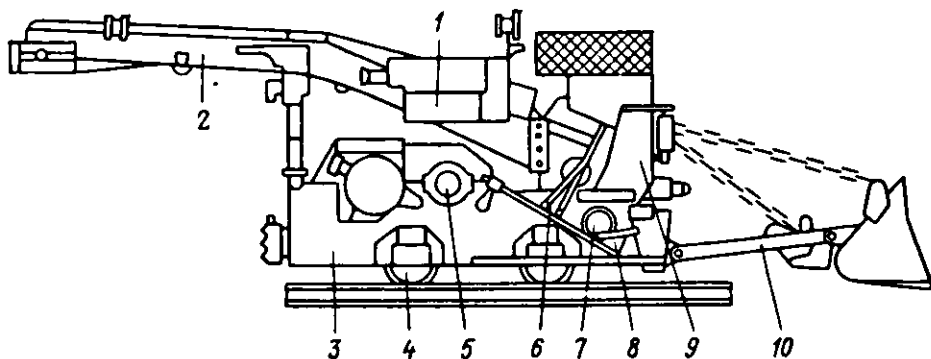


Рис. 4.10 – Погрузочная машина ППН5

Погрузочные машины типа ППНБ-2 (рис. 4.12) предназначены для механизированной погрузки разрушенной горной массы с $f < 6$ и кусками крупностью до 400 мм на конвейер или в вагонетки.

Машины состоят из исполнительного органа, гусеничного механизма передвижения, конвейера, электро- и гидроборудования, станции управления и системы орошения.

Исполнительный орган в виде двух нагребающих лап с кулисами смонтирован на раме вместе с редуктором и электродвигателем. Рама нагребающей части крепится к раме ходовой части шарнирно.

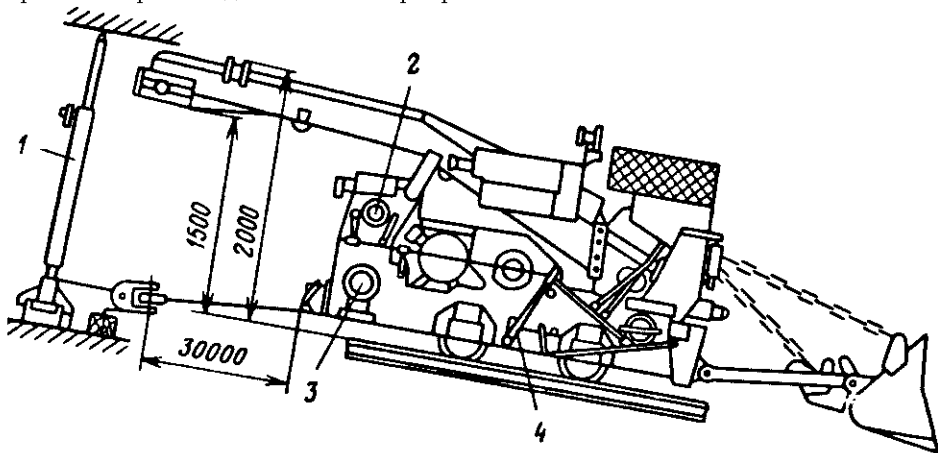


Рис. 4.11 – Погрузочная машина ППМ4У

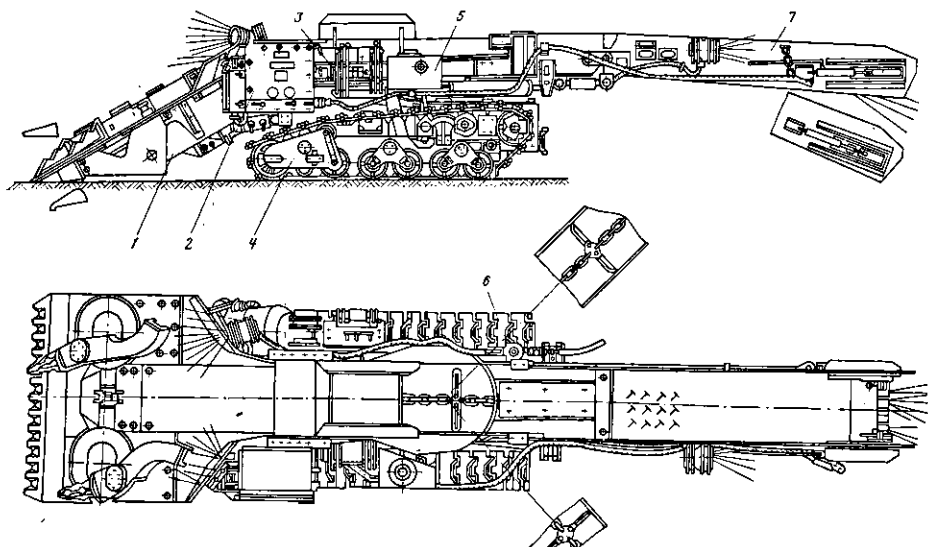


Рис. 4.12 – Погрузочная машина ППНБ-2: 1 – нагребающая часть; 2 – электрооборудование; 3 – система управления; 4 – ходовая часть; 5 – гидроблок; 6 – система орошения; 7 – скрепковый конвейер-перегрузатель

Скрепковый конвейер может изгибаться в горизонтальной плоскости на 45° относительно продольной оси машины и на 230 мм в вертикальной плоскости.

Погрузочная машина ППНБ2 и ее модификации (рис. 4.13) конструктивно аналогичны машине ППНБ-2, но предназначенные для погрузки горной массы с $f \leq 12$.

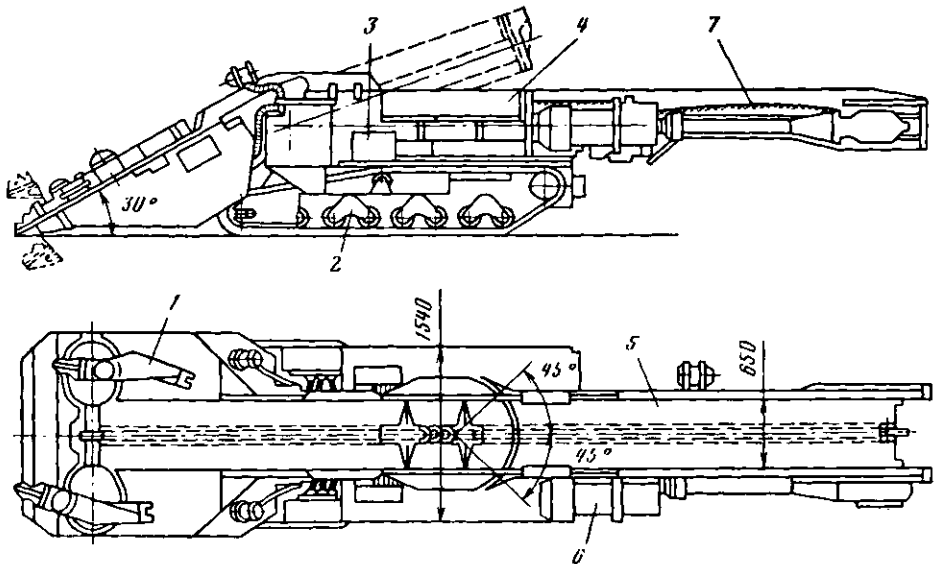


Рис. 4.13 – Погрузочная машина 2ПНБ2: 1 – нагребная лапа; 2 – гусеничный механизм передвижения; 3 – гидрооборудование; 4 – станция управления; 5 – скребковый конвейер-перегрузатель; 6 – электрооборудование; 7 – оросительная система

Производительность машин непрерывного действия при погрузке горной массы на конвейер зависит от производительности конвейера-перегрузателя, а при погрузке в вагонетки – от способа обмена вагонеток, организации работы и прочее.

В целом производительность погрузочных машин в значительной мере зависит не только от конструкции исполнительных органов, а и от организации транспортировки горной массы от машины.

4.3 Механизация процессов транспортировки горной массы из призабойного пространства

На производительность уборки горной массы из призабойной зоны большое влияние оказывают способы и средства транспортировки этой массы от погрузочной машины или проходческого комбайна.

При проведении выработок комбайнами целесообразно транспортировать отбитую горную массу от комбайна конвейерным транспортом.

При проведении выработок по буровзрывной технологии с применением погрузочных машин горная масса от машины может транспортироваться в вагонетках (поодиночке или составами) или конвейерами. С ковшовыми погрузочными машинами в комплексе могут быть как вагонетки, так и конвейерный транспорт, с машинами непрерывного действия для транспортировки горной массы целесообразно конвейерное оборудование.

Понятно, что производительность процессов уборки и транспортировки горной массы при периодической (циклической) работе средств механизации в зна-

чительной степени зависит от продолжительности цикла и организации работ, от способа замены загруженных вагонеток на пустые. Скорость замены вагонеток зависит от типа путевого оборудования и механизмов, которые применяются для этих целей.

Конструкции путевых устройств и оборудования должны отвечать следующим основным требованиям:

- обеспечивать минимальные затраты времени, связанные с их перенесением вслед за движением забоя;
- не требовать перестилки основного рельсового пути;
- быть легкими и простыми в изготовлении.

Для обеспечения непрерывной погрузки горной массы машинами на рельсовом ходу необходимо вслед за движением забоя выполнять настилку рельсового пути. Для максимального приближения машины к забою применяются составные переносные путевые звенья и выдвигные рельсы (см. рис. 4.14 *а, б*).

Для сокращения перерывов в работе на переноску стрелочных переводов применяются переводы, которые накладываются сверху на стационарный путь.

Откидная платформенная стрелка (рис. 4.14, *в*) состоит из двух плит, на которых закреплены отрезки рельсов, плиты 1 и 2 соединены шарнирно с пластиной 3, прикрепленной к шпалам стационарного пути. Для освобождения стационарного пути плиты стрелки удаляются.

Двойная накладная стрелка (рис. 4.14, *з*) смонтирована на двух плитах, прикреплённых снизу направляющими уголками к металлическим шпалам, которыми ее укладывают на стационарный путь. Передвижение стрелки осуществляется погрузочной машиной или электровозом.

Для обмена вагонеток применяются стационарные и временные стрелочные разминовки, стрелочные переводы и тупиковые заезды (рис. 4.15, 4.16).

Обмен вагонеток при проведении однопутных выработок выполняется с помощью тупиковых разминок, стационарных и накладных разминок.

Для обмена вагонеток с помощью тупиковой разминки укладываются рельсовые ответвления от основного пути такой длины, чтобы на нём уместилось несколько вагонеток или состав вагонеток. При недостаточной ширине выработки и необходимости устройства разминки выработка расширяется.

Рельсовые ответвления тупиковой разминки (тупикового заезда) оборудуются в расширении выработки на расстоянии 30...35 м от забоя. Тупиковые разминки устраиваются через 40...75 м.

Обмен вагонеток с применением накладной разминки происходит следующим образом. На порожняковую ветку электровоз загоняет состав пустых вагонеток, откуда вручную поодиночке их подают под погрузочную машину. После загрузки вагонетка откатывается на грузовую ветку. Для маневровых работ используется лебедка или погрузочная машина. Длина накладной разминки рассчитывается по числу вагонеток в составе поезда, обычно длина разминки принимается на 4...6 вагонеток.

Основные схемы маневров по замене грузовых вагонеток пустыми при проведении двухрельсовых выработок показаны на рис. 4.16.

При обмене вагонеток с помощью накладной плиты разминки в выработке настилаются на два пути. На одной размещаются пустые вагонетки, на второй –

гружёные. На расстоянии 5...6 м от машины настиляется легкая симметричная плита – разминовка, соединяющая оба пути в одну по оси выработки.

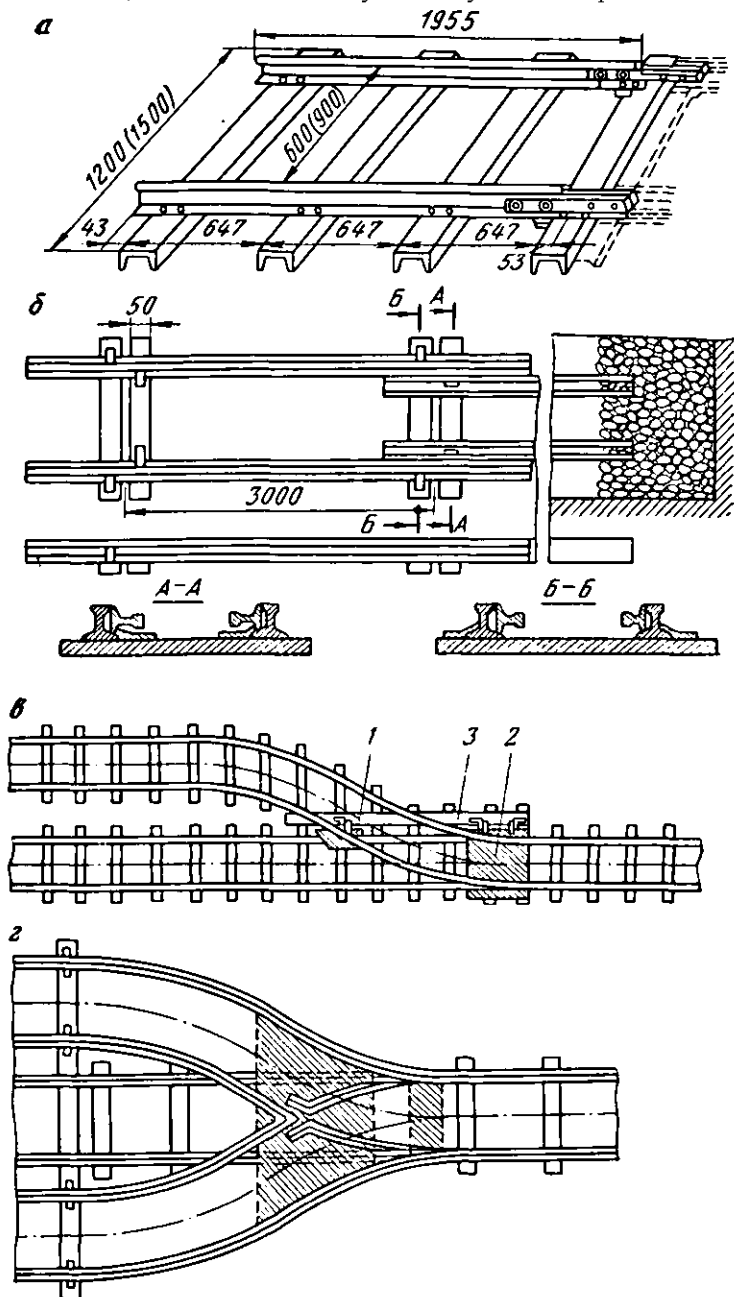


Рис. 4.14 – Временные пути и накладные стрелки

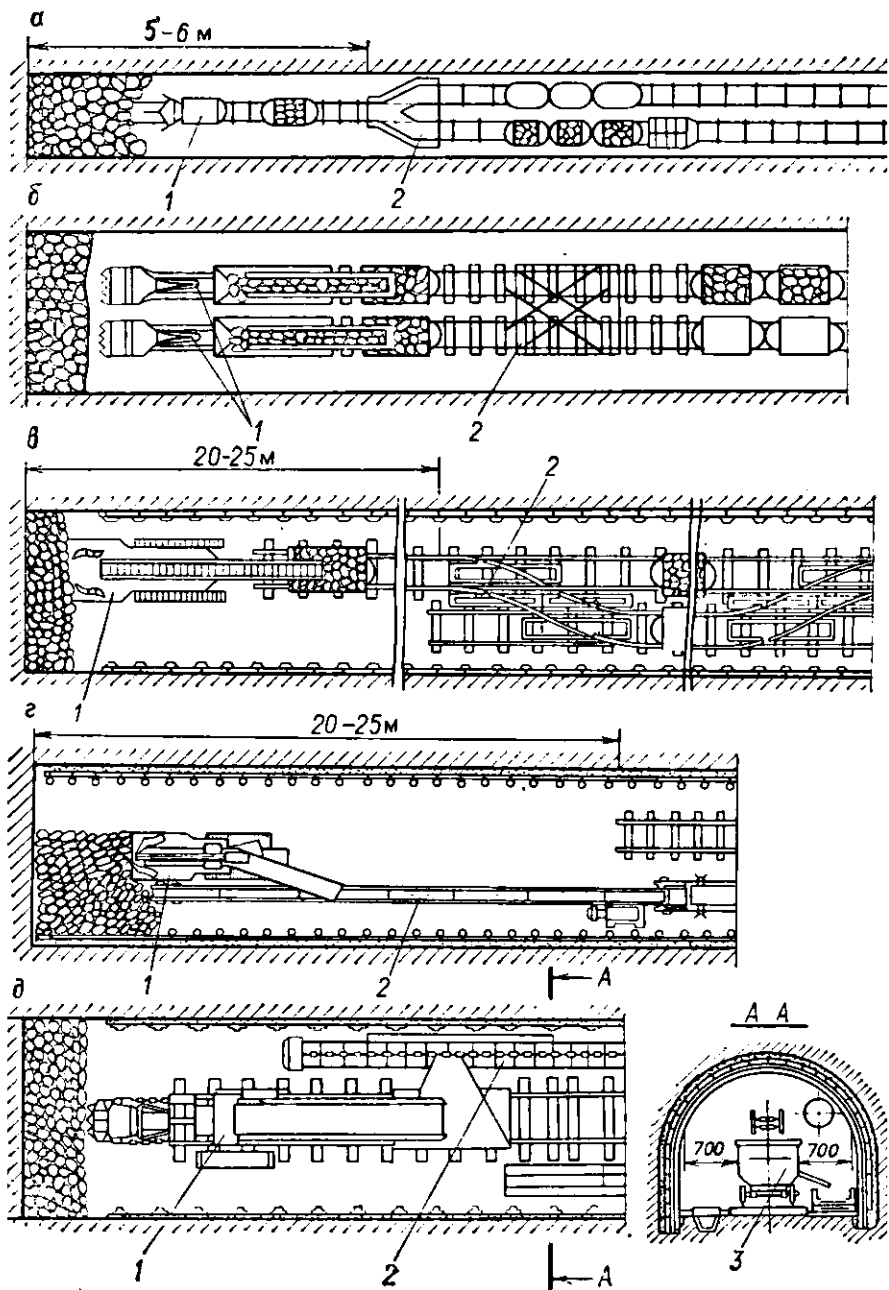


Рис. 4.15 – Схемы призабойного транспорта в двухрельсовых выработках

При применении схемы обмена вагонеток с помощью накладной двусторонней плиты-разминки (перекрестного съезда) оба рельсовых пути укладываются

ся до забоя. Расстояние до разминочки не превышает 30...40 м. Для нормальной работы колесно-рельсовой погрузочной машины между стационарным рельсовым путём укладывается временный переносной путь из отрезков рельсов длиной 2...3 м.

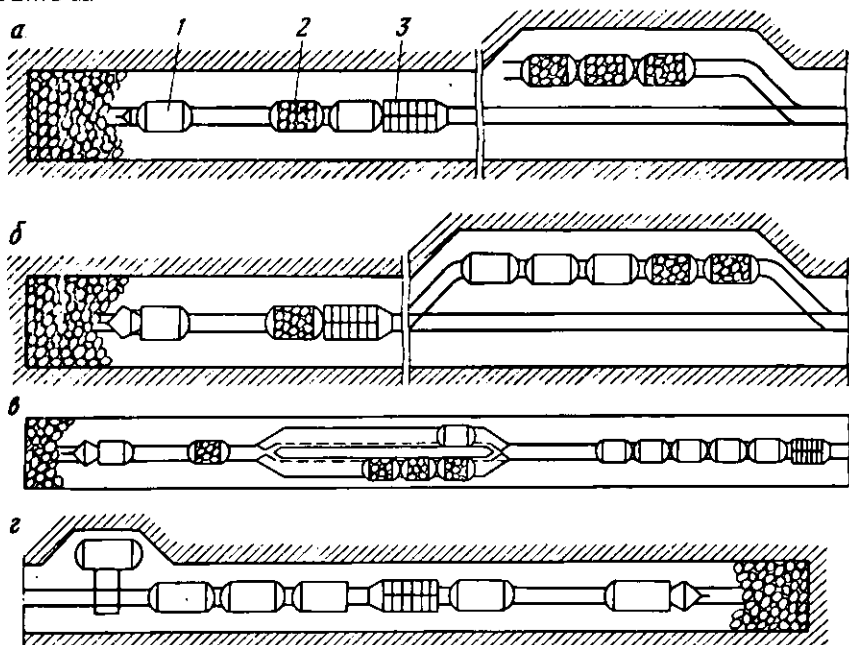


Рис. 4.16 – Схемы обмена вагонеток при проведении однопутных выработок: 1 – погрузочная машина; 2 – гружёная вагонетка; 3 – электровоз

Обмен нерасцепленными составами вагонеток происходит с применением конвейеров-перегрузателей. Они могут быть на рельсово-колесном ходу или подвесные.

Ленточный перегружатель УПЛ-2 предназначен для погрузки горной массы в состав вагонеток при проведении одно- и двухпутевых выработок с площадью поперечного сечения не меньше $6,5 \text{ м}^2$. При длине перегружателя 23,3 м под ним размещаются 5 вагонеток.

Перегружатель ППЛ-1К используется в комплексе с проходческими комбайнами, его изготовляют длиной 22 и 32,5 м, под ним размещаются соответственно 5 и 9 вагонеток.

Вопросы для самопроверки

1. Сущность разрушения массива породы по буровзрывной технологии.
2. Разрушение пород исполнительным органом проходческого комбайна.
3. Способы бурения шпуров.
4. Машины вращательного бурения.
5. Машины ударно-поворотного бурения.
6. Машины вращательно-ударного бурения.

7. Погрузочные машины периодического действия.
8. Погрузочные машины непрерывного действия.
9. Обмен вагонеток в призабойном пространстве при проведении однопутевых выработок.
10. Обмен вагонеток в призабойном пространстве при проведении двухпутевых выработок.

РАЗДЕЛ 5

ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ В КРЕПКИХ И СРЕДНЕЙ ПРОЧНОСТИ ПОРОДАХ

В горном производстве на стадиях подготовки месторождения (или отдельного пласта) к разработке и в процессе его эксплуатации возникает необходимость сооружать выработки в пустых породах. Так, вскрывающие квершлаг пересекать пустые породы до встречи с пластом или свитой пластов, промежуточные квершлаг (вентиляционные и откаточные) в пределах вскрытого шахтного поля выполняют транспортные, вентиляционные и вспомогательные функции. Полевые штреки (откаточные и вентиляционные) проводятся по пустым породам при погоризонтной схеме подготовки пластов.

Квершлаг и штреки могут выполнять одинаковые функции, но пространственное расположение их в шахтном поле различное. Они, как правило, располагаются на одном горизонте перпендикулярно друг к другу (при условии, что квершлаг, как и штрек, является горизонтальной выработкой). В некоторых случаях квершлаг относительно штрека может находиться под некоторым углом. Во всех случаях квершлаг на одном горизонте пересекает штрек.

Итак, значит, одни выработки проводятся по простиранию пластов, напластований пород и пропластков, а другие – вкрест простиранию пластов, напластований пород и пропластков. Первую выработку назвали штреком, вторую – квершлагом.

Земная кора, как известно, составленная породами, которые залегают пластами разной толщины и под разным углом наклона. Порода может быть однородной только в пределах одной толщи. Каждая толща пород характеризуется, прежде всего, прочностью, которая определяется коэффициентом по шкале проф. М.М. Протодяконова. Как это влияет на проведение выработок в массиве пород?

Штреки пластовые и полевые проводятся по пласту с подрывкой боковых пород по их простиранию или только по породам по направлению их простирания (по напластованию). Итак, штреки могут проводиться в однородных породах с определенной прочностью пород на всей длине выработки.

Квершлаг пересекать толщи пород, которые имеют различную прочность. В этом случае выработка проводится по неоднородным породам с разными коэффициентами прочности. Кроме того, толща пересекаемых пород может быть весьма различной. Итак, при проведении квершлаг об однородности породы с определенной прочностью можно говорить только в пределах одной толщи. Если эта толща пород имеет значительную мощность, а квершлаг не выходит за

пределы толщи, то он будет проведен в однородной, монолитной породе. Но в большинстве случаев квершлагги, как и вертикальные стволы, пересекают различные породы.

При проведении штреков по породам можно однозначно определиться со способом проведения в зависимости от значения коэффициента прочности пород.

При проведении квершлаггов необходимым условием для целесообразного способа проведения необходимо знать характеристику пересекаемых пород (толщину напластований и их прочность). Чаще всего квершлагги проводятся буровзрывным способом, при котором изменение прочности отдельных толщ пород не оказывает существенного влияния на технологию процесса проведения.

Итак, целесообразным способом проведения квершлаггов и полевых штреков в крепких породах является буровзрывной. Если все пересекаемые толщи пород достаточно крепкие, их можно условно отнести к однородным по прочности.

Проходческий цикл при проведении выработок с применением буровзрывной технологии состоит из следующих операций:

- бурение шпуров;
- зарядание шпуров патронами ВВ;
- взрывание шпуровых зарядов;
- проветривание забоя после взрывных работ;
- уборка и транспортировка разрушенной породы из призабойного пространства;
- возведение крепления;
- настилка рельсового пути;
- сооружение водоотливной канавки.

Бурение шпуров – наиболее трудоемкая операция проходческого цикла. Она определяет продолжительность всего цикла. Выбор средств бурения зависит от прочности пород, площади поперечного сечения выработки, вида энергии в забое. В породах с $f < 8$ целесообразно применять бурильные установки БУЭ-1М ($S_{CB} = 6...9 \text{ м}^2$), БУЭ-3 ($S_{CB} = 9...25 \text{ м}^2$) или колонковые электросверла ЭБГП-1 ($S_{CB} < 10 \text{ м}^2$). В породах с $f = 8...16$ наиболее эффективные электрические (БУЭ-3) или пневматические (БУ-1М, БУР-2) бурильные установки. Находят применение также буропогрузочные машины ППНБ-2Б ($S_{CB} > 5,2 \text{ м}^2$ при $f < 6$) и 2ПНБ-2Б ($S_{CB} > 8 \text{ м}^2$ при $f < 12$). В породах с $f > 8$ при площадях поперечного сечения выработки $S_{CB} < 10 \text{ м}^2$ и наличия сжатого воздуха в забое применяются перфораторы типа ПП на пневмоподдержках.

Глубина шпуров является основным техническим параметром проходческих работ, которая определяет объем работ основных процессов на цикл и скорость проведения выработки. Глубина шпуров зависит от свойств пород, площади забоя, типа оборудования и организации работ. При бурении шпуров бурильными установками и механизированной погрузкой породы глубина шпуров принимается равной 2,25... 3 м, а при бурении колонковыми бурильными машинами – 2... 2,25 м. Практически чаще глубина шпуров принимается равной 1,5... 2,5 м.

Глубина шпуров определяется из формулы

$$\ell_{ш} = \frac{V}{N\tau\eta}, \quad (7.1)$$

где V – скорость проведения выработки, м/мес.;

N – число рабочих дней за месяц;

n – число циклов в сутки;

η – коэффициент использования шпуров.

Число шпуров в забое выработки предварительно определяется по формуле или принимается по данным практики. Окончательно число шпуров устанавливается путем испытательных взрываний.

Перед заряджанием шпуров их очищают от мелкой породы промыванием или продувкой.

Тип взрывчатого вещества (ВВ) и средств инициирования (С) выбираются в зависимости от прочности пород, безопасности шахты по газу или пыли.

Методика определения параметров состоит в расчете затрат ВВ, числа шпуров, величины зарядов, затрат электродетонаторов, объема работ на цикл.

На основании проведенных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ.

Проветривание выработок длиной до 1000 м производится электрическими (ВМ-4, ВМ-5, ВМ-6, ВМ-12) или пневматическими (ВМП-4, ВМП-5, ВМП-6) осевыми вентиляторами местного проветривания. Центробежные вентиляторы ВМЦ-8, ВЦ-9, ВМЦГ-7 применяются для проветривания выработок длиной до 3000 м.

Более 90 % вентиляционных труб применяются из прорезиненной ткани. Диаметр труб 400, 500, 600, 800 и 1000 мм; длина отрезков труб 5, 10 и 20 м. Используются также металлические трубы тех же диаметров длиной до 3 м каждая.

На шахтах, опасных по газу или пыли, применяется только нагнетательная схема проветривания.

Разрешение на продолжение работы после проветривания забоя предоставляет горный мастер после определения количества газа в призабойном пространстве.

Перед уборкой породы в забое выработки устанавливается временное предупредительное крепление. При рамном постоянном креплении в квершлагах и полевых выработках чаще всего применяется выдвижное консольное или подвесное бесстоечное крепление, а при монолитном креплении – переносное рамное или подвесное анкерное крепление.

Уборка породы с почвы выработки производится породопогрузочными машинами 1ППН-5, 2ППН-5 или 1ПНБ-2, 2ПНБ-2. При выборе типа машины учитывается площадь поперечного сечения выработки, прочность породы, наличие рельсового пути, рода энергии в забое.

Квершлаг и полевые штреки, как правило, проводятся двухрельсовыми. При уборке породы машинами типа ППН используются симметричные плиты-разминовки или накладные двусторонние плиты-съезды. При уборке породы машинами типа ПНБ применяются накладные односторонние плиты-съезды. Снижению ручной работы проходчиков содействует применение перегружателей ППЛ-1, УПЛ-2М или бункер-поездов.

Транспортировка разрушенной породы производится, как правило, в вагонетках.

Постоянное крепление возводится из дерева, металла, бетона и железобе-

тона в зависимости от срока службы выработки и величины горного давления. Конструкция, область применения и технология возведения постоянного крепления рассмотрены в предыдущем материале.

При проведении квершлагов и полевых штреков к **вспомогательным процессам цикла** относятся настилка рельсового пути или наращивание конвейера, сооружение водоотливной канавки, прокладка труб и кабелей, освещение забоя и выработки, маркшейдерское обслуживание, контроль за состоянием рудничной атмосферы. На выполнение этих процессов тратится до 15...20 % общей продолжительности проходческого цикла.

Настилка рельсового пути. Применяются временный и постоянный рельсовый путь. Временный путь предназначен для передвижения бурильных установок и погрузочных машин. Настиляется путь вслед за движением забоя звеньями в виде отрезков рельсов длиной 1...2 м, приваренных к металлическим шпалам из швеллеров или спецпрофиля СВП. По мере движения забоя временный путь заменяется постоянным с длиной рельсов 6...8 м.

Постоянный рельсовый путь обеспечивает работу транспорта в период эксплуатации. Рельсовый путь состоит из верхнего и нижнего сооружения. К верхнему сооружению относятся балластный слой, шпалы и рельсы со скреплениями. В качестве балласта используется щебень, гравий или порода ($f < 5$) от проведения выработки. Балласт можно не укладывать в выработках без пучения почвы или при малом сроке службы. Шпалы применяются железобетонные или деревянные, промоченные антисептиками. Шпалы укладываются в балласт на 2/3 их высоты. Расстояние между шпалами (по осям) должно быть не больше 700 мм. Для удобства ремонтных работ в двухпутевых выработках шпалы в рядом расположенных параллельных путях укладываются в шахматном (перемежающемся) порядке. После раскладывания шпал на них укладываются подкладки и рельсы. Рельсы к шпалам прикрепляются костылями. Стыки рельс соединяются двумя накладками с болтами и гайками. Стандартная ширина колеи 600 и 900 мм. Рельсовый путь настиляется с уклоном не больше 0,005 или 5 ‰ (превышение 5 мм на 1 м длины выработки) в сторону околоствольного двора. Уклон пути проверяется ватерпасом. В местах разветвления пути укладываются стрелочные переводы.

Сооружение водоотливной канавки. Канавка служит для отвода воды в водосборник околоствольного двора, откуда насосами она откачивается на поверхность. Допускается окончательное оборудование ее с отставанием от забоя до 20 м. Канавки бывают прямоугольной и трапециевидной формы (рис. 5.1). Их размеры выбираются в зависимости от притока воды, типа постоянной крепи и прочности пород по типовым сечением выработок.

В породах с $f > 10$ и притоках воды до 100 м³/ч канавки не закрепляются, во всех других случаях канавки крепятся деревом, монолитным бетоном или железобетонными лотками. В местах передвижения людей канавки сверху перекрываются щитами или плитами.

Прокладка труб и кабелей. Для обеспечения забоя воздухом, водой и энергией по выработкам прокладываются трубы и кабели так, чтобы они не мешали перемещению людей и не могли быть повреждены подвижным составом не только при обычному движению по рельсам, а и при спуске с них. Вентиляцион-

ные трубы подвешиваются крючками в верхней части выработки к тросу диаметром 5... 6 мм, который натягивается вдоль выработки. Трос и трубы необходимо заземлять. Нарращиваются вентиляционные трубы проходческой бригадой последовательно: сначала навешивается пятиметровый отрезок, по мере движения забоя он заменяется на десятиметровый, затем снова добавляется пятиметровый и только после оба отрезка заменяются на 20-и-метровый.

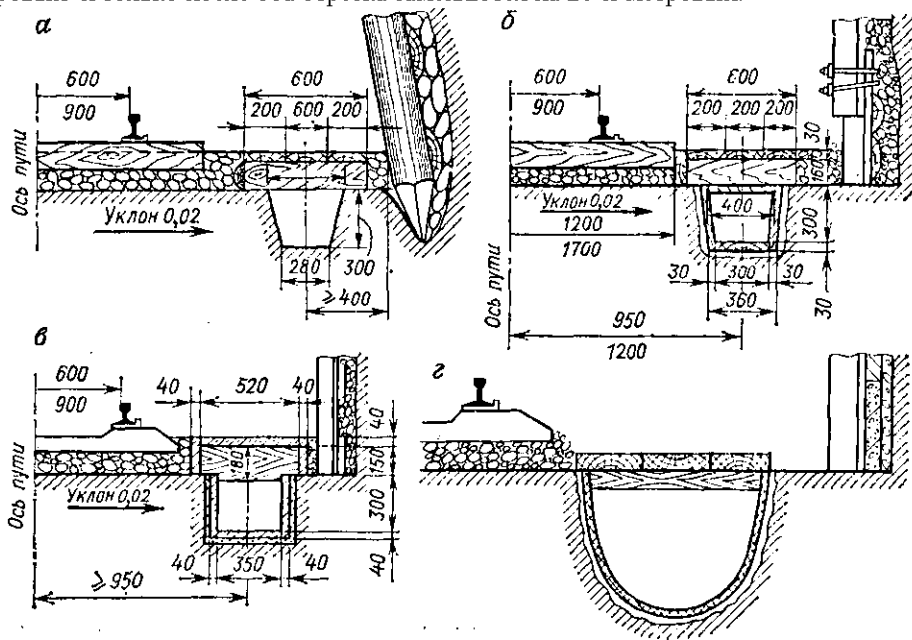


Рис. 5.1 – Конструкция водоотливных канавок

В зависимости от материала постоянной крепи трубы сжатого воздуха, дегазационные, водопроводные подвешиваются с помощью хомутов, крючков, подвесок и металлических штырей.

Силовые кабели подвешиваются по одной стороне выработки, а осветительные, сигнальные и телефонные – по другой. В выработках, закрепленных деревянной или металлической арочной крепью, кабели подвешиваются эластично на брезентовых подвесках. Расстояние между подвесками должно быть не более 3-х метров. Жесткое крепление кабелей допускается только в выработках, закрепленных монолитным бетоном или железобетоном.

Освещение забоя и выработки. Безопасность и производительность труда проходчиков зависит от степени освещения рабочего места. Кроме переносного (индивидуального) и местного (на проходческом оборудовании) освещения необходимо, чтобы выработка на длине до 100 м от забоя освещалась стационарными электроосветителями РП-100 или РП-200, которые подвешиваются через 4... 8 м вдоль выработки.

Маркшейдерское обслуживание. Контроль за проведением выработки выполняется маркшейдерской службой шахты. Особое внимание уделяют точности

направления и уклона выработки, поперечного сечения, радиусов закругления. Между маркшейдерскими измерениями контроль проводится инженерно-техническими работниками участка, используя отвесы, рулетки, шаблоны, ватерпасы. Контроль за направлением выработки производится световыми (УНС-2) и лазерными (ЛУН-3) указателями направления.

Контроль за состоянием шахтной атмосферы и соблюдением Правил безопасности осуществляется проходчиками, техническим надзором участка (рабочие участка вентиляции и техники безопасности). В каждой рабочей смене должен быть прибор постоянного и эпизодического действия для определения наличия метана.

Проведение выработок производится в соответствии с разработанными технологическими схемами. Схема состоит из характеристики выработки, перечня проходческого оборудования и схемы его размещения, графика организации работ и технико-экономических показателей.

Вопросы для самопроверки

1. Взаимное пространственное положение квершлага относительно полевого штрека.
2. Как учитывается прочность пород при проведении квершлагов?
3. Что такое проходческий цикл? Его продолжительность.
4. Основные операции проходческого цикла.
5. Вспомогательные операции проходческого цикла.
6. Технология процесса бурения шпуров.
7. Технологические процессы уборки разрушенной породы.
8. Транспортировка породы из призабойного пространства.
9. Технология возведения постоянного крепления.
10. График организации работ.
11. Характеристика технологической схемы проведения квершлагов и полевых штреков.

РАЗДЕЛ 6

ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК В МЯГКИХ ПОРОДАХ

6.1 Технология проведения горизонтальных выработок в однородных породах

Проходческий цикл при комбайновом способе проведения включает в себя выполнение следующих процессов: разрушение и погрузка породы (работа комбайна), замена резцов и смазка комбайна, возведение крепи, наращивание конвейера или настилка рельсового пути, обмен составов вагонеток, сооружение водоотливной канавки, наращивание вентиляционных труб. Состав звена 5 или 6 человек.

В начале смены машинист проверяет исправность комбайна, заменяет резцы на режущем органе, пылеулавливающие мешки, смазывает узлы комбайна и в

случае необходимости выполняет мелкий ремонт. Другие проходчики в это же время проверяют состояние проветривания выработки, исправность системы орошения и забойных механизмов, состояние крепи, доставляют в забой крепильный материал.

Горная порода разрушается исполнительным органом комбайна. Машинист управляет комбайном и должен обеспечивать оптимальную его подачу на забой с учетом конкретных горно-геологических условий. При проведении выработки комбайнами избирательного действия в однородном забое наиболее целесообразно разрушать массив породы в горизонтальной плоскости, начиная от почвы, со следующим перемещением к кровле выработки.

При проведении выработки комбайнами бурового действия обработка ведётся одновременно по всей площади сечения. После продвижения комбайна на длину хода домкратов машинист включает подачу комбайна на забой, останавливает исполнительный орган, раскрепляет распорную балку, передвигает её и снова закрепляет. Затем снова включает исполнительный орган и подачу комбайна на забой.

После проведения выработки на величину заходки (расстояние между рамами постоянной крепи) машинист отводит исполнительный орган комбайна избирательного действия от забоя и вместе с проходчиком осматривает и заменяет резцы, контролирует направление выработки. Другие проходчики в это время убирают куски породы и приступают к возведению постоянной крепи в соответствии с паспортом проведения и крепление выработки. При остановленном комбайне устанавливается рама крепи и затягивается кровля. При проведении выработки комбайном бурового действия крепление забоя, как правило, совмещается с работой комбайна.

С целью снижения трудоемкости работ по креплению выработки лунки под стойки готовятся исполнительным органом комбайна, а верхняки поднимаются с помощью устройства, смонтированного на комбайне. При отсутствии такого устройства для установки рам крепи монтируются разборные подмости.

По мере движения забоя выдвигается временная крепь, настилается временный рельсовый путь или наращивается конвейер при полной остановке комбайна. Вентиляционные трубы навешиваются по мере необходимости. Одновременно с работой комбайна выполняется погрузка горной массы на конвейер или в вагонетки под перегружателем комбайна.

При конвейерном транспорте проходчик следит за перегрузкой горной массы с перегружателя комбайна на конвейер и по мере необходимости вручную зачищает почву выработки от породы, которая просыпалась с конвейера (рис. 6.1 и 6.2).

При рельсовом транспорте на погрузке горной массы в вагонетки заняты двое проходчиков – один следит за погрузкой породы, разравнивая ее в вагонетках, и подает сигналы машинисту комбайна, второй перемещает вагонетки под стрелой перегружателя лебедкой или электровозом.

Высокие показатели скорости проведения и производительности работы проходчиков достигаются при технологической схеме «комбайн – ленточный телескопный конвейер» (рис. 6.3, а). Конвейер обеспечивает транспортировку горной массы на расстояние до 50 м без наращивания конвейерной ленты. Менее

эффективная и достаточно технологичная схема «комбайн – перегружатель – скребковый конвейер – ленточный конвейер» (рис. 6.3, б). Наименее технологичная – схема, основанная на использовании электровозного транспорта (рис. 6.3, в).

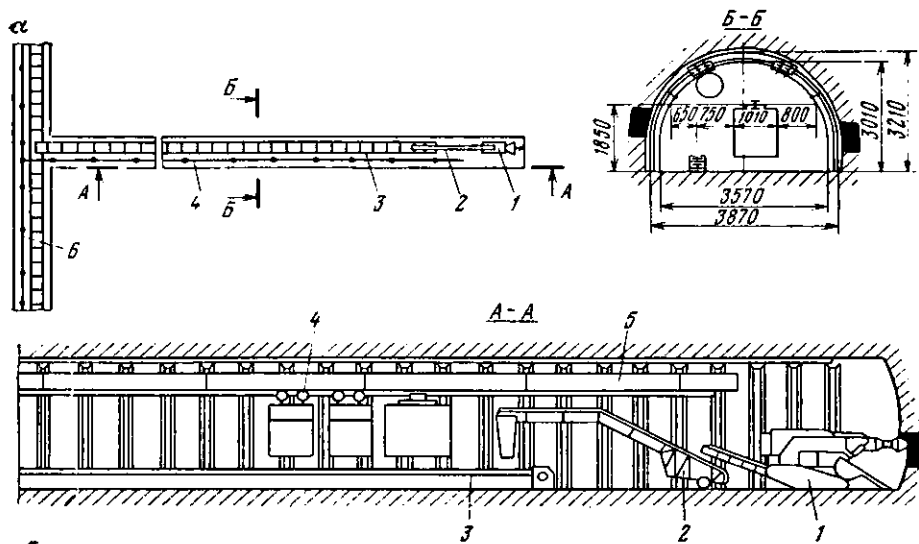


Рис. 6.1 – Технологическая схема проведения транспортного (конвейерного) штрака комбайном

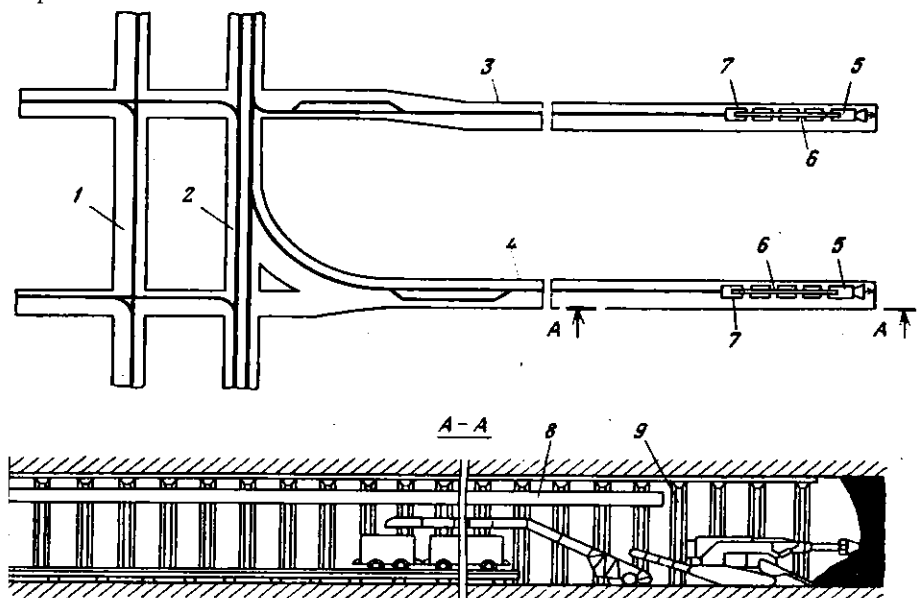


Рис. 6.2 – Технологическая схема проведения штрака по уголю проходческим комбайном

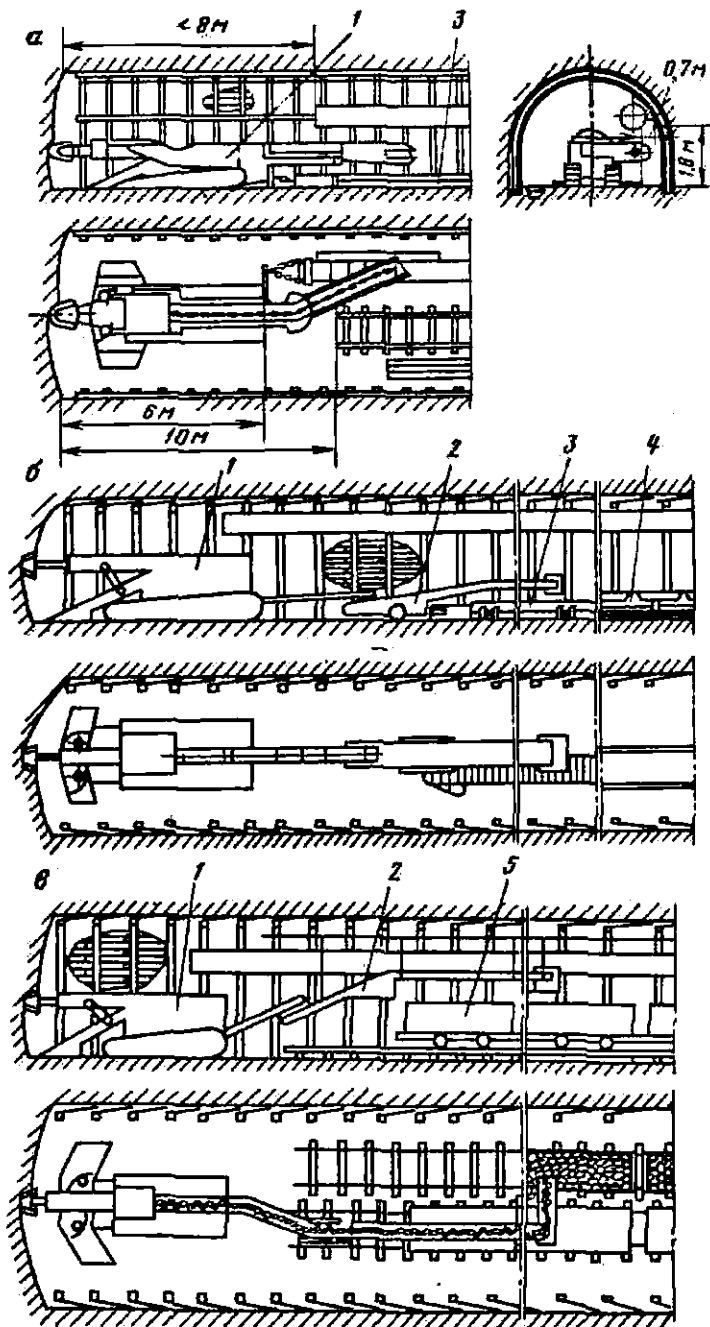


Рис. 6.3 – Технологические схемы проведения полевых выработок комбайновым способом: 1 – комбайн; 2 – перегружатель; 3 – скребковый конвейер; 4 – ленточный конвейер; 5 – вагонетка

На рис. 6.4 показаны технологические схемы проведения горизонтальных выработок с использованием проходческого оборудования. Рекомендуемый численный состав сменного звена проходчиков 5 или 6 человек, возможная скорость

проведения 220... 340 м/мес.

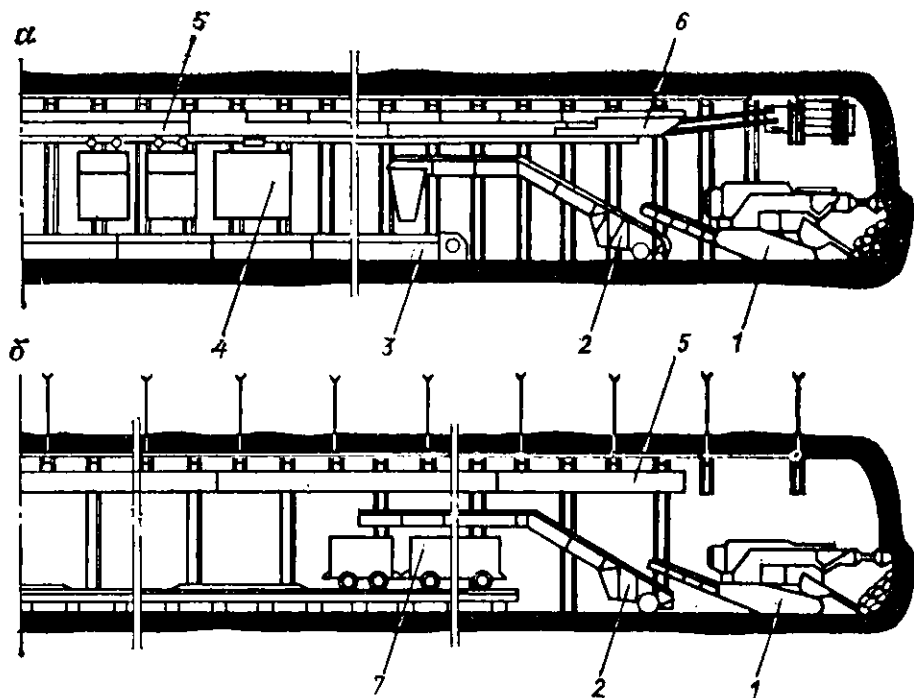


Рис. 6.4 – Технологические схемы проведения штреков по уголю или мягким породам комбайновым способом при конвейерном (а) и рельсовом (б) транспорте

Работа проходческого звена организовано следующим образом. Машинист комбайна и его помощник в начале смены заменяют при необходимости резцы на исполнительном органе, доливают, при необходимости, масло в гидросистему комбайна. Другие проходчики звена занимают свои рабочие места и по сигналу машиниста приступают к работе. Машинист включает комбайн и вынимает уголь на глубину одной заходки – 1... 1,5 м. Помощник машиниста следит за погрузкой угля и положением питающего кабеля. Другие члены звена зачищают почву по бокам выработки, устраивают лунки для стоек крепи и сооружают водоотливную канавку, которая ранее была сооружена исполнительным органом комбайна, готовят элементы крепи и обеспечивают их доставку, следят за непрерывностью транспортировки угля от забоя. При остановке комбайна проходчики возводят крепь и затягивают кровлю затяжкой. Машинист и его помощник помогают возводить крепление или используют это время для профилактических работ с комбайном. Через каждые 5... 6 м одновременно с возведением крепи наращиваются конвейер и вентиляционные трубы.

При комбайновой технологии особое внимание уделяется ремонтно-подготовительным работам. Целесообразно иметь в течение суток четыре смены – три рабочих и одну ремонтно-подготовительную.

6.2 Технология проведения горизонтальных выработок в неоднородных породах

В неоднородных породах проводятся пластовые штреки, бремсберги, уклоны и ходки. Под неоднородными породами понимается наличие угольного пласта в площади сечения выработки.

При проведении штреков по неоднородным породам целесообразно применять проходческие комбайны ГПКС ($f \leq 4$ и $k_{II} \leq 0,5$) или 4ПП-2, 4ПП-5 ($f \leq 6$ и $k_{II} \leq 0,75$).

Проходческий цикл при проведении штреков в неоднородных породах комбайновым способом включает в себя выемку угля и породы, крепление штрека.

Выемка угля и породы. Производительность комбайна избирательного действия зависит от схем перемещения его рабочего органа по плоскости забоя выработки. При проведении пластовых штреков схема обработки забоя выбирается с учетом мощности пласта и прочности боковых пород. Работы можно вести с раздельной выемкой угля и породы, (сначала вынимается уголь, а затем порода почвы и кровли), или с совместной выемкой угля и породы (выемка производится горизонтальными или вертикальными полосами) (рис. 6.5).

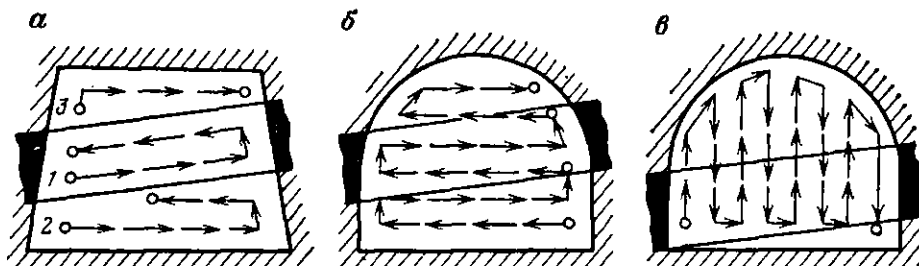


Рис. 6.5 – Схемы движения исполнительного органа проходческого комбайна избирательного действия по забою при раздельной (а) и совмещенной (б, в) выемке угля и породы

Выбор схемы зависит не только от горно-геологических условий, а и от способа транспортировки угля и породы (раздельно или совместно). Принимают две основные схемы:

- с нагрузкой горной массы на конвейерный транспортный комплекс;
- с нагрузкой горной массы в вагонетки с применением перегружателей.

На практике применяется ряд технологических схем с раздельной выемкой и транспортировкой угля и породы на тонких пластах. На рис. 6.6 показана схема, когда уголь по мере его выемки погружают в вагонетки, а породу на конвейер, или наоборот. Это позволяет проводить штреки без снижения скорости.

Крепление выработок. Как и при буровзрывной технологии проведения выработок, при комбайновом способе используется деревянная, металлическая, смешанная и анкерная крепь. Чаще всего применяется металлическая арочная крепь из спецпрофиля СВП. Крепление производится с учетом устойчивости пород кровли:

- при неустойчивой кровле постоянная крепь возводится вслед за движени-

ем забоя;

– при устойчивой кровле постоянная крепь возводится в меру движения забоя с шагом вдвое большим расстояния между рамами, а промежуточные рамы устанавливаются с расстоянием от забоя на 20 м, то есть вне зоны работы проходческого комбайна. Это позволяет на 20...30 % сократить технологические перерывы, связанные с возведением крепи.

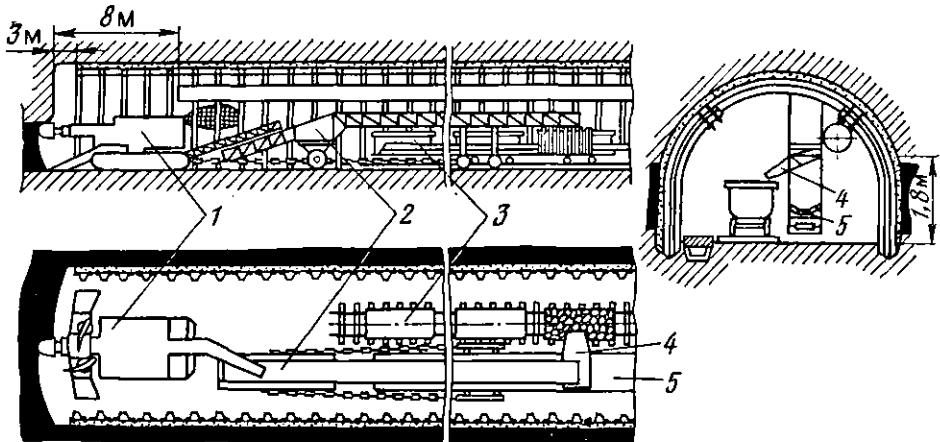


Рис. 6.6 – Технологическая схема проведения пластового штрека комбайновым способом с раздельной транспортировкой угля и породы: 1 – комбайн; 2 – перегружатель; 3 – вагонетки; 4 – направляющий желоб; 5 – конвейер

В комплектах оборудования с проходческими комбайнами процесс возведения постоянной крепи не механизирован, поэтому объем этих работ в общих затратах работы на 1 м выработки составляет 20...45 %.

Организация работ. Средняя скорость проведения выработок комбайновым способом составляет 140...170 м/мес. и более, что в 2 и более раз выше, чем при буровзрывном способе.

Скорость проведения зависит от прочности пород, размера сечения и длины выработки, типа комбайна и оборудования, призабойного транспорта, числа проходчиков в звене, материально-технического обеспечения.

Оптимальная скорость проведения выработки в месяц определяется по формуле

$$V_{\text{ОПТ}} = \frac{NnP}{\left(6,7 - \frac{33,86}{S_{\text{ПР}}} + 3k_{\text{П}} - \frac{2,53}{\lambda}\right)k}, \quad (6.1)$$

где N – число проходчиков в звене, чел.;

n – число рабочих суток в месяце;

P – число рабочих смен в сутки;

$S_{\text{ПР}}$ – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²;

$k_{\text{П}}$ – коэффициент присечки породы;

λ – число крепежных рам на 1 м выработки;

k – коэффициент, учитывающий тип комбайна (для ГПКС $k = 1$, для 4ПП-2

$k = 0,65 \dots 0,83$).

Применение комбайнов ГПКС и 4ПП-2 целесообразно при скорости проведения выработок соответственно 150...200 м/мес. и 200...250 м/мес.

Эксплуатационная производительность комбайна с учетом технологических и организационных простоев

$$Q_{\text{Э}} = Q_{\text{Т}} k_{\text{В}}, \quad (6.2)$$

где $Q_{\text{Т}}$ – техническая производительность комбайна;

$k_{\text{В}}$ – коэффициент использования комбайна с учетом перерывов, $k_{\text{В}} = 0,36 \dots 0,42$ (140...150 минут в смену).

Сокращая время выполнения вспомогательных работ и простоев, можно увеличить эксплуатационную производительность.

Число циклов в смену

$$n_{\text{СМ}} = \frac{V}{nP\ell_{\text{Р}}}, \quad (6.3)$$

где V – скорость проведения выработки, м/мес.;

n – число рабочих суток в месяце;

P – число рабочих смен в сутки;

$\ell_{\text{Р}}$ – расстояние между рамами, м.

Продолжительность работы комбайна за цикл

$$t_{\text{Ц}} = \frac{Tk}{n_{\text{ЗМ}}}, \quad (6.4)$$

где T – продолжительность рабочей смены, мин.

Скорость проведения и производительность труда проходчиков зависит не только от эффективности работы комбайна, но в значительной мере от численного состава бригады и квалификации проходчиков.

Рациональное число проходчиков в звене составляет 6 или 7 человек или 23...27 человек в бригаде. Численность звена определяется приблизительно в зависимости от площади поперечного сечения выработки в проходке – 2...2,25 м² на одного проходчика.

Производительность труда проходчика на выход

$$\Pi = \frac{V_{\text{С}}}{n_{\text{Л}}N}, \quad (6.5)$$

где $V_{\text{С}}$ – скорость проведения выработки, м/сут.;

$n_{\text{Л}}$ – число звеньев, занятых работой в сутки;

N – число проходчиков в звене.

На основе значений N , $n_{\text{СМ}}$, $t_{\text{Ц}}$ можно построить график организации работ.

На рис. 6.6 показана технологическая схема проведения транспортного штрека комбайном ГПКС с подрывкой породы с $f \leq 4$ до 30 % от площади сечения. Площадь сечения штрека в проходке 10,6 м², в свету – 8,5 м².

Отбитая горная масса подается через перегружатель ППЛ на конвейер СР-70 и затем на бремсберговый конвейер. Крепежный материал в забой доставляется монорельсовой дорогой. Выработка крепится металлической арочной трёхзвенной крепью. Сменное звено состоит из четырёх человек. Скорость проведения штрека 3 м/см. или 230 м/мес. Производительность труда проходчика 0,75 м/см.

6.3 Технология проведения наклонных выработок

К наклонным выработкам, которые могут проводиться комбайновым способом, относятся бремсберги, уклоны и ходки.

Бремсберги и ходки обычно проводятся снизу вверх. В шахтах III категории и сверхкатегорийных по газу для улучшения проветривания забоя бремсберги и ходки проводятся сверху вниз, то есть по технологии проведения уклона.

Бремсберги с площадью поперечного сечения $4,7 \dots 15 \text{ м}^2$ в проходке и углом наклона до 10° по уголю или смешанному забою ($k_{\text{П}} \leq 0,5$, $f \leq 4$) обычно проводятся комбайном ГПКС. Выработки с площадью поперечного сечения $9 \dots 25 \text{ м}^2$ в проходке с углом наклона до 10° по смешанному забою ($k_{\text{П}} \leq 0,75$, $f \leq 7$) можно проводить комбайнами 4ПП-2, 4ПП-5.

Уклоны и ходки в основном проводятся сверху вниз. Они предназначены для подготовки нижних горизонтов, где еще не ведутся горные работы.

Уклоны, как и бремсберги, бывают капитальные (срок службы больше 10 лет), панельные (до 10 лет) и бортовые (до 2 лет). Они проводятся узким забоем, что благоприятно влияет на их устойчивость.

Наклонные выработки с площадью поперечного сечения $6 \dots 17 \text{ м}^2$ в проходке и углом наклона до 10° по уголю или смешанным забоем с присечкой породы ($k_{\text{П}} \leq 0,5$, $f < 4$) можно проводить комбайном ГПКС.

Выработки с площадью поперечного сечения $9 \dots 25 \text{ м}^2$ в проходке с углом наклона до 10° по смешанному забою ($k_{\text{П}} \leq 0,75$, $f < 7$) можно проводить комбайнами 4ПП-2 или 4ПП-5.

Для проведения уклонов сверху вниз под углом наклона до 20° с шириной по почве $1,8 \dots 3,6$ м и высотой $2,6 \dots 4,7$ м создан комбайн ГПКСН. Сдерживается комбайн от сползания лебедкой ЛПП.

Бремсберги, уклоны и ходки проводятся по пласту угля без подрывки и с подрывкой боковых пород, с раздельной выемкой угля и породы и совместной выемкой угля и породы общим забоем.

Проведение наклонных выработок комбайновым способом производится по прогрессивным технологическим схемам, которые предусматривают комплекты проходческого оборудования, предназначенного для механизации разрушения, погрузки и транспортировки горной массы.

На рис. 6.7, а, показана схема проведения бремсберга комбайном ГПКС в мощном угольном пласте. Бремсберг с площадью поперечного сечения в проходке $15,7 \text{ м}^2$, в свету $12,8 \text{ м}^2$ проводится в присечку к ранее отработанной лаве (к выработанному пространству).

Крепится выработка металлической арочной трёхзвенной крепью из спецпрофиля СВП-27 с расстоянием между рамами $0,9$ м. Отбитый уголь комбайном через перегружатель подается на скребковый конвейер, далее – на ленточный конвейер, которым транспортируется к главному полевому транспортному штреку. Сменное звено состоит из четырёх проходчиков. Скорость проведения бремсберга 270 м/мес.

На рис. 6.7, б, показана схема проведения конвейерного бремсберга комбайном 4ПП-2М с подрывкой пород кровли и почвы. Площадь сечения в проходке $18,3 \text{ м}^2$, в свету – $15,2 \text{ м}^2$. Прочность пород $f \leq 5$, которые составляют 60% от

площади забоя.

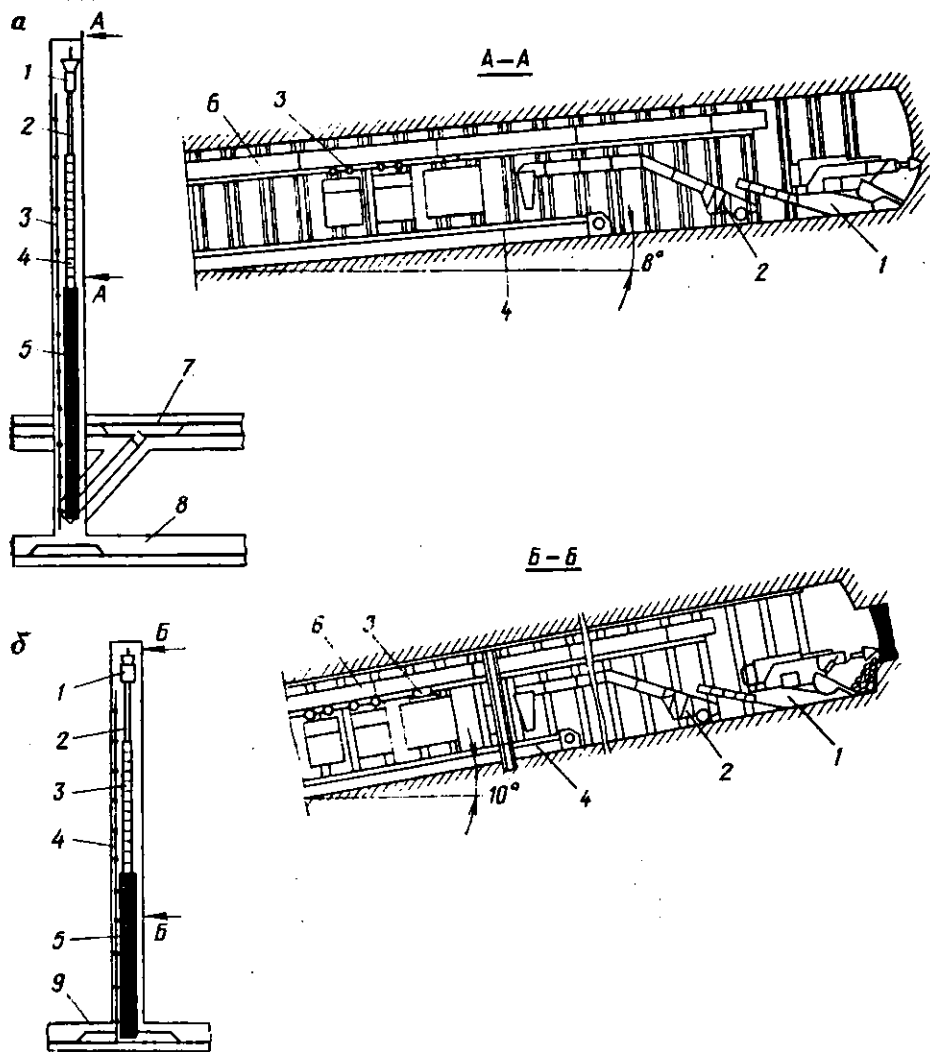


Рис. 6.7 – Технологические схемы проведения бремсбергов проходческими комбайнами

Отбитая горная масса комбайном подается на перегружатель, далее – на скребковый конвейер и на ленточный конвейер. Ленточный конвейер доставляет горную массу к транспортному штреку. Крепежный материал подается подвесной монорельсовой дорогой.

Уклоны проводятся, как правило, по пластам угля узким забоем, т.к. в большинстве случаев являются капитальными выработками.

На рис. 6.8 показана технологическая схема проведения уклона комбайном ГПКН по пласту угля с подрывкой пород кровли с совместной выемкой угля и

породы. Прочность пород $f = 4$. Площадь сечения в проходке $15,1 \text{ м}^2$, в свету – $12,5 \text{ м}^2$.

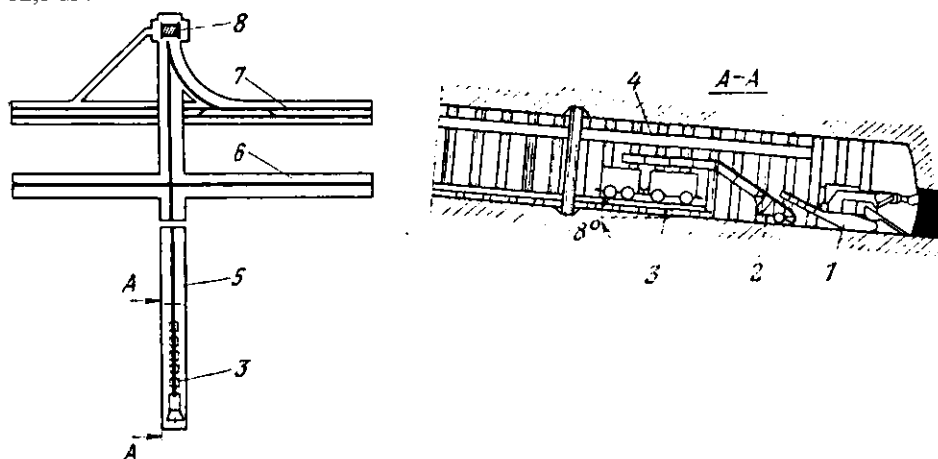


Рис. 6.8 – Технологическая схема проведения уклону проходческим комбайном: 1 – комбайн ГПКН; 2 – перегружатель; 3 – вагонетка; 4 – вентиляционные трубы; 5 – вентиляционный уклон; 6 – главный полевой вентиляционный штрек; 7 – главный полевой откаточный штрек; 8 – лебедка

Отбитая горная масса от комбайна с помощью перегружателя подается в вагонетки, которые лебедкой поднимаются на главный полевой откаточный штрек. Материалы и оборудование в забой доставляется в вагонетках или на платформах.

Крепление уклону предусмотрено металлической арочной пятизвенной крепью из спецпрофиля СВП-27 с расстоянием между рамами крепи $0,8 \text{ м}$. Сменное звено состоит из четырёх человек. Скорость проведения уклона составляет 210 м/мес .

Проходческие комбайны также используются при механогидравлическом способе добычи угля. Крепкий уголь и непрочные породы разрушаются исполнительным органом проходческого комбайна, а транспортируется из забоя самоотемом или механическими средствами. Разрушенная горная масса, смешиваясь с водой, образует пульпу, которая перемещается к отстойникам.

Вопросы для самопроверки

1. Сущность комбайновой технологии проведения горных выработок.
2. Процессы проходческого цикла при комбайновой технологии.
3. Транспортировка горной массы из призабойного пространства.
4. Крепление выработок при комбайновой технологии.
5. Сооружение водоотливной канавки.
6. Вспомогательные процессы проходческого цикла.
7. Особенности проведения выработок в неоднородных породах.
8. Технология выемки угля и породы в пределах контура выработки.
9. Раздельная выемка угля и породы.

10. Совместная выемка угля и породы.
11. Особенности проведения наклонных выработок.
12. Технология проведения бремсбергов.
13. Технология проведения уклонов и ходков.
14. Организация работы при проведении выработок комбайновым способом.

РАЗДЕЛ 7

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК УЗКИМ И ШИРОКИМ ЗАБОЕМ

7.1 Технология проведения пластовых выработок узким забоем

Проведение выработки узким забоем означает, что разрушение горного массива происходит только в контуре площади поперечного сечения любой формы. Если выработка проводится по угольному пласту и площадь угольного забоя меньшая поперечного сечения в проходке, то необходимо подрывать породы в пределах площади сечения выработки.

Подрывание боковых пород характеризуется коэффициентом подрывки (присечки)

$$k_{II} = \frac{S}{S_{ПП}} < 1, \quad (7.1)$$

где S – площадь поперечного сечения по породе, m^2 ;

$S_{ПП}$ – площадь поперечного сечения выработки в проходке, m .

Местоположение подрывки боковых пород определяется с учетом угла падения пласта, прочности пород кровли и почвы пласта, удобства погрузки угля в транспортные средства. Необходимо, чтобы пласт в сечении штрека занимал наибольшую площадь.

Пластовые штреки проводятся одним (сплошным) забоем (без разделения выемки угля и породы) и смешанным забоем (с отдельной выемкой угля и породы). Преимущество проведения штрека сплошным забоем состоит в более простой технологии и организации работ, а недостаток – потери угля. При проведении штреков смешанным забоем организация работ усложняется вследствие наличия двух самостоятельных забоев – угольного и породного. Преимущество этой схемы состоит в попутной добыче угля и чистоте породной массы, которая выдается на поверхность или используется для закладки выработанного пространства.

При углах падения пласта до 18° кровля обычно не подрывается (рис. 7.1, а) и верхняя крепежная рама располагается параллельно кровле.

Угол падения пласта в пределах $18...30^\circ$ не является решающим для выбора места подрывки породы. В этом случае можно подрывать кровлю или почву пласта, или то и другое одновременно (рис. 7.1, б). В большинстве случаев подрываются породы почвы пласта.

При углах падения пласта $30...55^\circ$ наиболее распространена подрывка кровли и почвы пласта (рис. 7.1, в). В этом случае пласт занимает в площади поперечного сечения штрека наибольшую площадь и объем подрываемой породы

сокращается.

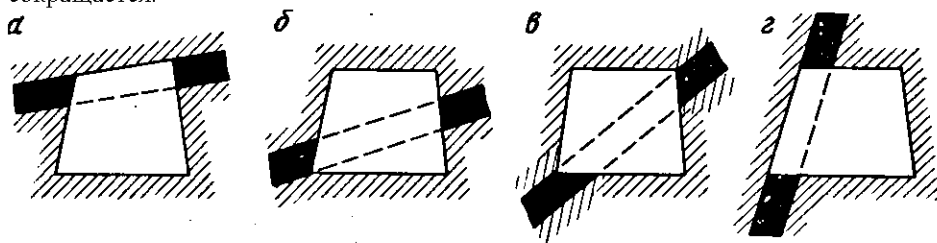


Рис. 7.1 – Способы подрывки породы при проведении штреков узким забоем

При углах падения пласта больше 55° целесообразна подрывка пород почвы пласта (рис. 7.1, г) потому, что в этом случае кровля пласта остаётся ненагруженной и создаются благоприятные условия для устойчивости выработки. Сложности возникают при монтаже крепежной рамы, а также с точки зрения ее устойчивости со стороны пласта.

При раздельной выемке угля и породы штреки проводятся по двум схемам:

- угольный забой не опережает породный;
- угольный забой опережает породный на 1,5... 5 м.

Сущность первого способа (рис. 7.2) заключается в том, что после выемки угля порода вынимается на такую же глубину. Эта схема наиболее проста из-за того, что рабочее место является общим для обоих уступов и все работы по углю и породе сосредоточены в одном месте. Недостатком схемы является невозможность полного совмещения работ по углю и породе.

Выемка угля в забое штрека ведётся в основном буровзрывным способом, а при слабом угле или большой газоносности угольного пласта – отбойными молотками. Шпурсы по углю бурятся ручными или колонковыми (при крепком угле) электросверлами. Число шпуров определяется по площади угольного забоя и прочности угля или принимается по данным практики. Глубина шпуров по угольному забую составляет 1,5... 2,5 м в зависимости от принятой организации работ.

Подрывка крепкой породы в забое осуществляется буровзрывным способом, а при слабых породах – отбойными молотками. Шпурсы по породе бурятся ручными или колонковыми электросверлами, перфораторами. Для бурения используется бурильное оборудование на погрузочных машинах.

Глубина шпуров по породе согласуется с глубиной шпуров в угольном забое таким образом, чтобы она была кратной величине заходки по углю за полный цикл (2... 4 м).

Организация работ в забое в значительной степени зависит от принятой схемы проведения выработки. Большое число проходческих процессов при раздельной выемке угля и породы усложняет организацию работ и увеличивает затраты времени на вспомогательные операции.

Для увязки во времени выполнения работ по углю и породе применяют две основные схемы организации работ:

- выполнение двух заходок по углю через сутки (или за две смены) и одной по породе;

– выполнение по одной заходке по угля и по породе с окончанием полного проходческого цикла за смену.

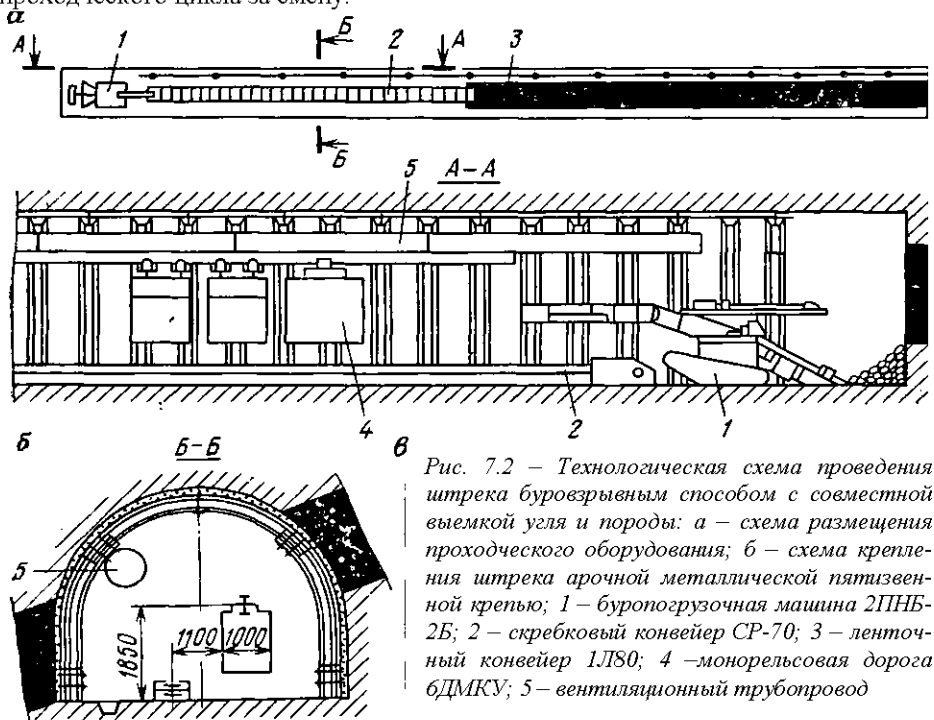


Рис. 7.2 – Технологическая схема проведения штрека буровзрывным способом с совместной выемкой угля и породы: а – схема размещения проходческого оборудования; б – схема крепления штрека арочной металлической пятизвенной крепью; 1 – буропогрузочная машина 2ПНБ-2Б; 2 – скребковый конвейер СР-70; 3 – ленточный конвейер 1Л80; 4 – монорельсовая дорога БДМКУ; 5 – вентиляционный трубопровод

На рис. 7.3 показана технологическая схема проведения двухрельсового штрека буровзрывным способом с раздельной выемкой угля и породы. Площадь поперечного сечения штрека в свету составляет 15,2 м², в проходке – 18,3 м². Прочность подрываемой породы $f = 6 \dots 8$.

Для бурения шпуров по угля применяются ручные электросверла. Шпуров по породе бурятся бурильной машиной БУЭ-3. Угольный забой опережает породный на один цикл, который равен длительности одной шестичасовой смены. Подвигание забоя составляет 1,8 м/цикл. Уступ в угольном забое крепится деревянными стойками под верхняк из горбылей. Штрек крепится пятизвенной арочной крепью из спецпрофиля СВП-27 с затягиванием боков и кровли железобетонными затяжками.

Проходческий цикл при проведении штреков с раздельной выемкой угля и породы содержит следующие основные процессы: выемка угля, подрывка боковых пород, крепление штрека.

Выемка угля производится в основном буровзрывным способом, выбуриванием, а при большой газоносности пласта или слабых боковых породах – отбойными молотками. При буровзрывном способе для бурения шпуров по мягкому и средней прочности угля применяются ручные электрические или пневматические сверла, а по крепкому угля – электросверла с принудительной подачей. В зависимости от площади угольного забоя в работе может находиться одновременно 2 или 3 сверла. Глубина шпуров принимается 1,5... 2,5 м.

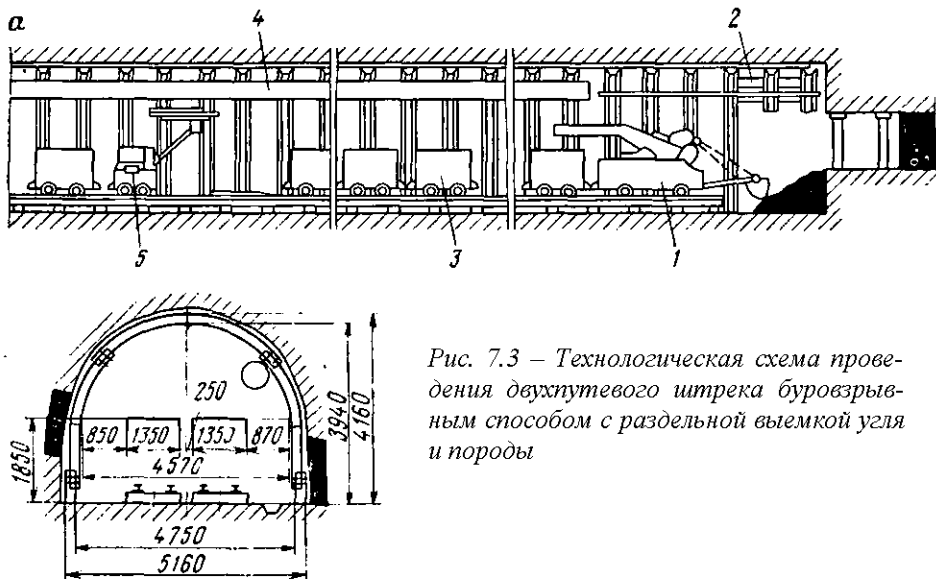


Рис. 7.3 – Технологическая схема проведения двухпутевого штрека буровзрывным способом с отдельной выемкой угля и породы

Если после взрывных работ угольный забой не должен опережать породный, то глубина шпуров по углю и породе определяются по формуле

$$l_y = l_{\Pi} = \frac{V}{Nm\eta}, \quad (7.2)$$

где V – скорость проведения штрека, м/мес.;

N – число рабочих дней в месяце;

n – число циклов в сутки;

η – коэффициент использования шпура.

В устойчивых боковых породах для увеличения длины заходки проводятся два цикла по углю и один по породе. В этом случае необходимо согласовывать глубину шпуров по углю l_y и породе l_{Π} с движением забоя штрека ($l_{\text{ЗАХ}}$) за цикл:

$$l_{\text{ЗАХ}} = k_y l_y \eta_y = l_{\Pi} \eta_{\Pi}$$

где k_y – число заходов по углю, которые приходится на один цикл проведения штрека, $k_y = 1$ или 2 .

Затраты ВВ на заходку, число шпуров и масса ВВ на один шпур определяются по формулам или принимаются по данным практики. Затраты ВВ на 1 м^3 разрушенного угля составляет $0,6 \dots 1,3 \text{ кг}$, а величина заряда в шпуре $0,5 \dots 1,5 \text{ кг}$. В шахтах, опасных по газу или пыли, в качестве ВВ применяются аммонит Т-19 и угленил Э-6, а в особо опасных забоях по углю – патроны СП-1 (высоко предупредительные патроны). В шахтах III категории и сверхкатегорийных по газу взрывные работы по углю и породе допускаются только с разрешения главного инженера (технического директора).

В качестве средств инициирования ВВ – средств взрывания (СВ) применяются электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия при максимальном времени замедления с учетом разброса во времени срабатывания не более 135 мс .

На шахтах, не опасных по газу или пыли, можно принимать **клиновые вру-**

бы, а на шахтах, опасных по газу или пыли, – **прямые и веерные врубы**, которые образуются параллельными или расходящимися в глубине массива шпурами, что гарантирует безопасность взрывных работ. **Прямые** врубы в зависимости от прочности угля и мощности пласта состоят из двух или четырёх пар параллельных шпуров. Глубина длинных шпуров принимается 2... 2,5 м, а коротких – вдвое меньше. Расстояние между короткими и длинными шпурами должна быть не меньше 0,1 м, а между зарядами во всех случаях – не меньше 0,6 м. **Веероподобный вруб** представляет из себя комплект расходящихся в глубину массива шпуров. При мощности пласта до 0,75 м шпуры располагаются в один ряд, а при мощности 0,75... 1 м – в шахматном порядке, при мощности более 1 м – в два и более рядов. Схема расположения шпуров по углю и породе при проведении штрека (как образец) показана на рис. 7.4.

При одном отходе по углю и одном отходу по породе за цикл угольный забой перед подрыванием должен находиться на одном уровне с породным, что позволяет силой взрыва ВВ выбросить уголь на почву выработки и обеспечить его нагрузку в вагонетки или на конвейер погрузочной машиной.

При двух отходах по углю и одном отходу по породе за цикл после первого отхода угольный забой должен быть зачищен от угля и закрепленный рамами. Рама состоит с двух-трех стоек и распилы. Расстояние между рамами 0,7-1 м.

На шахтах, где взрывные работы по углю запрещенные, выем угля происходит выбуриванием. В однопутевых выработках используют бурильные установки БУЭ-1М, а в двухпутевых – БУЭ-2 и БУЭ-3, которые обеспечивают бурение буровых скважин по углю диаметром 300 мм на глубину до 3 м.

Подрывка боковых пород. При буровзрывном способе проведения штреков для бурения шпуров по породе с $f = 4... 8$ применяются колонковые электро-сверла, которые устанавливаются на погрузочных машинах на манипуляторах, или электрические бурильные установки типа БУЭ. Пневматические бурильные установки БУ-1, БУР-2 применяются в породах с $f > 8$.

Затраты ВВ на 1 м³ породы в массиве определяются с учетом двух открытых поверхностей забоя и принимаются равными 0,5... 1,1 кг.

Число шпуров определяются расчетами или принимаются по данным практики. Шпуры по породе с $f < 4$ располагаются равномерно рядами параллельно открытой поверхности. При $f > 4$ оконтуривающие шпуры размещаются ближе к проектному контуру выработки и бурятся под углом 85... 87°. Глубина шпуров по породе согласуется с глубиной шпуров по углю.

Взрывание зарядов в шпурах по углю и породе выполняются как раздельно, так и одновременно. При раздельном взрывании зарядание шпуров и взрывание зарядов по породе допускается только после проветривания и орошения забоя, уборке отбитого угля, измерения концентрации газа и других мер, обеспечивая безопасность дальнейших работ в забое.

В качестве ВВ обычно применяется аммонит Т-19. Проветривание осуществляется вентилятором местного проветривания.

Для уборки разрушенной породы с почвы штрека применяются породопогрузочные машины непрерывного (с нагребными лапами) или циклического (ковшовые) действия, которые выбираются с учетом величины поперечного сечения штрека, прочности породы, размеров кусков породы и возможности по-

грузки машиной.

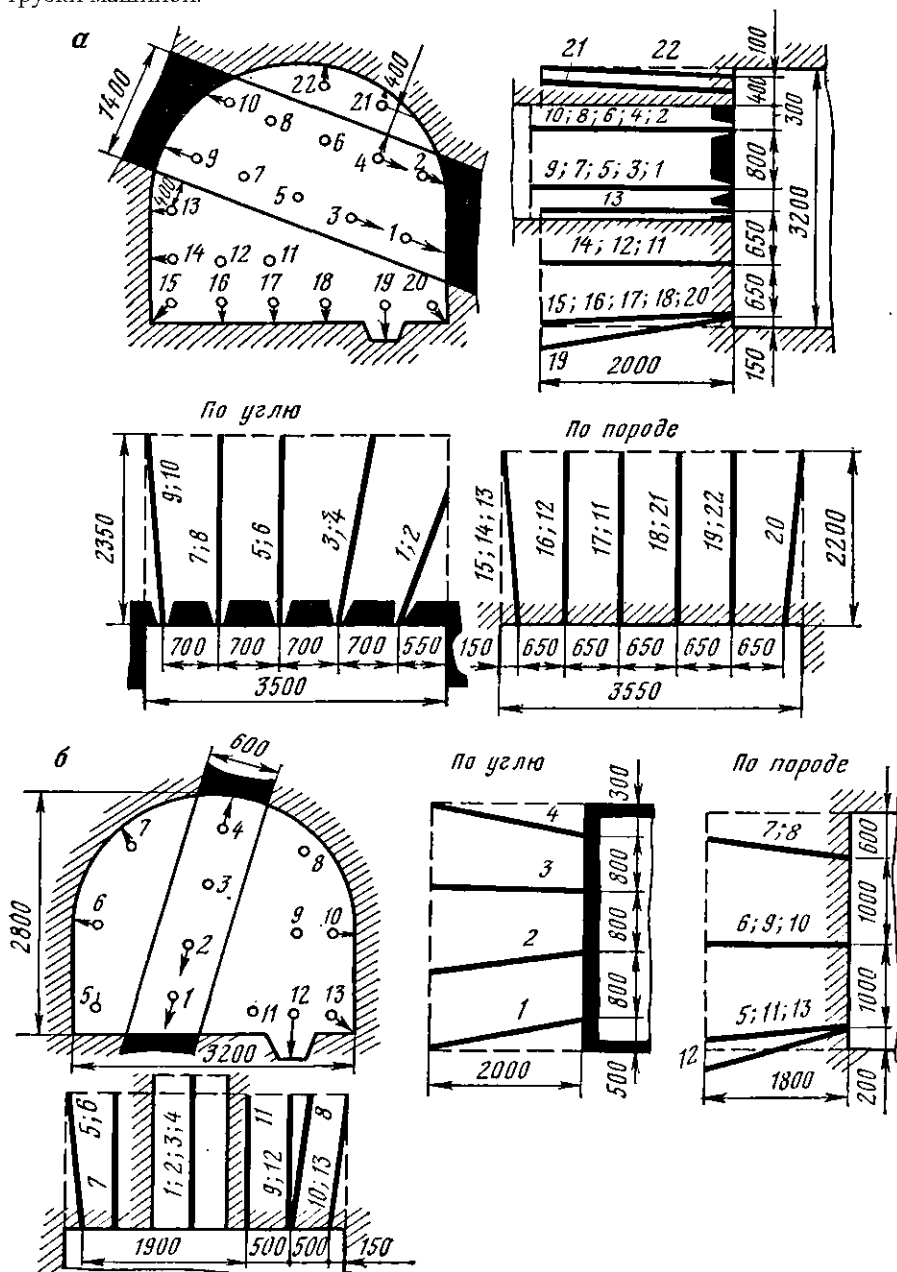


Рис. 7.4 – Схемы расположения шпуров по уголю и породе при проведении штреков узким забоем

Крепление штрека. Штреки крепятся металлической, деревянной или сме-

шанной крепью. Форма поперечного сечения принимается арочная или трапециевидная, а в особо сложных горно-геологических условиях – круглая. Чаще всего для крепления пластовых штреков принимается металлическая арочная податливая крепь из спецпрофиля СВП: при мощности пласта до 1 м – трёхзвенная с податливостью до 0,3 м, более 1 м – пятизвенная с податливостью до 0,7 м. Плотность крепи принимается 1... 2 рамы на 1 м.

Крепь штреков должно обладать большей податливостью, чем крепь полевых выработок потому, что они находятся в зоне влияния очистных работ. В зависимости от мощности пласта высота штреков при их проведении принимается на 30... 40 % больше проектной. Отставание постоянной крепи от забоя по породе должно определяться паспортом проведения и крепления штрека, соответствовать Правилам безопасности и не превышать 3 м. Пространство между породным забоем и постоянной крепью перекрывается временным предупредительным выдвижным или анкерным креплением.

Обмен вагонеток или наращивание конвейеров, настилка рельсового пути, сооружение водоотливной канавки и другие процессы проходческого цикла соответствуют процессам при проведении выработок по однородным породам.

Для увеличения скорости проведения пластовых штреков необходимо совмещать во времени как отдельные процессы проходческого цикла, так и работы по углю и породе.

Работы в угольном и породном забоях выполняются комплексными проходческими бригадами с выполнением от двух до шести и более циклов в сутки.

При сплошных системах разработки среднемесячная скорость проведения штреков составляет 70... 90, при столбовых 150... 200 м/мес. Эти нормативы отдельными проходческими бригадами превышаются. Так, бригада Г.А. Мордовцева на шахте им. Чеснокова превысила среднемесячную скорость проведения штрека по пласту мощностью 0,65 м. Учетный состав бригады 50 человек (5 звеньев). Режим работы – четырёхсменный при непрерывной рабочей неделе. В каждую смену выходило звено из семи проходчиков. В первую смену работали еще четыре рабочих, которые занимались настилкой постоянного рельсового пути и доставкой материалов. В каждой смене присутствовал сменный электрослесарь.

Цикл начинается с выемки угля отбойными молотками. Этот процесс выполняется четырьмя проходчиками. Бурение 36-и шпуров по породе производится установкой БУР-2. Порода убирается машиной 1ППН-5 в вагонетки ВД-3,3. Нагруженные вагонетки проталкиваются породопогрузочной машиной по прямому пути к разминовке. После уборки породы пять проходчиков начинают возведение постоянной арочной крепи из спецпрофиля СВП-22 со сплошным деревянным ограждением. Рамы устанавливаются через 1 м. Соответственно графику организации работ за шестичасовую смену выполняется один цикл с подвиганием забоя на 2 м, а за сутки – на 8 м. Производительность работы проходчиков составила 4,3 м/мес.

Рекомендуется применять следующие прогрессивные технологические схемы.

В выработках с **постоянным электровозным транспортом** шириной больше 4,2 м и $k_{II} > 0,3$ – бурильные установки БУЭ-3 ($f > 8$) и погрузочные машины

1ППН-5Г (рис. 7.5, а). Численность сменного звена проходчиков 5...7 человек, проектная скорость проведения выработок 120...220 м/мес.

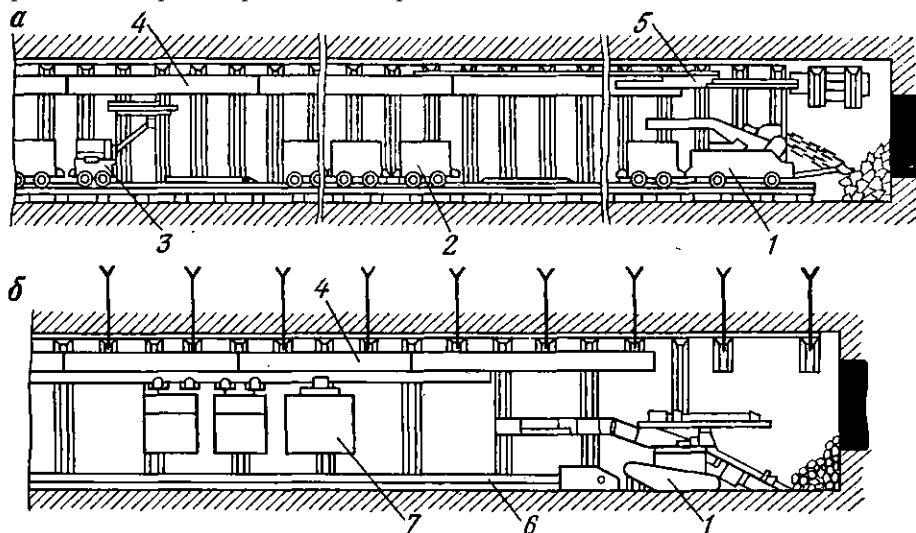


Рис. 7.5 – Технологические схемы проведения штреков: 1 – погрузочная машина 2ПНБ-2Б (1ППН-5); 2 – вагонетки; 3 – бурильная установка БУЭ-3; 4 – вентиляционный трубопровод; 5 – КММ-8; 6 – скребковый конвейер; 7 – монорельсовая дорога БДМКУ

В выработках шириной до 4,2м и $k_{п} > 0,3$ с **постоянным электровозным транспортом** применяются погрузочные машины 1ППН-5, оборудованные манипуляторами МН-2 с колонковыми электросверлами ЭБГП-1 для бурения в породном забое ($f \leq 8$) и ручными электросверлами СЭР-19М для бурения в угольном забое или слабых ($f < 4$) боковых породах.

В выработках с площадью поперечного сечения в свету более 9 м^2 при $f > 4$ и $k_{п} > 0,3$ с **постоянным конвейерным транспортом** применяются буропогрузочные машины 2ПНБ-2Б (1ПНБ-2Б), а при меньшей площади поперечного сечения – погрузочные машины 2ПНБ-2 (1ПНБ-2) с колонковыми и ручными сверлами (рис. 7.5, б). Численность сменного звена проходчиков 4 или 5 человек, проектная скорость проведения выработок 110...180 м/мес.

В выработках с площадью поперечного сечения в свету более 9 м^2 , при боковых породах с $f \leq 4$ с **постоянным конвейерным транспортом** применяются погрузочные машины 1ПНБ-2 и ручные электросверла СЭР-19М.

Вопросы для самопроверки

1. Сущность технологии проведения выработок узким забоем.
2. На какие параметры влияет значение коэффициента подрывки пород?
3. Как располагается пласт в поперечном сечении штрека?
4. Сущность раздельной и совместной выемки угля и породы в забоях.
5. Как влияет глубина шпуров на скорость проведения выработки?
6. Какие существуют рекомендации относительно увязки выполнения работ

по угольному и породному забоям?

7. Состав проходческого цикла при проведении штрека с отдельной выемкой угля и породы.

9. Какие виды врубов применяются в угольных забоях?

10. Технологические схемы обмена вагонеток при погрузке и транспортировке угля и породы в призабойном пространстве.

11. Прогрессивные технологические схемы проведения штреков узким забоем с применением буровзрывной технологии.

7.2 Технология проведения пластовых выработок широким забоем

Сокращение выдачи породы из шахты на поверхность за последние годы становится насущной проблемой. На 1000 т добытого угля выдается 800 т породы. На выдаче породы из шахты заняты больше 35 % шахтного парка электровозов и вагонеток и больше 30 % рабочих подземного транспорта.

Оставление породы в шахте имеет несколько технологических схем.

Во-первых, это частичная или полная закладка выработанного пространства при очистной выемке угля при системе управления кровлей плавной посадкой. Порода для закладки может использоваться от специальных бутовых штреков в выработанном пространстве или доставленной от проведения выработок.

Во-вторых, это вынутые породы от проведения выработки в выработанном пространстве угольного пласта, полученные при выемке за пределами контура выработки. Пластовый штрек проводится в данном случае широким забоем (рис. 7.6). Выработанное пространство для размещения породы от подрывки при проведении называется раскоской. Раскоска с одной стороны ограничена косовиком шириной 1,5... 2 м, который предназначен для проветривания забоя, доставки угля из раскоски и как запасной выход для людей. Косовик крепится деревянными рамами. Недостатками проведения штреков широким забоем являются меньшая скорость проведения, значительно более сложная организация проходческих работ, большая трудоемкость укладки породы в раскоску, ухудшение условий поддержки выработок.

Способ проведения выемочных штреков широким забоем применяется в основном при пологом залегании пластов. При этом, как и при проведении штреков узким забоем, ведутся работы по углю и породе.

По отношению к штреку раскоска может быть **верхней, нижней и двусторонней**. На практике наиболее часто проводятся штреки с нижней раскоской по причинам удобства доставки породы к месту её закладки. Порода закладывается сверху вниз. При малых углах наклона пласта это преимущество несущественное.

При ширине раскоски более 5 м для соединения косовика со штреком в раскоске периодически оставляются незаложенное породой пространство шириной 1,5... 2 м, которое называется косовичным ходком. Ходок крепится рамным креплением.

При односторонней раскоске (верхней или нижней) и наличия недостаточно устойчивых пород в почве пласта эти породы выдавливаются в выработку под действием опорного давления, которое воспринимает целик. Особенно это проявляется при пучащих породах. В таких случаях наибольшая устойчивость штре-

ка обеспечивается при двусторонней расколке, при которой выдавливание пород в пределах штрека может прекратиться полностью.

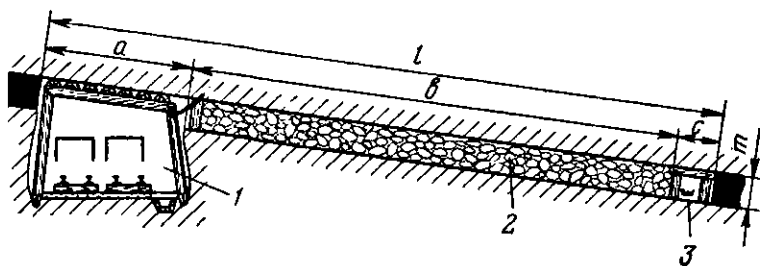
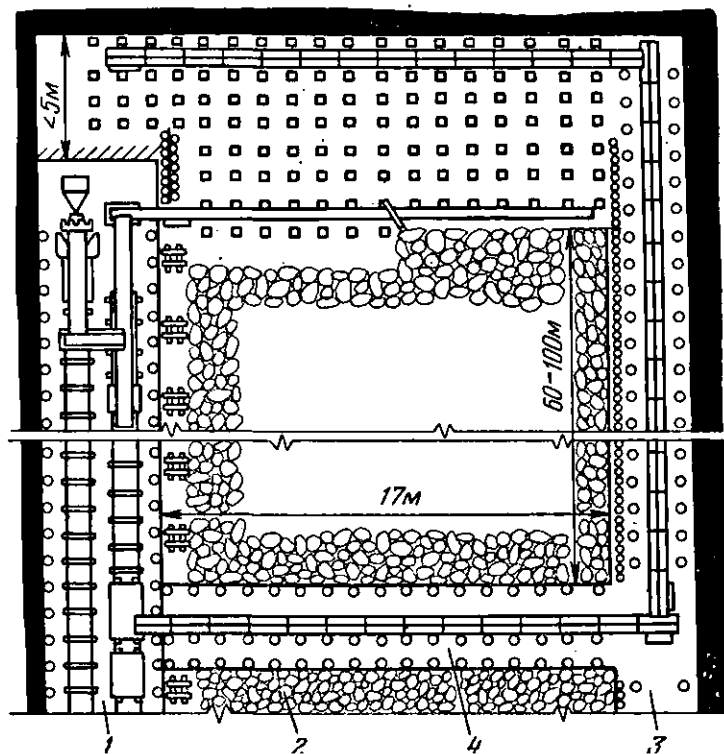


Рис. 7.6 – Технологическая схема проведения откапного штрека широким забоем с нижней расколки впереди лавы буровзрывным способом: 1 – штрек; 2 – расколка; 3 – косовик; 4 – косовичный ходок



Ширина расколки определяется из условия, что вся порода от подрывки сможет в ней разместиться.

$$S_{\text{под}} = \alpha (h - m), \text{ м}^2$$

(10.1)

где α – ширина штрека по уголю в проходке, м;

h – высота штрека, м;

m – мощность угольного пласта, м.

Объем подрываемой породы в разрыхленном состоянии при подвигании забоя на 1 м длины штрека

$$V = \alpha (h - m) k, \text{ м}^3 \quad (10.2)$$

где k – коэффициент разрыхления породы, принимается $k = 2 \dots 2,35$.

Для размещения всей породы из подрывки в раскоске должно соблюдаться равенство

$$\alpha k (h - m) = b m, \quad (10.3)$$

откуда ширина раскоски

$$b = \frac{\alpha k (h - m)}{m}. \quad (10.4)$$

Полная ширина забоя по уголю.

$$B = \alpha + b + c, \text{ м} \quad (10.5)$$

где c – ширина косовика, м.

Если при проведении штрека необходимо устроить берму для размещения скребкового конвейера или вентиляционного трубопровода, то забой по уголю увеличивается на $1 \dots 1,2$ м.

Если пласт угля имеет прослойка пустой породы, которую также убирается в раскоску, и если одновременно подрываются почва и кровля, то ширина раскоски

$$b = \frac{k[(a + c)m_1 + S_K + S_{II}]}{m(1 - k)}, \quad (10.6)$$

где m_1 – мощность породной прослойки или ложной кровли, м;

S_K – площадь подрывки пород кровли, м^2 ;

S_{II} – площадь подрывки пород почвы, м^2 .

Работы в угольном забое состоят в разрушения угля, погрузке его на конвейер, транспортировки к штреку и крепления раскоски.

В зависимости от прочности угля и устойчивости боковых пород выемка угля производится комбайнами, буровзрывным способом или отбойными молотками. Наибольшее распространение для выемки угля в раскоске получил буровзрывной способ.

При мощности пласта до 1 м шпурсы бурятся в один ряд в плоскости, параллельной плоскости пласта, с уклоном в одну сторону (обычно в сторону падения пласта).

При мощности пласта больше 1 м шпурсы бурятся в два ряда. В этом случае шпурсы одного ряда по отношению к шпурам другого ряда располагаются в шахматном порядке.

Глубина шпуров принимается из расчёта движения забоя при взрывании зарядов ВВ, равной 1 или 2 шага установки крепи (шаг установки крепи $0,9 \dots 1,2$ м).

Технологические схемы проведения штреков широким забоем делятся на три группы: **впереди лавы**, **вслед за лавой** и **спаренными выработками**.

Проведение штреков широким забоем **впереди лавы** (рис. 7.6) обеспечивает независимость работ в забоях штрека и лавы, попутную добычу угля и позволяет вести разведку пласта.

Недостатками схемы являются необходимость применения специального оборудования для выемки угля в раскосках и неблагоприятные условия поддержания штрека (он попадает во все зоны опорного давления). Соответственно

Правил безопасности забой по угля должен опережать забой по породе не более, чем на 5 м.

Проведение штреков **вслед за лавой** (рис. 7.7) позволяет объединить угольные забой лавы, выработки и раскоски в один забой (лава-штрек), выемка угля в котором производится при помощи комплектов (комплексов) очистного оборудования. Это исключает процесс выемки угля из цикла работ по проведению штрека, увеличивает безопасность работ и снижает затраты в 2...3 раза на поддержание выработок, потому что они находятся вне зоны влияния опорного давления.

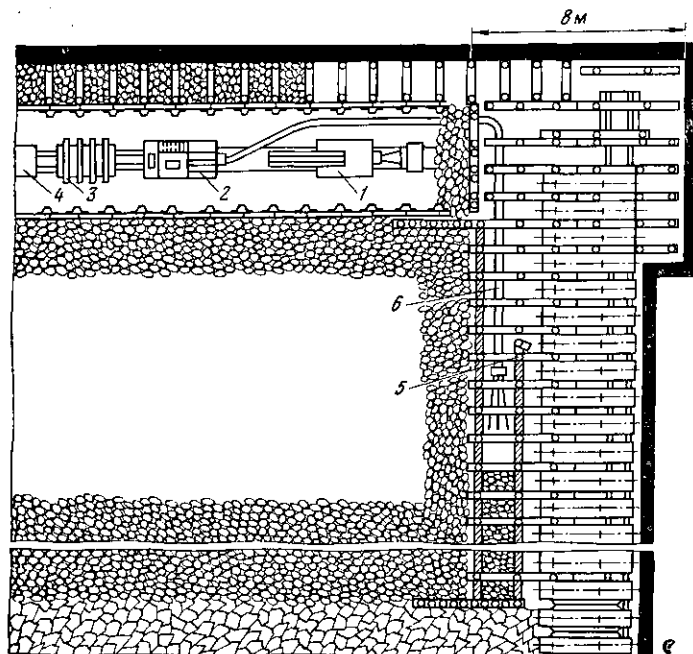


Рис. 7.7 – Технологическая схема проведения штрека вслед за лавой (широким забоем) буровзрывным способом: 1 – породопогрузочная машина 1ПНБ5; 2 – дробильно-закладочный комплекс «Титан»; 3 – воздухоудувка ВП70; 4 – энергопоезд; 5 – сетка ограждения; 6 – пневмозакладочный трубопровод

Недостатками схемы являются усложнение транспортировки угля из лавы (дополнительно требуется два конвейера), скорость проведения штреков зависит от скорости движения лавы. Схема «лава-штрек» применяется на шахтах высокометаноносными пластами на больших глубинах.

При столбовых системах разработки с обратной отработкой для улучшения проветривания тупиковых выработок большой длины и уменьшение объема породы, которая выдается на поверхность, проводятся спаренные штреки – две параллельные выработки с общей раскоской, в которую закладывается вся порода от подрывки штреков.

Порядок выполнения буровзрывных работ такой же, как при проведении узким забоем. Уголь из раскоски шириной до 5 м выдается вручную (перебрасыванием), до 10 м – конвейерами (через косовичный ходок или через берму).

Выемка породы выполняется по буровзрывной технологии (при $f > 4...6$) или проходческими комбайнами (при $f < 4...6$). Наиболее трудоемким процессом является закладка породы, которая подается под действием собственного веса породы (в вентиляционных и промежуточных штреках при наклонном и

крутом залегании пластов), скреперными установками или дробильно-закладочными машинами (при пологом залегании пластов).

Скреперная закладочная установка ЗУ-2М (рис. 7.8) состоит из двухбарабанной лебедки 3 на раме с направляющими роликами для канатов 2 и самонагружающегося скрепера 1 вместительностью 0,2, 0,25 или 0,3 м³. Наибольшая эффективность работы установки достигается при ширине раскоски более 15 м и возведении породной полосы сверху вниз (по падению пласта). Установка ЗУ-2М применяется и при работе снизу вверх (по восстанию пласта) с углом залегания пласта до 10°.

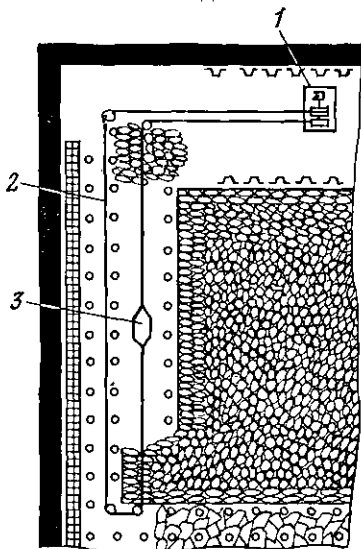


Рис. 7.8 – Технологическая схема проведения вентиляционного штрека широким забоем с нижней раскоской с использованием закладочной установки ЗУ

Установки ЗУ-1М и ЗУ-2М широкое применение получили при проведении вентиляционных и промежуточных штреков с верхней подрывкой.

Дробильно-закладочная установка «Титан» предназначена для механизации работ при проведении пластовых штреков при любой подрывке пород с $f < 10$ (рис. 7.9).

Установка «Титан» применяется на пластах мощностью до 1,5 м с углом залегания до 25° (при закладке по падению пласта) и до 8° (при закладке по восстанию пласта) в выработках площадью сечения 7...15 м² в свету. Дальность транспортировки установкой до 80 м, а производительность её в 2...3 раза выше, чем скреперных закладочных установок.

Установка состоит из погрузочной машины 1ППН-5 (2ПНБ-2) или проходческого комбайна, ленточного перегружателя, дробильно-закладочной машины «Титан», пневмозакладочного трубопровода, передвижной воздухоудвки и распределительного пункта.

Для проведения спаренных штреков создан комплекс КСВ-1, который состоит из узкозахватного комбайна ВМ-1 для выемки угля в забое длиной до 60 м, секций механизированной крепи 2МКСВ, скребкового конвейера СПУ-62 (СКУ-45), двух проходческих комбайнов 4ПП-2 с перегружателями ППЛ-1К для выемки породы, двух дробильно-закладочных машин «Титан» для закладки по-

роды в раскоску, двух установщиков крепи КМП-8 для возведения арочной металлической крепи и двух энергопоездов.

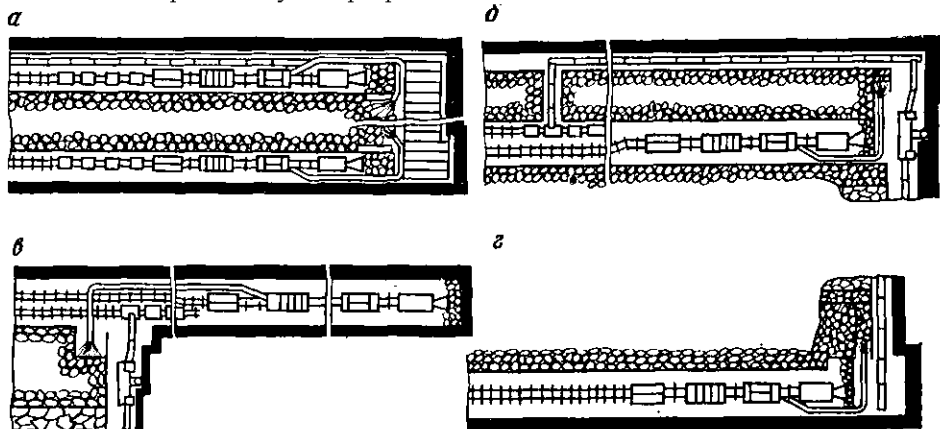


Рис. 7.9 – Технологическая схема проведения штреков широким забоем с использованием комплекса «Титан»

Комплекс предназначен для проведения спаренных штреков арочной формы поперечного сечения с площадью сечения $15...20 \text{ м}^2$ в свету при мощности пласта $1,3...2 \text{ м}$, угле залегания до 9° и прочности пород $f \leq 6$. Проектная скорость проведения штреков до 200 м/мес. при попутной добыче угля до 800 т/смену.

Проведение штреков широким забоем осуществляется проходческой бригадой, которой выполняются работы по угля и породе, что позволяет исключить простои в работе. Работы организуются по графикам цикличности с выполнением одного-двух и более циклов за сутки. Средняя скорость проведения штреков широким забоем составляют $30...50 \text{ м/мес.}$

При столбовых системах разработки технология проведения вентиляционных штреков не отличается от технологии проведения откаточных штреков.

Преимущества проведения штреков широким забоем в сравнении с узким заключается в оставлении породы от подрывки в шахте и попутной добыче угля.

Недостатками являются большая трудоемкость работ при выемке угля и закладке породы в раскоску, низкие скорости проведения штреков, худшая устойчивость выработок и большие затраты на их поддержание.

С переходом горных работ на большие глубины увеличиваются площади сечения выработок, которые проводятся по тонким пластам, что существенно увеличивает объем подрываемой породы. В этих условиях целесообразнее применять технологические схемы проведения широким забоем. Это позволяет сократить объем породы, которая подлежит выдаче на поверхность, сократить затраты на ее выдачу и складирование, разгрузить транспорт и подъем, создать благоприятные условия для роста добычи угля.

Вопросы для самопроверки

1. Сущность проведения штреков широким забоем и область применения.
2. Понятие о раскоске, косовике и косовичном ходке.

3. Определение размеров раскоски.
4. Сущность технологической схемы проведения штреков широким забоем впереди лавы.
5. Сущность проведения штреков широким забоем вслед за лавой.
6. Технология проведения спаренных штреков с общей раскоской.
7. Средства механизации выемки угля.
8. Средства механизации выемки породы и закладки её в раскоску.
9. Сущность скреперной закладки породы в раскоску.
10. Сущность закладочных работ с применением машины «Титан».
11. Средства механизации проведения спаренных штреков.
12. Достоинства и недостатки проведения штреков широким забоем.

РАЗДЕЛ 8

ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОВЕДЕНИЯ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК.

К наклонным выработкам относятся бремсберги, уклоны, наклонные стволы, ходки, скаты и печи. Технология проведения этих выработок в основном аналогична технологии проведения горизонтальных выработок и отличается лишь рядом особенностей, которые обусловлены их наклонным положением в пространстве.

Наклонные выработки проводятся сверху вниз или снизу вверх. При проведении выработок сверху вниз особое внимание уделяется водоотливу, а при проведении снизу вверх – проветриванию, особенно в шахтах, опасных по газу.

Правила безопасности запрещают применять взрывные работы (ВВ IV и V классов) при проведении выработок снизу вверх без предварительно пробуренной скважины, по которой должен проходить поток свежего воздуха в шахтах III категории и сверхкатегорийных; при использовании ВВ VI класса допускается проведение таких выработок без предварительного бурения скважин.

При углах наклона выработок больше $6...10^\circ$ усложняется применение бурильных установок, погрузочных машин и проходческих комбайнов. По этой причине возрастает трудоемкость работ по выемке, погрузке и транспортировке горной массы, из-за чего, в результате, снижается скорость проведения.

Для предотвращения сползания рельсового пути в выработках с углом наклона до 10° на длине одной рельсы укладываются две длинные шпалы, концы которых заводятся за стойки крепи или закрепляются одной или двумя парами штырей (анкеров) длиной $0,5...0,7$ м, которые вставляются в шпуровые выработки (рис. 8.1). В выработках с углом наклона $10...30^\circ$ шпалы на $2/3$ толщины укладываются в поперечные канавки на балласт высотой не менее 50 мм. При углах больше 30° шпалы присоединяются к элементам крепи или их концы заводятся в лунки в боках выработки.

Передвижение людей в наклонных выработках, оборудованных рельсовым транспортом, запрещается. В этом случае для передвижения людей параллельно главной (транспортной) выработке проводятся ходки с площадью сечения не

менее $3,7 \text{ м}^2$ и высотой не менее $1,8 \text{ м}$.

В наклонных людских выработках должен быть обеспечен проход шириной не менее $0,7 \text{ м}$ и высотой не менее $1,8 \text{ м}$, где, в зависимости от угла наклона, сооружаются перила, которые прикрепляются к основной крепи выработки ($7... 10^\circ$), трапы с перилами ($11... 25^\circ$), лестницы с перилами ($26... 30^\circ$), лестницы с горизонтальными ступенями и перилами ($31... 45^\circ$). При углах наклона выработок более 45° ходовое отделение оборудуется как лестничное отделение вертикальных стволов. При рельсовом транспорте обязательно применяется предохранительные устройства, гарантирующие полную безопасность прохода людей (огораживающие барьеры, упорные вилы, улавливатели).

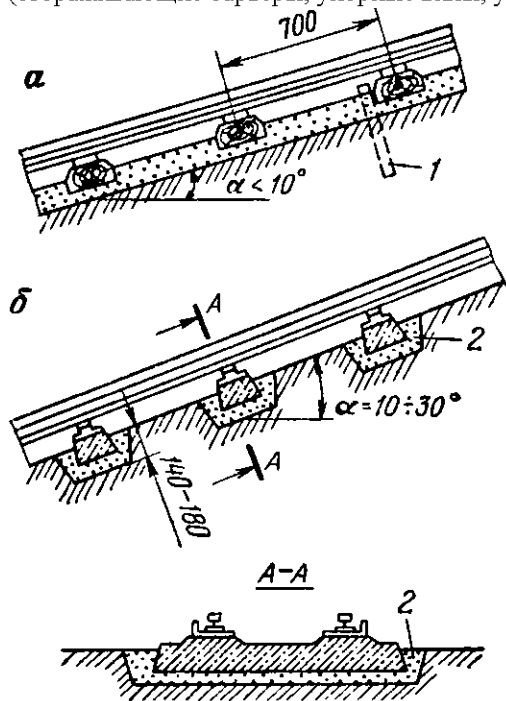


Рис. 8.1 – Оборудование рельсового пути в наклонных выработках

8.1 Проведение бремсбергов и ходков

В зависимости от способов подготовки шахтного поля и систем разработки бремсберги могут быть капитальными при этажной подготовке шахтного поля (срок службы более 10 лет), панельными ($5... 10$ лет) и участковыми (до $2... 3$ лет). Длина капитальных и панельных бремсбергов достигает 1200 м , участковых – 400 м . Бремсберги и ходки в негазовых шахтах I и II категории по метану проводятся снизу вверх, а в шахтах III категории и сверхкатегорийных – сверху вниз. Для ускорения работ бремсберги проводятся встречными забоями.

Капитальные и панельные бремсберги проводятся узким забоем, участковые – иногда широким забоем. Как правило, проводятся $2... 3$ бремсберга (главный и вспомогательный), между ними оставляется целик угля шириной $20... 40 \text{ м}$. На шахтах не выше II категории по газу бремсберг и ходок в период проведения

сбиваются между собой через 30... 50 м просеками (сбойками), которые используются для проветривания и транспортировки горной массы.

При мощности пласта более 2 м бремсберги и ходки проводятся без подрывки боковых пород, а при меньшей – с подрывкой боковых пород. Подрывка кровли является преобладающей при креплении арками в непрочной породе. При крепкой породе подрывается почва, а форма выработки принимается трапециевидная.

Наиболее распространенная форма поперечного сечения бремсбергов и ходков арочная и трапециевидная. В зависимости от срока службы они закрепляются металлической, деревянной или смешанной крепью.

Буровзрывная технология. Параметры буровзрывных работ при проведении бремсбергов рассчитываются так же, как параметры при проведении пластовых штреков.

На шахтах не выше II категории проветривание бремсбергов производится за счет общешахтной депрессии с применением на участках тупиковых забоев вентиляторов местного проветривания. На шахтах III категории, сверхкатегорийных и опасных по внезапным выбросам запрещено проветривание двух и более выработок с помощью одного трубопровода с ответвлениями. Каждая выработка должна проветриваться индивидуальным вентилятором с обязательной его установкой на откаточном штреке. При этом отпадает необходимость соединять бремсберг и ходки просеками (сбойками).

При углах наклона до 8° для погрузки горной массы в вагонетки или на конвейер применяются машины 1ПНБ-2 и 2ПНБ-2, а при углах до 25° – скреперное оборудование СКБ-1. Последнее применяется в бремсбергах и ходках с площадью поперечного сечения не менее $4,5 \text{ м}^2$ в свету и с погрузкой горной массы на скребковый конвейер.

Транспортировка угля и породы в зависимости от угла наклона выработки производится скребковыми (при углах до $\pm 25^\circ$) и ленточными (до $\pm 18^\circ$) конвейерами, в вагонетках ($\pm 6... 25^\circ$) и скипах ($> 25^\circ$). При рельсовом транспорте лебедка устанавливается в камере на откаточном штреке, а обводной блок – в забое на распорной стойке. Рельсовый путь используется для транспортировки в вагонетках крепежного материала, рельс, труб и оборудования. В вагонетках с площадью сечения более 12 м^2 ленточные конвейеры используются в совокупности с монорельсовыми грузоолгодскими дорогами БДМКУ или напочвенными канатными дорогами ДКН-1.

При проведении бремсбергов и ходков работы ведутся по двум схем: в одну стадию – с выполнением в каждом цикле работ по углю и породе; в две стадии – с предварительной выемкой угля на всю длину бремсберга или ходка с установлением временной крепи и последующим расширением по породе до проектных размеров в направлении снизу вверх или сверху вниз. Проведение в две стадии желательно осуществлять на газовых шахтах при длине выработок до 200 м.

На шахтах III категории и сверхкатегорийных при проведении бремсбергов и ходков снизу вверх выемка угля осуществляется отбойными молотками или буровзрывным способом с применением ВВ VI класса, а выемка породы – буровзрывным способом.

При проведении бремсберга или ходка узким забоем по тонкому пласту угля

возможно совмещение работ в угольном и породном забоях. Угольный забой в этом случае опережает породный до 5 м, ширина забоя по углю увеличивается по сравнению с шириной выработки на 1... 1,5 м для образования бермы, в которой размещается скребковый конвейер. Отбитый уголь погружается в угольном забое на бермовый конвейер, а с него – на бремсберговый и далее – в вагонетки на откаточном штреке. Породу можно транспортировать также отдельным бремсберговым конвейером в вагонетки на откаточный штрек.

При проведении бремсберга и ходка самостоятельными забоями они соединяются просеками (сбойками), предназначенными для проветривания и передачи груза с одной выработки в другую.

Участковые бремсберги и ходки широким забоем проводятся при мощности пласта до 1 м, устойчивой кровле и на пластах, опасных по газу или пыли. Технология и организация работы по углю и породе аналогичны работам при проведении штреков широким забоем.

Комбайновая технология. При углах залегания пластов до 10° и боковых породах с $f < 4$ применяются проходческие комбайны ПК-9р и ГПК; с $f < 6$ – комбайны 4ПП-2 и ГПК-2. Комбайны ГПКН предназначены для проведения наклонных выработок снизу вверх под углом до 20° . Комбайн имеет исполнительный орган в виде двухдисковой коронки. Бремсберги снизу вверх по смешанному забою ($f < 4$, присечка до 30 %) с углом наклона до 35° прямоугольной формы с площадью сечения $5,1... 8 \text{ м}^2$ можно проводить комбайновым комплексом КН-5Н «Кузбасс» с возведением арочной крепи в выработках со стойкой кровлей.

8.2 Проведение уклонов и наклонных стволов

Уклоны делятся на капитальные и панельные. Как правило, они проводятся в период эксплуатации и реконструкции шахт. Чаще всего уклоны проводятся узким забоем. Широким забоем уклоны иногда проводятся при углах наклона до 10° при односторонней подрывке пород – обычно пород почвы пласта.

Уклоны в основном проводятся сверху вниз. Как и бремсберги, уклоны делятся на главные и вспомогательные (ходки), между которыми оставляется целик угля шириной 30... 40 м.

Проведение уклона и ходела лучше выполнять одновременно сверху вниз. На негазовых шахтах и шахтах I и II категорий применяется схема проведения уклонов и ходков, когда одна выработка проводится сверху вниз, а вторая и третья – снизу вверх.

Буровзрывная технология. Параметры буровзрывных работ при проведении уклонов и ходков такие же, как при проведении бремсбергов и пластовых штреков. Выемка угля и породы ведётся раздельно, а при углах наклона более $15... 20^\circ$ – совместно. При таких углах возрастают трудности ведения работ в уступном забое.

Для бурения шпуров применяются ручные электро- и пневмосвёрла, перфораторы, а также бурильные установки типа БУ и БУЭ в уклонах до 8° . Проветриваются забои уклонов вентиляторами местного проветривания типов ВМ и ВМП, которые устанавливаются на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от последней сбойки (просека) или на откаточном штреке.

Для погрузки горной массы в вагонетки (скипы) или на конвейер применяются машины 1ПНБ-2, 2ПНБ-2 (при углах наклона до 8°); 1ПНБ-2В, 2ПНБ-2В, ППМ-4В (до 18°); ППН-7 (до 25°); ППБ-1 ($18...45^\circ$). При углах наклона больше 8° машины оборудуются специальными устройствами, которые обеспечивают их подъем и спуск, а также удержание на наклонной почве выработки. Схемы проведения уклонов с применением различных проходческих машин показаны на рис. 8.2.

Для механизации нагрузки горной массы при проведении уклонов сверху вниз с углом наклона до 35° применяются скреперные установки СКМ-600 (при $S_{CB} \leq 5,9 \text{ м}^2$) и СКУ-1 (при $S_{CB} \leq 8,5 \text{ м}^2$).

Для механизации проведения двухпутевых наклонных выработок арочной формы с углом наклона до 35° и площадью поперечного сечения в проходке $15...26 \text{ м}^2$ в породах с $f < 12$ буровзрывным способом может быть применен комплекс оборудования, в котором конструктивно объединенные две погрузочные машины с боковой разгрузкой, две бурильные машины, перегружатель и составитель крепления.

Транспортировка горной массы в зависимости от угла наклона выработки происходит скребковыми (при углах наклона до 25°) и ленточными (до 18°) конвейерами, в вагонетках ($6...25^\circ$) и скипах (больше 25°).

Ленточные конвейеры применяются в комплексе со скребковыми, которые постепенно наращиваются вслед за подвиганием забоя. На практике чаще всего принимается одноконцевой канатный подъем, при котором обмен вагонеток происходит на верхней приемной площадке уклона (при небольшой его длине) или на тупиковых разминовках в забое уклона (при значительной длине).

При рельсовом транспорте материалы доставляются в забой в вагонетках, а при конвейерном – монорельсовыми подвесными дорогами (до 18°) или напочвенными канатными дорогами.

Крепление уклонов происходит так же, как и бремсбергов: бетонной, металлической и смешанной крепью соответственно при арочной и трапециевидной (прямоугольной) формах поперечного сечения.

При притоке воды в забой до $3 \text{ м}^3/\text{час}$. она откачивается переносными забойными насосами в вагонетку или скип и выдвигается вместе с горной массой. При больших притоках или при конвейерном транспорте вода из забоя откачивается насосами непосредственно в канавку штрека (одноступенчатая схема водоотлива) или через перекачивающие промежуточные станции (многоступенчатая схема водоотлива).

Одноступенчатая схема водоотлива принимается при углах наклона выработки до 25° и длине до $200...300 \text{ м}$. Насос периодически переносится ближе к забою. Чаще применяются винтовые насосы типа ВНМ различных типоразмеров.

Многоступенчатая схема водоотлива принимается при углах наклона выработки больше 25° и её длине более 300 м . Вода, которая откачивается из забоя насосами типа НЗВ, попадает в вагонетку в перекачной камере. Шлам оседает на дно, а осветлённая вода из вагонетки переливается в водосборник вместительностью $5...10 \text{ м}^3$. Вагонетка со шламом заменяется на чистую. В перекачной камере устанавливаются горизонтальные центробежные насосы типа МС с произво-

дительностью 30... 50 м³/ч.

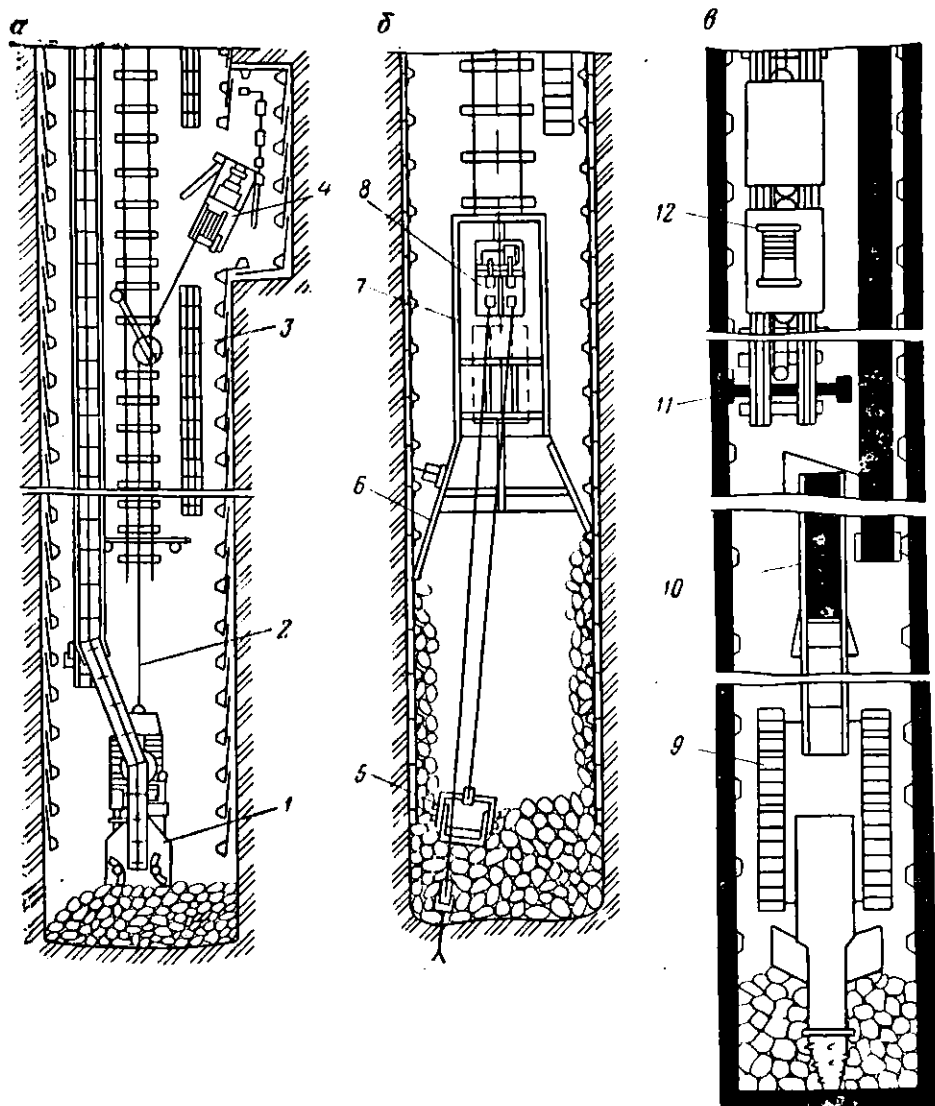


Рис. 8.2 – Схемы проведения уклонов с применением погрузочной машины: а – ПНБ-2В; б – скреперной установки; в – проходческого комбайну 4ПП-2; 1 – машина ПНБ-2В; 2 – канат подвешивания машины; 3 – направляющий блок; 4 – предохранительная лебедка; 5 – скрепер; 6 – съёмные борты; 7 – скреперный полук; 8 – скреперная лебедка; 9 – комбайн 4ПП-2; 10 – перегружатель ППЛ-1К; 11 – оградительный барьер; 12 – напочвенная канатная дорога ДКН-1

Уклоны проводятся комплексными проходческими бригадами. Работы организуются по графикам цикличности с выполнением одного, двух и более циклов

в сутки.

Комбайновая технология. При углах залегания пластов до 10° и породах подрывки с $f < 4$ принимаются проходческие комбайны ПК-9р и ГПК; с $f < 6$ – комбайны 4ПП-2 и ГПК-2. Для проведения выработок с углом наклона $8...25^\circ$ принимаются комбайны ГПКН.

Так, на одной из шахт Донбасса за 30 рабочих дней комплексная бригада численностью 60 человек провела 1010 м наклонной выработки сверху вниз площадью поперечного сечения 12 м^2 по пласту мощностью 1,1 м и углом наклона 9° с верхней подрывкой пород ($f = 3...4$) при совместной выемке угля и породы. Уклон проводился комбайном ПК-9р. Отбитая горная масса от забоя транспортировалась скребковым (СР-70) и ленточным (Л-80) конвейерами. Крепление – металлическими арками через 0,8 м с затяжкой боков и кровли. В рабочую смену выходили 10 проходчиков, в ремонтную – 7. Обеспечивала забой материалами и оборудованием бригада из 18 человек. Кроме того, в ремонтную смену выходили три электрослесаря и по одному – в рабочую. Производительность труда проходчика составила 16,2 м/мес. или 0,68 м/чел.·см.

Особенности проведения наклонных стволов. Наклонные стволы предназначены для вскрытия угольных и рудных месторождений. Они проводятся по угольному пласту или по породам лежащего бока пласта. Наклонные стволы целесообразно проводить при малой толщине наносов (до $10...12 \text{ м}$), при отсутствии пльвунов, при выдержанной мощности пласта и спокойном его залегании, по пласту угля, не предрасположенному к самовоспламенению.

При вскрытии одного пологого пласта по нему проводится один главный наклонный ствол и один (реже два) вспомогательных ствола. Вспомогательные стволы проводятся параллельно главному на расстоянии не менее 30 м от него. Эти стволы нужны для вентиляции и выполнения вспомогательных операций – спуска и подъема людей, доставки оборудования и материалов. Главный ствол оборудуется канатным подъемом (до 35°) для выдачи угля в вагонетках (скипах) или конвейерами (до 18°). При канатном подъеме одноступенчатая транспортировка возможна на длину до 1000 м. При конвейерном транспорте наклонный ствол может иметь любую длину 3-х последовательно установленных конвейеров.

Свежий воздух поступает в шахту по вспомогательному стволу, отработанный – по главному. При неглубоком залегании пластов для исходящего потока воздуха сооружаются шурфы.

Преимуществами наклонных стволов для вскрытия месторождения являются возможность полной конвейеризации, большая производительность, сокращенные сроки строительства шахты и меньшие капитальные затраты.

Недостатками являются большая длина ствола и стоимость поддержания и обслуживания.

Технология и организация проведения наклонных стволов в основном аналогичны проведению уклонов. Проводятся они всегда сверху вниз по породе или смешанным забоем с применением тех же машин и механизмов. Основное отличие состоит в том, что главный и вспомогательный стволы проходятся с поверхности земли и работы начинаются с сооружения устья (верхней части ствола). Для крепления чаще применяется сборный железобетон или монолитный бетон.

Устье наклонного ствола сооружается открытым способом на поверхности, при этом объем работ обуславливается рельефом местности, устойчивостью наносных отложений и угла наклона ствола.

В равнинной местности объем котлована для устья ствола достигает 250... 600 м³ и меняется в зависимости от устойчивости пород. Выемка породы для образования котлована выполняется экскаваторами. Крепкие породы предварительно разрыхляются буровзрывным способом.

Огнестойкое крепление высокой несущей способности возводится на участке длиной не менее 15 м. При устойчивых породах и углах наклона до 30° сечение ствола имеет прямоугольную или сводчатую форму.

После сооружения устья ствола на поверхности строится надшахтное здание, наклонная эстакада и устанавливается копер. Далее проводится непосредственно наклонный ствол.

При проходке наклонных шахтных стволов подземным способом, большинство процессов проходческого цикла осуществляются аналогично проведению уклонов.

По коренным породам наклонные стволы проходятся с применением буровзрывной или комбайновой технологий. На поверхности горная масса разгружается в бункеры, откуда она транспортируется в отвал. Проветривание наклонных стволов производится осевыми или центробежными вентиляторами, которые устанавливаются на расстоянии 15... 20 м от устья ствола и используются в дальнейшем для проветривания при проведении горизонтальных тупиковых выработок и камер.

К армированию наклонных стволов при рельсовом транспорте относятся настилка рельсового пути, оборудование ходового отделения с отшивкой его от грузового отделения, настилка направляющих для скипов и клетей, монтаж устройств на рельсовом пути для остановки транспортных средств при обрыве каната, путевых роликов для подъемных канатов, устройств для прокладки и укрепления трубопроводов и кабелей, а при конвейерном транспорте – монтаж ленточных конвейеров.

Правила безопасности требуют, чтобы ходовое отделение при углах наклона ствола 7... 15° было оборудовано перилами; при наклоне 30... 45° – сходнями с горизонтальными ступенями шириной не менее 300 мм и перилами.

Отшивка ходового отделения от грузового выполняется из горбылей или металлической сетки, которая крепится на стойких и распорах.

Направляющие для скипов крепятся к стойкам или распоркам. Трубы и кабели прокладываются в лестничном или специальном трубном отделении.

8.3 Проведение вспомогательных наклонных выработок

К вспомогательным наклонным (восстающим) выработкам относятся печи и сбойки между ними, скаты, просеки, гезенки.

По назначению **печи** делятся на разрезные, транспортные и вентиляционные. Проводятся печи чаще прямоугольной формы шириной 2... 5 м снизу вверх по пласту угля без подрывки боковых пород. Печи крепятся деревянными или металлическими стойками, которые устанавливаются под деревянные или металлические верхняки. Расстояние между рамами крепи 0,7... 1 м. Иногда при-

меняется анкерная и рамная крепь. Печи круглой формы поперечного сечения, проведенные в крепких породах, при небольшом сроке службы не крепятся.

Печи проводятся буровзрывным способом, нарезными комбайнами, отбойными молотками и с применением гидромеханизации.

Проведение печей буровзрывным способом снизу вверх на газовых шахтах разрешается после того, как предварительно пробурена скважина на всю длину будущей печи для проветривания забоя за счёт общешахтной депрессии, а при применении ВВ VI класса – без скважин.

Шпуров бурятся ручными сверлами на глубину 1,5...2,5 м. Число шпуров принимается из расчета 2...2,5 на 1 м² площади забоя. В зависимости от мощности пласта они располагаются в один, два и больше рядов. Принимаются веерный или прямой шагающий вруб и электрическим способом инициирования. Печи проветриваются вентиляторами местного проветривания по вентиляционным трубопроводам.

Подорванный уголь нагружается вручную на скребковый конвейер и транспортируется на транспортную выработку. Иногда используется скреперные установки (при углах 20...35°), металлические решетки (25...35°), а также самоходное движение по почве выработки под действием собственного веса (больше 35°).

Для механизации проведения печей на пластах мощностью 0,7...1,6 м с углом залегания до 18° в шахтах, опасных по газу или пыли, применяется нарезной комплекс КН-78 (рис. 8.3) с комбайном, перегружателем и механизмом подачи. Средняя скорость проведения составляет 9 м/сут., производительность труда проходчика – 0,8...1,2 м/вых.

Для механизации работ на выбросоопасных пластах с углом залегания 45...90° снизу вверх применяются нарезные машины МРС-2, которые подвешиваются на канате. Канат пропускается через предварительно пробуренную скважину диаметром не менее 170 мм. Машина обеспечивает проведение выработки сечением 1,19×0,5 м² на пластах мощностью 0,55...1,2 м. Расширение и крепление печи осуществляется сверху вниз с полка, подвешенного к канату лебедки на вентиляционном штреке. Производительность – до 100 м/см.

При проведении печей организация работы в забоях характеризуется простотой и последовательностью выполнения процессов. Работы выполняются сменными звеньями по 2...4 человека. Графиком организации работ предусматривается выполнение одного, двух и более циклов в сутки.

Скаты предназначены для спуска угля и породы самотеком (под действием собственного веса) с вентиляционных или промежуточных штреков на откаточные при углах залегания пластов более 25°. Скаты проводятся по уголю, уголю с присечкой породы и по породе (полевые скаты).

Форма скатов принимается прямоугольная (без подрывки пород), трапециевидная (с подрывкой пород) или круглая (при применении буровых машин).

При углах 30...45° скаты крепятся полными рамами, а при углах более 45° – венечной крепью с возведением через каждые 4...8 м опорных венцов. Постоянная крепь возводится с отставанием от забоя не более 3 м.

Площадь поперечного сечения ската делится на два или три отделения, из которых одно или два (грузовые) предназначены для спуска угля и породы и

одно (ходовое) – для передвижения людей при ремонте ската. При трех отделениях ходовое устраивается посередине (рис. 8.4).

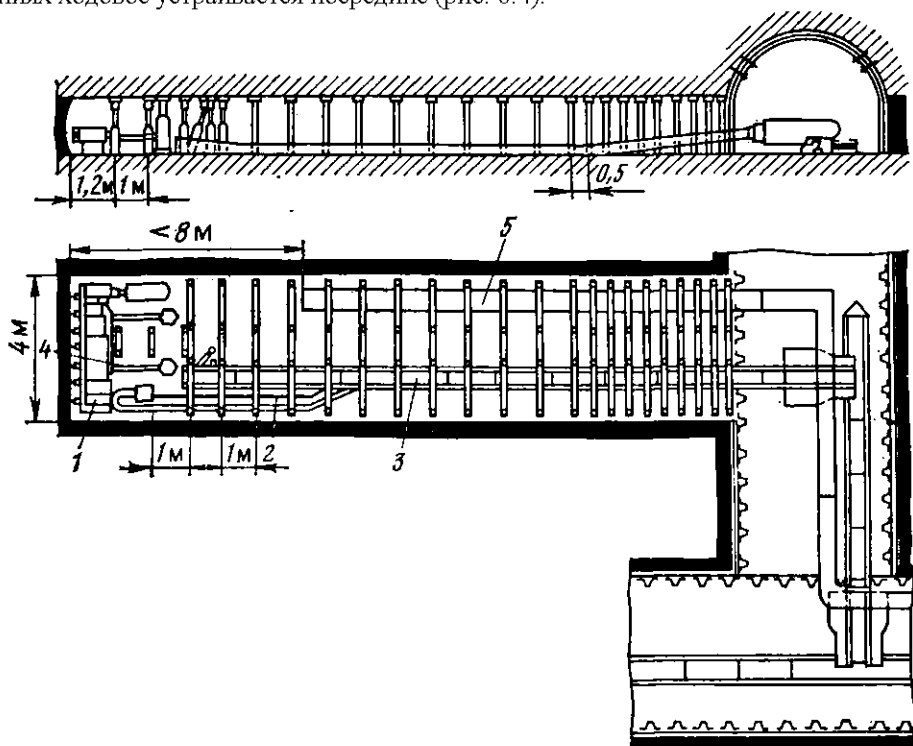


Рис. 8.3 – Технологическая схема проведения печи нарезным комплексом КН-1: 1 – комбайн; 2 – скребковый перегружатель; 3 – скребковый конвейер (скреперная установка); 4 – гидродомкраты передвижения; 5 – вентиляционный трубопровод

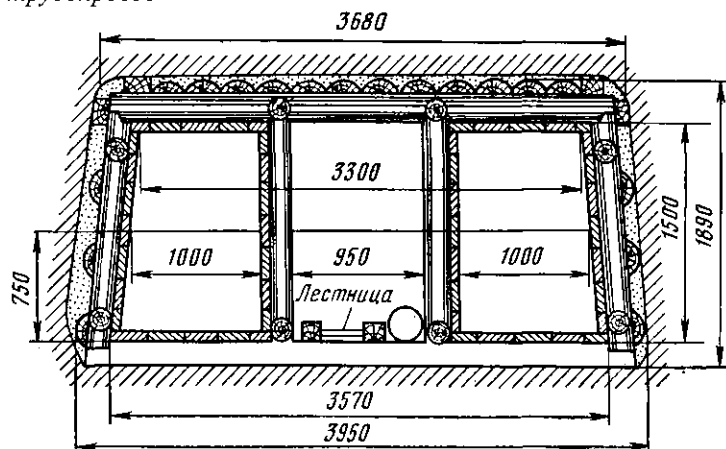


Рис. 8.4 – Поперечное сечение ската на три отделения

Ходовые отделения от угле- и породоспускного отшиваются досками. Через

каждое 5 м сооружаются смотровые окна размером 200×200 мм², которые закрываются задвижками.

Скаты проводятся буровзрывным способом, отбойными молотками, буровыми машинами чаще снизу вверх.

Шпурь по углю и породе с $f \leq 4$ бурятся ручными пневмо- или электросверлами, а при $f \geq 5$ – переносными или телескопными перфораторами.

Отбитый уголь скатывается в люк ската, откуда он погружается в вагонетки. Проветривание скатов (восстающих) осуществляется вентиляторами местного проветривания, которые устанавливаются в штреке. Вентиляционный трубопровод не доходит до отбойного полка на 1 м.

Крепежный материал в забой подается лебедкой в волокушах (скипах) по грузовому отделению.

При проведении скатов буровзрывным способом проходчики находятся в зоне нарушенного массива горных пород и в условиях ограниченного рабочего пространства. Проведение восстающих выработок довольно трудоёмкое и дорогостоящее, но, не смотря на это, объемы проведения таких выработок в угольной отрасли большие.

Для проведения полевых скатов (гезенков) диаметром 1 м снизу вверх в породах с $f \leq 10$ и длиной до 100 м применяется буровая машина «Стрела-77», которая обслуживается двумя рабочими. Производительность труда рабочих и скорость проведения выработок этой машиной в 3... 4 раза выше, чем при буровзрывном способе.

Вопросы для самопроверки

1. Какие выработки относятся к наклонным?
2. В каком направлении проводятся наклонные выработки при буровзрывном способе?
3. Основные особенности проведения наклонных выработок.
4. Правила безопасности при передвижении людей в наклонных выработках.
5. При каких условиях наклонные выработки проводятся снизу вверх и сверху вниз?
6. Проветривание наклонных выработок.
7. Транспортировка отбитой горной массы.
8. При каких условиях наклонные выработки проводятся широким забоем?
9. Буровзрывная технология проведения бремсбергов и ходков.
10. Технология проведения уклонов.
11. Особенности проведения наклонных стволов.
12. Комбайновая технология проведения наклонных выработок.
13. Какие выработки относятся к восстающим?
14. Технология проведения печей.
15. Технология проведения скатов.

РАЗДЕЛ 9 ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИЯ СООРУЖЕНИЯ ВЫРАБОТОК ОКОЛОСТВОЛЬНОГО ДВОРА

9.1 Общие вопросы сооружения околоствольного двора.

Околоствольный двор (рис. 9.1) представляет из себя комплекс взаимосвязанных капитальных горных выработок, расположенных непосредственно возле ствола, специально оборудованных и предназначенных для обслуживания горных работ на горизонте в соответствии с назначением ствола. Околоствольный двор соединяет стволы с главными откаточными и вентиляционными выработками.

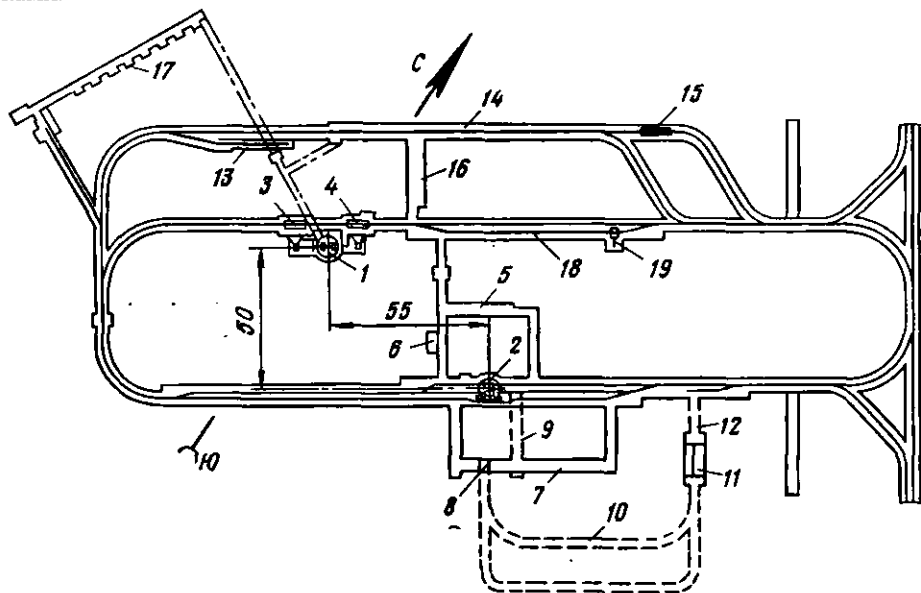


Рис. 9.1 – Расположение основных технологических камер в околоствольном дворе: 1 – скиповый ствол; 2 – клетевой ствол; 3 и 4 – угольная и породная разгрузочная ямы; 5 – камера ожидания; 6 – камера медпункта; 7 – камера центральной электроподстанции; 8 – камера главного водоотлива; 9 – водотрубный ходок; 10 – водосборник; 11 – камера осветительных резервуаров; 12 – камера обезвоживающей установки; 13 – депо противопожарного поезда; 14 – гараж-зарядная; 15 – ремонтная мастерская; 16 – камера преобразовательной подстанции; 17 – склад ВМ; 18 – путь для стоянки пассажирского состава; 19 – санузел

Главная функция околоствольного двора – передача грузов между подъемами от магистрального транспорта к подъему, который определяет его тип, расположение и размеры основных откаточных выработок, механизацию маневровых и разгрузочных работ. Кроме того, околоствольный двор выполняет ряд других функций – подача свежего и отвод отработанного воздуха, подвод, трансформацию и передачу на горные работы электроэнергии, аккумуляцию и

откачивание на поверхность шахтных вод и прочее. Для размещения этих служб к основным откаточным выработкам околоствольного двора примыкают соответствующие камеры.

Учитывая значительный срок существования околоствольных дворов, их основные выработки и камеры сооружаются в устойчивых породах (по возможности в крест простирания), оставляя предохранительные угольные целики достаточных размеров.

Выработки и камеры околоствольных дворов имеют сводчатую форму поперечного сечения. Основным крепежным материалом служит бетон при незначительном горном давлении и железобетон при значительном давлении. Протяжённые выработки крепятся металлическими арками с железобетонными затяжками.

Технология сооружения выработок и камер околоствольного двора аналогична технологии сооружения квершлагов, полевых штреков, наклонных выработок, но более трудоемка в связи со сложностью конфигурации, разнообразием сечений, большим числом соединений, узлов.

Выработки и камеры околоствольных дворов по особенностям технологии проходки делятся на:

- околоствольные камеры (соединение стволов с околоствольными дворами, дозаторные);
- протяжённые выработки (скиповые и клетевые ветки, обгонные, водосборники);
- ходки небольшого сечения, заезды;
- камеры больших сечений (насосная, для опрокидывателя, углесосная и прочие);
- соединение горизонтальных выработок (узлы).

При буровзрывной технологии протяжённые выработки сооружаются с помощью электрического и пневматического проходческого оборудования в зависимости от готовности к работе временной электростанции и горно-геологических условий. Применение электрических машин снижает ценность сооружения выработок.

Основными процессами проведения выработок околоствольного двора являются выемка горной массы, её погрузка на транспортные средства, крепление выработки, обмен вагонеток, вспомогательные работы.

Трудоемкость проведения выработок зависит от горнотехнических, организационных и экономических факторов.

Установлено, что на расстояние до 200 м транспортирование породы при проведении выработок околоствольного двора целесообразно выполнять конвейерами. В пределах 200...300 м варианты транспортирования породы в вагонетках с помощью лебедки и конвейерами равноценны. На расстояние более 300 м транспортировать породу конвейерами нецелесообразно.

В период проведения выработок выдача породы производится, как правило, через клетевой ствол. Наиболее важными работами начального периода являются проведения сбойки между стволами для вентиляции, запасного выхода, обслуживания водоотлива в период армирования стволов и проведение выработок околоствольного двора.

После выполнения работ по армированию клетевго ствола и навешивания клетки начинается проходка выработок околоствольного двора. В начале работы ведутся в двух забоях – в грузовой и порожняковой ветках клетевго ствола. При этом в первую очередь проводится грузовая ветка как выработка, которая представляет собой кратчайший выход за границы околоствольного двора.

Грузовая ветка проводится с подъемом от ствола, чем улучшаются условия ведения работ. Порожняковая ветка проводится с уклоном от ствола, при этом выработка описывает петлю.

Из-за того, что грузовая ветка короче порожняковой и проводится в более благоприятных условиях, скорость проведения ее значительно выше, а продолжительность проведения в сравнении с порожняковой веткой в 2... 3 раза меньше. По этой причине забой грузовой ветки при достижении главного откаточного штрека (или квершлага) разветвляется на два направления: одно – на сбойку с порожняковой веткой, второе – за границы околоствольного двора. В связи с этим на грузовой ветке продолжительное время откатка выполняется по тупиковой схеме, которая ограничивает возможности успешно вести работы по проведению выработок за пределами околоствольного двора.

Выработки проводятся, как правило, сплошным забоем, постоянная крепь отстает от забоя на 15... 20 м. Крепление узлов выполняется по мере подвигания забоев.

К соединению грузовой ветки с порожняковой условия проведения выработок остаются сложными (откатка вагонеток выполняется лебедками, при взрывании зарядов в шпурах в одном забое прекращаются любые работы в соседних забоях).

Итак, до сбойки порожняковой и грузовой веток с каждой стороны ствола проходческие работы ведутся одновременно только в двух, а затем – в трех или четырех забоях. Камеры в этот период сооружаются только те, которые предполагается использовать в период сооружения околоствольного двора.

После соединения порожняковой и грузовой веток появляется возможность не только форсировать работы за пределами околоствольного двора в наиболее важных направлениях, но и начать проведение камер и водосборников. В первую очередь проводятся камеры насосной и электроподстанции, в которых монтируется сложное оборудование.

Работы в период сооружения околоствольного двора скипового ствола ведутся в такой последовательности: после окончания проходки скипового ствола, не демонтируя проходческое оборудование, сооружаются загрузочные камеры. Это дает возможность механизировать погрузку породы, которая из камер взрывом зарядов выкидывается в ствол, где погружается и выдается бадьями на поверхность. После этого сооружаются камеры опрокидывателя и толкателя. В этом случае около 60 % породы поступает в ствол самотеком, а 40 % перемещается вручную к камере загрузки, откуда она поступает в ствол, где погружается с помощью погрузчиков.

Проведение сбойки между стволами можно осуществлять также со стороны скипового ствола. После окончания армирования ствола в нем целесообразно навесить временные клетки (вместо скипов) и использовать ствол для вспомогательных операций и подъема.

9.2 Календарный план проведения выработок околоствольного двора

Комплекс работ по сооружению околоствольного двора включает в себя проведение протяжённых выработок, сооружение соединений и камер с монтажом технологического оборудования. Продолжительность и другие показатели проведения околоствольного двора определяются технологией и сроками сооружения отдельных выработок, а также порядком и фронтом развития проходческих и монтажных работ.

Для сооружения околоствольного двора разрабатывается проект, в котором устанавливаются скорости проведения выработок на основе детальной разработки технологии их проведения по процессам с выбором и обоснованием проходческого оборудования. Месячные нормативы устанавливаются в зависимости от конструктивной сложности выработки, характеристики пород, материала и типа крепи, возможности механизации процессов. Составляется календарный план и график сооружения околоствольного двора. Порядок проведения отдельных выработок на календарном плане устанавливается по их важности в обеспечении максимального развития фронта работ по строительству шахты.

Во-первых, предусматривается образование замкнутого технологического кольца выработок, близлежащих к вспомогательному стволу, а далее – сеть выработок к главному стволу для организации кольцевой откатки грузов и более эффективного использования подвижного состава и подъемов.

После образования такого кольца вводятся в работу забои для проведения основных комплексов околоствольного двора – камер водоотливной установки, электроподстанции, депо и зарядной камеры для электровозов, комплекс выработок ветки породного скипового подъема и склада взрывчатых материалов.

Очередность проведения других выработок устанавливается из условия равномерного разворачивания работ с возможным максимальным числом забоев.

Проверочные расчеты проводятся для максимального числа одновременно действующих забоев по производительности подъема и горизонтного транспорта, по вентиляции, электроснабжению и материально-техническому обеспечению.

В состав **подготовительных работ** входят:

- прокладка к проходческому забою линий снабжения электроэнергией или сжатым воздухом, связи, освещения и водоснабжения для орошения;
- сооружение водоотлива или водоотвода;
- установка вентилятора местного проветривания и прокладка вентиляционного трубопровода;
- установка заслонов водяных или инертной пыли и проведение других работ и мероприятий в соответствии с правилами безопасности;
- подготовка к работе проходческого оборудования в забое;
- заготовка элементов крепи.

После проведения выработки выполняются **заключительные работы** – демонтаж проходческого оборудования и подготовка выработки к сдаче в эксплуатацию (перестилание и балластировка рельсового пути, монтаж конвейерной линии, ремонт крепи, побелка выработки).

К основным исходным данным при проектировании проведения выработок

околоствольного двора относятся:

- ситуационный план расположения рассматриваемой выработки со всеми близлежащими выработками (в первую очередь с магистральными), который позволяет спроектировать транспорт, вентиляцию, водоотлив, энергоснабжение, связь и меры по безопасному ведению работ;

- геологические, гидрогеологические и физико-механические данные о пересекаемых породах;

- техническая характеристика выработки, её длина, объем работ по конструктивным элементам, расположение оборудования на период эксплуатации; материал, конструкция и размеры крепи; характеристика постоянного транспортного оборудования; заданная скорость сооружения выработки.

Порядок проектирования сооружения выработки завершается построением сводного графика, который учитывает весь комплекс подготовительных, основных и заключительных работ.

В соответствии с календарным планом сооружения околоствольного двора и сроком сдачи шахты в эксплуатацию выбираются наиболее эффективные организационно-технические параметры проведения выработок в предлагаемой проектом последовательности. Для конкретных условий выбирается комплект горнопроходческого оборудования. Затем определяется оптимальная скорость проведения каждой выработки и состав проходческих бригад. При этом критерием служат производительность труда и стоимость проведения выработки. При принятой скорости проведения разрабатывается график организации работ (численность сменного звена проходчиков и их расстановка на основных процессах цикла, продолжительность цикла и его отдельных процессов, порядок и степень со вмещения их во времени).

Вопросы для самопроверки

1. Что из себя представляет околоствольный двор?
2. Местоположение и назначение околоствольных дворов.
3. Схемы околоствольных дворов.
4. Протяжённые выработки околоствольного двора.
5. Размеры и поперечные сечения выработок околоствольного двора.
6. Основные проходческие процессы при сооружении выработок.
7. Первоочередные выработки околоствольного двора, которые подлежат сооружению.
8. Сооружение грузовой и порожняковой веток околоствольного двора.
9. Транспортировка породы при сооружении околоствольного двора.
10. Технологические процессы и этапы при сооружении соединения вертикального ствола с выработками околоствольного двора.
11. Назначение календарного плана сооружения околоствольного двора и его сущность.
12. График организации работ по сооружению отдельных выработок и околоствольного двора в целом.
13. Исходные данные и порядок проектирования проведения выработок.

РАЗДЕЛ 10

ТЕХНОЛОГИЯ СООРУЖЕНИЯ КАМЕР ОКОЛОСТВОЛЬНОГО ДВОРА

Для размещения оборудования, электрической, ремонтной и других служб проводятся отделенные выработки – камеры. В каждом околоствольном дворе предполагается сооружение камер насосной, центрального водоотлива, центральной электроподстанции, противопожарного поезда, диспетчерского пункта, гаража для электровозов, медицинского пункта, опрокидывателя и толкателя, ожидания, загрузочного устройства скипового ствола, а также камер другого назначения. Кроме того, обязательным является сооружение водосборника, склада взрывных материалов и ходков разного назначения.

Камеры располагаются непосредственно возле стволов в соответствии с их назначением и с таким расчетом, чтобы они не ослабляли целиков между выработками. Обычно камеры располагаются параллельно основным выработкам – грузовой и порожняковой веткам стволов, которые еще больше усложняет конфигурацию околоствольных дворов.

Основные размеры камер в зависимости от их назначения определяются, исходя из рационального размещения оборудования (насосов, трансформаторов, зарядных столов, батарей и пр.), кабелей, трубопроводов и поддерживающей их арматуры, а также специальных монтажных устройств с оставлением проходов и монтажных зазоров в соответствии с требованиями правил технической эксплуатации.

Форма поперечного сечения и вид крепления камер выбираются в зависимости от назначения, срока службы и конкретных горно-геологических условий.

Поперечные сечения камер околоствольного двора унифицированные, что позволяет сооружать выработки постоянного сечения с использованием средств комплексной механизации (погрузочные машины, металлическая опалубка, бетононасосы), увеличить скорость проведения, снизить стоимость строительства шахты, а также улучшить условия эксплуатации околоствольного двора.

В околоствольном дворе размещаются 14... 18 различных типоразмеров камер.

Камеры загрузочных устройств проходятся совместно со стволом. Они предназначены для размещения оборудования для загрузки скипов углем и породой.

Камеры опрокидывателя и толкателя располагаются на погрузочной ветке скипового или клетового ствола. Они предназначены для приема и передачи угля или породы из вагонеток с глухим кузовом в загрузочное устройство. С обеих сторон опрокидывателя оставляются свободные проходы шириной не менее 700 мм для передвижения людей.

Камеры загрузочных ям предназначены для приема и передачи угля или породы из вагонеток с откидным днищем в загрузочное устройство.

Камеры главных водоотливных установок, как правило, соединяются с камерами центральной электроподстанции. Эти камеры при малых и средних притоках воды сооружаются не углубленными. Уровень пола неуглубленной камеры принимается на 500 мм выше головок рельсов. При больших притоках

воды в устойчивых нетрещиноватых породах допускается устраивать уровень камеры главных водоотливных установок углубленными. Уровень пола такой камеры принимается на 4... 5 м ниже уровня головок рельсов в околоствольном дворе. Камеры имеют два ходка, один из которых примыкает к околоствольному двору, а второй (трубный) располагается в противоположном конце камеры и соединяется со стволом на высоте не менее 7 м от уровня пола камеры. Угол наклона трубного ходка составляет 25... 30°.

Водосборные колодцы (их число зависит от числа насосов) сооружаются, как правило, внутри камеры, а в отдельных случаях – в специальных нишах.

Водосборники для главных водоотливов сооружаются с двух самостоятельных веток. Суммарная полезная емкость водосборников принимается не меньше 4-х-часового нормального притока воды. Выработки водосборников имеют площадь поперечного сечения не менее 6 м² в свету и высоту не менее 1,9 м. В сторону приемного колодца водосборники имеют уклон 0,001 ‰. Ходки для чистки водосборников проводятся с уклоном не более 20°.

Камеры центральных подземных электроподстанций соединяются с насосными камерами. Камеры состоят с двух отделений – трансформаторного и распределительного устройств. При расположении электроподстанции на расстоянии не более 100 м от зарядной камеры для аккумуляторных электровозов предусматривается совмещение камеры преобразовательной подстанции с камерой центральной электроподстанции. Уровень пола камеры устраивается на 0,5 м выше уровня головок рельсов околоствольного двора.

Депо для контактных электровозов располагается или в отдельной выработке, или на расширении откаточной выработки в отгороженной сплошной стеной её части.

Депо для аккумуляторных электровозов в зависимости от них числа принимается:

- на 2... 4 электровоза – с одним заездом;
- на 5... 10 электровозов – с двумя заездами;
- на 11... 18 электровозов – с тремя заездами.

Камеры преобразовательной подстанции примыкают к зарядной камере или к депо для аккумуляторных электровозов. Отделяются они огнестойкой перемычкой с дверями. В отдельных случаях они располагаются на расстоянии не более 100 м от зарядной камеры.

Депо противопожарного поезда располагается в отделенной выработке околоствольного двора или на расширении выработки в месте, удобном для быстрого отправления поезда в любые пункты шахты. Зазор между поездом и отсеками (для хранения протвопожарных материалов, инструмента, оборудования) принимается не менее 700 мм, а ширина отсеков – не менее 900 мм.

Камера ожидания располагается в непосредственной близости от ствола. Длина камеры определяется из условия 0,4 м на одного рабочего, а площадь пола камеры – из расчёта 0,5 м² на одного рабочего. Камера оборудуется лавками для сидения, которые располагаются вдоль стен камеры.

Камера медпункта сооружается на шахтах с числом подземных рабочих не менее 1000 человек. Камера состоит из приёмно-регистрационного и перевязочного отделений.

Подземные составы взрывных материалов сооружаются в шахте при точных расходах взрывных веществ более 500 кг; при меньших расходах сооружаются раздаточные камеры. Подземный состав состоит из выработок, в которых расположены камеры для хранения взрывчатых материалов, выработок для соединения между составом и главной откатною выработкой, вспомогательных камер (проверки и упаковки электродетонаторов, выдачи ВМ, электрораспределительных устройств, хранилища сумок взрывников и взрывных проводов).

Работы по сооружению соединений стволов шахты с околоствольным двором называются рассечкой околоствольного двора. Проходка ствола шахты технологически связана с рассечкой. Рассечка соединения сооружается на длине не менее 10 м от ствола.

Наибольшее применение имеют схемы рассечки соединения по буровзрывной технологии, которые разделяются на группы:

- сплошным забоем;
- с выемкой породы слоями снизу вверх или сверху вниз;
- с выемкой породы независимыми забоями.

Схема рассечки соединения сплошным забоем является простейшей и применяется в устойчивых и крепких породах. В породах средней устойчивости принимается схема рассечки с выемкой породы слоями сверху вниз.

На рис. 10.1 показан наиболее простой вариант рассечки соединения с выемкой породы двумя слоями сверху вниз с применением буровзрывных работ. Соединения проходятся в два слоя, а все работы при этом выполняются в 4 этапа:

- 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 соединения и ствола.

Применение этой схемы обеспечивает повышенную безопасность работ под прикрытием постоянной крепи свода, широкий фронт работ, механизацию работ по уборке и транспортировке породы из забоя околоствольной выработки с применением погрузочных машин или других средств механизации, приготовления бетонной смеси и погрузки её за опалубку, максимальное использование проходческого оборудования.

Со скиповым стволом соединяется ряд камер малых и больших сечений. Камеры малых сечений (вентиляционный канал, ходок для очистки зумпфа) без особых осложнений сооружаются одновременно со стволом на длину не менее 3 м. Большие осложнения возникают при сооружении загрузочных (бункерных) камер, в которых размещаются устройства для загрузки скипов углем или породой. Размеры этих камер достигают в плане 6...7 м, а по высоте – до 17 м.

На рис. 10.2 показана схема проведения загрузочных камер скипового ствола. В комплекс работ по проведению камер, соприкасающихся со скиповым стволом, входит выемка породы и возведение крепи в пределах камеры (I этап). В это же время сооружаются камеры для размещения привода конвейера и питателя (II этап), ходок при бункере (III этап). Целесообразно также со стороны ствола соорудить и сам бункер.

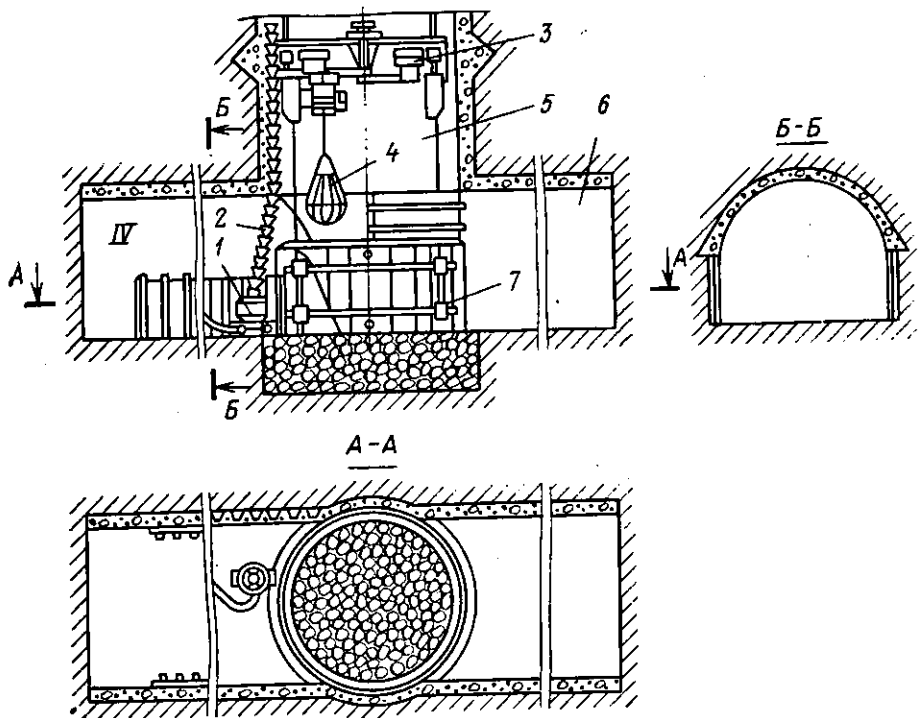


Рис. 10.1 – Технология рассечки соединения околоствольного двора с выемкой слоями сверху вниз

Камеры скипового ствола целесообразно проводить одновременно со стволом слоями сверху вниз, опирая постоянную крепь каждого слоя камеры на башмаки.

Из схемы видно, что сооружение комплекса камеры разделено на шесть этапов. Каждый этап состоит из двух фаз:

I – выемка породы и возведение временной крепи;

II – возведение постоянной крепи.

По схеме сам бункер проводится сверху вниз со стороны камеры опрокидывателя. Однако при устойчивых породах бункер целесообразнее проводить снизу вверх с применением временной крепи или на предварительной крепи из набрызгбетона.

Вопросы для самопроверки

1. Камеры околоствольного двора.
2. Размеры и поперечные сечения выработок и камер околоствольного двора.
3. Основные проходческие процессы при сооружении камер.
4. Первоочередные выработки и камеры околоствольного двора, которые подлежат сооружению.

5. Какие камеры сооружают в первую очередь?

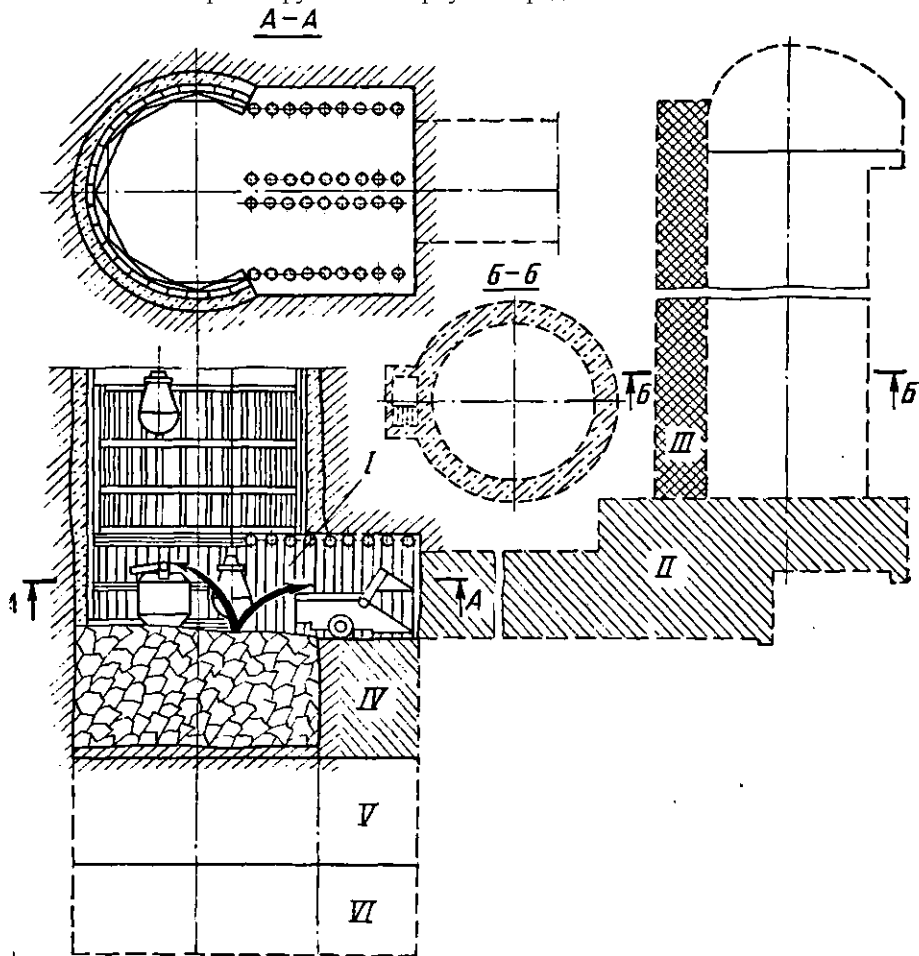


Рис. 10.2 – Схема сооружения загрузочных камер скипового ствола

РАЗДЕЛ 11

КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ.

11.1 Назначение и конструкция шахтных стволов.

При подземной разработке угольных месторождений горные работы начинаются с проходки стволов и сооружения надшахтных зданий и сооружений. Стволы – это капитальные вскрывающие горные выработки, срок службы которых равен сроку службы шахты (50 лет и более). Средняя глубина нижней от-

метки стволов свыше 700 м. Стволы могут быть вертикальными и наклонными. На выбор стволов влияет множество факторов. Из них наиболее существенные – глубина и угол залегания месторождения, прочность горных пород. Наибольшее распространение получили вертикальные стволы.

Ствол шахты – это вертикальная (или наклонная) выработка с непосредственным выходом на поверхность. Поперечные размеры, глубина и оборудование ствола отвечают его целевому назначению. Стволы угольных шахт подразделяют на главные, вспомогательные, вентиляционные и воздухоподающие.

Главные стволы предназначены для подъема угля и породы. Они выполняют, как правило, функции вентиляционных стволов (из шахты по ним с помощью вентилятора, установленного на поверхности, выдается исходящий поток воздуха). Уголь и порода по главным стволам выдается с помощью скиповых подъемных установок. Количество и производительность подъемных установок рассчитываются в зависимости от мощности шахты и числа отдельно выдаваемых марок угля. Производительность подъемной установки зависит, прежде всего, от вместительности скипов. Число скипов и их габариты определяют поперечные размеры главных (скиповых) стволов.

Вспомогательные стволы предназначены для спуска и подъема людей, материалов, оборудования, выдачи породы из шахты, а также для подачи свежего воздуха. Как правило, это клетевые стволы. В стволе подвешиваются трубы водостлива, сжатого воздуха, подачи воды для орошения и других нужд, силовые электрокабели, кабели связи, а также устраивается лестничное отделение в случае, если ствол не оборудован клетевым подъемом с независимым источником питания электроэнергией.

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

Первоочередное значение имеет клетевой ствол, насыщенный всеми видами коммуникаций и сооруженный, универсальными подъемными установками, которые могут и должны быть интенсивно использоваться для выдачи породы при проходке выработок околоствольного двора, спуска всех видов материалов и оборудования. В связи с этим необходимо как можно быстрее сдать клетевой ствол в эксплуатацию, установив в нем постоянное оборудование. Это обеспечит максимальную пропускную способность ствола и исключит, как показала практика, неоправданные дополнительные затраты времени на монтаж и демонтаж временного оборудования.

Вентиляционные стволы предназначены для подачи свежего воздуха и проветривания сети подземных выработок отдельных блоков, отдаленных от центральных стволов. Такой ствол может быть использован для вспомогательных целей при оборудовании его клетевым подъемом.

Вентиляционные и воздухоподающие стволы имеют меньшие, чем главные и вспомогательные стволы, поперечные размеры и глубину, более упрощенную конструкцию и оснащение, поэтому они вводятся в эксплуатацию раньше центральных.

Под конструкцией ствола следует понимать:
– форму его поперечного сечения, глубину;

- материал, тип и конфигурацию крепления;
- тип и сложность армировки;
- число, размеры и конфигурацию близлежащих горных выработок.

Наибольшее распространение получила круглая форма поперечного сечения стволов шахт, которая обеспечивает эффективную технологичность их проходки, высокую устойчивость крепи, возможность использования бетонной или тюбинговой крепи, минимальное сопротивление движению потока воздуха и большой срок службы. Поперечные сечения круглой формы типизированы по диаметру в свету в пределах 4... 9 м через 0,5 м.

Диаметр ствола выбирается в зависимости от его назначения, пропускной способности и количества воздуха, который будет проходить по стволу. Поперечное сечение стволов проектируется в зависимости от числа и габаритных размеров подъемных сосудов, противовесов, армировки с учетом зазоров в соответствии с Правилами безопасности. Рассчитанные размеры поперечного сечения ствола проверяются на допустимую скорость движения воздуха:

- $V \leq 8$ м/с – в стволах для спуска и подъема людей;
- $V \leq 12$ м/с – в грузовых стволах;
- $V \leq 15$ м/с – в вентиляционных стволах.

Стволы шахт состоят из устья (в его верхней части), основной части и зумпфа (в нижней части).

При проходке вертикальных стволов последовательно выполняются следующие основные этапы:

- подготовительный – работы выполняются до начала проходки стволов;
- проходка устья и ствола – работы по выемке породы и возведению постоянной крепи;
- рассечка околоствольного двора или проведение соединений ствола с околоствольным двором;
- армирование ствола – работы по монтажу в стволе распорок и проводников подъемных сосудов, навеска труб и кабелей, сооружение лестничного отделения;
- переоснащение оборудования в стволе для сдачи шахты в эксплуатацию.

Перед строительством шахты на основании проектных материалов оформляется отвод земельного участка, получают разрешение на присоединение к источникам энергии и водоснабжения, на примыкание подъездного железнодорожного пути и автомобильных дорог, линий связи, подписываются соглашения на снабжение оборудованием, кабелями, трубами, канатами и строительными материалами, комплектуется штат рабочих.

Устье ствола обычно проходится в наносных породах. В зависимости от мощности наносов устья проходятся с использованием временного (передвижного) или постоянного проходческого оборудования и копра, которые монтируются до начала проходки устья. При использовании временного оборудования устья проходятся в подготовительный период с помощью комплекса передвижного оборудования, который обеспечивает проходку устья и технологического отхода на глубину до 50 м (рис. 11.1).

Работы начинаются с сооружения рамы-шаблона, которая изготавливается из двутавровых балок и деревянного настила. В настиле оставляется отверстие

для пропуска бадьи, труб, стремянки. Кроме того, рама-шаблон служит для образования контура сечения устья в процессе проходки, а иногда и для подвешивания первого кольца временной крепи.

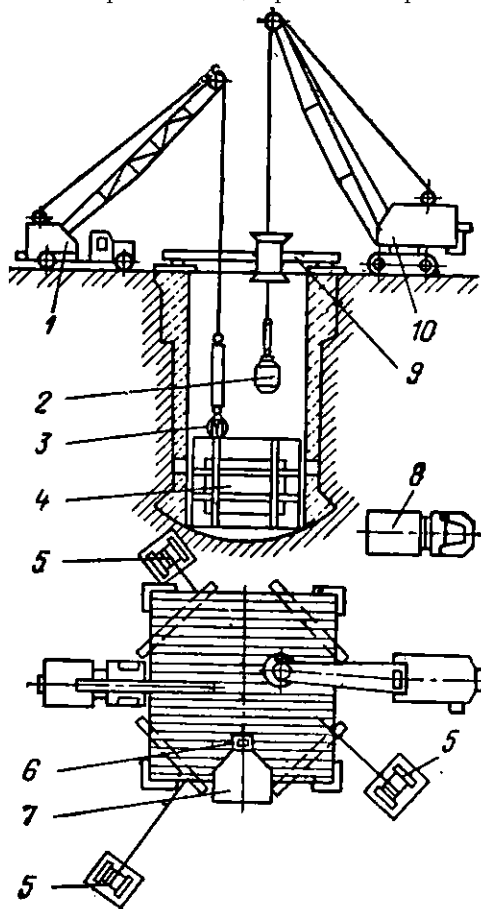


Рис. 11.1 – Проведение устья ствола комплексом: 1 – автокран; 2 – бадьа; 3 – грейферный погрузчик; 4 – подвесная опалубка; 5 – лебедка для подвешивания опалубки; 6 – став труб для подачи бетона; 7 – бункер для бетона; 8 – автосамосвал; 9 – рама-шаблон; 10 – кран

При проходке устья с использованием временного проходческого оборудования выемка породы осуществляется экскаватором на глубину до отметки 3...5 м без временной крепи. Затем снизу вверх возводится монолитная или железобетонная крепь. Дальнейшая проходка ведётся с выемкой породы отбойными молотками или с применением буровзрывной технологии работ. Погрузка породы в бадью выполняется пневматическим грейферным грузчиком. По мере подвигания забоя через каждые 0,5...1 м возводится временная кольцевая крепь из швеллеров с затягиванием незакреплённых проёмов горбылями. Первое кольцо этой крепи подшивается с помощью анкеров к бетонной крепи устья.

Верхняя часть крепи устья глубиной 1,5...2,0 м делается утолщенной, имеет один или несколько опорных венцов и называется оголовком ствола. Оголовок и крепь устья ствола является фундаментом для опорных балок металлического постоянного копра. Башенный и шатровый копры опираются на частный фунда-

мент за пределами устья, поэтому при их сооружении оголовки не устраиваются. Нижняя часть крепи устья опирается на опорный башмак (венец), который устраивается в крепких монолитных породах.

Основная часть ствола обычно имеет монолитную бетонную крепь одинаковой толщины на всю глубину или тюбинговую различной конструкции. В местах прилегания околоствольных выработок при необходимости возводится монолитная железобетонная крепь.

Зумпф – нижняя часть ствола (глубиной до 5 м), которая заполняется водой, поступающей по стволу из пересечённых им пород. К зумпфу иногда относится всю часть ствола ниже отметки рабочего горизонта (до 120 м).

На отметке околоствольного двора от забоя ствола проходится соединение ствола с околоствольными выработками на расстояние не менее 10 м в каждую сторону.

К началу проходки ствола выполняются работы первого этапа строительства шахты, который называется подготовительным периодом. Он состоит из контрольной разведки пород, которые будет пересекать ствол (на расстоянии 10...15 м от будущего ствола бурятся 1...3 скважины диаметром 75...100 мм); строительство железнодорожных и автодорожных путей; обеспечение электроэнергией, водой, телефонной связью, жильем, бытовыми службами, материалами, машинами и механизмами.

В подготовительный период также выполняются работы нулевого цикла, к которым относятся все земляные работы, связанные с планированием строительной площадки и дорог, сооружением всех подземных коммуникаций (прокладкой кабелей, водопроводных и канализационных коммуникаций), сооружением фундаментов постоянных зданий и сооружений. Продолжительность подготовительного периода обычно составляет 12...16 месяцев в зависимости от производственной производительности шахты.

11.2 Технологические схемы проходки шахтных столбов

В зависимости от последовательности выполнения основных процессов в стволе по выемке породы и возведению крепи различаются четыре **технологические схемы** – последовательная, параллельная, параллельно-щитовая, совместная.

Последовательная схема проходки (см. рис. 11.2, *a*). Ствол по глубине разделяется на участки длиной по 10...40 м в зависимости от прочности и угла залегания пород. Работы по выемке породы и возведению постоянной крепи на одном участке выполняются последовательно: сначала сверху вниз на всю высоту участка вынимается порода и навешивается временная крепь из металлических колец, затем снизу вверх снимается (в неустойчивых породах оставляется) временная крепь и возводится постоянная, начиная с опорного венца. При выполнении работ по возведению постоянной крепи выемка породы в забое ствола не производится. На следующем участке работы ведутся в такой же последовательности. Скорость проходки при этом составляет обычно 15...25 м/мес. Данная схема применяется при проходке стволов и шурфов глубиной до 100 м, при специальных способах проходки в неустойчивых и водоносных породах, при углублении действующих стволов.

Параллельная схема проходки (рис. 11.2, б). Работы по выемке породы и возведению постоянной крепи ведутся в двух сопредельных участках – в нижнем участке сверху вниз вынимается порода и возводится временная крепь из металлических колец, а в верхнем участке снизу вверх снимаются кольца временной крепи и возводится постоянная крепь. На стыке участков размещается двухэтажный подвесной полук, который охраняет людей в забое.

Параллельно-щитовая схема проходки (рис. 11.2, в). Работы по выемке породы и возведению постоянной крепи ведутся одновременно на одном участке сверху вниз. Роль временной крепи выполняет щит (оболочка длиной 5... 20 м), который подвешивается в стволе на канатах. Постоянная крепь возводится с подвесного трехэтажного полка. Совмещение работ по выемке породы и креплению позволяет проходить стволы с увеличенной скоростью. Схему применяют в стволах диаметром более 6,5 м и глубиной более 700 м при устойчивых породах.

Совмещенная схема проходки (рис. 11.2, г, д). Работы по выемке породы и возведению крепи в призабойной части ствола на высоте 3... 5 м ведутся последовательно и только частично совмещаются во времени. В этой схеме отсутствует временная крепь и опорные венцы. Постоянная крепь возводится непосредственно в забое с частично необработанной подорванной породы. После закладки бетонной смеси на высоту опалубки возобновляются работы по уборке породы и проходческий цикл повторяется.

Эта схема обеспечивает более простую организацию работ, высокие показатели безопасности и производительности работ. По этой схеме проходятся 95... 98 % стволов независимо от их диаметра и глубины. Средняя скорость проходки составляет 60... 75 м/мес., максимальная – 200 м/мес.

11.3 Буровзрывные работы и проветривание забоя

При применении наиболее распространенного способа проходки стволов с использованием буровзрывных работ к основным процессам проходческого цикла относятся:

- бурение шпуров;
- зарядание шпуров;
- подрывание зарядов ВВ;
- проветривание и приведение забоя в безопасное состояние;
- уборка породы;
- возведение постоянной крепи;
- вспомогательные работы.

Бурение шпуров является одной из наиболее трудоемких операций, которая занимает до 20... 30 % общего времени проходческого цикла. Бурение шпуров производится после уборки породы или при частичном совмещении с ней.

Для бурения применяются ручные перфораторы ПР-24ЛУ, ПР-30ЛУ, ПР-30ЛС и пустотелые шестигранные буры со съёмными коронками, армированными твердыми сплавами. На каждые 2... 5 м² площади забоя рекомендуется принимать один перфоратор. На скоростных проходках стволов в забое могут работать одновременно до 15... 18 перфораторов.

Для механизации бурения шпуров в стволах применяются бурильные установки БУКС-1М (при диаметре ствола 5,5... 9 м) и СМБУ-4М (при диаметре

5... 8 м) с четырьмя бурильными машинами вращательно-ударного действия.

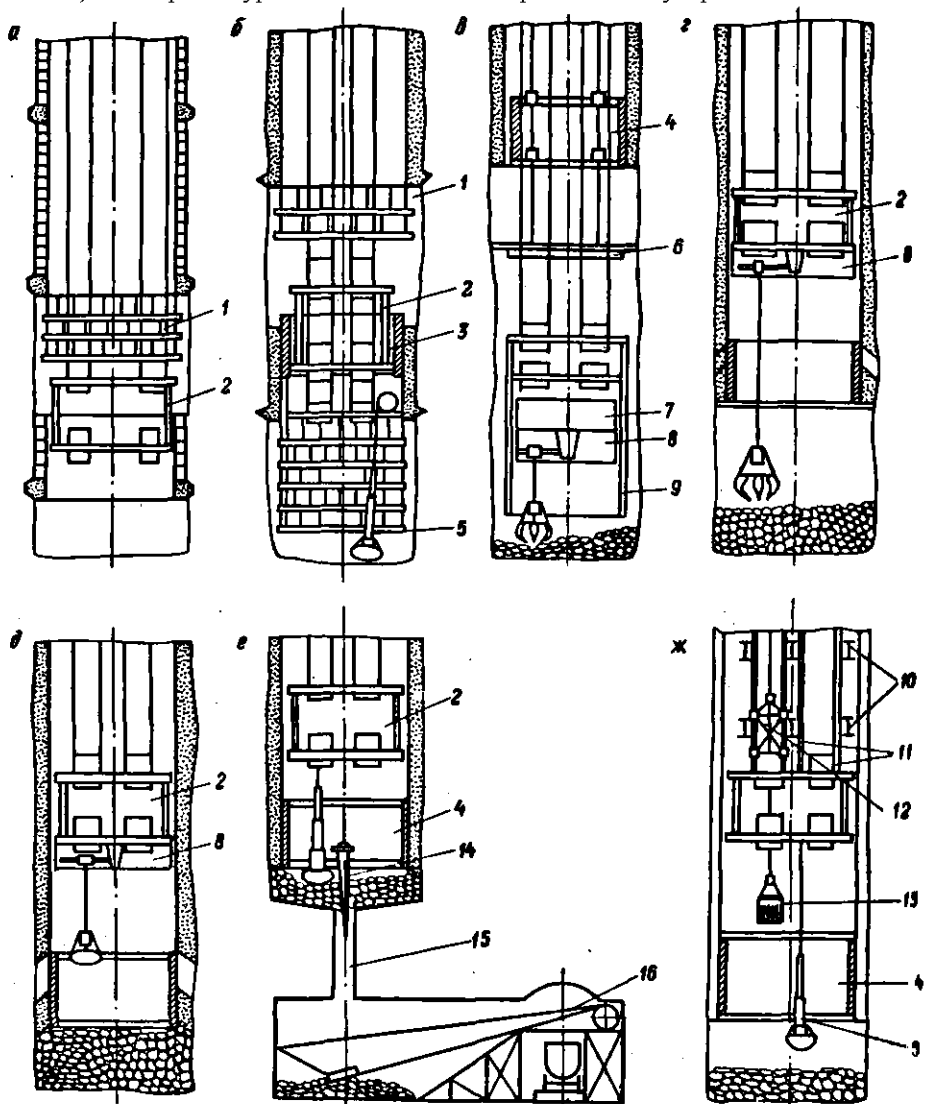


Рис. 11.2 – Технологические схемы проходки стволов: 1 – временная крепь; 2 – проходческий подвесной полук; 3 – секционная опалубка; 4 – предохранительный натяжной полук; 5 – пневмопогрузчик КСЗМ; 6 – опорный поддон опалубки; 7 – подвесной полук породопогрузочной машины; 8 – погрузочная машина; 9 – щит-оболочка; 10 – распоры армирования; 11 – жесткие проводники армирования; 12 – направляющая рама бады; 13 – проходческая бадь; 14 – разведочные скважины; 15 – скважина; 16 – скреперная установка

Для стволов диаметром 4,5... 9 м создана унифицированная бурильная уста-

новка БУКС-1В5 с числом бурильных машин от двух до пяти (соответственно размеру бадьевого пройма). Для бурения шпуров глубиной до 4,5 м в породах с $f = 4 \dots 12$ используются бурильные головки БГА-1м; с $f = 12 \dots 20$ – бурильные молотки ПК-75.

Сжатый воздух для обеспечения бурильных машин энергией подаётся в забой с поверхности от компрессорной станции по трубам диаметром 150... 200 мм, которые подвешиваются в стволе на двух канатах. По мере продвижения забоя ствола трубопровод наращивается с поверхности. Глубина шпуров (1,5... 4,5 м) принимается в зависимости от прочности породы, механизации и организации работ.

Расчеты паспорта буровзрывных работ (число шпуров, величина зарядов и прочее) выполняются так же, как для горизонтальных и наклонных выработок. В стволах шпуры обычно располагаются по трем-пяти концентрическим кругам, описанным из центра ствола.

После бурения всех шпуров в забое выполняется их зарядание. При отсутствии газа метана в качестве ВВ принимается скальный аммонит №1, а при вскрытии пластов, опасных по газу – аммонит Т-19. Средства взрывания применяются только электрические с использованием электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия. Конструкция зарядов в шпурах **колонковая**.

Патроны-боевики изготавливаются на поверхности в специальном помещении, расположенном не ближе 50 м от ствола. В забой ВВ опускаются в бадьях, а патроны-боевики – в сумках отдельно от ВВ при сопровождении мастера-взрывника.

В зарядании шпуров, кроме мастера-взрывника и его помощника, принимают участие проходчики, которые имеют удостоверение на право зарядания шпуров. Свободная от заряда часть шпура заполняется забойкой. После окончания зарядания шпуров освободившиеся проходчики поднимаются на поверхность, а мастер-взрывник и его помощник приступают к монтажу электровзрывной сети. Взрывание шпуров осуществляется только с поверхности. Перед взрыванием приоткрываются ляды и поднимается оборудование из забоя на безопасную высоту для предотвращения его повреждения.

При взрывных работах в забое накапливаются газы, которые должны быть удалены для дальнейшей работы. При проходке стволов в основном применяется нагнетательный способ проветривания. Для этого применяются электрические осевые или центробежные вентиляторы, установленные на поверхности. Как правило, устанавливаются два вентилятора – один повышенной подачи, который включается в работу сразу после взрывания шпуров, а второй – расчётной подачи, который включается после удаления из забоя вредных взрывных газов. Вентиляционные трубы применяются металлические диаметром 500... 1200 мм и длиной 3... 4 м, которые соединяют между собой фланцами с болтами для образования вентиляционного трубопровода. Став вентиляционных труб монтируется в стволе на канатах с помощью хомутов или подвесок и штанг. Гибкие трубы выпускаются диаметром 500, 600 и 800 мм длиной 5, 10 и 15 м. Став вентиляционных труб не должен отставать от забоя более чем на 15 м. Время проветривания ствола после взрывания в соответствии с Правилами безопасности не дол-

жен превышать 30 мин. При условии полного удаления вредных газов.

После проветривания забоя горный мастер и мастер-взрывник осматривают забойную часть ствола. Если отказы ВВ не выявлены, в забой допускаются проходчики для осуществления погрузки породы. На проветривание, приведение забоя в безопасное состояние и подготовку забоя к погрузке породы отводится до 1 часа.

11.4 Погрузка породы и работа подъема в стволе. Водоотлив.

До 40...50 % времени проходческого цикла тратится на уборку породы из забоя ствола. Процесс уборки породы механизирован почти на 90 % за счет применения пневматических грейферных погрузочных машин с механическим (КС-2В/40, 2КС-2В/40, КС-1МА, 2КС-1МА) и ручным (КС-3) передвижением по площади забоя.

Погрузочная машина КС-2В/40 (рис. 11.3) состоит с шестилопастного грейфера вместительностью $0,65 \text{ м}^3$, который подвешивается на канате к тельферу.

Тельфер лебедкой перемещается по раме. Рама одним концом шарнирно соединена с центральной опорой, а вторым – с тележкой поворота для перемещения по кольцевому монорельсу. Кольцевой монорельс и центральная опора прикреплены к подвесному полку. Тельфер по раме перемещается в радиальном направлении, а рама вокруг центральной опоры – по кругу, что позволяет грузить породу в любой точке забоя ствола круглого поперечного сечения. Управление работой грейфера машинист осуществляет дистанционно, находясь в кабине.

Погрузочные машины КС-1МА по конструкции аналогичны машинам КС-2В/40, но имеют увеличенную вместительность грейфера ($1,25 \text{ м}^3$). В стволах диаметром 8...9 м применяются сдвоенные погрузочные машины 2КС-2В/40 и 2КС-1МА. Работа каждого грейфера независима. Машину обслуживают два машиниста.

Комплекс оборудования КС-3 состоит из тампонажного полка 1, трехэтажного натяжного полка 2, жестко связанного со щитовой оболочкой 3, которая выполняет роль временной крепи. Трехэтажный полк 2 подвешен к копру с помощью центрального и десяти направляющих канатов. На нижнем его этаже размещены пять лебедок, на которые подвешены пневмопогрузчики КС-3, два грейфера и тяговые выключатели главной сигнализации.

Из среднего этажа полка возводится постоянная железобетонная крепь. Верхний этаж полка является предупредительным.

Пневмопогрузчик состоит из шестилопастного грейфера вместительностью $0,22 \text{ м}^3$, пневмоподъемника, водила и пневмосистемы. Применяются пневмопогрузчик в стволах диаметром 4,5...5,5 м в свету и глубиной до 300 м. Погрузка породы грейферами осуществляется слоями толщиной до 300 мм.

Для спуска и подъема людей, оборудования и инструментов, спуска материалов и подъема породы при проходке стволов применяются подъемы – комплекс оборудования, который состоит из подъемной машины с канатом, прицепного устройства, бады, шкивов, направляющих канатов, направляющей рамки и натяжной рамы.

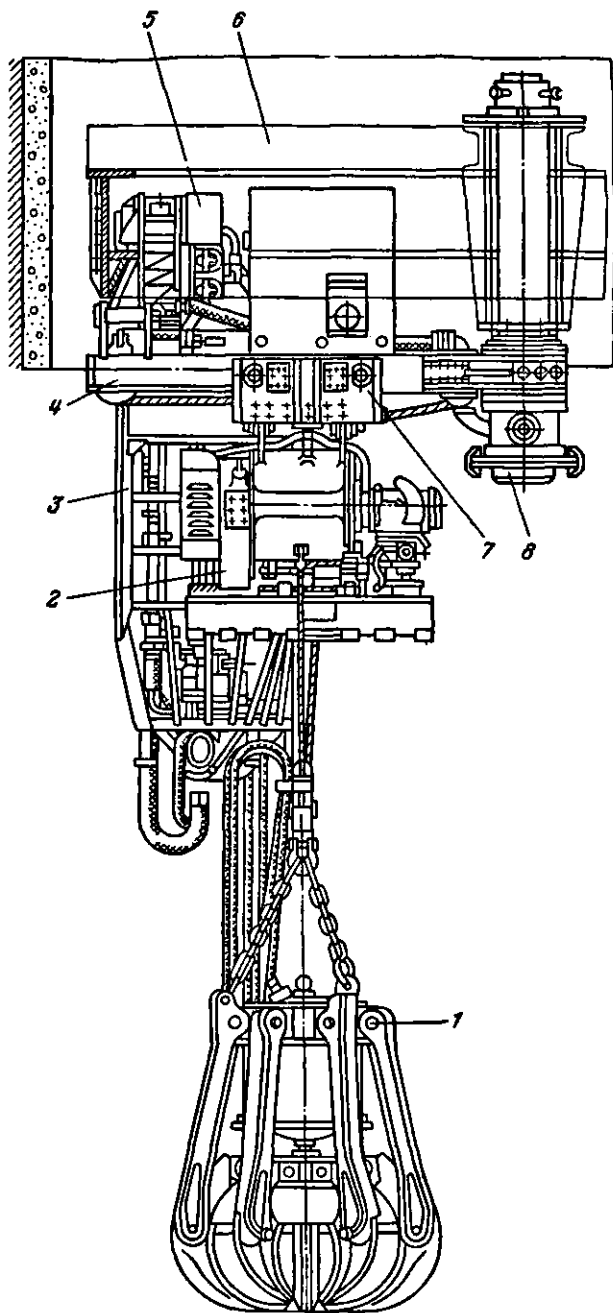


Рис. 11.3 – Погрузочная машина KC2Y/40

Подъемные машины применяются электрические одно- и двухбарабанные при одно- и двухконцевом подъеме. В качестве подъемных канатов используются стальные круглопрядные некрутящиеся канаты диаметром 25... 43,5 мм.

Прицепные устройства служат для подвешивания бадьи к подъемному канату. Они обеспечивают быструю, удобную и безопасную перецепку бадьи к канату.

В качестве подъемных сосудов применяются **проходческие бадьи**, которые имеют бочкоподобную форму и разделяются на обычные и саморазгружающиеся. Наибольшее распространение получили самопрокидные бадьи вместительностью 1,5, 2, 2,5, 3, 4, 5, 5,5, и 6,5 м³. Бадьи изготавливаются из листовой стали толщиной 6...10 мм. Поднятая на поверхность бадья разгружается в бункер на верхней разгрузочной площадке без отцепления от подъемного каната. Доставленная в забой пустая бадья отцепляется от каната, а на её место прицепляется загруженная бадья. При одноконцевом подъеме одна бадья находится в движении, а вторая – загружается в забое. При двухконцевом подъеме обе бадьи находятся в движении, а третья – загружается породой в забое.

Верхний конец подъемного каната огибает направляющий шкив, установленный на подшипниковой площадке копра, и закрепляется на барабане подъемной машины. Шкивы используются также для поддерживающих и направляющих канатов. Первые используются для удержания на весу и перемещения по стволу предохранительных полков, насосов, труб для водоотлива, вентиляции, сжатого воздуха, бетона. **Направляющие канаты** служат для ликвидации раскачивания бадьи во время её движения по стволу. Для каждой бадьи натягиваются два направляющих каната, верхние концы которых закрепляются на барабанах лебедки с электроприводом. Нижние концы канатов закрепляются в стволе на **натяжной раме** на расстоянии не более 20 м от забоя. По мере проходки ствола рама опускается ближе к забюю. Натяжная рама подвешивается в стволе на направляющих канатах. Рама перекрывается сплошным настилом. Для пропуска подвесного оборудования в раме устраиваются проёмы, которые закрываются лядями. Проёмы для пропуска бадей огораживаются раструбами высотой не менее 1,6 м.

Направляющие рамки служат для направления движения бадьи по направляющим канатам и устранения раскачивания её во время движения по стволу. Рамка оборудуется зонтом из листовой стали. При движении бадьи вниз направляющая рамка удерживается на раструбе направляющей рамы (предохранительного полка). Далее бадья движется без направляющих канатов со скоростью не более 2 м/с при подъеме породы и не более 1 м/с – при спуске и подъеме людей. Расстояние от рамы (полка) до забоя должно быть не более 40 м.

Вода в ствол может поступать непосредственно из обнаженных водоносных слоёв пород и проходить через постоянную крепь, и далее стекать по стенкам в забюю.

Применяются три способа борьбы с водой:

- непосредственный водоотлив, когда вода откачивается из забоя ствола водоотливными средствами – бадьевой способ;
- водоулавливание – улавливание воды до момента её попадания в забюю с последующим откачиванием на поверхность;
- заблаговременное искусственное исключение доступа воды в ствол заполнением водоносных трещин в породах.

Первый и второй способы целесообразно применять при притоке воды до

30 м³/ч.

Непосредственный водоотлив производится при помощи бадей и насосов. Вода, которая скапливается в забое, насосами перекачивается в бадью с породой и выдвигается на поверхность.

Производительность бадьевого водоотлива определяется по формуле

$$W_B = P_{II} \psi k_{II}, \quad (11.1)$$

или

$$W_B = P_{II}(\psi - 1), \text{ м}^3/\text{ч.}, \quad (11.2)$$

где P_{II} – производительность подъема, м³/ч. породы в массиве;

ψ – коэффициент разрыхления породы;

k_{II} – коэффициент, учитывающий объем пустот в разрыхленной взрывом породе,

$$k_{II} = 1 - \frac{1}{\psi}. \quad (11.3)$$

Производительность бадьевого водоотлива должна обеспечить откачивание из забоя воды, откачивание воды за время приведения забоя в безопасное состояние, т.е. за время 20...30 мин., накопленной над подорванной породой за время перерыва в работе водоотлива.

Продолжительность перерыва складывается из затрат времени на подъем взрывников (3...8 мин.), на взрывание и проветривание забоя (20...30 мин.), на спуск проходчиков в забой, его осмотр и на подготовку насоса к работе (15...20 мин.).

Производительность бадьевого водоотлива из условий откачивания воды одновременно с выдачей породы, удовлетворяет и второму условию, если в бадьи не будут заполняться породой.

Водоотлив **насосами** является одним из основных средств водоотлива при проходке стволов. Для этих целей применяются подвесные проходческие насосы в вертикальном исполнении. Они имеют меньшие размеры в плане и меньше занимают сечение ствола, чем насосы горизонтального исполнения.

Возможны три основные схемы водоотлива с применением насосов:

- одноступенчатая;
- двухступенчатая;
- многоступенчатая.

При одноступенчатой схеме водоотлива подвесной насос забирает воду из забоя ствола и по ставу труб перекачивает её с глубины до 400 м непосредственно на земную поверхность. Насос перед взрыванием шпуров поднимается на 20...25 м. После проветривания забоя насос опускается в забой.

При двухступенчатой схеме водоотлива вода подается из забоя на высоту до 40 м переносными насосами по гибкому напорному трубопроводу в бак, откуда подвесным насосом выдвигается на поверхность. Перекачной бак вместительностью 2,0...2,5 м³ устанавливается на раме или подвешивается к насосу второй ступени.

При проходке стволов глубиной 250...400 м целесообразно принимать двухступенчатую схему водоотлива. При проходке стволов на глубину, которая превышает напор насосов, применяется **многоступенчатая схема** водоотлива. В этом случае подвесной проходческий насос откачивает воду в перекачную стан-

цию, из которой вода перекачивается на земную поверхность или следующую перекачивающую станцию. Число ступеней зависит от глубины ствола и высоты нагнетания насосов.

Производительность насосов в зависимости от среднего притока воды в ствол ($q_B, \text{м}^3/\text{ч}$) может быть определена из выражения

$$P_1 = \frac{T_D c q_B}{T_H} \approx (1,6 \dots 1,8) q_B, \text{ м}^3 \quad (11.4)$$

где T_D – число часов в рабочих сутках, $T_D = 24$ ч.;

T_H – число часов работы насоса в сутки, $T_H \approx 20$ ч.;

c – коэффициент неравномерности притока воды, $c = 1,3 \dots 1,5$.

Производительность насосов для откачки воды, накопленной над породой по причинам перерывов в откачке во время взрывания шпуров, определяется следующим образом.

Общий объем воды, накопленный в стволе за время простоя насоса

$$Q_1 = c q_B (t_1 + t_2), \text{ м}^3 \quad (11.5)$$

где t_1 – время подъема насоса ($t_1 = 0,25 \dots 0,5$ ч.);

t_2 – время проветривания забоя и спуска насоса ($t_2 = 0,5 \dots 0,75$ ч.).

Количество воды, которая находится в пустотах между кусками подорванной породы

$$Q_2 = \frac{\pi D^2}{4} \eta \ell \psi k_3, \text{ м}^3, \quad (11.6)$$

где η – коэффициент использования шпура;

ℓ – глубина шпуров, м;

D – диаметр ствола в проходке, м.

Количество воды в слое над поверхностью породы

$$Q_3 = Q_1 + Q_2, \text{ м}^3. \quad (11.7)$$

Этот слой воды будет откачиваться за время приведения забоя в безопасное состояние t_3 . Итак, можно записать:

$$Q_3 = (P_2 - c q_B) t_3 \quad (11.8)$$

или

$$c q_B (t_1 + t_2) + c q_B (t_1 - t_2) - \frac{\pi D^2}{4} \eta \ell \psi k_3 = (P_2 - c q_B) t_3, \quad (11.9)$$

откуда

$$P_2 = \frac{c q_B (t_1 + t_2 + t_3) - \frac{\pi D^2}{4} \eta \ell \psi k_3}{t_3}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (11.10)$$

Из полученных значений P_1 и P_2 принимается большее.

Мощность электродвигателя насоса определяется по формуле

$$N = \frac{P H \gamma}{3600 \cdot 102 \eta'}, \text{ кВт}, \quad (11.11)$$

где P – производительность насоса, $\text{м}^3/\text{ч}$;

H – полная манометрическая высота напора, м;

η' – КПД насоса ($\eta' = 0,65 \dots 0,85$);

γ – удельный вес воды (в зависимости от загрязнения $\gamma = 1000 \dots 1100$ кг/м³).
Полный напор определяется из формулы

$$H = \frac{H_H + H_B}{\eta_{TP}}, \text{ м}, \quad (11.12)$$

где H_H – высота нагнетания, м;

H_B – высота всасывания ($H_B = 6 \dots 7$ м);

η_{TP} – КПД трубопровода ($\eta_{TP} = 0,87 \dots 0,95$).

По полученным значениям P , H и N выбирается тип насоса.

Одновременно с водоотливом в бадьях или с помощью насосов можно при-
менять водоулавливание.

Водоулавливание производится двумя способами:

- улавливание воды, которая стекает через постоянную крепь ствола;
- дренирование воды в ствол непосредственно из водоносных пород.

Улавливание воды производится при помощи малогабаритных водоулавливающих станций. Вода, которая стекает по стенкам ствола, собирается в водоулавливающее кольцо, откуда поступает в водосборные баки и далее насосом выдается на поверхность.

Дренирование воды в ствол из водоносных горизонтов применяется для ликвидации вымывания цементного раствора из крепи в устойчивых трещиноватых породах, а также при наличии водоносных горизонтов, состоящих из гравия, галечника и крупнозернистого песка. В этом случае выше водоулавливающего кольца через крепление в сторону породы бурятся ряд шпуров, в которые устанавливаются дренажные трубки; часть трубки, которая входит в породу, перфорируется отверстиями. Вода по трубкам из боковых пород поступает в водоулавливающее кольцо, из которого насосом выдается на поверхность.

После проходки и армирования ствола водоулавливающие станции демонтируются и выполняется тампонаж окружающих пород.

11.5 Постоянная крепь и технология его возведения

Крепь стволов служит для предотвращения обрушения пород, сохранения формы поперечного сечения и рабочего состояния ствола.

В зависимости от срока службы стволов в качестве основных материалов для крепи применяются монолитный бетон и сборные железобетон и углепласт (тюбинги). Дерево и набрызгбетон применяются очень редко. Наибольшее распространение получила крепь из монолитного бетона. Достоинства такого крепления – высокая прочность и долговечность, хорошее сцепление крепи с породами боков ствола, малое аэродинамическое сопротивление, огнеустойчивость, возможность применения полной механизации работ по возведению крепи.

Для крепи стволов бетонная смесь готовится на центральных бетонных заводах или в шахтных и околоствольных бетоносмесительных установках.

Бетонная крепь представляет из себя пустотелый цилиндр с толщиной стенки 200... 500 мм. Строительные нормы и правила рекомендуют для крепи стволов применять бетон марки не ниже 200.

При возведении бетонной крепи звеньями по 20... 50 м снизу вверх при последовательной и параллельной технологических схемах работы начинаются с сооружения опорного венца. По геометрической форме венцы разделяются на

одноконические, двухконические и комбинированные. Чаще применяются двухконические венцы высотой 1,2...1,5 м и шириной 0,8...1 м. Кольцевой вруб по породе для опорного венца создаётся с применением буровзрывных работ.

При **последовательной схеме** ствол проходится на 2...3 м ниже кольцевого вруба с уборкой породы до 50 %. Далее на породе сооружается горизонтальный настил и устанавливается опалубка (металлическая секционная, изготовленную из листовой стали толщиной 3...5 мм с ребрами жесткости). После установки опалубки выполняется бетонирование опорного венца. Бетон укладывается слоями толщиной 200...250 мм и уплотняется вибраторами.

При бетонировании опорного венца в него закладывается кольцо временной крепи и крючки для подвешивания колец временной крепи ниже расположенного звена ствола. В дальнейшем работы выполняются в направлении снизу вверх с подвесного двухэтажного полка: на нижнем этаже находятся проходчики, а верхний является предохранительным.

При **параллельной схеме** после образования вруба ствол проходится с одновременным возведением временной крепи еще на 12...15 м ниже кольцевого вруба. После этого возводится опорный венец «на весу». Ниже вруба закладывается натяжная рама, на настиле которой устанавливается опалубка и укладывается бетон. После бетонирования первого кольца опалубки работы по возведению крепи ведутся с двухэтажного подвесного полка, как и при последовательной схеме.

При совмещенной и параллельно-щитовой схемах монолитная бетонная крепь возводится в направлении сверху вниз с использованием металлической секционной опалубки, которая подвешивается на трех канатах тихоходных лебедок, установленных на поверхности земли.

Секционная опалубка состоит из набора секций, которые образуют внешнюю оболочку опалубки, и скрепленных в 2 или 3 сегмента цилиндра. Сегменты соединяются между собой стяжными винтами. При отрыве опалубки от крепи винтовые стяжки стягивают её, в результате чего диаметр внешней поверхности опалубки уменьшается на 8...10 см, что позволяет свободно перемещать опалубку на закрепленном участке ствола. После перемещения опалубки в новое положение винтовые стяжки отпускаются и опалубка принимает первоначальный диаметр.

При **совмещенной схеме** крепь возводится из забоя ствола при установке секционной опалубки непосредственно на породе. После выполнения буровзрывных работ и проветривания забоя порода убирается на высоту опалубки. Далее опускается и центрируется металлическая опалубка. После этого за опалубку укладывается бетонная смесь. Далее возобновляется уборка породы и проходческий цикл повторяется.

При **параллельно-щитовой схеме** крепь возводится с подвесного полка. В этом случае секционная опалубка снабжается поддоном, который обеспечивает возведение крепи «на весу».

Бетонная смесь с поверхности в забой ствола подаётся по металлическим трубам диаметром 150...168 мм. На нижнем конце труб устанавливается гаситель скорости, к которому присоединяется гибкий бетонопровод для направления смеси за опалубку. Рекомендуется применять быстротвердеющий бетон.

При больших притоках воды в ствол применяется сборная **тюбинговая крепь**. Она представляет из себя цилиндр, который состоит из колец собираемых из отдельных секций – тюбингов. Тюбинги изготавливаются из стали, чугуна или железобетона. Тюбинговая крепь применяется при совмещенной и параллельно-щитовой схемах проходки. Навешивание тюбингов производится с использованием лебедок на натяжном полке (при совмещенной схеме), или с помощью тельфера, который перемещается по монорельсу, закрепленному снизу основания верхнего этажа полка по его периметру.

Набрызгбетонная крепь применяется как в самостоятельном виде, так и в соединении с анкерной крепью, металлической сеткой ($f = 8 \dots 14$) для крепления стволов, не оборудованных подъемными установками.

При толщине крепи до 100 мм применяется набрызгбетонирование в один слой, при большей толщине – в два слоя. Возведение такой крепи может производиться по трём технологическим схемам работы:

- сухая бетонная смесь готовится на поверхности в специальной пневмобетонмашине. Из машины сухая смесь подаётся в ствол по металлическим трубам, к которым присоединяется гибкий шланг с соплом, в котором происходит смешивание сухой смеси с водой; увлажненная смесь наносится на стенки ствола путём выбрасывания смеси из сопла;

- набрызгбетонная машина размещается в стволе на полке; загрузка её сухой смесью производится с поверхности по трубам. Далее процесс бетонирования такой же, как по первой схеме;

- пневмобетонмашину загружается сухой смесью на поверхности и опускается в ствол (как и бадья) к месту возведения крепи.

После проходки и крепления ствола на полную его проектную глубину, уборки из ствола всего проходческого оборудования, а также после переоборудования подвесного полка (прицепное устройство переносится с верхнего этажа на нижний), начинается **армирование ствола** – работы, связанные с установкой распорок, навешиванием проводников для сосудов, сооружению лестничных отделений, прокладкой труб и кабелей.

Распоры – это несущие балки, заложенные концами в стенку ствола. В качестве распорок применяются в основном двухтавровые балки №20... 40, коробчатые профили. Растрелы делятся на главные, к которым крепятся проводники, и вспомогательные – для крепления лестничных и трубных отделений. Комплект распорок в одной горизонтальной плоскости называется **ярусом**. Расстояние между ярусами принимается в зависимости от типа и длины проводников: 3,125 или 4,168 м для рельсовых проводников длиной 12,5 м; до 6... 7 м – для коробчатых длиной 12... 14 м и 1,5... 2 м – для деревянных проводников независимо от их длины.

Проводники предназначены для перемещения по ним клетей или скипов. Они делятся на гибкие (канатные) и жесткие. Канатные проводники (диаметр каната 25... 45 мм) крепятся в копре и натягиваются грузом, подвешенным в зумпфе. В качестве жестких проводников используются рельсы Р38, Р43, Р50 длиной 12,5 м или коробчатые профили и деревянные брусья. Рельсовые проводники присоединяются к распоркам с помощью специальных скоб с болтами.

Лестничное отделение служит запасным выходом на земную поверхность в

случае аварии на людском подъеме. Отделения отшиваются досками или металлической сеткой. Расстояние между лестничными полками принимается равным расстоянию между ярусами, но не более 8 м, а угол наклона стремянки – не более 80°. В полках делают проёмы (лазы) размером не менее 0,6×0,7 м.

Трубопроводы служат для откачивания шахтной воды, подачи воды и сжатого воздуха в шахту. Они располагаются в лестничном или трубном отделении и прикрепляются к распоркам или к крепи скобами.

Кабели (силовые, телефонные, для сигнализации) крепятся к скобам, которые закладываются в крепь ствола через каждые 3... 6 м.

Работы по армированию ствола выполняются бригадой, которая проходила ствол. Средняя скорость армирования ствола составляет 5... 8 м/час.

РАЗДЕЛ 12

ТЕХНОЛОГИЯ УГЛУБКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Для подготовки нижних горизонтов в некоторых случаях приходится углублять ранее пройденные стволы (при крутом залегании свиты пластов и вскрытии их этажными квершлагами). Горные работы при этом начинаются не с земной поверхности, а с рабочих горизонтов.

Углубку стволов **сверху вниз** можно осуществлять (см. рис. 12.1.1):

- с оставлением естественного предохранительного породного целика 1 под зумпфом (рис. 12.1.1, а);

- с сооружением в зумпфе предохранительного полка 3 (рис. 12.1.1, б);

- через вспомогательную слепую выработку – вертикальную 4 или наклонную 5 (рис. 12.1.1, в).

Углубку стволов **снизу вверх** можно осуществлять (рис. 12.1.1.1):

- малым сечением с последующим расширением сверху вниз (рис. 12.1.1.1, а);

- полным сечением с применением временной крепи, магазинированием породы и последующим возведением постоянной крепи (рис. 12.1.1.1, б);

- полным сечением с одновременным возведением постоянной крепи звеньями вслед за движением забоя (рис. 12.1.1.1, в).

12.1 Технология углубки ствола сверху вниз

с оставлением естественного предохранительного породного целика

Сначала проходится камера 1 (рис. 12.2) для подъемной машины 2 и лебедки 3 для натягивания направляющих канатов и наклонный ходок 4 для размещения в нем канатов. Одновременно с этим из зумпфа ствола откачивается вода и возводится железобетонная перемычка 5 толщиной 15... 20 см; на высоту 15... 20 м разбирается лестничное отделение 6, которое перегородкой 7 отделяется от подъемных отделений нормально функционирующего ствола и используется для углубки. Верхняя часть этого отделения (погружная) перекрывается наклонным ограждающим полком 8, под которым устанавливаются направляющий шкив подъемного каната и два шкива направляющих канатов. На горизонте околоствольного двора устраивается станок 9 с лядами для разгрузки бадьи. После

этого из ограждённого сегмента 10 проходится погружной ходок 11 прямоугольного сечения размером $(1...1,5) \times (1,7...3,1) \text{ м}^2$, который закрепляется деревом и распорками делится на 2 или 3 отделения – подъемное, лестничное и трубо-кабельное. При двух отделениях трубы и кабели располагаются в лестничном отделении.

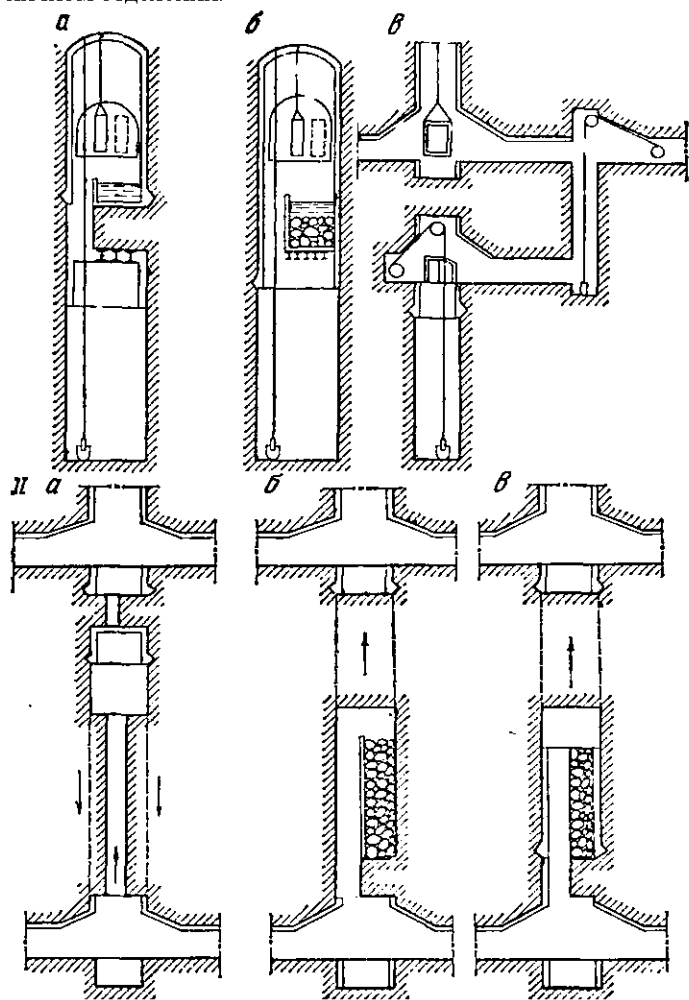


Рис. 12.1 – Схемы углубления стволов: I – сверху вниз; II – снизу вверх

При проходке погружного ходака применяются буровзрывные работы. Чтобы не повредить предохранительный целик 15 применяются небольшие заряды ВВ при глубине шпуров 0,7...1,0 м и одновременно взрыванию не более 6...8 шпуров. Высота предохранительного целика составляет 8...10 м. После проходки на эту глубину погружной ходок 11 расширяется до проектного сечения ствола и углубляется еще на 6...8 м, далее закрепляется этот участок ствола бетонной крепью, а породный целик 15 снизу подкрепляется полком 12 из двутавровых балок №26...30 и рядами накатника. На высоте 3...4 м от полка 12 устраивается рабочий полк 13 для лебедок подвесного полка, насосов, спасательной

стремянки. Если на этом полке все необходимые лебедки не размещаются, то ниже его устраивается второй рабочий полок или проходится ниша 14 для размещения в ней наиболее тяжёлых лебедок для подвесного полка и насосов. После монтажа лебедок производится углубка ствола. Выемка породы ведется с применением буровзрывных работ; проветривание осуществляется вентилятором, который устанавливается на горизонте околоствольного двора. Обычно принимается однобадьевой подъем.

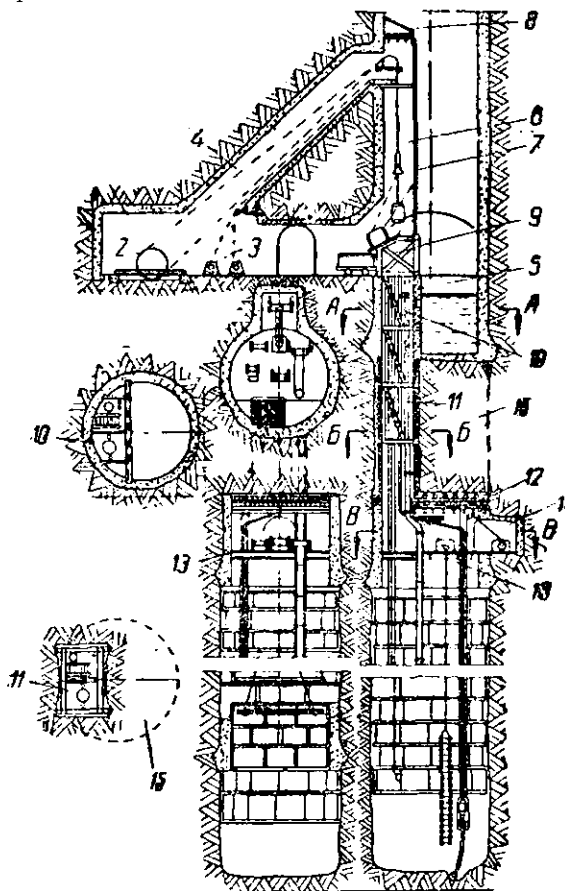


Рис. 12.2 – Углубка ствола сверху вниз с оставлением породного целика

Для борьбы с водой целесообразно принимать водоулавливание и двухступенчатую схему водоотлива. Работы ведутся по последовательной схеме участками высотой 30...40 м. В качестве постоянной крепи целесообразно использовать искусственный камень или тубинги. После окончания углубки и армирования ствола до проектной глубины, производится разборка породного целика 15 в направлении сверху вниз уступным забоем с одновременным возведением временной крепи. Перед разборкой целика вода из зумпфа откачивается, разрушается перемычка 5 и дно зумпфа. Порода при разборке целика выдается в баднях на рабочий горизонт, где перегружается в вагонетки. После разборки всего целика возводится постоянная крепь и армируется пройденный участок ствола. В пери-

од разборки целика постоянный подъем по стволу не работает.

Рассмотренный способ применяется при наличии лестничного или погружного отделения в стволе, свободного места в околоствольном дворе для размещения камеры подъемной машины, крепких монолитных пород вокруг углубляемой части ствола ($f > 6$).

Достоинства способа – отсутствие в проведении других горных выработок, кроме камеры подъемной машины и канатного ходка, более безопасные условия работы.

Недостатки способа – применение однобадьевого подъема с бадьями малой емкости.

12.2 Технология углубления ствола сверху вниз с сооружением в зумпфе искусственного предупредительного полка

По сути он аналогичен рассмотренному выше, но вместо породного предохранительного целика в зумпфе ствола устраивается искусственный предохранительный полка – плоский, клиновой или отбойный (рис. 12.3).

Этот способ может применяться как в крепких монолитных, так и в слабых и трещиноватых породах.

Предохранительные полки должны выдерживать удар падающего подъемного сосуда (бадьи, скипа), легко сооружаться и легко разбираться.

Для возможности углубки этим способом глубина зумпфа ствола должна быть не менее 20... 30 м.

Плоский предохранительный полка сооружается следующим образом (рис. 12.3, а). На 10... 15 м ниже горизонта околоствольного двора в крепь ствола закладываются два ряда балок 1 из двутавров №26... 30 и на них сооружается железобетонный резервуар 2 для сбора воды. На высоте 2... 2,5 м от дна резервуара укладывается ряд двутавровых балок 3, на котором располагаются подушки 4 для смягчения удара на случай падения подъемных сосудов. Поверхность воды не должна доходить до подушек. Для восприятия первичного удара укладывается еще один ряд балок 5. Ниже полка 1 сооружается рабочий полка 6 для лебедек, а далее работы по углубке ведутся в той же последовательности, как при первом способе.

Клиновой полка (рис. 12.3, б) состоит из горизонтальных балок 7, на которые опираются два ряда наклонных металлических балок 8. Пространство между наклонными балками и стенами зумпфа заполняются кирпичной кладкой или бетоном 9. Удар падающего подъемного сосуда воспринимается пробкой 10 из брусков, связанных болтами и полосатой сталью.

Отбойный предохранительный полка (рис. 12.3, в) состоит из верхнего отбойного полка 11 из двутавров котельной стали, деревоплиты и прессованного сена, прочной вертикальной перегородки 12 из двутавров №30, установленных с шагом 1... 2 м, нижнего предохранительного полка 13 по конструкции аналогично отбойному 11, но криволинейной формы.

Достоинства способа – минимальные затраты времени на сооружение и разборку полков.

Недостатки способа – опасность работ.

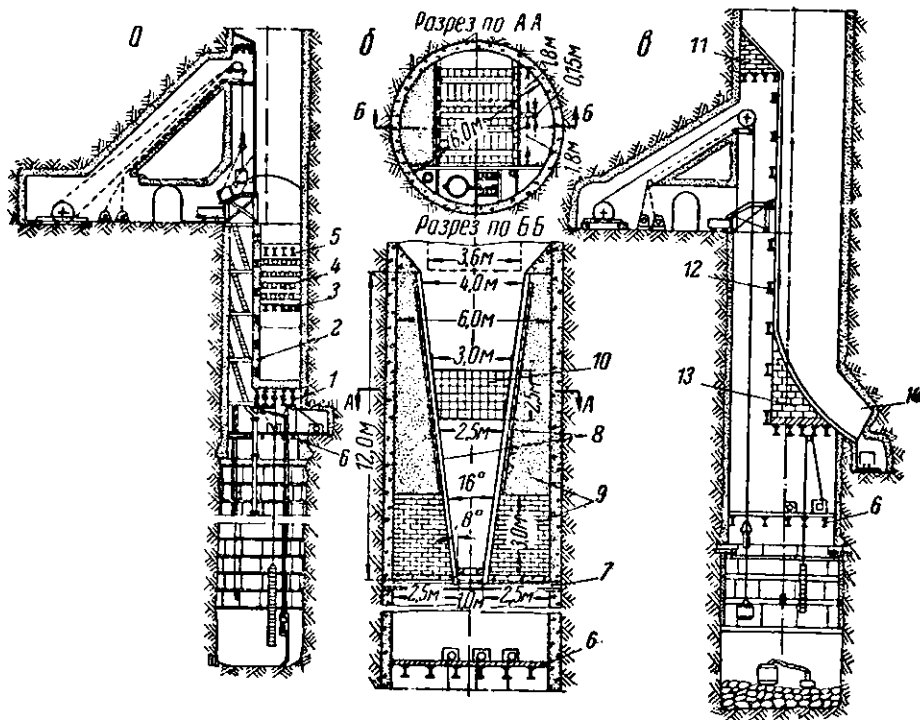


Рис. 12.3 – Углубление ствола сверху вниз с устройством искусственного предохранительного полка: а – плоского; б – клинового; в – отбойного

12.3 Углубка ствола через вспомогательную слепую выработку

Такой способ углубки ствола применяется при отсутствии погружного или лестничного отделения и места для размещения камеры подъемной машины в околоствольном дворе.

Углубка этим способом целесообразна при ведении через наклонную выработку, потому что объем подготовительных работ в этом случае наименьший (рис. 12.4).

С рабочего горизонта проходится наклонная слепая шахта 1 под углубляемый ствол. Под зумпфом сооружается камера 2 для направляющих шкивов и проходится камера 3 для подъемной машины и лебедок, монтируется рабочий полук 4. После этого начинается обычная проходка ствола сверху вниз. Порода из бабьи перегружается в скип 5, а из него – в вагонетки 6 для выдачи на поверхность. Для улучшения вентиляции через породный целик бурится скважина, которая обсаживается трубой 7.

Другие работы ведутся так же, как и при углубке с оставлением породного целика.

Достоинства способа: независимость работ по углубке от работ при обрыве канатов подъемных сосудов на рабочем горизонте; облегчение работ по уборке породы, отсутствие водоотлива.

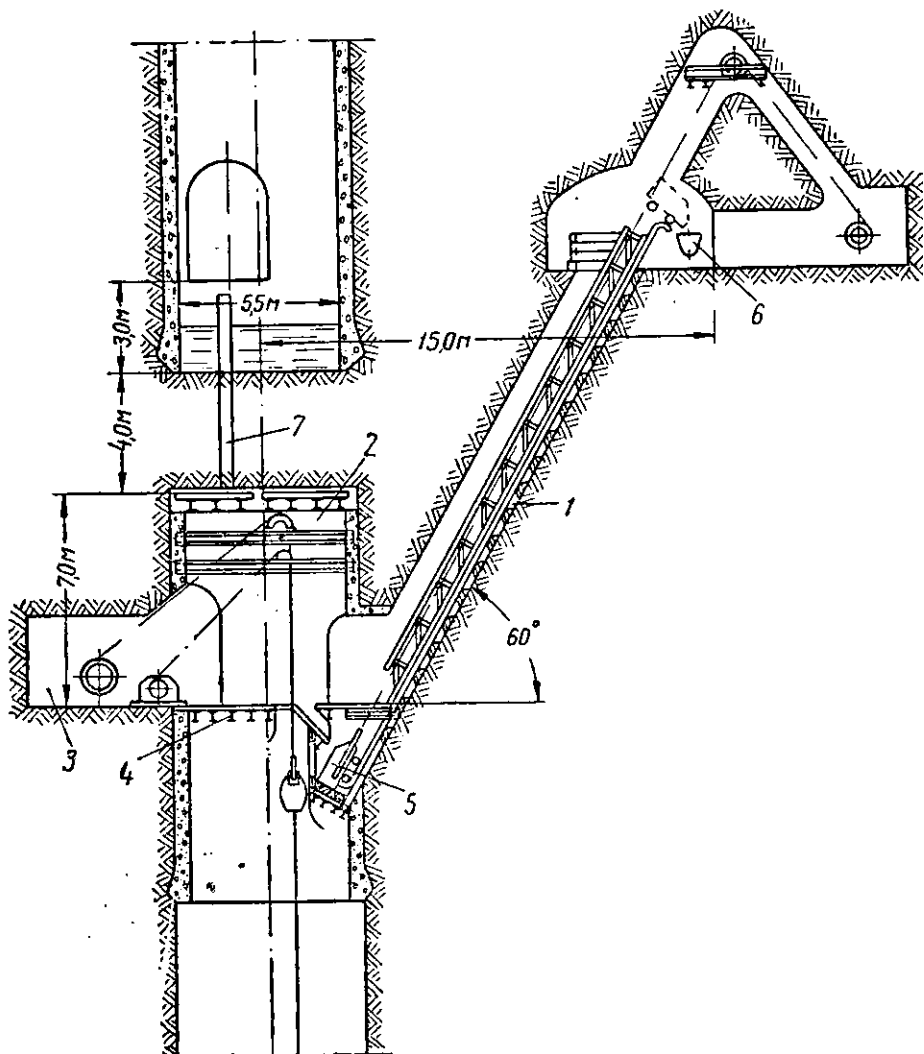


Рис. 12.4 – Углубка ствола через вспомогательную слепую выработку

Недостатки способа: необходимость оснащения работ по углубке двумя подъемами, сложность маркшейдерского обслуживания и увеличение стоимости работ.

Углубка снизу вверх возможна, если нижний горизонт вскрыт любой горной выработкой.

Недостатки способа: необходимость слишком точного ориентирования стволов и большая вероятность искривления ствола; сложность передвижения людей по стволу и доставки материалов и оборудования к забою; возможность застревания породы при ее опускании; опасность ранения рабочих кусками породы.

Углубка снизу вверх применяется:

- в породах крепких, нетрещиноватых, неводоносных и безопасных по газу и пыли;
- при углубке до 100... 120 м;
- при невозможности вести углубку сверху вниз, когда в стволе отсутствуют лестничное и погружное отделения или когда по условиям эксплуатации невозможно углублять ствол сверху вниз.

12.4 Углубка ствола малым сечением с последующим расширением сверху вниз

Такой способ углубки ствола состоит из следующих фаз.

I фаза. На нижнем горизонте под ствол проводится горизонтальная выработка *1* (рис. 12.5, *а*), в которой после маркшейдерской съемки намечается центр (ось) ствола. После этого сооружается соединение *2* с зумпфом и закрепляется бетонной крепью *3*. Забой ствола закрепляется сводчатой крепью *4* из двутавровых балок.

II фаза. Из соединения проходится восстающий *5* сечением не меньше $1,5 \times 4$ или 2×4 м², обычно разделенный на три отделения – лестничное, подъемное и породное (рис. 12.5, *б*). Порода от проходки восстающего в соединении *2* погружается в вагонетки и через выработку *1*, стволы *Б* и *А* выдается на поверхность.

III фаза. К тому времени, как забой восстающего *5* подойдет к зумпфу ствола *А* на расстояние 8... 10 м, в зумпфе сооружается перегородка *6* и снизу вверх с восстающего проходится углубочный ходок *7* для вентиляции и соединения хода с рабочим горизонтом.

IV фаза. После упрочения углубочного ходака выполняется предварительное расширение стволу *8* на глубину 6... 8 м, сооружаются в нем рабочие полки *9* для установки лебедок и выполняется расширение ствола в направлении сверху вниз (рис. 12.5, *в*).

Порода за контуром восстающего разрушается с помощью буровзрывных работ. Вслед за выемкой породы возводится временная крепь *10*. После расширения ствола на высоту звена или одновременно с ним возводится постоянная крепь (каменная или тюбинговая). Крепежные материалы через углубочный ходок *7* спускаются с рабочего горизонта или через восстающий *5* поднимаются с нижнего горизонта. После того, как ствол на весь углубочный горизонт будет расширен, закреплен постоянной крепью и армирован, выполняется выемка породного целика *11*. На этом углубка ствола заканчивается.

Преимущества способа:

- над рабочим пространством оголяется сравнительно небольшая площадь породы;
- при отклонении от вертикали восстающего искривление ствола может быть исправлено при расширении.

12.5 Углубка полным сечением с установкой временной крепи и дальнейшим возведением постоянной крепи

Углубка ствола полным сечением с установкой временной крепи и дальнейшим возведением постоянной крепи состоит в следующем (рис. 12.6).

Сначала сооружается соединение *1*, зумпф *2* и они закрепляются постоянной

бетонной крепью, а забой ствола – стальной крепью из двутавров №28...32. Далее на высоту 6...8 м проходится погружное отделение 3 сегментоподобной формы, которое затем расширяется до проектного размера ствола.

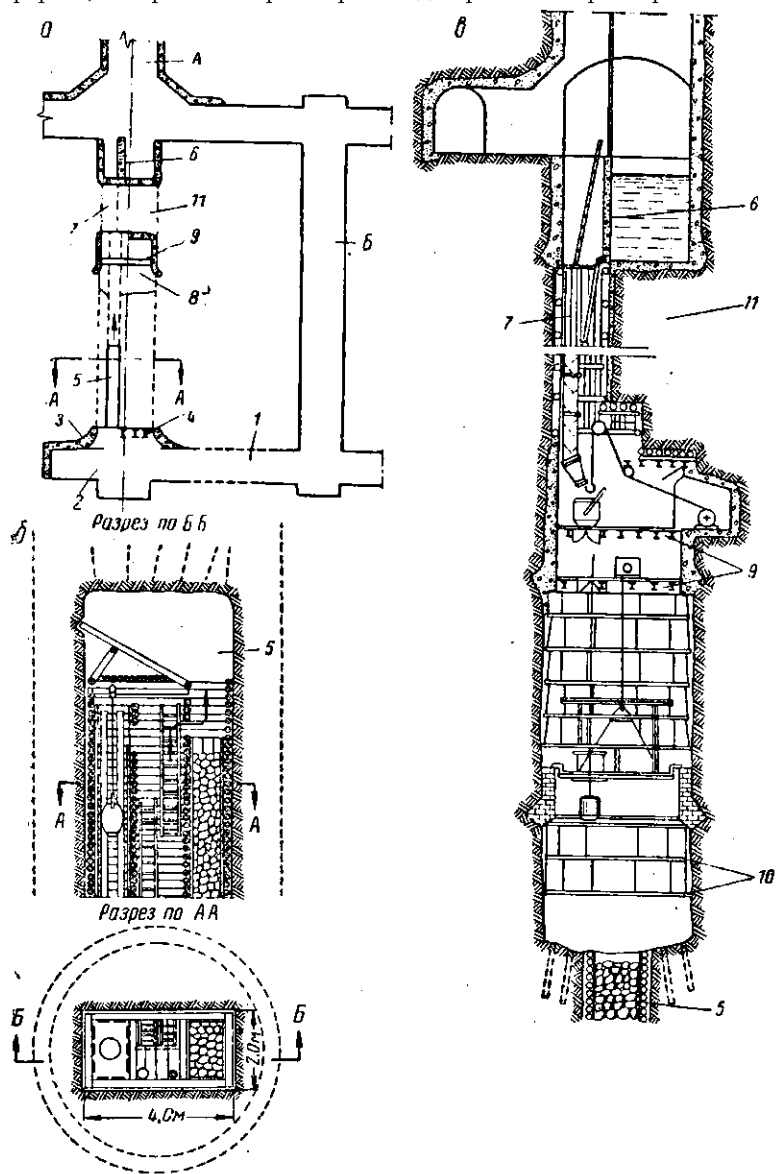


Рис. 12.5 – Углубка снизу вверх малым сечением с последующим расширением сверху вниз: а – общая схема работ; б – проходка восстающего снизу вверх; в – расширение сверху вниз

Далее всё сечение ствола делится на две неравные части перегородкой 4 из дерева или двутавров. В большей части 5 магазинируется порода, а меньшая часть 6 с помощью вспомогательных временных распоров делится на отделения лестничное, подъемное, породное и трубное. Выемка породы производится по буровзрывной технологии по всему забою ствола в направлении снизу вверх.

После взрывания и проветривания забоя лишняя порода удаляется в породоспускное отделение 7. Для улучшения проветривания забоя целесообразно пробурить из зумпфа рабочего горизонта скважину 8 диаметром 100... 300 мм.

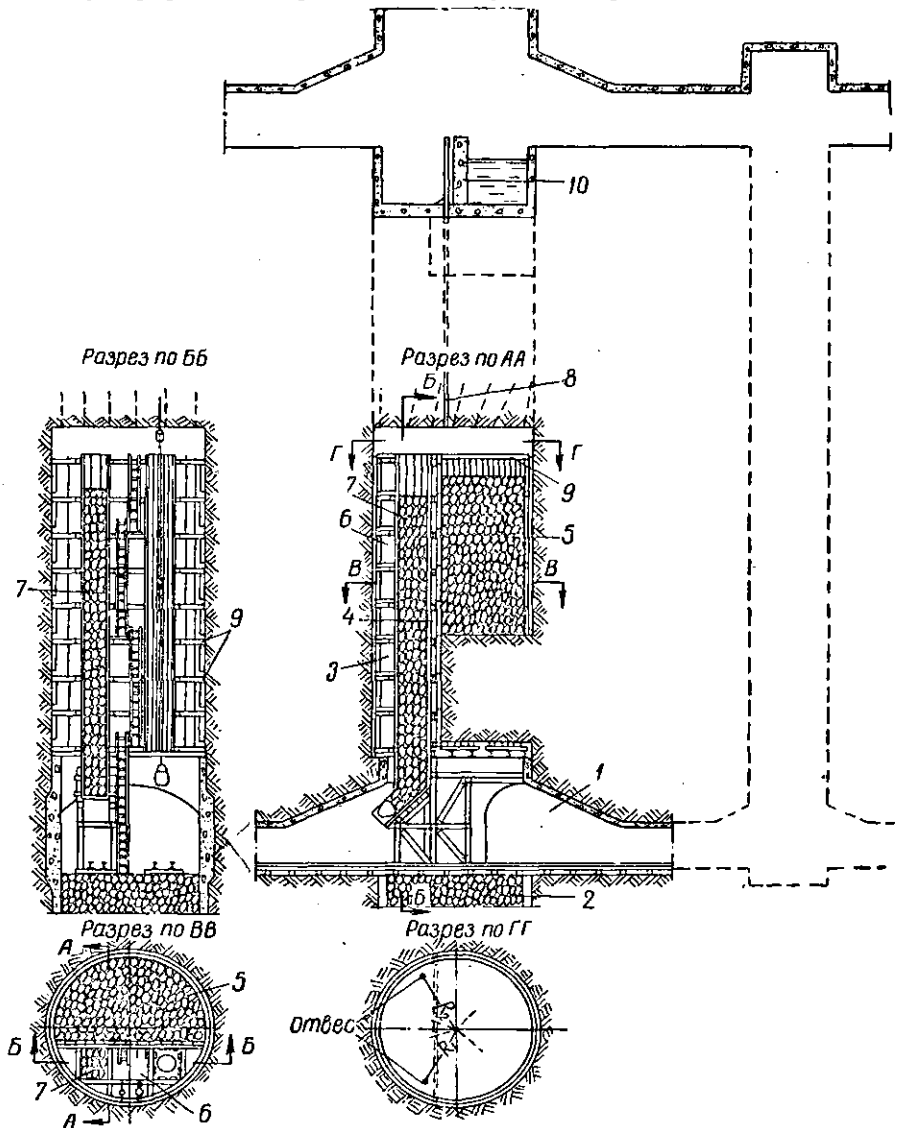


Рис. 12.6 – Углубка ствола снизу вверх полным сечением с установкой временной крепи и дальнейшим возведением постоянной крепи

По мере движения забоя наращивается перегородка 4 и через 0,7... 1 м устанавливаются кольца 9 временной крепи, которые поддерживаются распорками и расклинкой. Когда забой углубки подойдет на 8... 10 м к зумпфу ствола, выемка

породы прекращается, сооружается в зумпфе перегородка 10, через целик проходит погружной ходок и возводится постоянная крепь. Тюбинговая крепь возводят сверху вниз. Если применяется каменная или бетонная крепь, предварительно на высоту звена (15... 20 м) выпускается порода и разбирается временная крепь.

Достоинства способа: возможность проходки ствола сразу полным сечением.

Недостатки способа: сложность работ по сооружению перегородки, возведению временной крепи и исправления ствола при его искривлении.

12.6 Углубка полным сечением с одновременным возведением постоянной крепи

Способ аналогичен предыдущему способу, но вместо временной крепи после выемки породы сразу возводится постоянная крепь звеньями высотой 1,5... 2 м. В качестве крепежных материалов целесообразно применять искусственный камень, работы с которым не нуждаются в опалубке. Материалы и оборудование поднимается с нижнего горизонта в бадьях (контейнерах) вместительностью 0,12... 0,2 м³. Конечным этапом работы является выпуск всей породы, разборка нижнего породного целика, армирование погружной части ствола и разборка верхнего предохранительного целика.

Достоинства способа: возможность проходки ствола сразу полным сечением и упрочение постоянной крепию.

Недостатки способа: невозможность исправления искажения ствола; сложность подъема материалов и оборудование в забой.

Одновременная углубка сверху вниз и снизу вверх (рис. 12.7) применяется при потребности быстрой углубки ствола одним из двух спонже рассмотренных совов.

Сначала проходятся восстающий 1 и погружной ходок 2, после чего сверху вниз расширяется ствол до проектного сечения 3, который предварительно пройден снизу вверх малым сечением. Порода спускается по отделению 4 и через люк 5 загружается в вагонетки 6.

С верхнего горизонта на нижний углубка ведется сверху вниз, для этого сооружается рабочий полук 7, устанавливаются подъемные машины 8, шкивы 9 и 10. Разгрузка бадьи производится на станке 11.

Условия применения каждого из рассмотренных способов углубки ствола в зависимости от гидрогеологических и технических факторов приведены в табл. 12.1.

Вопросы для самопроверки

1. Назначение и классификация шахтных стволов.
2. Назначение и оборудование главного ствола.
3. Назначение и оборудование вспомогательного ствола.
4. Конструкция вертикальных стволов.
5. Размеры поперечных сечений шахтных стволов.
6. Основные этапы сооружения стволов.
7. Проходческие работы при сооружении устья ствола.

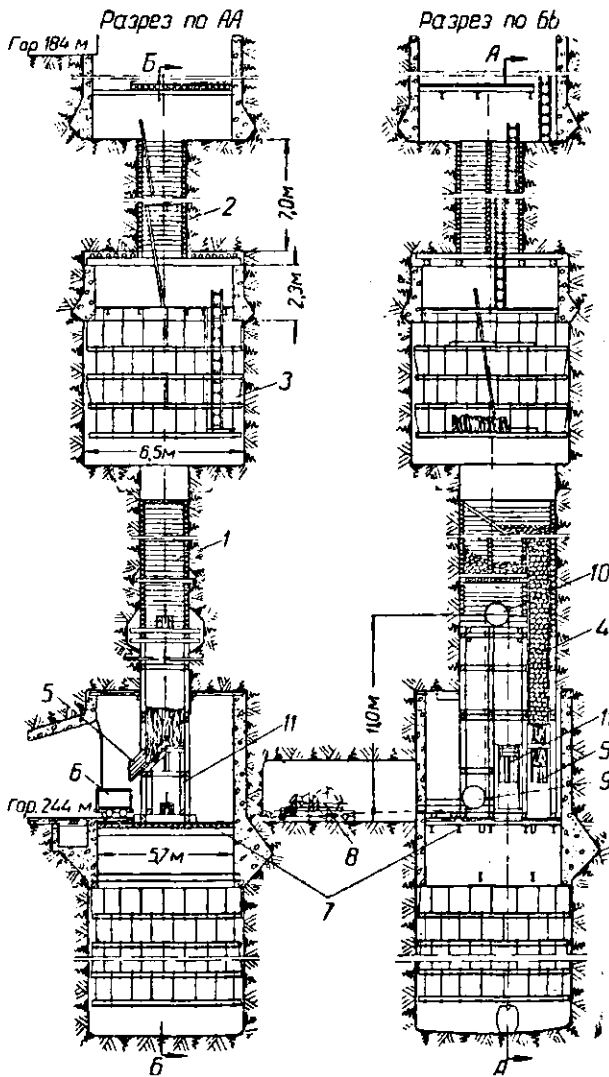


Рис. 12.7 – Одновременная углубка ствола сверху вниз и снизу вверх с одного горизонта

8. Последовательная схема. Ее сущность и особенности.
9. Технологические схемы проведения вертикальных стволов. Достоинства и недостатки.
10. Параллельная схема. Ее сущность и особенности.
11. Параллельно-щитовая схема. Ее сущность и особенности.
12. Совмещенная схема. Ее сущность и особенности.
13. Основные проходческие процессы буровзрывной технологии проходки стволов.
14. Бурение шпуров. Средства механизации и организации работ.
15. Заряжание и взрывание шпуров. Кто имеет право выполнять эти работы?

Таблица 12.1 – Условия применения способов углубки вертикальных стволов

Способ углубки	Твердость и плотность пород	Приток воды, м ³ /час.	Газоносность пластов угля и пород	Глубина ствола, м	Другие требования
Углубка сверху вниз					
С оставлением породного целлика	Плотные твердые породы $f > 6$	До 30... 50	Наличие газа не исключает возможности выполнения работ	Любая	Наличие в околоствольном дворе свободного места для подъема породы на поверхность
С сооружением полка	В любых породах	До 30... 50	То же	То же	То же
Через гезенк погружного (промежуточного) горизонта	Плотные твердые породы $f > 3$	До 30	То же	То же	Отсутствие в околоствольном дворе свободного места и невозможность подъема породы на поверхность
Углубка снизу вверх					
Узким ходом снизу вверх с последующим расширением сверху вниз	Плотные твердые породы $f > 3$	Не больше 5	Отсутствие выбросоопасных пластов и пород	До 150	То же
Полным сечением с установкой временной крепи и магазинированием породы	Плотные твердые породы $f > 5...7$	Не более 5	То же	До 100... 120	То же
Полным сечением с возведением сразу постоянной крепи	То же	То же	То же	То же	То же

16. Проветривание забоя после взрывных работ.

17. Уборка породы из забоя. Средства механизации.

18. Оборудование шахтного подъема в период проходки ствола.

19. Подъемные машины, канаты, шкивы, прицепные устройства, натяжные и направляющие рамки.
20. Подъемные сосуды, загрузочные устройства.
21. Способы и средства борьбы с водой при сооружении ствола.
22. Определение производительности бадьевого способа водоотлива.
23. Схемы водоотлива с применением насосов, ступенчатый водоотлив.
24. Производительность насосов, методика выбора их типа.
25. Улавливание и дренирование шахтной воды.
26. Крепление ствола. Крепежный материал.
27. Технология возведения крепи из монолитного бетона.
28. Крепление при последовательной схеме проходки.
29. Крепление при параллельной схеме проходки.
30. Крепление при параллельно-щитовой схеме.
31. Крепление при совмещенной схеме проходки.
32. Тюбинговая крепь.
33. Набрызгбетонная крепь.
34. Армирование ствола. Технология оснащения ствола оборудованием.
35. Распорки и проводники. Назначение и порядок установки.
36. Лестничное и трубное отделения. Назначение и порядок сооружения.
37. Способы углубки вертикальных стволов.
38. Сущность углубки ствола с оставлением естественного предохранительного целика.
39. Сущность углубки ствола с сооружением в зумпфе предохранительного полка.
40. Сущность углубки ствола через вспомогательную слепую выработку (вертикальную или наклонную).
41. Углубка снизу вверх малым сечением с последующим расширением сверху вниз.
42. Углубка снизу вверх полным сечением с применением временной крепи.
43. Углубка снизу вверх с одновременным возведением постоянной крепи вслед за движением забоя.
44. Сущность одновременной углубки ствола сверху вниз и снизу вверх.
45. Анализ условий применения способов углубки вертикальных шахтных стволов.

РАЗДЕЛ 13

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Специальные способы проведения выработок применяются в сложных условиях, под которыми понимаются такие условия, при которых проведение выработок обычными способами невозможно или возможно обычными способами только после обработки породного массива с использованием различных средств и инженерно-технических решений и приведения его в безопасное состояние.

13.1 Проведение выработок в обводнённых породах

Сложные горно-геологические условия проведения выработок характеризуются значительными притоками воды в выработку (80... 100 м³/ч.), наличием разрушенных, сыпучих пород и пльвунов, выбросо- и удароопасных пород.

Наиболее сложные условия наблюдаются при проведении выработок в хрупких, слабоустойчивых водоносных породах типа пльвунов и мягких пластических глинах, в которых невозможно осуществить оголение массива даже на незначительной плоскости.

По физической сущности, времени действия мер, которые происходят заранее до начала горно-строительных работ, а также типа оборудования, которое применяется для выполнения работ, все специальные способы сооружения горных выработок могут быть разделены на четыре группы, которые предусматривают:

- применение временных или постоянных ограждающих крепей без изменения физических свойств вмещающих пород (забивная и опускная крепь и т.п.);
- временное изменение свойств горных пород на период выполнения работ по проведению выработки (замораживание пород, предварительное осушение с применением водопонижающих установок или сжатого воздуха);
- упрочение пород на более продолжительный срок, на период проведения и эксплуатации выработки (тампонаж горных пород различными материалами – цементными растворами, смолами);
- применение специального оборудования и физических процессов воздействия на массив породы (бурение, размыв, использование энергии взрыва и т.п.).

В породах, устойчивость которых при оголении сохраняется лишь на участках, достаточных для возведения одной крепежной рамы, выработки проводятся с возведением крепи вплотную к забою. Выемка угля и породы в забое осуществляется с применением отбойных молотков и других средств, которые исключают динамические воздействия на породный массив и его дополнительное нарушение целостности.

Если породы настолько неустойчивы, что не допускают оголения даже для установки одной рамы, применяется забивная крепь. В зависимости от условий залегания неустойчивых пород крепи забивают по всему периметру выработки или только для ограждения кровли. Выемка породы производится только под защитой забивной крепи. Крепь в выработке устанавливается немедленно по мере выемки породы на одну крепежную раму.

С применением забивного крепления (обостренных металлических труб, рельсов, металлических прутьев, деревянных досок) обычно выполняется восстановление выработок при сплошных завалах их породой.

Для проведения горизонтальных выработок в слабых и неустойчивых породах применяются щиты и проходческие щитовые комплексы. Проходческий щит представляет из себя передвижное механизированное крепление призабойного пространства, под защитой которого вынимается порода в забое и возводится постоянная крепь.

В сильно обводненных породах выработки проводятся с применением различных способов водопонижения (осушение пород), тампонирувания (водопо-

давления) и замораживания пород.

Проведение выработок с применением водопонижения заключается в том, что на некотором расстоянии от контура будущей выработки бурятся водопонижающие скважины, через которые откачивается вода, в следствие чего уровень подземных вод в месте проведения выработки снижается и породы осушаются.

В зависимости от геологических и гидрогеологических условий проведения существуют три способа водопонижения – **поверхностный, подземный и комбинированный.**

Выбор способа водопонижения зависит от свойств пород, условий питания подземных вод, водопрониновения (коэффициента фильтрации) осушаемых пород, размеров осушаемой зоны в породах, мощности водоносного горизонта.

При **поверхностном** способе водопонижения вода откачивается из скважин, пробуренных с поверхности земли вокруг предполагаемого контура выработки, до начала горнопроходческих работ.

При **подземном** способе скважины бурятся из выработок, проведенных ранее или специально проведенных для водопонижения в этой зоне.

Комбинированный способ водопонижения включает в себя совместное применение обоих способов – поверхностного и подземного.

В водопониженных и осушенных породах выработки проводятся в основном по обычной технологии с выполнением дополнительных технических решений и мероприятий по безопасности работ – уменьшается шаг выемки породы, выемка слабых пород производится отбойными молотками, увеличивается плотность крепи, применяется водонепроницаемая крепь.

Способ водопонижения с поверхности земли используется чаще всего при значительных объемах работ и при глубинах закладки выработок до 250 м. Этот способ достаточно дорогой и продолжительный во времени.

Подземный способ водопонижения непосредственно в забое получил наибольшее распространение. Его применение особенно эффективно при небольших объемах горнопроходческих работ в обводненных и неустойчивых породах.

Забойный способ водопонижения заключается в следующем. При проведении выработок непосредственно в забое с помощью специальных установок (рис. 13.1) производится откачка воды из обводненных пород. Принудительное отсасывание воды из забоя производится через введенные в него специальные иглофильтры с помощью вакуума, который создается насосным агрегатом.

Иглофильтры располагаются как по контуру, так и по всей поверхности забоя в зависимости от принятой организации проходческих работ.

Стабилизация обводненных пород, особенно слабо отдающих воду, достигается не только благодаря удалению из них гравитационной, но и капиллярной воды. Удаление капиллярной воды под влиянием глубокого вакуума способствует увеличению связанности и уплотнению водонасыщенных пород.

Проходческие работы чаще ведутся параллельно с водопонижением. Первоначально с помощью установки осушаются породы в забое. Далее под защитой иглофильтров частично вскрывается забой, вынимается порода, устанавливается крепь и временная водонепроницаемая предохранительная перемычка, и откачивается вода. После достижения необходимой стабилизации неустойчивых пород

в забое возобновляются проходческие работы.

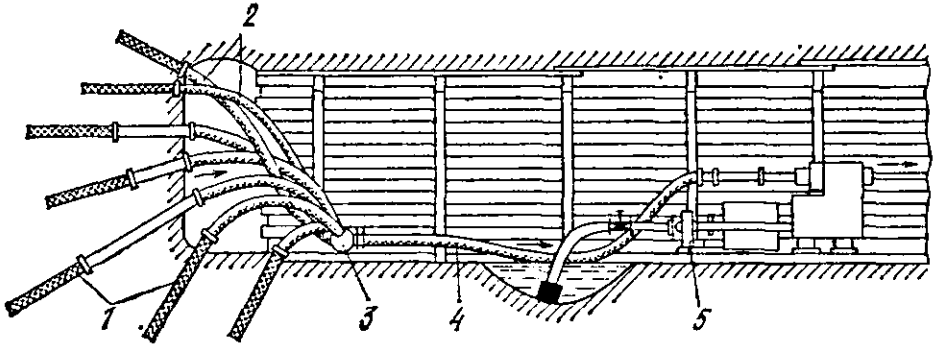


Рис. 13.1 – Схема забойного водопонижения воды при проведении выработки в обводненных породах: 1 – иглофильтры; 2 – соединительные шланги; 3 – водозаборный коллектор; 4 – рукав всасывающий; 5 – насосный агрегат

Иглофильтры представляют из себя колонны труб, к которым присоединены фильтровые звенья с наконечниками. Длина иглофильтров зависит от нужной глубины погружения их в обводненные породы забоя.

Погружение иглофильтров в обводненные и неустойчивые породы забоя выработки осуществляется гидравлическим способом. Иглофильтры шлангами и вентилями подключаются к специальному водосборному коллектору, который представляет из себя небольшой закрытый бак с необходимыми патрубками. Внизу этот коллектор имеет отверстие с заглушкой для периодического его очищения от проникающей породной мелочи.

Проведение выработок с тампонируанием обводненных горных пород состоит в искусственном заполнении пустот, трещин и пор массива горных пород материалом, способным затвердеть. Для этого в массиве пород бурятся специальные скважины, через которые нагнетается тампонажный раствор под большим давлением.

В зависимости от того, какой материал нагнетается в массив пород, различаются следующие виды тампонируания:

- цементация;
- глинизация;
- силикация;
- битумизация;
- смолизация.

В наибольших объемах применяется цементация пород. Сущность глинизации заключается в том, что в породу нагнетается водный раствор глины. Этот вид тампонируания наиболее дешевый, но малоэффективный. Объем других способов тампонируания мал по причинам высокой стоимости.

Для тампонажа бурятся скважины по слабым породам ручными электросверлами, по крепким – перфораторами и колонковыми электросверлами, бурильными машинами. Для нагнетания в массив растворов применяются растворосмесители.

Технология искусственного замораживания водоносных пород при про-

ведении выработок состоит в следующем. При проведении выработок встречаются водоносные неустойчивые породы, которые практически невозможно осушить выше описанными способами. К таким породам относятся пески-пльвуны, водосодержащие ил и глина, обводненные смеси песчано-глинистого и обломочного материала и другие породы, которые характеризуются полной водонасыщенностью и низкой водоотдачей. Чтобы пройти выработку в таких условиях, применяется наиболее эффективный способ – предварительное замораживание обводненных пород.

Сущность способа заключается в том, что вокруг будущей выработки на участке сечения водоносных пород производится их замораживание, что образует водонепроницаемое и прочное лёдопородное ограждение, под защитой которого и проводится выработка.

Для образования такого ограждения бурятся специальные замораживающие скважины – при неглубокой закладке выработки – непосредственно с поверхности, из забоя самой выработки или параллельно ей, проведенной в устойчивых породах.

В пробуренные скважины устанавливаются колонные трубы, в которые нагнетается незамерзающая жидкость. Эта жидкость на замораживающей станции охлаждается до отрицательной температуры. Жидкость, циркулируя по трубам, отбирает естественное тепло от пород и тем самым охлаждает их до отрицательных температур и, следовательно, замораживает в них воду. При этом вокруг каждой колонны образуются сначала одиночные лёдопородные цилиндры, а затем они смыкаются в сплошной замороженный массив пород. В качестве хладонителя обычно используется водный раствор хлористого кальция – рассол, который имеет в насыщенном состоянии температуру замерзания -55°C .

Технология проведения выработки под защитой лёдопородной оболочки по сущности не отличается от обычной. Но этот способ имеет ряд особенностей, связанных с низкой температурой – значительно снижается комфортность работы и поэтому проходчики нуждаются в теплой спецодежде, возникают перебои в работе машин по причинам конденсации влаги в сжатом воздухе и загустение масла, замороженные глины особенно тяжело разрушаются пневмоинструментом.

13.2 Технология проведения выработок по пластам, опасным по внезапным выбросам угля и газа, и по выбросоопасным породам

Добыча угля подземным способом связана с углублением горных работ и, как следствие, с ростом выбросоопасности пластов и пород. Меры по предотвращению выбросов направлены на удаление из угля газа, разгрузку угольного массива от опасных напряжений, повышение фильтрационных свойств угля и его пластичности, укрепление массива.

Опережающая отработка защитных пластов является наиболее эффективной и надежной мерой исключения динамических явлений при разработке массива.

Для безопасного ведения работ применяется бурение опережающих скважин из забоя выработки (локальная отработка) и выбуривание скважинами угольного пласта на величину этажа с учетом отметок, на которые будут проводиться выработки откаточного горизонта. Число опережающих скважин и схемы их рас-

положения устанавливаются на основании исследовательского определения эффективного радиуса защитного влияния скважин на массив. Соответственно Правилам безопасности диаметр скважин должен быть 80...250 мм, неснижаемое опережение – не менее 5 м.

К гидравлическим способам относятся высоконапорное нагнетание воды в угольный массив в режиме разрыхления, гидроотжим призабойной зоны пласта и гидровывывание опережающих пустот и щелей. Проникающая угольный массив под давлением вода меняет механические и фильтрационные свойства пласта – угольный массив становится менее упругим и более пластичным, что снижает вероятность накопления повышенных напряжений впереди забоя и снижает его выбросоопасность. Кроме того, при нагнетании воды в массив увеличивается его трещиноватость, которая способствует дегазации пласта.

Сотрясательное взрывание на выбросоопасных пластах преследует цель спровоцировать выброс угля и газа в отсутствии людей. Перед сотрясательным взрыванием или при вскрытии пластов, предрасположенных к внезапным выбросам угля и газа, во всех выработках шахты, где может накопиться метан, выключается электроэнергия и выводятся люди с исходящей вентиляционной струи воздуха на расстояние не менее, чем на 1000 м по свежему воздушному потоку или из шахты на поверхность. Взрывание выполняется мастером-взрывником в присутствии помощника начальника участка или старшего по должности лица.

Сотрясательное взрывание во всех забоях проводится одновременно. Порядок и техника взрывания определяется специальной инструкцией, утвержденной техническим директором производственного объединения по добыче угля.

Вскрытие пластов предваряет их разведка, при которой определяется их структура, нарушенность, условия залегания, физико-механические свойства и давление газа, а также выполняется прогноз выбросоопасности. Далее устанавливается комплекс мероприятий по дегазации пласта, его вымыву или укреплению, технология буровзрывных работ, места нахождения людей.

Для безопасного вскрытия выбросоопасных пластов выполняется разведка пласта, прогноз его выбросоопасности, противывбросные мероприятия по дегазации, гидрорыхления, гидровывывания угольного пласта и возведения металлического каркасу.

Дегазационные скважины (рис. 13.2, *а*) бурятся из забоя выработки диаметром 100 мм в количестве 80... 90 штук. Ширина зоны для дегазации за контуром выработки принимается 4 м. Породная «пробка» от забоя выработки до пласта оставляется равной не менее 3 м. Отводится на бурение скважин разведывательных – две смены, контрольных – 13 смен, дегазационных – 40... 44 смены. Радиус влияния скважин составляет 0,5 м и более.

Для гидрорыхления пласта (рис. 13.2, *б*) бурятся 5 шпуров диаметром 50 мм в течении трёх смен, а нагнетание воды в пласт производится на протяжении 12-и смен. Контрольные шпуров бурятся диаметром 43... 45 мм. Влияние радиуса нагнетания воды в пласт составляет до 5 м.

Для **вымывания** пласта (рис. 13.2, *в*) бурятся 5... 7 и более скважин диаметром 105... 200 мм. Ширина обработанной зоны за контуром выработки составляет 1,5 м. Бурение скважин для гидровывывания пласта производится за 4... 5

смен. Установка для нагнетания воды монтируется на протяжении одной смены. Гидровывывание пласта ведётся на протяжении 8... 10 смен.

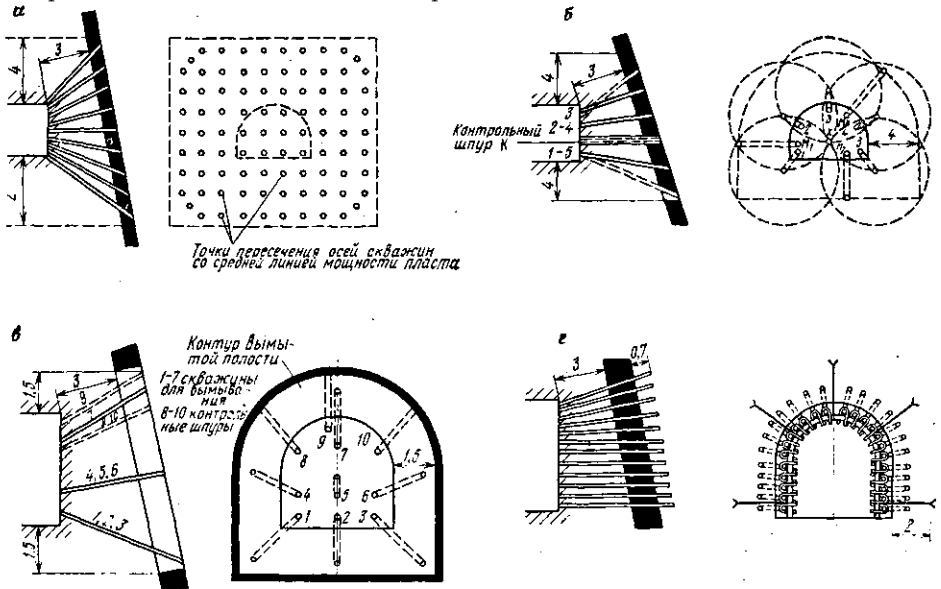


Рис. 13.2 – Схемы бурения скважин при вскрытии выбросоопасных угольных пластов

В тех случаях, когда давление газа в процессе нагнетания воды в пласт для гидрорыхления не снижается и давление нагнетаемой воды остается высоким, вскрытие пласта производится с дополнительными мерами – возводится металлический каркас (рис. 13.2, з). С помощью каркаса вскрываются пласты мощностью до 3 м и с давлением газа в массиве до 4 МПа, а также пласты с мягким сыпучим углем и слабыми боковыми породами.

В зависимости от площади сечения вскрывающей выработки по её периметру бурятся до 20... 25 скважин диаметром 65... 70 мм на длину, которая выходит за пределы пласта на 0,7 м. В скважины вводятся металлические трубы и устанавливается металлическая рама. К раме хомутами прикрепляются концы труб, а сама рама закрепляется с помощью анкеров, расположенных в породе по периметру выработки. Бурение скважин под металлический каркас производится за 5 смен, а возведение каркаса – за 4 смены.

Выработки по **выбросоопасным** пластам проводятся буровзрывным способом и проходческими комбайнами.

При проведении подготовительных выработок по выбросоопасным пластам применяются следующие локальные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа – гидрорыхление, гидроотжим и низконапорное увлажнение угольного пласта, гидровывывание опережающих пустот, образование разгрузочных пазов и щелей, бурение опережающих скважин.

При проведении выработок по выбросоопасным пластам предусматривается также образование разгрузочной пустоты (щели) над пластом.

На рис. 13.3 показана технологическая схема проведения откаточного штрека с образованием разгрузочной пустоты. Глубина пустоты составляет 2 м, размер пустоты за контуром выработки равен 0,6 м, толщина предохранительного породного слоя над пластом – 0,5 м, неснижаемое опережение пустоты – 1 м, высота пустоты 1 м. Площадь сечения штрека в проходке составляет 17 м^2 , в свету – $12,8 \text{ м}^2$. Откаточный штрек проводится проходческим комбайном 4ПП-2.

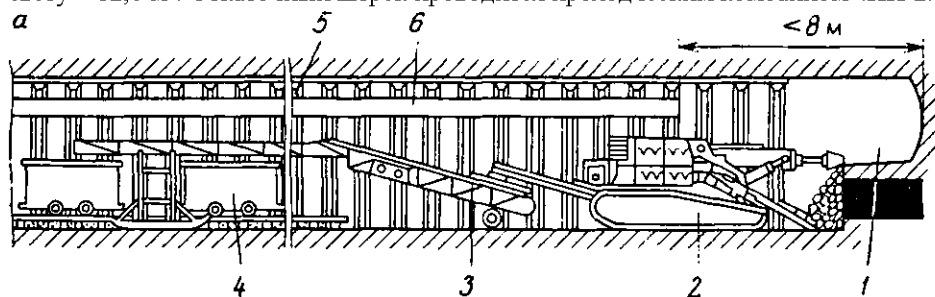


Рис. 13.3 – Технологическая схема проведения откаточного штрека по выбороопасным пластам

Графиком организации работы предусмотрены два цикла за шестичасовое изменение. Движение забоя через сутки бм, за месяц 150 м, производительность проходчика $0,4 \text{ м/изменение}$.

При проведении выработок по выбороопасным породам необходимо применять проходческие комбайны (комплексы) роторного типа со специальным исполнительным органом для предотвращения внезапных выбросов. К освоению таких комбайнов допускается применения буровзрывных работ с использованием буропогрузочных машин с оптимизацией буровзрывных работ.

На рис. 13.4 показана технологическая схема проведения откаточного штрека по выбороопасным породам с оптимизацией буровзрывных работ. Площадь сечения выработки в проходке составляет $12,9 \text{ м}^2$, в свету – $10,4 \text{ м}^2$, коэффициент прочности пород $f = 7 \dots 12$.

Сначала в середине площади забоя бурят 21 шпур, заряжают и подрывают заряды, дальше в контуре выработки бурят 17 шпуров, заряжают и подрывают заряды. Длина шпура 2м, коэффициент использования шпура 0,9.

Графиком организации работы предусмотрено выполнять один цикл через сутки с подвиганием забоя за цикл на 1,8 м, за месяц – на 45 м. Сменное звено состоит из 6-и проходчиков. Производительность труда проходчика за смену составляет $0,1 \text{ м}$.

15.3 Проведение вертикальных стволов в сложных горно-геологических условиях

Проходка вертикальных стволов в сложных горно-геологических условиях требует применения специальных способов. Одни из них предназначены для применения в неустойчивых породах, а другие – в крепких, но очень пористых и трещиноватых с увеличенным притоком воды.

Проходка стволов в таких условиях производится обычно с применением:
– оградительной крепи;

- водопонижения;
- замораживания горных пород;
- тампонирования пород.

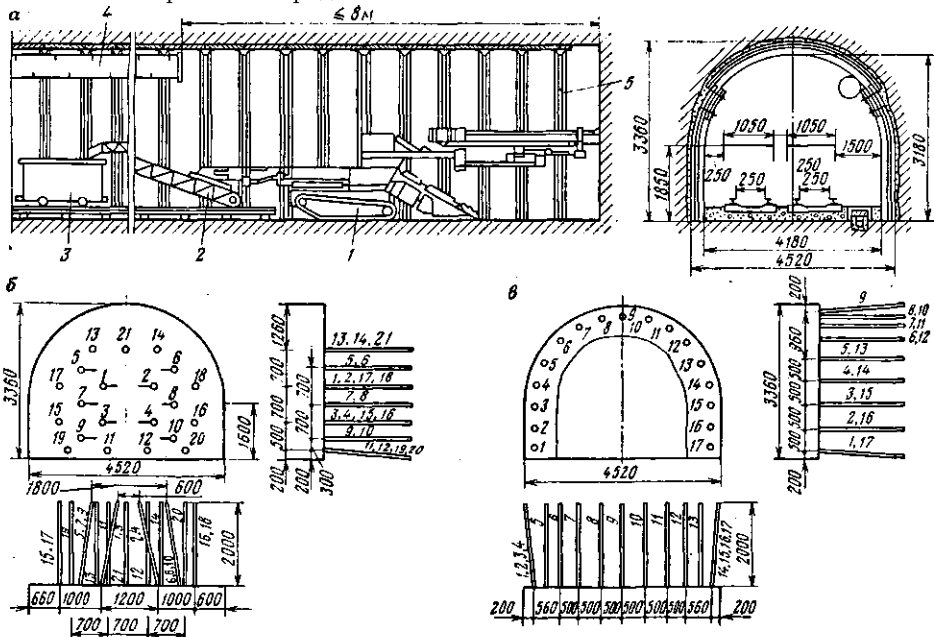


Рис. 13.4 – Технологическая схема проведения откаточного штрека по выбросоопасным породам с оптимизацией буровзрывных работ: а – схема размещения проходческого оборудования; б – первый приём взрывания ВВ в забое; в – второй прием взрывания ВВ

Очередность подрывания шпуров приведена в табл. 13.2

Таблица 13.2 Очередность подрывания шпуров

Первый прием подрывания		Второй прием подрывания	
Номера шпуров	Степень замедления, мс	Номера шпуров	Степень замедления, мс
1,2, 3,4	0	3,4,5,13,14,15	0
5,6,7,8,9,10	15	2,6,7,11,12,16	15
11,12,15,16,17,18	30	1,8,9,10,17	30
13,14,19,20,21	45		

Сущность способа с применением **оградительной** крепи состоит в том, что до начала проходческих работ по контуру будущего ствола возводится оградительная крепь, под защитой которого в дальнейшем вынимаются несвязанные и

слабо связанные породы, а иногда и возводится постоянная крепь.

При проходке стволов через неглубоко залегающие хрупкие породы или пльвуны относительно небольшой мощности зачастую применяется забивная крепь. Она может быть деревянной и металлической.

Сущность проходки с применением **забивной крепи** состоит в следующем. Устье ствола проходится и крепится обычным способом. Не доходя 0,7... 1,5 м до кровли неустойчивых пород, проходка приостанавливается и в забой укладывается горизонтально два концентрических направляющих кольца. Между ними вертикально устанавливаются металлические, изготовленные из специальных шпунтов, сваи. Для забивания свай порода из забоя вынимается, но на столько, чтобы их концы не были обнажены и выдавлены в ствол. Через 0,6... 1 м устанавливаются закрепляющие швеллерные кольца, подобные кольцам временной крепи стволов.

Проходка вертикальных стволов с **опускной** крепью состоит в том, что водоносные слабые породы проходятся с предварительным погружением в породу герметичной цилиндрической формы крепи, которое оборудовано в нижней части режущим башмаком. Погружается крепь под действием собственной массы или внешней нагрузки. Одновременно с погружением крепи вынимается горная масса внутри цилиндра. Причем выемка производится с таким расчетом, чтобы между забоем и режущей кромкой башмака был слой породы толщиной 1... 2 м, который препятствует прорыву пльвунов внутрь выработки.

В качестве погружной крепи используется крепь из монолитного бетона или железобетона, чугунных и железобетонных тубингов, а также из железобетонных панелей. Диаметр погружной крепи в свету принимается на 0,5... 1 м больше проектного диаметра ствола в черне для компенсации возможных отклонений крепи от вертикального положения.

Наибольшее распространение получил способ **понижения уровня подземных вод** путем откачивания воды из скважин 2, пробуренных с земной поверхности вокруг будущего ствола 1, до начала проходческих работ (рис. 13.5). В результате этого уровень подземных вод 3 снижается и уменьшается приток воды в ствол в период его сооружения. При неустойчивых породах скважины крепятся обсадными трубами, а в устойчивых породах скважины не закрепляются.

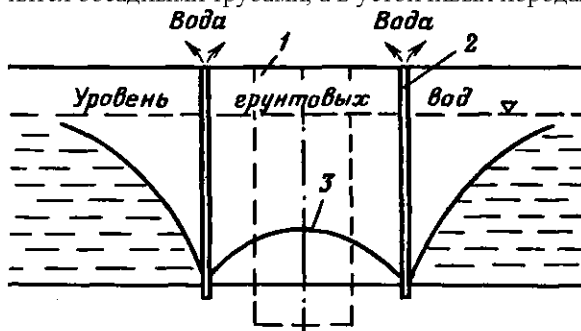


Рис. 13.5 – Принципиальная схема понижения уровня подземных вод в границах зоны проходки вертикального ствола

В отдельных случаях уровень подземных вод в пределах сечения ствола снижается путем спуска воды через скважину, пробуренную внутри его контура, в ниже расположенную подземную выработку или в водопоглощающие породы

(пески, известняки).

Способ **искусственного замораживания** применяется при проходке стволов в слабых, неустойчивых водоносных породах, а также в сильно обводненных крепких породах. Сущность способа состоит в том, что к началу проходческих работ по контуру ствола (рис. 13.6, а) бурятся один или два ряда скважин с расстоянием между ними 0,8... 2 м. Скважины оборудуются замораживающими колоннами (рис. 13.6, б), через которые с помощью насосов прокачивается хладоноситель, охлажденный до температуры минус 20... 40°С.

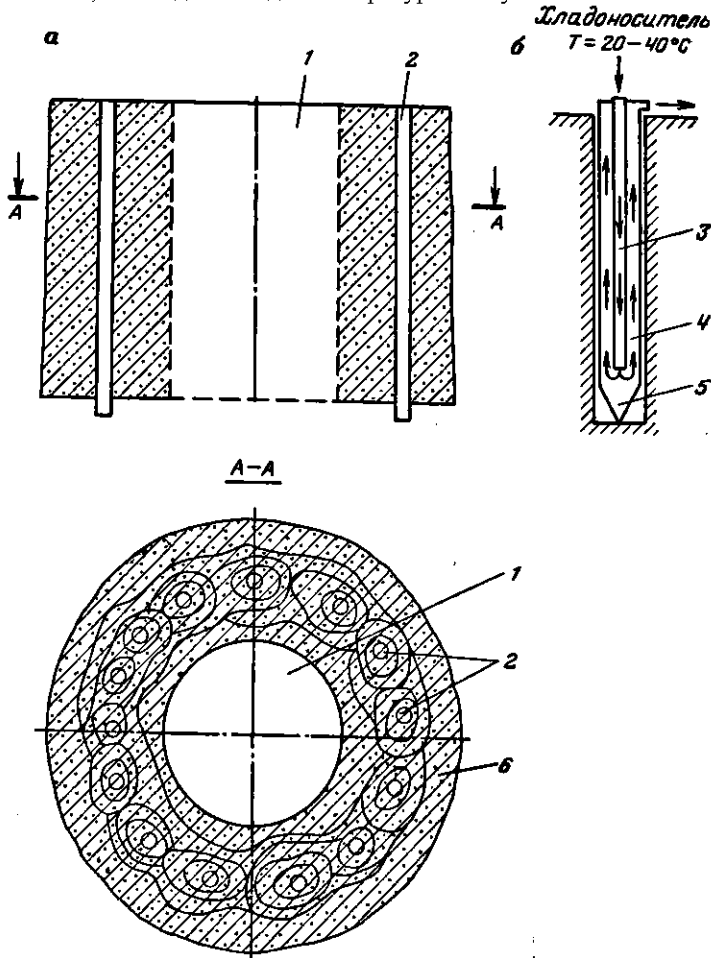


Рис. 13.6 –
Схема искусственного замораживания горных пород: 1 – вертикальный ствол; 2 – замораживающие скважины; 3 – питающая труба; 4 – замораживающая труба; 5 – башмак; 6 – лёдопородное ограждение

В следствие постоянной циркуляции хладоносителя в замораживающих колоннах вода в породах замерзает, а вокруг каждой колонны постоянно образуются лёдопородные целики. По мере разрастания эти целики смыкаются и образуют замкнутый контур, который и огораживает ствол от проникновения в него воды или пльвуна.

При проходке стволов также применяется **тамponаж** пород, который производится по двумя способам:

- предварительный – до проходки ствола;
- последующий – после проходки с целью уплотнения крепи, заполнения пустот за крепью и трещин в породах.

Предварительный тампонаж пород производится с поверхности или из забоя ствола. С поверхности тампонаж выполняется до начала проходки ствола или одновременно с его проходкой по слабо обводненным породам.

Обычно тампонаж из забоя ствола применяется при ограниченной мощности водоносных пород, расположенных на значительной глубине от поверхности земли.

При предварительной цементации с поверхности вокруг ствола бурятся вертикальные скважины по кругу диаметром на 3... 4 м больше диаметра ствола в проходке на расстоянии 2... 3 м одна от другой.

Цементация пород производится или сразу на всю толщю пород, или отдельными заходками. Предварительная цементация пород из забоя ствола производится заходками глубиной 15... 40 м, в отдельных случаях – до 70 м.

После окончания тампонирувания пород ствол проходится обычным способом. Однако при этом уменьшается величина заходки для предотвращения образования трещин в затампонируванных породах.

Вопросы для самопроверки.

1. Какие условия проведения выработок называют сложными?
2. На какие группы делятся специальные способы проведения выработок?
3. Условия для применения плотного крепления.
4. Условия для применения забивного крепления.
5. Проведение выработок с применением водопонижения. Способы водопонижения.
6. Сущность забойного способа водопонижения с применением иглофильтров.
7. Проведение выработок с тампонируванием обводненных пород. Виды тампонирувания.
8. Технология искусственного замораживаия водоносных пород.
9. Технология проведения выработок по пластам, опасным по внезапным выбросам угля и газа.
10. Технология проведения выработок по выбросоопасным породам.
11. Опережающая отработка защитных пластов.
12. Сотрясательное взрывание на выбросоопасных пластах.
13. Вскрытие выбросоопасных пластов.
14. Понятие о дегазации, гидрорыхлении и вымывании пласта.
15. Специальные способы проведения вертикальных стволов.

РАЗДЕЛ 14 ТЕХНОЛОГИЯ РЕМОНТА, ВОССТАНОВЛЕНИЯ И ПОГАШЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.

14.1 Технология ремонта выработок.

В результате действия горного давления, шахтных вод и рудничной атмосферы выработки постепенно приходят в непригодность из-за опускания кровли, вздымания почвы, выпирания боков выработки, деформации или разрушения крепи. Для обеспечения нормальной и безопасной работы выработки должны иметь площадь поперечного сечения в свету и зазоры, регламентированные Правилами безопасности, а также исправную рельсовый путь и водоотливную канавку. Выработки, которые не отвечают этим требованиям, необходимо своевременно ремонтировать.

Ремонтом горных выработок называются работы по увеличению сечения выработки до размеров, соответствующим ПБ и паспорту крепления, по исправлению деформированной крепи, рельсового пути и водоотливной канавки.

На шахтах применяются три вида контроля пригодности выработок к эксплуатации – **текущий, маркшейдерский (инструментальный) и технической инспекции.**

Текущий контроль выполняется лицами технического надзора подразделения, в ведении которого находится выработка. Горными мастерами участка вентиляции и техники безопасности, внутришахтного транспорта осуществляется контроль за состоянием выработок ежемесячно, а начальниками участков или их заместителями – ежедневно.

Маркшейдерский (инструментальный) контроль выполняется маркшейдерской службой шахты не реже одного раза в 3...6 месяцев, а при пучащих породах почвы – ежемесячно.

Контроль технической инспекции выполняется инспектором государственных учреждений с привлечением должностных лиц шахты. Контроль направлен на соблюдение Правил безопасности и обеспечения комфортных условий работы.

Для облегчения контроля и учета ремонтных работ горные выработки по длине делятся на участки (пикеты). Протяжённость пикета в выработках обычно составляет 20...50 м. Нумерация пикетов ведётся от ствола. Номер пикета обозначается на деревянных или металлических табличках, закрепленных на крепи на 2/3 её высоты от почвы. Рамы внутри пикетов нумеруются краской или мелом цифрами.

В зависимости от характера и объемов работ различаются три вида ремонта – текущий (частичный), средний, капитальный.

Текущий (частичный) ремонт заключается в ликвидации мелких повреждений крепи (замена отдельных деформированных рам или их элементов, замена отдельных затяжек), очистке выработки от грязи и подсыпанию балласта, ликвидации дефектов рельсового пути без подрывки пород, очистке и ремонте водоотливных канавок.

При рамной деревянной, металлической и смешанной крепи чаще деформируются стойки, верхняки и затяжки. При замене одного стойки под верхняк под-

бывается временная стойка (ремонтная), убирается деформированная стойка, выбирается порода и устанавливается новая стойка, а ремонтная удаляется. При замене обеих стоек под верхняк подбиваются две временных стойки, а деформированные поочередно заменяются новыми.

Для замены верхняков отдельных рам предварительно устанавливаются промежуточные рамы, которые после ремонта обычно не извлекаются. В сильно нарушенных породах верхняки или рамы заменяются под прикрытием предохранительной крепи. При необходимости заменить в раме деформированную стойку и верхняк сначала заменяется стойка, а затем верхняк. Правила безопасности запрещают одновременно удалять более двух соседних рам крепи. Замена деформированных затяжек начинается от почвы. Пространство между затяжками и боками выработки закладывается породой.

Устранение дефектов рельсового пути без нарушения породы почвы состоит в подтягивании болтов на стыках, замене рельс, стрелок и шпал, перешивании отдельных рельс с целью исправления ширины колеи. При текущем ремонте водоотливной канавки она очищается от грязи, заменяется деформированный настил или элементы крепления канавки.

Средний ремонт (поддержание) состоит в полной замене крепи на небольших участках выработки, установке промежуточных рам, замене затяжек с выпуском отслоенной породы, заполнении пустот за крепью, а также в поддирке почвы без перестилания рельсового пути.

При замене деформированных рам перед снятием хомутов под верхняк рамы, которая подлежит ремонту, и соседних (не меньше трех с каждой стороны) устанавливаются временные стойки. После снятия хомутов ломом отжимаются стойки арки в выработку. Далее выбивается временная стойка, выпускается и убирается порода. На этом месте устанавливается новая арка. Деформированные арки заменяются по одной. Для усиления деформированных арок между ними устанавливаются промежуточные арки. При ликвидации деревянной рамы соседние рамы должны быть усилены дополнительной крепью и расшиты. В выработках с анкерной крепью анкера не извлекаются.

Поддирка почвы без перестилания рельсового пути применяется в том случае, когда невозможно остановить движение транспорта по выработке и нет потребности в замене рельс и шпал (глубина подрывки при этом не превышает 0,5 м). В этом случае сначала по ширине выработки вынимается порода между шпалами, а затем – под ними, после чего рельсовый путь опускается на длине 1...2 звена. Работы по выемке породы обычно выполняются вручную отбойными молотками с погрузкой её в вагонетки. При поддирке почвы водоотливная канавка сооружают вновь.

Капитальный ремонт (перекрепление) состоит в выполнении большого объема работ по сплошной замене крепи, расширению поперечного сечения выработки до размеров, предусмотренным паспортом крепления, поддирке почвы с перестиланием рельсового пути, проведении новой водоотливной канавки.

Сплошную замену крепи иногда выполняется без расширения поперечного сечения выработки. В этом случае сначала ликвидируется старая крепь, выпускается и убирается порода, устанавливается новая крепь. Установка новых крепежных рам, их расклинивание и заполнение зарамного пространства выполня-

ется таким же образом, как и при возведении крепи при проведении выработки.

В выработках с неустойчивыми породами применяется забивная крепь или упрочнение пород (рис. 14.1). При расширении выработки до размеров, предусмотренным паспортом крепления, выполняется присечка породы, её уборка, а затем возводится новая крепь. После окончания работ по ремонту убирается оставшаяся порода, чистится водоотливная канавка и рельсовый путь.

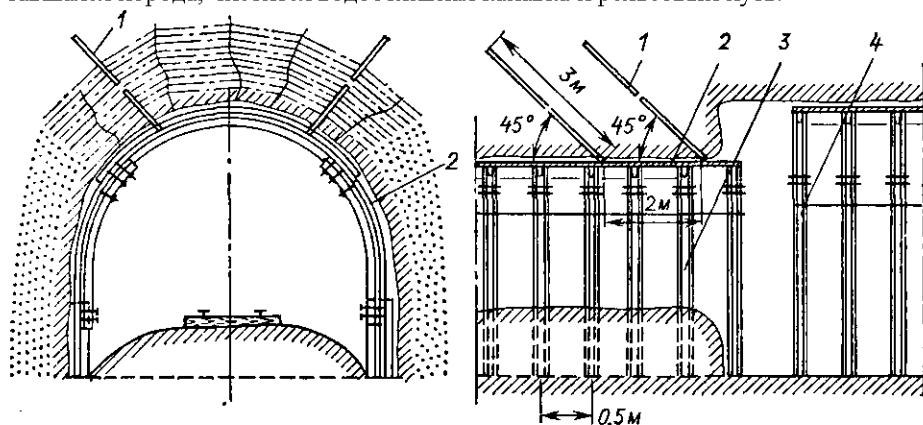


Рис. 14.1 – Технологическая схема укрепления пород: 1 – шурупы для нагнетания смеси; 2 – затяжка; 3 – арки старой крепи; 4 – арки новой крепи

Подбирка почвы с перестиланием рельсового пути применяется при подрывке более 0,5 м или при необходимости замены рельсового пути. Рельсовый путь в этом случае полностью разбирается, поддирается почва и затем настилается новый рельсовый путь.

На шахтах, где хорошо поставлен контроль за состоянием выработок и своевременно принимаются меры по ремонту, основным видом ремонтных работ является текущий или средний. Капитальный ремонт сопровождается значительными затратами труда и средств.

Работы по перекреплению горных выработок состоят из следующих процессов: изъятие элементов, распорок, соединительных планок, затяжек старой крепи; подрывка породы; крепление с заполнением закрепного пространства; оборудование рельсового пути; сооружение водоотливной канавки, перевешивание кабелей и труб; транспортировка материалов.

Работы по ремонту выработок трудоемкие и опасные. При ремонте выработок в основном применяется такой же инструмент, как и при проведении выработок – ручной, механизированный, контрольно-измерительный.

К ручному инструменту относятся лом, кайло, обушок, лопата, топор, кувалда, домкрат и прочее.

К механизированному инструменту относятся отбойный молоток, электропила, сверло, бурильный молоток, пневматический реверсивный гайковёрт и прочее.

Подрывка породы выполняется с применением отбойных молотков, буровзрывным способом ($f > 4$) с погрузкой горной массы погрузочными машинами

или проходческими комбайнами со стреловидным исполнительным органом.

Для монтажа и демонтажа шахтного оборудования, возведения крепи, поддирки почвы, погрузки горной массы в вагонетки, проведения и чистки водоотливных канавок, вытягивания затяжек предназначена универсальная машина «Штрек-2». Она применяется в одно- и двухпутевых выработках с минимальной площадью поперечного сечения 6 м^2 .

К контрольно-измерительному инструменту относятся рулетка, складной метр, ватерпас металлический или универсальный путевой шаблон.

Основные требования к ремонтным работам: должны выполняться в направлении от ствола шахты; должны быть обеспечены необходимым количеством крепежных материалов и инструментов; выполнение их должно удовлетворять требованиям Правил безопасности.

Текущий ремонт выполняется по наряду, который выдаётся непосредственно на месте горным мастером или заместителем начальника участка.

Средний и капитальный ремонты выполняются в соответствии с паспортом ремонта. Паспорт составляется на каждую выработку и состоит из объяснительной записки и графической части.

В объяснительной записке указываются вид ремонта и причины, по которым возникла необходимость ремонта, описывается организация работ, приводятся объем и время выполнения ремонта, помещаются расчеты трудоемкости и стоимости работ. При ремонте с выпуском породы и образованием пустот описывается порядок выполнения работ, перечисляются меры, которые обеспечивают работу транспорта и вентиляции, а также меры с обеспечением безопасности работ.

В графической части изображаются поперечный и продольный сечения выработки с указанием всех основных размеров. Указывается характер нарушения постоянной крепи, ориентировочно размеры пустот, способ и средства их заполнения, вычерчивается график организации работ и приводятся технико-экономические показатели ремонта.

Паспорт ремонта составляется техническим отделом шахты вместе с начальником участка. Он согласовывается с техническими службами и утверждается главным инженером шахты. С паспортом ремонта под подпись ознакамливаются все лица, занятые на этих работах.

Организация ремонтных работ состоит в следующем. Ремонтные работы на шахтах выполняются рабочими участка ремонтно-восстановительных работ (РВР), численность которых принимается в зависимости от годовой производительности шахты или числа действующих горизонтов.

Численность рабочих участка РВР составляет несколько десятков рабочих, объединенных в специализированные бригады:

- по ремонту выработок – одна или две бригады по 8... 10 человек;
- по подрывке почвы и перестилке рельсового пути – одна бригада численностью 10... 12 человек;
- по восстановлению и погашению выработок – одна или две бригады по 8... 10 человек.

Ремонтные работы выполняются в одну, две, три или четыре смены с прекращением или без прекращения работы транспорта в этих выработках.

Если работы организованы в одну смену, то бригада разделяется на четыре звена и работы ведутся одновременно в четырёх местах.

Режим работы участка РВР круглосуточный с непрерывной рабочей неделей. Руководство ремонтными бригадами осуществляется горными мастерами.

14.2 Технология восстановления выработок

Восстановлением горных выработок называются работы по ликвидации завалов с уборкой горной массы и доведением сечения выработки до проектных размеров. Это наиболее сложный вид ремонта.

Причинами завалов могут быть несвоевременный ремонт, неправильное ведение работ по ремонту, внезапное увеличение горного давления, горные удары и выбросы угля или породы, пожар, взрывы метано-воздушной смеси или угольной пыли. Восстановление выработок связано с проведением вентиляционных штреков по ранее погашенным выработкам (по завалу). Ликвидация завалов проводится с полным или частичным выпуском породы.

Восстановление выработок с **полным выпуском породы** заключается в том, что обваленная порода погружается в вагонетки и выдаётся на поверхность. Работы выполняются под защитой крепи (рис. 14.2, а). Крепь состоит из брусьев длиной 3...5 м, заложённых одними концами на ранее установленную крепь, а вторыми – на обваленную породу. После возведения постоянной крепи над ней закладывается порода, несколько рядов накатника или костер из дерева. Восстановление выработок с полным выпуском породы целесообразно при завалах длиной до 50 м и высоте куполу вывала 1,5 м.

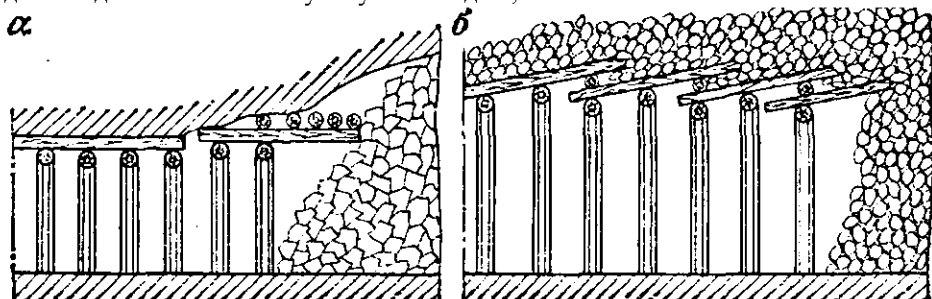


Рис. 14.2 – Технологические схемы восстановления горных выработок

Восстановление выработок с **частичным выпуском породы** применяется при завалах протяжённостью более 50 м и высоте куполу вывала породы более 1,5 м. Обваленная порода вынимается только в пределах сечения выработки, а порода по контуру выработки удерживается забивной крепью (рис. 16.2, б). В качестве забивной крепи используется не только дерево, а и трубы, буровые штанги. Передовой частью забивная крепь опирается на породу, серединой – на элемент призабойной вновь установленной рамы, а хвостовая часть устанавливается под элемент рамы. Под защитой забивной крепи вынимается порода и устанавливается новая рама. Потом забивается новое звено опережающей крепи и работы повторяются. Пустоты за крепью заполняются тампонажным раствором заходками по 3...5 м с использованием стеклотканевого ограждения.

Рассмотренная технология восстановления выработок характерна для гори-

зонтальных или наклонных (до 10°) выработок. При углах более 10° и восстановлении сверху вниз пустоты за креплением закладываются кострами, а снизу вверх – породой.

14.3 Технология погашения выработок

Погашением горных выработок называются работы по ликвидации выработок, потребность в которых полностью отпала. Крепь таких выработок в определенных условиях извлекается для повторного использования.

Извлечение крепи из погашаемых выработок является сложной и опасной работой по причинам возможного внезапного обрушения пород. Поэтому Правила безопасности допускают извлечение крепи только механизированным способом с безопасного расстояния и в присутствии лиц технического надзора.

Выработка, которая подлежит погашению, обследуется комиссией в составе начальника участка РВР, инженера по крепи, участкового маркшейдера, нормировщика и начальника участка, в ведоме которого находится выработка. Комиссией оформляется акт инвентаризации материалов и устанавливается срок погашения. Акт является основой для составления паспорта погашения выработки.

Деревянная крепь извлекается при погашении горных выработок и до 10% её используется обычно для изготовления затяжек, клиньев, распорок, для выкладки накатника или костров в пустотах за крепью.

Извлечение металлической крепи является обязательным. Стоимость извлечения и восстановления арочной металлической крепи составляет 35...60% стоимости новой и зависит от степени ее деформации и механизации работ по извлечению.

Для извлечения крепи при погашении выработок применяются машины, лебедки, домкраты со специальными замками, а также различные инструменты и механизмы.

Машина МИК-3 предназначена для извлечения арочной крепи в выработках высотой 1,6...3 м и шириной не менее 2,5 м. Машина может также срывать рельсовый путь. Перед извлечением крепи демонтируются водоотливные трубы, кабельные линии, рельсовый путь.

Технология работ по извлечению металлической крепи зависит от механизации работ. За сутки до начала работ машинным маслом смазываются гайки и скобы на 10...15 арках для облегчения их раскручивания.

При извлечении **лебедкой**, которая устанавливается на расстоянии не менее 8 м от участка погашения, под верхняк подбивается деревянная стойка и освобождаются стойки арки от давления со стороны породы. Через переносной блок с помощью лебедки извлекаются поочередно стойки, затем устанавливается стойка под верхняк следующей рамы. С помощью двух тросов разной длины лебедкой извлекаются стойка и верхняк демонтируемой арки.

При извлечении **машинной** рама сначала расклинивается между кровлей и почвой выработки так, чтобы верхняя плита удерживала верхняк. Далее на стойки в их нижней части закрепляются захваты и отрезками цепей подвесные блоки присоединяются к крючкам рычагов. Стойки крепи извлекаются гидродомкратами. Затем верхняя плита опускается на 200...300 мм. Гидродомкратом машина подтягивается на величину шага крепи для извлечения следующей арки. Верх-

няк снимается с верхней плиты, машина раскрепляется и цикл повторяется.

В горизонтальных и наклонных (до 30°) выработках извлечение крепи допускается в направлении, которое обеспечивает выход к стволу. В выработках с углом наклона 15... 30° извлекать крепь разрешается только снизу вверх, а при углах наклона более 30° крепь, как правило, не извлекается.

Погашенная выработка изолируется сплошной перемышкой, чтобы исключить возможность попадания в неё людей. Устья штолен и наклонных стволов закрываются перемышками из камней или бетона.

Вопросы для самопроверки

1. Основные причины непригодности выработок со временем их эксплуатации.
2. Виды контроля за состоянием выработок.
3. Виды ремонта выработок.
4. Технология текущего ремонта.
5. Технология среднего ремонта.
6. Технология капитального ремонта.
7. Паспорт ремонта выработки. Состав документации.
8. Механизация ремонтных работ.
9. Технология восстановления выработок с полным выпуском породы.
10. Технология восстановления выработок с частичным выпуском породы.
11. Сущность погашения выработок. Инвентаризация материалов. Паспорт погашения выработки.
12. Технология извлечения крепи при погашении выработки.

РАЗДЕЛ 15

ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

ПРИ ПРОВЕДЕНИИ И КРЕПЛЕНИИ ВЫРАБОТОК.

Техника безопасности – это система организационных мер и технических средств, которые предотвращают действие на работающих опасных производственных факторов. Цель безопасности труда – забота о сохранении жизни и здоровья человека в процессе трудовой деятельности.

Правила безопасности в угольной промышленности имеют силу закона, за нарушения их виновные несут ответственность в дисциплинарном, административном или судебном порядке в зависимости от характера, тяжести нарушения и его последствий.

Правилами безопасности и Едиными правилами безопасности при взрывных работах предусмотрен порядок и виды обучения рабочих по безопасности труда. Рабочие проходят периодическую проверку знаний по технике безопасности через каждые два года.

Для проходчиков, крепильщиков по ремонту выработок и рабочих других профессий разрабатываются и утверждаются руководством шахты инструкции по охране труда. Для рабочих основных подземных профессий Минуглепромом утверждены типовые инструкции по охране труда.

Все рабочие независимо от их квалификации, стажа и опыта работы должны систематически проходить инструктаж по безопасности работ. Целью инструктажа является ознакомление рабочих с главными и запасными выходами из шахты, планом ликвидации аварий (относительно места работы), правилами пользования самоспасателем, мерами предосторожности при ведении работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа и предрасположенных к горным ударам.

Инструктажи делятся на вступительный, первичный на рабочем месте, повторный, внеплановый и текущий перед началом каждой смены при выдаче наряда на выполнение работ.

Работы в шахте разрешаются только при наличии сменного задания (наряда), выданного с учетом фактического положения дел на рабочем месте.

К работе проходчика допускаются лица, которые прошли обучение в учебно-курсовом комбинате с отрывом от производства, сдали экзамен по этой профессии и получили инструктаж по безопасным приемам работ.

К началу работ проходчик должен ознакомиться с проектом или паспортом проведения и крепления выработки, а также с внесенными в него изменениями (если такие есть).

Основными причинами возникновения аварий в шахтах являются пожары, взрыв метана, угольной пыли, внезапный выброс, горный удар, прорыв воды, обрушение угля и породы. Для ведения профилактической работы, быстрой ликвидации аварии и спасания людей на каждые 6 месяцев составляется план ликвидации аварий. До ввода его в действие все лица технического надзора и рабочие знакомятся с той его частью, которая относится к месту их работы. Они должны знать и уметь исполнять свои обязанности на случай возникновения аварий. После ознакомления с правилами поведения при возникновении аварии и запасными выходами рабочие расписываются об этом в документе.

Лица технического надзора и рабочие должны твердо усвоить следующие правила личного поведения при авариях.

Пожар (взрыв газа и угольной пыли):

– при выявлении встречного дыма необходимо включиться в самоспасатель и двигаться по ходу вентиляционной струи воздуха к ближайшим выработкам со свежей струей воздуха, к запасным выходам. Изменение направления вентиляционной струи в период движения свидетельствует о том, что пожар произошел в основных воздухоподающих выработках и произведено общешахтное реверсирование (перебрасывание) вентиляционной струи;

– при выявлении очага пожара со стороны свежей струи воздуха необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами пожаротушения. При горении электропусковой аппаратуры и силовых кабелей необходимо обесточить аварийные агрегаты;

– при пожаре в тупиковой выработке на некотором расстоянии от забоя, в котором находятся люди, необходимо после включения в самоспасатель попробовать перейти место пожара, а при возможности – принять меры к его тушению. Если не удастся перейти очаг и ликвидировать его, необходимо вернуться в проходческий забой, а далее действовать по обстоятельствам; необходимо знать, что срок защитного действия самоспасателя составляет 60 минут при условии,

что объемная доля окиси углерода в шахтной атмосфере не более 1%, а кислорода – не менее 17%.

Внезапный выброс угля, породы и газа:

– необходимо срочно включиться в изолирующий самоспасатель, выходить кратчайшим путем на свежую струю воздуха и выключить напряжение в зоне выброса;

– если пути выхода перекрыты, нужно ждать прихода горноспасателей;

– для предотвращения взрыва запрещается пользоваться переключающими устройствами светильника.

Обрушение угля, пород, завал в выработке:

– люди, застигнутые обрушением, должны принять меры к освобождению пострадавших. В случае, когда это невозможно, ждать прихода помощи, периодически стуча по металлическим трубам, рельсам, другим твердым предметам. Число ударов должно быть равным числу людей, которые находятся за обрушением.

Загазирование: выйти из загазированной выработки, выключить электроэнергию и поставить знак, запрещающий вход в выработку.

Затопление водой: выйти на высший горизонт или на поверхность по ближайшим выработкам.

Во время аварии необходимо сохранять полное спокойствие, благоразумие, не поддаваться панике. Всегда иметь в виду, что спасательные работы проводятся срочно и не заканчиваются до полной ликвидации аварии.

От своевременного предоставления помощи пострадавшим в большей мере зависит их жизнь. Поэтому все подземные рабочие должны быть научены предоставлению первой помощи.

РАЗДЕЛ 16

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

16.1 Основные положения

Основным документом, который определяет способ проведения, материал, конструкцию и порядок возведения крепи, является паспорт проведения и крепления выработки. Он разрабатывается в соответствии с Правилами безопасности и с учетом горно-геологических и горнотехнических особенностей выработки и имеет графический материал и объяснительную записку.

Графический материал включает в себя:

– сечение выработки в трех проекциях в масштабе 1:100 или 1:50 с изображением размеров выработки, боковых пород, расположением угольного пласта по отношению к выработки;

– конструкцию и размеры постоянной и временной крепи, расположение затяжек, расстояния между осями рам, расстояния от забоя постоянной и временной крепи;

– типы проходческого оборудования и вентилятора местного проветривания

шурфы), камеры околоствольного двора – сводчатую.

Нужно иметь в виду, что чем большее и всестороннее горное давление в выработке, тем меньше должно быть в её сечении углов по периметру.

16.3 Выбор материала и конструкции основного крепления.

Основным материалом для изготовления крепи горных выработок является дерево, металл, бетон, железобетон, камни и стеклопластик. Выбирается крепежный материал в зависимости от величины горного давления и ожидаемых смещений пород, условий работы крепи, назначения и срока существования выработки.

Горная крепь классифицируется по ряду факторов:

- по размещению выработок в пространстве – крепь горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок;
- по назначению выработок – крепь капитальных, подготовительных и очистных выработок;
- по основным материалам – крепь деревянная, металлическая, бетонная, железобетонная, каменная, смешанная;
- по конструкции – крепь рамная, сплошная, штанговая, комбинированная;
- по характеру взаимодействия с боковыми породами – крепь жесткая, податливая, шарнирная;
- по сроку существования – крепь постоянная и временная;
- по форме поперечного сечения выработки – крепь прямоугольная, трапециевидная, сводчатая, арочная, кольцевая;
- по условиям работы – обычная крепь и специальная;
- по местоположению на трассе выработки – крепь протяжённых участков, выходов на поверхность земли (устье стволов и штолен), сопряжений и сечений.

Деревянная крепь целесообразна в сухих выработках со сроком службы до трех лет в условиях незначительных смещений (до 150... 200 мм) боковых пород и вне зоны влияния очистных работ. Деревянная крепь чаще имеет вид неполной рамы трапециевидной формы.

Металлическая крепь жесткой трапециевидной формы применяется в капитальных и подготовительных выработках вне зоны влияния очистных работ. По конструкции подобно деревянной рамной крепи.

Металлическая арочная податливая крепь имеет наибольшее распространение из всех видов металлической крепи. Область применения крепи типа СВП почти неограничена. Металлическая арочная трёхзвенная крепь типов АП-3 и АКП-3 предназначена для горизонтальных и наклонных (до 30°) выработок в зоне постоянного горного давления и в зоне влияния очистных работ на пластах мощностью до 1 м, в породах с $f = 2...9$ и оседанием кровли до 300 мм.

Металлическая податливая крепь АКП-5 предназначена для крепления выработок в зоне влияния очистных работ (откаточных и вентиляционных штолков) на пластах мощностью свыше 1 м в породах с $f = 2...9$ и оседанием кровли 300... 1000 мм.

Тип спецпрофиля выбирается в зависимости от площади сечения выработки в свету после оседания: СВП-14 и СВП-17 – до 7 м², СВП-19 и СВП-22 – 7... 10 м², СВП-27 и СВП-33 – свыше 10 м².

Монолитная бетонная крепь применяется в околоствольных дворах, камерах, квершлагах при значительном постоянном горном давлении в породах с $f \leq 9$.

На практике чаще применяется бетонная крепь с вертикальными стенами и сводоподобным полукруглым или коробоподобным (трёхцентровым) перекрытием.

В капитальных выработках со значительным и неравномерным горным давлением, на сопряжениях капитальных выработок при значительном сроке службы применяется **железобетонная монолитная крепь**.

Сборная железобетонная крепь применяется в выработках при сроке службы свыше 5 лет и постоянном горном давлении.

16.4 Определение размеров и выбор типового сечения выработки

Исходными данными для определения размеров сечения выработки являются форма, тип крепи и способ проведения выработки.

Необходимо различать площадь сечения в свету, вчерне и в проходке, а также размеры до оседания и после оседания пород в выработке.

Размеры поперечного сечения выработки определяются количеством воздуха, который проходит по выработке, максимальными размерами транспортного оборудования, допустимыми зазорами между транспортными средствами и крепью выработки, регламентированными Правилами безопасности.

Площадь поперечного сечения подготовительных выработок составляет, как правило, $1,5 \dots 20 \text{ м}^2$ и более.

В соответствии с Правилами безопасности наименьшая площадь поперечного сечения выработок в свету составляет:

- $1,5 \text{ м}^2$ – для вентиляционных просеков, печей, косовичников;
- $3,7 \text{ м}^2$ – для участковых выработок в зоне влияния очистных работ, для людских ходков без механизированной перевозки при их высоте не менее $1,8 \text{ м}$;
- $6,0 \text{ м}^2$ – для главных откаточных и вентиляционных выработок, механизированных людских ходков при высоте не менее $1,9 \text{ м}$ от почвы выработки (головок рельсов) до крепи, для участковых вентиляционных, промежуточных, конвейерных и аккумулялирующих штреков, участковых бремсбергов и уклонов при высоте не менее $1,8 \text{ м}$ от почвы выработки (головок рельсов) до крепи.

Ширина проходов для людей и зазоров, регламентированных Правилами безопасности, определяется на высоте выработки не менее $1,8 \text{ м}$ от почвы.

Высота откаточных штреков в свету должна быть не менее $1,9 \text{ м}$; промежуточных – не менее $1,8 \text{ м}$.

Для выбора необходимого типового поперечного сечения выработки в свету достаточно определить ее ширину на уровне $1,8 \text{ м}$ от почвы.

По принятой форме поперечного сечения выработки, вида крепи, ширине выработки в свету и транспортном оборудовании в ней выбирается типовое сечение из альбомов типовых сечений.

16.5 Выбор способа и технологической схемы проведения выработки

Среди возможных способов проведения горной выработки чаще всего ставится вопрос выбора из двух наиболее распространённых – буровзрывного или

комбайнового. Основным критерием выбора является прочность пород. Принято, что при $f > 6$ целесообразным является буровзрывной способ проведения, а при $f < 6$ – комбайновый.

Способ проведения горной выработки характеризуется технологической схемой, то есть расстановкой машин и механизмов по отбойке породы от массива, её погрузке и транспортировке из забоя, возведением крепи.

Технологическая схема проведения выработки выбирается в зависимости от горно-геологических (мощности и угла залегания пласта, прочности и устойчивости вмещающих пород, газоносности и обводненности пород) и производственно-технических условий или факторов (площади поперечного сечения, протяжённости, срока службы, скорости проведения выработки, способа транспортировки горной массы, материалов и оборудования).

Горно-геологические факторы влияют на выбор способа проведения выработки, а производственно-технические – на выбор оборудования и основные показатели работы.

Для выбора проходческого оборудования и способа проведения выработки решающее значение имеет прочность вмещающих пород. По смешанным углепородным или породным забоям с $f \leq 6$ используются проходческие комбайны избирательного действия и средства непрерывного, рельсового или самоходного транспорта. При проведении выработок по породам с $f > 6$ применяется буровзрывной способ отделения горной массы от массива с использованием для погрузки и транспортировки погрузочных или погрузотранспортных машин, рельсового транспорта, самоходных транспортных машин.

Угол наклона выработки влияет на выбор способа и средств погрузки, транспорта породы и доставки в забой грузов.

При отношении площади породного забоя S_{II} к площади всего забоя S (коэффициент подрывки пород)

$$K_{II} = \frac{S_{II}}{S} < 0,8 \quad (16.1)$$

целесообразна схема проведения выработок с совместной выемкой угля и породы; при $k_{II} > 0,8$ – с раздельной выемкой. При мощности пласта до 0,7 м рекомендуется только совместная выемка.

С увеличением поперечного сечения выработки необходимо использовать более производительное оборудование.

Выбор технологической схемы проведения выработки выполняется по альбомам технологических схем путем сравнения горно-геологических условий и производственно-технических показателей проводимой выработки с условиями и показателями применения той или другой технологической схемы.

Итак, в дальнейшем проектировании принимаем две технологические схемы – с применением буровзрывной и комбайновой технологий проведения выработок. Особенности каждой из них – способ отделения горной породы от массива в пределах контура сечения выработки.

Буровзрывной технологией предусматривается разрушение горной породы путем взрывания шпуровых зарядов ВВ на глубину 2... 3 м в массиве породы.

Комбайновой технологией предусматривается снятие с поверхности породного забоя стружки исполнительным органом проходческого комбайна. При

применении комбайнов избирательного действия со стреловидным исполнительным органом в виде резцовой коронки с поверхности забоя снимается слой породы толщиной 500...600 мм. Комбайнами с роторным исполнительным органом порода выбуливается по всей поверхности забоя при вращении исполнительного органа вокруг горизонтальной оси.

Разрушенная порода при буровзрывной технологии отгружается из забоя породопогрузочными машинами, при комбайновой – механизмом погрузки комбайна в процессе разрушения массива.

Другие основные и вспомогательные процессы проходческого цикла одинаковые при обеих технологиях.

16.6 Процессы выемки угля и породы.

Буровзрывной технологией проведения горных выработок предусматривается разрушение горного массива в проектном сечении выработки принятой формы на определенную длину (заходку). На площади проходческого забоя, в предварительно отмеченных точках, бурятся шпуров глубиной 2...3 м диаметром 40...50 мм под определенными углами наклона к поверхности забоя. Количество шпуров на заданную площадь забоя и расстояние между ними рассчитываются или принимаются на основании исследовательских взрывов.

Пробуренные шпуров очищаются от пыли и заполняются патронами ВВ, патроном-боевиком и забойкой. В таком виде проходческий забой полагается готовым к взрывным работам.

Взрывание шпуров производится поэтапно с задержкой в десятки миллисекунд – в первую очередь взрываются врубовые шпуров, которые находятся в центре площади забоя, затем – вспомогательные (промежуточные), и затем – окончивающие, пробуренные по контуру сечения забоя.

Взрывная сеть состоит из детонаторов, проводов и источника тока в виде взрывного прибора или машинки.

После взрывных работ проходческий забой проветривается, убирается разрушенная порода и призабойное пространство приводится в безопасное состояние, возводится основная крепь и выполняются вспомогательные работы. Проходческий цикл на этом завершается.

Таким образом, работы по проведению выработки состоят из основных и вспомогательных процессов проходческого цикла.

К **основным** процессам при буровзрывной технологии относятся бурение шпуров, зарядание шпуров патронами ВВ, взрывание шпуровых зарядов, проветривание выработки, уборка и транспортировка породы, возведение постоянной крепи.

К **вспомогательным** процессам относятся подготовка рабочего места, инструментов и оборудования, проверка работы оборудования и ликвидация повреждений, настилка рельсового пути или наращивание конвейерной линии, сооружение водоотливной канавки, наращивание вентиляционной трубы, подвешивание кабелей и возведение временной крепи, устройство освещения забоя и выработки, маркшейдерское обслуживание, контроль за состоянием шахтной атмосферы.

Выбор средств бурения зависит от прочности пород, площади поперечного

сечения выработки и вида энергии в забое. В породах с $f < 8$ целесообразно применять бурильные установки БУЭ-1м ($S_{CB} = 6 \dots 9 \text{ м}^2$), БУЭ-3 ($S_{CB} = 9 \dots 25 \text{ м}^2$) или колонковые электросверла ЭБГП ($S_{CB} < 10 \text{ м}^2$). В породах с $f = 8 \dots 16$ наиболее эффективно применение электрических (БУЭ-3) или пневматических (БУ-1м, БУР-2) бурильных установок. Для бурения шпуров при проведении квершлагов и полевых штреков целесообразно использовать буропогрузочные машины 1ПНБ-2Б ($S_{CB} < 5,2 \text{ м}^2$; $f < 6$) и 2ПНБ-2 ($S_{CB} < 8 \text{ м}^2$; $f < 12$).

Для бурения шпуров в породах средней прочности и крепких при любой площади поперечного сечения выработок применяются пневматические ручные бурильные машины ударно-вращающегося действия ПР-20В, ПР-27ВБ, ПР-30ВС, ПР-30К, которые устанавливаются на пневмоподдержках.

Для бурения шпуров в породах крепких и очень крепких применяются колонковые бурильные машины ПК-50, ПК-60, ПК-75, которые устанавливаются на манипуляторах бурильных установок и кареток.

Бурение шпуров осуществляется съёмными буровыми коронками. Диаметр шпуров согласуется со стандартным диаметром патронов ВВ для угольных шахт 32 и 36 мм, и принимаются равными 36 и 41... 43 мм. Глубина шпуров зависит от свойств породы, площади забоя, типа бурового оборудования и организации работ. При бурении шпуров бурильными установками и механизированной погрузкой породы глубина шпуров принимается 2,25... 3,0 м, а при бурении колонковыми бурильными машинами – 2,0... 2,25 м. Чаще всего глубина шпуров принимается 1,5... 2,5 м.

Число шпуров в забое определяется из формул или принимается по практическим данным. Окончательное число шпуров устанавливается путем исследовательских взрывов.

Тип ВВ принимается в зависимости от прочности пород, обводнения забоя, безопасности шахты по газу и угольной пыли.

Затраты ВВ на цикл и средняя величина заряда на шпур определяются по формулам

$$Q = qv = qs\ell \quad (16.2)$$

где V – объем взрываеваемой породы, м^3 ;

S – площадь забоя выработки, м^2 ;

ℓ – глубина шпуров, м.

Средняя длина шпура в забое

$$Q_{CP} = \frac{Q}{N} \quad (16.3)$$

где N – число шпуров на забой

$$N = \frac{12,7qS}{vd^2\Delta_{II}}, \quad (16.4)$$

q – удельные затраты ВВ, кг/м^3 ,

$$q = q_1 F v e,$$

q_1 – удельные затраты условного ВВ (ВВ с работоспособностью 380... 400 см^3), принимается в зависимости от коэффициента прочности породы (см. табл.);

f	15...20	10...15	7...8	4...6	2...3	2
q_I	1,2...1,5	1,0...1,1	0,7...0,8	0,4...0,6	0,2...0,3	0,15

F – коэффициент, учитывающий структуру породы, для вязущей, пористой, упругой породы $F = 2$, для массивно-хрупкой – $F = 1,1$, для дислоцированного залегания с мелкой трещиноватостью – $F = 1,4$, для сланцевого залегания с перемежной прочностью пород при перпендикулярном к направлению шпуров наложении – $F = 1,3$;

ν – коэффициент сопротивления породы;

e – коэффициент работоспособности ВВ.

Для породы с $f < 10$ удельные затраты условного ВВ

$$q_I = 0,1f. \quad (16.5)$$

Коэффициент сопротивления породы ν учитывает глубину шпуров, площадь забоя и число обнаженных поверхностей: при двух обнаженных поверхностях рекомендуется $\nu = 1,2$ при верхней подрывке; $\nu = 1,4$ – при боковой; $\nu = 1,6$ – при нижней подрывке; при одной обнаженной поверхности для стволов

$$\nu = \frac{12,5}{NS}; \quad (16.6)$$

для горизонтальных и наклонных выработок

$$\nu = \frac{3\ell}{\sqrt{S}}, \quad (16.7)$$

где S – площадь забоя, m^2 ;

ℓ – глубина шпуров, м.

Коэффициент работоспособности ВВ определяется по формуле

$$e = \frac{380}{P}, \quad (16.8)$$

где P – работоспособность принятого ВВ, cm^3 .

Окончательно величина зарядов в шпурах принимается из расчёта целого числа патронов

$$Q_C = n_{II} q_{II} \quad (16.9)$$

где n_{II} – число патронов в заряде;

q_{II} – масса патронов ВВ, кг.

Окончательно затраты ВВ на заходку составляют

$$Q = N_1 Q_{з(1)} + N_2 Q_{з(2)} + \dots + N_n Q_{з(n)}, \quad (16.10)$$

где N_1, N_2, N_n – число шпуров с одинаковыми зарядами,

$Q_{з(1)}, Q_{з(2)}, Q_{з(n)}$ – окончательная величина заряда в отдельных группах шпуров (врубковых, вспомогательных, оконтуряющих).

Принятые заряды ВВ проверяются на заполнение шпуров по условию

$$\ell_{III} - \ell_{ЗАР} \geq \ell_{ЗАБ}, \quad (16.11)$$

где ℓ_{III} – длина шпура, м;

$\ell_{ЗАР}$ – длина заряда, м;

$$\ell_{ЗАР} = N_n \ell_n, \quad (16.12)$$

ℓ_n – длина патрона ВВ, м, принимается по характеристике ВВ;

$\ell_{ЗАБ}$ – минимальная длина забойки, м.

Взрывные работы выполняются в соответствии с паспортом взрывных ра-

бот. Паспорт – это инструктивная карта, которой регламентируется порядок ведения взрывных работ шпуровым методом. Паспорт включает в себя схему расположения шпуров, схему заряда в шпуре и схему расположения полиэтиленовых мешков с водой для пламегашения. Объяснительная часть паспорта содержит общую характеристику выработки и породы, тип бурового оборудования, число шпуров и затраты ВВ, тип ВВ и электродетонаторов, тип взрывной машинки, материал и длину забойки, выход породы и движение забоя за цикл.

Комбайновое проведение горных выработок предусматривает непрерывную или циклическую обработку забоя исполнительным органом последовательно с отделением породы от массива и погрузке её на средства транспортировки.

Применение проходческих комбайнов для проведения горных выработок позволяет упростить технологию и механизировать основные процессы проходческого цикла – отбойку, погрузку и транспортировку горной массы в забое выработки.

Ограничивающим фактором применения проходческих комбайнов является прочность пород. Так, современные комбайны рекомендованы к разрушению массива пород с коэффициентом прочности не более $f = 6$.

Наиболее распространены проходческие комбайны избирательного действия со стреловидным исполнительным органом в виде резцовой коронки.

Производительность комбайна избирательного действия, и, соответственно, скорость проведения выработки, зависит от схем перемещения его исполнительного органа по забою выработки. При проведении пластовых выработок с раздельной выемкой угля и породы в первую очередь вынимается уголь, а затем – породы почвы и кровли. При совместной выемке угля и породы разрушение массива выполняется горизонтальными или вертикальными полосами.

Производительность проходческого комбайна определяется или объемом вынутой горной массы, или движением забоя в единицу времени.

Для комбайна с исполнительным органом циклического действия в виде резцовой коронки теоретическая производительность определяется по формулам

$$Q = 3600 m b V_{\max} \gamma, \text{ т/час.} \quad (16.13)$$

$$\Pi = \frac{Q}{S\gamma} = 3600 \frac{mb}{S} V_{\max}, \text{ м/г,} \quad (16.14)$$

где S – площадь сечения выработки в черне, м^2 ;

m – мощность вынутого пласта угля или породы при поперечном перемещении коронки в процессе работы, м ;

b – максимальная величина захвата коронки, м ;

V_{\max} – максимальная скорость поперечного перемещения исполнительного органа, м/мин. ;

γ – объемная масса угля (породы) в массиве, т/м^3 .

Для корончатых исполнительных органов в виде конуса

$$m = \frac{d_K}{2}, \quad (16.15)$$

где d_K – максимальный диаметр конической коронки по резцам, м .

Техническая производительность комбайна избирательного действия

$$Q_T = 3600 m b V_{II} k_T, \text{ т/час.}; \quad (16.16)$$

$$P_T = 3600 \frac{bVm_{II}}{S} k_T \quad P_T = 3600 \frac{bVm_{II}}{S} k_T, \text{ м/час.} \quad (16.17)$$

где k_T – коэффициент непрерывной работы комбайна,

$$k_T = \frac{1}{\frac{1}{k_H} + \frac{T_{IIР}}{L_H} V_{II}}, \quad (16.18)$$

где $T_{IIР}$ – продолжительность простоев комбайна за рабочий цикл по причинам маневровых операций и замены инструмента, мин.;

L_H – путь, пройденный исполнительным органом при перемещении по забою за рабочий цикл, м;

k_H – коэффициент, который учитывает время ликвидации повреждений в процессе работы, $k_H = 0,6 \dots 0,8$.

Эксплуатационная производительность комбайна избирательного действия

$$Q_{\text{Э}} = Q_T k_{\text{Э}}, \text{ т/час.}; \quad (16.19)$$

$$P_{\text{Э}} = P_T k_{\text{Э}}, \text{ м/час.}; \quad (16.20)$$

где $k_{\text{Э}}$ – коэффициент непрерывной работы, который учитывает все виды простоев, в том числе и по организационным причинам

$$k_{\text{Э}} = \frac{1}{\frac{1}{k_H} + \frac{T_{IIРК} + T_{ОП}}{L_H} V_{II}}, \quad (16.21)$$

где $T_{IIРК}$ – продолжительность простоев комбайна, вызванных его конструкцией, мин.;

$T_{ОП}$ – продолжительность простоев по организационным причинам, мин.

Скорость проведения выработки зависит от технологии (способа) проведения, площади поперечного сечения выработки, коэффициента прочности пород, величины присечки породы. Минимальные нормативы скорости (м/мес.) проведения подготовительных выработок представлены в табл. 16.1

Таблица 16.1 – Нормативы скорости проведения выработок

Горно-геологические условия	Минимальные нормативы проведения подготовительных выработок (м/мес.) при площади поперечного сечения в свету						
	<8	8,1... 10	>10	<10	10,1... 11,2	12,1... 14	>14
Выработки, проводимые комбайнами легкого (4ПУ, ПК-3Г, ГПКС) и тяжёлого (4ПП-2, 4ПП-5) типов							
Горизонтальные и наклонные выработки, проводимые снизу вверх по уголю и породе с $f \leq 2$	330	290	260	–	–	–	–
То же, смешанным забоем с присечкой пород	280	250	220	210	200	180	160

до 50% ($f = 2.1 \dots 4$)							
То же, смешанным забоем с присечкой пород более 50% ($f = 2.1 \dots 4$)	260	230	200	190	175	160	145
Наклонные выработки, проводимые сверху вниз по углю и породе с $f \leq 2$	280	250	220	–	–	–	–
То же, смешанным забоем с присечкой пород больше 50% ($f = 2.1 \dots 4$)	260	230	200	190	175	160	145
То же, смешанным забоем с присечкой пород больше 50% ($f = 2.1 \dots 4$)	220	200	175	170	155	140	130
Выработки, проводимые буровзрывным способом с $f \leq 6$							
Горизонтальные и наклонные выработки, проводимые снизу вверх смешанным забоем с присечкой пород до 50%	155	140	–	–	135	120	115
То же, смешанным забоем							
– с присечкой пород больше 50%	130	120	–	–	105	100	95
– по породе	100	95	–	–	90	80	75
– квершлаг	90	80	–	–	75	70	60
Наклонные выработки, которые проводят сверху вниз							
– смешанным забоем с присечкой пород до 50%	140	130			120	115	100
– с присечкой пород более 50%	115	105			95	85	80

16.7 Процессы уборки и транспортировка горной массы в призабойном пространстве

При буровзрывной технологии взорванная и разрушенная горная масса скапливается на почве подготовительного забоя. После интенсивного проветривания призабойного пространства начинается процесс уборки горной массы с почвы выработки. Для этого применяются породопогрузочные машины циклического (рис. 16.2, а) и непрерывного (рис. 16.2, б) действия.

Горная масса с почвы выработки зачерпывается ковшом или захватывается

нагребающими лапами и подается на промежуточный конвейер погрузочной машины. Далее горная масса погружается в вагонетки рельсового транспорта или подается на конвейерную линию из скребковых и ленточных конвейеров.

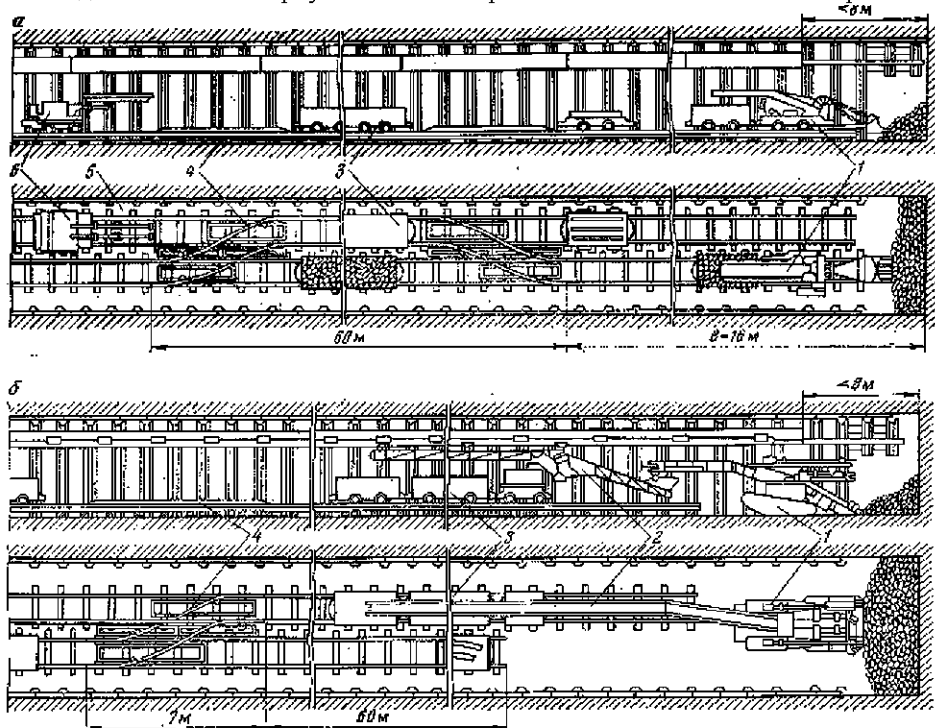


Рис. 16.2 – Технологические схемы проведения полевых выработок буровзрывным способом: 1 – погрузочная машина; 2 – перегружатель; 3 – вагонетка; 4 – средство обмена вагонеток; 5 – тупик для размещения буровой установки, оборудования и материалов; 6 – буровая установка

Процесс черпания (захвата) горной массы происходит под действием напорных усилий, которые создаются ходовой частью машины. Напорное усилие для внедрения ковша можно определить из формулы

$$T = G_M \psi - (G_M + G_B)(\omega \pm u), \text{ кН}, \quad (16.22)$$

где G_M , G_B – масса соответственно машины и прицепленной к ней вагонетки, т;
 ψ – коэффициент сцепления приводных колес машины с рельсами;
 ω – коэффициент сопротивления движению машины и вагонетки;
 u – уклон рельсового пути.

Сцепной вес машины, необходимый для устойчивого внедрения ковша на заданную глубину

$$P = \frac{qWG_b(\omega \pm i)}{\psi - G_b(\omega \pm i)}, \text{ Н} \quad (16.23)$$

где W – сопротивление внедрения, Н.

Техническая производительность ковшовой машины

$$Q_T = \frac{60}{t_{\text{Ц}}} V_K k_3 k_{\text{Ц}} k_P, \quad (16.24)$$

где V_K – геометрическая вместительность ковша, м³;

$t_{\text{Ц}}$ – продолжительность цикла погрузки, с;

k_3 – коэффициент заполнения ковша, $k_3 = 0,6 \dots 0,7$;

$k_{\text{Ц}}$ – коэффициент, который учитывает изменение продолжительности цикла в реальных условиях, $k_{\text{Ц}} = 0,6 \dots 0,8$;

k_P – коэффициент дополнительного дробления породы в ковше, $k_P = 0,92 \dots 0,96$.

Техническая производительность погрузочной машины с нагребными лапами

$$Q_T = \frac{60 V_{\text{Л}} n_{\text{Л}} k_3}{t_{\text{Л}}}, \text{ м}^3/\text{мин}. \quad (16.25)$$

где $V_{\text{Л}}$ – расчетный объем горной массы, который захватывается одной лапой, м³,

$$V_{\text{Л}} = 0,5 B \ell_{\text{Л}} h, \quad (16.26)$$

B – ширина захвата передней кромки приемочной плиты, м;

$\ell_{\text{Л}}$ – расстояние между участками траекторий лап в период нагребания и обратного хода (ориентировочно равно диаметру ведущих дисков), м;

h – средняя высота слоя загребаемой массы (для слабых пород h равна высоте лапы, для скальных – двойной высоте лапы);

$n_{\text{Л}}$ – число лап на машине;

$t_{\text{Л}}$ – продолжительность цикла движения одной лапы, с; каждая лапа за минуту осуществляет 30... 40 ходов для тяжёлых машин и 45 – для легких.

Процесс работы призабойного транспорта включает в себя организацию погрузки горной массы в транспортные средства и маневры их в призабойном пространстве. При выборе средств призабойного транспорта необходимо исходить из условий обеспечения работы погрузочных машин с минимальными простоями.

Выбор схемы обмена вагонеток зависит от числа рельсовых путей, вместительности вагонеток, способа их откатки и типа погрузочных машин. Схемы призабойного транспорта в однопутевых и двухпутевых выработках показаны на рис. 16.3 и 16.4.

Рекомендуется применять следующие прогрессивные технологические схемы.

В выработках шириной больше 4,2 м, $k_{\text{Л}} > 0,3$ и с постоянным электровозным транспортом – бурильные установки БУЭ-3 ($f > 8$) и погрузочные машины ПППН-5, а в случае отсутствия электроэнергии – соответственно БУР-2 и ПППН-5Г (рис. 16.5, а). Численность сменного звена проходчиков 5... 7 человек; проектная скорость проведения выработок 120... 220 м/мес.

В выработках шириной до 4,2 м, $k_{\text{Л}} > 0,3$ и с постоянным электровозным транспортом – погрузочные машины ПППН-5, оборудованные манипуляторами с колонковыми сверлами ЭБГП-1 для бурения породного забоя ($f \leq 8$) и ручными электросверлами для бурения угольного забоя или слабых ($f < 4$) боковых пород.

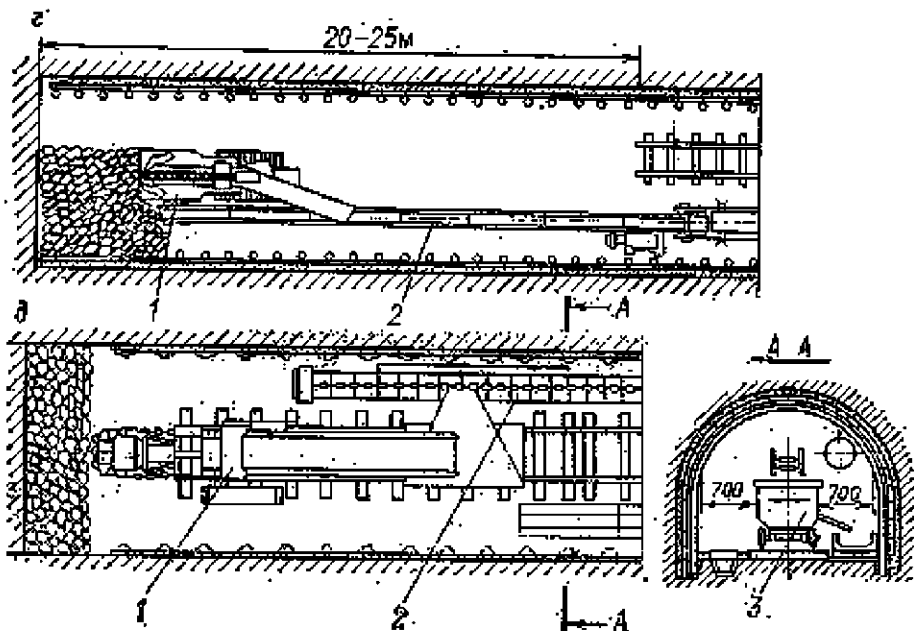


Рис. 16.3 – Схемы призабойного транспорта в двухпутевых выработках.

В выработках площадью поперечного сечения в свету $SCB > 9 \text{ м}^2$ при $f > 4$, $kП > 0,3$ и с постоянным конвейерным транспортом – буропогрузочные машины 2ПНБ-2Б (1ПНБ-2Б), а при $SCB < 9 \text{ м}^2$ – погрузочные машины 2ПНБ-2 (1ПНБ-2) с колонковыми и ручными сверлами (рис. 16.5, б). Численность сменного звена проходчиков 4...5 человек; проектная скорость проведения выработок 110... 180 м/мес.

16.8 Процессы крепления горной выработки

Возведение постоянной крепи с бурением и погрузкой породы является наиболее продолжительным и трудоемким процессом. При проведении выработок постоянная крепь сооружается из дерева, металла, камня, бетона и железобетона в зависимости от срока службы выработки и величины горного давления.

Крепь должна удовлетворять основным требованиям:

- быть достаточно прочной, надежной и долговечной (поддерживать выработку в рабочем и безопасном состоянии на протяжении всего срока службы);
- конструкция и материал должны отвечать сроку службы выработки, а сумма материальных и трудовых затрат на изготовление, возведение, эксплуатацию и ремонт за срок службы выработки должна быть минимальной.

Деревянную крепь целесообразно применять в выработках со сроком службы до трёх лет при умеренном горном давлении. Неполные крепежные рамы применяются в выработках прямоугольной и трапециевидной формы поперечного сечения при $f = 3...9$, а полные – при $f = 1...2$ при неустойчивых породах почвы выработки.

Целью расчетов деревянной крепи является определение размеров верхних, стоек и затяжек, отвечающих условию прочности.

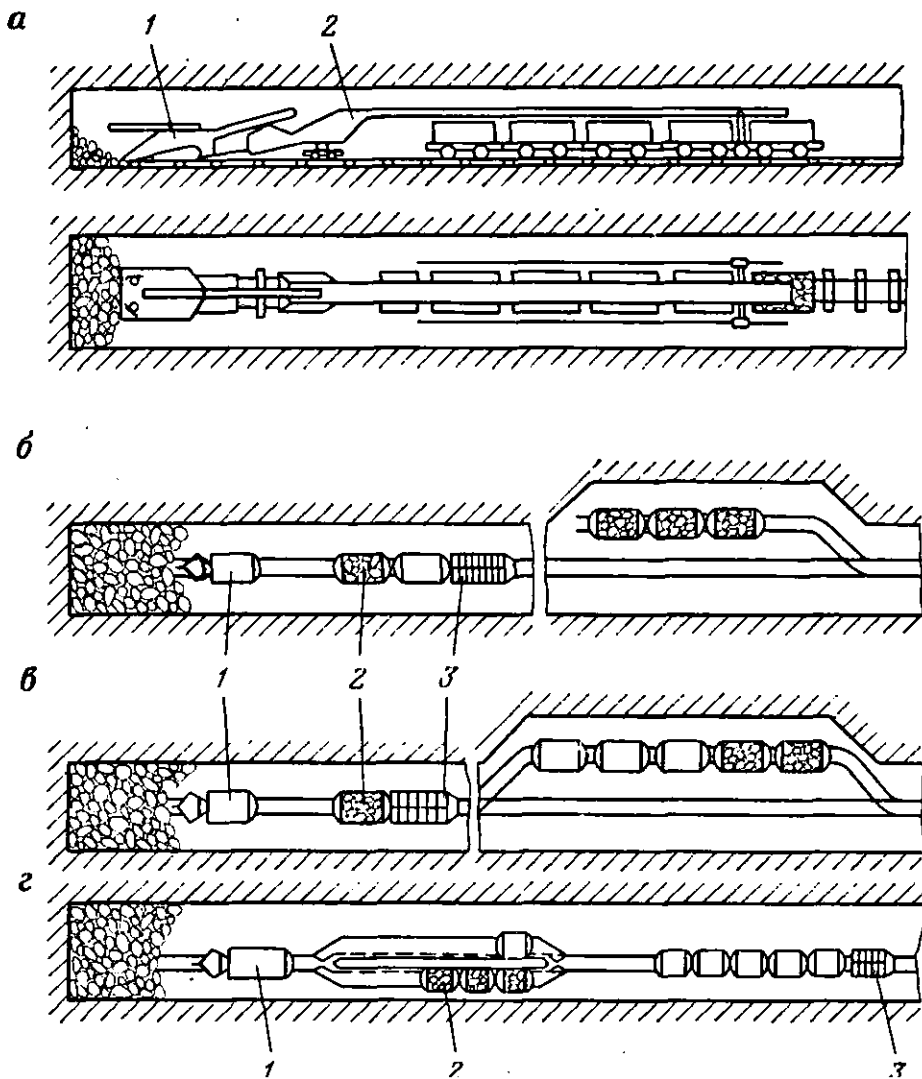


Рис. 16.4 Схемы призабойного транспорта в однопутевых выработках.

Диаметр верхняка

$$d = 1,61a\sqrt[3]{\frac{10\ell_P\gamma}{f\sigma_3}}, \text{ см}, \quad (16.27)$$

где a – половина ширины выработки в проходке по кровле, см;
 γ – объемная масса породы кровли, кг/см³;
 f – коэффициент прочности породы кровли;
 σ_3 – допустимое напряжение на изгиб материала верхняка, Н/см²;
 ℓ_P – расстояние между осями рам, см.

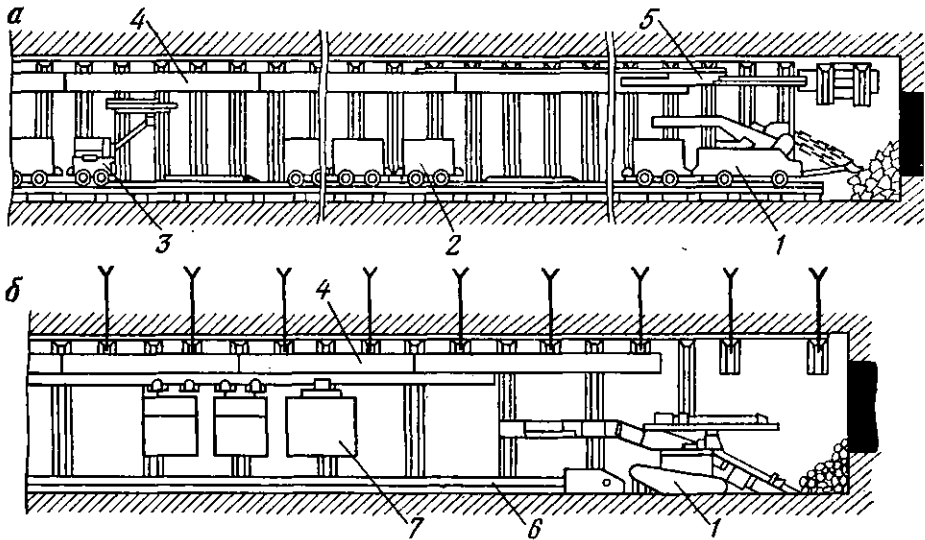


Рис. 16.5 – Технологические схемы проведения выработки: 1 – машина 2ПНБ-2Б (1ППН-5); 2 – вагонетки; 3 – бурильная установка БУЭ-3; 4 – вентиляционный трубопровод; 5 – КПМ8; 6 – скребковый конвейер; 7 – монорельсовая дорога 6ДМКУ

Толщина деревянной затяжки

$$C = k\ell_p \sqrt{\frac{10\sigma\gamma}{f\sigma_3}}, \text{ см,} \quad (16.28)$$

где k – коэффициент для затяжки, для затяжки из досок $k = 0,87$, из горбылей – $k = 1,3$.

Металлическая крепь по форме поперечного сечения выработки и конструкции принимаются трапецевидная, арочная и кольцевая жесткая из двутавровых балок, арочная и кольцевая податливая из спецпрофиля СВП. Жесткая крепь применяется в выработках с продолжительным сроком службы и в условиях постоянного горного давления.

Наиболее распространена (более 90%) металлическая податливая трёх- и пятизвенная крепь, изготовленная из спецпрофиля СВП.

Трёхзвенная арочная крепь КМП-А3 состоит из трех основных элементов – верхняка и двух стоек, соединенных замками. Податливость крепи (300... 400 мм) достигается за счет скольжения верхняка относительно стоек.

В пятизвенной арочной крепи КМП-А5 стойки выполнены составными из двух отрезков спецпрофиля СВП. Податливость крепи достигает 1000 мм, что позволяет устанавливать его в выработках при мощности пласта более 1 м.

Крепь КМП-3 и КМП-5 применяется в выработках одно- и двухпутевых при сроке службы от 2-х до 15-и лет и породах с $f = 2...9$. Крепь КМП изготавливается из спецпрофиля СВП-17, 19, 22, 27 и 33.

Несущая способность арки составляет в податливом режиме 160... 310 кН, в жестком режиме – 300... 490 кН.

Расчеты металлической крепи сводится к выбору типа спецпрофиля и определения максимального расстояния между арками (рамами и кольцами).

Тип спецпрофиля и несущая способность крепи выбирается в зависимости от площади поперечного сечения выработки в свету после осадки (табл. 16.2).

Максимальное расстояние между арками

$$l_{\max} = \frac{Pf}{40a^2\gamma}, \text{ м}, \quad (16.29)$$

где P – несущая способность арки (табл. 16.3), кН;

a – половина максимальной ширины выработки в проходке, м;

γ – удельный вес горных пород, Н/м³.

Окончательно расстояние между рамами принимается с учетом опыта крепления в заданных условиях, но не более рекомендованного в табл. 16.3.

Таблица 16.2 – К выбору типоразмеров спецпрофиля

Максимальная площадь поперечного сечения выработки, м ²	Типоразмер спецпрофиля	Несущая способность (сопротивление) одной арки при работе крепи в режиме (кН)	
		податливым	жестком
7,9	СВП-17	160... 180	300
9,2	СВП-19	180... 200	330
11,2	СВП-22	200... 220	330
13,8	СВП-27	230... 250	410
18,3	СВП-33	290... 310	490

Таблица 16.3 – Число крепежных рам на 1м

Максимальная площадь сечения выработки в свету после осадки S_{CB} , м ²	Число рам на 1 м длины выработки при коэффициенте прочности пород		
	$f \leq 3$	$f = 4... 6$	$f = 7... 9$
6,0	1	1	0,8
7,9	1	1	0,8
9,2	1	1	0,8
11,2	1	1	0,8
13,8	1	1	0,8
15,5	1	1	0,8
18,3	1,5	1,25	1,0

Технология возведения постоянной крепи рамного типа предусматривает

выполнение следующих операций: подготовка проходчиками инструмента, осмотр и приведение в безопасное состояние рабочего места, передвижение временной крепи в забое, выравнивание боков и кровли выработки, подготовка лунок в почве выработки под стойки крепи; подготовка крепежных деталей, распорок и т.п. В первую очередь устанавливаются стойки, которые соединяются с предыдущими рамами металлическими или деревянными стяжками. Далее поднимается верхняк и соединяется замками со стойками. Установленная рама расклинивается, окончательно выравнивается. Пространство за рамами ограждается стяжками и пустоты за ними заполняются мелкой породой. Стяжки устанавливаются сначала под кровлей, а затем – в направлении снизу вверх по бокам выработки. Затягивание может быть сплошным или в разбежку.

Бетонная и железобетонная крепь применяется при проведении капитальных протяжённых выработок и камер при значительном постоянном горном давлении и длительном сроке службы выработки.

При проведении выработок в слоистых породах, когда возникает необходимость скрепить отдельные слои пород в одну плиту, применяется анкерная крепь.

Процессы возведения бетонной, железобетонной и анкерной крепи наиболее трудоемкие, требуют использования вспомогательных трудоресурсов.

16.9 Проветривание тупиковой подготовительной выработки

16.9.1 Прогноз метановыделения тупиковой выработки по естественной газоносности пласта

Метановыделение в тупиковую выработку, которая проводится по пласту угля, определяется по формуле

$$I_{\Pi} = I_{\Pi\text{ОВ}} + I_{\text{У}}, \quad (16.30)$$

где $I_{\Pi\text{ОВ}}$ – метановыделение из неподвижных обнажений поверхности пласта, м³/мин.;

$I_{\text{У}}$ – метановыделение из отбитого угля, м³/мин.

Метановыделение из неподвижных обнажений поверхности пласта определяется по формуле

$$I_{\Pi\text{ОВ}} = 2,3 \cdot 10^{-2} m_{\Pi} V_{\Pi} (X - X_0) k_T, \quad (16.31)$$

где m_{Π} – полная мощность угольных пачек пласта, м;

V_{Π} – проектная скорость движения забоя тупиковой выработки, м/час.;

X – естественная метаноносность пласта, м³/т,

$$X = X_{\Gamma} K_W A_3, \quad (16.32)$$

X_{Γ} – естественная метаноносность, м³/т с.б.м., принимается по данным геологической разведки;

K_W – коэффициент перерасчета метаноносности пласта на уголь, (доля от единицы),

$$K_W = \frac{100 - W - A_3}{100}; \quad (16.35)$$

A_3 – пластовая зольность угля (по данным геологической разведки), (доля от единицы);

X_0 – остаточная метаноносность угля, м³/т, для каменного угля и антрацитов с объемным выходом летучих веществ $V^{daf} > 165$ мл/г с.б.м определяется по фор-

муле

$$X_O = X_{OG} K_W; \quad (16.33)$$

X_{OG} – остаточная метаноносность угля, м³/т с.б.м., принимается по табл. 16.4 или определяется по формуле

$$X_{OG} = 18,3V^{daf} - 0,6 \quad (16.34)$$

где V^{daf} – выход летучих веществ, %;

k_T – коэффициент, который учитывает изменения метановыделения во времени, доля единицы, зависит от времени $T_{ПР}$, прошедшего от начала проведения выработки до момента определения $I_{ПОВ}$, принимается по табл. 16.5

Таблица 16.4 – Остаточная метаноносность угля

Выход летучих веществ V^{daf} , %	2... 8	8... 12	12... 18	18... 26	26... 35	35... 42	42... 50
X_{OG} , с.б.м	12,1... 5,3	5,3... 4,1	4,1... 3,2	3,2... 2,6	2,6... 2,2	2,2... 1,9	1,9... 1,7

Таблица 16.5

$T_{ПР}$, сут.	k_T	$T_{ПР}$, сут.	k_T	$T_{ПР}$, сут.	k_T
1	0,11	15	0,35	75	0,83
2	0,13	20	0,41	90	0,87
3	0,15	25	0,47	105	0,91
4	0,17	30	0,53	120	0,94
5	1,18	45	0,66	150	0,97
10	0,27	60	0,76	200	0,99
				>200	1,00

Метаноновыделение из отбитого угля зависит от способа его выемки:

– при выемке угля проходческим комбайном

$$I_Y = j k_{TB}(X - X_O), \quad (16.36)$$

где j – техническая производительность комбайна или суммарная производительность проходчиков по выемке угля, т/мин., для комбайнов принимается из табл. 16.6;

k_{TB} – коэффициент, который учитывает степень дегазации отбитого угля, доля единицы,

$$k_{TB} = aT_B^B, \quad (16.37)$$

T_B – время нахождения (дегазации) угля в призабойном пространстве, мин.,

$$T_B = \frac{S_B \ell_{ЦГ}}{j}, \quad (16.38)$$

S_B – площадь сечения выработки по уголю, м²;

$\ell_{Ц}$ – подвигание забоя за цикл непрерывной работы комбайна, м, принимается при мощности пласта меньшей, чем диаметр резцовой коронки, равным длине коронки, при мощности пласта большей, чем диаметр коронки, – расстоянию между арками, но не менее 1 м;

a, b – коэффициенты, которые характеризуют газоотдачу из отбитого угля, принимается при времени транспортировки (дегазации) угля $T_B \leq 6$ мин. $a = 0,052$ и $b = 0,71$, а при $T_B > 6$ мин. – $a = 0,118$ и $b = 0,25$.

Таблица 16.6

Тип комбайна	4ПП2М	КН78	4ПП5	4ПУ	ГПКСН, 4ПП2	ГПКС, ГПКСП
j , т/мин.	0,7	0,8	1,0	1,2	1,5	1,8

При проведении выработки буровзрывным способом

$$I_{BB} = 9 \cdot 10^{-3} S_B \ell_{BP} \gamma (X - X_O), \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (16.39)$$

где ℓ_{BP} – подвигание забоя за цикл взрывания, м;

γ – объемная масса угля, т/м³.

Максимальное метановыделение в призабойное пространство при ведении буровзрывных работ по углю

$$I_{ВПmax} = 0,05 S_B \ell_{BP} \gamma (X - X_O), \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (16.40)$$

Метановыделение в призабойное пространство тупиковой выработки $I_{ПП}$ при выемке угля комбайном определяется по формуле. В этом случае при определении $I_{ПОВ}$ длина призабойного пространства принимается 20 м при нагнетательном способе проветривания. Время проведения участка выработки $T_{ПР}$ рассчитывается как $\ell_{ПП} / V_{П}$, I_{BB} и $k_{ТВ}$ определяются соответственно по формулам, T_B определяется по формулам (16.38), (16.36) (16.37).

16.9.2 Затраты воздуха на проветривание призабойного пространства.

При выемке угля комбайном затраты воздуха определяются по формулам

$$Q_{ВП} = \frac{100 I_{ВП}}{C - C_O}, \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (16.40)$$

где $Q_{ВП}$ – расход воздуха, который подаётся в призабойное пространство тупиковой выработки, м³/мин.;

C – допустимая концентрация метана в исходящей из выработки струе воздуха, %;

C_O – концентрация метана во входящей в тупиковую выработку струе воздуха.

При проведении выработок буровзрывным способом

$$Q_{ВП} = \frac{S_{CB} \ell_{TP}}{k_{ТД}} \left[\frac{71 I_{ВПmax}}{S_{CB} \ell_{TP} (C_{max} - C_O) + 18 I_{ВПmax}} \right]^2, \quad (16.41)$$

где S_{CB} – площадь поперечного сечения выработки в свету на призабойном участке, м²;

ℓ_{TP} – расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя выработки, м;

k_{TD} – коэффициент турбулентной диффузии, принимается $k_{TD} = 1$ при $S_{CB} \leq 10 \text{ м}^2$ и $k_{TD} = 0,8$ при $S_{CB} > 10 \text{ м}^2$;

$I_{ВПmax}$ – максимальное метановыделение в призабойном пространстве после взрывания зарядов ВВ по углю, $\text{м}^3/\text{мин}$.;

C_{max} – допустимая максимальная концентрация метана в призабойном пространстве после взрывания зарядов ВВ по углю, принимается $C_{max} = 2\%$.

Расход воздуха по газам, образовавшимся при взрывных работах

$$Q_{ВП} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{BP} S_{ВП}^2 \ell^2 k_{OEB}}{k_{УТ.ТР}^2}}, \quad (16.42)$$

где V_{BP} – объем вредных газов после взрывания ВВ, л,

$$V_{BP} = 100V_{УГ} + 40V_{ПОР}, \quad (16.43)$$

$V_{УГ}$, $V_{ПОР}$ – масса одновременно взрывающегося ВВ по углю и породе, кг, если взрывание по углю и породе производится раздельно (в несколько приемов), то при расчете $Q_{ВП}$ принимается максимальное значение V_{BP} ;

T – продолжительность проветривания выработки после взрывания зарядов ВВ, мин.;

S_{CB} – средняя площадь поперечного сечения тупиковой выработки в свету, м^2 ;

k_{OEB} – коэффициент, учитывающий обводненность выработки, $k_{OEB} = 0,15 \dots 0,8$ (большее значение принимается для сухих и меньшее – для обводненных выработок);

$k_{УТ.ТР}$ – коэффициент утечки воздуха в вентиляционных трубах (для гибких труб диаметром 0,6...1 м при длине звеньев 20 м принимается $k_{УТ.ТР} = 1,02 \dots 6,62$, для жестких металлических – $k_{УТ.ТР} = 1,01 \dots 1,4$).

Необходимое количество воздуха, рассчитанное по наибольшему количеству людей в призабойном пространстве

$$Q_{ВП} = 6 n_{Л}, \quad (16.44)$$

Необходимое количество воздуха, рассчитанное по минимальной скорости его движения в выработке

$$Q_{ВП} = 60 V_{Пmin} S_{CB}, \quad (16.45)$$

где $V_{Пmin}$ – минимально допустимая по ПБ скорость воздуха в тупиковом забое, м/с.

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры определяются по формуле

$$Q_{ВП} = 20 V_{min t} S, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (16.46)$$

где $V_{min t}$ – минимально допустимая скорость воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры, м/с.

Расход воздуха для проветривания всей тупиковой выработки

$$Q_{П} = \frac{100 I_{П} k_{НП}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (16.47)$$

где $I_{П}$ – метановыделение тупиковой выработки, $\text{м}^3/\text{мин}$.;

$k_{НП}$ – коэффициент неравномерности газовыделения в тупиковой выработке, принимается $k_{НП} = 1,0$.

В дальнейших расчетах принимается наибольшее количество воздуха из

всех полученных выше значений $Q_{ВП}$.

16.9.3 Выбор средств проветривания тупиковой выработки

Проветривание проходческого забоя должно обеспечивать наличие кислорода в воздухе не менее 20% (по объему), а углекислого газа – не более 5%. При этом минимальная скорость движения воздуха должна быть не менее 0,25 м/с, а его температура – не выше 26°C при относительной влажности до 90%.

Выработки с тупиковыми забоями проветриваются вентиляторами местного проветривания ВМП по нагнетательной схеме. При этой схеме ВМП устанавливаются на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от исходящей из тупиковой выработки струи. Расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя должно быть не более 8 м.

Подача вентилятора, который работает на гибкий трубопровод

$$Q_B = k_{VT,TP} Q_{ВП}, \text{ м}^3/\text{мин.} \quad (16.48)$$

Давление вентилятора (депрессия) гибкого трубопровода определяется по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_{TP} \left(\frac{0,59}{k_{VT,TP}} + 0,41 \right)^2, \text{ дПа,} \quad (16.49)$$

где R_{TP} – аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без потерь воздуха,

$$R_{TP} = r_{TP} (L_{TP} + 20d_{TP} n_1 + 10d_{TP} n_2), \quad (16.50)$$

r_{TP} – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого трубопровода без потерь воздуха, кц/м; при длине звена 20 м r_{TP} принимается из табл. 16.7;

n_1 и n_2 – число поворотов трубопровода на 90° и 45° соответственно.

Таблица 16.7

d_{TP} , м	0,2...0,25	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0
r_{TP} , кц	7,86	1,33	0,304	0,177	0,071	0,0161	0,0053

Выбор вентилятора производится путем нанесения расчетного режима его работы Q_B и h_B на график аэродинамических характеристик вентиляторов (рис. 16.6, точка А). При этом для проветривания выработки необходимо принимать такой вентилятор, аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами расчетного режима Q_B и h_B или выше её при наименьшем КПД.

При использовании гибких вентиляционных трубопроводов предварительно можно выбрать вентилятор по таблице в зависимости от диаметра и максимальной длины трубопровода и значения Q_{BB} , а затем уточнить тип вентилятора по аэродинамической характеристике трубопровода.

Построение аэродинамической характеристики трубопровода или сопротивления сети выработок выполняется следующим образом: задаются произвольными значениями Q_{BB} (м³/с) и для каждого из них определяются $k_{VT,TP}$, расход воздуха в начале трубопровода (подача ВМП) Q_B и депрессия трубопровода (давление ВМП). Парные значения Q_B и h_B наносятся на график и по получен-

ным точкам проводится кривая – квадратичная парабола. После выбора ВМП и трубопровода выполняется проверка расхода воздуха в устье тупиковой выработки $Q_{ПР}$ из условия

$$Q_{ПР} = \frac{Q_{ВР}}{k'_{УТ.ТР}}, \quad (16.51)$$

где $k'_{УТ.ТР}$ – коэффициент расхода воздуха в трубопроводе на участке от ВМП до устья тупиковой выработки, для гибких трубопроводов

$$k'_{УТ.ТР} = \frac{k_{УТ.ТР}}{k_{УТ.ТР.Т}}, \quad (16.52)$$

$k_{УТ.ТР.Т}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе на участке от устья выработки до забоя.

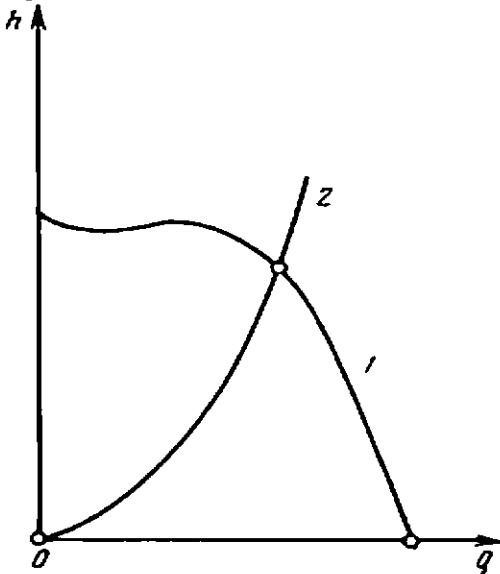


Рис. 16.6 – Характеристика режима работы вентилятора: 1 – аэродинамическая характеристика трубопровода (сети); 2 – аэродинамическая характеристика вентилятора

Расход воздуха в месте установки ВМП должен удовлетворять требованию

$$Q_{ВС} \geq 1,43 Q_{В} k_p, \quad (16.53)$$

где k_p – коэффициент, для ВМП с регулируемой подачей $k_p = 1,1$, с нерегулируемой – $k_p = 1,0$;

$Q_{В}$ – подача ВМП с учётом длины тупиковой выработки на отдельные периоды, для которых производятся расчеты.

16.10 Организация работ и технико-экономические показатели

Организация работ проходчиков имеет свою специфику: рабочим местом проходческой бригады является незначительная часть выработки, которая прилежит непосредственно к забою и постоянно перемещается. На этом участке сосредоточены машины и механизмы и основной состав проходческого звена, выполняются основные и вспомогательные процессы.

Процессы проведения и крепления являются основными. Они выполняются непосредственно в забое или близ него. Вспомогательные процессы обеспечи-

вают условия для выполнения основных. Состав процессов зависит от технологии проведения выработки.

Организация работ – это порядок выполнения отдельных операций в проходческом цикле. В зависимости от организации работ основные рабочие процессы выполняются последовательно или с частичным совмещением. Вспомогательные процессы необходимо выполнять одновременно с основными, чтобы они не влияли на общую продолжительность цикла. Запрещено объединение заряжания шпуров, взрывания зарядов и проветривания забоя после взрывных работ с любыми другими рабочими процессами.

Для каждого подготовительного забоя составляется график организации работ (рис. 16.7).

ПРОФЕССИИ	Кол-во человек	I смена				II смена				III смена				IV смена			
		8	10	12	14	16	18	20	22	0	2	4	6	8	10	12	14
Бурение шпуров	6																
Заряжание шпуров	4																
Взрывание и проветрив	-																
Погрузка отбитой массы	6																
Крепление штрека	4																
Вспомогательные операции	4																
Ремонт оборудования	3																
Дост.вспомог. материалов	4																

Рис. 16.7 – График организации работ по проведению выработки буровзрывным способом

Перечень нормированных процессов и операций приведены в составе работ Единых норм и расценок.

Для расчетов проходческого цикла вначале определяется объем работ по каждому нормированному процессу:

– бурение шпуров

$$V_B = \ell_{Ш} N, \text{ м}, \quad (16.54)$$

– погрузка горной массы

$$V_{П} = \ell_3 S_{ПР}, \text{ м}^3, \quad (16.55)$$

– крепление горной выработки

$$V_{КР} = \frac{\ell_3}{\ell}, \text{ рам}, \quad (16.56)$$

– настилка рельсового пути и сооружение водоотливной канавки

$$V_P = V_K = \ell_3, \text{ м}, \quad (16.57)$$

где $\ell_{Ш}$ – длина шпура, м;

ℓ_3 – глубина заходки, м;

N – число шпуров, шт.;

$S_{ПР}$ – площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²;

ℓ – расстояние между рамами, м.

Далее рассчитывается трудоемкость работ или число человеко-смен, необходимое для выполнения нормированных процессов

$$N_i = \frac{V}{H}, \quad (16.58)$$

где V – объем работ на цикл;

H – норма выработки из справочника.

Общее число человеко-смен на цикл

$$\Sigma N_{Ц} = N_1 + N_2 + \dots + N_n \quad (16.59)$$

Явочный состав бригады принимается на цикл путем округления $\Sigma N_{Ц}$ в меньшую сторону до целого числа $N_{ЯВ}$.

Коэффициент перевыполнения нормы выработки

$$k_H = \frac{\Sigma N_{Ц}}{N_{ЯВ}}. \quad (16.60)$$

Для построения графика организации работ определяются затраты времени на выполнение нормированного процесса

$$t_i = \frac{\Sigma N_{Ц} T \alpha}{n_i k_H}, \quad (16.61)$$

где t – продолжительность смены, час.;

α – коэффициент, который учитывает затраты времени на зарядку, взрывание и проветривание забоя после взрыва;

n_i – число рабочих, которые выполняют данный рабочий процесс.

Продолжительность цикла (без совмещения работ)

$$T_{Ц} = \Sigma t_i, \quad (16.62)$$

На основе расчетов строится график организации работ.

Важным фактором организации работ является режим работы бригады в течение месяца, недели, суток и смены. Чаще всего принимается такой режим: 4 рабочие смены при проведении выработки по буровзрывной технологии; 3 рабочие и одна ремонтная – при комбайновой технологии; 25 рабочих дней в месяц.

К технико-экономическим показателям относятся скорость проведения выработки, производительность труда проходчика и стоимость 1 погонного метра (или 1 м³) готовой выработки.

Наименьшие нормативы скорости проведения подготовительных выработок представлены в табл. 16.2. Средняя скорость проведения выработок буровзрывным способом составляет 60 м/мес.; производительность труда 1,26 м³/чел.-смену; при комбайновой технологии – соответственно 160 м/мес. и 1,81 м³/чел.-смену.

Подвигание проходческого забоя за цикл рекомендуется принимать:

– при буровзрывной технологии – по породе 1... 1,7 м; по углю – не менее 2 м; по углю с подрывкой породы – 1,3... 2,0 м;

– при комбайновой технологии – по породе или по углю с подрывкой породы – не менее 2 м; по углю не менее 3 м.

Скорость проведения выработки за месяц

$$L = \ell_{Ц} \cdot n \cdot N_P \quad (16.63)$$

где $\ell_{Ц}$ – подвигание забоя за цикл, м;

n – число циклов в сутки;

N_P – число рабочих дней в месяц.

Производительность труда проходчика

$$P = \frac{\ell_{ц}}{N_{яв}}, \text{ м/чел.-смену.} \quad (16.64)$$

$$C = TN_{п}, \quad (16.65)$$

где T – тарифная ставка работника, руб.;

$N_{п}$ – число человеко-смен на выполнение процесса.

Общая стоимость работ за цикл

$$\Sigma C_{ц} = C_1 + C_2 + \dots + C_n, \text{ руб.} \quad (16.66)$$

Себестоимость проведения 1 м выработки определяется по элементам заработная плата, начисление на зарплату, затраты на материалы, амортизационные отчисления, затраты на электроэнергию.

Работы по проведению подземных горных выработок должны выполняться в соответствии с паспортом проведения и крепления выработок. Приступить к проведению выработки без утвержденного паспорта не разрешается независимо от ее назначения, длины, срока службы. Паспорт является единым технологическим документом сооружения выработки, отклонение от которого не допускается ни проходчиками, ни инженерно-техническими рабочими.

В случаях непредвиденного изменения горно-геологических или производственных условий паспорт должен быть пересмотрен и на протяжении смены в него должны быть внесены соответствующие изменения.

16.11 Контроль качества и прием горнопроходческих работ

За качество проходческих работ в соответствии с утвержденным паспортом проведения и крепления выработки несут ответственность проходчики во главе с бригадиром. Контроль качества работ по мере проведения выработки производится внешним осмотром выработки и инструментальными замерами как ИТР участка, так и ИТР маркшейдерской службы, отдела организации и нормирования труда шахты или шахтостроительной организации.

Особое внимание уделяется проведению выработок по заданному направлению, соблюдению размеров и площади поперечного сечения, закладке зарамного пространства, сооружению водоотливной канавки и настилке постоянного рельсового пути. Все пустоты за крепью должны быть заложены (затампонированы).

Для проведения подземной горной выработки прежде всего необходимо наметить в шахте место её начала и направление. Работы, связанные с указанием места закладки выработок, предоставления направления для их проведения, контрольными проверками и замерами проведения выработок по заданному направлению, выполняются рабочими маркшейдерской службы шахты.

На начальном участке выработки надежно закрепляются временными маркшейдерскими знаками в количестве не менее, чем в трех точках a_1 , b_1 , c_1 (рис. 16.8, а), расстояние между которыми должно быть не менее 2...3 м. Из закрепленных точек a_1 , b_1 , c_1 маркшейдер опускает отвесы. В зависимости от условий отвесы размещаются по оси выработки (рис. 16.8, б) или сбоку (рис. 16.8, в). Чаще отвесы закрепляются по ходовой стороне выработки на расстоянии 0,2...0,3 м от бока выработки при прямоугольной и трапециевидной формах поперечного сечения, и 0,7...0,8 м – при арочной форме поперечного сечения вы-

работки. При закреплении отвесов как по оси выработки, так и сбоку, указывается расстояние от закрепленных отвесов до боков выработки l , l_1 , l_2 (рис. 16.8, б, в). Указанные расстояния l , l_1 , l_2 заданного направления от боков (стенок) выработки называются «скобами». По мере движения забоя выработки от закрепленных отвесов проходчики должны контролировать правильность проведения выработки по заданному направлению.

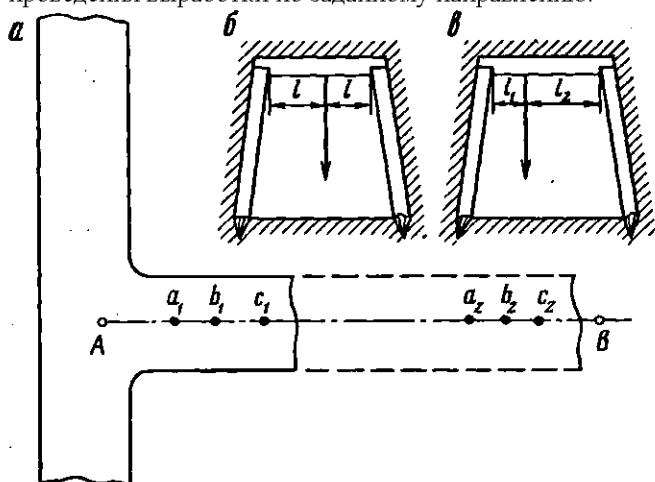


Рис. 16.8 – Предоставление направления прямолинейности выработки в горизонтальной плоскости

Контроль происходит следующим образом. Опускают из закрепленных точек a_1 , b_1 , c_1 отвесы. Далее становятся позади отвесов так, чтобы все три нити отвесов были на одной прямой линии. Полученное таким способом направления отмечают мелом на верхяке контролируемой рамы. От этой метки откладывают заданные «скобы» l_1 и l_2 и проверяют правильность направления проведения выработки в горизонтальной плоскости.

Выставленными маркшейдером точками a_1 , b_1 , и c_1 проходчики могут пользоваться при отдалении забоя от передней точки c_1 на 20...30 м. После этого маркшейдер инструментально проверяет направление проведенной части выработки и переносит отвесы ближе к забою в точки a_2 , b_2 , c_2 (рис. 16.8, а).

Направление прямолинейной выработки может проверяться лазерным указателем. Криволинейные участки выработок и соединений откаточных выработок проводятся по кривым определенного радиуса. Элементы закруглений, то есть начало и конец кривой определенного радиуса, заранее устанавливаются проектом или паспортом проведения и крепления криволинейного участка выработки. Исходя из паспортной длины и радиуса закругления маркшейдер указывает направление для проведения этой части выработки. Наиболее распространенным способом задания направления криволинейного участка выработки является способ перпендикуляров и способ радиусов.

Сущность способа перпендикуляров состоит в следующем. Предположим, что между точками A и B (рис. 16.9) будет проведен криволинейный участок выработки с радиусом закругления R . Для этого на схеме кривую линию между точками заменяют отдельными прямыми – хордами ACC и CB . На этой схеме маркшейдер указывает расстояние («скобы») от каждой хорды к бокам выработ-

ки через 0,5...2 м по длине каждой хорды. Величины «скоб» не постоянны. К началу проведения криволинейной части выработки или соединения выработок маркшейдер в точке *A* задает направление первой хорде *ACC*. При проведении участка *ACC* проходчики пользуются этим направлением и величинами «скоб», то есть длинами перпендикуляров от хорды *ACC* до боков выработки, указанными в схеме проведения. Далее маркшейдер в точке *C* задает направление второй хорде *CB*. Проходчики пользуются этим новым направлением и величинами «скоб» при проведении этого участка. Проходчикам обычно передается схема проведения криволинейной части выработки со значением через 0,5...2 м длины перпендикуляров («скоб») от каждой хорды до боков выработки для использования и самоконтроля правильности проведения выработки по заданному направлению.

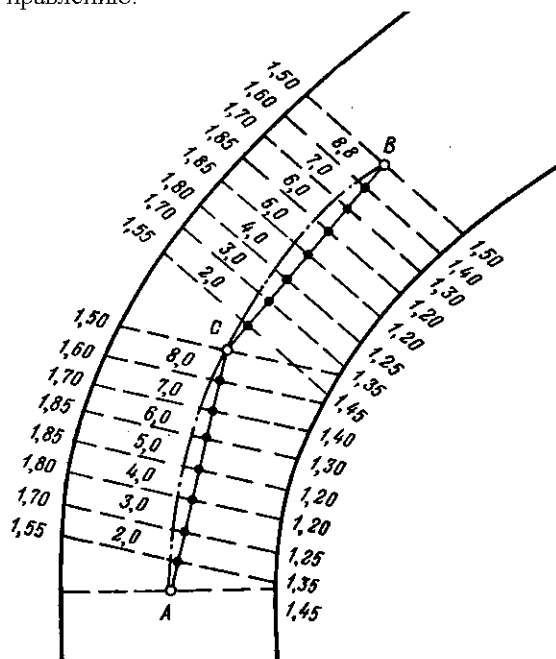


Рис. 16.9 – Предоставления направления криволинейной части выработки в горизонтальной плоскости

Правильность проходки вертикальных стволов, центрирование опалубки в забое должны систематически проверяться проходчиками путем измерения расстояния от проходческого отвеса к стенкам ствола. Погрешность определения не должна превышать 20 мм.

Горнопроходческие работы принимаются **посменно, ежемесячно и окончательно**. Объем и качество работы проходчиков, выполненный на протяжении смены, принимает горный мастер, сменный инженер или начальник (помощник) участка. Ежемесячно работа принимается инженерно-техническими работниками шахты или шахтостроительной организации по маркшейдерским замерам. Пройденные и предназначенные к эксплуатации выработки принимаются окончательно в порядке, установленном действующими строительными нормами и правилами (СНиП) или они принимаются в порядке, установленном отраслевыми положениями.

Прием выработок в эксплуатацию происходит при контроле:

– выдержанности выработки по направлению и уклону; соблюдения паспортных (проектных) размеров и площадей поперечного сечения выработки в черне и в свету; соблюдения паспорта крепления выработки (шага установки крепи, затяжки кровли и боков выработки, закладки зарамного пространства, расклинивания рам и прочее); соблюдения допусков в отставании настилки постоянного рельсового пути, трапа и проведения водоотливной канавки; допусков при проходке, возведении крепи и армировании вертикальных стволов.

Горнопроходческие работы бракуются при проведении выработок с превышением допустимых отклонений от необходимого сечения; отсутствия водоотливной канавки или несоблюдении её размеров; неправильной установке и расклинивании рам; затяжке кровли и боков выработки с нарушением паспорта; закладке зарамного пространства углем; несоблюдении расстояния между рамами; захламленности выработки.

Бракуются и не принимаются к оплате работы по креплению и ремонту выработок при возведении крепи без оборки кровли и боков выработки; установке арочной крепи под плоскую кровлю; недостаточной глубине лунок; отклонении выработки с монолитной бетонной крепью от проектной оси более, чем на 50 мм и отклонении фактических размеров выработки от проектных (по высоте и ширине) свыше 50 мм.

Не подлежат приему работы, которые выполнены с нарушением паспорта буровзрывных работ, с отклонением от параметров, предусмотренных бурением и расширением скважин машинами и прочее.

Доброкачественное проведение и крепление горных выработок – это важнейшие условия их безопасной эксплуатации на протяжении всего срока службы.

Список использованных источников

1. Правила безопасности в угольных шахтах. Киев.: 2006.-207с.
2. Единые правила безопасности при взрывных работах. М.: Недра, 1976.-240с.
3. Гузеев А.Г. и др. Технология строительства горных предприятий. Учебник для вузов-К.; Донецк: Вища школа. Головное издательство, 1986.-392с.
4. Оника Д.Г. Проведение горных выработок. Издательство 2-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1969.-480с.
5. Покровский Н.М. Проведение горных выработок. Учебное пособие для вузов. М.: Углетехиздат, 1954.-832с.
6. Котляров С.И. и др. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. Учебное пособие для горных техникумов. М.: Углетехиздат, 1955.-262с.
7. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок / Под общ. Ред. Бокия Б.В., изд. 2-е перераб. и доп. Учебник для вузов. М.: Недра.1972.-336с.
8. Яцких В.Г. и др. Горные машины и комплексы. Учебник для техникумов, 5-е изд., перераб. и доп., М.; Недра. 1984.-400с.
9. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник./ Под. ред. В.Н. Хорина - 4е изд., перераб. и доп.М.: Недра.1987.-424с.
10. Петров А.И. и др. Проходчик горных выработок. Справочник рабочего. М.: Недра, 1991.-646с.
11. Бова Ю.С., Сафронов Г.Н. Проходчик горных выработок. Учебник для профобразования. М.: Недра. 1989.-414с.
12. Олейник Е.Н. Справочник проходчика горных выработок. – К.: Техніка. 1986.-165с.
13. Заплавский Г.А., Лесных В.А. Технология подготовительных и очистных работ. Учебник для техникумов.- М.: Недра. 1989.-423с.
14. Мельников Н.И. Проведение и крепление горных выработок. Учебник для техникумов.-3е изд., перераб. и доп.- М.:Недра.1988.-336с.
15. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. -М.: Недра. 1989.-240с.
16. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. Учебное пособие для техникумов. – М.: Недра.1985.-240с.
17. Заплавский Г.А., Лесных В.А. Горные работы, проведение и крепление горных выработок. Учебник для техникумов. – 2е изд. перераб. и доп. – М.: Недра.1986.-272с.
18. Рудничная вентиляция. Справочник./ Под. ред. Ушакова К.З. – 2е изд. перераб. и доп.- М.: Недра.1988.-440с.
19. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Киев.1994.-311с.
20. Единые нормы выработки (времени) для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М. 1980.-616с.
21. Унифицированные типовые сечения горных выработок. К. Будівельник. 1971.

Контрольные вопросы к курсу «Проведение горных выработок»

1. Место процесса проведения выработок в общешахтной цепи угледобычи.
 2. Особенности вскрывающих выработок, их назначение, характеристика и основные параметры.
 3. Классификация горных выработок по расположению в пространстве.
 4. Классификация горных выработок по назначению.
 5. Горные породы. Происхождение горных пород и их строение.
 6. Физико-механические свойства горных пород – прочность, хрупкость, плотность, разрыхленность
 7. Распределение горных пород на классы по буримости.
 8. Основные понятия о горном давлении.
 9. Способы разрушения горных пород.
 10. Способы бурения шпуров.
 11. Понятие о взрыве и взрывчатые вещества.
 12. Классификация взрывчатых веществ.
 13. Процесс формирования шпурового заряда.
 14. Способы и средства инициирования зарядов.
 15. Расположение шпуров в забое выработки.
 16. Технология заряжания шпуров и взрывание зарядов.
 17. Методика расчетов параметров буровзрывных работ.
 18. Технология составления и содержание паспорта буровзрывных работ.
 19. Требования к крепежным материалам и их классификация. Характеристика.
 20. Требования к горной крепи и её классификация.
 21. Характеристика деревянной крепи. Область применения.
 22. Металлическая крепь. Конструкция и технология возведения. Область применения.
 23. Бетонная и железобетонная крепь. Технология возведения.
 24. Анкерная крепь. Конструктивные особенности анкеров, область применения.
 25. Смешанная и комбинированная крепь. Конструктивные особенности крепи. Технология возведения.
 26. Межрамное ограждение. Назначение, конструкция, технология работ
 27. Крепление закруглений, соединений и сопряжений горных выработок.
 28. Особенности конструкций крепи наклонных выработок.
 29. Временная предохранительная крепь.
 30. Паспорт проведения и крепления подготовительной выработки.
 31. Технология составления и содержание объяснительной записки и графического материала паспорта проведения и крепления.
 32. Уборка отбитой горной массы из проходческого забоя.
 33. Призабойный транспорт. Технологические схемы и организация работ.
 34. Настилка постоянного и временного рельсового пути.
 35. Сооружение водоотливной канавки. Формы и размеры сечения канавки.
- Материал крепи.
36. Технология монтажа трубопроводов и кабельной сети.

37. Состав проходческого цикла при буровзрывной технологии проведения выработок
38. Состав проходческого цикла при комбайновом способе проведения выработок.
39. Проветривание тупиковых выработок при их проведении. Выбор вентилятора местного проветривания.
40. Формы поперечного сечения горных выработок. Факторы, которые влияют на выбор формы.
41. Технология определения размеров поперечного сечения горных выработок.
42. Технология проведения пластовых и полевых выработок узким забоем.
43. Технология проведения пластовых выработок широким забоем. Техника и технология закладки отбитой породы.
44. Организация работ и труда при проведении горных выработок. Определение продолжительности проходческих процессов. График организации работ.
45. Методика определения экономических показателей проведения выработок.
46. Технология проведения квершлагов и полевых штреков буровзрывным способом.
47. Технология проведения квершлагов и полевых штреков комбайновым способом.
48. Технология проведения штреков узким забоем буровзрывным способом.
49. Технология проведения штреков узким забоем комбайновым способом.
50. Технология проведения бремсбергов буровзрывным способом.
51. Технология проведения бремсбергов комбайновым способом.
52. Технология проведения уклонов буровзрывным способом.
53. Технология проведения уклонов комбайновым способом.
54. Технология проведения выработок с применением гидромеханизации.
55. Технология проведения выработок в неустойчивых породах.
56. Технология проведения выработок в водоносных породах.
57. Технология проведения выработок по выбросоопасным угольным пластам и породам.
58. Технология ремонта горизонтальных и наклонных выработок.
59. Технология восстановления выработок.
60. Технология ликвидации горных выработок.
61. Технология проведения камер.
62. Выработки околоствольного двора. Назначение, формы и размеры поперечного сечения.
63. Классификация околоствольных дворов. Типы и назначение. Объем выработок околоствольного двора.
64. Технология сооружения сопряжения клетового и скипового стволов с выработками околоствольного двора.
65. Организация работ и календарный план сооружения околоствольного двора.
66. Технология проведения гезенков, скатов, печей, очистных монтажных камер.

67. Техника и технология проведения наклонных стволов. Правила безопасности при ведении проходческих работ.
68. Техника и технология проведения штолен. Организация проходческих работ.
69. Технологические схемы проведения вертикальных стволов.
70. Организация работ подготовительного периода и проходка устья вертикального ствола.
71. Буровзрывные работы при проходке вертикального ствола. Проветривание забоя.
72. Уборка разрушенной породы и водоотлив при проходке вертикального ствола.
73. Крепление вертикальных стволов. Технология возведения постоянной крепи.
74. Армирование вертикальных стволов. Конструктивные элементы и технология их сооружения в стволе.
75. Комплекс оборудования проходческого подъема при проходке вертикального ствола.
76. Технологические схемы углубления вертикальных стволов. Технология сооружения слепых стволов.

Учебное издание

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ
по дисциплине
ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК
для студентов направления подготовки
44.03.04 Профессиональное обучение (по отраслям)

С о с т а в и т е л и:
Виталий Гаврилович Раёк
Валентин Иванович Сафонов
Александр Геннадиевич Петров

Печатается в авторской редакции.
Компьютерная верстка и оригинал-макет автора.

Подписано в печать _____
Формат 60x84¹/₁₆. Бумага типограф. Гарнитура Times
Печать офсетная. Усл. печ. л. _____. Уч.-изд. л. _____
Тираж 100 экз. Изд. № _____. Заказ № _____. Цена договорная.

Издательство Луганского государственного
университета имени Владимира Даля

*Свидетельство о государственной регистрации издательства
МИ-СРГ ИД 000003 от 20 ноября 2015г.*

Адрес издательства: 91034, г. Луганск, кв. Молодежный, 20а
Телефон: 8 (0642) 41-34-12, **факс:** 8 (0642) 41-31-60
E-mail: uni@snu.edu.ua **http:** www.snu.edu.ua