

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»



ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ПЛАСТАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Учебник

Днепропетровск
НГУ
2014

УДК 622.272.06 (075.8)
ББК 33.21
П84

Рекомендовано редакційною радою НГУ як підручник для студентів напряму підготовки 6.050301 «Гірництво» (протокол № 5 від 01.07.14р.).

Рецензенти:

К.К. Софійський, д-р техн. наук, професор (Інститут геотехнічної механіки НАН України, завідувач відділом проблем технології підземної розробки вугільних родовищ);

О.М. Шашенко, д-р техн. наук, професор (Національний гірничий університет, завідувач кафедри будівництва і геомеханіки);

Л.Н. Ширін, д-р техн. наук, професор (Національний гірничий університет, завідувач кафедри транспортних систем і технологій).

Процессы очистных работ на пластах угольных шахт: учебник / П84 В.В. Харченко, Н.П. Овчинников, В.И. Сулаев, А.А. Гайдай, В.В. Русских; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2014. –170 с.

ISBN 978-966-350-499-5

Учебник состоит из девяти глав, последовательность подачи материала направлена на формирование у студентов системного восприятия процессов горного производства в период добычи полезного ископаемого.

Рассмотрены процессы горного производства: при ведении очистных работ, на сопряжениях лав со штреками, изучены способы охраны подготовительных выработок при управлении горным давлением и проектировании очистных работ.

Содержание учебника отвечает требованиям подготовки бакалавров по образовательно-профессиональной программе направления 6.050301 «Горное дело».

УДК 622.272.06 (075.8)
ББК 33.21

ISBN 978-966-350-499-5

© В.В. Харченко, М.П. Овчинников,
В.І. Сулаєв, О.А. Гайдай, В.В. Руських, 2014
© Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2014

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ И ТЕНДЕНЦИИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ	7
1.1. Общие сведения и определения	7
1.2. История развития горной техники для подземной разработки угольных месторождений	9
1.3. Технические направления развития механизации очистных работ	15
Контрольные вопросы к теме	16
2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УГОЛЬНОГО ПЛАСТА И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД	17
2.1. Характеристики угольных пластов	17
2.1.1. Строение и мощность угольных пластов	17
2.1.2. Угол падения	19
2.1.3. Кливаж, отжим и сопротивляемость угля резанию	20
2.1.4. Газоносность пластов	21
2.1.5. Водообильность пластов	23
2.1.6. Геологические нарушения	23
2.1.7. Качество угля	24
2.1.8. Основные физико-химические свойства углей	24
2.2. Характеристика вмещающих пород	27
2.2.1. Строение, структура и слоистость массива пород	27
2.2.2. Разрыхляемость обрушенных пород и заполнение ими выработанного пространства	28
2.2.3. Устойчивость обнажений горных пород	30
2.2.4. Обрушаемость кровли угольных пластов	32
2.2.5. Трещиноватость горных пород	34
2.3. Примеры решения задач	36
2.3.1. Исходные данные для решения задач	36
2.3.2. Структурная и стратиграфическая колонка пласта и вмещающих пород	37
2.3.3. Характеристики пласта	37
2.3.4. Характеристика вмещающих пород и установление их типа	38
2.3.5. Размещение обрушенной породы в выработанном пространстве	38
Контрольные вопросы к теме	40
3. ПРОЦЕССЫ ВЫЕМКИ, ПОГРУЗКИ И ТРАНСПОРТИРОВКИ УГЛЯ	41
3.1. Способы разрушения полезных ископаемых (угольного пласта, рудного тела) при подземных горных работах	41
3.1.1. Гидравлический способ разрушения	41
3.1.2. Буровзрывной способ разрушения	41
3.1.3. Ручной способ разрушения	42
3.1.4. Физико-химические способы разрушения полезных ископаемых	42
3.1.5. Механический способ выемки угля (полезного ископаемого)	42
3.1.5.1. Выемка угля комбайнами	42
3.1.5.2. Выемка угля струговыми установками	49
3.1.5.3. Бурошнековая выемка угля	54
3.2. Погрузка угля	54
3.3. Транспортировка угля	57
Контрольные вопросы к теме	58

4. КРЕПЛЕНИЕ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ	59
4.1. Общие положения	59
4.2. Технологические характеристики крепи	60
4.3. Индивидуальные призабойные крепи	61
4.4. Индивидуальные специальные (посадочные) крепи	65
4.5. Механизированные крепи	69
4.5.1. Общие сведения	69
4.5.2. Классификация механизированных крепей	69
4.5.3. Общее устройство и принцип работы механизированной крепи	72
4.6. Выбор типа очистного механизированного комплекса	76
4.7. Проверка рабочего сопротивления крепи	77
4.8. Проверка секции крепи по раздвижности	78
4.9. Влияние производственных процессов на взаимодействие крепей с боковыми породами	79
4.10. Монтаж-демонтаж механизированных комплексов	83
Контрольные вопросы к теме	87
5. КОНЦЕВЫЕ ОПЕРАЦИИ В ЛАВЕ	88
5.1. Общие сведения о сопряжениях и концевых операциях	88
5.2. Самозарубка комбайна в пласт способом «косых заездов»	89
5.3. Фронтальная самозарубка комбайна	91
5.4. Технологические схемы работы двух комбайнов в лаве	93
5.5. Технология подготовки ниш	95
5.6. Крепи сопряжения лавы со штреками	98
5.7. Примеры решения задач	103
5.7.1. Определить время выполнения концевых операций	103
5.7.2. Выбрать форму выработки и тип крепи	103
5.7.3. Определить ширину штрека при выносе привода забойного конвейера из лавы	103
5.7.4. Определить высоту подрывки штрека	104
5.7.5. Определить длину ниши при расположении привода конвейера в лаве	105
5.7.6. Подобрать типовое сечение штрека, вычертить его сечение с расположением привода и транспортных средств в нем	105
Контрольные вопросы к теме	106
6. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ	107
6.1. Общие сведения об управлении горным давлением	107
6.2. Управление кровлей плавным опусканием	108
6.3. Управление кровлей полным обрушением	109
6.3.1. Управление кровли полным обрушением при применении индивидуальной крепи	109
6.3.2. Управление кровлей полным обрушением при применении механизированных крепей	110
6.4. Частичная закладка выработанного пространства	113
6.5. Управление кровлей полной закладкой выработанного пространства	114
6.5.1. Общие сведения о закладке и закладочных работах	114
6.5.2. Гидравлическая закладка	116
6.5.3. Пневматическая закладка выработанного пространства	119
6.5.4. Твердеющая закладка	124

6.6. Процессы разупрочнения труднообрушаемых пород	125
Контрольные вопросы к теме	126
7. ПРОЦЕССЫ ОХРАНЫ И ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	127
7.1. Затраты на поддержание горных выработок. Терминология	127
7.2. Состояние горных выработок на различных этапах эксплуатации	128
7.3. Процессы при охране пластовых штреков при ведении очистных работ	129
7.3.1. Общие сведения	129
7.3.2. Процессы при охране штрека деревянными и бутокострами	131
7.3.3. Охрана штреков бутковыми полосами	131
7.3.4 Охрана штрека железобетонными и газобетонными тумбами	132
7.3.5 Охрана штрека литыми полосами	133
7.4. Способы повышения устойчивости горных выработок	136
7.4.1. Создание монолитного массива «крепь – порода»	136
Контрольные вопросы к теме	138
8. ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ, КРУТОНАКЛОННЫХ И КРУТЫХ ПЛАСТОВ	139
8.1. Общие положения	139
8.2. Отработка крутонаклонных и крутых пластов отбойными молотками	139
8.3. Отработка наклонных, крутонаклонных и крутых пластов комбайнами	143
8.4 Схемы работ на крутых пластах тонкой и средней мощности с помощью агрегатов	149
Контрольные вопросы к теме	152
9. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОЧИСТНЫХ РАБОТ	153
9.1. Последовательность проектирования	153
9.2. Расчет продолжительности цикла выемки угля комбайном, количества циклов и нагрузки на очистной забой	154
9.3. Примеры решения задач	155
9.3.1. Рассчитать продолжительность цикла выемки угля комбайном, количество циклов и нагрузку на очистной забой	155
9.3.2. Рассчитать и построить планограмму работ в очистном забое и на сопряжении с подготовительной выработкой	157
Контрольные вопросы к теме	163
РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА	164
АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНИЙ УКАЗАТЕЛЬ	165

ВВЕДЕНИЕ

Главной задачей инженера-эксплуатационника угольной шахты является добыча угля. Оснащение угольной промышленности современными механизированными комплексами, совершенствование разработки пластов в сложных горно-геологических условиях требуют от специалиста отрасли углубленных знаний рабочих процессов, составляющих производственный цикл. Горный инженер должен знать физико-механические свойства горных пород и углей, их классификации, устройство и принцип работы индивидуальных и механизированных крепей, углевыемочных машин, процессы в очистных забоях и на сопряжениях с подготовительными выработками, технологические схемы очистных работ. Он обязан уметь выбирать технику для ведения очистных работ в конкретных горно-геологических условиях, проектировать технологию очистных работ в лаве и на сопряжениях с подготовительными выработками, рассчитывать нагрузку и строить планограмму.

В настоящее время угольная промышленность в Украине является одной из наиболее важных отраслей. Добываемый уголь используется на многих промышленных предприятиях, большая часть которых относится к энергетике и металлургии. Каменный уголь в нашей стране является единственным энергетическим сырьем, запасы которого достаточно велики. Поэтому в связи с тем, что ежегодно растет потребность в электроэнергии, увеличивается потребность в угле.

На нынешнем этапе развития рыночной экономики Украины, когда нерентабельные шахты закрываются, необходимо уменьшить затраты на добычу угля и при этом не снизить производительность труда, а наоборот повысить.

В учебнике особое внимание уделено рабочим процессам в очистных забоях и на сопряжениях с подготовительными выработками при различных условиях залегания пластов. Остальные процессы подземных горных работ рассматриваются в соответствующих специальных курсах.

Учебник состоит из отдельных глав, содержание и последовательность подачи которых направлены на формирование у студентов системы восприятия процессов горного производства в период добычи полезных ископаемых.

Авторы выражают благодарность заведующему кафедрой подземной разработки месторождений НГУ, д-ру техн. наук, проф. В.И. Бондаренко и д-ру техн. наук, проф. А.М. Кузьменко за методическую помощь и научные консультации. Директору научно-методического центра НГУ, д-ру техн. наук, проф. В.А. Салову – за рекомендации дидактического характера.

Авторы заранее признательны за конструктивную критику и пожелания по совершенствованию учебника.

1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ И ТЕНДЕНЦИИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

В главе представлены сведения и определения: технологии очистных работ, в частности, главных и вспомогательных рабочих процессов; главных, вспомогательных и подготовительно-заключительных операций. Изложены основные проблемы угольной промышленности и направления развития механизации очистных работ. Приведена история развития горной техники для подземной разработки угольных месторождений.

В соответствии с материалом главы, справочно-технической литературы студент должен уметь:

- формулировать и правильно использовать указанные определения;*
- понимать их суть и содержание;*
- сравнивать и находить между ними разницу.*

1.1. Общие сведения и определения

Под **технологией** понимается определенный порядок взаимодействия между предметом и средствами труда.

В горнодобывающей промышленности основной предмет труда – полезное ископаемое, в угольной – угольные пласты. Средствами труда шахтеров являются горные машины, установленные в подземных выработках и на поверхности.

Технология очистных работ – совокупность рабочих процессов, выполняемых в определенной последовательности в лаве и на ее сопряжениях с целью отделения угля от массива, погрузки его на забойный конвейер и доставки в прилегающую выработку.

Рабочий процесс – четко обозначенная часть работы, которая характеризуется определенным технологическим содержанием, предметом и применяемыми средствами труда. Например, возведение призабойной крепи, управление комбайном, передвижка конвейера.

В зависимости от уровня механизации, различаются машинные, машинно-ручные и ручные рабочие процессы, которые, в свою очередь, делятся на операции. Далее рабочий процесс будем называть просто процессом.

Операция – совокупность рабочих действий (приемов), характеризующаяся однородностью технологического содержания, единством предмета труда, оборудования и рабочих приспособлений. Операции делятся на **основные, вспомогательные и подготовительно-заключительные**.

Основные операции вносят изменение в форму, положение или состояние объекта работы (предмета труда). Они определяют содержание и конечную цель каждого рабочего процесса.

Например, при выполнении основной операции – **выемки** угля – машинист с помощью комбайна отделяет уголь от пласта и грузит его на конвейер. Здесь предметом труда является угольный пласт, а средством – угольный комбайн. При выполнении основной операции – **передвижки механизированной крепи** – рабочий очистного забоя разгружает крепь, передвигает ее с помощью гидродомкратов на новое место и вновь устанавливает в рабочее положение, осуществляя поддержание кровли.

В данном случае предметом труда являются породы кровли и почвы пласта, а средством – механизированная крепь.

Вспомогательные **операции** сопутствуют основным. Они не вносят изменений в форму, положение или состояние предмета труда, однако необходимы для успешного выполнения основных операций. К вспомогательным относят, например, замену зубков на исполнительном органе комбайна, манипуляции с электрическими кабелями и шлангами орошения, зачистку лавы от угольной и породной мелочи перед передвижкой секций механизированной крепи и др.

Подготовительно-заключительные операции предполагают подготовку рабочего места и оборудования в начале и конце смены, а также завершение цикла работ. К нему относятся прием и сдача смены, осмотр и приведение в безопасное состояние рабочего места, осмотр исполнительного органа комбайна, проверка наличия масла в редукторе и др.

Добыча угля состоит из большого количества взаимосвязанных процессов (рис. 1.1).

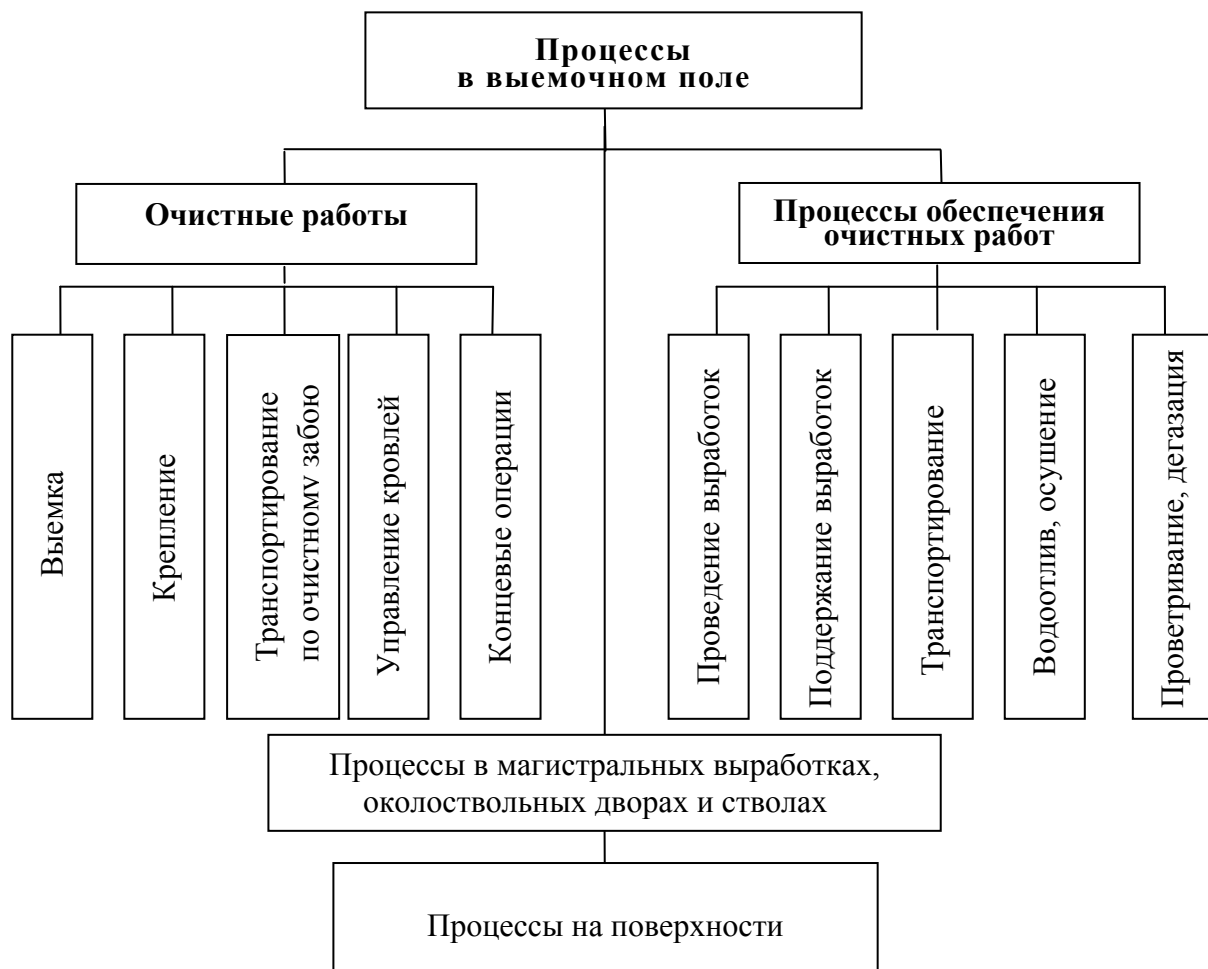


Рис. 1.1. Схема процессов, выполняемых в шахте

Они подразделяются на **главные и вспомогательные**. К главным относятся процессы очистных работ, транспортирование в пределах выемочного поля и по магистральным выработкам, подъем.

Вспомогательными процессами (процессами обеспечения) являются проведение и поддержание подготовительных выработок, проветривание, водоотлив, осушение, кондиционирование воздуха и дегазация.

Отдельные процессы группируются по месту их выполнения. Различаются процессы в выемочном поле, в магистральных выработках, околоствольных дворах, стволах и на поверхности шахты.

В учебнике рассматриваются в основном процессы, выполняемые при ведении очистных работ в пределах добычного участка (очистной забой и примыкающие к нему выработки).

1.2. История развития горной техники для подземной разработки угольных месторождений

Развитие цивилизации на Земле было бы не возможно, если бы человек не использовал добытые в земной коре полезные ископаемые.

С горного дела началась история развития техники, оно на протяжении тысячелетий обеспечивало людям возможность использовать природные богатства, вовлекать их в трудовой процесс. Становление и развитие государств, благосостояние народов, их культурные достижения всегда обеспечивались сырьем и топливом, которые извлекаются из недр Земли.

В структуре промышленных запасов топлива доля угля составляет 67 %, нефти – 18 %, газа – 15 % [1]. В мировом энергетическом балансе на уголь приходится 32 %, на нефть и газ – 59 %, гидроэнергию – 7 %, атомную энергетику – 2 % [2].

Для горной промышленности характерны некоторые особенности, типичные только для этой отрасли, которые не изменятся и в будущем. К ним можно отнести:

- разнообразие горно-геологических условий залегания полезных ископаемых;
- трудность и большая энергоемкость их добычи;
- необходимость постоянной разведки и доразведки месторождений;
- сильное отрицательное влияние извлечения и обогащения полезных ископаемых на окружающую среду.

Все эти факторы способствуют большому разнообразию применяемых в горном деле технических средств, промышленных технологий и выдвигают к горной технике требования адаптивности, то есть возможности приспособляться к изменениям условий залегания разрабатываемых природных объектов.

Любопытной особенностью горной промышленности является то обстоятельство, что качество конечного продукта (добытого полезного ископаемого) практически не зависит от технической оснащенности производства. Так, уголь, добытый ручными орудиями труда на некоторых шахтах Азии, успешно конкурирует с продукцией, производимой с использованием самых современных механизированных комплексов. Такая

экономическая целесообразность представляет собой своеобразную «машину времени», позволяющую в начале третьего тысячелетия в различных странах и районах наблюдать страницы истории горной техники, начиная с железного века. Это формирует превратное мнение о горном деле, как об отсталой, недостаточно наукоемкой деятельности, связанной с тяжелым ручным трудом.

Таким образом, востребованность и дальнейшая модернизация горной техники напрямую зависят от социально-экономической обстановки, в которой развивается научно-технический прогресс.

Развитие техники очистных работ

Очистные работы по добыче угля представляют собой комплекс процессов и операций, включающий отбойку полезного ископаемого от массива, погрузку его на транспортные средства, доставку к транспортной выработке по лаве¹, крепление очистной выработки и управление горным давлением.

В начале XX века операции по выемке полезного ископаемого выполнялись в основном горнорабочими при помощи ручных орудий труда: обушка, кайла, лопаты. При этом производительность труда забойщика составляла 0,3 – 0,5 тонн за 10 – 12 часовую смену.

Первым звеном механизации угледобычи стала подрубка угольного пласта врубовыми машинами, создающими в массиве полезного ископаемого щель (вруб) для облегчения последующей выемки с помощью взрывчатых веществ или вручную. Впервые врубовые машины начали применяться в Великобритании с середины XIX века. Дисковые, штанговые, ударные врубовые машины в первой четверти XX века были вытеснены машинами с цепными барами, оснащенными резцами, которые позволяли обеспечивать необходимые размеры врубов.

Первая советская «врубовка» была спроектирована на Краматорском машиностроительном заводе. В дальнейшем она выпускалась на Горловском заводе горного машиностроения, который с 1927 года освоил промышленный выпуск машин ДТ (Донецкая тяжелая). В 1931 году на Горловском заводе разработана и выпущена врубовая машина ДТК (Донецкая тяжелая канатная), которая хорошо себя зарекомендовала в условиях зарубки крепких углей и на протяжении многих лет была базовой моделью.

В 1935 году инженером А.К. Сердюком была разработана врубовая машина с изогнутым вверх баром, при помощи которого не только производился нижний вруб, но и отрезался уголь от массива, что являлось прототипом угольного комбайна.

¹ - лава – русское название длинной очистной выработки, впервые появившееся в начале XIX века на антрацитовых шахтах, принадлежащих войску Донскому. По одной из версий происходит от казачьей лавы – длинной растянутой шеренги конников, идущих в атаку, по другой – от слова «лавка», поскольку забойщикам приходилось работать в выработке сидя.

В бывшем СССР в 1928 году на шахтах работало 549 врубовых машин, в 1950 г. – 4815, в 1976 г. – всего 163 [3]. Резкое сокращение обусловлено переходом на комбайновую выемку угля.

Большую роль в механизации выемки угля в первой половине XX века играли отбойные молотки. Они представляли собой ручную машину ударного действия для отделения от массива горных пород или угля.

Первые отбойные молотки появились на Донбассе в 1914 году на шахте «Юный Коммунар» ПО «Орджоникидзеуголь». С 1929 года они начали изготавливаться в СССР.

В дальнейшем вместо пневматических отбойных молотков ОМ-5, выпускаемых Ленинградским заводом «Пневматика», стали использоваться отбойные молотки электрического действия, КПД которых в несколько раз выше, чем у пневматических.

В 1935 году забойщик шахты «Центральная Ирмино» (Донбасс) А.Г. Стаханов за рабочую смену нарубил молотком ОМ-5 102 тонны угля при норме 7 тонн, а через 3 дня он установил новый рекорд – 227 тонн.

Наибольшей выработки достиг горнорабочий шахты «Кочегарка» (Донбасс) Н.А. Изотов, добыв за смену отбойным молотком 640 тонн угля.

Тем не менее, уже в 30-х годах в бывшем СССР угольное машиностроение ориентируется на тяжелую механизацию с применением тяжелых врубовых машин и первых комбинированных машин.

Решающее значение для механизации очистных работ имела разработка комбинированных машин (комбайнов), которые осуществляли отделение полезного ископаемого от массива с одновременной погрузкой угля на забойный конвейер. Первая комбинированная машина для добычи полезных ископаемых было предложена американским инженером Э.О. Тулом в 1896 году. В этом же году петербургским титулярным советником А. Калери была запатентована «Машина для добывания горных пород».

За рубежом в начале 30-х годов сделаны попытки создания комбинированных угледобывающих машин, которые, однако, не привели к созданию работоспособных комбайнов.

В 1932 году на шахте «Брянка» (Донбасс) прошли испытания комбайна конструкции инженеров В.Г. Яцких и Г.И. Роменского. Они показали неплохие результаты – за час комбайн добывал 15 тонн угля и позволял вдвое увеличить производительность труда рабочего по угольному забою.

Таким образом, созданные в Донбассе в начале 30-х годов угледобывающие комбайны были первыми работоспособными машинами, выдержавшими испытания в шахтных условиях.

С 1937 года Горловский машиностроительный завод впервые в мире приступил к серийному производству угольных комбайнов, а к 1940 году добыча угля комбайнами составила около 1 млн тонн [4].

В 1948 году был создан и испытан новый комбайн, получивший название «Донбасс». В течение 1949 – 1950 годов количество этих комбайнов превысило 650 машин и продолжало расти быстрыми темпами. Месячная производительность «Донбасса» составляла 15 – 20 тыс. тонн, что позволило высвободить тысячи рабочих и привело к ликвидации самой тяжелой шахтерской профессии – навалоотбойщика.

Современные угольные комбайны, благодаря своим конструктивным особенностям, полностью решают задачи разрушения и погрузки угля.

Одним из основных производственных процессов добычи угля после разрушения и погрузки является крепление и управления кровлей в очистных выработках.

До XX века основным креплением очистных забоев были деревянные стойки. Однако наряду с удобством их применения был и недостаток, связанный с надежностью и безопасностью. Поэтому в угольной промышленности развитых угледобывающих стран получили применение стальные и чугунные стойки в сочетании с деревянными или стальными верхняками.

Первые металлические стойки начали применять в английской угольной промышленности в 1852 году [4]. Они представляли собой нераздвижные чугунные колонны высотой 1,5 м, сечение которых имело крестообразную форму, расширяющуюся к середине (рис. 1.2). Такая стойка была жесткой, для придания определенной податливости она снабжалась снимающимися деревянными прокладками, которые обеспечивали регулирование стойки по высоте и ее податливость.

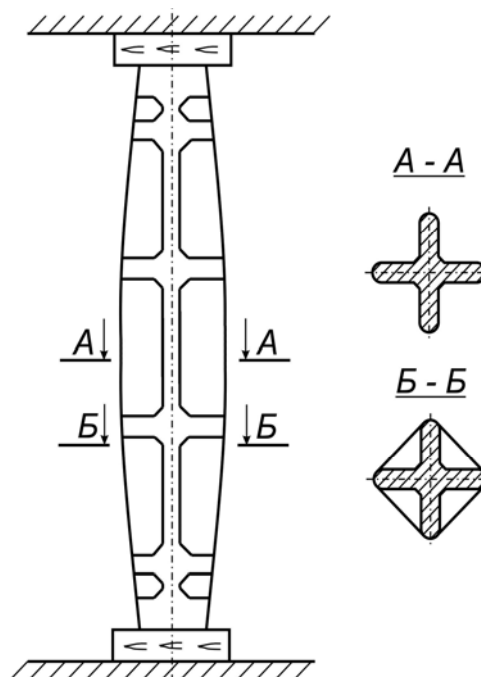


Рис. 1.2. Первые металлические стойки, которые начали применяться в английской угольной промышленности в 1852 году

Позже чугунные стойки заменили жесткими стойками из рельса.

Первые стальные стойки появились в Германии в XX веке, они состояли из двух раздвижных частей, что делало возможным регулировать их высоту в соответствии с мощностью пласта [5]. Первая немецкая стойка фирмы «Зоммер» была разработана в 1901 году. Она состояла из двух вдвигаемых одна в другую труб, соединенных посредством зажимного хомута, который устанавливался на верхнем конце корпуса стойки и затягивался при помощи винта.

Опыт крепления очистных выработок показал, что первые конструкции металлических стоек имели недостаточную способность и не были приспособлены для систем разработки с полным обрушением пород кровли. Для решения этих задач в 1933 году фирмой «Шварц» была разработана конструкция коробчатой стойки трения (рис. 1.3), в которой коробчатые профили впервые были использованы как для корпуса, так и для выдвижной части стойки, а специальный клиновидный карман и распорные клинья обеспечивали высокое сопротивление и удобство монтажа-демонтажа конструкции.

В 1932 году в Германии появились первые гидравлические стойки. Несмотря на ряд преимуществ перед стойками трения (равномерное восприятие нагрузки, легкую установку и разгрузку), эта конструкция не получила широкого распространения из-за высокой стоимости. Только в 1948 году гидравлические стойки, выпущенные фирмой «Даути», получили распространение. Современные гидравлические стойки (рис. 1.4) обеспечивают рабочее сопротивление от 150 до 400 кН при массе 20 – 80 кг.

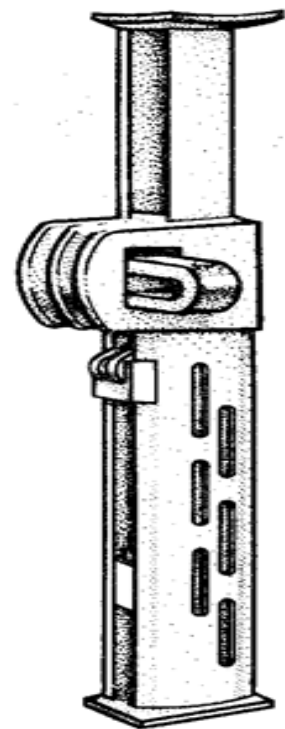


Рис. 1.3.
Металлическая
стойка фирмы
«Шварц».



Рис. 1.4. Гидравлические стойки, которые впервые появились в Германии в 1932 году

Однако, применять стойки без верхняков можно только при ровной, хорошей кровле. В большинстве же случаев кровля между стойками и забоем должна поддерживаться с помощью верхняков. Первоначально в качестве верхняков использовали брусья с затяжкой распилками. Для стальных стоек, начиная с 20-х годов, применяли верхняки из рудничных рельсов, с 30-х – двутавровые профили.

По мере подвигания забоя, индивидуальные крепи разбирали на отдельные элементы, переносили и вновь устанавливали. Посадку кровли осуществляли при помощи посадочной крепи, возводимой на границе между призабойным и погашаемым выработанным пространством. В первой четверти XX века повсеместно использовали деревянные посадочные крепи (рис. 5, а – в): органную крепь в виде деревянных стоек, устанавливаемых вплотную друг к другу параллельно линии очистного забоя; кустовую крепь в виде группы из 6 – 9 стоек; костры – клеть квадратной или треугольной формы из круглых стоек или брусьев.

Начиная с 30-х годов, наряду с деревянными, применялись стальные стойки индивидуальной крепи, а также костры из рельсов.

В 50-е годы разрабатываются и находят применение стальные посадочные стойки с винтовым распором (рис. 5, г) и гидравлические (рис. 5, д).

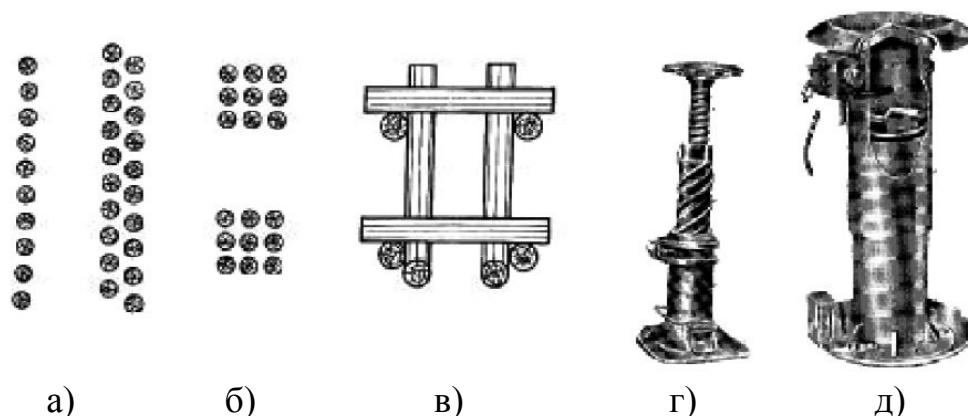


Рис.1.5. Посадочные крепи: а – в – деревянные, г – стальные с винтовым распором, д – гидравлические

Однако, несмотря на многообразие конструкций этих крепей из-за большой трудоемкости их установки и демонтажа, недостаточной надежности и безопасности работ, не удалось обеспечить бесперебойный производственный процесс в лаве.

С 30-х годов в СССР делались попытки создать механизированные передвижные крепи. В 1946 году был изготовлен и испытан в Кузнецком бассейне первый угледобывающий агрегат «Кузбасс» с механизированной гидрофицированной крепью. Первая серийная механизированная крепь начала изготавливаться в бывшем СССР в 1967 году. В 60-х годах механизированные крепи начинают также применять в угольной промышленности Германии и Великобритании.

Первая механизированная крепь для тонких крутых пластов «Днепр» была разработана в Днепропетровском горном институте (ныне Национальный горный университет) профессорами Зильберманом А.И. и Кияшко И.А. в 1966 – 67 годах. Испытывалась и работала на шахтах комбинатов «Артемуголь», «Орджоникидзеуголь», «Дзержинскуголь», «Ворошиловградуголь». Было выпущено 20 комплектов крепи. Лучший достигнутый показатель – 27 тыс. тонн за месяц.

1.3. Технические направления развития механизации очистных работ

В угольной промышленности практически завершена комплексная механизация основных процессов добычи угля.

Под **комплексной механизацией** очистных работ понимается такой уровень техники, при котором исключается ручной труд, а отдельные рабочие процессы осуществляются машинами, которые дополняют друг друга и обеспечивают механизацию выполнения основных и вспомогательных процессов производства.

Вместе с тем ухудшающиеся с каждым годом горнотехнические условия отработки угольных пластов требуют постоянного совершенствования угледобывающей техники. К таким условиям относятся необходимость отработки тонких и весьма тонких угольных пластов с неустойчивыми легкообрушающимися кровлями, большие глубины, выбросы угля, газа и т.д.

В настоящее время весьма тонкие и тонкие пласты отрабатываются с присечкой боковых пород, что существенно ухудшает качество добываемого угля. Поэтому используемая техника должна позволять отрабатывать угольные пласты по возможности с минимальными присечками боковых пород. В случае, если присечки нельзя исключить (они значительные) необходимо производить отдельную выемку угля и породы, которую желательно оставлять в выработанном пространстве лавы, что исключит или заметно снизит засорение горной массы. Разработку весьма тонких пластов, в том числе и выбросоопасных, нужно вести агрегатами (АФК, АНЦ и другими) без постоянного присутствия рабочих в очистном забое. Агрегаты позволяют полностью автоматизировать процесс добычи угля.

В последние годы активизирован поиск новых специальных методов разработки, в частности подземной газификации, гидрогенизации пластов, непригодных к отработке обычными способами из-за малой мощности, наличия большого количества воды и по другим соображениям.

Применяемые в настоящее время на шахтах механизированные очистные комплексы требуют значительных затрат ручного труда, имеют большой процент отказов в работе, особенно это касается конвейеров и комбайнов.

Тем не менее они обеспечивают комплексную механизацию очистных работ. Ближайшей задачей является повышение надежности работы крепи, конвейера и комбайна, а также создание вспомогательных устройств, уменьшающих объем ручных работ.

Контрольные вопросы к теме

1. Дайте определение терминам:
 - «технология очистных работ»;
 - «рабочий процесс».
2. Укажите различия между основными, вспомогательными и подготовительно-заключительными операциями.
3. Какие процессы относятся к основным?
4. Что такое «комплексная механизация очистных работ»?
5. Каким требованиям должна отвечать современная техника для механизации очистных работ?

2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

В главе приведена классификация угольных пластов по строению, мощности и углу падения. Рассмотрены технологические характеристики полезного ископаемого, влияющие на выбор техники и технологии очистных работ. Изложены общие вопросы газоносности и водообильности пластов, их влияния на технологию очистных работ.

Вторая часть главы посвящена характеристикам вмещающих пород, их строению, структуре и слоистости. Приведена классификация непосредственной кровли по устойчивости, обрушаемости и управляемости.

В третьей части главы есть примеры решения задач по определению технологических характеристик пласта и вмещающих пород, которые являются исходными данными для расчета параметров очистных работ (освещены в последующих главах).

Используя материал главы, справочную и научно-техническую литературы студент должен уметь:

- определять технологические характеристики пласта и вмещающих пород;*
- классифицировать породы непосредственной кровли по устойчивости, обрушаемости и управляемости;*
- оценивать горно-геологические условия ведения очистных работ;*
- определять влияние газоносности и водообильности пласта на технику и технологию ведения очистных работ;*
- графически отображать выработанное пространство за очистным забоем при различных горно-геологических условиях.*

2.1. Характеристики угольных пластов

В среде горных инженеров-технологов объект труда принято оценивать, оперируя 10 характеристиками: мощность угольных пластов, углы их падения, сопротивляемость угля резанию, газоносность, водообильность, устойчивость непосредственной кровли, управляемость основной кровли, прочность почвы, геологическая нарушенность угольных пластов и вмещающих пород, наличие внезапных выбросов угля, газа и пород. Этот перечень горнотехнических характеристик применяют, например, при выборе средств механизации и технологии очистных работ.

2.1.1. Строение и мощность угольных пластов

Фактические рабочие мощности угольных пластов Донбасса и других угледобывающих районов Украины в основном колеблются от 0,5 до 2,0 м. На востоке России, в Казахстане есть большие скопления угля с мощностью пластов до 40 и более метров.

Пласты могут быть простого и сложного строения. Если в пласте отсутствуют прослойки пустой породы (рис. 2.1, а), то ему присуще простое

строение. Пласт сложного строения (рис. 2.1, б) состоит из отдельных угольных пачек (m_1, m_2, m_3), разделенных между собой прослойками породы (h_1, h_2).

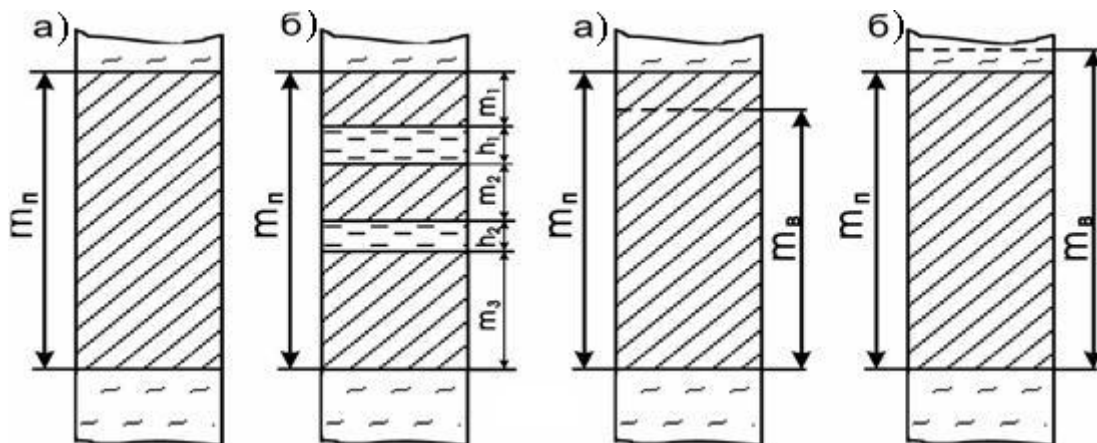


Рис. 2.1. Пласт простого (а) и сложного (б) строения

Рис. 2.2. Полная и вынимаемая мощность пласта

Различается полная, полезная и вынимаемая мощность пласта.

Полная мощность – это расстояние по нормали между почвой и кровлей (m_n) (рис. 2.2).

Полезная мощность – это суммарная мощность угольных пачек в пласте сложного строения. Можно сказать также, что полезная мощность – это полная мощность за вычетом прослоек пустой породы.

Вынимаемая мощность – та часть пласта, которая извлекается (m_b). Она может быть равна полной мощности (рис. 2.1, а), меньше или больше ее (рис. 2.2, б).

Вынимаемая мощность бывает меньше полной, если, например, в кровле пласта необходимо оставлять пачку угля, прочность которого больше, чем прочность пород непосредственной кровли.

В некоторых случаях для возможности размещения оборудования очистного забоя в рабочем пространстве лавы возникает необходимость искусственного увеличения мощности пласта. Для этого вместе с углем извлекается, как правило, порода почвы, вследствие чего вынимаемая мощность оказывается больше полной.

При этом зольность угля существенно возрастает, что влечет за собой ряд негативных последствий. Ориентировочно можно считать, что 1 см присечки породы увеличивает зольность угля на 1 %.

Все пласты по мощности разделяются на четыре группы:

- до 0,7 м – весьма тонкие;
- 0,71 – 1,2 м – тонкие;
- 1,21 – 3,5 м – средней мощности;
- > 3,5 м – мощные.

Для весьма тонких пластов, в которых сосредоточено до 50 % запасов, практически отсутствует техника и технология эффективного ведения очистных работ.

Для пластов мощностью 0,6 – 0,8 м институтом Донгипроуглемаш сконструирован агрегат АФК, который позволяет отрабатывать пласты в указанном диапазоне мощностей без присечки и без присутствия людей в очистном забое.

Для отработки тонких пластов применяются комплекты оборудования, включающие выемочную машину (широкозахватный комбайн или струг), забойный конвейер и индивидуальную призабойную крепь. На этих же пластах в соответствующих горно-геологических условиях (когда угольные комбайны могут вынимать породу кровли или почвы) используются очистные механизированные комплексы, которые работают с присечкой боковых пород.

Наиболее удобны для отработки пласты средней мощности (с углами падения до 35°), которые в большинстве случаев разрабатываются очистными механизированными комплексами (ОМК).

Пласты мощностью до 4,5 м отрабатываются только ОМК. При большей мощности пласты разделяются на отдельные слои, которые также отрабатываются ОМК.

Мощность пласта не является постоянной величиной. Изменение мощности оценивается в % соотношении к средней мощности. Если она меняется в пределах ±15 % от средней, то такие пласты относятся к **выдержанным** по мощности. Если эта величина >±15 %, то пласты называются **невыдержанными**. Замечено, что чем больше угол падения пласта, тем больше величина колебания его мощности. Так, при разработке крутых пластов колебания иногда достигают до 50 % от средней мощности.

Колебания мощности значительно влияют на выбор техники и технологии отработки пласта. При значительных колебаниях применение механизированных крепей исключается и предпочтение отдается индивидуальным.

Минимальная (m_{\min}) и максимальная (m_{\max}) мощность пласта определяется по формулам:

$$m_{\min} = m_{\text{ср.}} - m_{\text{ср.}} \cdot \Delta m / 100, \text{ м;} \quad (2.1)$$

$$m_{\max} = m_{\text{ср.}} + m_{\text{ср.}} \cdot \Delta m / 100, \text{ м;} \quad (2.2)$$

где $m_{\text{ср.}}$ – средняя мощность пласта, м; Δm – колебание мощности пласта, %.

Колебание мощности пласта необходимо учитывать при выборе типоразмера индивидуальной и механизированной крепи. Крепь обязательно должна проверяться по раздвижности на минимальную и максимальную мощность пласта. При этом учитывается величина опускания кровли и запас раздвижности стойки.

2.1.2. Угол падения

В период образования все угольные пласты залегают горизонтально. В результате вулканической деятельности и тектонических процессов они оказались различными углами падения. На шахтах Украины разрабатываются пласты, залегающие под углами падения от 0° до 70°.

По углам падения угольные пласты разделяют на четыре группы:

- пологие – до 18° ;
- наклонные – $19^{\circ} - 35^{\circ}$;
- крутонаклонные – $36^{\circ} - 55^{\circ}$;
- крутые – $>56^{\circ}$.

Угол падения пласта существенно влияет на технологию выполнения отдельных рабочих процессов в очистном забое, который может располагаться как по падению, так и по простиранию пласта.

Установлено, что угол падения пласта и его изменение существенно влияют на показатели работы забоя шахты, себестоимость угля, составной частью которой являются затраты на его транспортировку по лаве.

Например, уголь начинает перемещаться по эмалированным решёткам, если $\alpha = 11 - 13^{\circ}$; по стальным желобам – $\alpha = 17 - 20^{\circ}$; а по почве под влиянием составляющей веса – если $\alpha = 35 - 38^{\circ}$.

Узкозахватный комбайн, который перемещается по раме забойного конвейера, необходимо удерживать от самопроизвольного сползания уже при $\alpha > 9^{\circ}$. Для удержания используется предохранительная лебедка, которая располагается на вентиляционном штреке.

При отработке наклонных пластов от сползания необходимо удерживать также конвейер и секции механизированной крепи. Для этих целей используются специальные удерживающие устройства.

Отработка пластов по восстанию или падению, когда очистной забой располагается по простиранию пласта, возможна при углах падения до $8 - 12^{\circ}$.

При больших углах падения оборудование очистного забоя будет самопроизвольно сползать на очистной забой (при отработке по падению) либо смещаться в выработанное пространство (при отработке по восстанию).

2.1.3. Кливаж, отжим и сопротивляемость угля резанию

Под **кливажем** понимается делимость угля и горных пород из-за густо развитой системы трещин на пластинки, столбики, линзы и др. При ведении горных работ уголь разрушается по кливажу на призмы или пластины различной толщины. На планах горных выработок кливаж угля обозначается символом \blacktriangleleft , породы – ∇ , а цифра рядом с символом показывает азимут плоскости кливажа.

Отжим – разрушение и выдавливание угля из забоя в выработку под действием горного давления. Верхняя часть пласта, примыкающая к кровле, деформируется гораздо сильнее, чем нижняя. Во многих случаях это приводит к обрушению угля, что является помехой для нормального технологического процесса. Для предупреждения самопроизвольного обрушения угля на пластах мощностью $> 1,5$ м применяются удерживающие предохранительные щиты.

Положительная сторона отжима состоит в том, что сопротивляемость угля резанию уменьшается и, как следствие, снижается энергоёмкость разрушения угольного пласта.

Сопротивляемость угля резанию (СУР) – способность углей противостоять механическим воздействиям при резании их инструментами.

Этот показатель влияет на производительность выемочной машины, определяет мощность ее привода и т.д.

Сопrotивляемость резанию имеет размерность кН/м и изменяется в пределах (25 – 450 кН/м).

Различают сопротивляемость угля резанию в неотжатой зоне (A) и в призабойной части массива очистного забоя (A_e). Здесь значение величин A_e снижается за счет проявления отжима угля. Зона отжима обычно равна 0,4 – 0,6 мощности пласта.

Наиболее стабильным является показатель СУР в неотжатой зоне (A), который и принят в качестве классификационного признака при определении области применения угледобывающих машин.

Для пластов сложного строения средняя сопротивляемость пласта резанию ($A_{рез. ср.}$) определяется из выражения

$$A_{рез. ср.} = \frac{m_1 \cdot A_1 + m_2 \cdot A_2 + m_3 \cdot A_3}{m_{ср}}, \text{ кН/м}, \quad (2.3)$$

где A_1, A_2, A_3 – соответственно сопротивляемость резанию нижней пачки угля, породного прослоя и верхней пачки, кН/м; m_1, m_2, m_3 – мощность нижней пачки угля, породного прослоя и верхней пачки соответственно, м; $m_{ср}$ – средняя геологическая мощность пласта, м.

Угли по разрушаемости разделяются на хрупкие и вязкие, а по СУР – на восемь классов (табл. 2.1.).

Таблица 2.1.

Классификация углей по разрушаемости

Категория углей по разрушаемости	Классы углей по сопротивляемости резанию		Сопrotивляемость резанию A , кН/м	Тип углевыемочной машины
	Хрупких	Вязких		
Весьма слабые	I	–	0 – 60	Струги, комбайны
Слабые	II	–	61 – 120	
Средней крепости	III	II	121 – 180	
Выше средней крепости	IV	III	181 – 240	Струги высокой энерговооруженности, комбайны
Крепкие	–	IV	241 – 300	Комбайны
Весьма крепкие	–	V–VI	301 – 360	Комбайны высокой энерговооруженности с барабанным исполнительным органом
Особо крепкие		VII–VIII	361 – 420 и более	

2.1.4. Газоносность пластов

Большинство угольных пластов, а в некоторых случаях и вмещающие породы содержат метан. Выемка угля сопровождается активным выделением этого газа в рабочее пространство очистного забоя. Чтобы не допустить

опасные концентрации метана, в забой подается соответствующее количество свежего воздуха.

Различаются следующие формы выделения газов в шахтную атмосферу:

- спокойное истечение;
- суфлярное, т.е. истечение газовых струй со звуковым эффектом;
- внезапное выделение, сопровождающееся выбросами угля и породы в

выработки.

К шахтам, опасным по газу, относятся такие, в которых хотя бы в одной выработке обнаружен метан.

Все газовые шахты, в зависимости от величины относительной метанообильности (q , м³/т суточной добычи) и видов выделения метана, разделены на три категории и две сверхкатегорные (табл. 2.2).

Метан взрывается, если в шахтном воздухе он содержится в пределах 4,9 – 15,4 %. Наиболее легко воспламеняется 8 %-ая смесь, взрыв наибольшей силы происходит при 9,5 %-ой смеси.

Предельно допустимое содержание метана: в воздухе, входящем в выработку – 0,5 %, исходящем – 1 %, исходящем из шахты – 0,75 %; при производстве взрывных работ – до 1 %; местные скопления в очистных и подготовительных забоях (кратковременно) – 2 %.

Таблица 2.2.

Категории шахт по метану

Категория шахты	Относительная метанообильность, м ³ /т суточной добычи
I	до 5
II	5 – 10
III	10 – 15
Сверхкатегорные	Более 15 и шахты, опасные по суфлярным выделениям
Опасные по внезапным выбросам	Шахты, разрабатывающие пласты, опасные по выбросам угля и породы

Причиной возгорания или взрыва может быть искра вследствие неисправности электроаппаратуры. Для предупреждения воспламенения или взрыва в шахтах применяется автоматическая газовая защита, которая обесточивает шахтное оборудование при превышении норм содержания метана в шахтной атмосфере.

Газоносность вынуждает уменьшать скорость движения угольного комбайна и, следовательно, снижает производительность выемочных машин. Для снятия ограничений по газовому фактору применяются различные методы дегазации пласта (бурение скважин, подработка, нагнетание воды и др.).

2.1.5. Водообильность пластов

Водообильность угольных пластов и вмещающих их боковых пород оказывает большое влияние на выбор техники и технологии отработки пластов.

Например, незначительный приток воды в лаву может привести к аварийному состоянию очистного забоя, если в почве залегают слабые легкоразмокаемые глинистые сланцы. Основания секций механизированной крепи погружаются в размокшую почву, и крепь перестает выполнять свои функции. В таких случаях производится осушение выемочных участков. По водообильности пласты делятся на сухие (вода отсутствует), слабоводобильные (приток до $5 \text{ м}^3/\text{ч}$) и сильноводобильные (приток более $5 \text{ м}^3/\text{ч}$).

В некоторых случаях, когда вмещающие породы не склонны к размоканию, наличие небольшого количества воды в угольных пластах даже полезно, поскольку способствует уменьшению пылеобразования при выемке и транспортировке угля в лавах, а также исключает применение сложных систем орошения на комбайнах, в местах пересыпов угля с конвейера на конвейер и т.д.

2.1.6. Геологические нарушения

Геологические нарушения разделяются на две группы: с разрывом (дизъюнктивные) и без разрыва (пликативные) сплошности. К первым относятся сбросы, надвиги, взбросы, ко вторым – утоньшения пласта, утолщения, пережимы, замена угля породой, выклинивания и др.

Геологические нарушения наблюдаются в каждом шахтном поле и дестабилизируют нормальный технологический процесс. Они влияют также на выбор техники для ведения очистных работ. Так, если в выемочном столбе есть геологические нарушения с большой амплитудой, то при подходе к нему лавы необходимо производить демонтаж комплекса, проходить новую разрезную печь и монтировать комплекс повторно.

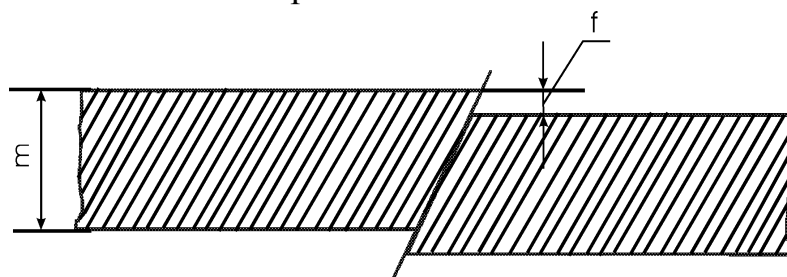


Рис. 2.3. Амплитуда смещения пласта

Монтаж-демонтаж очистных механизированных комплексов весьма трудоемок и дорогостоящ. Поэтому с экономической точки зрения применять ОМК целесообразно в случае, когда в выемочном столбе нет геологических нарушений с большими амплитудами.

Геологические нарушения делятся на легкопереходимые ОМК ($f/m < 0,5$), труднопереходимые ($f/m = 0,5-1$) и непереходимые ($f/m > 1$) (рис.2.3). Если в выемочном поле встречаются непереходимые геологические нарушения, расстояние между которыми менее 600 м, для ведения очистных работ следует применять выемочную машину с индивидуальной крепью.

2.1.7. Качество угля

К основным параметрам, определяющим качество угля, относятся зольность и сортность.

Зольность – это относительное содержание (в %) массы твердого негорючего остатка после сжигания к начальной массе топлива. Различается **материнская** зольность и **эксплуатационная**. Под первой понимается количество золы в пласте, под второй – количество золы в добытом угле. По содержанию материнской золы (A_m^c) все угольные пласты разделяются на три категории: малозольные ($A_m^c < 15\%$), средnezольные ($A_m^c = 15 - 30\%$) и высокозольные ($A_m^c > 30\%$). Материнскую зольность пласта сложного строения можно определить по формуле:

$$A_m^c = \frac{A_1 m_1 + A_2 m_2 + A_3 m_3}{m_{cp}}, \%; \quad (2.4)$$

где A_1, A_2, A_3 – соответственно материнская зольность нижней угольной пачки, породного прослойка и верхней угольной пачки, %; m_1, m_2, m_3 – мощность нижней угольной пачки, породного прослойка и верхней угольной пачки, м; m_{cp} – средняя геологическая мощность пласта, м.

Эксплуатационная зольность всегда выше материнской.

Объясняется это попаданием в добытый уголь породы при обрушении кровли из-за проведения и ремонта подготовительных выработок. В случае подрывки боковых пород эксплуатационная зольность резко возрастает. Ориентировочно можно считать, что подрывка 1 см породы почвы увеличивает зольность угля на 1 %. Так, например, в Западном Донбассе материнская зольность составляет 8 – 12 %, а эксплуатационная – 45 – 55 %.

Уголь в процессе отделения от массива, погрузки на транспортные средства и при транспортировании существенно измельчается.

Одним из основных показателей качества угля является его **кусковатость**, т.е. количественное соотношение содержания кусков различной крупности в отделенном фрагменте горной массы. Крупность отдельного куска определяется его линейным размером или диаметром.

Классификация донецких углей по кусковатости приведена в таблице 2.3.

Следует отметить, что отпускная цена угля с увеличением зольности и уменьшением кусковатости снижается. Поэтому предприятию выгодно добывать уголь высокого качества.

2.1.8. Основные физико-химические свойства углей

Каменные угли подразделяются на семь основных технологических марок: Д – длиннопламенные, Г – газовые, Ж – жирные, К – коксовые, ОС – отощенные спекающиеся, Т – тощие, А – антрациты.

Таблица 2.3.

Классификация углей по кусковатости

Класс	Марки угля			Размер кусков, мм
	Длиннопламенный	Газовый	Антрацит	
Рядовой	ДР	ГР	АР	
Плита	–	–	АП	> 100 – 200 (300)
Крупный (кулак)	ДК	ГК	АК	50 – 100
Орех	ДО	ГО	АО	25 – 50
Мягкий	ДМ	ГМ	АМ	13 – 25
Семечко	ДС	ГС	АС	6 – 13
Штыб	ДШ	ГШ	АШ	< 6
Зубок	–	–	АЗ	3 – 6
Семечко со штыбом	ДСШ	ГСШ	АСШ	< 13
Мягкий со штыбом	–	–	АМСШ	< 25

Кроме указанных марок, существуют еще промежуточные (КЖ – коксовые жирные, СС – слабоспекающиеся и другие).

Основными показателями качества угля, определяющими его ценность как полезного ископаемого, являются теплота сгорания, рабочая влажность, зольность, содержание серы.

Характеристика углей различных марок приведена в таблице 2.4.

Таблица 2.4

Основные физико-химические свойства некоторых марок углей

Марка угля	Плотность угля γ , т/м ³	Теплота сгорания, Ккал/кг	Содержание влаги W ^p , %	Зольность сухой массы топлива, %	Содержание серы, S ^c _{об.} , %
Д – длинно-пламенный	1,22 – 1,24	6800	13	16	4,5
Г – газовый	1,23 – 1,25	7200	7,0	17	3,7
Ж – жирный	1,24 – 1,26	7450	5,0	18	3,0
К – коксовый	1,27 – 1,30	7600	5,0	17,5	3,0
ОС – отощенный спекающийся	1,27 – 1,30	7750	5,0	19	2,5
Т – тощий	1,28 – 1,33	7850	5,0	17	2,9
А – антрацит	1,32 – 1,62	8600	5,8	14	2,0

Для пластов сложного строения среднее значение их плотности (γ_{cp}) определяется из выражения:

$$\gamma_{cp} = \frac{m_1\gamma_1 + m_2\gamma_2 + m_3\gamma_3}{m_{cp}}, \text{ т/м}^3, \quad (2.5)$$

где m_1, m_2, m_3 – соответственно мощность нижней пачки угля, породного прослоя и верхней пачки, м; $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ – соответственно плотность нижней пачки угля, породного прослоя и верхней пачки, т/м³; m_{cp} – средняя мощность пласта, м.

Рост объема обогащаемых углей обусловлен требованиями повышения их качества. Вместе с тем, вследствие ухудшения горно-геологических условий добычи, качественная характеристика по зольности, гранулометрическому составу, влажности и сернистости ухудшается. Так, за последние десять лет зольность добываемых углей увеличилась. Зольность горной массы, поступающей на углеобогащательные фабрики, иногда достигает 50 – 55 %.

Увеличение зольности коксующихся углей приводит к повышению затрат в период их подготовки к коксованию, снижению производительности доменных печей. Повышенная зольность энергетического топлива снижает КПД использующих его агрегатов, вызывает преждевременное изнашивание оборудования и т.д.

Содержание сернистых соединений и серы в углях наносит большой вред технологическим процессам, связанным с использованием кокса в металлургической промышленности, энергетическим агрегатам и загрязняет воздушный бассейн. Одна десятая доля процента серы в коксе увеличивает его расход и расход флюсов при производстве чугуна на 2 – 2,5 %. Попадая из металлургического кокса в металл, сера ухудшает их качество.

Наличие влаги в угольном топливе приводит к снижению теплотехнических показателей технологических и энергетических установок, а также дополнительным затратам на транспортирование углей. Излишняя влажность в зимнее время провоцирует повышенную смерзаемость углей, что требует дополнительных затрат на разгрузку.

Таблица 2.5

Абразивность ρ (мг/км) компонентов шахтопластов

Компоненты пласта	Среднее значение
<u>Уголь:</u>	
– чистый, слабоминерализованный;	30
– минерализованный;	70
– с малым содержанием микровключений пирита;	110
– с высоким содержанием пирита.	150
<u>Прослойки:</u>	
– аргиллит углистый;	50
– аргиллит;	150
– аргиллит пиритизированный;	250
– алевролит;	490
– алевролит-песчаник;	2500
– песчаник.	5800
<u>Включения:</u>	
– карбонатные;	220
– карбонатно-пиритные;	1100
– пиритные;	3100
– кремнистые.	24300

Механическая прочность углей характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, временным сопротивлением сжатию, а также термической стойкостью (для антрацитов).

Механическая прочность каменных углей зависит от состава органической массы и минеральных примесей. Она наиболее высока у длиннопламенных и газовых углей, резко снижается у жирных, коксовых и некоторых тощих углей. Антрацит относится преимущественно к механически прочным и очень прочным углям, а большинство бурых углей обладают самой низкой прочностью. Механическая прочность обуславливает гранулометрический состав добываемых углей, его изменение при транспортировании и обогащении.

Абразивность угля – это способность изнашивать контактирующие поверхности при их соприкосновении с углем. От абразивности угля зависит скорость изнашивания рештаков конвейеров, режущего инструмента, труб при транспортировании по ним угольной пульпы.

За показатель абразивности ρ (мг/км) принимается массовый износ эталона, относящийся к пути трения.

В таблице 2.5 приведены данные по абразивности компонентов шахтопластов.

Анализ в таблице показывает, что включения пирита значительно повышают абразивность угля. Однако более всего этому способствует наличие прослойков и включений.

2.2. Характеристика вмещающих пород

2.2.1. Строение, структура и слоистость массива пород

Пласт расположен во вмещающих породах, которые еще называются боковыми. Породы кровли залегают над пластом, а почвы – под пластом.

В зависимости от расположения отдельных слоев боковых пород над угольным пластом и способности их к обрушению и сдвигению различаются **ложная, непосредственная** и **основная** кровли.

Ложная кровля – слой пород незначительной мощности (до 0,5 м), залегающий непосредственно над пластом и легко обрушающийся после выемки угля.

Непосредственная кровля – толща пород, залегающая непосредственно над пластом, которая легко обрушается в выработанном пространстве при удалении призабойной и посадочной крепи или передвижке секций механизированной крепи.

Основная кровля – толща крепких, устойчивых пород, находящихся над пластом или выше непосредственной кровли. Породы основной кровли после удаления крепи могут не обрушаться длительное время. Обрушение происходит, как правило, на значительной площади.

Непосредственная почва – толща пород, залегающих под пластом.

Кровля в большинстве случаев состоит из различных пород, которые при обнажении имеют тенденцию к расслоению. Кроме того, даже однородные породы (например, песчаник) разделяются на отдельные слои различной толщины.

Все горные породы по слоистости делятся на следующие классы:

Таблица 2.6

Классификация горных пород по слоистости

Классы пород	Толщина слоев, м
Весьма тонкослоистые	< 0,2
Тонкослоистые	0,2 – 1
Среднеслоистые	1 – 3
Крупнослоистые	3 – 10
Весьма крупнослоистые	> 10

2.2.2. Разрыхляемость обрушенных пород и заполнение ими выработанного пространства

В выработанном пространстве вначале обрушается непосредственная кровля, затем – основная.

При обрушении пород непосредственной кровли их объем увеличивается. В зависимости от высоты непосредственной кровли обрушенные породы могут либо полностью заполнить выработанное пространство (подбуть основную кровлю) либо частично. В этом случае между обрушенной породой непосредственной кровли и основной кровлей остается свободное пространство (рис.2.4).

Для расчетов заполнения выработанного пространства обрушенной породой используется коэффициент разрыхления K_p , который равен

$$K_p = \frac{V_1}{V_2} > 1,$$

где V_1 – объем обрушенной породы; V_2 – объем породы в массиве.

При опускании или обрушении пород основной кровли происходит уплотнение ранее обрушенных пород непосредственной кровли. Максимальному уплотнению пород соответствует минимальный коэффициент разрыхления, который называют остаточным ($K_{ост.}$).

Обрушенная порода непосредственной кровли подбуть основную кровлю (рис.2.4) при условии, если

$$K_p h_{н.к.} \geq h_{н.к.} + m.$$

Тогда:

$$\frac{h_{н.к.}}{m} = \frac{1}{K_p - 1}.$$

Здесь $h_{н.к.}$ – мощность пород непосредственной кровли, м; m – мощность пласта, м.

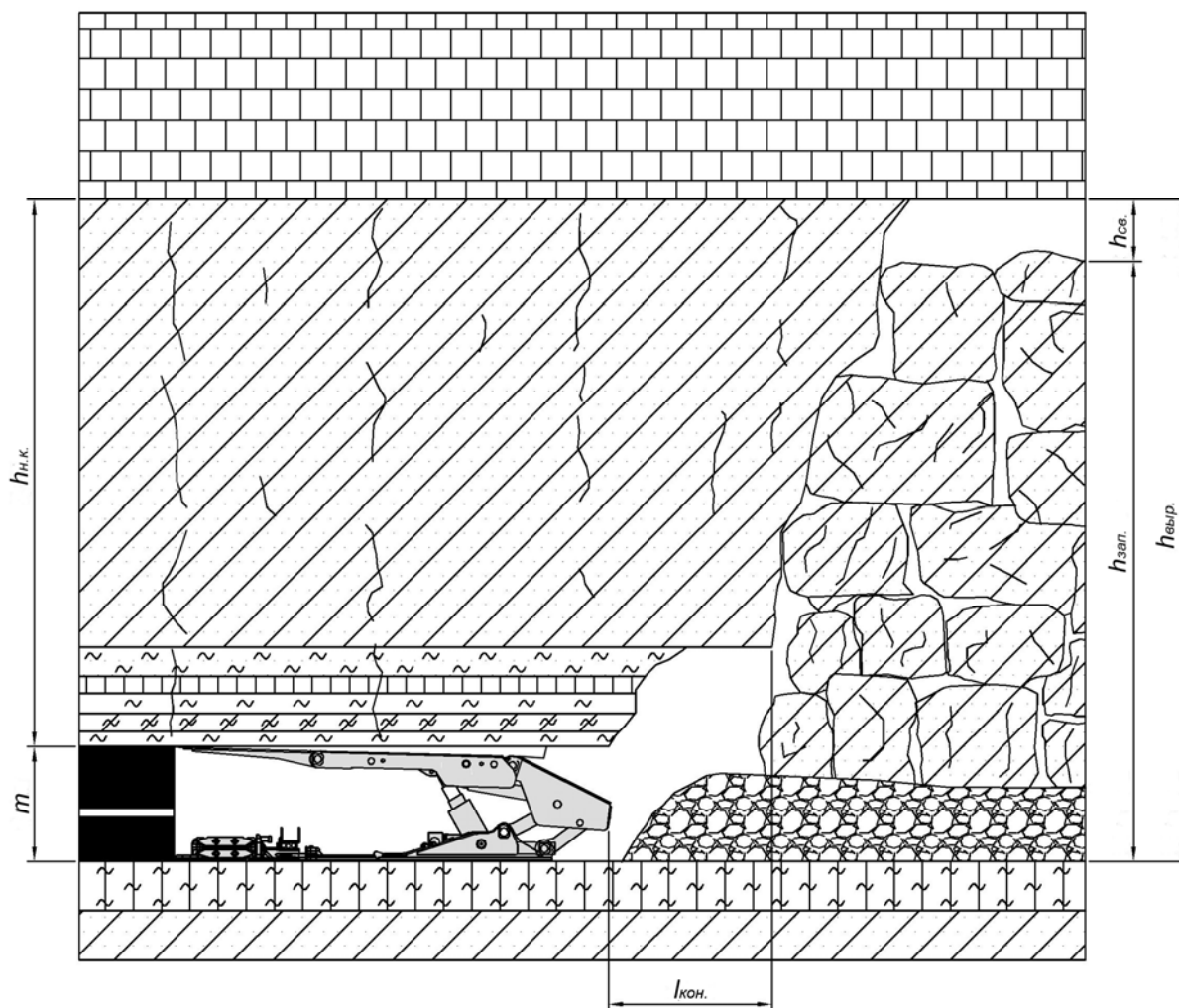


Рис. 2.4. Схема к расчету заполнения выработанного пространства обрушенной породой

Числовые значения коэффициентов разрыхления некоторых пород приведены в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Значения коэффициентов разрыхления

Порода	K_p	$K_{ост}$
Песок	1,05 – 1,15	1,01 – 1,03
Мягкий уголь	1,2	1,05
Глинистый сланец	1,4	1,10 – 1,25
Песчаный сланец	1,6 – 1,8	1,10 – 1,15
Песчаник крепкий	1,5 – 1,8	1,25 – 1,3

Обычно при расчетах используют остаточный коэффициент разрыхления.

При $K_{ост.}=1,15$ отношение $\frac{h_{л.о.}}{m} = 6,5$, а обрушенные породы полностью

заполняют выработанное пространство и станут искусственной опорой для основной кровли.

Величина заполнения выработанного пространства ($h_{зан}$) обрушенной породой определяется из выражения

$$h_{зан} = k_p h_{нк}, \text{ м.}$$

Свободное пространство между поверхностью обрушенной породы и основной кровлей ($h_{св}$), как это видно из расчетной схемы (рис.2.4.), равно

$$h_{св} = h_{выр} - h_{зан}, \text{ м,}$$

где $h_{выр}$ – расстояние от почвы пласта до основной кровли.

$$h_{выр} = m + h_{нк}.$$

2.2.3. Устойчивость обнажений горных пород

Все породы непосредственной и основной кровли, а также породы почвы имеют свой паспорт, в соответствии с которым они подразделяются на отдельные типы.

Для обозначения типов вмещающих пород используются трехбуквенные индексы АБП или АБС, где:

А – тип основной кровли по тяжести проявлений горного давления;

Б – тип непосредственной кровли по устойчивости;

П – прочная (на вдавливание) непосредственная почва;

С – слабая непосредственная почва.

Почва относится к прочной, если $\sigma_{\text{сд}} \geq 220 \text{ МПа}$, и к слабой, если $\sigma_{\text{сд}} \leq 220 \text{ МПа}$.

Под **устойчивостью обнажений** понимается свойство нижних слоев непосредственной кровли (суммарной мощностью до 1 м) сохранять целостность и не выпадать в поддерживаемое пространство очистной выработки.

Устойчивость кровли характеризуется размерами и продолжительностью устойчивого состояния обнажений кровли за исполнительным органом выемочных машин.

По устойчивости все кровли делятся на пять типов: устойчивая (Б₅), средней устойчивости (Б₄), малоустойчивая (Б₃), неустойчивая (Б₂) и весьма неустойчивая (Б₁).

Состав и характеристика пород кровли, а также технологические признаки и рекомендации по выбору технологии очистных работ приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8

Типизация непосредственной кровли по устойчивости

Категория	Тип кровли	Технологические признаки и рекомендации	Состав и характеристика пород кровли
Б₅	Устойчивая	Обнажение за исполнительным органом комбайна вдоль всего забоя сохраняет устойчивость в течение 2-х часов и более. При односторонней работе комбайна допускается закрепление обнажения после холостого хода	Алевролиты, песчанистые сланцы, песчаники и известняки. Толщина слоев более 0,5 м. Прочность при сжатии более 60 МПа
Б₄	Средней устойчивости	Обнажение за исполнительным органом комбайна длиной 20 м и больше сохраняет устойчивость более 0,5 часа. Участок изгиба конвейера можно не крепить. При остановках более 0,5 часа крепить обязательно.	Плотные глины, аргиллиты, алевролиты, глинистые сланцы, песчанистые сланцы. Толщина слоев менее 0,3 м. Прочность при сжатии от 20 до 40 МПа
Б₃	Малоустойчивая	Обрушается за исполнительным органом комбайна длиной более 5 м. Обнажения длиной от 5 м до 20 м сохраняют устойчивость 5 – 30 мин. Крепь должна устанавливаться сразу за исполнительным органом комбайна. Кровля над корпусом комбайна должна быть закреплена	Тонкослоистые аргиллиты, алевролиты, глинистые сланцы, песчанистые сланцы. Толщина слоев менее 0,3 м. Прочность при сжатии менее 20 МПа.
Б₂	Неустойчивая	Обрушается за исполнительным органом комбайна или с отставанием до 5 м. Обнажения могут сохранять устойчивость только кратковременно и случайно. Отработка таких пластов возможна с обрушением неустойчивых слоев вместе с углем, оставлением защитной угольной пачки или с предварительным упрочнением кровли	Пески, углистые и глинистые аргиллиты и сланцы, а также другие породы в зонах тектонических нарушений. Толщина слоев менее 0,2 м. Прочность при сжатии менее 20 МПа.
Б₁	Весьма неустойчивая	Обрушается вслед за исполнительным органом комбайна. Отработка пласта возможна с обрушением неустойчивых слоев, оставлением защитной угольной пачки или с предварительным упрочнением кровли	Углистые аргиллиты тонкослоистые с прослойками угля или углистоглинистыми прослойками. Толщина слоев менее 0,2 м. Прочность при сжатии менее 20 МПа

Устойчивость кровли влияет на выбор способа управления кровлей, техники и технологии ведения очистных работ.

Основным показателем устойчивости кровли является ее прочность на сжатие. Чем больше эта величина, тем кровля устойчивее. Ориентировочные прочностные характеристики некоторых пород приведены в таблице 2.9.

В процессе определения условий применения различных механизированных комплексов обязательно указывается, при каком типе кровли по устойчивости и обрушаемости (см. 2.2.4) комплекс может применяться.

Таблица 2.9

Прочностные характеристики некоторых пород

Условные обозначения	Породы	Плотность γ , т/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа	
			Непосредственная кровля	основная кровля
	Аргиллит	2,6 – 2,7	20 – 80	60 – 200
	Алевролит	2,5 – 2,6	20 – 80	60 – 200
	Известняк	2,7	20 – 80	60 – 200
	Песчаник	2,5 – 2,6	–	60 – 200
	Глинистый сланец	2,5 – 2,7	20 – 70	70 – 150
	Песчанистый сланец	2,5 – 2,7	25 – 80	80 – 150

2.2.4. Обрушаемость кровли угольных пластов

Обрушаемость кровли – это способность совокупных слоев непосредственной и основной кровли разрушаться над поддерживаемым пространством очистного забоя и обрушаться за его пределами.

Согласно существующей классификации, все кровли по обрушаемости делятся на четыре типа: легкообрушаемая (A_1), среднеобрушаемая (A_2), труднообрушаемая (A_3) и весьма труднообрушаемая (A_4). Технологические и геолого-петрографические признаки каждого типа кровли приведены в таблице 2.10.

Очевидно, что нагрузка на призабойную и посадочные крепи увеличивается по мере возрастания степени обрушаемости кровли.

По степени управляемости все кровли делятся на три типа: **легкие**, **средние** и **тяжелые**. Условием отнесения кровли к одному из типов является отношение мощности непосредственной кровли ($h_{н.к.}$) к вынимаемой мощности пласта:

легкая – при $\frac{h_{н.к.}}{m_6} \geq (6 \div 7);$

средняя – при $(6 \div 7) < \frac{h_{н.к.}}{m_6} \geq (3 \div 4);$

тяжелая – при $\frac{h_{н.к.}}{m_6} < (3 \div 4),$

где $h_{н.к.}$ – высота слоев непосредственной кровли; m_6 – вынимаемая мощность пласта.

Таблица 2.10.

Классификация пород кровли по обрушаемости

Категория (индекс)	Тип кровли	Технологические признаки	Геолого-петрографические признаки (состав, строение, мощность, прочность)
A ₁	Легко-обрушаемая	Обрушается вслед за подвиганием крепи с зависанием не более 2-х м, периодические посадки не проявляются	Сравнительно однородная кровля, тонкослоистые слабые аргиллиты, алевролиты, глины или пески общей мощностью – более (7 – 6) м. Толщина слоев – до 0,3 м. Прочность при сжатии – до 40 МПа. Кровля сложена легкообрушающимися породами
A ₂	Средне-обрушаемая	Обрушение с зависанием до 2 – 6 м, периодические осадки без динамических явлений	Сравнительно однородные по составу, строению и прочности слои аргиллита, алевролитов и глинистых сланцев общей мощностью (7 – 6) м. Толщина слоев – от 0,3 до 1 м. Прочность при сжатии – от 20 до 80 МПа. Кровля сложена среднеобрушающимися породами
			На высоте от (3 – 4) м до (6 – 7) м залегают слабые, сравнительно однородные по составу, строению к прочности аргиллиты, алевролиты, глинистые или песчаные сланцы. Прочность при сжатии – до 80 МПа. Выше залегают прочные алевролиты, песчаники или известняки любой мощности. Прочность при сжатии – более 80 МПа. На высоте от (3 – 4) м до (6 – 7) м в кровле залегают легкообрушающиеся породы. Выше – среднеобрушающиеся, труднообрушающиеся и весьма труднообрушающиеся
		Периодические посадки не проявляются, породы в выработанном пространстве плавно опускаются	При мощности пласта менее 1 м в кровле залегает слой известняка или песчаника мощностью более (1,5 - 2,0) м. Прочность при сжатии – более 80 МПа

А ₃	Трудно-обрушаемая	Зависание пород за крепью – 2 – 6 м и более, обрушение крупноблочное, периодическое, осадки сопровождаются динамическими явлениями, усиленным давлением на крепь, посадкой крепи на жестко.	Непосредственно над углем залегают слой или пачки слоев прочных алевролитов, песчаников или известняков общей мощностью (2 – 6) м. Толщина слоев – более 1,5 м. Прочность при сжатии – более 60 МПа. Выше залегают любые породы. Непосредственно над пластом залегают труднообрушающиеся и весьма труднообрушающиеся породы. Выше – любые породы
А ₄	Весьма трудно-обрушаемая	Нижние слои не зависят или зависят (не более 2 – 6 м). Обрушение мелкокусковое, периодические осадки выше-лежащих слоев сопровождаются динамическими явлениями	На высоте (4 – 3) м и менее залегают слабые или тонкослоистые аргиллиты, алевролиты, углистые или глинистые сланцы. Толщина слоев – менее 0,2 м. Прочность при сжатии – менее 40 МПа. Выше залегают прочные алевролиты, песчаники или известняки мощностью более 2 м. Толщина слоев – более 1,5 м. Прочность при сжатии – более 80 МПа. До высоты менее (3 – 4) м залегают легкообрушающиеся и среднеобрушающиеся породы. Выше – труднообрушающиеся и весьма труднообрушающиеся. Над угольным пластом залегают слои плотной глины мощностью более (1,5 – 2) м. Выше залегают песчаники или другие крепкие породы

2.2.5. Трещиноватость горных пород

Под **трещиноватостью** горных пород понимается нарушенность монолитности пород трещинами. Все горные породы имеют природную трещиноватость. Трещины расположены параллельно друг другу и имеют выдержанное направление. Они разбивают породы на блоки, которые при определенных условиях легко отделяются друг от друга. Степень трещиноватости пород определяется расстоянием между трещинами. Различаются следующие горные породы:

- **нетрещиноватые** – видимых трещин нет;
- **слаботрещиноватые** – с одной системой трещин при расстоянии между ними > 1 м;
- **среднетрещиноватые** – с двумя системами взаимно пересекающихся трещин с расстоянием между ними > 1 м;
- **сильно трещиноватые** – с несколькими системами взаимно пересекающихся трещин с расстоянием между ними < 0,5 м;
- **весьма сильно трещиноватые** – с несколькими системами взаимно пересекающихся трещин, расположенных на расстоянии < 0,2 м одна от другой.

Если, например (рис. 2.5), трещины наклонены в сторону забоя (рис. 2.5, а), то устойчивость обнажений заметно больше, чем в случае (рис. 2.5, б), когда трещины направлены в сторону выработанного пространства. Здесь отсутствуют силы трения между соседними блоками, и они легко отделяются друг от друга.

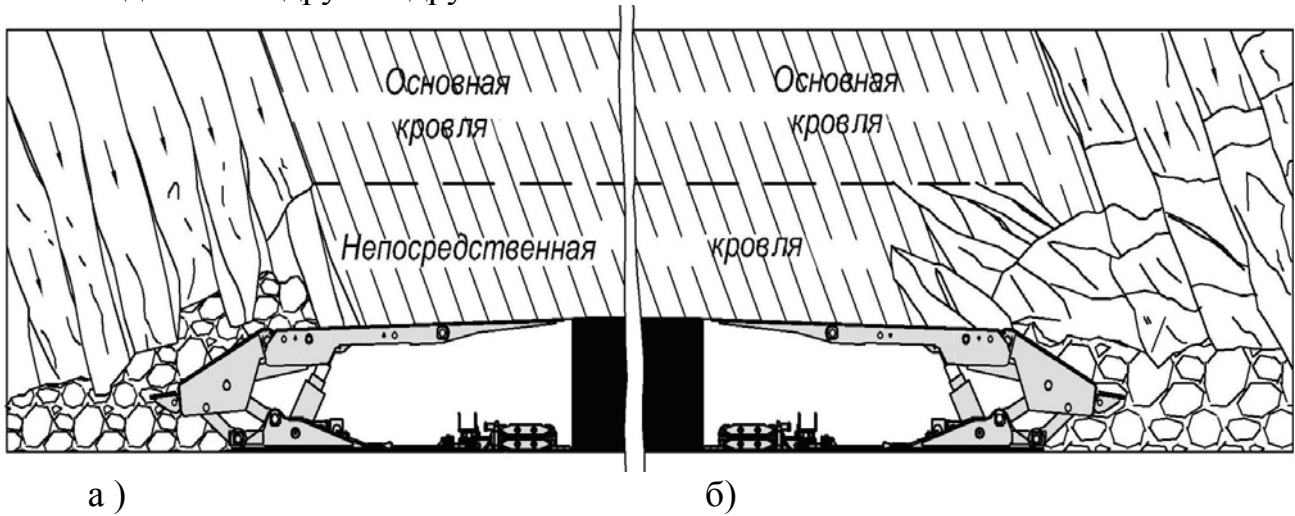


Рис. 2.5. Расположение трещин относительно линии забоя.
а – трещины наклонены в сторону выработанного пространства; б – трещины наклонены в сторону забоя

Расположение трещин по отношению к напластованию пород показано на рис. 2.6. Степень трещиноватости и расположение трещин относительно очистного забоя существенно влияет на устойчивость обнажений горных пород.

1		Параллельные напластованию
2		Нормальные к напластованию
3		Косые к напластованию (с наклоном на забой и от забоя)
4		Нормальные к напластованию в комбинации с параллельными
5		Нормальные и косые к напластованию
6		Клинообразующие
7		Одиночные перекрещивающиеся трещины

Рис. 2.6. Расположение трещин относительно к напластованию пород

2.3. Примеры решения задач

2.3.1. Исходные данные для решения задач

В исходных данных приведены не только сведения, необходимые для решения задач по установлению технологических характеристик пласта и вмещающих пород, но и данные по расчету параметров очистных работ, которые освещены в последующих главах.

Исходные данные:

- $m_{cp.} = 1,5$ м, средняя мощность пласта;
- $\Delta m = 7$ %, колебание мощности пласта;
- $d_{min} = 5^\circ$, минимальный угол падения пласта;
- $d_{max} = 10^\circ$, максимальный угол падения пласта;
- $q = 6$ м³/т.с.д., относительная метанообильность;
- $w = 5$ м³/час, приток воды в лаву;
- $L_{л} = 200$ м, длина лавы;
- $L_{cm} = 950$ м, длина выемочного столба;
- $\gamma_{cp} = 2,5$ т/м³, средняя плотность вмещающих пород;
- R – показатель разрушаемости пласта – хрупкий.

Характеристика пласта

Строение пласта	Мощность пачки, m , м	Сопrotивляемость резанию $A_{рез}$, кН/м	Плотность γ , т/м ³	Зольность A_m , %
Нижняя пачка	0,5	240	1,45	12
Прослой породы	0,1	300	1,98	60
Верхняя пачка	0,9	250	1,40	15

Характеристика пород

Название породы	Толщина слоя, м	Сопrotивляемость сжатию, $\sigma_{сж}$, Мпа
<u>Почва</u>		
Песчаник	0,7	70
Алевролит	0,6	60
<u>Кровля</u>		
Глинистый сланец	0,18	35
Аргиллит	0,20	30
Глинистый сланец	0,25	28
Алевролит	0,17	30
Песчанистый сланец	0,38	40
Аргиллит	6,0	75
Известняк	5,0	110

2.3.2. Структурная и стратиграфическая колонка пласта и вмещающих пород

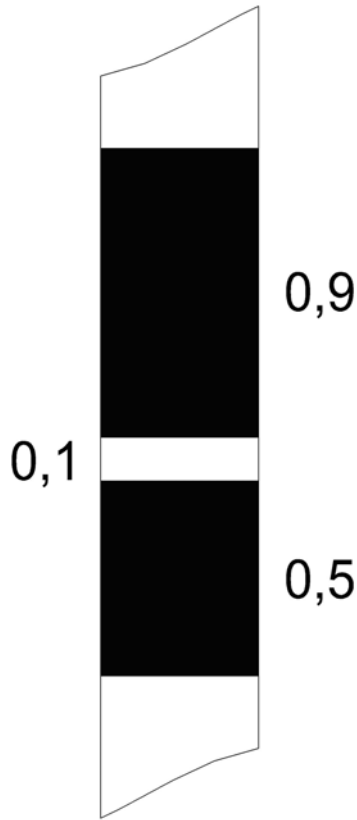


Рис. 2.7. Структурная колонка пласта (М 1:20)

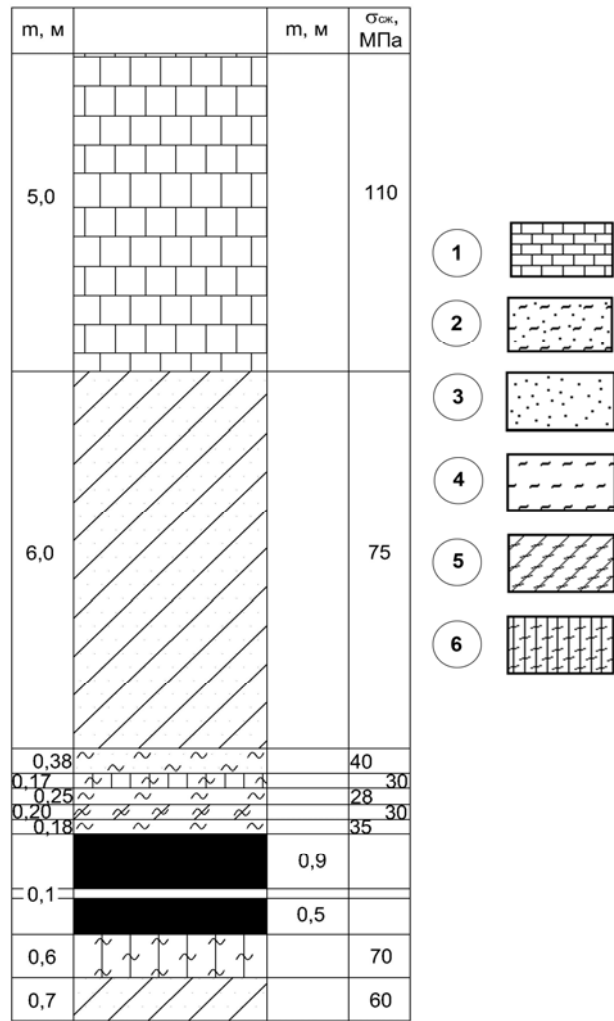


Рис. 2.8. Стратиграфическая колонка (М 1:100)

2.3.3. Характеристики пласта

Пласт сложного строения, нижняя пачка имеет мощность $m_1 = 0,5$ м, сопротивляемость резанию $A_1 = 240$ КН/м и плотность $\gamma_1 = 1,45$ т/м³. Прослой породы мощностью $m_2 = 0,1$ м имеет сопротивляемость резанию $A_2 = 300$ КН/м и плотность $\gamma_2 = 1,98$ т/м³. Верхняя пачка $m_3 = 0,9$ м, $A_3 = 250$ КН/м, $\gamma_3 = 1,40$ т/м³. Материнская зольность (A_M) нижней пачки составляет 12 %, породного прослоя – 60 %, верхней пачки – 15%.

По формулам (2.1 – 2.5) определим:

минимальная мощность пласта

$$m_{\min} = 1,5 - 1,5 \cdot \frac{7}{100} = 1,4 \text{ м};$$

максимальная мощность пласта

$$m_{\max} = 1,5 + 1,5 \cdot \frac{7}{100} = 1,6 \text{ м};$$

средняя сопротивляемость угля резанию:

$$A_{рез.ср} = \frac{0,5 \cdot 240 + 0,1 \cdot 300 + 0,9 \cdot 250}{1,5} = 250 \text{ КН/м};$$

среднее значение материнской зольности пласта:

$$A_m^c = \frac{12 \cdot 0,5 + 60 \cdot 0,1 + 15 \cdot 0,9}{1,5} = 17 \text{ \%};$$

среднее значение плотности пласта:

$$\gamma_{ср} = \frac{0,5 \cdot 1,45 + 0,1 \cdot 1,98 + 0,9 \cdot 1,40}{1,5} = 1,45 \text{ т/м}^3.$$

2.3.4. Характеристика вмещающих пород и установление их типа

Согласно классификации породы непосредственной кровли – весьма тонкослоистые ($m < 0,2$ м) и тонкослоистые ($m = 0,2 - 1$ м) с сопротивляемостью на сжатие 25 – 40 МПа.

Первые пять слоев непосредственной кровли могут обрушаться вслед за передвижкой крепи. По устойчивости, согласно табл. 2.8, они могут быть отнесены к категории Б₄ – средней устойчивости, т.к. толщина слоев от 0,2 до 0,5 м, а $\delta_{сж} = 30 - 60$ МПа. Шестой слой – аргиллит $m = 6$ м, $\delta_{сж} = 75$ МПа, тоже, согласно табл. 2.8 можно отнести к непосредственной кровле. Однако этот слой будет обрушаться, скорее всего, крупными блоками с некоторым зависанием за крепью. По составу и характеристике этого слоя его можно отнести к категории Б₅ – устойчивая.

Таким образом, суммарная мощность непосредственной кровли составит

$$h_{нк} = 0,15 + 0,20 + 0,25 + 0,17 + 0,38 + 6,0 = 7,15 \text{ м}.$$

Отношение $\frac{h_{нк}}{m} = \frac{7,15}{1,5} = 4,77$.

Согласно классификации, если $\frac{h_{нк}}{m} > 3 - 4$, то кровля по управляемости относится к средней.

По геолого-пертропографическим признакам (табл. 2.9) кровля относится к категории А₄ – весьма труднообрушаемая.

Непосредственная почва – песчаник с $\delta_{сж} = 70$ МПа. Так как $\delta_{сж} = 70$ МПа > 2 МПа, почва относится к прочной.

Полная характеристика вмещающих пород – А₄, Б₄, П.

2.3.5. Размещение обрушенной породы в выработанном пространстве

Первые пять слоев, как уже отмечалось, будут обрушаться сразу после передвижки крепи.

Обрушившаяся порода заполнит выработанное пространство на высоту (рисунок 2.9).

$$h_{1зан} = h_{нк} \cdot k_p (0,15+0,20+0,25+0,17+0,38) \cdot 1,15 = 1,32 \text{ м.}$$

Шестой слой будет обрушаться с некоторым зависанием за крепью. Примем, что этот слой зависает за крепью на расстоянии до трех метров.

Обрушившийся шестой слой заполнит выработанное пространство на высоту:

$$h_{2зан} = 6,0 \cdot 1,15 = 6,9 \text{ м.}$$

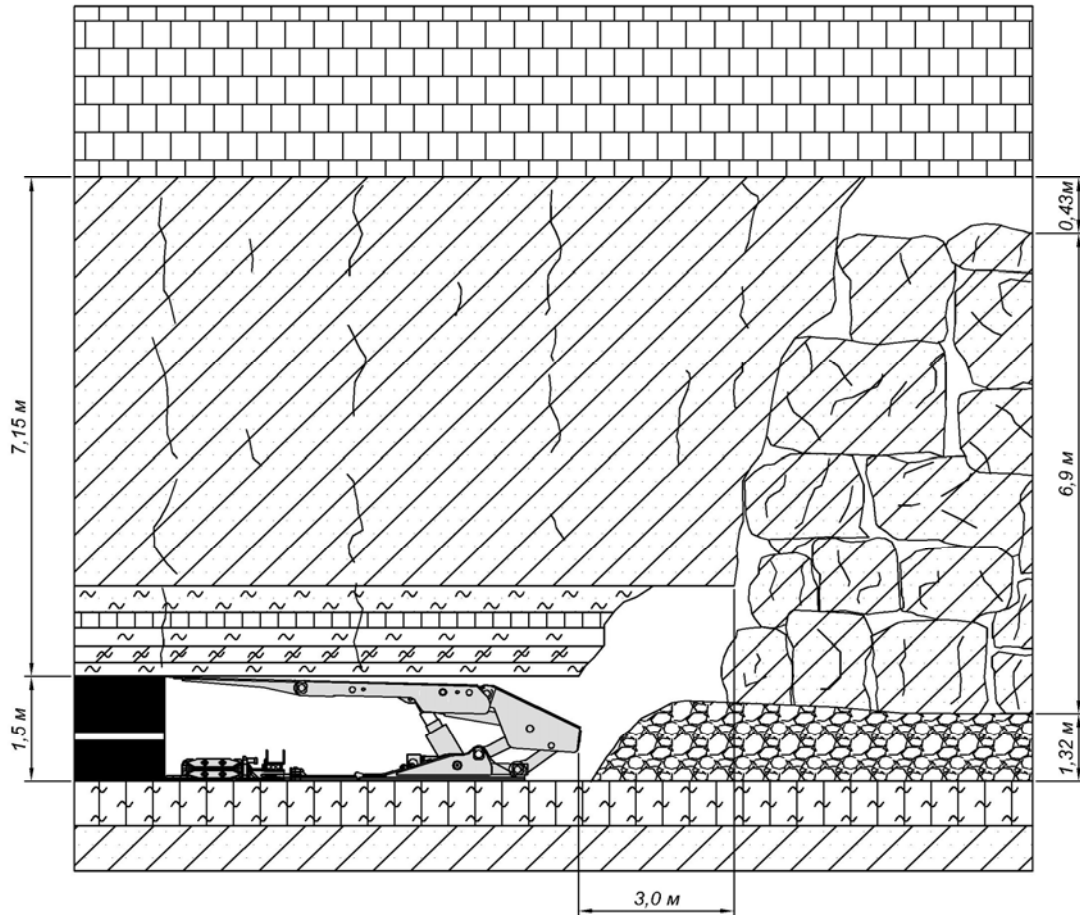


Рис. 2.9. Схема размещения обрушенной породы в выработанном пространстве

Суммарная высота заполнения выработанного пространства обрушенной породой составит:

$$h_{зан} = h_{1зан} + h_{2зан} = 1,32 + 6,9 = 8,22 \text{ м.}$$

Высота свободного пространства от почвы до основной кровли:

$$h_{выр} = m + h_{нк} = 1,5 + 7,15 = 8,65 \text{ м.}$$

Таким образом, зазор между обрушенной породой и основной кровлей составит:

$$h_{св} = h_{выр} - h_{зан} = 8,65 - 8,22 = 0,43 \text{ м.}$$

Контрольные вопросы к теме

1. Дайте определение:
 - плотности угля;
 - сопротивляемости резанию.
2. Дайте определение:
 - непосредственной кровле;
 - основной кровле;
 - устойчивости кровли;
 - обрушаемости кровли.
3. На какие типы делится кровля по обрушаемости и устойчивости.
4. Что обозначают индексы А, Б, С, П в характеристике вмещающих пород.

3. ПРОЦЕССЫ ВЫЕМКИ, ПОГРУЗКИ И ТРАНСПОРТИРОВКИ УГЛЯ

В главе приведена классификация способов разрушения угля, рассмотрена их общая характеристика.

Изложены различные варианты выемки угля при помощи механических средств: широкозахватными и узкозахватными комбайнами, струговыми установками, конвейеростругами. Рассмотрены компоновочные схемы и конструктивные особенности комбайнов и струговых установок, приведены их технические характеристики. Предложены методики расчетов производительности комбайнов и струговых установок.

Описаны различные варианты средств погрузки угля, рассмотрены их конструктивные особенности и область применения.

Используя материалы главы, справочную и научно-техническую литературу, студент должен уметь:

- анализировать горно-геологические и горнотехнические условия с целью правильного выбора способов и средств выемки полезного ископаемого;*
- определять преимущества и недостатки выемочной техники и способов выемки угля;*
- рассчитывать скорость подачи широко- и узкозахватных комбайнов, производительность их и струговых установок для конкретных горно-геологических условий;*
- находить оптимальные и прогрессивные решения по разрушению, погрузке и транспортированию полезного ископаемого;*
- синтезировать и оптимизировать процессы выемки и транспортировки полезного ископаемого.*

3.1. Способы разрушения полезных ископаемых (угольного пласта, рудного тела) при подземных горных работах.

Для разрушения полезных ископаемых применяются следующие способы: гидравлический и механогидравлический, отбойным молотком, физико-химический и механический. Рассмотрим более подробно каждый из них.

3.1.1. Гидравлический способ разрушения

При гидравлическом способе полезное ископаемое разрушается струей воды под большим давлением (до 15,0 МПа) из гидромонитора, который управляется либо вручную, либо дистанционно. Разрушенный уголь посредством этой же воды транспортируется по желобам на штрек либо по пульпопроводу в специальные отстойники, где уголь отделяется от воды. При механогидравлическом способе разрушения полезное ископаемое может разрушаться водой, а затем транспортироваться конвейером либо разрушаться комбайном, а транспортироваться водой.

3.1.2. Буровзрывной способ разрушения

Буровзрывной способ разрушения полезного ископаемого заключается в следующем. В полезном ископаемом бурятся шпуры или скважины, в которые

закладывается взрывчатое вещество, и производится взрывание. Количество шпуров (скважин), схема их расположения, а также масса ВВ рассчитывается исходя из прочности полезного ископаемого, глубины шпуров и других факторов.

Отбитое полезное ископаемое грузится на конвейер или транспортируется самотеком, в зависимости от угла падения, на штрек.

Для более эффективной отбойки у почвы пласта врубовой машиной делается по всей длине очистного забоя вруб глубиной до 2-х метров.

3.1.3. Ручной способ разрушения

Применяется в основном на угольных пластах крутого падения. Ведется пневматическими отбойными молотками в потолкоуступных забоях. В настоящее время таким способом добывается более 50 % угля в лавах крутых и круто-наклонных пластов. Отбитый уголь транспортируется вдоль забоя самотеком.

3.1.4. Физико-химические способы разрушения полезных ископаемых

Физико-химическими способами разрушения и добычи полезных ископаемых являются растворение солей, выщелачивание цветных металлов и редких элементов, выплавка серы, скважинная гидродобыча, микробиологические способы добычи марганца, меди, гидрогенизация и газификация угля. Посредством перечисленных способов воздействия на полезное ископаемое оно переводится в подвижное жидкое или газообразное состояние, а затем по скважинам выдается на поверхность или в горные выработки. Перевод угля в подвижное состояние может быть обеспечен путем нагнетания в пласт воды, газа, химически активных жидкостей и других веществ.

3.1.5. Механический способ выемки угля (полезного ископаемого)

В настоящее время наиболее широкое распространение получила выемка угля механическим способом. На пологом падении – посредством комбайнов, стругов, бурошнековых установок, на крутых пластах – комбайнов, конвейеростругов.

3.1.5.1. Выемка угля комбайном

Различают широкозахватную и узкозахватную выемку. В первом случае выемка производится угольными комбайнами с шириной захвата более 1 м, во втором – менее 1 м. Разновидностью узкозахватной выемки является разрушение угля стругами с толщиной стружки 0,03 – 0,1 м.

Выемка, при которой исполнительный орган обрабатывает всю поверхность забоя, а ее направление совпадает с направлением подвигания забоя, называется фронтальной (агрегаты АФК, 1АНЩ, АЦМ, и другие, рис. 3.1, а).

Выемка, при которой разрушение полосы угля производится машиной, передвигающейся вдоль забоя перпендикулярно к его продвижению, называется фланговой (рис. 3.1, б).

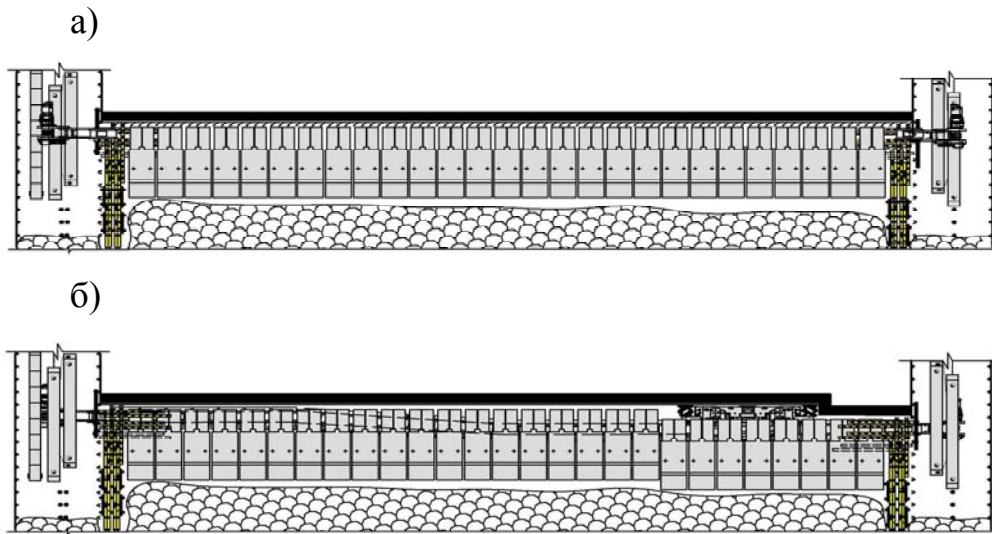


Рис. 3.1. Схемы выемки угля:
а – фронтальная; б – фланговая

Узкозахватные комбайны, работающие по фланговой схеме, могут вынимать уголь по односторонней схеме с зачисткой лавы после выемки полосы, а также по челноковой, производя выемку в обоих направлениях.

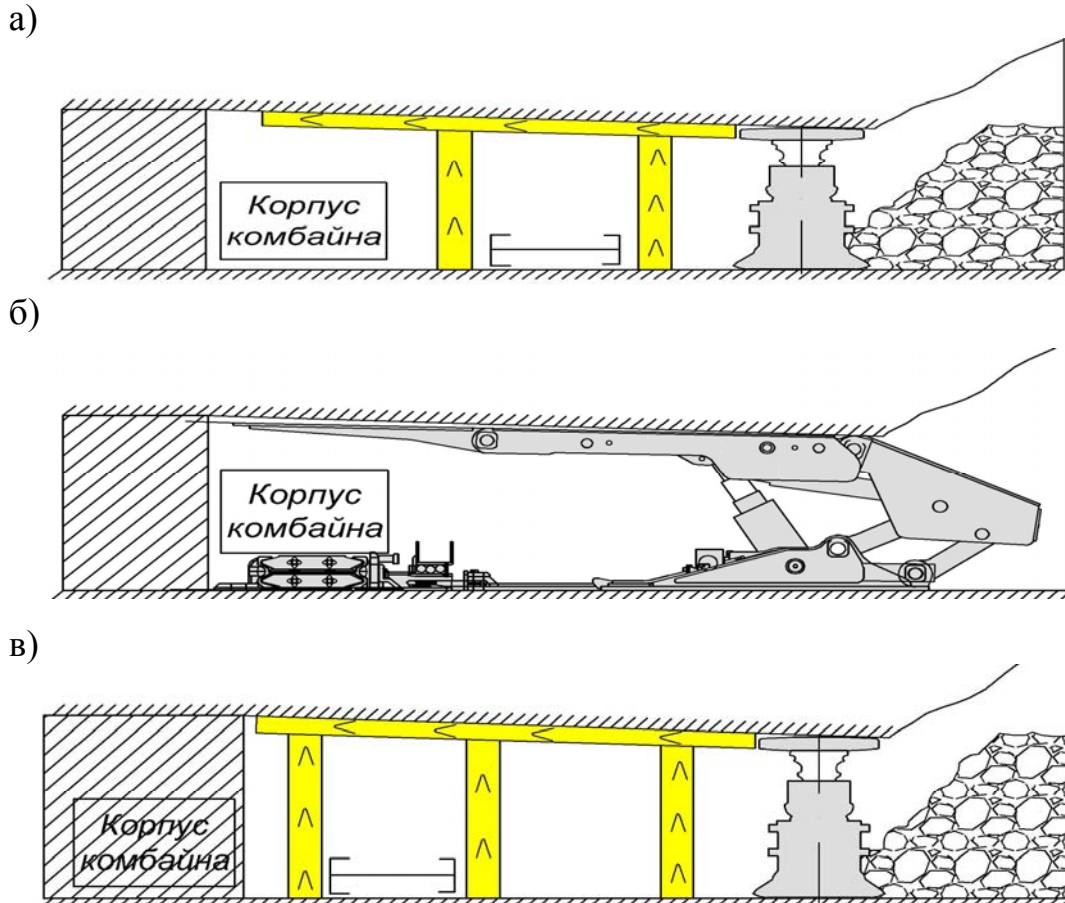
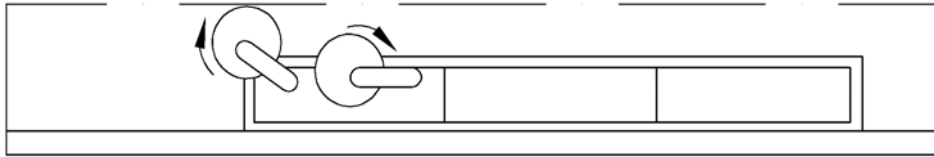


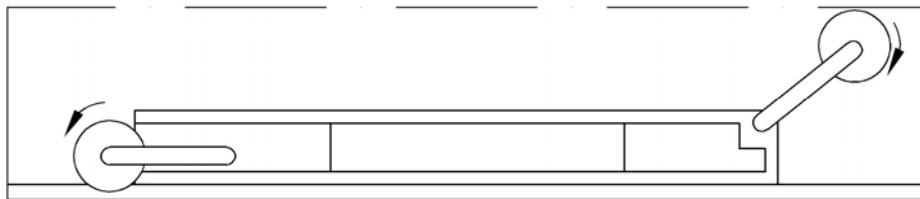
Рис. 3.2. Схемы расположения комбайна и забойного конвейера в лаве

В настоящее время выемка угля ведется преимущественно узкозахватными комбайнами, реже – стругами. Принципиальные схемы и расположения исполнительных органов комбайнов относительно корпуса приведены на рис. 3.3.

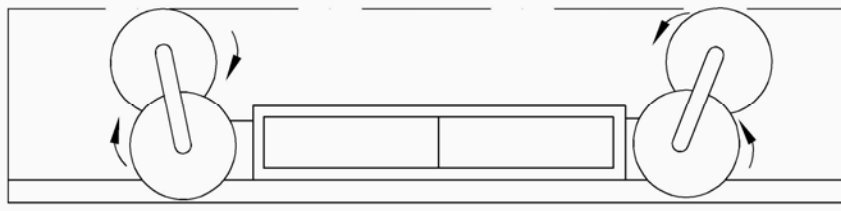
1К101,



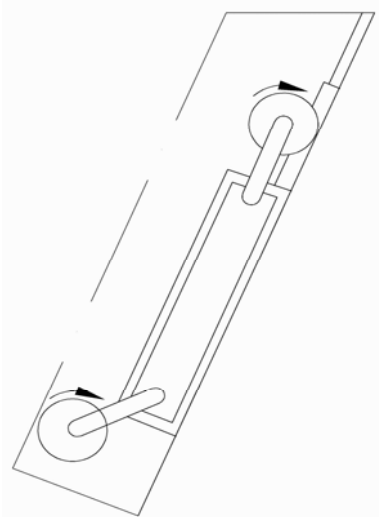
1ГШ68, КШЗМ



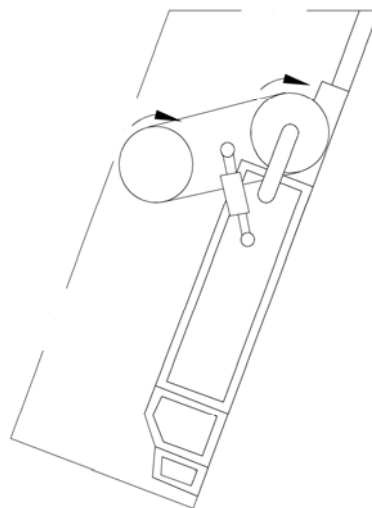
К105



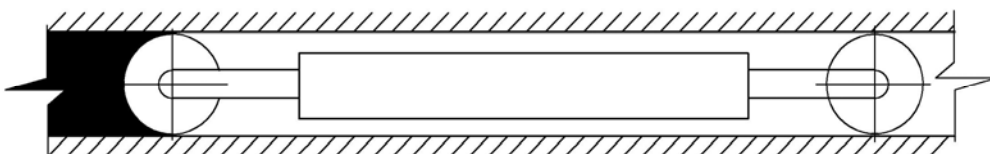
А70



«Темп»

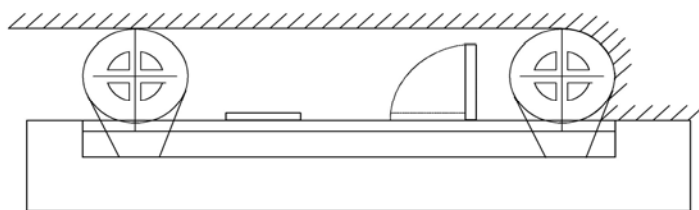


К-103

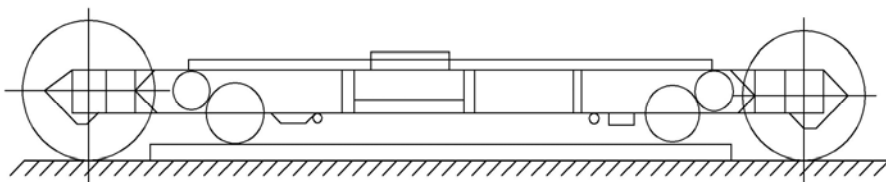


Продолжение рис. 3.3.

КА-80, КА-90



РКУ-10



РКУ-13

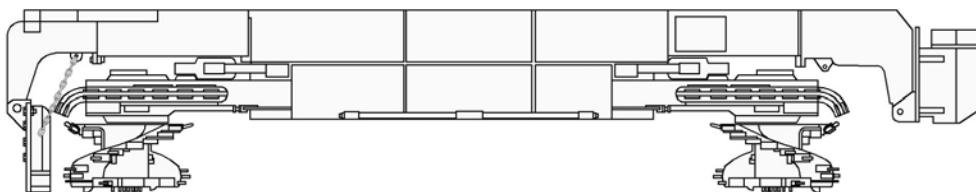


Рис. 3.3. Схемы расположения исполнительных органов комбайнов относительно корпуса

Комбайны со шнековыми исполнительными органами типов 1К-101, ГШ-68, КШЗМ, К-103, К-105, К-120, РКУ-10, РКУ-13, ГШ-600, КДК-500 и др. относительно просты по конструкции, способны отделять уголь от массива при изменяющейся мощности, имеют простую регулировку положения исполнительных органов, высокую производительность, производят самозарубку в угольный пласт, грузят большую часть отделенного угля на забойный конвейер и т.д. Однако недостатки этих комбайнов состоят в том, что они могут эффективно применяться на пластах с сопротивляемостью резанию до 300 кН/м, дают большой выход штыбов 0 – 6 мм.

Комбайны, имеющие барабанные исполнительные органы с вертикальной осью вращения, способны разрушать крепкие и вязкие угли с сопротивляемостью резанию до 400 кН/м. Например, такие комбайны, как МК-67М, КА-80, КА-90, КА-200, отделяют уголь от массива пласта с меньшими энергозатратами, улучшают сортность добываемого угля, достаточно устойчивы на конвейере. Основным недостатком комбайнов является сложность узла регулировки исполнительного органа по мощности пласта.

На тонких пластах крутого падения применяют комбайны А70, «Темп» и др. Они оснащены барабанными исполнительными органами с горизонтальной осью вращения.

Челноковая выемка угля, как показывает опыт, имеет следующие преимущества: более рациональное использование комбайна во времени за счет сокращения продолжительности цикла работ, более высокая

производительность забоя. Это присуще случаям, когда угольный пласт крепкий и не склонен к отжиму. При значительных отжимах угля данное преимущество снижается, так как необходимо иметь дополнительное количество рабочих для ручной зачистки и погрузки на конвейер. Недостатком челноковой выемки является также то, что во время движения комбайна против направления движения воздушной струи рабочие находятся в сильно запыленной атмосфере.

Односторонняя схема выемки угля заключается в том, что комбайн отбивает и грузит уголь только в период своего движения, как правило, снизу вверх. Во время движения в обратном направлении комбайна только грузит оставшийся на почве уголь. При значительном количестве остающегося на почве угля трудоемкость очистных работ по односторонней схеме выемки снижается на 30 – 40% за счет сокращения ручного труда по зачистке лавы. Кроме этого, основная часть рабочих лавы находится в условиях свежей струи воздуха.

Недостатками односторонней схемы выемки являются повторное измельчение угля при погрузке на конвейер и малый коэффициент использования комбайна по выемке. Тем не менее, количество очистных забоев, работающих по односторонней схеме выемки, больше.

Выемка угля на крутом падении производится только по односторонней схеме снизу вверх. Чтобы комбайн лучше прижимался к забою, не выбивалась крепь падающими кусками угля, очистному забою придается наклон 5 – 10 градусов к линии падения.

Выемка угля широкозахватными комбайнами 2КЦТГ

Широкозахватные комбайны применяются для отработки в основном весьма тонких угольных пластов. Они располагаются на почве пласта, поскольку узкозахватные рамы конвейера в весьма тонкие пласты не вписываются.

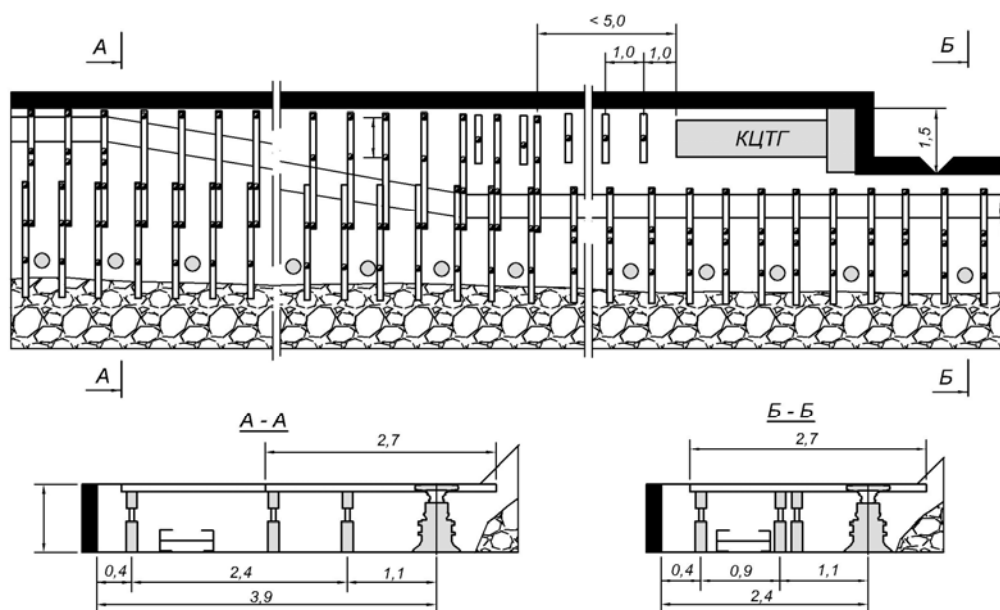


Рис. 3.4. Технологическая схема работы комбайна 2КЦТГ

В настоящее время широкозахватные комбайны имеют ограниченную область применения из-за больших объемов ручного труда при выполнении процессов крепления рабочего пространства и на сопряжениях лав со штреками.

Комбайн 2КЦТГ производит выемку угля, двигаясь в «лоб уступа», а его погрузку на конвейер осуществляет через ряд стоек (рис. 3.4). Захват комбайна составляет 1,5 – 1,6 м. Им можно отрабатывать пласты с любой сопротивляемостью резанию, мощностью 0,55 – 0,75 м и углами падения до 18 градусов.

Исполнительный орган комбайна состоит из четырех отбойных коронок бурового типа с кольцевой отбойно-погрузочной цепью. Предусмотрено применение сменных исполнительных органов трех типоразмеров различной высоты.

Комбайн оснащен встроенным гидравлическим механизмом подачи, обеспечивающим бесступенчатое регулирование скорости перемещения комбайна по сварной калиброванной цепи, растянутой вдоль лавы.

Расчет производительности комбайна

Производительность очистных комбайнов Q (т/мин) определяется количеством угля, добытого за единицу времени при непрерывной работе:

$$Q = m_{cp} r V_k \gamma, \text{ т/мин}, \quad (3.1)$$

где m_{cp} – средняя мощность пласта, м; V_k – максимально возможная в конкретных условиях скорость подачи комбайна, м/мин; r – ширина захвата исполнительного органа, м; γ – средневзвешенная плотность угля, т/м³.

В приведенной формуле значения m_{cp} , r и γ являются постоянными величинами. Поэтому производительность комбайна определяется только скоростью его подачи.

Скорость подачи комбайна определяется по трем факторам:

- сопротивляемости угля резанию;
- газовому фактору;
- скорости крепления лавы.

Скорость подачи комбайна по сопротивляемости угля резанию определяется по формуле:

$$V_n = \frac{N_{уст}}{60 H_w m r \gamma}, \text{ м/мин}, \quad (3.2)$$

где $N_{уст}$ – устойчивая мощность электродвигателя комбайна, кВт; H_w – удельные энергозатраты на выемку угля, кВт·ч/т; m – вынимаемая мощность пласта, м; r – ширина захвата комбайна, м; γ – средневзвешенная плотность угля, т/м³.

Устойчивая мощность двигателя рассчитывается по формуле:

$$N_{уст} = (0,7 \div 0,9) N_{пасп}, \text{ кВт}, \quad (3.3)$$

где $N_{пасп}$ – мощность двигателя по паспорту, кВт;

Средневзвешенная плотность угля с учетом породных прослоев определяется по формуле (2.1).

Удельные энергозатраты на разрушение угля, кВт·ч/т:

$$N_w = 0,00185 \cdot A_p \cdot (0,77 + 0,008R), \quad (3.4)$$

где A_p – средняя сопротивляемость пласта резанию, кН/м, определяется по формуле (2.2); R – показатель разрушаемости пласта. Для вязких углей $R = 0,25A_p$, для хрупких $R = 0,15A_p$, для весьма хрупких $R = 0,09A_p$.

Скорость подачи комбайна по газовому фактору, м/мин:

$$V_n^g = \frac{0,6 \cdot v \cdot m_{\text{вын}} \cdot b \cdot \varphi \cdot d \cdot k_{\text{вп}}}{q \cdot r \cdot m_{\text{геол}} \cdot \gamma \cdot k_n}, \quad \text{м/мин}; \quad (3.5)$$

где $v = 4\text{м/с}$ – допустимая по ПБ (§161) скорость движения воздушной струи в лаве; $m_{\text{вын}}$ – вынимаемая мощность пласта, м; γ – плотность угля, т/м³; b – ширина призабойного пространства, м; φ – коэффициент сужения воздушной струи ($\varphi = 0,7 \dots 0,9$); $d = 1\%$ – допустимое по ПБ (§194) содержание метана в исходной струе; $k_{\text{вп}}$ – коэффициент, учитывающий движение части воздушной струи по выработанному пространству. Для лав, работающих с полным обрушением, коэффициент $k_{\text{вп}} = 1,2 - 1,3$; q – метанообильность пласта, м³/т; r – ширина захвата комбайна, м; $m_{\text{геол}}$ – геологическая мощность пласта, м; k_n – коэффициент неравномерности выделения метана в лаву. При добыче углей $k_n = 1,4$, при добыче антрацитов $k_n = 1,6$.

Скорость крепления лавы, м/мин:

$$v_{\text{кр}} = \frac{b_{\text{кр}}}{\sum t_{\text{кр}}}, \quad \text{м/мин}; \quad (3.6)$$

где $b_{\text{кр}}$ – шаг установки секций крепи, м; $\sum t_{\text{кр}}$ – продолжительность цикла передвижки, мин.

Для механизированной крепи:

$$\sum t_{\text{кр}} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5; \quad (3.7)$$

где t_1 – время на перемещение рабочего от секции к секции и осмотр кровли, (0,06 – 0,08 мин); t_2 – время на зачистку секции крепи перед передвижкой, (0,08 – 0,8 мин) (если $t_2 > 0,5$ мин, то на зачистку секций необходимо ставить специального рабочего по зачистке); t_3 – время на разгрузку секций крепи, (0,05 – 0,07 мин); t_4 – время на собственно передвижку секции крепи, (0,05 – 0,08 мин); t_5 – время на распор секций (0,05 – 0,07 мин).

Для индивидуальной крепи продолжительность цикла рассчитывается аналогично, в соответствии с принятой технологией установки рам.

Расчетная скорость подачи комбайна принимается в результате сопоставления полученных результатов. Скорость подачи, рассчитанная по газовому фактору, при необходимости может быть увеличена за счет интенсификации проветривания (ПБ §161) или частичной дегазации пласта. По креплению лавы – за счет изменения схемы крепления с последовательной на шахматную.

3.1.5.2 Выемка угля струговыми установками

Кроме выемки угля комбайнами, к механическому способу добычи полезного ископаемого относится и струговая выемка, которая является прогрессивным направлением в развитии технологии добычи угля. Струговая установка (рис. 3.5) включает в себя струг, верхний и нижний приводы, тяговую цепь, забойный конвейер, гидро- и электрооборудование (в состав скреперостругов забойный конвейер не входит).

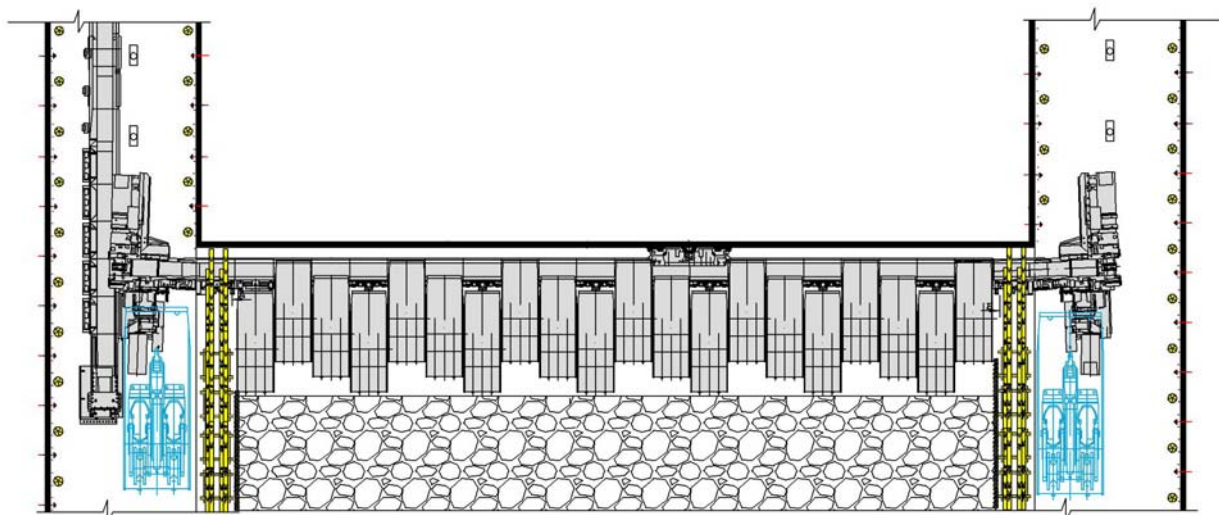


Рис. 3.5. Общий вид струговой установки

Струг, в отличие от комбайна, не режет уголь, а скалывает его с поверхности забоя движущимся вдоль лавы ножом. Отделенный от забоя уголь лемехом наваливается на конвейер. Корпус струга с зубьями и погрузочным лемехом передвигается вдоль забоя по направляющим, соединенным с рамой забойного конвейера. Вместе со стругом передвигается к забою с помощью гидро- или пневмодомкратов забойный конвейер. Усилием передвижения конвейера регулируется подача струга на забой.

Струги осуществляют фронтальную выемку угля узкими полосами на глубину 50 – 150 мм. Они работают в бессточном призабойном пространстве, как правило, по челноковой схеме. Погрузка отбитого угля на конвейер производится корпусом струга. По всей длине конвейера на определенные расстояния, в зависимости от конкретных условий, установлены гидродомкраты, осуществляющие передвижку конвейера и прижимающие его к забою. В цикл работ входят оформление и крепление забоя, передвижка конвейера, приводных головок. Если головки конвейера находятся в лаве, то необходима подготовка верхней и нижней ниш.

Управляет струговой машиной машинист, находящийся у блока управления (на нижней приводной головке). Верхнюю приводную головку обслуживает помощник машиниста.

Применяется три схемы компоновки струговых установок:

1. приводы струга и забойного конвейера объединены в единую систему и расположены с обеих сторон забойного конвейера;
2. приводы струга и конвейера расположены с завальной стороны конвейера;

3. привод струга расположен с забойной стороны, а два привода конвейера – с обеих сторон забойного конвейера.

К преимуществам струговой выемки следует отнести: небольшие габариты и стоимость машин; простота конструкции; отсутствие в лаве электрокабеля; хорошая компоновка струга с конвейером и механизированной крепью; небольшое бессточное пространство и надежное перекрытие кровли консольной частью крепи; работа в зоне наибольшего отжима при небольшой ширине захвата исполнительного органа; возможность полной механизации и автоматизации всех рабочих процессов без постоянного присутствия рабочих в забое; более высокая сортность добываемого угля и меньшая запыленность воздуха.

Недостатками струговой установки являются: неудовлетворительная управляемость стругов по гипсометрии пласта, что в ряде случаев приводит к значительным потерям угля в зимнике; плиты стругов при движении выталкивают в выработанное пространство большое количество штыба; большая площадь незакрепленной кровли у забоя, что неприемлемо при неустойчивой кровле.

По типу исполнительного органа статические струги подразделяются на струги со сплошным ножом и зубчатые. Первые применяются на пластах с мягкими углями при устойчивых боковых породах, так как во время работы требуется значительная ширина незакрепленного рабочего пространства. Недостатком этих стругов является отсутствие направленности движения, в результате чего струг может уходить в почву или кровлю, либо опрокидываться на забой или конвейер.

Зубчатые струги лишены этих недостатков. Они находят более широкое применение, поскольку могут использоваться на пластах с углями средней крепости. В качестве режущего инструмента в стругах применяются почвенные отбойные и кровельные резцы, резцы предварительной и опережающей подрубки, кровельные и почвенные ножи.

Струговые установки статического действия отличаются по характеру взаимодействия с конвейером и расположению тяговых цепей:

I схема (рис 3.6, а). Струг снабжен подконвейерной плитой, расположенной под ставом конвейера, а тяговые цепи находятся вне направляющих в пространстве между ставом конвейера и забоем. Они открыты и являются источником травматизма рабочих при ее порывах. Такая схема применяется редко УСТБ67.

II схема (рис. 3.6, б). Струг снабжен подконвейерной плитой, расположенной под ставом конвейера, а тяговые цепи находятся в специальном желобе, размещенном с завальной стороны става конвейера. Это наиболее часто применяемая схема. УСТ2М, СО75, СО75М, СН75М, УСВ-2, ДВТ, УСТ4, С700 – струги отрывного действия.

В настоящее время для пластов мощностью 0,5 – 2,0 м выпускаются четыре струговые установки, технические характеристики которых приведены в табл. 3.1.

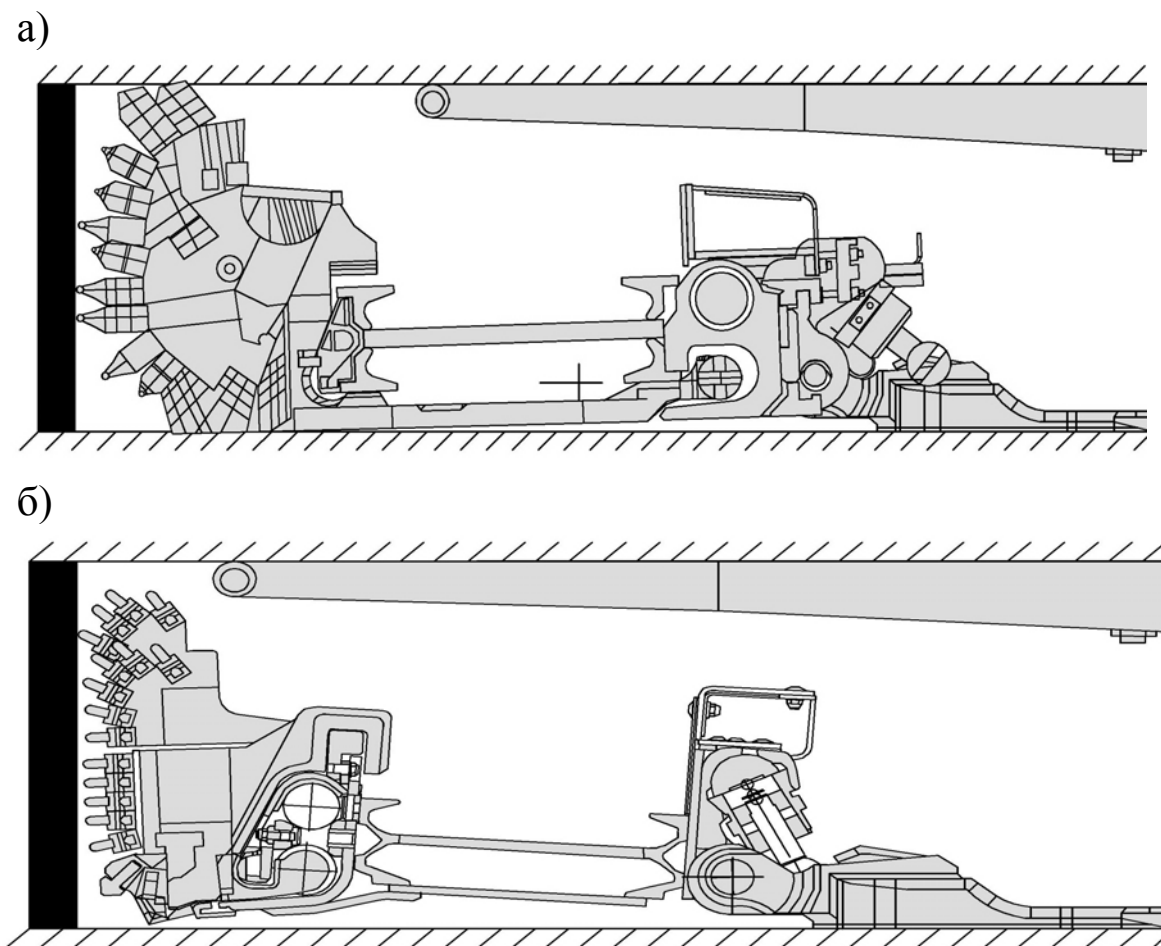


Рис 3.6. Принципиальные конструктивные схемы стругов

Техническая производительность струговой установки определяется из выражения

$$Q_{\text{тех}} = 60 Q_{\text{теор}} k_{\text{тех}}, \text{ т/час}; \tag{3.8}$$

где $k_{\text{тех}}$ – коэффициент технического совершенства струговой установки. Он учитывает затраты времени на вспомогательные процессы и устранение неисправностей. Зависит от конструкции струговой установки и обычно принимается равным 0,6 – 0,8.

Таблица 3.1

Техническая характеристика стругов

Параметры	УСТ2М	СО75М	СН75М	УСВ-2	УСТ4	С700
Мощность пласта, м	0,50–1,0	0,55–1,4	0,65–1,4	0,9–2,0	0,55; 1,2	0,85–1,35
Угол падения пласта, градус, не более	25	25	25	25	25	25
Сопrotивляемость пласта резанию, кН/м, не более	250	250	350	250	250	300
Длина лавы, м	200	200	200	250	200	260
Производительность струга, м ³ /мин, не более	5,2	5,2	4,6	5,7	5,2	9,4

Исполнительный орган						
Тип струга	Отрывного действия					
Скорость движения, м/с	0,7; 1,7	0,77; 1,72	0,7; 1,7	0,96; 1,72	0,58; 1,5	1,95
Толщина среза, мм	55–85	55–75	55–85	55–85	40–75	80
Мощность привода струга, кВт	110	220	220	220	220	720
Масса струговой установки, т	108	158	189	205	125	-

Теоретическая производительность струговой установки (т/мин) определяется из выражения

$$Q_{теор} = h_c V_c \gamma, \text{ т/мин}, \quad (3.9)$$

где h_c – средняя толщина стружки за один проход струга, м; m – вынимаемая мощность пласта с учетом самообрушающейся верхней пачки, м; V_c – скорость струга, м/мин; γ – плотность угля в массиве, т/м³.

Толщина стружки h_c в зависимости от сопротивления угля резанию определяется по эмпирической формуле

$$h_c = (1/100) (a - b \bar{A}_p - c H_c), \text{ м}, \quad (3.10)$$

где a, b, c – коэффициенты (табл. 3.3); \bar{A}_p – сопротивляемость угля резанию, кН/м; H_c – высота струга, м.

Продолжительность цикла выемки угля струговой установки определяется по выражению

$$t_o = \frac{r}{h_c} \left(\frac{l - l_n}{V_c} + t_{пов} \right) \sum K + t_k, \text{ мин}, \quad (3.11)$$

где $\sum K$ – произведение коэффициентов для расчета времени цикла.

$$\sum k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4, \quad (3.12)$$

где k_1, \dots, k_4 – коэффициенты для расчета времени цикла; k_1 – коэффициент отдыха ($k_1 = 1,05 \dots 1,15$); k_2 – коэффициент, учитывающий степень обводненности лавы ($k_2 = 1$ и $1,1$ соответственно при сухой и обводненной лаве); k_3 – коэффициент, учитывающий категорию кровли. При кровле категорий Б₅ и Б₄ $k_3 = 1$; при Б₃ $k_3 = 1,1$; при Б₂ и Б₁ $k_3 = 1,2$; k_4 – коэффициент, учитывающий угол падения пласта, $k_4 = 1$ при $\alpha = 0 \dots 5^\circ$; $k_4 = 1,05$ при $\alpha = 6 \dots 10^\circ$; $k_4 = 1,1$ при $\alpha = 11 \dots 15^\circ$; $k_4 = 1,2$ при $\alpha = 16 \dots 20^\circ$. r – шаг передвижки крепи, как правило, $r = 0,4$ м; $t_{пов}$ – время на включение, реверс и разгон тяговых двигателей ($t_{пов} = 0,25$ мин); t_k – продолжительность концевых операций, мин.

Разновидностью стругов являются скреперо- и конвейероструги.

Скрепероструг представляет собой набор скреперных ящиков, снабженных резцами. При возвратно-поступательном движении тяговой цепи (скорость 1,15 – 3,0 м/сек) резцы снимают стружку угля толщиной 1 – 3 см, разрушенный уголь самозагружается в скреперные ящики и доставляется ими к штреку, где грузится в вагонетки или на штрековый конвейер.

Скреперные ящики имеют откидные задние стенки, подвешенные сверху на горизонтальных осях. При движении вверх по лаве задние стенки свободно отжимаются разрушенным углем, который и заполняет ящик. При движении вниз уголь прижимает стенки, фиксируя их в вертикальном положении. В нем скреперные ящики доставляют уголь к штреку.

Таблица 3.2.

Значения коэффициентов для расчета параметров струговой выемки

Тип струговой установки	Значения коэффициентов		
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>
УСТ2М	11,2	0,033	6,60
СО75М	13,0	0,021	6,93
СН75М	13,3	0,023	5,62
УСВ-2	14,4	0,024	8,10
УСТ4	11,5	0,031	6,75
С700	15,3	0,019	8,23

Конвейероструг представляет собой замкнутую в вертикальной плоскости тяговую цепь, на которой укреплены режущие и транспортирующие каретки (струги).

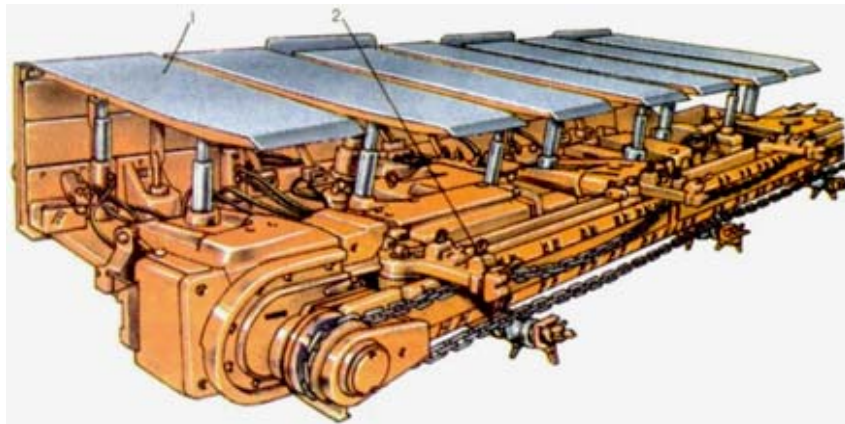


Рис. 3.7. Размещение агрегата АФК в лаве

Каретки приводятся в движение и перемещаются по двум горизонтальным направляющим става в двух противоположных направлениях. Направляющие с помощью рычагов и гидродомкратов регулируются по мощности пласта. Отбитый уголь нижними каретками транспортируется к откаточному штреку.

Фронтальная подача выемочно-доставочной части конвейеро-струга на забой осуществляется с помощью гидродомкратов секции на величину 400 мм.

После выемки угля на величину 400 мм по всей лаве гидродомкратами поднимается выемочно-доставочная часть и вынимается оставшаяся у кровли пачка угля. Затем конвейероструг опускается и зачищает отбитый уголь. Далее производится передвижка секций крепи. По такой схеме работают агрегаты АФК, АЦМ и АНЦ (рис. 3.7).

3.1.5.3. Бурошнековая выемка угля

Бурошнековая выемка применяется при разработке весьма тонких и тонких пологих угольных пластов мощностью 0,6 – 0,9 м с углами падения до 12°. Для выбуривания угля применяется бурошнековая машина БЗМ-1М и комплекс БШК-2Д (с сопротивляемостью угля резанию до 200 кН/м и до 250 кН/м соответственно).

Исполнительный орган установки состоит из спаренного шнекового бура и буровых коронок. Вращение и подача шнекового бура на забой осуществляется бурошнековой машиной, а выемка может вестись в одном или двух направлениях от штрека. Разрушенный уголь шнеком выносится на штрек, где грузится на скребковый штрековый конвейер.

3.2 Погрузка угля

Узкозахватные комбайны осуществляют погрузку угля исполнительными органами, а также специальными погрузочными устройствами, например, лемехом и подпорно-погрузочными щитками. Сами исполнительные органы не обеспечивают полной погрузки угля на конвейер.

Пространство между забоем и конвейером после прохода комбайна засыпается отжатым углем, а иногда и породой (рис. 3.8).

Объем не погруженного угля (в т) угля комбайном (рис. 3.8)

$$Q_3 = \left[(rh_k) + \frac{r(r \times tg\beta)}{2} \right] \times \gamma_{отб} \times L ; \quad (3.13)$$

где r – ширина захвата комбайна, м; h_k – высота конвейера, м; β – 35 – 45° – угол естественного откоса отбитого угля; $\gamma_{отб}$ – 0,9 – 11 – насыпная масса отбитого угля, т/м³; L – длина части лавы, в которой уголь вынимается комбайном, м.

При движении комбайна сверху вниз нижний шнек отстает, поэтому на конвейер попадает 70 – 80 % всего разрушенного угля, при обратном движении комбайна отстает верхний шнек, поэтому погрузка проходит хуже и на конвейер попадает 50 – 60 % отбитого угля.

Для улучшения погрузки угля на конвейер исполнительные органы узкозахватных комбайнов оснащаются дополнительными погрузочными устройствами.

Они делятся на агрегатированные с комбайном (лемехи, подпорно-погрузочные щиты) и агрегатированные с конвейером (статические погрузчики).

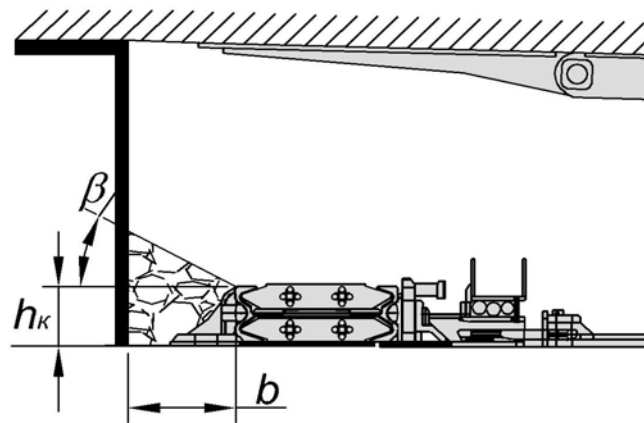


Рис. 3.8. Схема расположения конвейера после прохода комбайна

Лемехи работают по принципу сдвигания угля вдоль забоя и перевалки его через борт конвейера. Они просты по конструкции и дешевы в изготовлении.

При изменении направления движения лемех переносится на другую сторону комбайна, что на тонких пластах является весьма трудоемкой операцией.

На рис. 3.9 показана установка лемеха на комбайне с барабанными исполнительными органами.

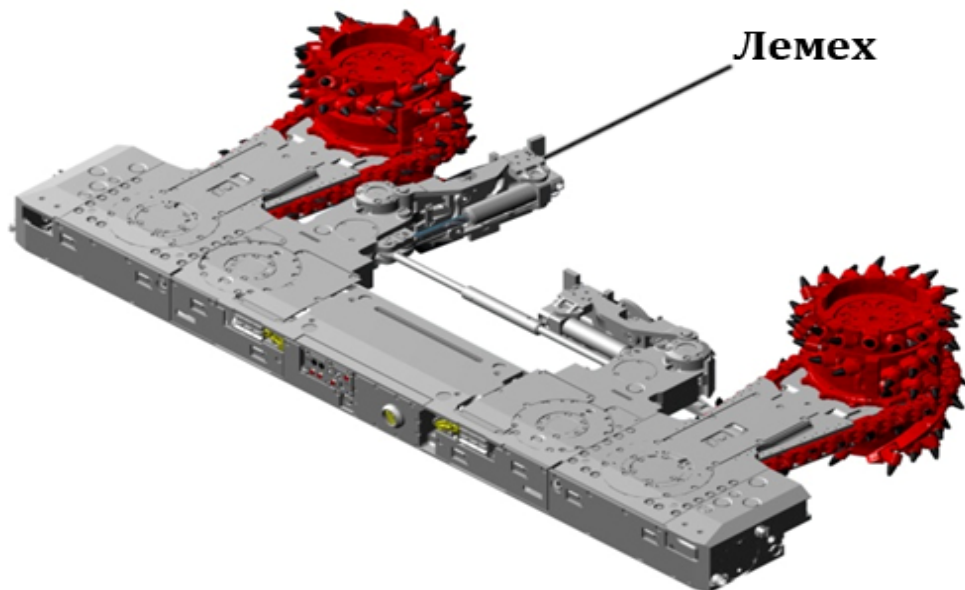


Рис. 3.9. Схема установки лемеха на комбайне КА-200 с барабанными исполнительными органами

Лемех располагается на значительном расстоянии от исполнительных органов – от 0,3 м и более. В некоторых случаях он крепится к цепи на расстоянии 4 – 6 м от комбайна.

Подпорно-погрузочные щиты (рис. 3.10) также уменьшают долю недогруженного угля на конвейер, создавая замкнутое пространство вокруг шнека, что позволяет лучше грузить уголь на конвейер.



Рис. 3.10. Расположение подпорно-погрузочного щита на комбайне КДК-500-03

Щиты и лемеха применяются в лавах с устойчивыми породами кровли и с незначительным отжимом угля.

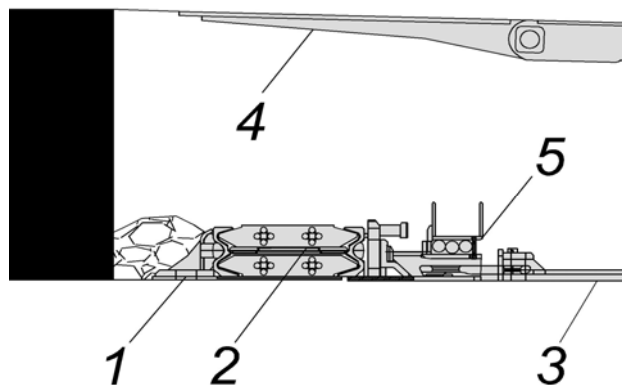


Рис. 3.11. Конструкция статического лемеха:
1 – статический лемех; 2 – конвейер; 3 – домкрат передвижки; 4 – консоль механизированной крепи; 5 – навесное оборудование

Итак, лемеха и щиты имеют ограниченную область применения и не везде обеспечивают механизированную погрузку. Щиты располагаются, как правило, в непосредственной близости (не более 200 мм) от нижнего шнека, который вынимает нижнюю оставшуюся часть пласта.

Лемеха и подпорные щиты требуют перемонтажа при изменении направления выемки угля комбайном.

Статические лемеха (рис. 3.11), устанавливаемые на конвейер, также обеспечивают зачистку почвы между забоем и конвейером. Замена лемеха и щитов статическими погрузчиками повышает производительность труда рабочих очистного забоя на 20 – 28 %. Эти погрузчики просты по конструкции, надежны в работе, не требуют перемонтажа при подготовке комбайна к выемке новой полосы угля, а отжим угля не ограничивает их применение.

Статические лемеха успешно используются в лавах с ровной и крепкой почвой.

3.3. Транспортировка угля

Способ транспортировки угля в очистном забое зависит от угла падения пласта, способа выемки, технологической схемы и других факторов.

В длинных очистных забоях на пластах с углами падения до 35 градусов для транспортировки угля применяются скребковые конвейеры. В лавах с углами падения более 35 градусов уголь транспортируется под действием собственного веса. При углах 18–35 градусов его можно перемещать по эмалированным желобам или рештакам. Но это зависит от положения очистной выработки в пространстве. Самотечный способ транспортировки наиболее экономичный и самый простой ввиду отсутствия электромеханического оборудования.

Однако основная масса добываемого угля транспортируется по очистным забоям конвейерами. Современный забойный конвейер должен отвечать таким требованиям:

- его производительность должна быть больше или равна производительности комбайна;
- он должен иметь надежную и прочную конструкцию, чтобы служить основанием и направляющей для движения комбайна и балкой при перемещении секций крепи;
- наличие желобов для механизированной укладки комбайнового кабеля и рукава орошения, погрузочных лемехов, устройств, препятствующих сползанию и других механизмов;
- минимальные геометрические размеры става;
- минимальные габариты и масса приводных головок, позволяющих просто и надежно закреплять их на сопряжениях лавы со штреками;
- тяговая цепь должна быть по возможности тяжелой (прочной), так как именно она является основной причиной всех отказов в работе очистных забоев.

К основным параметрам забойного конвейера относятся: ширина и высота рештачного става, скорость движения цепи, длина конвейера, число и мощность приводов.

Как правило, комплексы комплектуются конвейерами, приспособленными к конкретной механизированной крепи и комбайну. Их производительность соответствует производительности комбайна с учетом разных направлений движения, коэффициента неравномерности загрузки желоба, угла падения пласта и других факторов.

Контрольные вопросы к теме

1. Перечислите схемы расположения выемочной машины и забойного конвейера в очистном забое.
2. Перечислите и охарактеризуйте схемы выемки угля узкозахватными комбайнами.
3. Какими погрузочными устройствами оборудуются узкозахватные комбайны?
4. Благодаря каким факторам рассчитывается скорость подачи комбайна?
5. Охарактеризуйте принципиальные особенности струговой выемки.
6. Перечислите компоновочные схемы струговых установок.
7. Перечислите требования, которые предъявляются к современным забойным конвейерам.

4. КРЕПЛЕНИЕ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

В главе рассмотрены понятия о крепях для очистных забоев. Представлены особенности индивидуальных и механизированных крепей. Приведены их технологические характеристики и устройство.

Изложены общие сведения о механизированных крепях, их классификация по способам взаимодействия с боковыми породами, передвижки, общее устройство и принцип работы.

Рассмотрена методика выбора механизированного комплекса по мощности пласта и рабочему сопротивлению секций крепи.

4.1. Общие сведения

Добыча угля производится в очистных забоях. Длинные очистные забои называют лавами, короткие – камерами.

На шахтах Украины, бывшего СССР и Европы уголь добывается в длинных очистных забоях.

В результате выемки угля образуется выработанное пространство. Его часть, примыкающая к угольному забою, называется **призобойным** или **рабочим** пространством лавы. Ширина рабочего пространства – 3 ÷ 5 м. В нем располагается оборудование для добычи угля, перемещается обслуживающий персонал.

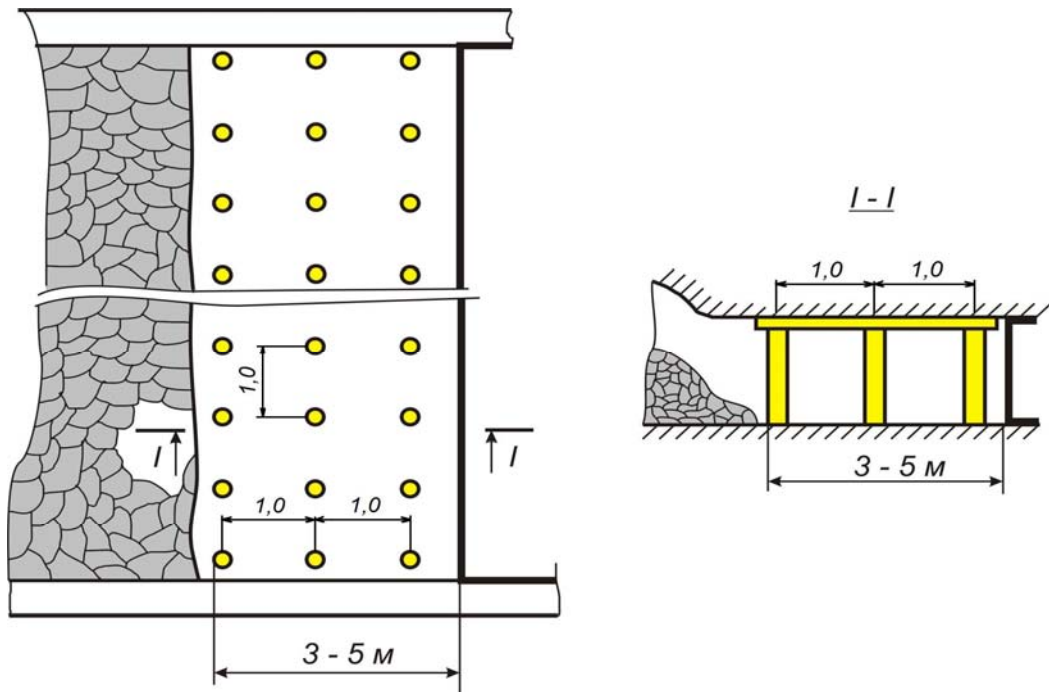


Рис. 4.1. Рабочее (призобойное) пространство лавы

Для предупреждения обрушения кровли и сохранения рабочего пространства в безопасном состоянии там устанавливаются искусственные сооружения – крепи.

Крепи бывают **индивидуальными** и **механизированными**.

Индивидуальные крепи, в зависимости от выполняемых функций, разделяют на **призобойные** и **специальные**.

Призобойные крепи предназначены для предотвращения обрушения кровли в рабочем пространстве.

Специальные крепи устанавливаются на границе рабочего и выработанного пространств. Они служат для управления кровлей.

Индивидуальные крепи универсальны и могут применяться в любых горно-геологических условиях. Поскольку все операции по установке индивидуальной крепи выполняются вручную, трудоемкость их возведения весьма высока и составляет ориентировочно 70 % от общей трудоемкости работ по добыче угля. Для совершенствования процесса возведения крепи разработаны механизированные крепи различных конструкций.

4.2. Технологические характеристики крепи

Основным опорным элементом всех типов крепей является стойка, которая оказывает сопротивление опусканию пород кровли.

К характеристикам крепи относятся **начальный распор; рабочее сопротивление; несущая способность; раздвижность; просадка.**

Начальный распор (R_H, kH) – начальное усилие, создаваемое в стойке при ее установке в рабочее положение.

Рабочее сопротивление (R_p, kH) – среднее значение допустимого сопротивления стойки опусканию пород кровли.

Несущая способность (R_m, kH) – максимальная нагрузка, т.е. предел, который может выдержать стойка до поломки (потери несущей способности).

Раздвижность – предельно допустимое увеличение длины стойки за счет ее выдвигной части.

Просадка крепи ($\Delta h, мм$) – уменьшение ее высоты под влиянием действия нагрузки (укорочение крепи в направлении действия нагрузки).

Рабочая характеристика – изменение сопротивления крепи (R) опусканию пород кровли при ее просадке (Δh).

В общем случае (по А.А. Борисову) характеристика крепи выражается зависимостью:

$$R=f(\lambda);$$

где R – сопротивление (реакция) крепи; λ – жесткость крепи.

Жесткостью крепи называется отношение приращения реакции крепи (dR) к приращению ее укорочения (dh):

$$\lambda = \frac{dR}{dh}.$$

Для крепей, имеющих линейные характеристики;

$$\lambda = \frac{R}{\Delta h} = \operatorname{tg} \beta;$$

где β – угол наклона характеристики крепи к оси ее укорочения (просадок).

Обратное отношение $(\Delta h/R)$ называется податливостью крепи и характеризуется уменьшением длины стойки под действием нагрузки.

По величине жесткости все крепи условно можно разделить на три типа:

I тип – $0 < \text{tg } \beta < \infty$ – крепи нарастающего сопротивления, у них $R = f(\text{tg } \beta)$;

II тип – $\lambda = 0$ – крепи равного сопротивления, $R \cong \text{const}$;

III тип – $\lambda \rightarrow \infty$ – жесткие крепи, в которых R может достигать больших величин.

Примеры крепей очистных забоев различных типов:

- нарастающего сопротивления – деревянные стойки, кусты, костры деревянные и пневматические;
- равного сопротивления – гидравлические стойки и металлические стойки трения;
- жесткие крепи – обрезки рельсов, труб, посадочные тумбы.

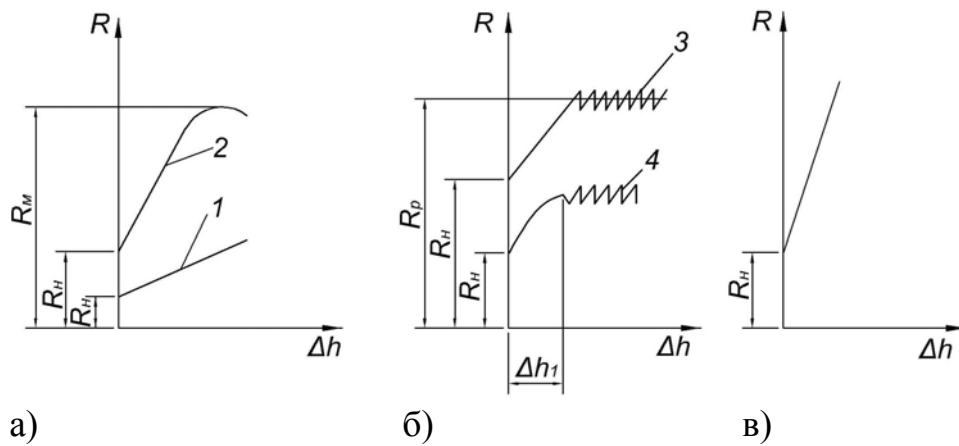


Рис. 4.2. Характеристика крепей:

- а – крепи нарастающего сопротивления (1 – деревянный костер, 2 – деревянная стойка);
 б – крепи равного сопротивления (3 – гидравлическая стойка, 4 – стойка трения); в – жесткие крепи

Характеристики различных типов крепей изображены на рис. 4.2. Как видно из графиков, у крепей постоянного сопротивления существует еще такой показатель как упругая податливость (Δh_1) – уменьшение длины гидравлической стойки за счет упругого сжатия жидкости и деформации стенок цилиндра и выдвижной части.

4.3. Индивидуальные призабойные крепи

Индивидуальная крепь состоит из **стоек**, которые устанавливаются под **верхняк**. Стойки выполняют функции опорного элемента крепи, а верхняки поддерживают кровлю между стойками.

Применяют **деревянные** и **металлические** стойки. Последние могут быть стойками трения или гидравлическими. Верхняки также могут быть деревянными или металлическими.

Деревянные стойки, в зависимости от мощности пласта, имеют диаметр от 50 до 200 мм. Их изготавливают из сосны, ели или лиственницы.

Диаметр стойки d можно рассчитать по формуле

$$d = (1,1 \div 1,25) \sqrt{m}, \text{ см}, \quad (4.1)$$

где m – мощность пласта, см.

Максимальная нагрузка, которую может выдержать деревянная стойка,

$$R_M = \frac{\pi d^2}{4} \sigma_{кр}, \text{ кг}, \quad (4.2)$$

где d – диаметр стойки, см; $\sigma_{кр}$ – критическое напряжение на сжатие (по проф. Цимбаревичу):

$$\sigma_{кр} = 293 - 7,76 \frac{m}{d}, \text{ кг/см}^2. \quad (4.3)$$

Принимая запас прочности $\varphi = 2 - 3$, величину допустимой нагрузки на стойку $R_{дон}$ определим из выражения

$$R_{дон} = \frac{R_M}{\varphi}, \text{ кг}. \quad (4.4)$$

В качестве деревянного верхняка применяются распил, обапол или брус.

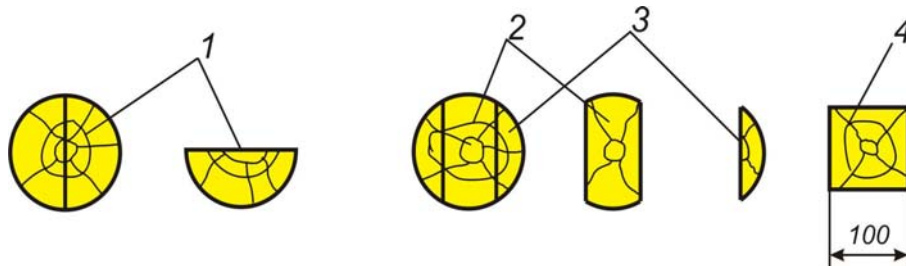


Рис. 4.3. Деревянные верхняки:
1 – распил; 2 – обапол; 3 – горбыль; 4 – брус

Распил (рис. 4.3 а, 1) – деревянная стойка, распиленная пополам. Его устанавливают к кровле плоской стороной.

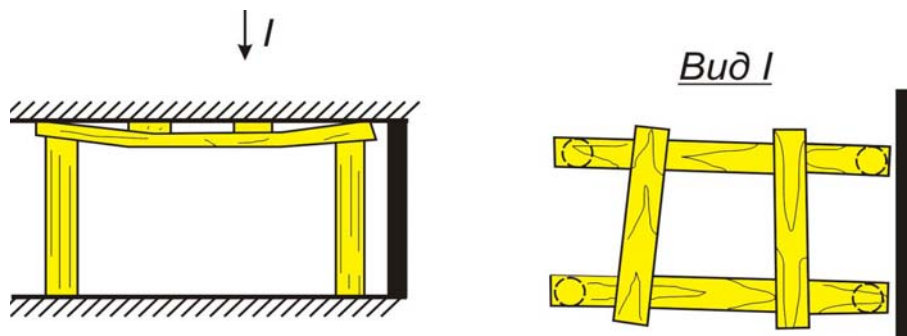


Рис. 4.4. Схема установки затяжки

Обапол (рис. 4.3 б, 2) – узкая (до 10 см) доска толщиной порядка 2 см, боковые продольные поверхности которой, как правило, не обрезаны. Длина распила и обапола – 2 м. Оставшиеся после вырезки обаполов боковые части стойки называют **горбылем** (Рис. 4.3 б, в, 3).

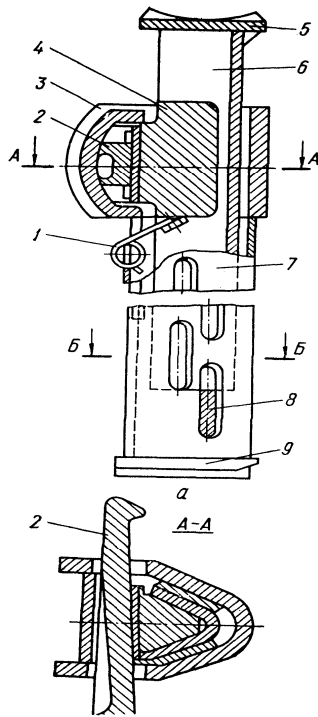


Рис. 4.5. Стойка трения

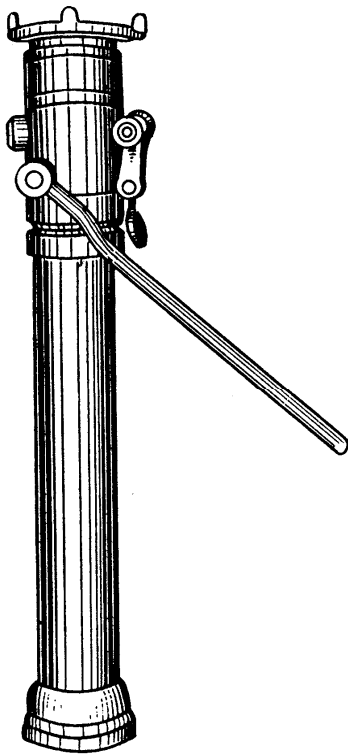


Рис. 4.6. Гидравлическая стойка

Брус (рис. 4.3 б, 4) – пиломатериал размерами более 100 мм.

При этом его ширина не превышает, как правило, двух толщин. Длина бруса не более 4 м. Он выполняет функции верхняка в нишах или на берме штрека. Устанавливается над приводом конвейера. Когда привод передвигают, то находящиеся на пути передвижки стойки извлекаются, а кровля в этом месте поддерживается брусом.

Если кровля весьма неустойчива и порода может обрушиться между верхняками, дополнительно устанавливают **затяжку** (рис. 4.4.).

Затяжка – это тонкие доски или горбыли, которые удерживаются под кровлей на верхняках.

Металлические стойки могут быть механическими (**стойки трения**) или **гидравлическими**.

Стойки трения типа ТУ (рис. 4.5) состоят из корпуса 7, выдвигной части 6 и замка 3. Корпус и выдвигная часть стойки имеют треугольную форму. Замок состоит из вкладыша 4, горизонтального клина 2, пружины 1 и штыря 11 с пружиной сжатия 10. Замок приварен к верхней части корпуса стойки, литая опора 9 – к нижней. В корпусе с двух сторон есть два ряда прорезей, расположенных в шахматном порядке. Для установки стойки в рабочее положение используются два подъемных клина 8, которые вставляются в прорези и забиваются, поджимая тем самым выдвигную часть к верхняку, который устанавливается на опору 5. Затем забивается горизонтальный клин 2, прижимая тем самым выдвигную часть стойки к корпусу.

С увеличением давления пород кровли в замке возникают силы трения, которые удерживают выдвигную часть стойки в рабочем положении с определенным начальным сопротивлением. При опускании верхней части стойки происходит самозатяжка вкладыша по конической площадке, в результате чего стойка

увеличивает несущую способность до постоянного рабочего сопротивления.

Стойки типа ТУ различных типоразмеров применяются на пластах мощностью от 0,51 до 1,4 м, имеют массу от 13,2 до 30,7 кг. Начальное сопротивление всех стоек – 50 кН, рабочее – 150 – 200 кН. Для пластов большей мощности применяются уголковые стойки типа Т и ТЖ.

Первые предназначены для крепления призабойного пространства в очистных забоях пологих пластов мощностью 0,88 – 2,48 м, вторые применяют на пластах мощностью 1,2 – 1,9 м.

Гидравлические стойки (рис. 4.6) также состоят из корпуса, внутри которого размещена выдвигная часть (шток) с поршнем и насосом, промежуточного корпуса с клапанами, насадки и нижней опоры. Для установки стойки в рабочее положение жидкость перекачивается из выдвигной части в полость корпуса, раздвигая ее на необходимую величину и распирая между кровлей и почвой. Для разгрузки стойки от горного давления открывают разгрузочный клапан, жидкость перетекает из корпуса в выдвигную часть, и шток опускается под действием собственного веса. По своей характеристике гидравлические стойки обладают постоянным сопротивлением. Они устанавливаются с начальным распором, равным примерно 50 % рабочего сопротивления. Под действием горного давления вначале выбирается некоторая податливость, обусловленная деформацией уплотнительных устройств и сжатием жидкости. Затем, когда давление рабочей жидкости в полости корпуса превысит параметры давления настройки предохранительного клапана, последний срабатывает, в результате чего часть рабочей жидкости перетекает в штоковую полость и выдвигная часть опускается. Гидравлические стойки бывают с внешним и внутренним питанием.

Преимущество стоек с внешним питанием:

- более простая конструкция и меньшая стоимость;
- одинаковый начальный распор всех стоек, поскольку они питаются от одной магистрали.

К недостаткам следует отнести:

- отсутствие автономности;
- необходимость прокладывания по очистному забою гибкого рукава для заливки гидростоек.

Гидравлические стойки по сравнению со стойками трения имеют следующие преимущества:

- стабильная характеристика с небольшим разбросом ($\pm 10\%$);
- большая величина усилия начального распора (80 – 100 кН) против 20 – 40 кН у стоек трения.

Благодаря этому гидростойки в 2÷5 раз быстрее достигают рабочего сопротивления, что улучшает состояние пород кровли.

Замена стоек трения гидравлическими уменьшает конвергенцию (опускание кровли) в очистном забое на 15 – 25 %. Кроме того, на 20 – 40 % уменьшается трудоемкость работ по креплению и извлечению стоек.

Верхняки поддерживают кровлю между стойками крепи. Как уже отмечалось, они могут быть деревянными и металлическими.

Деревянные верхняки относят к податливым, а металлические – к жестким типам крепи.

Металлические верхняки, как правило, шарнирно соединяются друг с другом. К ним относится верхняк ВВ30М (рис. 4.7), который предназначен для консольного поддержания кровли в бесстоечном призабойном пространстве очистного забоя на пластах мощностью 0,76 – 2,5 м с углами падения до 35° . Он состоит из четырех однотипных звеньев и одной опоры. Звенья – балки из спецпрофиля – шарнирно соединяются между собой. В передней части балки имеется отверстие с втулкой, куда вставляются ось опоры и вилки с соединительным штырем, а в задней находится проушина.

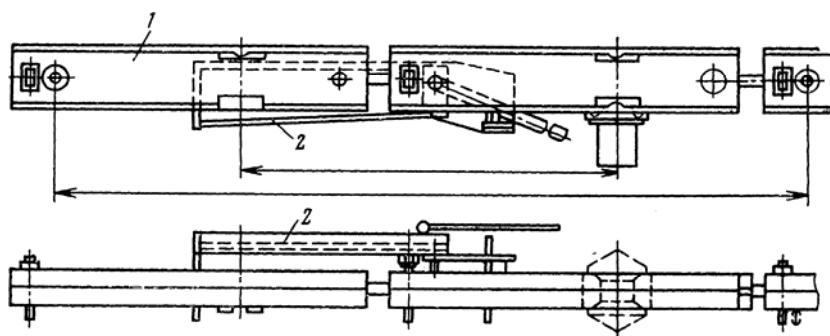


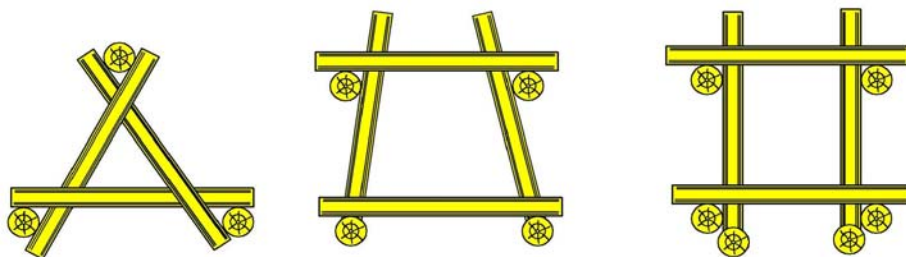
Рис. 4.7. Металлический верхняк ВВ30М

В передней части опоры имеется кронштейн, по которому выдвигается очередное звено, а в задней – седловина с распорным клином и ручка.

В исходном положении крепи (до выемки угля комбайном) на консольную часть звена верхняка навешена опора. После прохода шнеков комбайна над конвейером консольно наращивается очередное звено, под которое после передвижки конвейера устанавливается стойка, при этом опора снимается, переносится и расклинивается в конце звена верхняка. Шаг звена – 800 мм, масса звена – 17,5 кг, опоры – 12,5 кг.

4.4. Индивидуальные специальные (посадочные) крепи

К ним относятся деревянные и пневматические костры, посадочные стойки трения ОКУ, посадочная крепь «Спутник», а также органная крепь и кусты. Все специальные крепи (кроме кустов) предназначены для управления кровлей и устанавливаются параллельно очистному забою на границе рабочего и выработанного пространства.



а)

б)

в)

Рис. 4.8. Деревянные костры

Деревянные костры бывают треугольной (рис. 4.8 а) и прямоугольной формы (рис. 4.8 б, в).

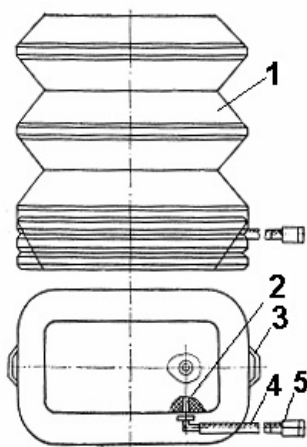


Рис. 4.9. Пневматический костер

Они выкладываются из круглого леса. Для распора такой конструкции между кровлей и почвой используются деревянные клинья, которые подбивают под четыре угла костра. Начальный распор костра очень мал (5 – 10 кН) и зависит от профессиональных навыков рабочего. Жесткость костра также невелика, и он набирает несущую способность после значительного опускания кровли. Для повышения несущей способности деревянного костра внутренняя полость заполняется пустой породой. Такой костер называется бутокостром.

Пневматический костер (рис. 4.9) состоит из отдельных мелких оболочек подушкообразной формы, соединенных между собой с помощью вулканизации.

Принцип его работы состоит в том, что при подаче сжатого воздуха в полость мелких оболочек происходит их раздвижка. Поверхности оболочки прижимаются к боковым породам и поддерживают их.

Начальный распор пневматического костра рассчитывается по формуле:

$$R_H = P_w W,$$

где R_H – начальный распор, кН; P_w – избыточное давление сжатого воздуха, МПа; W – начальная площадь контакта оболочки с боковыми породами, м².

Пневматические костры изготавливаются серийно, их характеристики приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Технические характеристики пневматических костров

Показатели	ПК-2	ПК-3	ПМ-2	ПМ-3	ПМ-4
Мощность пласта, м	0,4 – 0,55	0,5 – 0,75	0,4 – 0,7	0,6 – 0,95	0,8 – 1,2
Начальный распор при минимальной и максимальной раздвижности, кН, при давлении воздуха:					
0,3 МПа	110 – 70	120 – 90	167 – 70	157 – 88	157 – 88
0,4 МПа	140 – 100	160 – 120	216 – 98	206 – 118	206 – 118
0,5 МПа	180 – 120	200 – 150	275 – 118	225 – 118	225 – 118
Габаритные размеры, м					
Длина	1,3	1,3	1,4	1,4	1,4
Ширина	0,74	0,74	0,74	0,7	0,7
Высота	0,23	0,32	0,20	0,30	0,40
Масса, кг	60	90	55	70	90

Как видно из таблицы, начальный распор пневматического костра примерно в 8–10 раз больше, чем деревянного. Это позволяет уменьшить конвергенцию боковых пород примерно на 20 % и в 3,6 раза увеличивается производительность труда во время установки и переноски костров. Кроме того, достигается существенная экономия лесоматериалов.

Посадочная стойка ОКУ (О – обрезная, К – крепь, У – усовершенствованная) (рис. 4.10) состоит из станины 5, основного 6 и настроечного 2 винтов, верхней опорной плиты-насадки 1 со штырем 7.

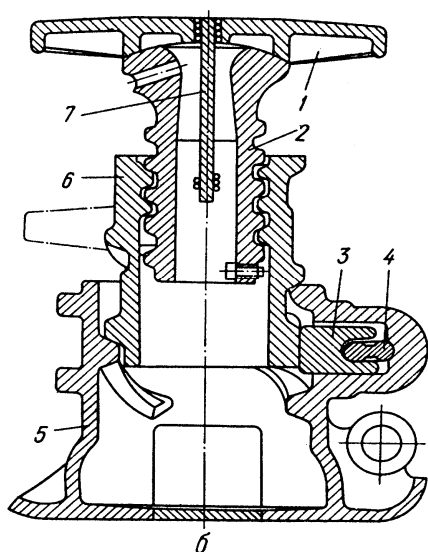


Рис. 4.10. Посадочная стойка ОКУ

На станине имеется специальный прилив, выполненный в виде замкового устройства, состоящего из колодки 3 и горизонтального клина 4. Внутри станины в верхней части располагаются упорные витки с приливами трения, воспринимающие усилие во время нагрузки, идущей от тормозных витков основного винта 6 (т.е. он удерживается на месте, не вращается). Замок 3 при расклинивании горизонтального клина 4 фиксирует и удерживает в рабочем положении основной и настроечный винты.

Настроечный винт предназначен для раздвижки стойки по мощности пласта и создания начального распора стойки. Штырь 7 изготовлен из металлического каната и служит для фиксации опорной плиты 1.

В основном 6 и настроечном 2 винтах есть отверстия, в которые вставляется металлический стержень. С его помощью регулируется высота стойки. После прижатия плиты-насадки 1 к кровле положение стойки фиксирует с помощью горизонтального клина 4.

Посадочная крепь “Спутник” (рис. 4.11) обеспечивает механизированную передвижку стоек и конвейера с помощью домкратов.

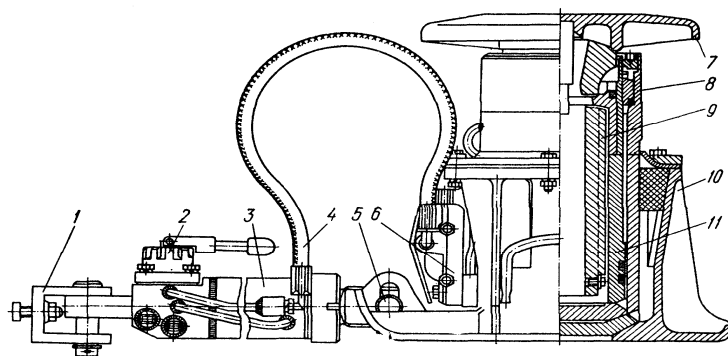


Рис. 4.11. Посадочная крепь “Спутник”

Крепь “Спутник” применяется в лавах при управлении кровлей полным обрушением на пластах мощностью 0,6–1,8 м с углом падения до 15°, выпускается четырех типоразмеров.

Применяется вместе с узкозахватными комбайнами МК-67, 1К-101, 1ГШ-68 и другими, работающими с рамы конвейера при величине захвата 0,8 м. Крепление лавы производится при помощи гидравлических стоек и металлических верхняков. Привод гидродомкратов крепи осуществляется от насосной станции, установленной на штреке. Комплект крепи “Спутник” включает в себя гидровинтовую стойку, домкрат передвижения 3 с распределителем 2 потока рабочей жидкости типа ЭРА и гидроразводку 4.

Техническая характеристика крепи “Спутник”

Рабочее сопротивление стойки, кН	800
Удельное давление, МПа:	
– на почву	2,7
– на кровлю	6,0
Усилие домкрата, кН:	
– при подтягивании стойки	57,5
– при передвижке конвейера	100
Масса секции, кг:	
I – IV типоразмера	335 – 440
Насосная станция	СНУ-5

Домкрат передвижки присоединяется к конвейеру СП-63М при помощи кронштейна 1, а к посадочной стойке – через шарнирное устройство посредством горизонтального валика 5. Посадочная гидровинтовая стойка состоит из цилиндра 8, поршня 11, выдвижного винта 9, литого основания 10, насадки 7 и блока 6 с предохранительным и обратно-разгрузочным клапанами. Домкрат передвижения двустороннего действия обеспечивает передвижку забойного конвейера с подтягиванием посадочной стойки на новую дорогу. В качестве рабочей жидкости в системе используется водомасляная эмульсия.

Органная крепь (рис. 4.12 а) состоит из одного-двух рядов деревянных или металлических стоек, установленных вплотную друг к другу параллельно очистному забою.

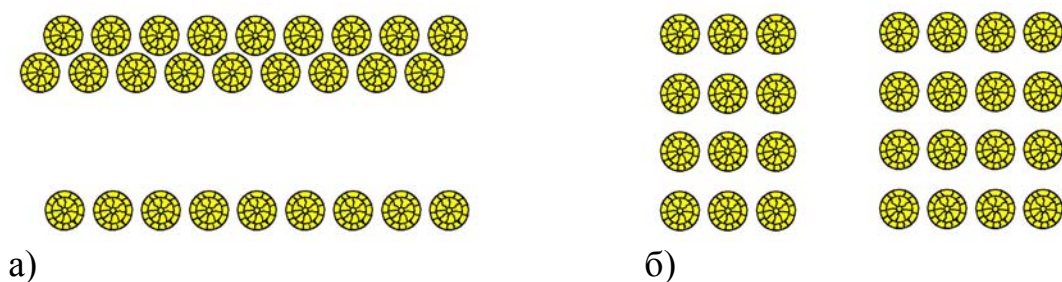


Рис. 4.12. Органная и кустовая крепи

Посадочная стойка “Спутник” вместе с органкой представляют “режущую” крепь, предназначенную для обрушения за ней пород кровли.

Кустовая крепь (рис.4.12 б) возводится из нескольких (6 – 9 шт.) деревянных стоек, которые устанавливаются вплотную друг к другу. Кусты выполняют функцию крепи усиления и устанавливаются в местах, где несущая способность призабойной крепи недостаточна.

4.5. Механизированные крепи

4.5.1. Общие сведения

Механизированной называют самопередвигающуюся крепь очистных комплексов и агрегатов, предназначенную для поддержания боковых пород, сохранения очистной выработки в рабочем и безопасном состоянии. Она обеспечивает механизацию процессов крепления и управления кровлей, а также передвижение забойного конвейера. Появление механизированных крепей позволило завершить комплексную механизацию всех рабочих процессов в очистном забое. Их разработка началась в бывшем СССР еще в 30-е годы прошлого столетия, но была прервана Великой Отечественной войной. После ее окончания для решения этого вопроса были привлечены ведущие ученые и известные конструкторы горных машин. В 1958 году проводились испытания выемочных агрегатов А2 и А3 с механизированными гидравлическими крепями, в начале 60-х годов прошел апробацию комплекс КМ87, который на некоторых шахтах используется и по сей день.

Механизированные крепи дали возможность существенно интенсифицировать очистную выемку, повысить качественные и количественные показатели работы шахт и угольной промышленности в целом.

Работы по созданию механизированных крепей за рубежом начались значительно позже.

4.5.2. Классификация механизированных крепей

Существует несколько классификаций механизированных крепей. В настоящее время используют три. В качестве критериев приняты:

- способ взаимодействия с боковыми породами;
- схема передвижки секций крепи;
- кинематическая связь между элементами крепи и другими машинами комплекса.

По способу взаимодействия с боковыми породами механизированные крепи подразделяются на поддерживающие, поддерживающе-оградительные, оградительно-поддерживающие и оградительные (рис.4.13). В основе разделения лежит соотношение между поддерживающими (l_n) и оградительными (l_{o2}) элементами секций крепи (рис. 4.14).

Поддерживающие крепи имеют только поддерживающую часть (перекрытие) и не имеют оградительных элементов. Они предохраняют рабочее пространство очистного забоя от обрушений и вывалов. Оградительные элементы в этих крепях если и есть, то играют вспомогательную роль, не воспринимая вертикальных нагрузок от обрушенных пород кровли. Они лишь препятствуют проникновению в рабочее пространство лавы. К поддерживающим относятся крепи 1М103, 1М88, Д80, М8 всех модификаций, МК97, М98 и другие.

Поддерживающе-оградительные крепи по сравнению с поддерживающими обладают и оградительным элементом, который является дополнительным средством защиты от проникновения обрушенных пород в рабочее пространство очистного забоя.

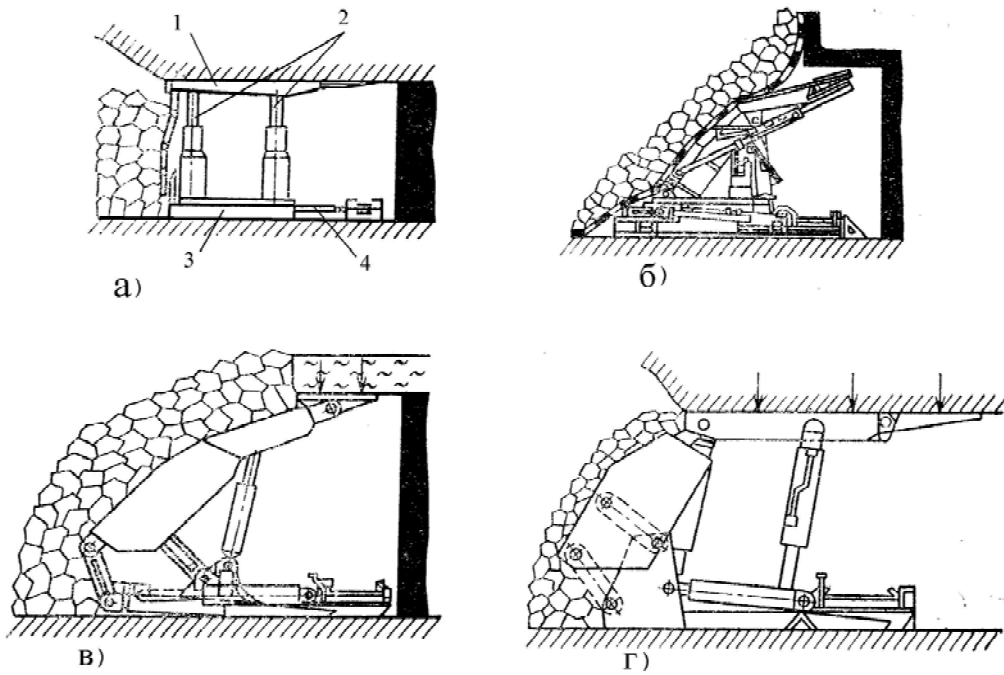


Рис. 4.13. Типы передвижных механизированных крепей:
 а – поддерживающие; б – оградительные; в – оградительно-поддерживающие; г –
 поддерживающе-оградительные

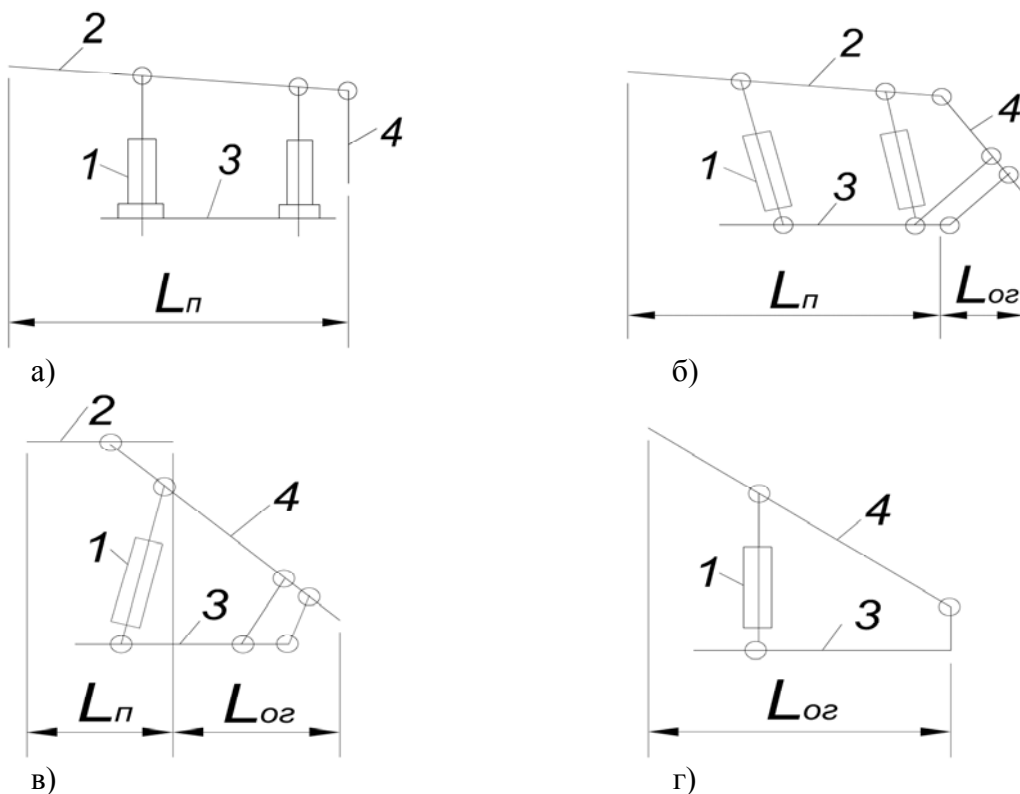


Рис. 4.14. Схема определения типа крепи (разработана Б.К. Малышевым):
 1, 2, 3 и 4 – соответственно несущие, поддерживающие, опорные и
 оградительные элементы крепи

Однако основную нагрузку у этих крепей воспринимает поддерживающий элемент. У них $l_n > 0$. К поддерживающе-оградительным относятся крепи 1МКМ, МК75, 2М81Э, М130.

Оградительно-поддерживающие механизированные крепи имеют уже ярко выраженную оградительную часть в виде мощных ограждений. Поддерживающая часть у этих крепей играет второстепенную роль. У них $l_{oe} > l_n$. К оградительно-поддерживающим относятся крепи 20КП70, 2УКП.

Оградительные механизированные крепи оснащены только оградительной частью. Эти крепи распространения не получили.

Передвижка секций механизированных крепей может осуществляться по трем схемам:

– последовательная или фланговая с передвижкой секций вслед за проходом комбайна и с последующей задвижкой конвейера (рис. 4.15, а);

– последовательная, при которой четные секции передвигаются за проходом комбайна, а нечетные – за участком изгиба конвейера (рис. 4.15, б). Такую схему передвижки называют шахматной;

– групповая, при которой передвигаются одновременно каждая первая, затем вторая, потом третья секции из каждой группы (рис. 4.15, в).

Если в кровле очистного забоя залегают неустойчивые боковые породы, то применяется только первая схема, т.к. площадь обнажения кровли при этой схеме передвижки минимальна. При наличии кровель средней устойчивости и выше используется 1-я, 2-я и 3-я схемы.

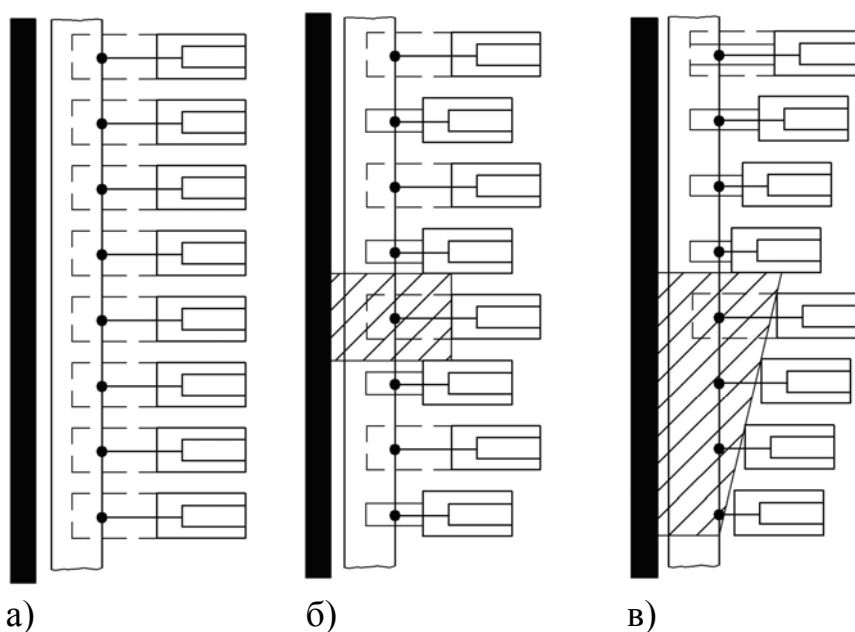


Рис. 4.15. Схемы передвижки секций механизированных крепей:
а – последовательная; б – шахматная; в – групповая

При кровлях с достаточной устойчивостью секции механизированных крепей разгружают, верхняк теряет контакт с кровлей, после чего происходит его передвижка. В лавах с неустойчивыми кровлями при полной разгрузке секции крепи происходит просыпание породы в рабочее пространство лавы, при передвижке секции перекашиваются, уменьшается скорость крепления.

Поэтому при неустойчивой кровле секции крепи должны перемещаться с остаточным подпором. Установлено, что в существующих крепях целесообразной является величина подпора $10 - 13 \text{ кН/м}^2$. Однако, например,

конструкции крепей М87, МК97, «Донбасс» не позволяют осуществлять передвижку с подпором. В комплексах КМ103 и КД80 предусмотрены механизмы, которые защищают секции крепи от перекосов в процессе передвижки с подпором.

По кинематическим связям секций друг с другом и оборудованием очистного забоя механизированные крепи делятся на комплектные и агрегатные.

Основной структурный элемент комплектных крепей состоит из двух секций, которые кинематически не связаны ни между собой, ни с конвейером. Поэтому такие крепи более маневренны, но сложны в управлении. К ним относятся крепи МК97, МК98.

Агрегатные крепи связаны между собой и забойным конвейером с помощью домкратов передвижки. Они сравнительно легко управляемы и могут быть автоматизированы. При наличии небольших геологических нарушений эксплуатация агрегатных крепей затруднена, тогда как комплектные крепи, являясь более маневренными, легко их переходят. Комплектная крепь обеспечивает затяжку кровли не более 50 %, что позволяет применять ее на пластах с кровлями средней устойчивости. У агрегатных крепей затяжка кровли достигает 90 – 95 %, что дает возможность их использовать в очистных забоях с любыми типами кровель.

4.5.3. Общее устройство и принцип работы механизированной крепи

Основной структурной единицей механизированной крепи является **линейная секция** (рис. 4.13, а), которая сохраняет свою целостность при передвижении. Она состоит из верхнего перекрытия 1, гидравлических стоек 2 (от одной до шести), основания (или нижних опорных элементов) 3 и гидродомкрата передвижения 4 (одного или двух).

Секции могут быть одностоечными, рамными или кустовыми. В зависимости от числа рядов стоек они разделяются на однорядные, двухрядные и трехрядные.

В качестве исполнительных органов гидрофицированных крепей служат гидравлические стойки, гидродомкраты и гидропатроны.

Гидростойка секции – это основной опорный элемент крепи, оказывающий сопротивление опусканию (сближению) вмещающих пород в очистном забое. Гидравлические стойки известных механизированных крепей по конструкции (раздвижности) разделены на три группы. К первой относятся стойки с одинарной гидравлической раздвижностью (крепей 1МКМ, Т13К, ОМКТ и другие) (рис.4.16, а). Ко второй – стойки с одинарной гидравлической раздвижностью, включая винтовую (гидровинтовую раздвижностью) (рис.4.16, б). К третьей – стойки с двойной гидравлической раздвижностью (крепей М103, Д80, М88 и другие), рис.4.16, в. Механизированные крепи для лав пологих пластов мощностью свыше 1,5 м имеют стойки первой группы.

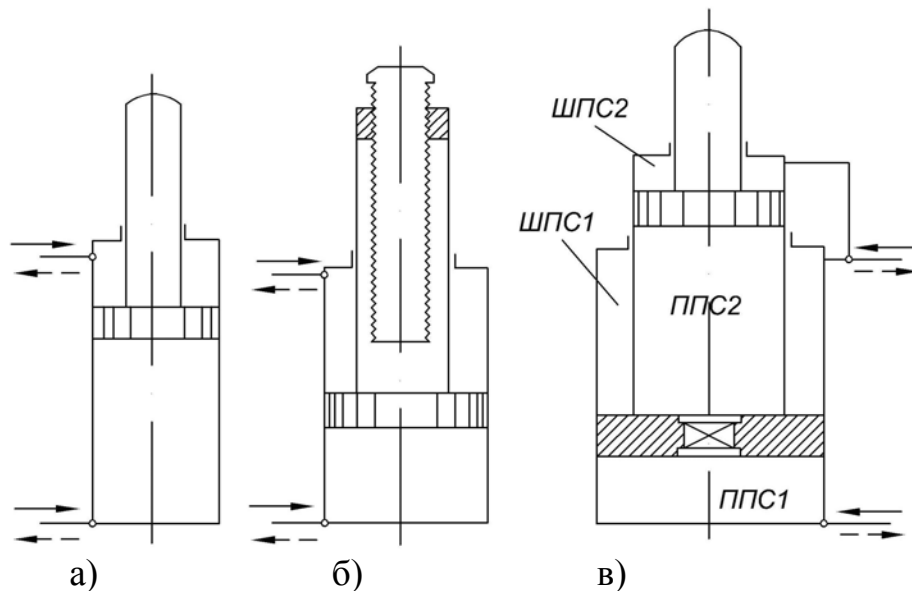


Рис. 4.16. Схемы устройства гидравлических стоек механизированных крепей

На тонких пологих и крутых пластах используются стойки третьей группы. Стойки второй группы применяются только в секциях крепи М87.

По принципу работы существует разделение на стойки одностороннего и двухстороннего действия. В первом случае выдвижная часть опускается под действием силы тяжести, а во втором – принудительно под давлением рабочей жидкости.

Каждая гидростойка любого типа крепи имеет блок клапанов, который устанавливается, как правило, на стойке. Гидроблоки стоек содержат предохранительный и обратный клапаны, разгрузочное устройство. Обратный клапан и разгрузочное устройство – это единая конструкция, именуемая гидрозамком или разгрузочным клапаном. Гидроблоки служат для обеспечения разгрузки, распора, а также работы стоек на первом этапе в режиме «заданной деформации», а затем – в режиме «заданной нагрузки».

На рис. 4.17 показана характеристика стойки в режиме «давление – время».

Рассмотрим работу стойки и блока клапанов в разных режимах.

После передвижки секции подается рабочая жидкость через обратный клапан в поршневую полость стойки.

Стойка распирается, и давление в поршневой полости растет до величины, развиваемой насосной станцией (отрезок OA , рис. 4.17). После распора стойки распределитель переключается в нейтральное положение, обратный клапан закрывается, отсекая поршневую полость от гидромагистрали. Стойка переходит в автономный режим работы. Под действием сил горного давления происходит постепенное опускание пород кровли и сжатие стойки. Давление в поршневой полости начинает расти (отрезок AB , рис. 4.17) до тех пор, пока оно не станет равным давлению, при котором срабатывает предохранительный клапан $P_{отк}$ (I режим работы стойки). При срабатывании предохранительного клапана через него вытекает некоторый объем рабочей жидкости, и давление в стойке падает до $P_{зак}$ и так далее. На графике мы видим зубчатую линию BC (II режим работы стойки).

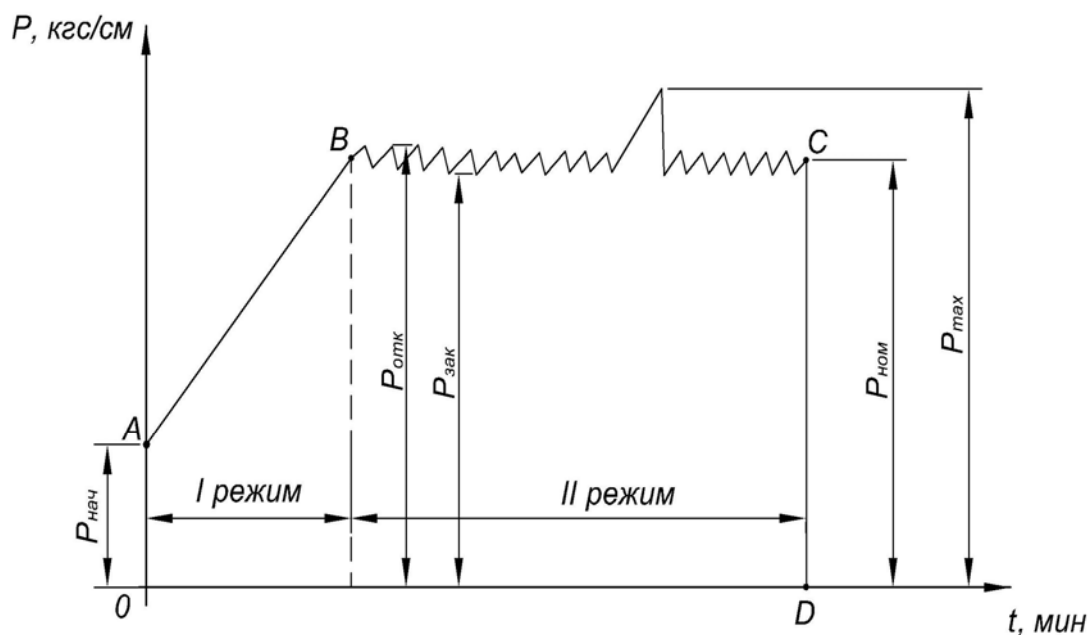


Рис. 4.17. Режим работы гидравлической стойки

Скорость истечения порции жидкости зависит от многих факторов, в том числе от скорости и характера приложения внешней нагрузки. При резком обрушении мощных слоев основной кровли, т.е. в момент динамического приложения внешней нагрузки, в поршневых полостях стоек крепей происходит скачок давления до значений P_{max} , которое может превысить $P_{отк}$ в 2 – 10 раза. При этом происходит разрыв корпусов стоек, гидрорукавов, выход из стоя крепи.

Кроме гидростоек, исполнительными органами секций являются **гидродомкраты** передвижения секций и конвейера, а также **гидропатроны**, которые поджимают козырьки, консоли, выравнивают секции и т.д.

Гидродомкраты, как правило, двухстороннего действия, а гидропатроны – одностороннего. Величина выдвигки штока гидродомкрата должна быть равна или кратна ширине захвата комбайна.

Рабочий ход домкратов двухстороннего действия совершается в обоих направлениях. В первом происходит передвижка секции, во втором – передвижка конвейера.

Рабочий ход гидропатронов совершается только в одном направлении, а обратный ход – механическим способом.

Гидрораспределители рабочей жидкости служат для распределения ее потока от насосной станции к исполнительным органам крепи и обратно. Они устанавливаются чаще всего непосредственно на секциях крепи. По виду распределительного органа гидрораспределители разделяются на: золотниковые, крановые и клапанные.

Трубопроводы. Рабочую жидкость от насосов к потребителям и обратно подают по трубопроводам, которые в зависимости от назначения делятся на сливные и напорные. Магистральи бывают жесткими и гибкими. Жесткие трубопроводы состоят из отрезков металлических труб, соединенных между собой переходниками. Гибкие магистральи – это обычно рукава высокого давления.

Насосные станции служат для приведения в действие исполнительных органов механизированной крепи. Они устанавливаются на штреке. В настоящее время в качестве рабочей жидкости применяется водоэмульсия (98 % воды плюс 2 % присадки ВНИИНП-117 или 3 – 5 % Аквол-3).

Практически все насосные станции имеют сходные узлы-блоки и различаются только характеристиками насосов и схемами распределения рабочей жидкости.

Насосная станция состоит из следующих блоков (рис. 4.18):

- один или два бака с рабочей жидкостью 1;
- два насоса высокого давления 4, которые нагнетают жидкость в гидросистему через автоматы разгрузки 5, переключающие насосы на слив в бак, когда давление в гидросистеме достигает максимального, и вновь подключают их к системе, если давление в ней снижается на 20 % от максимального;
- подпиточный насос 3, подающий рабочую жидкость из бака 1 через блок фильтров 2 во всасывающие трубопроводы насосов высокого давления;

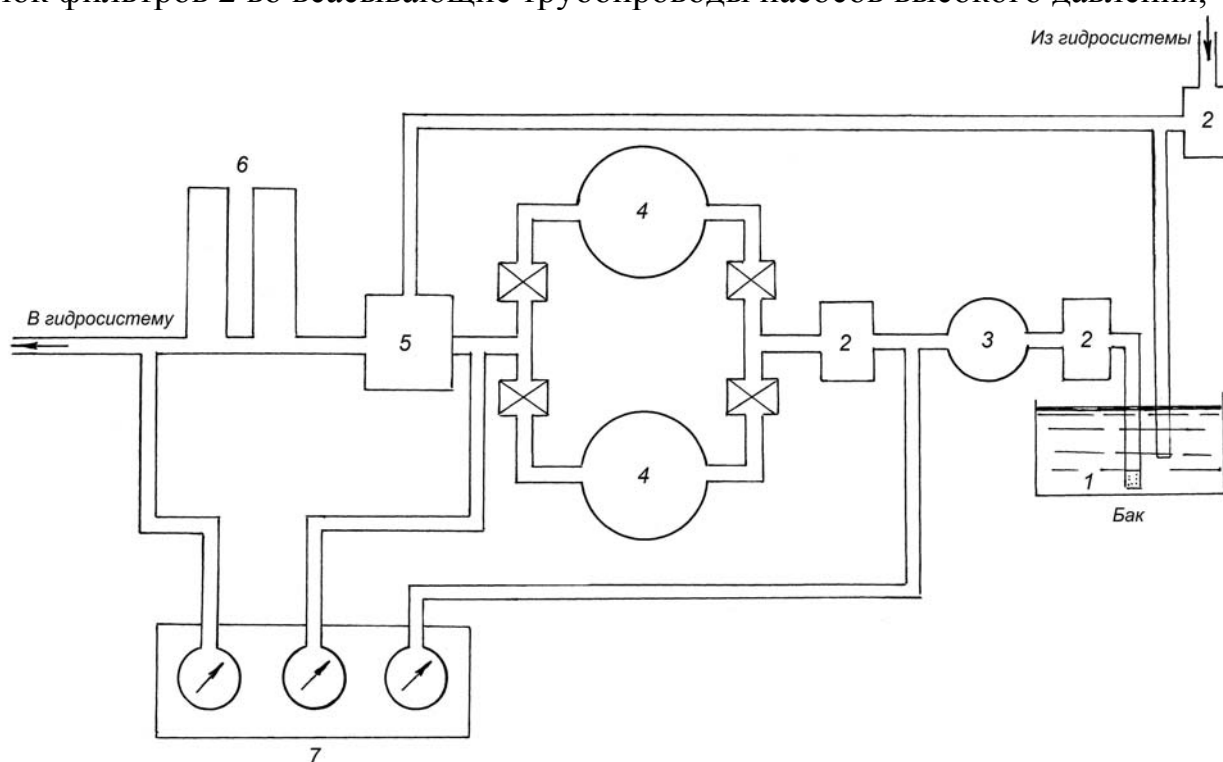


Рис. 4.18. Блок-схема насосной станции

– два, три и более поршневых гидропневмоаккумуляторов 6, которые заряжаются рабочей жидкостью при работе насосов и разряжаются при работе насосов на слив, уменьшая пульсации в гидросистеме и увеличивая время снижения давления в ней;

– контролирующая и управляющая станция аппаратуры 7.

Гидравлическая схема насосной станции позволяет работать, применяя один насос или одновременно два, которые соединены параллельно.

4.6. Выбор типа очистного механизированного комплекса

Очистой механизированный комплекс состоит из трех основных механизмов: механизированной крепи, комбайна и конвейера.

При подготовке участка к эксплуатации предварительно необходимо выбрать тип механизированного комплекса. Далее проектируются процессы очистных работ, сечение разрезной печи, сечение подготовительных выработок, способы их охраны, средства для транспортирования угля и вспомогательных материалов.

Перед выбором очистного механизированного комплекса и технологии работ по выемке угля производится сравнение горно-геологических данных участка с технической характеристикой комплекса.

Горно-геологические условия залегания представлены в геолого-маркшейдерской документации и прогнозном горно-геологическом паспорте выемочного участка. Анализируется минимальная и максимальная мощность пласта (m_{min} и m_{max}), колебания угла его падения (α_{min} и α_{max}), сопротивляемость угля резанию (A_p), устанавливается тип кровли по устойчивости (B) и обрушаемости (A). Кроме того, учитывается водоносность пласта, его газообильность, склонность к внезапным выбросам угля и газа, тектонические нарушения, система разработки (по восстанию или простиранию пласта).

При изучении технических характеристик комплексов сопоставляются следующие его параметры с конкретными горно-геологическими условиями применения:

H_n и H_e – нижний и верхний пределы применения комплексов по мощности пласта, м;

α – угол падения пласта, град;

A_p – сопротивляемость угля резанию, кН/м;

B – тип кровли по устойчивости;

A – тип кровли по обрушаемости.

Выбранный комплекс будет подходить к горно-геологическим условиям участка, когда

$$m_{min} \geq H_n, m_{max} \leq H_e$$

$$\alpha_{min} \leq \alpha_\phi, \alpha_{max} \geq \alpha_\phi.$$

Предварительно определяется несколько комплексов, которые применимы в данных условиях. По A_p устанавливается возможность применения комбайнов или стругов. Затем сопоставляется тип кровли по технической характеристике комплекса с типом кровли на выемочном участке.

Если несколько типов комплексов подходят к горно-геологическим данным выемочного участка, следует выбирать те, которые предполагают выемку угля без подготовки ниш. Если два комплекса применимы по всем показателям, отдается предпочтение наиболее простому по конструкции и обслуживанию.

Когда комплекс выбран, нужно проверить соответствие раздвижности крепи колебаниям мощности пласта с учетом величины опускания кровли.

4.7. Проверка рабочего сопротивления крепи

Крепь очистного забоя непрерывно взаимодействует с непосредственной кровлей и периодически, по мере обрушения, с основной. В определенных условиях основная кровля не оказывает влияния на поведение непосредственной. Отслаиваясь от основной, непосредственная кровля своим весом оказывает давление на крепь. Секция крепи должна выдержать вес непосредственной кровли с учетом возможного ее зависания в выработанном пространстве.

В технической характеристике крепи указано сопротивление ее поддерживающей части. Величина сопротивления изменяется в пределах от 300 до 1000 кН/м². Зная вес непосредственной кровли, можно проверить, выдержит ли секция крепи эту нагрузку. Расчетная схема представлена на рис. 4.19.

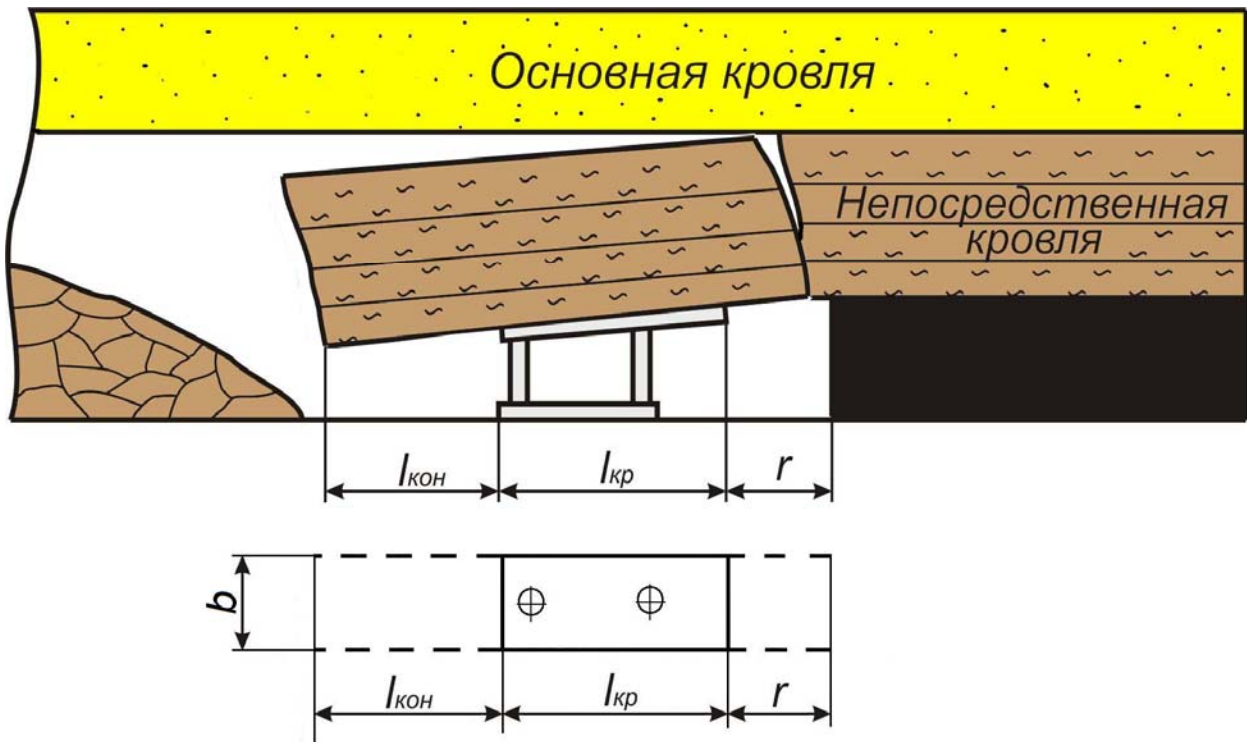


Рис. 4.19. Расчетная схема для определения нагрузки на секцию механизированной крепи

Согласно расчетной схеме, нагрузка R на поддерживающую часть крепи составит

$$R = h_{\text{крепи}} (l_{\text{кон}} + l_{\text{кр}} + r) h_{\text{н.к.}} \gamma, \text{ т}, \quad (4.5)$$

где $h_{\text{крепи}}$ – шаг установки крепи, м; $l_{\text{кон}}$ – возможная величина зависания кровли, м; $l_{\text{кр}}$ – длина крепи, м; $h_{\text{н.к.}}$ – высота непосредственной кровли, м; r – ширина захвата комбайна, м; γ – средняя плотность пород, т/м³.

Крепь выдержит вес непосредственной кровли, если будет выполнено условие $R_n > R$, где R_n – паспортное сопротивление поддерживающей части секции крепи, кН/м².

4.8 Проверка секции крепи по раздвижности

После выбора механизированного комплекса необходимо проверить крепь по показателю раздвижности с учетом колебания мощности пласта в выемочном поле и возможного опускания боковых пород в рабочем пространстве лавы. Расчетная схема представлена на рис. 4.20.

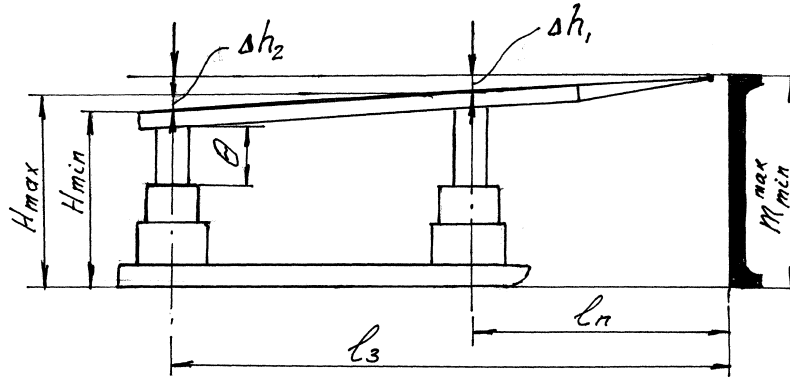


Рис. 4.20 Расчетная схема проверки по показателю раздвижности

Проверка механизированной крепи по показателю раздвижности производится согласно формулам:

$$H_{\max} = m_{\max} - \Delta h_1, \text{ м}; \quad (4.6)$$

$$H_{\min} = m_{\min} - (\Delta h_2 + \theta), \text{ м}, \quad (4.7)$$

где H_{\max} и H_{\min} – необходимые максимальная и минимальная высота секций крепи, м; Δh_1 и Δh_2 – возможная величина опускания кровли по оси передней и задней стойки секции крепи, м; θ – запас раздвижности стойки механизированной крепи, м.

$$\Delta h_1 = \alpha \cdot m_{\min} l_3, \text{ м}; \quad (4.8)$$

$$\Delta h_2 = \alpha \cdot m_{\max} l_n, \text{ м}, \quad (4.9)$$

где α – коэффициент, учитывающий тип кровли по устойчивости; m_{\max} и m_{\min} – максимальная и минимальная мощность пласта в пределах выемочного поля.

Значения α и θ приведены в табл. 4.2.

Проверка индивидуальной крепи по раздвижности производится по аналогичным формулам:

$$H_{\max} = m_{\max} - h_a, \text{ м};$$

$$H_{\min} = m_{\min} - (\Delta h_2 + h_g + \theta), \text{ м},$$

где h_g – высота верхняка, м.

Остальные символы имеют прежние значения.

Таблица 4.2

Значения α и θ

Значение α	Тип кровли	Значение θ	Мощность пласта, м
0,04	Весьма неустойчивая (B_1) Неустойчивая (B_2)	0,03	до 0,8
0,025	Малоустойчивая (B_3)	0,04	0,81 – 1,2
0,015	Средней устойчивости (B_4) Устойчивая (B_5)	0,05	> 1,2

4.9 Влияние производственных процессов на взаимодействие крепей с боковыми породами

Сближение боковых пород, поддувание почвы, завалы, отжим угля, внезапные выбросы угля, газа, пород, их разрушение – все это называется проявлением горного давления.

Горным давлением называется переменное во времени и пространстве напряженное состояние ненарушенных и нарушенных горных пород.

На проявление горного давления совокупно влияет множество разнообразных природных и технических факторов. К природным относятся гравитационное и температурное поля планеты, форма залегания месторождения полезного ископаемого, тектонические горообразовательные процессы, структурные особенности горных пород. Всеми ими пока управлять не представляется возможным.

А техническими факторами – формой сечения и размерами выработок, способами выемки полезного ископаемого, креплением лав, шириной захвата выемочного органа, рабочим сопротивлением и характеристикой крепи, скоростью подвигания очистного забоя, взаимным расположением лав, способами выполнения концевых процессов на сопряжениях лав, способами управления боковыми породами и др. – управлять можно и нужно.

Подробно вопросы горного давления, его статика и динамика, а также приложения изучаются в специальном курсе. Рассмотрим лишь некоторые характеристики напряженного состояния и поведения массива пород, включая угольные пласты.

Согласно современным представлениям горный массив, окружающий горную выработку, можно условно разделить на пять зон (рис 4.21).

Первая зона (I) – нетронутые горные породы. Подвигающийся длинный очистной забой, в отличие от подготовительного, меняет напряженное состояние пород на большой площади, причем этот процесс происходит в угольном пласте, в покрывающих и нижележащих, в призабойном и выработанном пространствах. Однако перед лавой за участком повышенного горного давления существует зона нетронутых горных пород. Очистные работы

по этому пласту на первую зону не влияют. Здесь происходят физико-механические процессы, присущие данному участку земной коры, на которые подземная деятельность человека не действует. Реперы (маркшейдерские точки), мысленно установленные в кровлю и почву, «подойдут» ко второй зоне, не изменив своего положения вследствие отработки пласта.

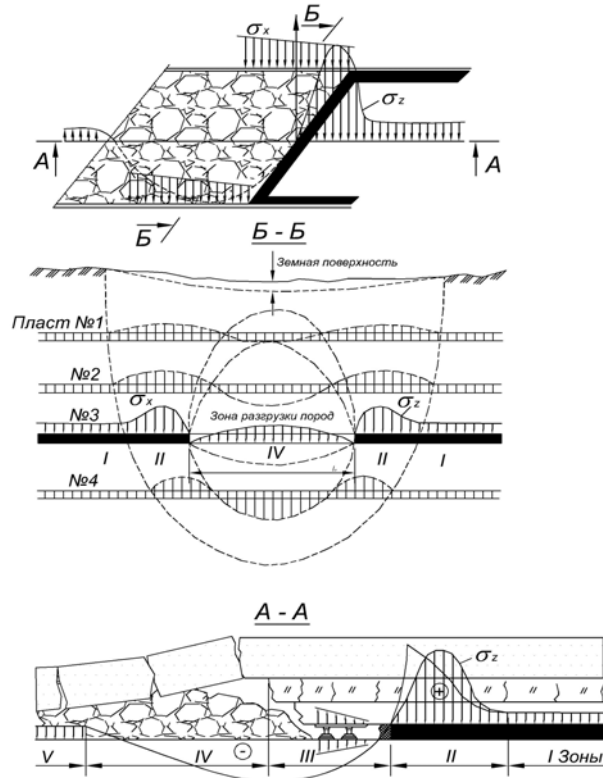


Рис. 4.21. Распределение горного давления по зонам вокруг подвигающейся горной выработки

Вторая зона (II) подвержена сильному влиянию со стороны аномалий напряжений, в том числе повышенных, вызванных появлением и продвижением лавы. В этой зоне зарождаются деформации и разрушения угольного пласта и вмещающих его пород, которые затем частично или полностью проявляются в последующей (третьей) зоне. Ширина второй зоны достигает 30 – 100 м, зависит от структурных особенностей горных пород, крепости угольного пласта, скорости подвигания забоя и других факторов. Чем прочнее покрывающие породы кровли, тем больше размер зоны и наоборот.

Третья зона (III) – породы, находящиеся над и под очистным забоем и непосредственно взаимодействующие с крепью лавы. Поэтому при изучении поведения пород в этой зоне следует рассматривать единую механическую систему: кровля – крепь – почва – краевая часть угольного пласта – обрушенные породы (закладка). На тонких пластах, например, примерная ширина этой зоны с учетом краевой части пласта и части обрушенных пород составляет 5 – 7 м. Трещиноватость пород здесь, как правило, очень развита. К примеру, можно часто наблюдать образование блоков, в том числе «шарнирных». Роль крепи, ее конструкции в поддержании этих пород

существенна, но не главная. Взаимодействие кровель, их слоев, характер разрушения и движения, другие обстоятельства определяют закономерности внешнего нагружения на крепь выработки. Здесь очень важно знать статику и динамику всех процессов, в том числе переходных, происходящих в названной системе. В этой зоне реперы продолжают сближаться, причем до тех пор, пока репер, забитый в кровлю, при ее обрушении не исчезнет.

В четвертой зоне (IV) располагаются непрерывно деформирующиеся породы кровли, а на крутом падении – и почвы. Закономерности расслоения этих пород, их обрушения и размещения обрушенного материала изучены недостаточно глубоко, особенно в лавах пластов крутого падения. В результате разрушения кровли породы почвы разгружаются от сил сжатия. Были зафиксированы случаи поднятия репера, забитого в почву. Это свидетельствует о ее пучении. С помощью глубинных реперов определяют расслоение пород кровли и характер их движения. Динамика внешнего нагружения крепей и их элементов не может быть изучена без знания закономерностей деформирования пород в этой зоне. Следовательно, поиск, например, новых систем машин трудно проводить, не зная закономерностей поведения пород в четвертой зоне. Эта зона существует и при ведении полной закладки пород в выработанном пространстве. Разумеется, статика и динамика процессов поведения пород в этом случае будут отличаться количественно.

В пятой зоне (V) наступает новое равновесие пород, прошедших «обработку» во второй, третьей и четвертой зонах. Давление пласта на почву опять достигает почти таких же значений, которые она испытывала до выемки полезного ископаемого. Стабилизация еще недавно бурно протекавших процессов во второй, третьей и четвертой зонах наступает в пятой из-за гравитационного поля Земли. Эта зона начинается ориентировочно на расстоянии около 100 м позади лавы.

По имеющимся данным зона влияния выемки угля узкозахватными комбайнами (рис. 4.22) на шахтах Донбасса распространяется перед комбайном на $r_1 = 8 - 10$ м, за комбайном на $r_3 = 3r_1$, на массив угля $r_2 = r_1$ и выработанное пространство $r = r_1$ для пластов полого падения и несколько меньше (на 20 %) для пластов крутого падения.

Во время выемки угля в лаве частично удаляется опора, на которой покоится толща. При этом часть веса покрывающих пород передается на краевую часть угольного пласта, создавая тем самым опорное горное давление. Это давление, таким образом, прибавляется к существующему в зоне нетронутых горных пород. Следовательно, опорное горное давление является результатом отработки пласта полезного ископаемого, т.е. производственной деятельности человека.

По итогам исследований проявлений горного давления в лавах установлено, что его распределение зависит от формы забоя, ширины захвата выемочной машины, скорости подачи очистного комбайна, скорости подвигания очистного забоя, сопротивления крепи и ее податливости, способа

управления кровлей, характера разрушения покрывающих пород, формы очистного забоя в плане, конструкции сопряжения лавы с подготовительными выработками и др. Иными словами, на распределение опорного давления влияют параметры техники, технологии и их взаимодействие с объектом труда.

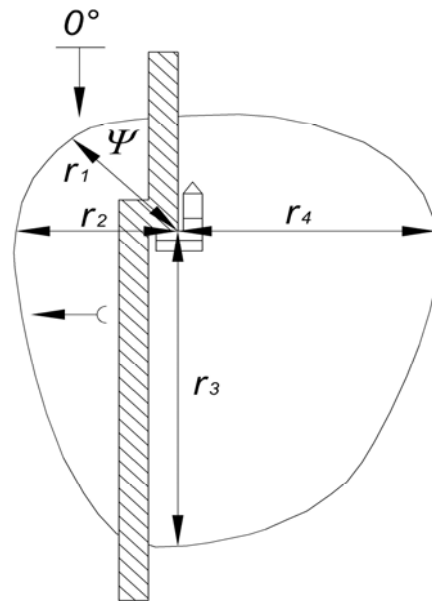


Рис. 4.22. Зона влияния выемки на смещения пород

Любая выемочная машина, независимо от ее схемного решения, имеет три основных технологических параметра: форму забоя, ширину захвата и скорость подачи исполнительного органа.

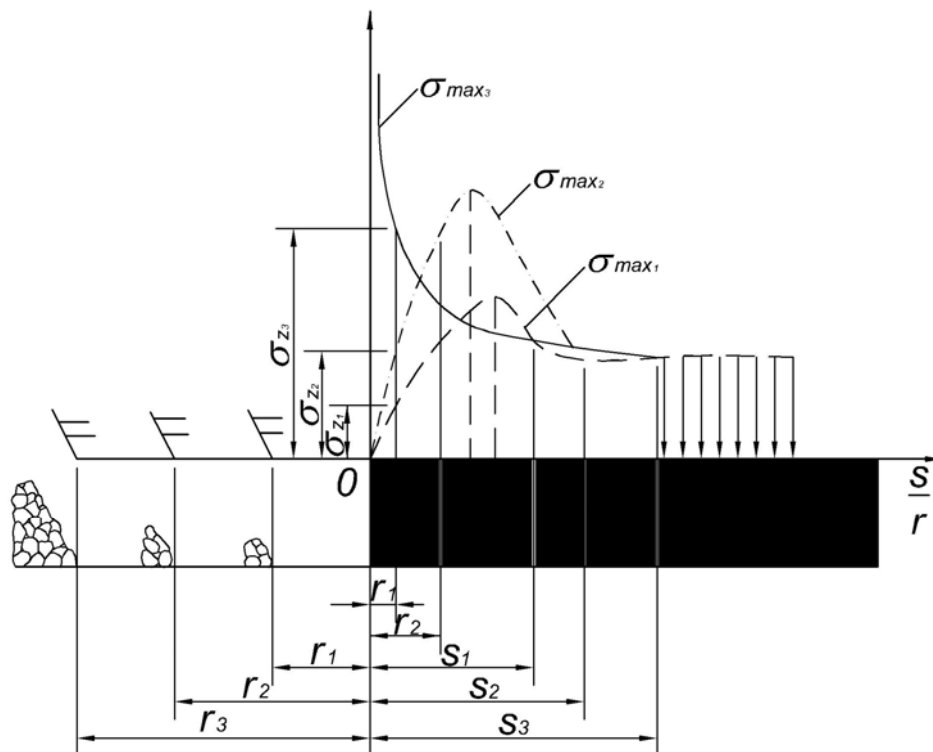


Рис. 4.23. Схема влияния ширины очистного забоя и захвата выемочной машины на распределение опорного горного давления

Исследования формы забоя на моделях из оптически активных материалов показали, что она не вносит качественных изменений в общие закономерности распределения горного давления.

Ширина захвата выемочных машин, работающих в составе очистного оборудования, в последние годы стабилизировалась и не превышает за редким исключением 1,0 м, чаще всего у комбайнов она составляет 0,4; 0,5; 0,63 и 0,8 м, а у стругов – 0,05 – 0,15 м.

Скорость подачи узкозахватных комбайнов непрерывно растет, достигая 15 – 20 м/мин. Энерговооруженность выемочных машин тоже увеличивается до 700 кВт. Следовательно, интенсификация процесса выемки угля повышается. Интенсивно совершенствуются струги и другие выемочные машины. Однако следует знать, что увеличение ширины захвата выемочной машины на какое-то время приводит к расширению рабочего пространства лавы, т. е. размер консоли нависающих пород кровли увеличивается (рис. 4.23). При этом опорное давление возрастает, а нагрузка на краевую часть пласта повышается. Повсеместный переход на узкозахватную технику уменьшил динамику перераспределения опорного давления. Исполнительные органы комбайнов, не говоря уже о стругах и подобных им машинах, как правило, производят выемку в описанной зоне. Следовательно, длина консоли нависающих пород кровли существенно не увеличивается, потому опорное давление резко не повышается, а значит, резко не меняется.

Передвижка секций механизированной крепи влияет количественно на окружающие породы, так же, как и выемка угля, однако область ее влияния больше по площади и объему вовлекаемых пород.

4.10. Монтаж-демонтаж механизированных комплексов

Ежегодно на шахтах Украины выполняется 650 – 700 монтажей-демонтажей механизированных комплексов.

Трудоемкость, стоимость и длительность этих работ значительны, что объясняется существенной долей ручного труда и сложностью механизации процессов.

Длительность монтажа комплексов зависит от их конструкции, длины лавы, опыта работы монтажной бригады и других факторов. Так, например, комплексы 1К103, КМД90 в лаве длиной 170 м монтируются 20 – 25 суток, демонтируются 22 – 30 суток, комплекс КМ87 соответственно за 18 – 20 и 20 – 25 суток. Затраты на монтаж комплекса ориентировочно принимаются равными 10 % от его стоимости.

Монтажно-демонтажные работы могут выполняться как силами участка, на котором будет эксплуатироваться комплекс, так и специальных монтажных бригад. Последние, имея большой опыт, необходимые устройства, выполняют работы заметно быстрее.

Если определенный тип комплекса на шахте ранее не эксплуатировался, то на поверхностной площадке с целью дополнительного обучения обслуживающегося персонала, выявления возможных дефектов следует перед спуском оборудования в шахту произвести контрольную полную или

частичную его сборку. После этого, а также осмотра всех узлов комплекс направляется в шахту. В зависимости от конструкции секции механизированной крепи можно доставить в шахту в собранном или частично разобранном виде. Для перевозки секций и других узлов комплекса используются специальные платформы или вагонетки.

Магнитные, насосные станции, секции крепи, если они не размещаются в клетях, спускаются по вертикальному стволу под клетью. Комбайны и приводные головки конвейеров разбираются на составные части и доставляются к месту сборки в четкой последовательности.

В зависимости от массы и габаритов секции крепи все механизированные комплексы можно разделить на две группы:

I группа – механизированные комплексы для тонких и средней мощности (0,7 – 2,0 м) пологих и наклонных пластов. Транспортирование секций крепи к монтажным камерам производится в собранном виде;

II группа – механизированные комплексы для пологих и наклонных пластов мощностью более 2,0 м, секции которых транспортируются по выработкам в разобранном виде. Сборка секций крепи производится на сопряжении с монтажной камерой или в камере у места установки.

Для монтажа комплекса проводится монтажная камера. В зависимости от мощности угольного пласта и размеров секций крепи монтажные камеры проводятся на полную мощность пласта с подрывкой или без подрывки боковых пород.

При этом используются буровзрывные работы, проходческие и угольные комбайны. Ширина монтажной камеры, как правило, составляет 4,5 – 5,0 м. Их крепление в большинстве случаев осуществляется при помощи рам деревянной крепи с шагом установки от 0,4 до 1,0 м, а также с полной или частичной затяжкой кровли доской.

На пластах мощностью 1,2 – 3,5 м крепление камер может выполняться анкерной крепью, при этом породы кровли должны быть средней устойчивости или устойчивые.

Рассмотрим технологию монтажа комплекса I группы (мощностью угольного пласта до 2,0 м) (рис. 4.24). Механизированные крепи комплексов монтируются в направлении от откаточного штрека к вентиляционному. Для сокращения сроков монтажа оборудования в лаве его выполняют одновременно с монтажом транспортных средств в конвейерном штреке. Доставка оборудования производится в следующей последовательности: по откаточному штреку доставляют штрековый конвейер, далее – магнитную, насосную и оросительную станции, кабели электрооборудования и т.д. По вентиляционному штреку в первую очередь доставляют забойный конвейер, затем секции крепи и их элементы, комбайн, элементы гидравлики, трубопроводы орошения.

Комбайн 1 (рис. 4.24) монтируется в вентиляционном штреке одновременно с секциями крепи. В монтажной камере монтируют скребковый конвейер 2 и коммуникации для гидро- и электроэнергии. Секции 3 монтируют снизу вверх. Они доставляются на специальных платформах к штрековому

рольгангу 4, состоящему из не менее 30 секций. С платформ на рольганг секции стягивают лебедкой или вручную подкатывают к началу монтажной камеры. Там они по направляющим 6 транспортируются к месту их установки. При этом используется тяговая цепь конвейера, за которую секции крепятся с помощью скобы 7 и сцепки 8.

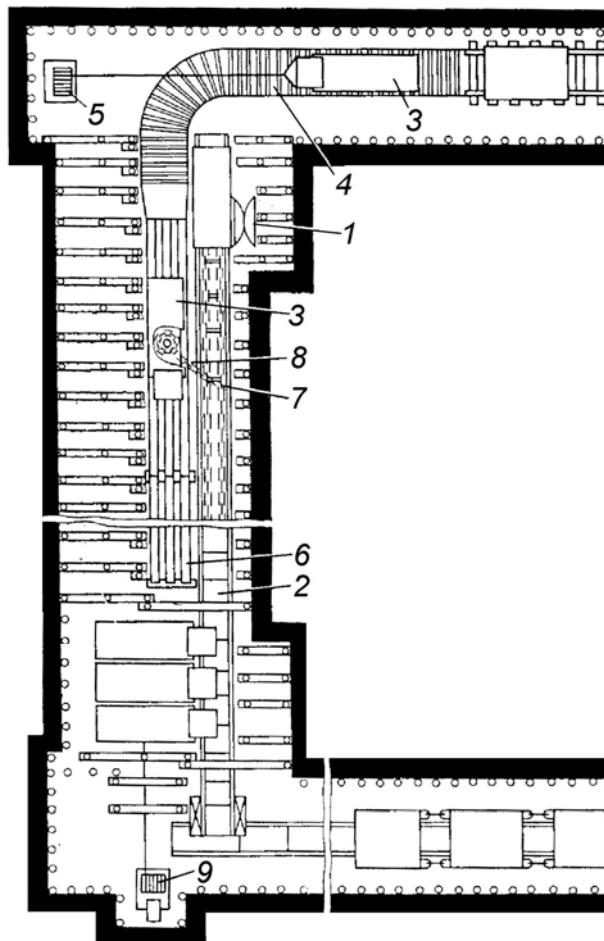


Рис. 4.24. Монтаж комплекса I группы

Каждая последующая секция устанавливается возле смонтированной. Для этого используется канат лебедки 9, установленной на откаточном штреке. После подсоединения секций к конвейеру и маслопроводам их опробуют и распирают.

Демонтаж очистных механизированных комплексов начинается с укладки распилов над секциями крепи на последних семи-восьми выемочных циклах. Здесь специально производится подрывка кровли или почвы, чтобы увеличить вынимаемую мощность пласта на 20–30 см. Демонтажная камера после извлечения секций механизированной крепи поддерживается рамами деревянной крепи или погашается вслед за извлечением секций.

Вместо деревянных распилов может быть использована проволочная сетка, усиленная старыми канатами диаметром до 18 мм.

Механизированные комплексы поддерживающего типа для пологих пластов мощностью до 2,0 м демонтируются одновременно в двух

направлениях с доставкой оборудования на откаточный и вентиляционный штреки. Демонтаж начинается с оборудования откаточного штрека и комбайна, затем приходит очередь забойного конвейера, а на его место настилают уголкового направляющие, которые стыкуют со штрековыми рольгангами.

Секции крепи 1 (рис. 4.25) демонтируют от середины лавы и доставляют в оба штрека по уголкового направляющим 2 и рольгангам 3. При этом секции по лаве транспортируют в собранном виде при помощи двух лебедок 4, роликов 5, бесконечных канатов 6 и посредством тали 7 грузят на платформы 8. На место извлеченных секций устанавливается индивидуальная крепь.

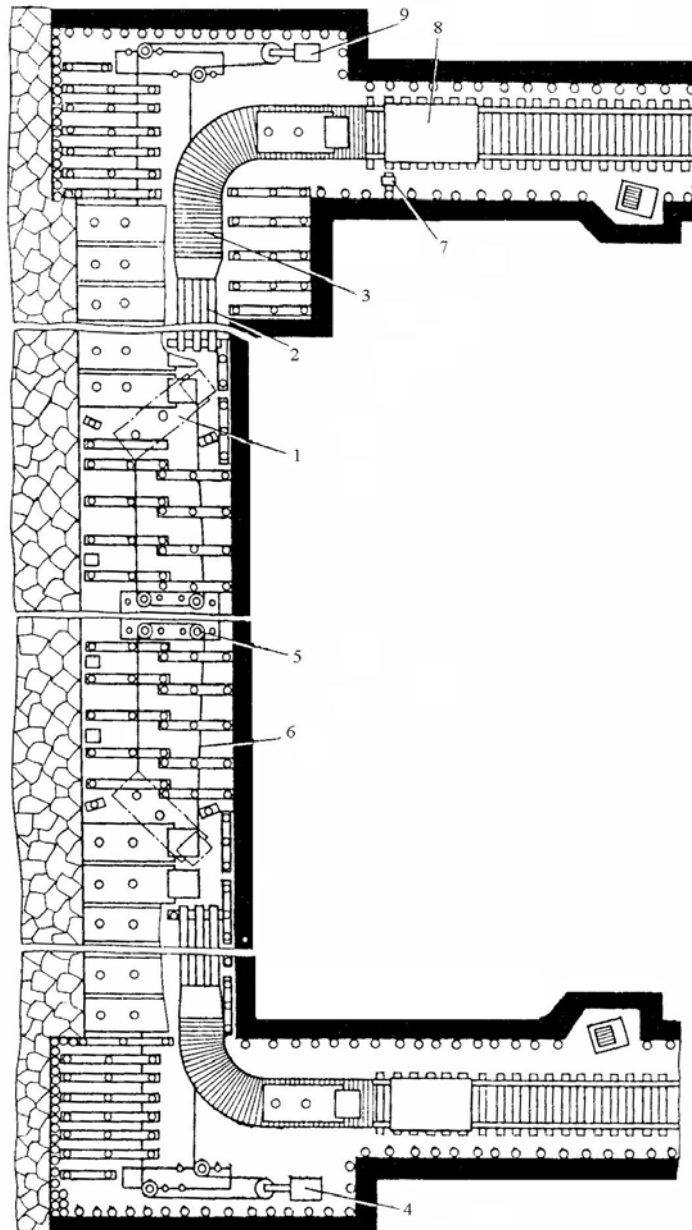


Рис. 4.25. Демонтаж комплекса II группы

Контрольные вопросы к теме

1. Перечислите и охарактеризуйте крепи.
2. Приведите классификацию механизированных крепей по способу взаимодействия с боковыми породами.
3. Перечислите и охарактеризуйте схемы передвижки секций механизированных крепей.
4. Из каких элементов состоит секция механизированной крепи.
5. Какие горно-геологические данные должны быть учтены при выборе механизированного комплекса?
6. Как учитывается состав кровли при определении возможной величины ее опускания?
7. Что является основным фактором при проверке рабочего сопротивления крепи?

5. КОНЦЕВЫЕ ОПЕРАЦИИ В ЛАВЕ

В главе приводятся и детально анализируются сведения о процессах, выполняемых на концевых участках лавы и сопряжении ее со штреками. Рассматриваются различные виды самозарубки комбайнов, рассчитываются геометрические размеры ниши, если она есть, и указываются всевозможные мероприятия по снижению ее длины. Определяется ширина штрека и величина его подрывки в случае выноса головки конвейера на штрек, время на выполнение различных видов самозарубки комбайнов.

В соответствии с материалом главы, справочно-технической литературой студент должен уметь:

- выбрать, рассчитать и применить тот или иной способ самозарубки комбайна;*
- суметь рассчитать длину ниши в соответствии с параметрами выемочной машины, горно-геологическими и горнотехническими условиями залегания пласта;*
- проанализировать и применить технологическую схему, которая бы позволила свести к минимуму трудоемкость работ на концевых участках лавы.*

5.1. Общие сведения о сопряжениях и концевых операциях

Концевыми называют операции, связанные с переводом оборудования очистного забоя для выемки очередной полосы угля.

Сопряжения лав со штреками являются наиболее ответственными узлами во всей цепочке добычи угля. Кровля на сопряжениях подвержена повышенному динамическому опорному горному давлению, что требует усиленного крепления сопряжений. Здесь выполняются многие рабочие процессы – выемка и крепление ниш (при их наличии), доставка крепежных и других материалов в лаву, поддержание сопряжения путем установки и перемещения специальной крепи, наращивание и укорачивание штрекового конвейера, перегрузка угля с лавного конвейера на штрековый, передвижка его приводов.

На сопряжениях выделяется пять зон, где требуется индивидуальный подход к выбору способов крепления (рис. 5.1).

- 1 и 1' – участки штрека перед очистным забоем (до 10 м);
- 2 и 2' – участки штрека в зоне рабочего пространства лавы;
- 3 и 3' – ниши и участки лавы, примыкающее к штрекам;
- 4 и 4' – рабочее пространство лавы, примыкающее к штрекам;
- 5 и 5' – участки штрека за лавой (30 – 100 м).

Продолжительность и трудоемкость выполнения концевых операций зависит от размеров ниш, схемы работы комбайна (челноковая или односторонняя), типа погрузочных устройств (лемех, щиток), способа зарубки комбайна в пласт.

Наибольшая трудоемкость (40 – 50 %) приходится на подготовку ниш. Размеры ниш составляют от 3 до 11 м и зависят от длины корпуса комбайна, расположения его исполнительных органов относительно корпуса, конструкции и размера приводной станции и концевой головки конвейера.

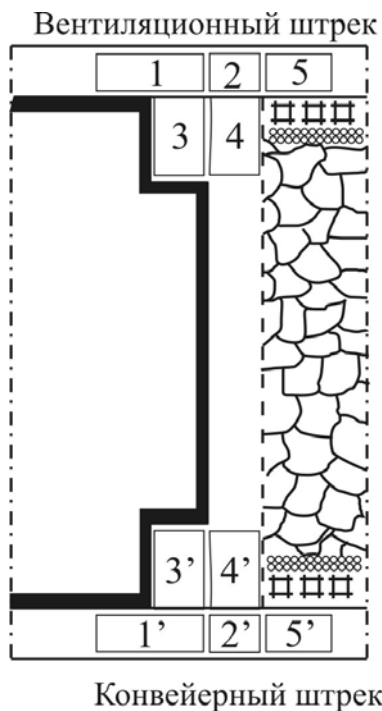


Рис. 5.1. Характерные зоны сопряжения лавы со штреками

Подготовка ниш осуществляется в основном буровзрывным способом (70 %) и с помощью отбойных молотков (26 %). Незначительное количество ниш подготавливается посредством угольных комбайнов и нишевыемочных машин.

Уменьшить трудоемкость и продолжительность работ на концевых участках лавы можно за счет уменьшения длины ниш или полной их ликвидации.

Ликвидация достигается путем:

- выноса приводных станций и концевых головок конвейера из лавы в примыкающие выработки;
- применения узкозахватного комбайна с двусторонним расположением исполнительных органов либо двух комбайнов (одностороннее размещение органов).

При этом самозарубка узкозахватного комбайна в пласт для выемки очередной полюсы угля осуществляется либо фронтально, либо способом «косых заездов».

При выносе приводных станций и концевых головок в подготовительные выработки их ширина должна быть достаточной для расположения оборудования согласно требованиям правил безопасности. Расчеты показывают, что для реализации безнишевой технологии ширина вентиляционной выработки должна достигать 4 м, а конвейерной – 4,5 – 5 м. Увеличение ширины подготовительной выработки приводит к увеличению ее сечения в проходке до 14 – 16 м². Вынос приводных станций в выработки требует извлечения ножек штрековой крепи, что усложняет поддержание сопряжения лавы.

Поэтому увеличение размера выработки экономически целесообразно, если затраты, связанные с увеличением сечения, меньше или равны экономии, полученной от ликвидации ниш.

По данным ДонУГИ в благоприятных горно-геологических условиях трудоемкость работ на сопряжениях лав со штреками при условии выноса приводов конвейера из лавы в 2,3 раза ниже по сравнению с трудоемкостью работ на сопряжениях при наличии ниши. В большинстве случаев ширина штрека не позволяет выносить приводы из лавы. Поэтому в настоящее время без подготовки ниш работают 17 – 20 % всех очистных забоев.

5.2. Самозарубка комбайна в пласт способом «косых заездов»

Самозарубка способом «косых заездов» расширяет область механизированной выемки угля на концевых участках лавы узкозахватными комбайнами с односторонним и двусторонним расположением исполнительных органов. Она может выполняться посредством двух вариантов.

Первый вариант. Забойный конвейер при челноковой схеме выемки перемещается к забою вслед за движущимся комбайном (рис. 5.2, а). Комбайн заканчивает выемку полосы угля. Концевая часть конвейера длиной примерно 20 м не передвигается к забою. Выемочная машина начинает перемещаться в обратном направлении, зарубываясь в пласт на изгибе конвейера (рис. 5.2, б). Затем к забою передвигается приводная станция и часть конвейера (рис. 5.2, в). При этом конвейер оказывается прямолинейным по всей длине лавы.

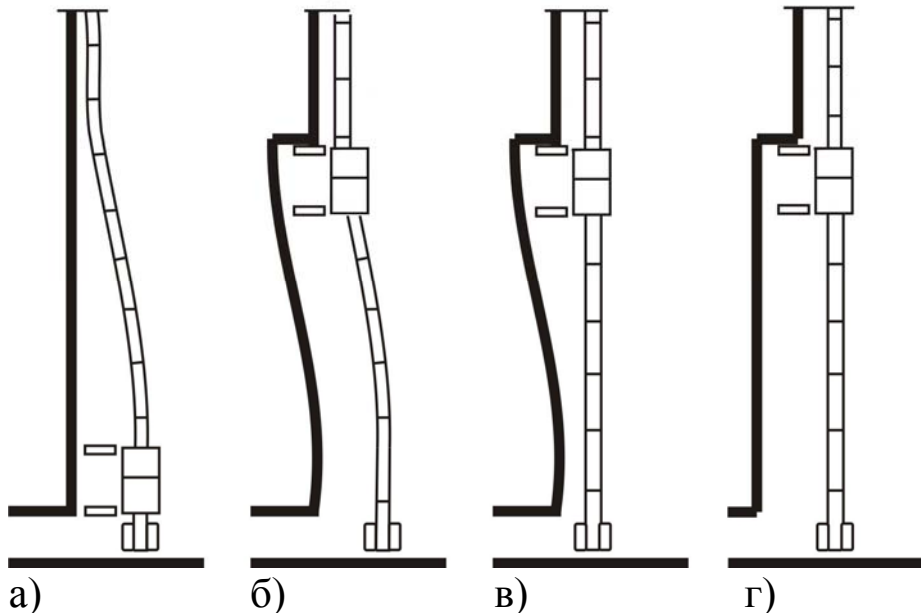


Рис. 5.2. Схема самозарубки комбайна способом «косых заездов» (первый вариант)

Комбайн, двигаясь в обратном направлении, вынимает оставшийся целик угля (рис. 5.2, г). После перегона выемочной машины к уступу начинается выемка очередной полосы угля.

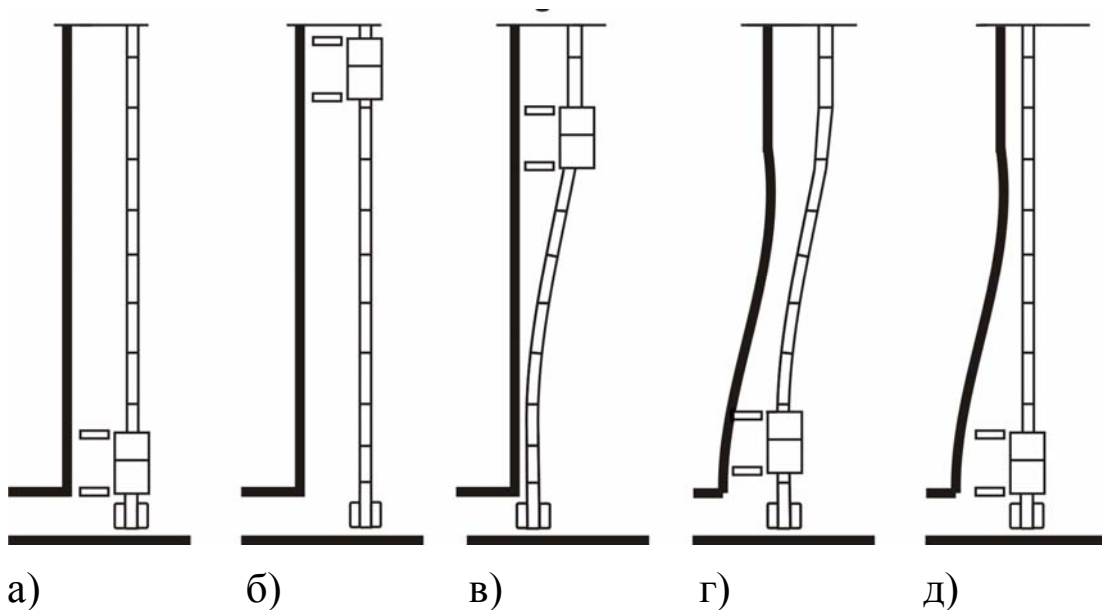


Рис. 5.3. Схема самозарубки комбайна способом «косых заездов» (второй вариант)

Второй вариант. Забойный конвейер при односторонней схеме выемки вслед за двигающимся комбайном к забою не перемещается.

После снятия полосы угля по всей длине лавы (рис. 5.3, а) комбайн перемещается на расстояние примерно 20 м от подготовительной выработки (рис. 5.3, б), а привод и нижняя часть конвейера передвигается к забою (рис. 5.3, в).

Комбайн, двигаясь вниз, на изгибе конвейера зарубывается в пласт, вынимая клиновидную полосу угля до конца лавы (рис. 5.3, г). Конвейер передвигается к забою по всей длине лавы. Комбайн теперь готов к выемке новой полосы угля (рис. 5.3, д).

Время выполнения концевых операций при самозарубке комбайна способом «косых заездов» вычисляется по формуле:

$$t_k = \frac{(2l_k + l_{изг. конв.}) \cdot 2}{V_k}, \text{ мин} \quad (5.1)$$

где: l_k – длина корпуса комбайна, м; $l_{изг. конв.}$ – длина изгиба конвейера (принимается равной 15 м); V_k – принятая скорость подачи комбайна, м/мин.

5.3. Фронтальная самозарубка комбайна

Фронтальную самозарубку в пласт можно производить узкозахватными комбайнами, имеющими как барабанные, так и шнековые исполнительные органы.

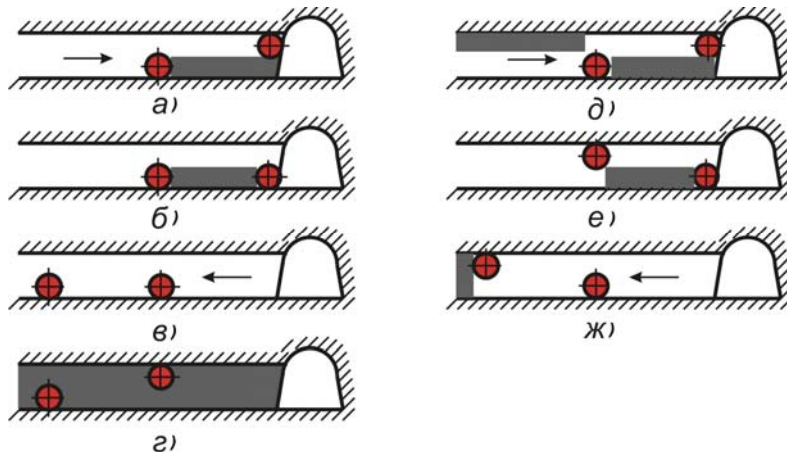


Рис. 5.4. Фронтальная самозарубка комбайна со шнековыми исполнительными органами

В последнем случае торцевые поверхности шнеков оснащаются резами.

Самозарубка комбайном типа ГШ с двусторонним расположением исполнительных органов выполняется в следующей последовательности. После окончания комбайном выемки полосы угля опережающий шнек располагается у кровли пласта, а отстающий – у почвы, на которой осталась не вынутая пачка угля, равная длине корпуса комбайна (рис 5.4, а). Находящийся у кровли шнек опускается к почве пласта (рис. 5.4, б). Затем вынимается межшнековый целик угля, при этом комбайн перемещается в сторону вентиляционного штрека (рис. 5.4, в). Этими операциями завершается снятие полосы угля по всей длине лавы.

Для самозарубки комбайна в пласт опережающий шнек поднимается к кровле. В таком положении конвейер вместе с комбайном при вращающихся шнеках и приводной станцией посредством гидродомкратов механизированной крепи подвигается к забою на ширину захвата (рис. 5.4, г). При повторном движении комбайна к штреку каждым шнеком вынимается уголь на соответствующем ему участке (рис. 5.4, д). У штрека ближний шнек опускается к почве, а дальний поднимается к кровле (рис. 5.4, е). При обратном движении комбайна от штрека вынимается оставшаяся у почвы пачка угля (рис. 5.4, ж), после чего комбайн готов к выемке новой полосы.

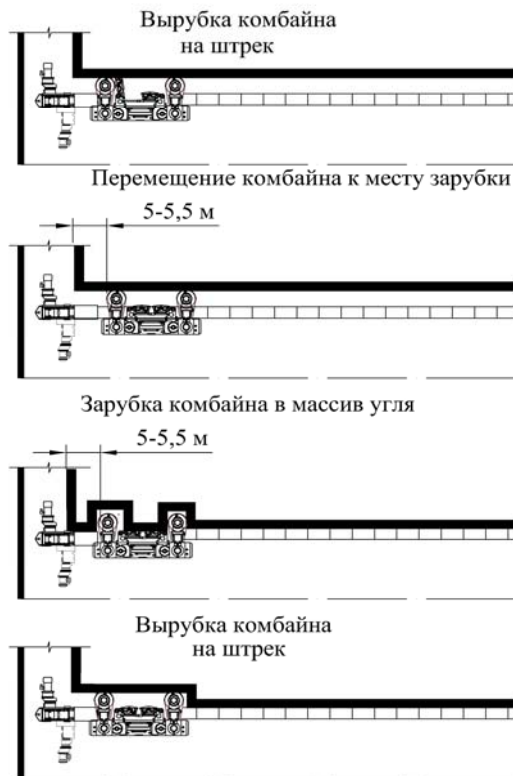


Рис. 5.5. Фронтальная самозарубка комбайна с барабанными исполнительными органами

Фронтальная самозарубка в пласт комбайнов с барабанными исполнительными органами (например, типа КА-90) производится следующим образом. После снятия полосы угля по всей длине лавы комбайн отъезжает от штрека примерно на 5 м (рис. 5.5, а). При этом вертикальные барабаны комбайна устанавливаются на минимальную высоту для возможности прохода под верхняками механизированной крепи. Необходимость зарубываться в пласт не на самом сопряжении объясняется тем, что, как правило, пласт угля возле штрека раздавлен горным давлением и кровля находится в плохом состоянии. Поэтому самозарубка в этом месте сопряжена с повышенной опасностью.

В месте самозарубки исполнительные органы комбайна (барабаны) раздвигаются на полную мощность пласта. Для возможности раздвижки барабанов на двух секциях механизированной крепи укорачиваются верхняки. Непосредственно самозарубка заключается в том, что конвейер вместе с комбайном и приводной станцией посредством гидродомкратов подается на забой, и вращающиеся барабаны, расположенные вертикально, зарубываются в пласт.

Фронтальную самозарубку можно производить также комбайнами с односторонним расположением исполнительных органов. Лучшие условия самозарубки достигаются при непрерывном перемещении комбайна по конвейеру на участке 1 – 2 м.

Общее время фронтальной самозарубки составляет 22 – 33 мин.

Область ее применения ограничивается пластами с крепким и вязким углем и наличием породных прослоев большой мощности.

5.4. Технологические схемы работы двух комбайнов в лаве

Два комбайна в одной лаве применяются в случаях одностороннего расположения исполнительных органов (1К-101У) с целью ликвидации второй ниши.

Комбайны располагаются так, чтобы исполнительные органы были повернуты к концам лавы. Они могут работать одновременно или последовательно, по челноковой или односторонней схемам выемки угля, с фронтальной самозарубкой или «косыми заездами». В большинстве случаев верхний комбайн обрабатывает участок лавы длиной 25 – 30 м. Применение второго комбайна, кроме ликвидации ниши, увеличивает в целом надежность технологической схемы. При последовательной работе выемочных машин совмещается выемка угля в одной части лавы с подготовительными операциями и профилактическим осмотром в другой. В лавых с непереходимыми геологическими нарушениями два комбайна позволяют обрабатывать участки выше и ниже нарушения. Одновременная работа двух комбайнов эффективна при выемке пластов с большой сопротивляемостью угля резанию.

Наряду с этим, выемка угля двумя комбайнами имеет следующие недостатки:

- усложняется электроснабжение участка, так как необходим дополнительный силовой кабель в лаве;
- увеличивается газовыделение и пылеобразование, а персонал, обслуживающий верхний комбайн, находится в запыленной атмосфере;
- усложняется работа комбайнов на пластах с углом падения более 9° , так как необходимо применять предохранительную лебедку, синхронность работы которой с комбайнами обеспечена не полностью;
- затруднен пропуск угля под корпусом нижнего комбайна;
- увеличиваются расходы на монтаж второго комбайна, его ремонт и обслуживание.

Несмотря на отмеченные недостатки, применение двух комбайнов позволяет снизить трудоемкость ручных работ в среднем на 18 % и улучшить другие технико-экономические показатели. Существует несколько технологических схем работы двух комбайнов в лаве. Рассмотрим основные из них. На рис. 5.6, а представлена технологическая схема работы комбайнов, движущихся синхронно в одном направлении. Комбайн I вынимает уголь, комбайн II зачищает его и грузит на конвейер. Вслед за комбайном I передвигаются секции крепи, за комбайном II – конвейер (рис. 5.6, б). После

снятия полосы угля по всей длине лавы направление движения комбайнов и их функции меняются. Комбайн II, зарубившись на изгибе конвейера в пласт (рис. 5.6, в), производит выемку угля, а комбайн I зачищает непогруженный уголь на конвейер. За комбайном II передвигаются секции механизированной крепи, за комбайном I – конвейер. Затем цикл повторяется.

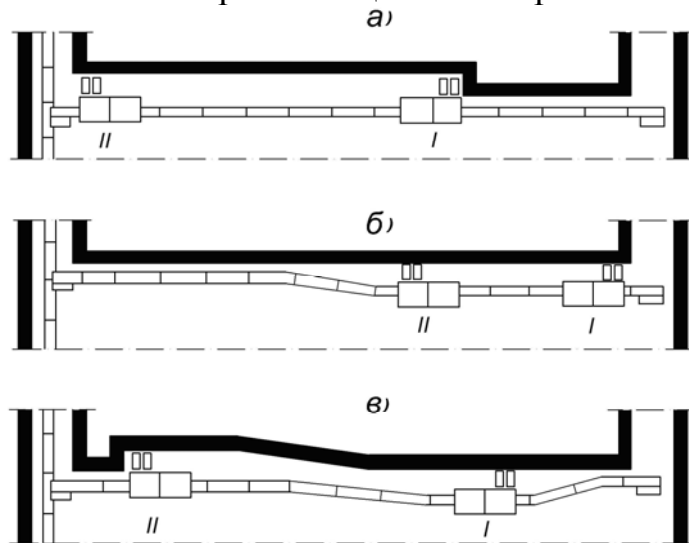


Рис. 5.6. Схема двухкомбайновой выемки угля с последовательным движением комбайнов

Другая технологическая схема (рис. 5.7, а) предполагает исходное положение комбайнов I и II по концам лавы, конвейера – у забоя. Выемочные машины, зарубываясь в пласт на изгибе конвейера, одновременно направляются навстречу друг другу.

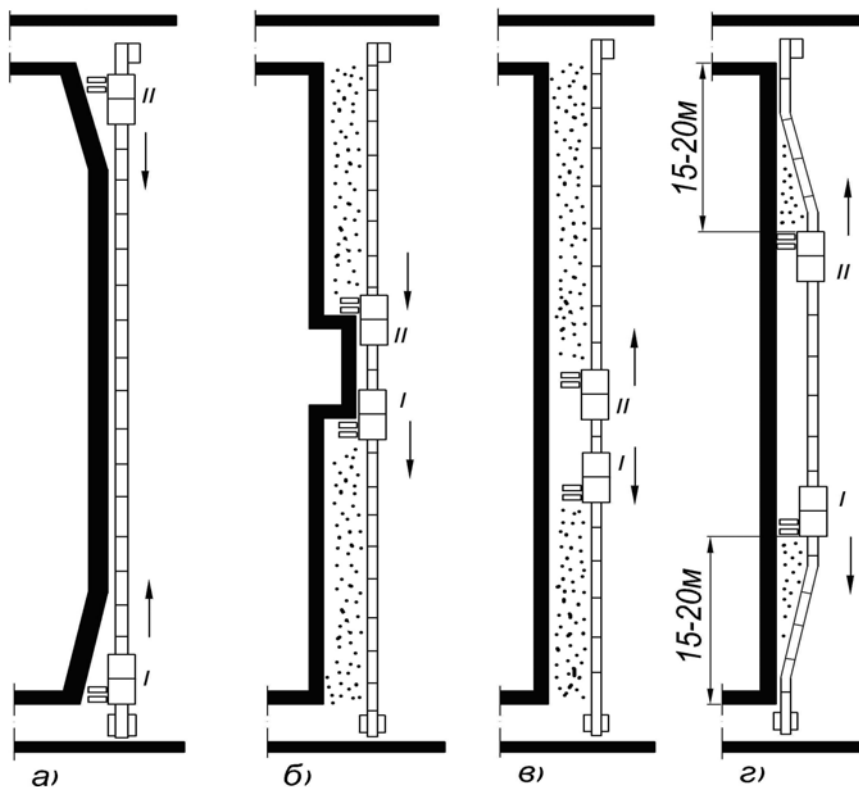


Рис. 5.7. Схема одновременной работы двух комбайнов со встречным направлением движения

Вслед за ними передвигаются секции механизированной крепи. Не доезжая 5 м до фиксирующих тяговую цепь устройств, комбайны останавливаются (рис. 5.7, б). После снятия цепи с фиксирующих устройств комбайн I начинает двигаться к месту своего исходного положения, очищая и погружая уголь на конвейер. Комбайн II вынимает оставшуюся часть полосы угля, а затем возвращается в исходное положение, выполняя те же функции, что и комбайн I (рис. 5.7, в). К этому времени конвейер на концах лавы придвинут к забою, а комбайны зарубываются в пласт угля (рис. 5.7, г). Далее конвейер передвигается к забою по всей длине лавы, тяговая цепь укрепляется в фиксирующих устройствах и начинается выемка очередной полосы угля.

Есть технологические схемы, при которых один комбайн является основным. Он вынимает уголь на большей части лавы. Второй используется на длине лавы 25 – 30 м для самозарубки в пласт способом «косых заездов».

Одновременная работа комбайнов допускается только при наличии устройства для фиксации цепи.

5.5. Технология подготовки ниш

Как уже отмечалось, ниши подготавливаются буровзрывным способом, с помощью отбойных молотков и нишенарезных машин.

В принципе, при наличии ниши концевые операции значительно упрощаются. Комбайн вместе с приводом конвейера задвигается гидродомкратами в нишу и начинается новый цикл выемки угля. При этом нет необходимости снимать ножки штрековой крепи, существенно увеличивать ее ширину, что приводит к увеличению затрат на проведение выработки и возникновению проблемы ее поддержания. Также исключается необходимость использования гидрофицированных столов для удержания привода на штреках в требуемом положении, а также применение крепей сопряжения. Однако большая трудоемкость проведения ниш и другие негативные моменты вынуждают выносить приводы конвейеров из лавы.

Недостатками подготовки ниш буровзрывным способом, кроме большой трудоемкости, являются: перерывы в работе лав во время ведения взрывных работ, проветривания и приведения забоя ниши в безопасное состояние (60 – 80 мин), «встряхивания» с помощью взрыва массива пород (вызывает раскрытие естественных трещин в породе и ухудшение состояния кровли на сопряжениях лавы с выработками). Все это может спровоцировать аварийную ситуацию в забое, а также ухудшает условия труда.

Производительность труда рабочего очистного забоя в нише в три раза меньше, чем в лаве. При подготовке ниш с помощью отбойных молотков трудоемкость работ повышается втрое. Трудности создания машин для подготовки ниш заключается в том, что на небольшой длине лавы (5 – 10 м) необходимо иметь дополнительный комплект оборудования для очистных работ – углевыемочный комбайн, конвейер и призабойную крепь.

Существуют нишевые машины, механизмирующие процесс отделения угля от массива. Например, на базе комбайна «Кировец». Однако при такой конструкции погрузка угля на забойный или штрековый конвейер производится вручную.

Более совершенной считается нишенарезная машина МНФ, разработанная Донгипроуглемашем и ДонУГИ на базе нарезного комбайна КН78. Длительный опыт эксплуатации МНФ на шахтах компаний «Торезантрацит» и «Павлоградуголь» показал, что при их применении механизмируется как отделение угля от массива, так и погрузка его на забойный конвейер.

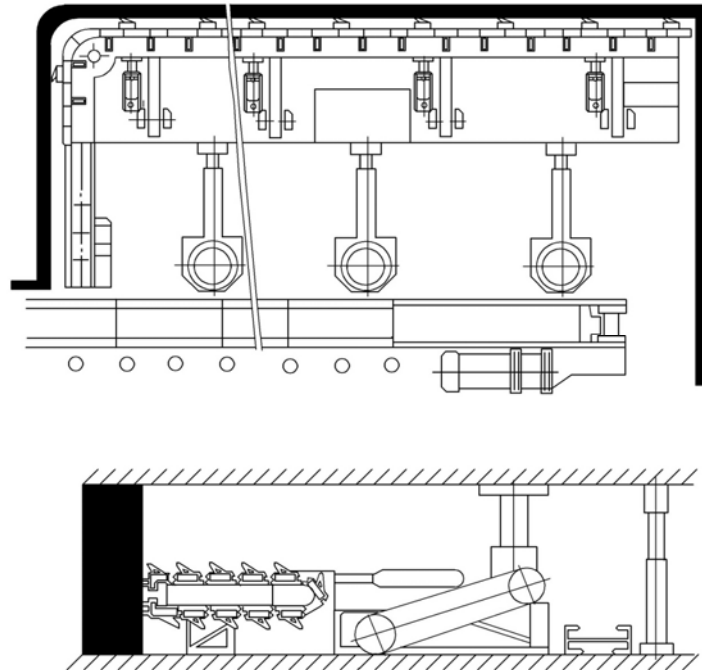


Рис. 5.8. Схема работы нишенарезной машины МНФ

В состав МНФ входит нарезная машина 1 и перегружатель 2 с изменяющейся длиной транспортирования (рис. 5.8.). Фронтальная подача машины на забой осуществляется посредством гидродомкратов, закрепленных на стойках крепи «Спутник». Нарезная машина оснащена качающимся баром, что позволяет без переналадки производить выемку ниш в пластах мощностью 0,63 – 1,43 м, или 0,93 – 1,76 м, обрабатываемых по простиранию или восстанию с углом падения до 12° и сопротивляемостью угля резанию до 300 кН/м.

Схема работы комбайна может быть челноковой или односторонней.

Последовательность выполнения горных работ по подготовке ниши при челноковой схеме представлена на рис. 5.9.

В исходном положении 1 (рис. 5.9) нишенарезная машина находится в нише, забой которой опережает забой лавы на 2,4 м, конец перегружателя расположен рядом с забойным конвейером и бесперебойно производит на него погрузку угля из забоя ниши. Очистной комбайн в это время может выполнять выемку в любой части лавы.

В процессе выемки в нише машина с помощью домкратов подачи фронтально перемещается в направлении подвигания забоя лавы, а перегружатель удлиняется для того, чтобы уголь грузился на забойный

конвейер. После подвигания забоя ниши на 0,8 м устанавливается индивидуальная призабойная крепь, а домкраты вместе с крепью «Спутник» подтягиваются к нишевыемочной машине (положение 2). Аналогичные операции выполняются после подвигания забоя ниши еще на 0,8 м (положение 3), после чего перегружатель подтягивается в исходное положение, при этом освобождается пространство для входа очистного комбайна в нишу (положение 4).

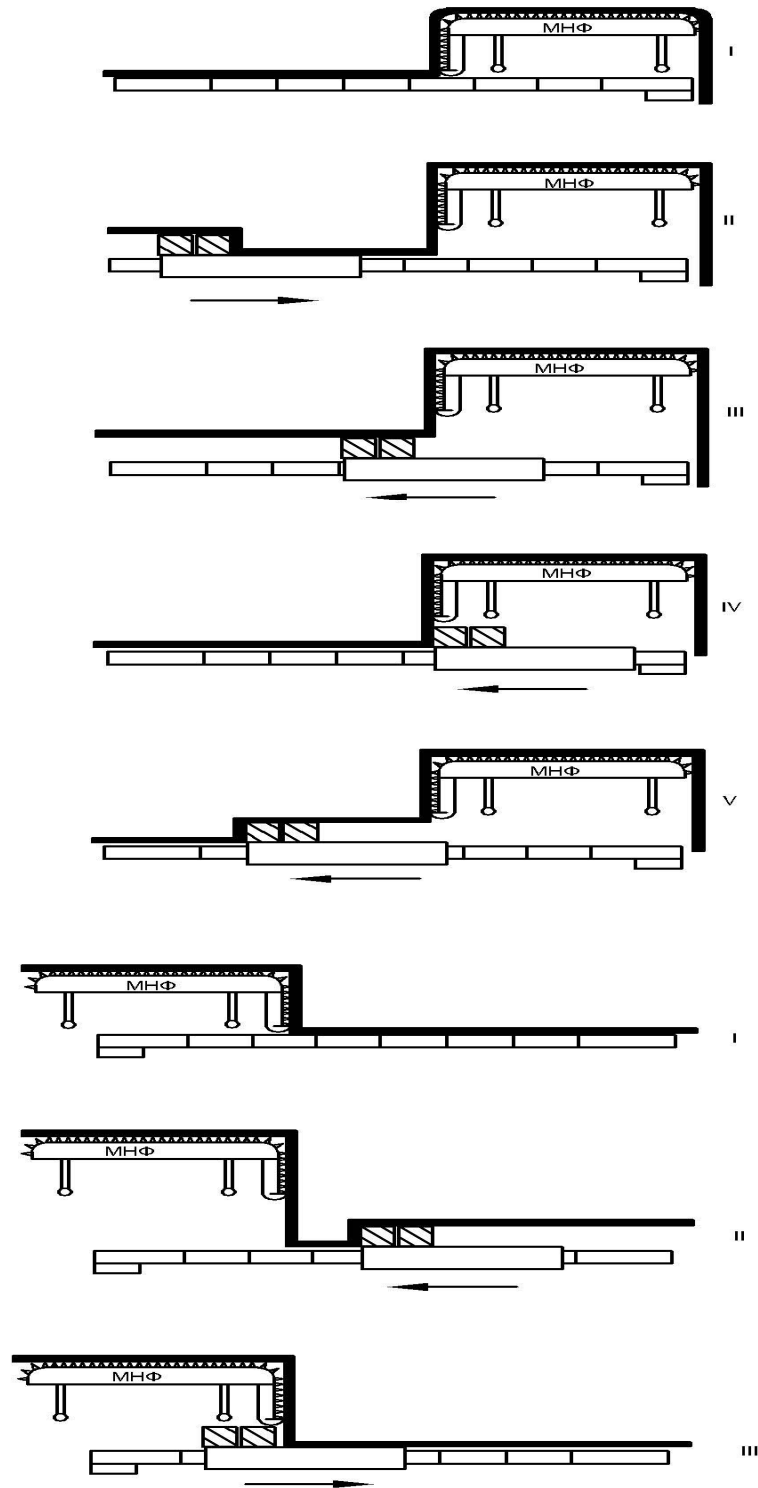


Рис. 5.9. Последовательность выполнения работ по подготовке ниши и выемке угля

Перевод комбайна на новую полосу осуществляется путем задвижки в нишу вместе с приводом и концевым участком конвейера. После выхода комбайна из ниши, подготовительные работы повторяются в том же порядке.

Крепь в нише и лаве устанавливается в соответствии с паспортом, разработанным для конкретных условий эксплуатации.

Хронометражными наблюдениями установлено, что применение нишенарезной машины уменьшает трудоемкость работ на концевых участках примерно в два раза по сравнению с подготовкой ниши буровзрывным способом.

Размеры ниши, если привод конвейера не выносится из лавы (рис. 5.10) определяется согласно выражению:

$$L_n = l_{прив} + l_{пер.р} + l_k + l_{прох} + l_3, \text{ м}; \quad (5.2)$$

где L_n – длина ниши, м; $l_{прив}$, $l_{пер.р}$, l_k , $l_{прох}$, l_3 – соответственно длина привода, переходного рештака, корпуса комбайна, прохода и зазора между комбайном и проходным рештаком, м. ($l_3=0,2-0,3$ м).

Минимальная ширина ниши $Ш_n$ определяется из выражения:

$$Ш_n = r + l_{прох}; \quad (5.3)$$

где r – ширина захвата комбайна, м.

5.6. Крепи сопряжения лавы со штреками

Крепи сопряжения применяют при выносе привода забойного конвейера в подготовительные выработки. Они предназначены для поддержания верхняков штрековой крепи при снятии ножек, что в свою очередь дает возможность перемещать привод забойного конвейера.

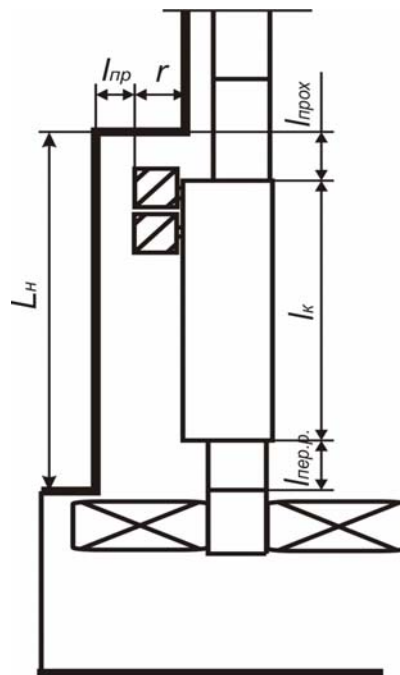


Рис. 5.10. Расчетная схема для определения размеров ниши

При выносе привода конвейера из лавы на штрек необходимо определить его ширину из условия размещения в нем оборудования.

Ширина штрека $Ш_{шт}$, согласно расчетной схеме, (рис. 5.10.), определяется из выражения:

$$Ш_{шт} = l \cdot \cos \alpha + Ш_{к} + Ш_{п}, \text{ м}; \quad (5.4)$$

где l – длина головки конвейера, м; α – угол падения пласта, град; $Ш_{к}$ – ширина става конвейера на штреке, м; $Ш_{п}$ – ширина прохода, принимается равной 0,7 м.

В табл. 5.1 представлены геометрические размеры приводных головок различных типов конвейеров.

Высота подрывки штрека, при условии перегрузки угля из лавы на штрековый конвейер, определяется из выражения 5.3:

$$h_{под} = l \cdot \sin \alpha + h_{заз} + h_{кон}, \text{ м}; \quad (5.5)$$

где l и α – ранее определенные величины; $h_{заз} = 0,20 - 0,45$ м – высота зазора между конвейером на штреке и головкой привода забойного конвейера; $h_{кон}$ – высота става конвейера на штреке, м.

В случае транспортировки угля с помощью вагонетки в формулу вместо высоты конвейера на штреке подставляется высота вагонетки с учетом высоты рельсов.

Крепи сопряжения бывают инвентарными и механизированными.

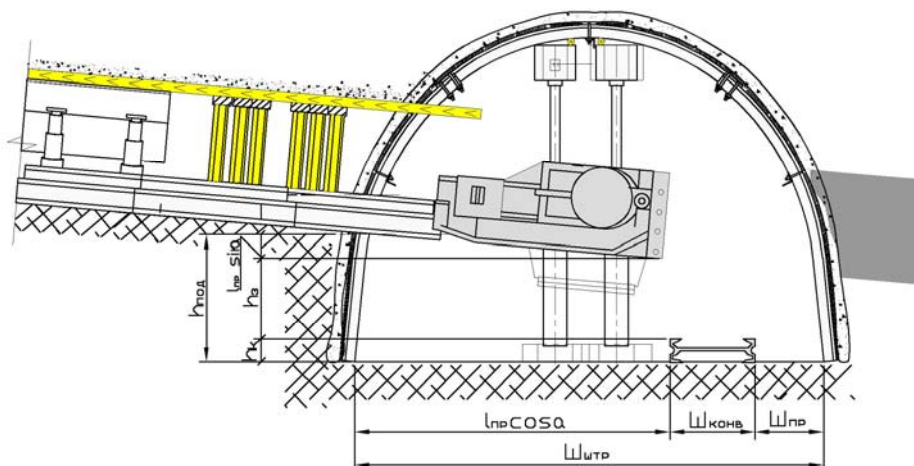


Рис. 5.11. Расчетная схема для определения поперечных размеров штрека

Первая состоит из двух балок (рельсов или двутавров) длиной по 6 м, которые подвешиваются к верхнякам крепи с помощью хомутов. Балки прижимаются к верхнякам крепи посредством удлиненных гидравлических или винтовых стоек. При снятии ножек штрековой крепи верхняк опирается на балки (рис. 5.12).

По мере подвигания забоя крепь сопряжения переносится. Для этого из-под одной балки извлекаются гидравлические стойки, сама балка передвигается по хомутам, а затем распирается стойками.

Во время перестановки одной балки другая поддерживает верхняки штрековой крепи. Все описанные работы выполняются вручную, что требует немалых физических усилий.

Таблица 5.1

Размеры приводных головок различных конвейеров

Тип конвейера	Крепь	Комбайн	Размер головки конвейера, мм		
			Длина	Ширина	Высота
СП202	1МК103	К103. 1К101	3060, 1532*	2204, 3525*	735
---	КМ97	МК67, ГШ68			
---	М87, КМТ	МК67			
---		КА80			
СП 48	Донбасс	1К 101, ГШ68	2288	2150	740
СПЦ151	Донбасс 80	2К52	2802, 1605*	1980, 3450*	735
СП87	1М88	2КЦТГ			
---	1МТ	Кировец 2К			
---		1К101, МК67			
СПМ46	Инд. крепь	2К52	2140	2100	472
СП63	М87	КШ1КГУ	2304	2134	790
СПЦ271	3МКД90	2ГШ68Б	2900	4125	830
СПЦ273	3МКД90	РКУ13	2900	4125	830
КИЗМ	1МКМ	КШ1КГУ	2288	2078	1110
			Рештачный став (по боковинам), мм		
			Длина рештака	Ширина рештака	Высота профиля
СПЦ26	1МКД80(90), 2МКД90(Т), 1МКДД, МДМ,	КА-80, КА200, 1К101У, 1К101УД, 1К103М	1500	642	192
КСД26В	МДМ, 1МКДД, 1(2)МКД90, 2МКД90Т	УКД300	1485	642	228
КСД27	МДМ, 1(2)МДТ, 2МКД90, 2(3)МКД90Т,	КДК500, КДК700, РКУ10, РКУ13, 1ГШ68, 2ГШ68Б	1500	754	255
КСД-29	2(3)МКД90, 2КМТ-1,5, 2(3)МКД90Т, 2МКДД, 2ДТ, КМК700/800	КДК500, КДК700, РКУ10, РКУ13, 2ГШ68Б	1500	834	255

* – размер головки при перпендикулярном расположении привода.

Для уменьшения трудоемкости работ используется большое количество механизированных крепей сопряжения. Они выполняют те же функции, что и инвентарные. По штреку крепи перемещаются с помощью гидравлических домкратов.

При выносе привода конвейера в штреки одной из проблем является его удержание в выработке. Для этих целей сконструированы гидравлические столы СО75 с регулируемой по высоте и углу падения пласта поворотной плитой, на которую и опирается привод. В механизированной крепи сопряжения гидравлические столы соединены с ее конструкциями и перемещаются вместе с ней.

Институтом «Донгипроуглемаш» разработана унифицированная крепь сопряжения (УКС). Она предназначена для механизации процессов крепления в штреках арочного, трапециевидного и полигонального сечения в зоне сопряжения с лавой и концевых операций, связанных с выносом приводов забойных конвейеров в штреки, их удержанием, распором, передвижкой и настройкой при изменении угла падения и величины подрывки пласта.

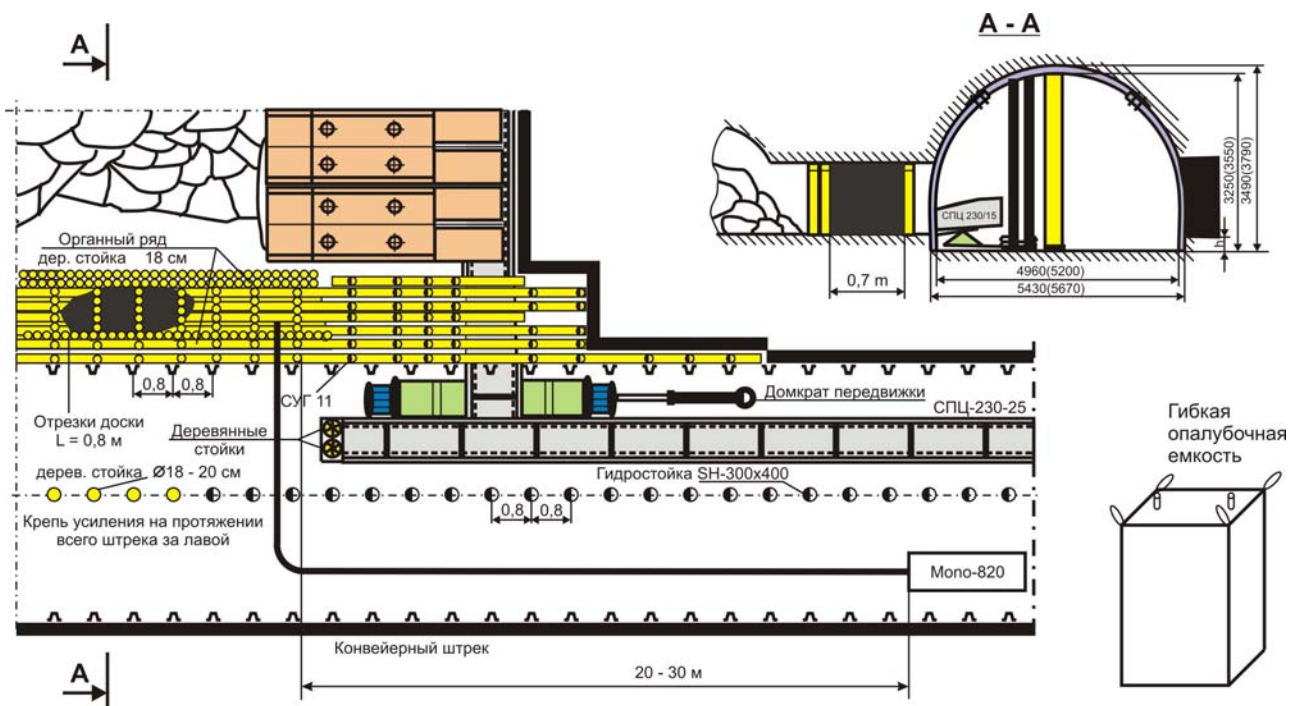


Рис. 5.12. Инвентарная крепь сопряжения

Горнотехнические условия применения

Система разработки: столбовая, длинными очистными забоями. Форма прилегающих к лаве штреков: арочная, трапециевидная, полигональная. Сечение прилегающих к лаве штреков: не менее 7 м². Сопротивление почвы вдавливанию: не менее 2 МПа. Применяемость: шахты любой категории по газу и пыли.

УКС состоит из двухстоечных секций гидравлической крепи рамной конструкции (рис 5.11), связанных между собой направляющей. Каждая секция включает в себя верхняки (1, 2), основания (7, 8) и гидравлические стойки (6). Перемещение секций осуществляется посредством гидродомкратов 3, соединенных с одной стороны с упорной стойкой 4, с другой через цепь 5 с основанием секций.

Стол распорный 9 обеспечивает возможность установки приводов конвейеров типа СП202В1, СП291, СП301М, СПЦ163, СПЦ271, СПЦ273, СПЦ26, КСД26В, КСД27, КСД29 и их настройку при изменении угла падения и величины подрывки пласта.

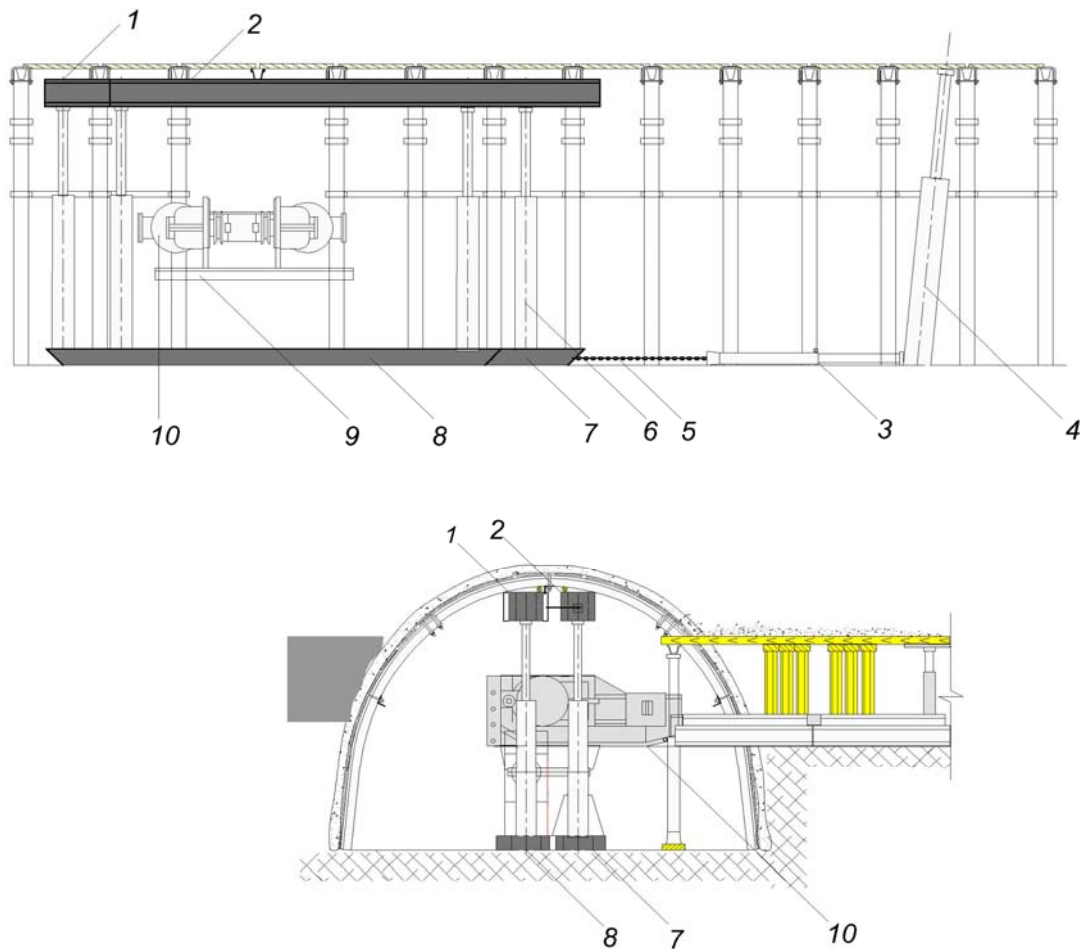


Рис. 5.13. Универсальная крепь сопряжения

Техническая характеристика

Соппротивление (кН, не менее):	
крепи	3040
стола распорного	1520
секции	1520
Шаг передвижки, м, не менее:	
стола распорного	0,8; 0,63
секции	3,2
Усилие при передвижке секций, кН, не менее	170
Диапазон регулирования подъема стола, мм, не менее:	
механический, ступенчатый	580; 830; 1080
гидравлический, плавный	580...1020
суммарный	580...1520
Габаритные размеры, мм:	
длина	7280
ширина	1100
высота	1870...3870
Масса, т	12

Согласно таблице 5.1. длина головки конвейера СПЦ271 $l = 2,9$ м.

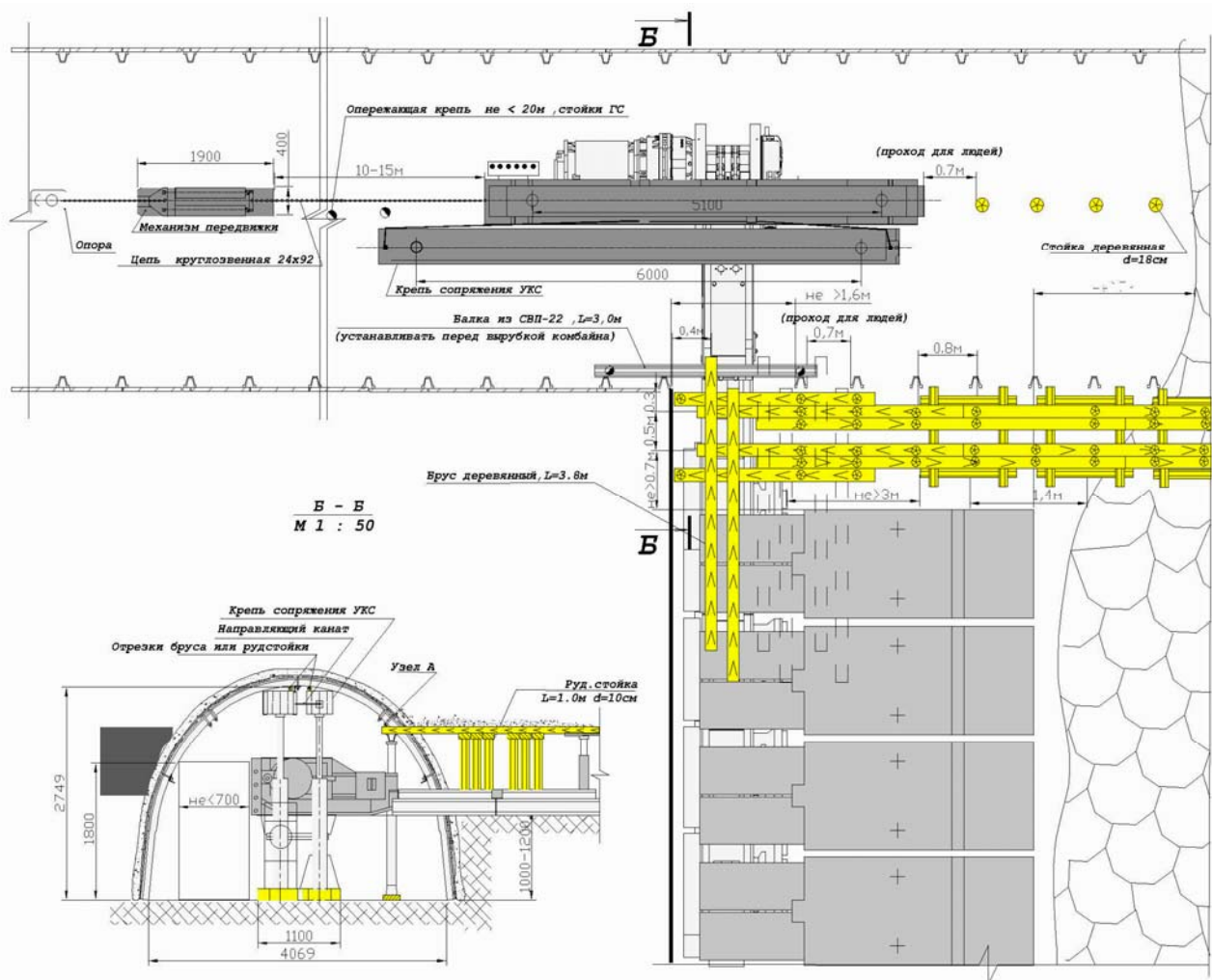


Рис. 5.15. Крепление сопряжения лавы с вентиляционным штреком

Для транспортирования угля по штреку выбираем конвейер СП63, ширина которого составляет $Ш_k = 0,6$ м. Ширина прохода для людей $Ш_n = 0,7$ м. По формуле 5.4. находим:

$$Ш_{ш} = 2,9 \cos 5^\circ + 0,6 + 0,7 = 4,09 \text{ м.}$$

5.7.4. Определить высоту подрывки штрека

Эту величину находим по формуле 5.5. Устанавливаем значение входящих в формулу величин.

$$l_{прв} = 2,9 \text{ м}; h_{зав} = 0,2 \text{ м}; h_{кон} = 0,36 \text{ м.}$$

Тогда:

$$h_{под} = 2,9 \cdot \sin 5^\circ + 0,2 + 0,36 + 2,9 \cdot 0,244 \cdot 0,0872 + 0,2 + 0,36 = 0,804 \text{ м.}$$

5.7.5. Определить длину ниши при расположении привода конвейера в лаве

Учитываем, что при определенных горно-геологических условиях нам необходимо провести нишу.

Для определения ее длины воспользуемся формулой 5.2. В нашем случае

$$l_{прив} = 2,9 \text{ м}; l_{пер.р} = 0,3 \text{ м}; l_{прох} = 0,7 \text{ м}; l_3 = 0,2 \text{ м}.$$

Тогда длина ниш

$$l_n = 2,9 + 0,3 + 8,4 + 0,7 + 0,2 = 12,50 \text{ м}.$$

Минимальную ширину ниши $Ш_n$ определим из выражения 5.3. Примем, что $r = 0,63 \text{ м}$, $l_{прох} = 0,7 \text{ м}$

$$Ш_n = 0,63 + 0,7 = 1,33 \text{ м}.$$

5.7.6 Подобрать типовое сечение штрека, вычертить его сечение с расположением привода и транспортных средств в нем

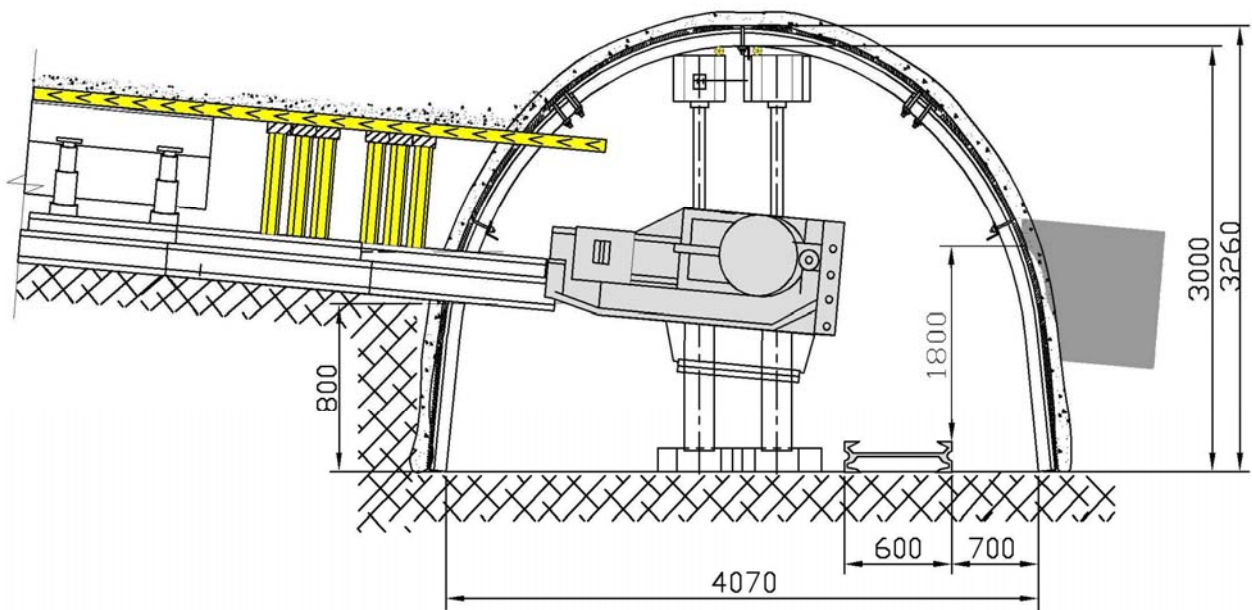


Рис. 5.16. Поперечные размеры штрека согласно принятым типовым сечениям

По [16] находим, что расчетным условием соответствует сечение штрека с размерами в свету $Ш_{ш} = 4070 \text{ мм}$ и высотой $h_{шпр} = 2830 \text{ мм}$.

В масштабе 1:50 вычерчивается сечение штрека с расположением в нем привода забойного конвейера и транспортных средств (рис. 5.14).

Контрольные вопросы к теме

1. Назовите характерные зоны сопряжения лавы со штреками.
2. Перечислите пути уменьшения трудоемкости работ на концевых участках лавы.
3. В чем заключается суть самозарубки комбайна способом «косых заездов»?
4. Перечислите способы проведения ниш и негативные последствия буровзрывных работ.
5. В каких случаях и для чего применяются крепи сопряжения. Назовите типы крепей сопряжения и укажите принципы их работы.

6. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

В главе приведены общие сведения и классификация способов управления горным давлением в очистных забоях.

Наиболее подробно описан способ управления кровлей полным обрушением как при применении индивидуальных, так и механизированных крепей. Охарактеризованы различные способы разупрочнения труднообрушаемых пород кровли. Приведены характеристики способов закладки выработанного пространства, описаны средства для выполнения этих процессов. Отмечены преимущества и недостатки каждого из рассмотренных способов закладки.

Используя материалы главы, дополнительную учебную и научно-техническую литературу студент должен уметь:

- анализировать проявления горного давления в очистных забоях;*
- выбирать способ управления кровлей применительно к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям;*
- оценивать преимущества и недостатки способов закладки выработанного пространства;*
- синтезировать процесс управления кровлей в общую технологическую схему ведения очистных работ.*

6.1. Общие сведения об управлении горным давлением

Во время проведения очистных работ нарушается естественное равновесное состояние пород и начинает проявляться горное давление. Породы в рабочем пространстве лавы деформируются, растрескиваются, разрушаются, а за его пределами могут зависать и обрушаться на больших площадях, вызывая при этом значительное увеличение нагрузки на крепь очистного забоя. Для предотвращения нежелательных деформаций и обрушений выполняются различные мероприятия по регулированию проявлений горного давления.

Эти мероприятия являются важнейшим производственным процессом очистной выемки и носят название **управление горным давлением**. В длинных очистных забоях пологих и наклонных пластов оно в основном сводится к управлению давлением пород кровли пласта или управлению кровлей.

Основными факторами, определяющими выбор способа управления кровлей, являются устойчивость и обрушаемость, высота и шаг обрушения непосредственной и основной кровли.

Кроме перечисленных факторов, на выбор способа управления кровлей оказывают влияние мощность пласта и его строение, свойства непосредственной почвы, склонность угля к самовозгоранию, застроенность земной поверхности и другие.

Различаются **следующие способы** управления горным давлением (рис. 6.1.):

- плавное опускание пород кровли (рис. 6.1, в);*
- обрушение пород кровли в выработанное пространство (рис. 6.1, б);*

– искусственное поддержание кровли в выработанном пространстве: полная или частичная закладка (рис. 6.1, а).

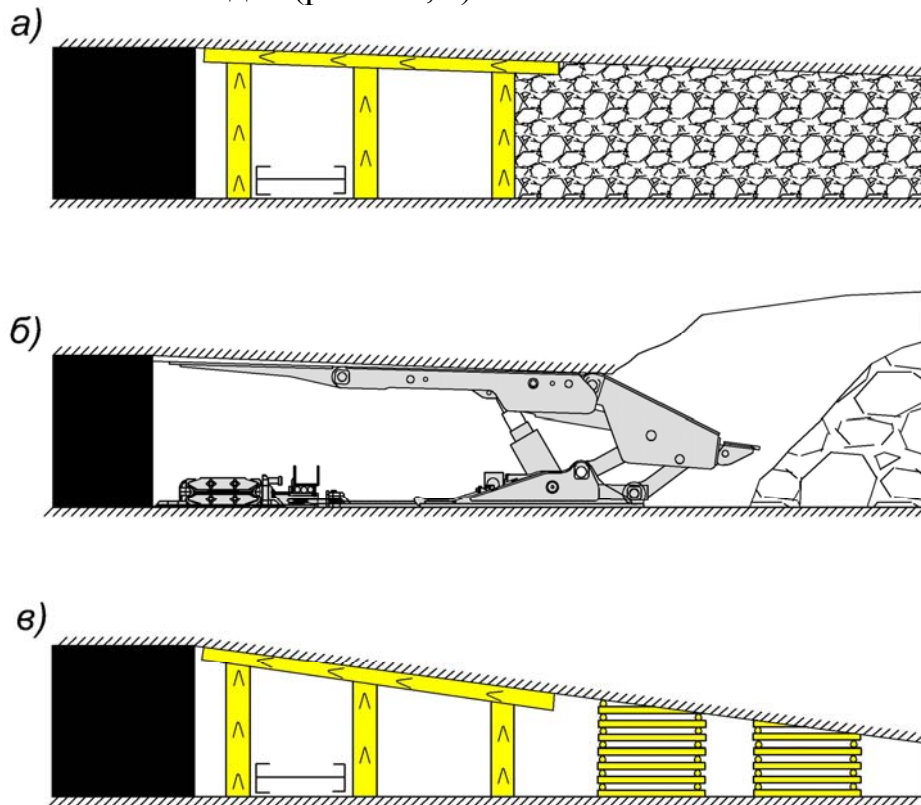


Рис. 6.1. Способы управления горным давлением:
 а – естественное поддержание кровли; б – искусственное поддержание пород кровли; в – обрушение пород кровли в выработанное пространство; г – плавное опускание пород кровли

Естественное поддержание очистного пространства осуществляется за счет устойчивости пород кровли и целиков угля, на которые она опирается. Этот способ управления кровлей на шахтах Украины не применяется, поэтому в настоящем пособии не рассматривается.

6.2. Управление кровлей плавным опусканием

Смысл способа заключается в том, что породы кровли плавно опускаются на почву пласта без существенных обрушений (рис. 6.1, г).

Такие мероприятия возможны при наличии в кровле пород, способных плавно опускаться за счет прогиба или ступенчато – отдельными блоками при почве, склонной к пучению. Мощность пласта не должна превышать 1 м.

Расстояние от забоя, на котором происходит опускание кровли, зависит от мощности пласта, свойств пород кровли, почвы и составляет 10 – 20 м.

В качестве специальной крепи применяются пневматические и деревянные костры треугольной или прямоугольной формы, которые располагаются, как правило, в один ряд (рис. 6.2). Встречается применение и стоек ОКУМ. Для большей податливости на них сверху кладутся деревянные прокладки – распилы или стойки. В качестве призабойной крепи применяются деревянные или металлические стойки, в том числе и гидравлические.

Способ управления кровлей плавным опусканием является наименее трудоемким по сравнению с другими, однако ввиду ограниченных условий использования получил небольшое распространение.

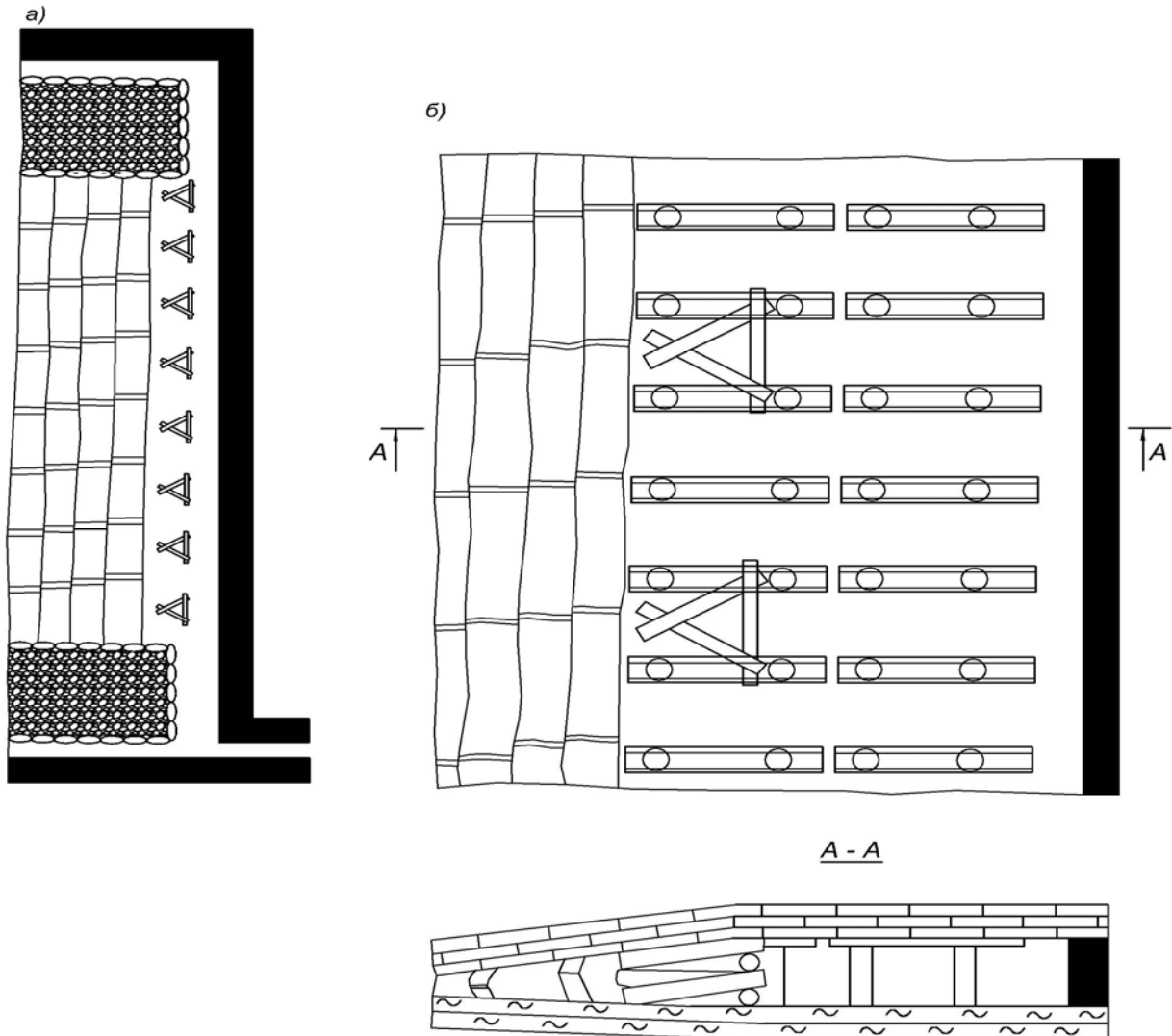


Рис. 6.2. Управление кровлей плавным опусканием:
а – схема лавы; б – элементы очистного забоя

6.3. Управление кровлей полным обрушением

6.3.1. Управление кровлей полным обрушением при применении индивидуальной крепи

Суть способа заключается в периодическом обрушении пород кровли в выработанное пространство через определенное расстояние, называемое шагом обрушения.

Если горное давление небольшое и кровля не склонна к расслоению и обрушению, то посадочные стойки располагаются через рамку крепи (рис. 6.3, а). При повышенном горном давлении или кровле, способной к коржению, стойки располагаются группами по две-три (рис. 6.3, б, в). Если давление большое и обрушения происходят при значительных площадях обнажений, то стойки устанавливаются в каждой рамке в один (рис. 6.3, г) или два ряда (рис. 6.3, д).

Этот способ требует выполнения следующих операций: осмотр рабочего места и приведение его в безопасное состояние; расчистка дороги для передвижки посадочной стойки; установка предохранительной крепи; удаление стоек призабойной крепи, которые мешают передвижке посадочных стоек; разгрузка и передвижка посадочной стойки; установка крепи на новом месте; снятие стоек призабойной крепи и перенос их на новое место; удаление предохранительной крепи.

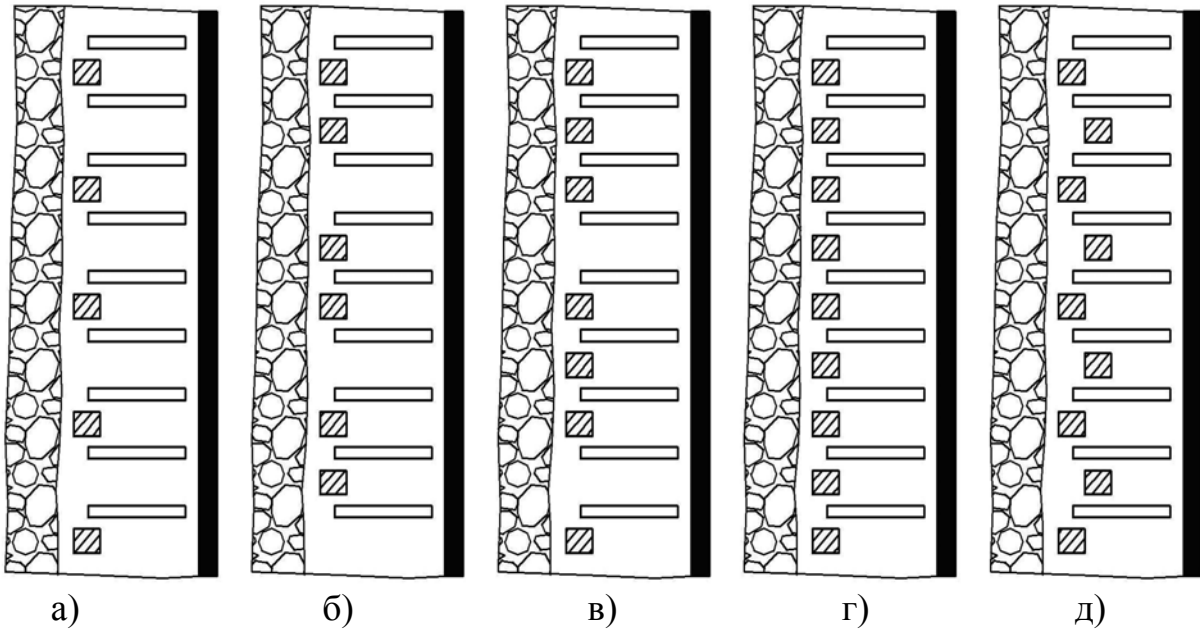


Рис. 6.3. Варианты расположения посадочных стоек в лаве:
 а – через рамку крепи; б – группами (две стойки в группе);
 в – группами (три стойки в группе); г – в каждой рамке в один ряд;
 д – в каждой рамке в два ряда

Возведение предохранительной крепи (контрольных деревянных стоек) необходимо для того, чтобы предупредить обрушение кровли над посадочной стойкой в момент разгрузки. Для этого по обе ее стороны устанавливаются по одной деревянной стойке. При устойчивых кровлях необходимость в предохранительной крепи отпадает и деревянные стойки ставятся лишь изредка для контроля за поведением кровли.

Посадочные стойки передвигаются с помощью крюков, талей или механических лебедок. Применение гидравлической крепи «Спутник», стойки которой соединены со скребковым конвейером посредством гидравлического домкрата, позволяет механизировать операцию по передвижке стоек.

6.3.2. Управление кровлей полным обрушением при применении механизированных крепей

Этот способ объединяет несколько процессов – крепление призабойного пространства, передвижку конвейера и управление кровлей. При передвижке секций механизированной крепи производится одновременно крепление призабойного пространства и извлечение крепи из выработанного

пространства. Сопротивление механизированной крепи должно обеспечивать устойчивость пород кровли над призабойным пространством и их обрушение в выработанном пространстве. Обрушение породы за крепью происходит относительно спокойно, с небольшим зависанием (до 6 м) при наличии легко- и среднеобрушаемой кровли.

Если кровля труднообрушаемая, то работа механизированной крепи осложняется из-за первичных и вторичных посадок основной кровли, что приводит к резкому повышению нагрузки на крепь, деформации элементов крепи, завалам лавы.

Для уменьшения влияния осадок труднообрушаемых кровель применяются следующие мероприятия:

– использование механизированных крепей с повышенным сопротивлением;

– подработка пластов с труднообрушаемыми кровлями;

– передовое торпедирование кровли;

– гидрообработка породного массива;

– гидромикроторпедирование.

Для работы механизированных комплексов в условиях труднообрушаемых кровель необходимо увеличить рабочее сопротивление механизированной крепи не менее чем до 2500 кН на 1 м лавы. Такое сопротивление могут обеспечить механизированные крепи типа КМ87УМП, МТ, УКП и некоторые другие. Но при этом не всегда достигается ожидаемый результат.

Во время подработки пластов с труднообрушаемыми кровлями в результате сдвижения надугольного массива создается дополнительная система трещин, что приводит к разупрочнению основной кровли.

Суть метода передового торпедирования заключается в предварительном ослаблении пород кровли взрыва. Заряды в длинных скважинах взрываются перед очистным забоем до подхода лавы. При приближении лавы к зоне трещиноватости, вызванной взрывом, происходит дальнейшее развитие трещин в результате опорного горного давления.

В зависимости от свойств и мощности непосредственной и основной кровли применяются различные схемы расположения скважин для торпедирования (рис. 6.4). По расположению скважин на линии торпедирования в вертикальной плоскости различают одно- и двухъярусные схемы, а в плоскости пласта – параллельные и веерные. Скважины для торпедирования могут буриться с одной выработки, примыкающей к лаве (односторонняя схема), либо с обеих (двухсторонняя схема).

В зависимости от горно-геологических условий и выбранной схемы расположения скважин технологические параметры передового торпедирования могут колебаться в значительных пределах. Длина скважин меняется от 50 до 130 м, длина заряда – от 25 до 90 м, расстояние между линиями торпедирования – от 10 до 30 м.

Схемы расположения скважин для первичной посадки кровли отличаются от схем вторичной. Для облегчения первичной посадки пород крепостью

$f = 8 \dots 12$ бурятся скважины длиной 70 – 80 м из разрезной печи на расстоянии 20 – 25 м друг от друга. Отсекающие, дополнительные скважины располагаются параллельно разрезной печи на расстоянии 10 – 20 м от нее.

Эффективность передового торпедирования зависит от расположения скважин, их параметров, вида заряда, типа ВВ, порядка взрывания, свойства пород и пр. Затраты на эти мероприятия ощутимы. В участковой себестоимости 1 т угля они составляет примерно 2 – 3 грн.

Еще одним методом разупрочнения труднообрушаемой кровли является гидрообработка породного массива.

Гидрообработка основана на эффекте ослабления прочностных свойств пород основной кровли, увеличении трещиноватости и расслаиваемости межслоевых контактов и гидроразрыва пород.

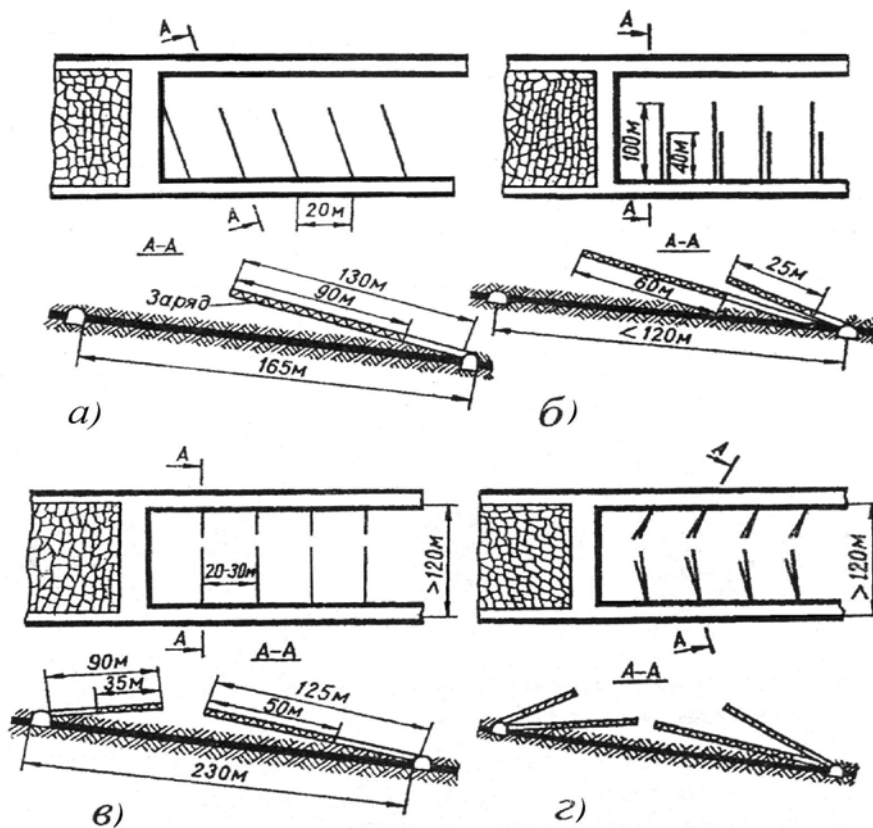


Рис. 6.4. Схемы расположения скважин при передовом торпедировании:
 а – одноярусное одностороннее расположение скважин; б – двухъярусное одностороннее расположение скважин; в – одностороннее двухъярусное расположение скважин; г – двухъярусное двухстороннее расположение скважин

Увлажнение приводит к снижению прочностных показателей и увеличению деформируемости пород. Предел прочности увлажненных пород снижается на 30 – 40 %.

Суть данного метода заключается в том, что в пробуренные перед очистным забоем скважины, расположенные параллельно его линии, нагнетается в различных режимах чистая вода или с добавками (в основном поверхностно-активные вещества). Скважины бурятся либо с одного штрека, если длина лавы не превышает 150 м, либо с двух (более 150 м).

Расстояние между скважинами зависит от мощности основной кровли, прочности пород, водопроницаемости, других факторов и может колебаться от 20 до 40 м.

Для выполнения данных работ создаются специальные бригады, которые бурят, герметизируют, устанавливают измерительную и нагнетательную аппаратуру. В каждую скважину нагнетается от 10 до 50 м³ воды при давлении 2 – 6 МПа. Во время подхода лавы давление увеличивается до 12 – 15 МПа, производится гидроразрыв кровли.

Гидромикроторпедирование сочетает два описанных выше метода. В скважинах, заполненных капсулами с водой, размещаются заряды сравнительно небольшой мощности. При инициировании зарядов вода проникает в образованные трещины, расширяя их, увлажняет породный массив, снижая его прочностные характеристики.

Схема расположения скважин при гидромикроторпедировании такая же, как и при передовом торпедировании пород кровли.

6.4. Частичная закладка выработанного пространства

Суть способа состоит в том, что непосредственная и основная кровли поддерживаются бутовыми полосами, которые выкладываются по простиранию пласта, перпендикулярно линии забоя на определенном расстоянии друг от друга (рис 6.5).

Порода для выкладки бутовых полос получается, от подрывки кровли или почвы в бутовых штреках.

Гораздо чаще используется первый вариант, который способствует более легкой выкладке полосы. При залегании в кровле прочных пород и большом газовыделении, когда возможно скопление метана в верхней части бутового штрека, производится подрывка почвы пласта.

Бутовые полосы выкладываются по мере подвигания очистного забоя на расстоянии друг от друга, обеспечивающем устойчивое состояние пород непосредственной кровли. Ширина бутовой полосы на пологих пластах должна составлять не менее 3 – 5 кратной мощности пласта, обычно 4 – 6 м. Ширина бутового штрека определяется по формуле:

$$l_{\text{б.ш.}} = \frac{ml_{\text{б.н.}}}{h_n k}, \text{ м}, \quad (6.1)$$

где m – мощность пласта, м; $l_{\text{б.н.}}$ – ширина бутовой полосы, м; h_n – высота подрывки в бутовом штреке, принимается $h_n = 0,8 - 1$ м; k – коэффициент разрыхления породы при закладке, принимается $k = 2 - 2,2$.

Бутовые штреки проводятся буровзрывным способом. Для этого ручными электросверлами бурятся 2 – 3 шпура. Штреки крепятся временной деревянной крепью на протяжении не менее 3 м от забоя, за счет чего обеспечивается безопасный выход в рабочее пространство лавы.

В период выкладки бутовой полосы вначале из крупных кусков возводятся стенки шириной до 1 м, затем пространство между стенками

заполняются мелкой породой. При отсутствии крупных кусков породы вместо породной стенки устанавливается органная крепь.

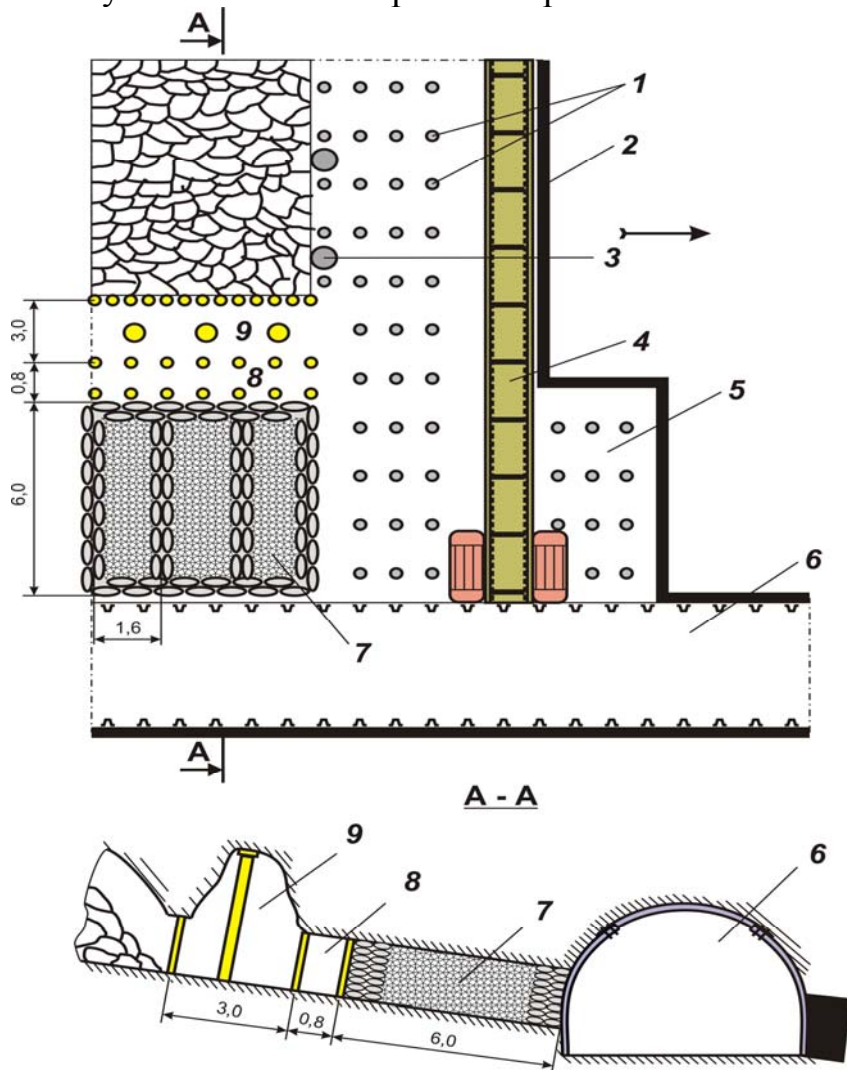


Рис. 6.5. Управление кровлей частичной закладкой выработанного пространства:
1 – стойки индивидуальной крепи; 2 – очистной забой; 3 – посадочные тумбы; 4 – конвейер;
5 – ниша; 6 – штрек; 7 – бутовая полоса; 8 – местонахождение бутчика; 9 – бутовый штрек

Этот способ управления кровлей может применяться в любых горно-геологических условиях на пластах мощностью до 2 м. Однако ввиду большой трудоемкости областью его применения являются очистные забои, в которых предусматривается крепление индивидуальной крепью, а также разрабатывающие пласты с весьма труднообрушаемыми кровлями, изменчивой гипсометрией и наличием породных прослоев.

6.5. Управление кровлей полной закладкой выработанного пространства

6.5.1. Общие сведения о закладке и закладочных работах

Суть способа состоит в том, что выработанное пространство заполняется пустой породой или другим материалом, который в данном случае называется **закладочным**. Образованный в выработанном пространстве массив из этого материала именуется **закладочным**.

Способ управления кровлей полной закладкой выработанного пространства является универсальным и может применяться в любых горно-геологических условиях.

В качестве закладочного материала может использоваться шахтная дробленая порода, песок, гравий, порода шахтных терриконов, отходы металлургического производства, обогатительных фабрик, золошлаки тепловых электростанций.

Закладочные материалы должны удовлетворять следующим требованиям:

- низкая стоимость;
- содержание горючих веществ не более 20%, отсутствие выделения вредных газов в выработанное пространство;
- минимальная усадка;
- минимальная абразивность и пылеобразование;
- размер кусков, не превышающий допустимых для данного вида закладки значений (1/3 диаметра трубопровода для пневматической закладки и 20 мм для гидравлической).

Управление кровлей полной закладкой рекомендуется применять при разработке пластов в **следующих условиях**:

- под застроенными территориями, промышленными сооружениями и водными объектами;
- при наличии труднообрушаемых или весьма неустойчивых кровель;
- на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, а также склонных к самовозгоранию.

Применение полной закладки выработанного пространства имеет ряд **преимуществ**:

- уменьшаются опускание кровли в призабойном пространстве и давление на крепь;
- уменьшаются утечки воздуха через выработанное пространство, что предотвращает опасность возникновения подземных пожаров из-за самовозгорания угля;
- улучшается устойчивость горных выработок;
- уменьшается опасность подработки и деформации зданий, сооружений на поверхности;
- создаются предпосылки для утилизации отходов угольного производства и создания безотходных технологий.

Основным **недостатком** способа является отсутствие удовлетворительной техники и технологии доставки закладочного материала в выработанное пространство очистного забоя. Кроме того, заметно увеличивается себестоимость добычи угля, поскольку необходимо добывать и доставлять в выработанное пространство закладочный материал, равный по объему добытому углю.

В зависимости от способа транспортировки и возведения закладочного массива при разработке пологих угольных пластов различаются **следующие виды закладки**:

- механическая (усадка 25 – 30 %);
- гидравлическая (усадка 10 – 15 %);
- пневматическая (усадка 10 – 20 %);
- твердеющая (усадка 3 – 5 %).

Качество закладочного массива характеризуется усадкой (в %), значения которой для каждого вида представлены в скобках.

Механический способ закладки выработанного пространства основан на использовании для транспортирования закладочного материала метательных машин и скреперов. Он имеет ограниченную область применения (в основном только для возведения околотрековых бутовых полос).

Наибольшее применение при разработке пологих угольных пластов получили гидравлический и пневматический способы закладки, перспективным направлением является использование твердеющих закладочных материалов.

6.5.2. Гидравлическая закладка

Гидравлическая закладка основана на использовании энергии потока воды для транспортировки и укладки породы в выработанное пространство.

Процесс гидравлической закладки включает подготовку закладочного материала, смешивание его с водой, гидротранспортирование пульпы по трубам к выработанному пространству, подготовку выработанного пространства к закладке, возведение закладочного массива, отвод, осветление и откачку воды на поверхность.

Для проведения закладочных работ на шахте оборудуется гидрозакладочный комплекс (рис. 6.6).

Смешивание породы с водой производится в специальных смесительных устройствах, оборудованных на поверхности шахты или на одном из верхних горизонтов. Закладочный материал транспортируется по трубопроводам, проложенным по стволу или шурфу и подземным выработкам. После выхода из трубопровода порода поступает в выработанное пространство, а вода отводится в отстойники и откачивается на поверхность.

Гидрозакладочные комплексы можно разделить на два типа:

- напор пульпы, который создается за счет разности высот между началом и концом пульповода без использования дополнительных источников энергии;
- напор пульпы, который повышается путем врезки в магистраль специальных гидронасосов.

Эффективность гидравлической закладки во многом зависит от гранулометрического состава и консистенции пульпы. Поэтому к пульпе предъявляются специальные требования.

Отношение твердого составляющего пульпы к содержащейся в ней воде (Т:Ж) при применении песка должно составлять от 1:1 до 1:1,5. При использовании более крупных материалов это соотношение достигает 1:6.

Гидравлическая закладка возможна в очистных забоях, оборудованных как индивидуальной, так и механизированной крепью.

Закладочные работы в очистных забоях, оборудованных индивидуальной крепью, состоят из двух основных операций: подготовки выработанного пространства к приему закладки и намыва закладочного массива. Подготовка к закладке включает возведение перемычек из дерева, ткани, металлической сетки и других материалов для отшивки закладочного массива от рабочего пространства, а также устройство дренажных каналов. Перемычки могут быть постоянными и передвижными.

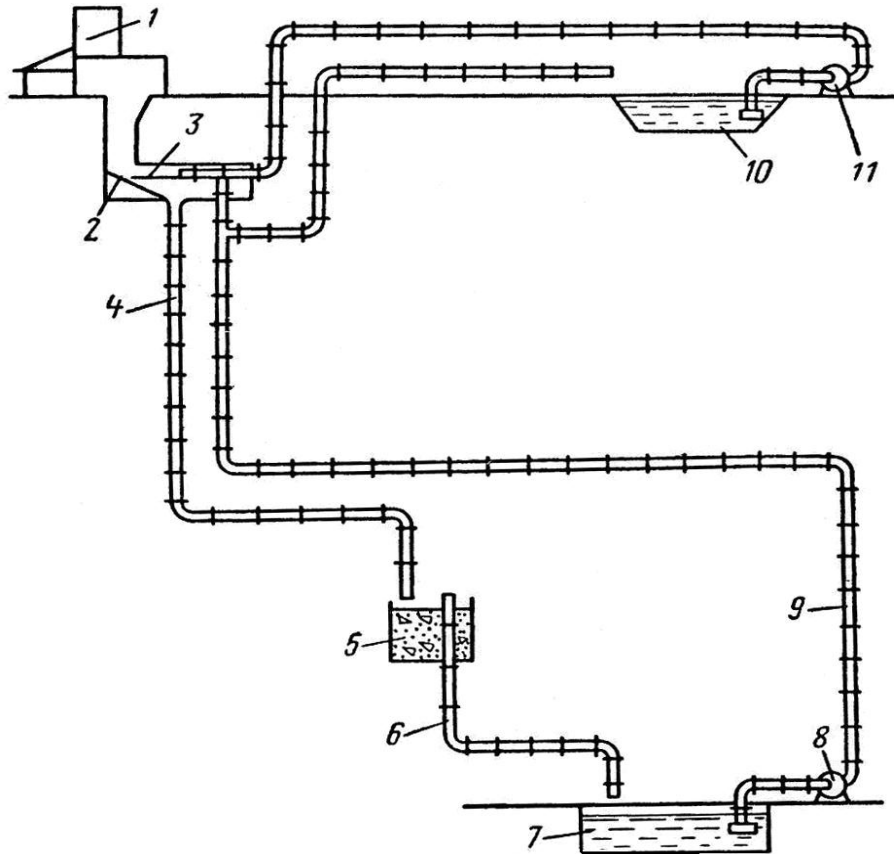


Рис. 6.6. Принципиальная схема гидравлического комплекса:

- 1 – приемный бункер; 2 – смесительная камера; 3 – гидромонитор; 4 – пульпопровод; 5 – закладочный массив; 6 – дренажная труба; 7 – подземный водосборник; 8 – насосы; 9 – трубопровод с осветленной водой; 10 – водоотстойник на поверхности; 11 – насосы для подачи воды в смесительную камеру

Ширина закладочного пространства (шаг закладки) определяется устойчивостью непосредственной кровли, свойствами закладочного материала и составляет 3 – 8 м.

Возведение закладочного массива может производиться при фронтальном и торцевом выпуске пульпы. В первом случае трубопровод подвешивается к верхнякам крепи или крепежным стойкам у кровли пласта, при этом через каждые 10 м оборудуются ответвления в сторону закладываемого пространства. Во втором случае закладочный трубопровод постепенно укорачивается по мере возведения закладочного массива.

Технология гидравлической закладки с применением механизированного комплекса апробирована при отработке угольных пластов Караганды

(Казахстан). Для механизации очистных и закладочных работ используется разработанный КНИУИ выемочно-закладочный комплекс КМГЗ, позволяющий отрабатывать пласты мощностью от 1,05 до 1,95 м. Закладочным материалом при гидрозакладке служила песчано-гравийная смесь. Технологическая схема разработки пластов с гидравлической закладкой выработанного пространства, применяемая на шахте, показана на рис. 6.7.

Особенностью данной технологии является необходимость выполнения дополнительных операций по осветлению и отводу отработанной воды.

В зависимости от системы разработки, применяемой механизации добычи угля, вида закладочного материала используются различные способы осветления и отвода воды. Различают возведение закладочного массива с предварительным и без предварительного обезвоживания (намывом). В первом случае пульпа проходит через водоотделитель, благодаря чему около 90 % отработанной воды поступает в водосборную емкость и отводится по трубам к аккумулялирующим водосборникам для повторного использования.

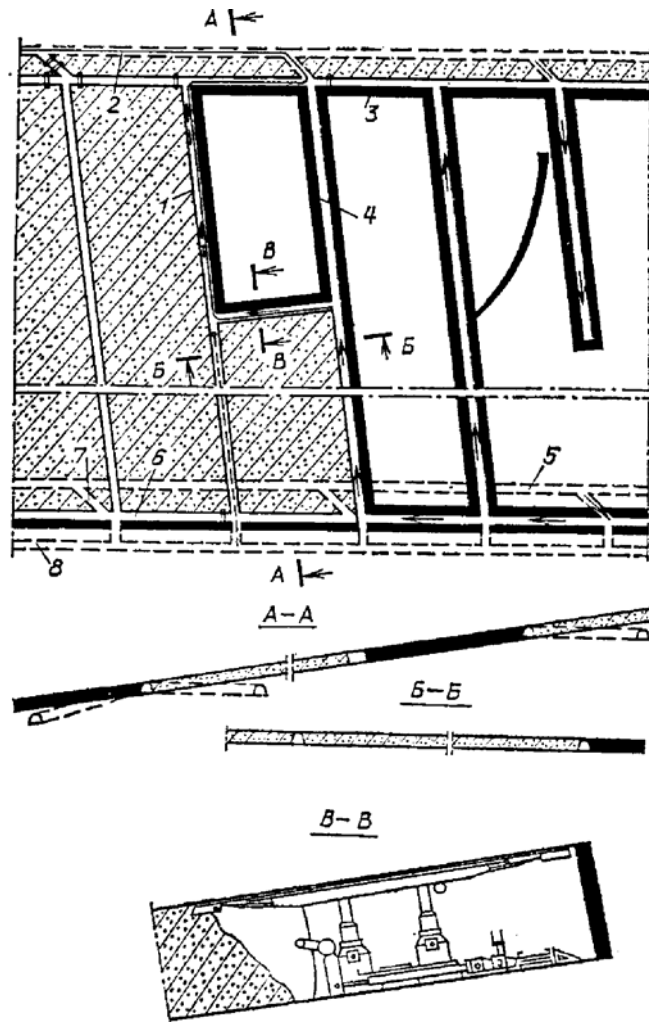


Рис. 6.7. Технологическая схема разработки пластов с гидравлической закладкой выработанного пространства:

1 – вентиляционный ходок; 2 – полевой вентиляционный штрек; 3 – вентиляционный просек; 4 – транспортный ходок; 5 – полевой откаточный штрек; 6 – транспортный просек; 7 – сбойка; 8 – закладочный пульпосборный просек

В случае возведения закладочного массива намывом отработанная вода естественным путем дренируется через поры закладочного массива и ограждения, выходит на откаточный горизонт и далее самотеком поступает по выработкам к околоствольному двору и в общешахтные водосборники вместе с шахтным притоком воды.

Преимуществами гидравлической закладки являются:

- высокая степень механизации;
- малая трудоемкость закладочных работ;
- простота оборудования;
- высокая производительность закладочного комплекса;
- небольшая величина усадки закладочного массива (10 – 15 %).

Основным недостатком гидравлической закладки является подача в шахту большого количества воды, которая увлажняет воздух, способствует заиливанию выработок, а также необходимость в дополнительных затратах на водоотделение, осветление и откачку воды.

6.5.3. Пневматическая закладка выработанного пространства

Суть способа состоит в том, что закладочный материал подается в выработанное пространство под действием сжатого воздуха.

Технологическая схема пневмозакладочных работ включает в себя следующие операции: добычу пустых пород для закладки, подготовку закладочного материала (дробление, грохочение и шихтовка), транспортирование закладочного материала к закладочной машине, пневмотранспортирование и возведение закладочного массива.

При пневматической закладке возможны следующие технологические схемы размещения основных составных элементов:

- с расположением дробильно-сортировочной установки и пневмозакладочной машины в подземных выработках;
- с расположением дробильно-сортировочной установки на поверхности, пневмозакладочной машины в подземных выработках.

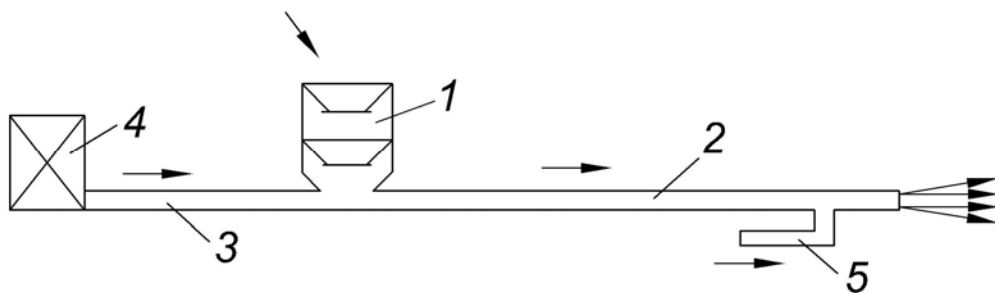


Рис. 6.8. Принципиальная схема пневмозакладочного комплекса:
1 – пневмозакладочная машина; 2 – пневмозакладочный трубопровод; 3 – трубопровод сжатого воздуха; 4 – компрессор; 5 – трубопровод для подачи воды

Чаще всего применяется первая из перечисленных схем, поскольку она позволяет уменьшить объемы выдаваемой из шахты породы.

Принципиальная схема пневмозакладочного комплекса показана на рис. 6.8.

Закладочный материал от дробильно-сортировочного пункта поступает в пневмозакладочную машину 1 и при помощи специального дозирующего устройства подается в пневмозакладочный трубопровод 2. Подача материала к месту возведения закладочного массива осуществляется сжатым воздухом, поступающим по трубопроводу 3 из компрессора 4 или соответствующей магистрали. Для уменьшения пылеобразования в закладочный трубопровод на расстоянии 10 – 15 м от его конца подается вода под давлением 0,1 – 0,15 МПа.

Основным элементом пневмозакладочного комплекса является пневмозакладочная машина. Распространены машины камерного и барабанного типов.

Пневмозакладочная машина камерного типа работает следующим образом (рис 6.9).

С помощью конвейера или питателя закладочный материал подается в приемную воронку 1. Клапан 2 периодически открывается, закладочный материал поступает в первую (верхнюю) камеру 3. Клапаны 4 и 2 заблокированы таким образом, что, когда один из них открыт, другой обязательно закрыт. В нижней камере 5 постоянно поддерживается рабочее давление воздуха 0,3 – 0,4 МПа и за счет шлюзования с помощью клапанов 4 и 2 в нее порциями поступает материал из верхней камеры. Равномерная подача материала к горловине закладочного трубопровода осуществляется с помощью дозирующего колеса 7. Управление механизмами машины и движением клапанов 4 и 2 происходит автоматически с помощью распределительного устройства и пневматических цилиндров 8.

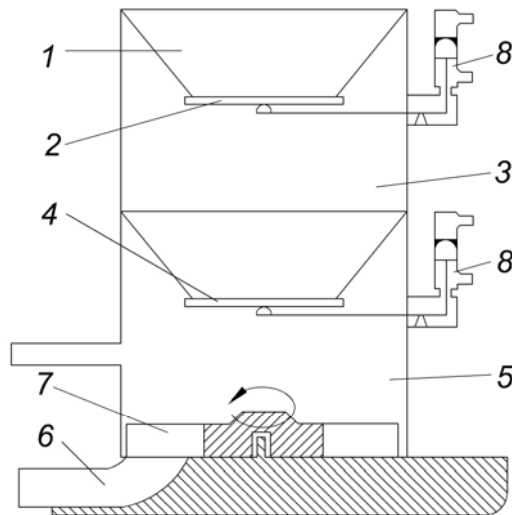


Рис. 6.9. Схема двухкамерной пневмозакладочной машины ДЗМ-2:
1 – приемная воронка; 2, 4 – клапаны; 3 – верхняя камера; 5 – нижняя камера; 6 – закладочный трубопровод; 7 – дозирующее устройство; 8 – пневматические цилиндры

Двухкамерная закладочная машина ДЗМ-2 конструкции института «Донгипроуглемаш», применяемая на шахтах, имеет производительность до 120 м³/ч, дальность транспортирования закладочного материала до 1500 м, расход сжатого воздуха на 1 м³ закладочного материала – 120 – 180 м³.

Барабанные пневмозакладочные машины работают следующим образом (рис. 6.10).

Закладочный материал поступает в приемную воронку, попадает в ячейки дозирующего колеса барабана 1 и подается в смесительную камеру 2. Смесительная камера соединена с одной стороны с трубопроводом сжатого воздуха, с другой – с закладочным трубопроводом. Поступающий в нее закладочный материал подхватывается струей воздуха и увлекается в закладочный трубопровод. Дозирующий барабан обычно имеет шесть-семь ячеек.

На шахтах использовались пневмозакладочные машины ПЗБ-200 отечественного производства, чешские машины ZP-200, ZS-240. Барабанные пневмозакладочные машины имеют производительность до 250 м³/ч, дальность транспортирования закладочного материала – до 500 м.

Недостатки барабанных закладочных машин состоят в малом радиусе их действия, повышенном износе. Их преимущество по сравнению с камерными заключается в компактности, которая позволяет легко передвигать машину вслед за подвиганием очистного забоя.

Преимуществом камерных закладочных машин по сравнению с барабанными является более высокая долговечность, большая длина транспортирования, меньший расход сжатого воздуха. Недостаток машин этого типа – большие размеры и связанная с этим необходимость в дополнительных затратах на сооружение камеры для их установки.

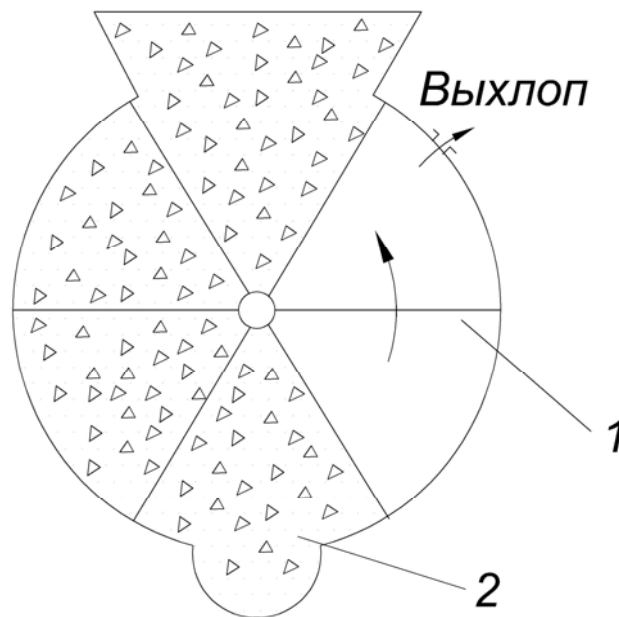


Рис. 6.10. Схема барабанной пневмозакладочной машины:
1 – барабан; 2 – смесительная камера

Для механизации закладочных работ, когда пластовые подготовительные выработки проводятся вслед за лавой, применяются дробильно-закладочные комплексы «Титан-1» и «Титан-1М». В состав комплекса «Титан-1» входят: дробильно-закладочная машина «Титан-1», передвижная воздуходувка ВП-70, закладочный трубопровод и передвижной распределительный пункт с электрооборудованием.

Дробильно-закладочная машина комплекса «Титан-1» представляет собой комбинированную установку, в которой дробилка расположена над закладочным устройством, предназначенным для шлюзования дробленой породы в поток сжатого воздуха. Разрушенная порода загружается в бункер дробильно-закладочной машины, где дробится до крупности 0 – 70 мм. Затем под действием силы тяжести направляется в закладочное устройство, откуда дробленая порода отдельными порциями поступает в поток сжатого воздуха, идущего от воздуходувки, и по закладочному трубопроводу транспортируется в выработанное пространство лавы, где и возводится закладочный массив.

Основным недостатком дробильно-закладочных машин является незначительная длина транспортирования, которая составляет 80 м для комплекса «Титан 1» и 100 м для комплекса «Титан-1М». В связи с этим машины этого типа применяются для возведения околоштрековых охранных полос или для полной закладки выработанного пространства лав незначительной длины (до 100 – 120 м при использовании двух закладочных машин на противоположных концах лавы).

Возведение закладочного массива осуществляется путем периодической выкладки узких (1,5 – 2,5 м) закладочных полос, параллельных очистному забою. Полосы возводятся вплотную одна к другой, чаще всего, начиная с нижней части лавы. Закладочные полосы могут быть разделены перегородками (отшивками) или непосредственно примыкать друг к другу.

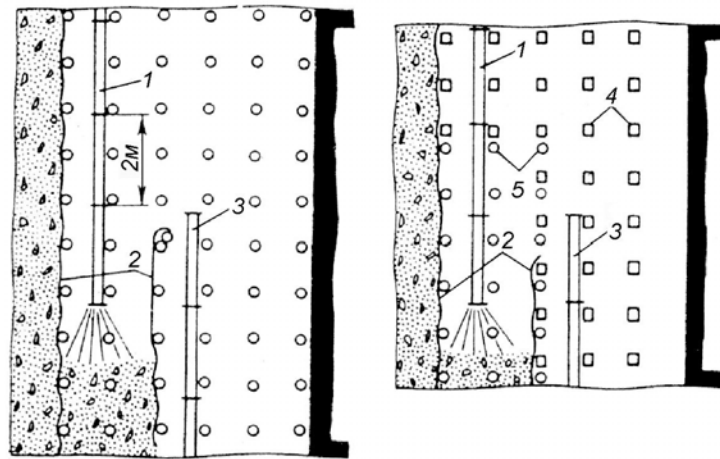
Технология возведения закладочной полосы во многом определяется видом крепи, применяемой в очистном забое. При работе с деревянной крепью, которая не извлекается и остается в закладочном массиве, обычно применяется следующая технологическая схема (рис. 6.11, а). Вдоль лавы, примерно посередине полосы прокладывается закладочный трубопровод. Рабочее пространство лавы отделяется от закладочной полосы перегородкой. По мере возведения полосы став укорачивается, снятые звенья труб укладываются на новой дороге, после этого монтируется новый пневмозакладочный трубопровод.

Применение в качестве основной крепи в очистном забое металлических индивидуальных стоек несколько видоизменяет описанную схему (рис. 6.11 б). В этом случае металлическую призабойную крепь перед извлечением заменяют на деревянную.

В качестве материала для закладочной перегородки чаще всего применяется металлическая сетка, реже – дерево или мешковина.

Возведение закладочного массива с использованием индивидуальных крепей является весьма трудоемким процессом, поэтому во многих странах действуют механизированные выемочно-закладочные комплексы, которые позволяют механизировать процесс закладки.

Институтом «Донгипроуглемаш» на базе механизированного очистного комплекса МКД-90 разработан очистной закладочный комплекс МКДЗ-90, который предназначен для механизации очистных и закладочных работ на пологих пластах мощностью 0,95 – 2 м (рис. 6.12).



а) б)

Рис. 6.11. Технология возведения закладочного массива:

а – при применении деревянной крепи; б – при применении металлической крепи;
 1 – пневмозакладочный трубопровод; 2 – закладочная перегородка; 3 – монтируемый трубопровод; 4 – металлическая призабойная крепь; 5 – деревянная крепь

Комплекс МКД390 отличается от серийно выпускаемого МКД-90 конструкцией секций механизированной крепи и наличием закладочного трубопровода.

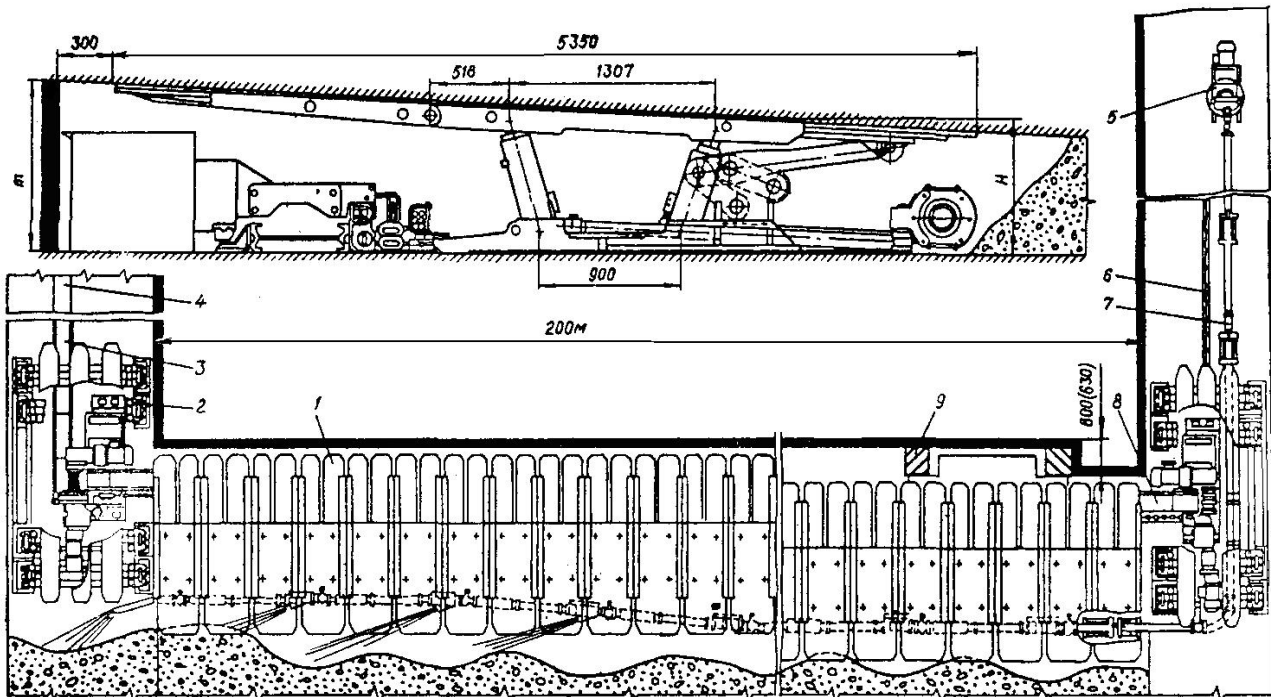


Рис. 6.12. Очистной закладочный комплекс МКД3-90:

1 – механизированная крепь КДЗ-90; 2 – крепь сопряжения КСД-90; 3 – перегружатель ПТКЗУ; 4 – ленточный телескопический конвейер; 5 – пневмозакладочная машина «Титан-1М»; 6 – комплекс управления; 7 – магистральный закладочный трубопровод; 8 – забойный скребковый конвейер СПЦ-162 или СПЦ-261; 9 – очистной комбайн КА-90, К-103 или РКУ-10

Секции крепи снабжаются обратными консолями, устанавливаемыми со стороны выработанного пространства, гидравлическими приспособлениями, служащими для передвижки закладочного трубопровода без разборки става. Закладочный лавный трубопровод имеет шаровые секции, обеспечивающие отклонение участков трубопровода на угол до 10° , и устройство бокового выпуска для разгрузки закладочного материала. Управление этим устройством осуществляется гидроблоком, расположенным на соседней секции механизированной крепи.

Пневматическая закладка может применяться в любых горно-геологических условиях при различных системах разработки.

Преимуществами пневматической закладки являются:

- простота возведения закладочного массива;
- сравнительно высокая плотность закладки (усадка массива составляет 15 – 25 %);
- высокий коэффициент заполнения выработанного пространства;
- благоприятные условия для комплексной механизации и автоматизации работ.

Основные недостатки пневматической закладки:

- значительное пылеобразование;
- большие капитальные затраты на закладочное оборудование;
- высокий расход сжатого воздуха;
- повышенные требования к закладочному материалу;
- быстрый износ трубопроводов.

6.5.4. Твердеющая закладка

Твердеющая закладка – это заполнение выработанного пространства закладочными смесями, способными схватываться в течение определенного времени и создавать монолитный искусственный массив.

Она подразделяется на литую и жесткую.

Литая твердеющая закладка приготавливается на поверхности и по трубам доставляется к устью лавы.

Жесткая твердеющая закладка представляет собой сухой закладочный материал из дробленой породы, который пневматическим способом транспортируется по трубам к лаве. На расстоянии 10 – 15 м от поворотного колена в транспортный трубопровод вводится раствор вяжущего вещества. В процессе совместного движения заполнитель и раствор вяжущего интенсивно перемешиваются.

Проведенные исследования подтверждают, что использование в качестве закладочного материала твердеющих смесей позволит значительно снизить смещение вмещающих пород и оседание земной поверхности. В качестве вяжущего материала в твердеющих смесях используется цемент. Учитывая значительные объемы извлечения запасов угля и высокую стоимость цемента, целесообразно применять твердеющие смеси на основе бесцементных вяжущих материалов. Для этой цели используются природные химические соединения (гипс, ангидрит, пирротин), молотые шлаки доменного производства, золошлаки тепловых электростанций и котельных на твердом топливе.

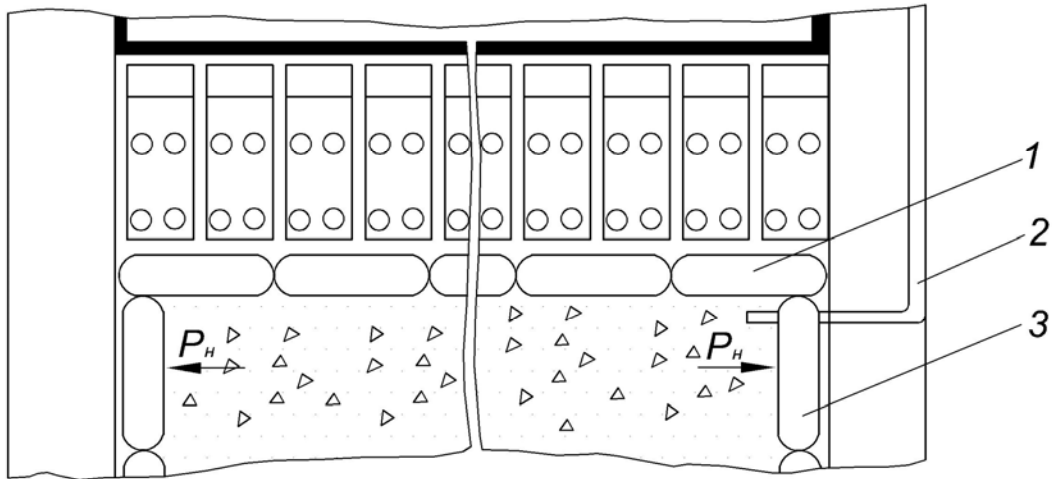


Рис. 6.13. Схема отработки пласта с твердеющей закладкой:

1 – поддерживающе-оградительная пневматическая крепь очистного забоя; 2 – закладочный трубопровод; 3 – поддерживающе-оградительная пневматическая крепь выемочных штреков

Преимущество литой твердеющей закладки от жесткой – это мельничный способ приготовления смеси, на основе которого возможны высокие показатели и качество массива, а также: высокая производительность (до 200 м³/ч); использование самотечного транспорта по лаве, меньший износ труб; высокая надежность; равномерное качество массива закладки (0,9 проектной прочности).

Однако литая твердеющая закладка требует значительных расходов на создание сетей для транспортирования закладочного материала с поверхности к месту возведения закладочного массива.

Твердеющая закладка широко применяется при разработке руд черных и цветных металлов, в том числе и в Украине, обеспечивая полную сохранность поверхности от оседания.

Использование твердеющей закладки влечет за собой необходимость создания ограждений (опалубки) для предупреждения проникновения жидкой закладки в рабочее пространство лавы и прилегающие подготовительные выработки. Эта проблема может быть решена с помощью пневматических конструкций из мягких оболочек, разработанных сотрудниками Национального горного университета (рис. 6.13).

6.6. Процессы разупрочнения труднообрушаемых пород

Для облегчения посадки основной труднообрушаемой кровли разработаны и действуют мероприятия активного и пассивного характера.

К пассивным с точки зрения воздействия на массив относятся мероприятия, направленные на усиление сопротивляемости крепи: применение комплексов с повышенным сопротивлением КМТ, ГКМТ, УКП и др., паспортов крепления с усиленной призабойной и посадочной крепями.

Активными мероприятиями являются гидрообработка пород кровли, передовое торпедирование, взрывогидроотбойка и др. Рассмотрим способы разрушения более подробно.

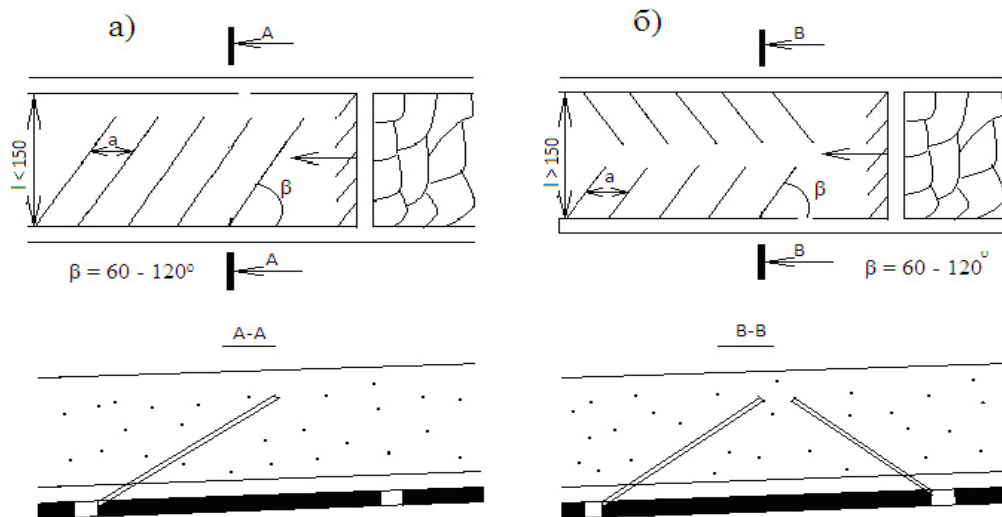


Рис. 6.14. Схемы заложения скважин для гидрообработки пород или передового торпедирования при длине лавы до 150 м (а) и более 150 (б)

Передовое торпедирование заключается в создании с помощью взрыва зон трещинообразования, благодаря которым облегчаются посадки основной кровли. При этом возможны различные схемы расположения скважин для торпедирования пород (рис. 6.14).

Гидроторпедирование предполагает закладку в скважины вместе с ВВ капсул с водой. Во время взрыва вода из капсул поступает под давлением до нескольких сотен МПа в трещины и микротрещины и разрывает породы основной кровли.

Схемы расположения скважин при гидроторпедировании и передовом торпедировании идентичны.

Контрольные вопросы к теме

1. Что такое управление горным давлением?
2. Перечислите существующие способы управления горным давлением.
3. В каких условиях применяется способ управления кровлей плавным опусканием?
4. Перечислите операции, которые выполняются при управлении кровлей полным обрушением с применением индивидуальных крепей.
5. Какие мероприятия необходимы для уменьшения осадок труднообрушаемых кровель при управлении кровлей полным обрушением?
6. В чем заключается суть способа управления кровлей частичной закладкой выработанного пространства?
7. Перечислите требования, предъявляемые к закладочным материалам.
8. Назовите преимущества гидравлической закладки.
9. Перечислите и охарактеризуйте типы пневмозакладочных машин.

7. ОХРАНА И ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В главе раскрыта проблема поддержания горных выработок. На основе промышленных наблюдений описано состояние подготовительных горных выработок на различных этапах эксплуатации, их общая характеристика.

Представлены способы охраны пластовых штреков от влияния очистных работ при различных горно-геологических условиях и особенности возведения охранных полос, их достоинства и недостатки.

Заключительная часть раздела посвящена геомеханическим методам повышения устойчивости горных выработок.

Используя материал раздела, справочную и научно-техническую литературу, студент должен уметь:

- классифицировать и сознательно использовать способы охраны горных выработок;*
- определять их конструктивно-функциональные особенности;*
- определять достоинства и недостатки охранных полос;*
- анализировать проявления горного давления;*
- оценивать влияние горно-геологических условий на способы разгрузки горного массива;*
- графически отображать схемы возведения охранных полос для различных условий.*

7.1. Затраты на поддержание горных выработок. Терминология

Подземные выработки – это артерии шахты, по которым транспортируется полезное ископаемое, осуществляется проветривание, перемещаются горнорабочие и др. Поэтому от их состояния зависит работа очистного забоя и, следовательно, шахты в целом.

В условиях Донецкого бассейна средняя несущая способность крепи за последние годы возросла более чем в 2 раза и составляет примерно 200 кН/м². Затраты на поддержание горных выработок выросли в 2,4 раза, стоимость крепления – в 2,3 раза, трудоемкость – в 2,5 раза и более.

Примерно в 92 % случаев применяется арочная податливая металлическая крепь, которая до сих пор возводится вручную.

подавляющее большинство подготовительных выработок, прилегающих к очистным забоям (приблизительно 75 %), охраняется без целиков. Повторное, а иногда и текущее их использование возможно только после ремонта. Стоимость работ составляет 30 – 35 %, трудоемкость – 25 – 50% от общей стоимости и трудоемкости сооружения наклонных и горизонтальных выработок. Поэтому чрезвычайно важно применять мероприятия, необходимые для уменьшения затрат на поддержание горных выработок.

Поддержание горных выработок – это содержание их в рабочем состоянии, а также выполняемые с этой целью работы: замена деформированных элементов крепи, выпуск отслоившейся породы, расширение сечения, замена затяжек, ремонт рельсового пути и пр. **Охрана горных выработок** – дополнительные мероприятия, направленные на повышение устойчивости выработки и улучшение условий работы крепи.

7.2. Состояние горных выработок на различных этапах эксплуатации

В процессе эксплуатации горная выработка находится вне зоны активного влияния очистных работ, и только небольшая ее часть, примыкающая к очистному забою, попадает под действие опорного горного давления.

Если выработка расположена вне зоны влияния очистных работ (рис. 7.1), то на нее действует неустановившееся горное давление и в течение примерно одного года происходит деформация, составляющая 60–80 % от общей величины.

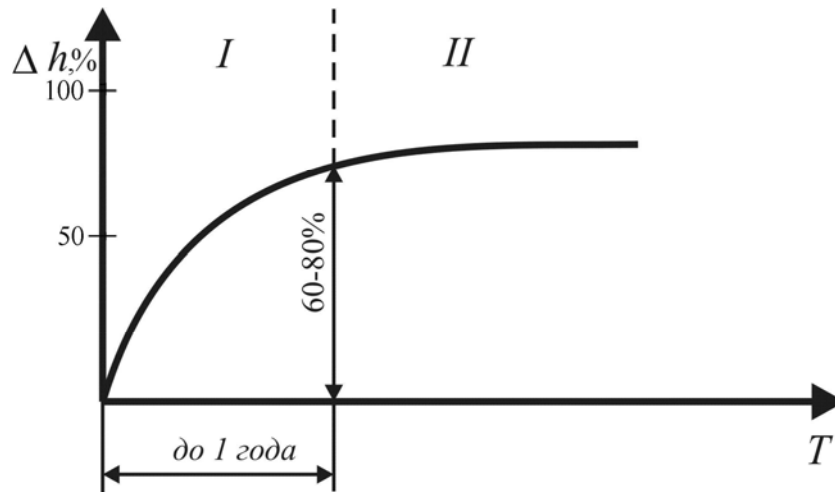


Рис. 7.1. Состояние выработки вне зоны активного влияния очистных работ: I, II – соответственно неустановившееся и установившееся (вторичное) горное давление; Δh – величина смещения; T – время

В последующем на выработку влияет установившееся (вторичное) горное давление и наблюдается ее медленная деформация. В итоге, по мере подвигания очистного забоя, пластовые выработки по всей своей длине подвергаются повышенному горному давлению.

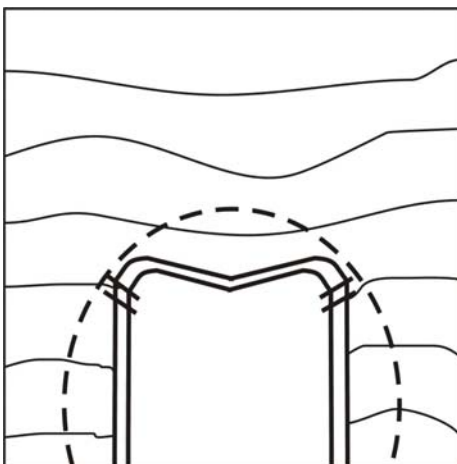


Рис. 7.2. Характер деформации крепи выработки при наличии слабых пород.
(Глинистый сланец $\sigma_{сж} = 42$ МПа)

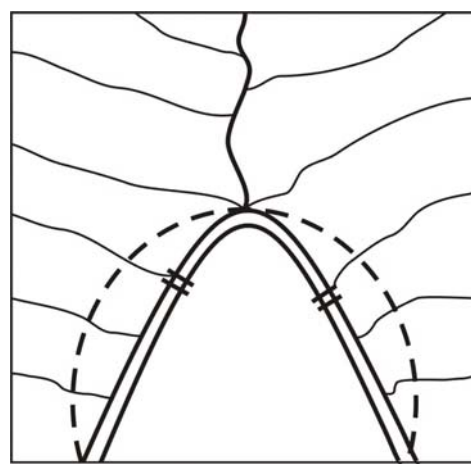


Рис. 7.3. Характер деформации крепи выработки при наличии прочных пород.
(Песчаник $\sigma_{сж} = 73$ МПа)

Характер деформации крепи зависит от прочности вмещающих пород. При наличии относительно слабых пород (рис 7.2) вертикальное горное давление больше горизонтального, что приводит к деформации верхняков штрековой крепи. При наличии прочных пород горизонтальное давление в 2 – 3 раза больше вертикального, что обуславливает смещение ножек крепи (рис. 7.3).

В районе ведения очистных работ штрек подвергается повышенному опорному горному давлению. При этом в нем выделяются три зоны (рис. 7.4).

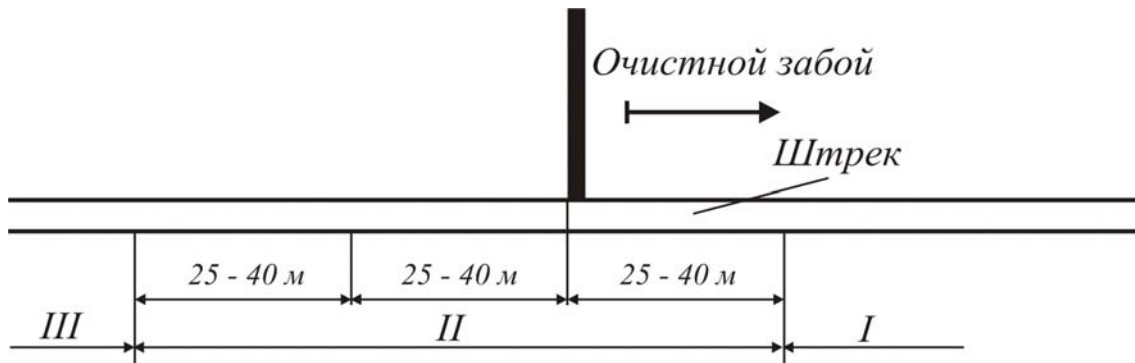


Рис. 7.4. Зоны влияния очистных работ

I. Зона, которая находится в массиве вне зоны непосредственного влияния очистных работ.

II. Зона активного влияния очистных работ. Здесь под каждый верхняк штрековой крепи устанавливается крепь усиления – ремонтна (гидравлическая или деревянная стойка соответствующей длины и диаметром 20 – 30 см).

III. Зона установившегося горного давления.

7.3. Охрана пластовых штреков от влияния очистных работ

7.3.1. Общие сведения

При столбовых системах разработки, когда два штрека по мере подвигания очистного забоя погашаются, на сопряжении лавы со штреком могут выкладываться деревянные костры, иногда – в сочетании с органной крепью (рис. 7.5).

С их помощью предотвращаются обрушения кровли в лаве на сопряжении с прилегающей выработкой.

Если не сделать этого, то обрушивающаяся порода существенно осложнит процесс извлечения металлической крепи и погашение штрека. На ряде шахт вместо деревянных костров использовались пневматические. Схема их установки показана на рис. 7.6.

Применение пневматических костров сокращает расход лесоматериалов и трудоемкость работ на концевых участках лавы. Кроме того, благодаря большому начальному распору, уменьшается величина деформации штрековой крепи и облегчается процесс ее извлечения.

Пневматические костры устанавливаются на берме через 0,8 – 1,0 м между рамами штрековой крепи. По мере подвигания очистного забоя последний костер извлекается и устанавливается перед первым костром. Для

охраны пластовых штреков с целью повторного использования возводятся различные искусственные сооружения – костры (бутокостры), бутовые полосы, железобетонные и газобетонные плиты, литые полосы из твердеющих смесей (возможно применение анкерного крепления).

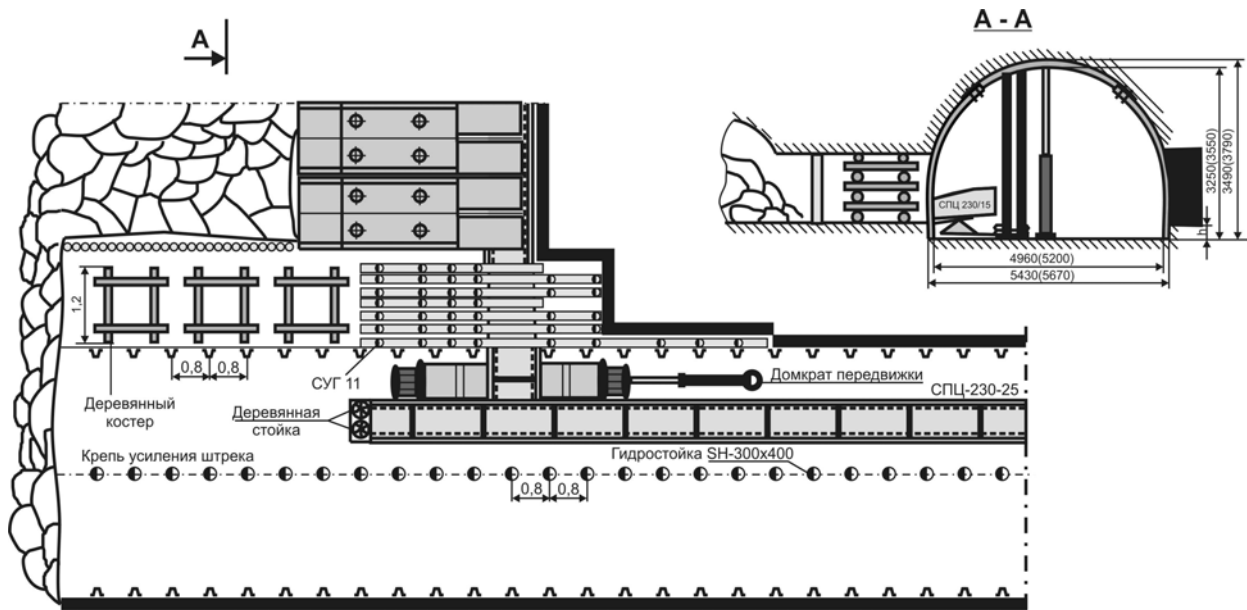


Рис. 7.5. Охрана штрека деревянными кострами при его погашении

* Берма – участок почвы пласта в лаве (1÷2 м), примыкающей к штреку

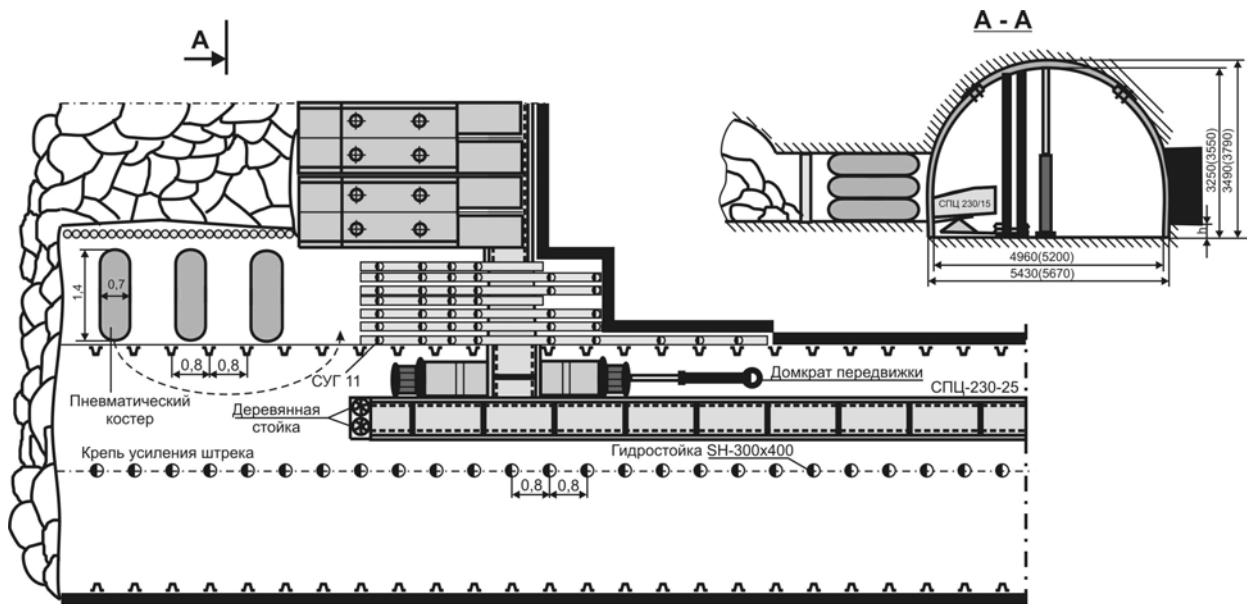


Рис. 7.6. Охрана штрека пневматическими кострами при погашении

Кроме того, укрепляется кровля на сопряжении лавы со штреками химическим способом – в трещиноватые породы через шпур нагнетаются скрепляющие составы. Иногда применяется комбинация этих способов – литые полосы с железобетонными плитами, газобетонные плиты с анкерами и др.

7.3.2. Процессы при охране штрека деревянными и бутокострами

Деревянные костры используются, как правило, при погашении штрека. Они выкладываются из круглого леса диаметром 12÷18 см и по мере извлечения штрековой крепи остаются в выработанном пространстве.

При достаточно прочных породах кровли для охраны штрека и повторного его использования иногда применяются бутокостры, которые представляют собой деревянные костры, заполненные породой.

При этом их несущая способность существенно увеличивается. Бутокостры устанавливаются в два ряда (рис. 7.7) с расстоянием по осям 2 м. Для предупреждения распространения обрушения кровли в сторону штрека перед бутокострами пробивается однорядная или двухрядная органная крепь.

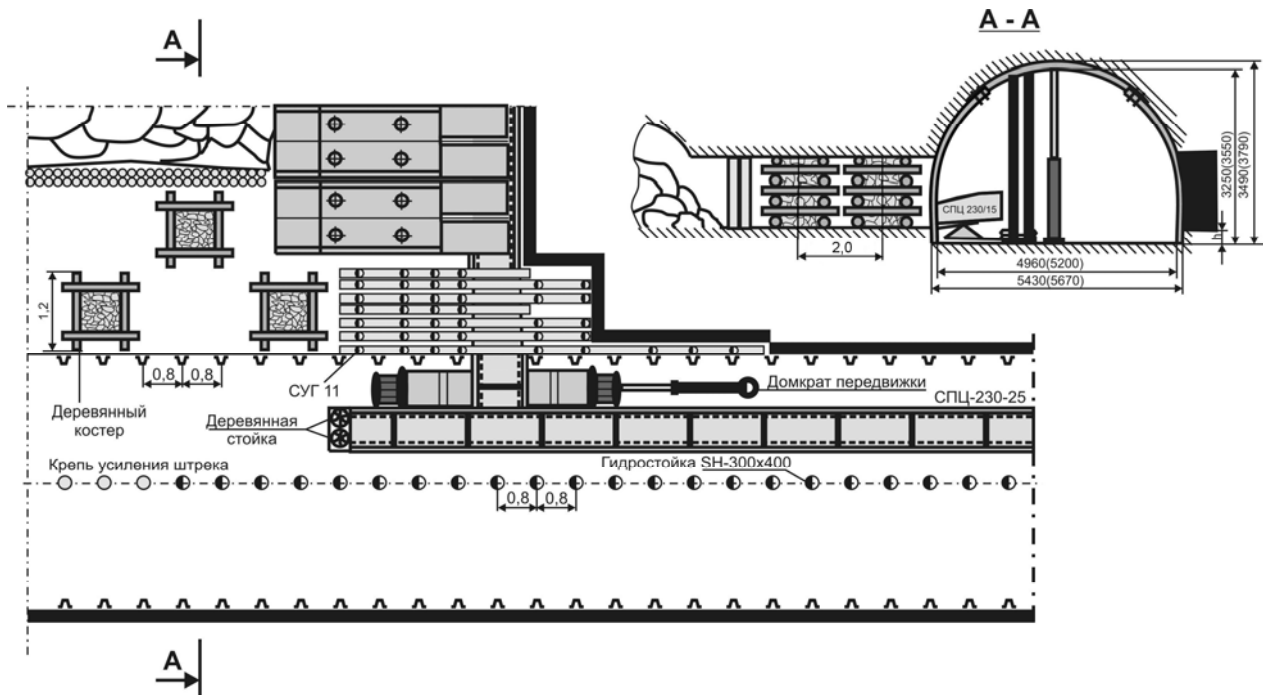


Рис. 7.7. Охрана штрека деревянными и бутокострами

Недостатком данного способа охраны является большая податливость костров, что негативно сказывается на сохранности выработки.

7.3.3. Охрана штреков бутовыми полосами

При сплошной системе разработки длина откаточного и вентиляционного штреков по мере подвигания очистного забоя увеличивается. Поэтому штреки необходимо использовать до полной отработки выемочного столба. Они охраняются в основном посредством бутовых полос. Порода для выкладки бутовой полосы возле вентиляционного штрека, который проходится вслед за лавой, получается после подрывки при проведении этого штрека. Для закладки пород в выработанное пространство используются скреперные закладочные комплексы ЗК-02, ЗК-03 или пневматические дробильно-закладочные комплексы «Титан-1» или «Титан-1М».

Бутовая полоса шириной 6÷8 м над откаточным штреком выкладывается из породы, добываемой в бутовом штреке. Для этого в кровле пласта бурятся

шпурсы, которые заряжаются и взрываются. Из обрушенной породы выбираются крупные куски, из которых выкладываются стенки (рис. 7.8), образующие породный ящик. Затем в него с закрепленной части кровли засыпается мелкая порода в породный ящик.

После полного заполнения мелкой породой выработанного пространства из крупных кусков породы выкладывается верхняя стенка бута.

Недостатком этого способа является повышенная трудоемкость ручных работ. Кроме того, бутовая полоса характеризуется большой податливостью с вытекающими отсюда негативными последствиями.

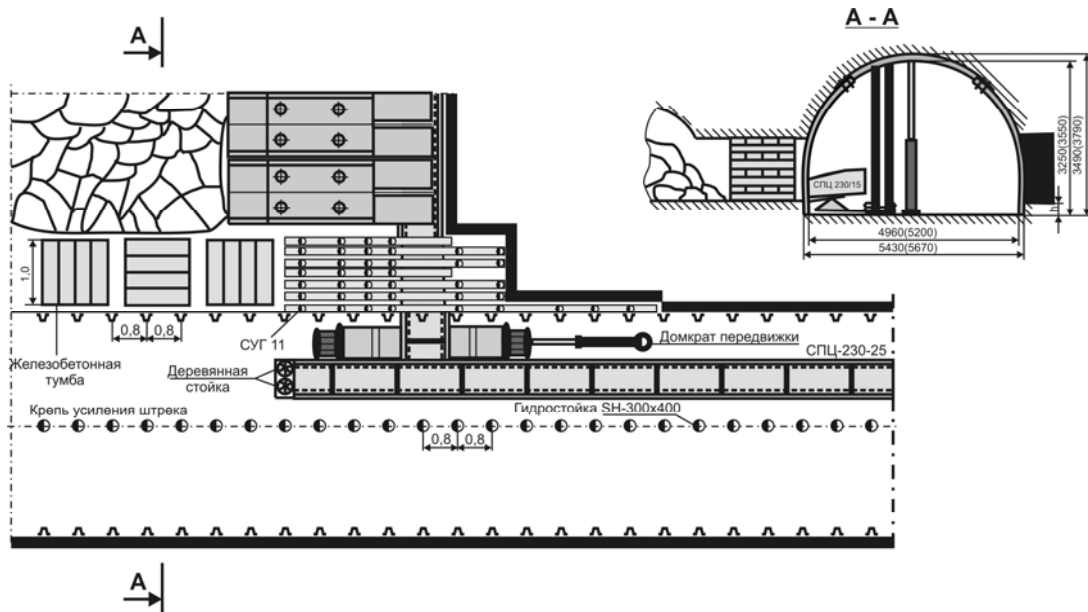


Рис. 7.8. Охрана штрека железобетонными (газобетонными) тумбами

7.3.4. Охрана штрека железобетонными и газобетонными тумбами

Железобетонные тумбы, в отличие от деревянных костров и бутовой полосы, являются жесткой крепью, не обладающей податливостью.

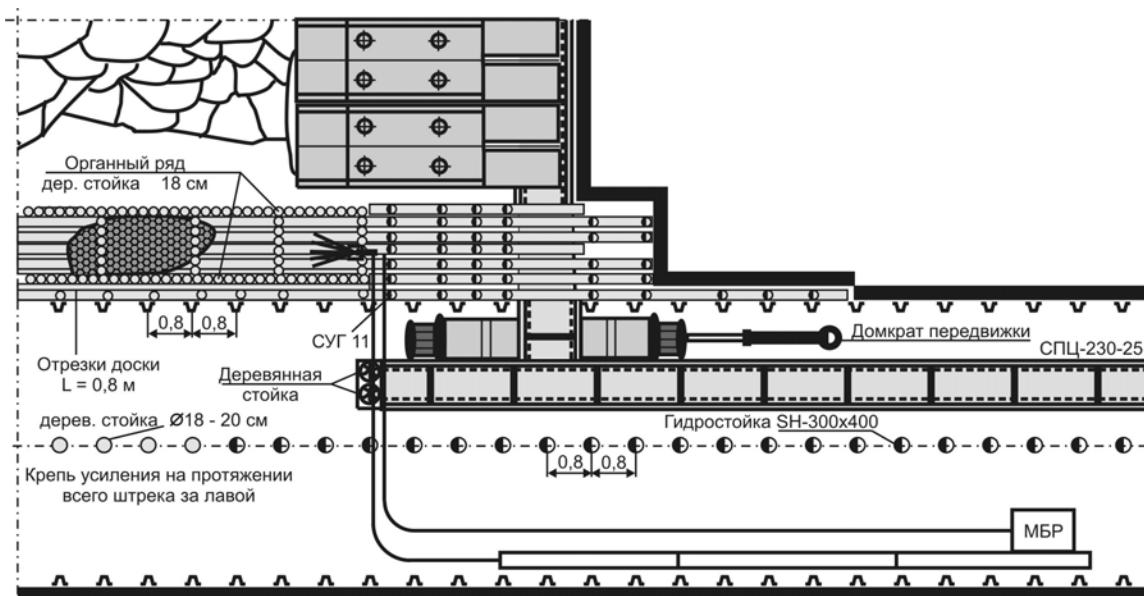


Рис. 7.9. Технологическая схема возведения литой полосы с использованием пневматических машин

Поэтому со стороны выработанного пространства органная крепь не пробивается. Тумбы выкладываются в выработанном пространстве лавы со штреком из железобетонных плит, имеющих следующие размеры: длина – 1,0 м; ширина – 0,3 м; высота – 0,1 м (рис. 7.8).

Дороговизна цемента стала причиной того, что для изготовления плит начат поиск более дешевых наполнителей (доменные шлаки, керамзит, зола-унос тепловых электростанций и др.) При этом уменьшается вес блоков и, следовательно, трудоемкость возведения тумб, а также их стоимость.

Газобетонные тумбы выпускаются двух типоразмеров:

Типоразмеры	Длина, м	Ширина, м	Высота, м
I типоразмер	0,6	0,3	0,2
II типоразмер	0,6	0,4	0,1

Шахтные испытания показали хорошие эксплуатационные свойства газобетонных тумб.

7.3.5. Охрана штрека литыми полосами

Суть способа заключается в том, что на сопряжении лавы в выработанном пространстве по мере подвигания очистного забоя от почвы до кровли возводится сплошная полоса из твердеющих смесей.

Ширина полосы, в зависимости от типа основной кровли по нагрузочным свойствам (A_1 – легкообрушаемая; A_2 – среднеобрушаемая; A_3 – труднообрушаемая), принимается равной соответственно 0,7; 1,0 и 1,2 мощности пласта. Однако при любой кровле она не должна быть менее 1,0 м.

По сравнению с другими способами охраны литые полосы из твердеющих смесей имеют следующие преимущества:

- высокий уровень механизации работ по сооружению полосы с использованием серийного оборудования;
- большая несущая способность и, как следствие, уменьшение величины деформации кровли и нагрузки на крепь;
- надежная изоляция выработанного пространства, препятствующая утечке воздуха.

Поэтому использование быстротвердеющих материалов для возведения охранных полос при высоком уровне механизации работ по их укладке является перспективным направлением.

Охрана выработок литыми полосами из твердеющих смесей может применяться при любой системе разработки – при разработке пластов мощностью 1,2÷2,2 м по простиранию, падению или восстанию, а также углу падения до 30°.

Для возведения полос из твердеющих смесей применяются два способа – пневматический и гидромеханический.

Таблица 7.1

Характеристики нагнетательного оборудования для возведения полос из твердеющих смесей

Показатели	Оборудование									
	Пневматические машины					Гидромеханические машины				
	СБ-67	ПБМ-2Э	БМ-60	БМ-68	МБР	СО-10А	«Монолит-2»	МБМ-3	MONO WT -	
Техническая производительность, м ³ /ч	4	6	3	5–6	5,7	6	8	6	10–15	
Технологическая производительность, м ³ /см	10	16	10–11	16–18	18	12	20	16	60–90	
Вместимость по загрузке, м ³	0,35	2,0	–	–	–	–	–	0,25	–	
Размер фракций наполнителя, мм	20	10	25	40	20	15	10	5	63	
Максимальное давление нагнетания, МПа	0,5	0,23	0,2–0,5	0,4–0,5	0,5–0,6	1,0	1,5	2,0	0,6	
Дальность подачи, м:	по горизонтали	200	200	200	250	300	200	50	100	300
	по вертикали	35	–	30	100	10	40	–	20	80
Габаритные размеры,	длина	2000	3400	1740	1450	1080	1040	2100	1960	3000
	ширина	850	1270	1100	850	760	570	660	1160	900
	высота	1600	1680	1600	1680	880	1025	980	1230	600
Масса, кг	1000	3100	900	820	350	400	444	1300	750	

Таблица 7.2

Характеристика смесителей и растворомешалок

Тип	Параметры				
	Вместимость по загрузке, м	Габаритные размеры, мм			Масса, кг
		длина	ширина	высота	
Смесители:					
СО-46А	0,065 – 0,080	1535	665	1130	210
СБ-43	0,18	1470	585	895	160
СБ-133	0,1	1120	660	1000	180
Растворомешалки:					
ПРМ-350	0,35	1200	1200	1200	200
РМ - 500	0,5	1500	1400	1300	350
РМ - 750	0,75	2000	1100	1000	512

Оборудование для возведения полос из твердеющих смесей, характеристики смесителей и растворомешалок приведены в табл. 7.1 и 7.2.

При пневматическом способе твердеющая смесь в сухом виде по трубам с помощью сжатого воздуха транспортируется к месту возведения полосы, где затворяется водой и подается за опалубку. Образующаяся смесь быстро схватывается при низком водовяжущем отношении, получается высокое качество полосы за счет повышения плотности укладываемого материала и заполнения пустот. К преимуществам следует отнести также возможность транспортирования смеси на значительное расстояние и отсутствие необходимости тщательной изоляции опалубки. Недостатки этого способа – пылеобразование и ускоренный износ трубопроводов (рис. 7.9).

При гидромеханическом способе возведения литой полосы твердеющая смесь в виде пульпы транспортируется по трубопроводу. Преимущества способа – относительная простота и высокая производительность оборудования. Однако при этом оборудование должно располагаться непосредственно возле лавы.

При пневматическом способе возведения полос простая опалубка – это два ряда органной крепи, установленных друг от друга на расстоянии, равном принятой ширине полосы. Органная крепь пробивается после каждого цикла выемки угля в лаве, а полоса возводится через каждые два цикла. Со стороны штрека органка обшивается обрезками досок.

Технологическая схема возведения полосы из твердеющих смесей посредством пневматических машин показана на рис. 7.10.

При гидромеханическом способе возведения литой полосы опалубка из органной крепи возводится так же как и при пневматическом. Кроме того, кровля между рядами органной крепи крепится отрезками доски толщиной 40 мм или брусом сплошную.

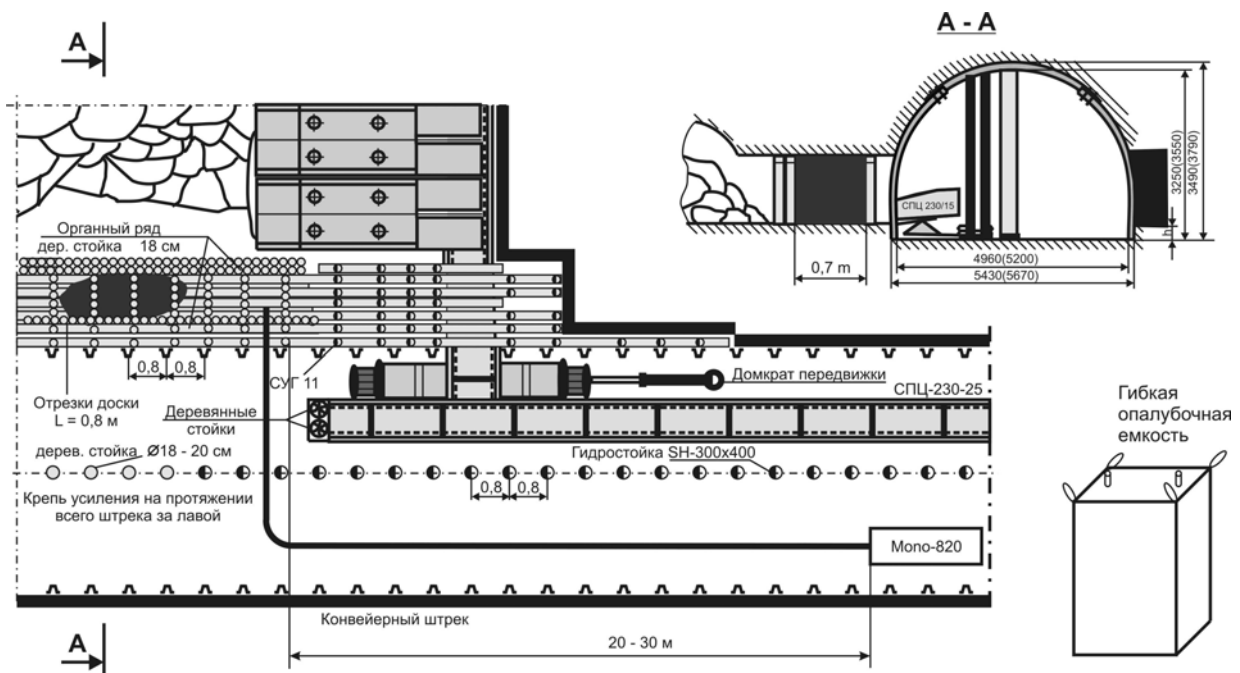


Рис. 7.10. Технологическая схема охраны выемочного штрека литых полос с использованием гидронасосов по мокрому способу

В стойки органной крепи, максимально близко к кровле, вбиваются гвозди, на которые подвешиваются емкости (мешки), которые будут заполнены минерально-цементным вяжущим веществом.

Емкости, соответствующие размерам возводимой полосы (высота, ширина), имеют два отверстия – для подачи раствора и отвода воздуха. Раствор нагнетается с помощью насосного агрегата MONO WT-820 и многоцелевой бетоноукладочной машины МБМ-3.

Разработано несколько технологических схем возведения полос с указанным оборудованием. Все они предполагают, что со стороны штрека пробивается однорядная органная крепь, с другой стороны – однорядная или двухрядная.

Технологическая схема охраны штреков с опалубкой из однорядной или двухрядной органной крепи представлена на рис. 7.10.

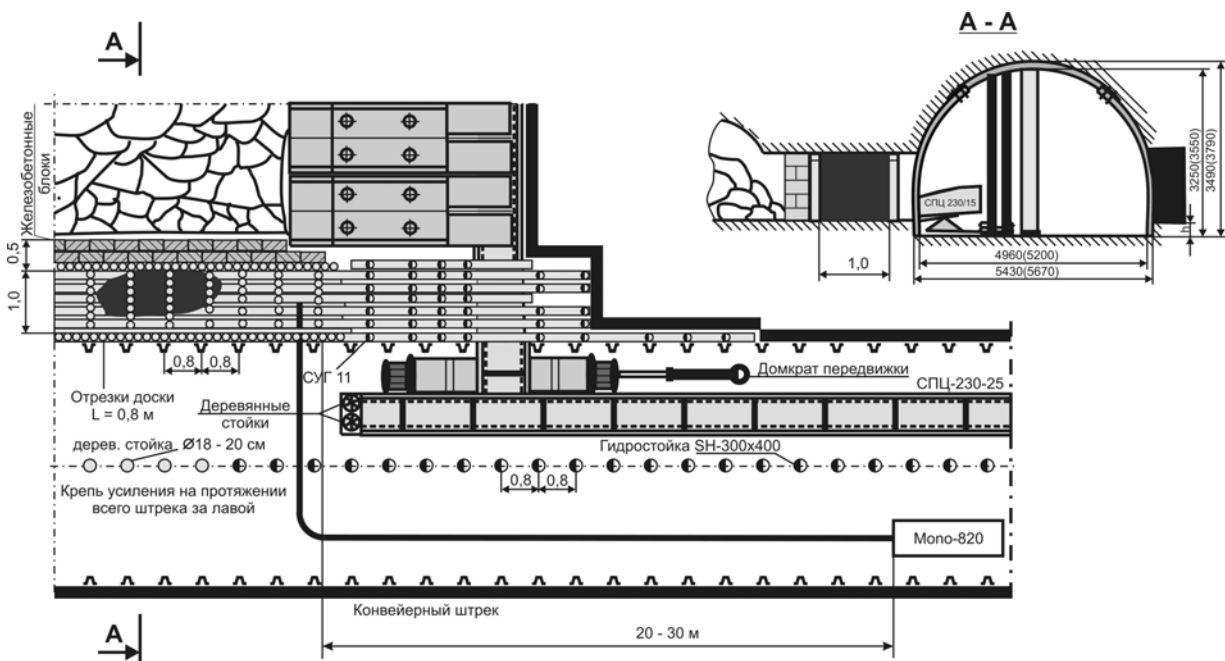


Рис. 7.11. Технологическая схема охраны выемочных штреков литыми полосами с выкладкой со стороны выработанного пространства стенки из железобетонных блоков

При наличии опалубки из двух рядов однорядной органной крепи со стороны выработанного пространства предварительно сооружается полоса из железобетонных блоков длиной 0,4 – 0,5 м, которая возводится по примеру кирпичной кладки на растворе. Эта технологическая схема представлена на рис. 7.11.

Рассмотренные схемы охраны штреков позволяют использовать их повторно.

7.4. Способы повышения устойчивости горных выработок

7.4.1. Создание монолитного массива «крепь – порода»

Как уже отмечалось, выработки крепятся в основном арочной трехзвенной податливой крепью. При ее установке ножки и верхняк практически не контактируют с породой, а удерживаются в выработке за счет

планок, которыми соединяются между собой рамы крепи. Для предупреждения попадания отслоившейся породы в штрек производится установка затяжки из дерева или бетонных плит. За рубежом вместо затяжек применяется сетка Рабица, которая встречается уже и на шахтах Украины. Затяжка и сетка, как и рама крепи, почти не соприкасаются с породой, а также не препятствуют деформации горного массива. Крезь начинает воспринимать нагрузку тогда, когда горный массив пришел в движение. Она не в состоянии препятствовать горному давлению, что приводит к ее значительной деформации. Многочисленными исследованиями установлено, что монолитный массив «крепь – порода» в несколько раз повышает несущую способность крепи.

Он создается посредством заполнением закрепного пространства дробленой породой или твердеющими смесями.

С технологической точки зрения использование дробленой породы для забутовки закрепного пространства приносит немало трудностей. Заполнение пустот вручную – весьма трудоемкий и утомительный процесс. Для механизации данных работ сконструирована забутовочная машина МЗ-3, которая с помощью сжатого воздуха по трубам подает щебенку в закрепное пространство. Однако стоит отметить, что с помощью забутовки дробленой породой невозможно достичь желаемой монолитности массива «крепь – порода» из-за наличия пустот между отдельными кусками щебенки.

Наиболее прогрессивным с технологической и технической точки зрения является заполнение закрепного пространства твердеющими смесями. Такой способ создания монолитного массива «крепь – порода» повсеместно применяется во время строительства метрополитенов, а также при проведении магистральных штреков, срок службы которых весьма велик.

Для предупреждения просачивания жидкой твердеющей смеси в выработку места стыковки железобетонных затяжек тщательно заделываются глинистым раствором.

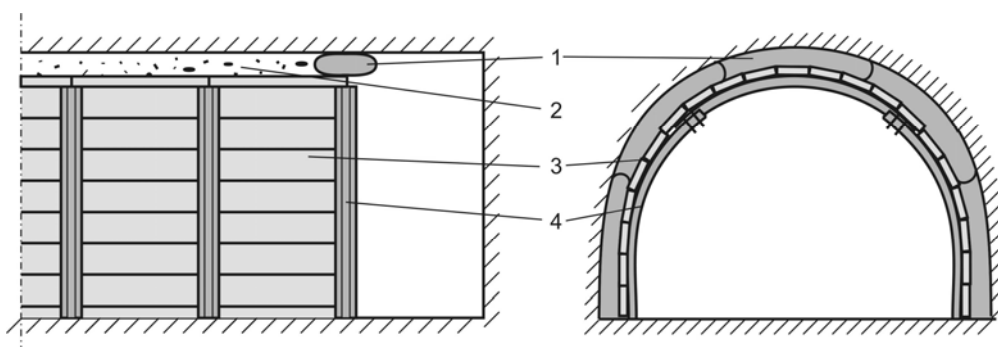


Рис. 7.12. Схема установки торцевой пневматической опалубки:

1 – пневматическая опалубка; 2 – твердеющая смесь; 3 – железобетонная затяжка; 4 – арочная крепь

Изоляция торца последней рамы крепи осуществляется посредством установки деревянных досточек, пакли и других подручных материалов. Процесс изоляции торца – весьма кропотливая работа, отбирающая много времени. Для совершенствования процесса разработана торцевая

пневматическая опалубка, которая успешно применяется на строительстве метрополитенов, а также прошла удачные испытания при проведении магистральных штреков.

Торцевая опалубка состоит из мягких оболочек, которые устанавливаются между рамой крепи и породой. При заполнении сжатым воздухом поверхность мягкой оболочки плотно облегает все неровности кровли и крепь, надежно изолируя закрепленное пространство от выработки. Время процесса исчисляется минутами. Схема установки торцевой пневматической опалубки представлена на рис. 7.12.

Контрольные вопросы к теме

1. Дайте определения терминам «поддержание горных выработок» и «охрана выработок».
2. Какие зоны можно выделить в прилегающей к лаве выработке в зоне влияния очистных работ?
3. Перечислите варианты искусственных сооружений для охраны пластовых штреков.
4. Какие способы применяются для возведения полос из твердеющих материалов?

8. ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ, КРУТОНАКЛОННЫХ И КРУТЫХ ПЛАСТОВ

В главе рассмотрены вопросы отработки крутонаклонных и крутых пластов отбойными молотками.

Изложены общие сведения о комбайнах и щитовых агрегатах, а также технологические схемы для разработки крутонаклонных и крутых пластов.

Рассмотрена методика расчётов размеров рабочего и магазинного уступов.

8.1. Общие положения

Горно-геологические и горнотехнические условия залегания наклонных (от 19° до 35°), крутонаклонных (от 36° до 55°) и крутых (более 55°) пластов отличаются от таковых при пологом залегании. При таких углах залегания пластов, уголь самотёком движется по лаве, поэтому необходимость в конвейерах отпадает; в очистном забое приходится управлять не только породами кровли, но и породами почвы, которые могут сползать; значительное количество угольных пластов склонны к внезапным выбросам; применение механизированных крепей при подвигании очистного забоя по простиранию проблематично из-за их постоянного сползания вниз, а различные якорные устройства не эффективны.

В связи с этим, в настоящее время добыча угля на таких пластах производится в основном (до 80 %) вручную – отбойными молотками, а оставшиеся 20 % – комбайнами с индивидуальным креплением и агрегатами.

8.2. Оработка крутонаклонных и крутых пластов отбойными молотками

Оработка пластов отбойными молотками производится, как правило, потолкоуступными и реже почвоуступными забоями (рис. 8.1).

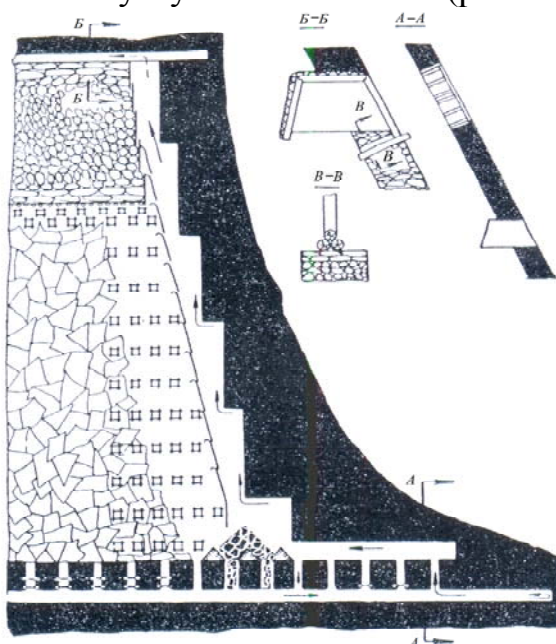


Рис. 8.1. – Оработка пластов отбойными молотками потолкоуступными забоями

При таком способе выемки рабочее место каждого забойщика находится под защитой нижней части вышележащего уступа. Уголь, отбитый работающим выше забойщиком, скатывается вниз, не задевая рабочего, находящегося ниже.

Длина уступов зависит от крепости угля, мощности пласта и устойчивости вмещающих пород и колеблется в пределах 6 – 12 м. Расстояние от забоя одного уступа до забоя второго называется растяжкой уступа, а между первым и последним – растяжкой уступов: в лаве. По высоте уступ делится на технологические зоны: куток, спасательная ниша, ножка, перекрыша, забой уступа и предохранительный полок (рис. 8.2).

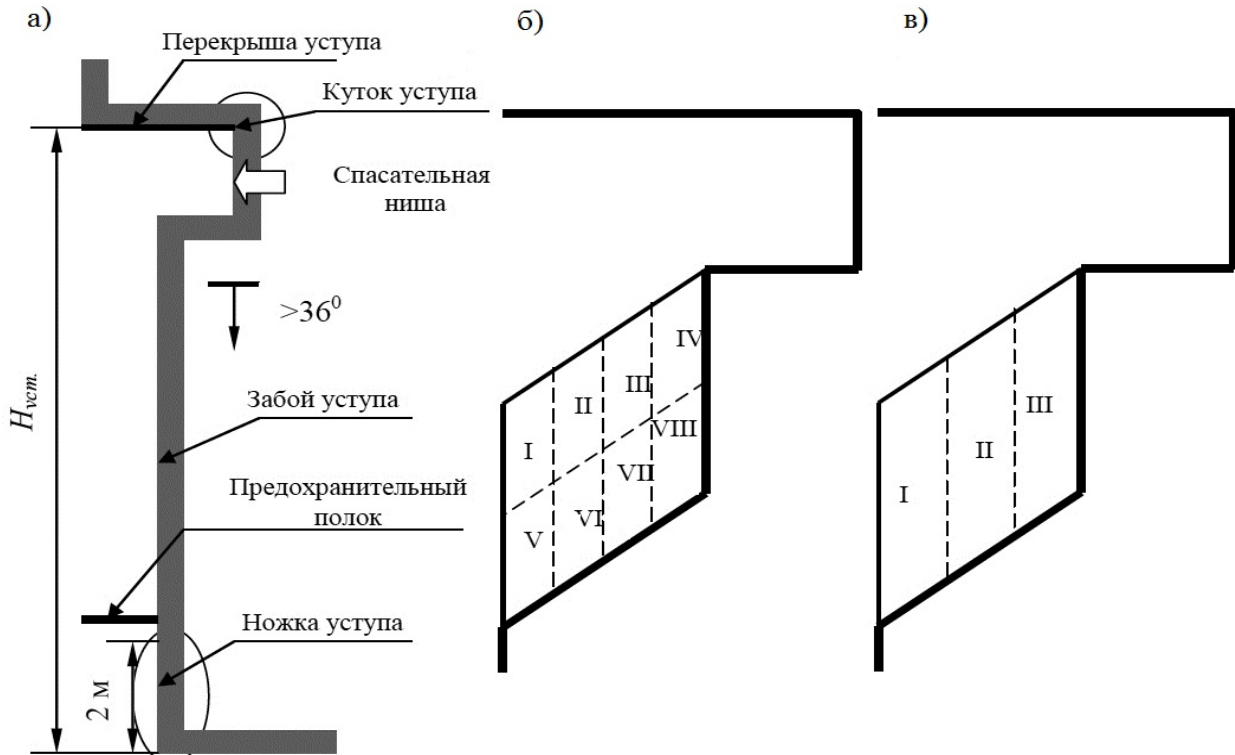


Рис. 8.2. – Схема расположения элементов уступа и последовательности отбойки угля в кутке уступа: а) технологические зоны уступа; б) отбойка отдельными площадями; в) отбойка полосами

Отбойка угля в уступе ведется полосой 0,9 – 1,0 м сверху вниз. Выемка в уступе начинается с отбойки угля в спасательной нише верхнего кутка, забой которой опережает забой уступа на 0,9 – 1,8 м. В этом месте уголь наиболее прочный, так как имеет одну плоскость обнажения. Отбойка осуществляется в «лоб» забоя, молоток располагают перпендикулярно к нему и вес молотка приходится на забойщика. Эта операция очень трудоемкая и непроизводительная. Отбойку в кутке начинают на 0,8 – 1,0 м ниже перекрыши уступа, что дает возможность в дальнейшем разворачивать отбойный молоток и использовать его массу.

Перед началом выемки угля в уступе у ножки из обополов сооружается предохранительный полок, чтобы не травмировать ниже работающего забойщика скатывающимся углем. Такой же полок рабочий сооружает на стойках крепи на высоте своего роста. После отбойки угля в кутке уступа на

высоту 2,0 м и шириной 0,9 – 1,0 м приступают к креплению перекрыши стойками и затягивают на всю мощность пласта обаполами. Ими же перекрывают почву и кровлю пласта.

Отбойка угля в забое уступа зависит от структурного строения пласта. При простом строении пласта отбойку угля ведут отдельными площадями (рис. 8.2, б). Последовательность отбойки показана цифрами I – VIII. В условиях недостаточно устойчивых пород и наличия мягких пачек угля вначале делается подбой (вруб) на глубину 0,3 м и длиной до 2,0 м. Затем отбивают оставшийся уголь отдельной полосой. Последовательность отбойки полос показана цифрами I – III на рис. 8.2, в. После снятия полосы длиной 2 м приступают к креплению выработанного пространства комплектами крепи. Комплект крепи состоит из трех деревянных стоек и двух обаполов. Обапола укладывают по падению у почвы и кровле пласта и между ними забивают стойки с усилием, которое создает предварительный распор 1000 – 1500 кН. Затем продолжают выемку угля в оставшейся части уступа. Ножка уступа крепится двойным комплектом.

Лесоматериалы в забое доставляют вручную и раскладывают их по уступам в период ремонтно-подготовительной смены. Этот процесс очень важен, поскольку необходимо учитывать горно-геологические условия каждого уступа и производственную ситуацию.

Призабойная крепь: при потолкоуступной форме забоя применяют деревянную призабойную и специальную крепи. На крутых пластах призабойная крепь, в частности, выполняет роль лестницы. Вследствие этого стойки должны быть особенно плотно расклинены между боковыми породами.

Призабойная крепь состоит из круглых деревянных (обычно сосновых) стоек, забиваемых под обапола правильными рядами в распор между боковыми породами пласта. При слабых боковых породах кровлю и почву между стойками затягивают затяжками – короткими и тонкими обаполами. Эту крепь обычно устанавливают забойщики.

Расстояние между стойками по простиранию не должно превышать 0,9 – 1,0 м. Длина обапола – 2 м; толщина – 2 – 5 см. Под каждую пару обаполов подбивают три стойки: две на концах и одну на середине. Трещиноватые боковые породы затягивают в разбежку или сплошную. Количество затяжек на длину обапола колеблется от трех до семи. Перекрышу уступа также затягивают. Затяжки обычно бывают длиной 0,85 – 1,0 м и толщиной 1,5 – 2,0 см.

Три стойки, установленные на двух обаполах с необходимым количеством затяжек, называются комплектом.

Если длина лавы по фактору газовой выделения получается меньше рациональной, то она может быть увеличена за счет снижения газовой выделения во времени и пространстве. Кроме того, надо учитывать, что при передвижной механизированной крепи в лавах и с учётом отсутствия в них людей максимальная скорость движения воздушной струи в очистных забоях допускается до 6 м/сек.

Размеры рабочего и магазинного уступов

При потолкоуступной форме очистного забоя и выемке угля отбойными молотками длина уступа зависит от производительности труда рабочего, крепости угля, свойств боковых пород и числа трудящихся в уступе.

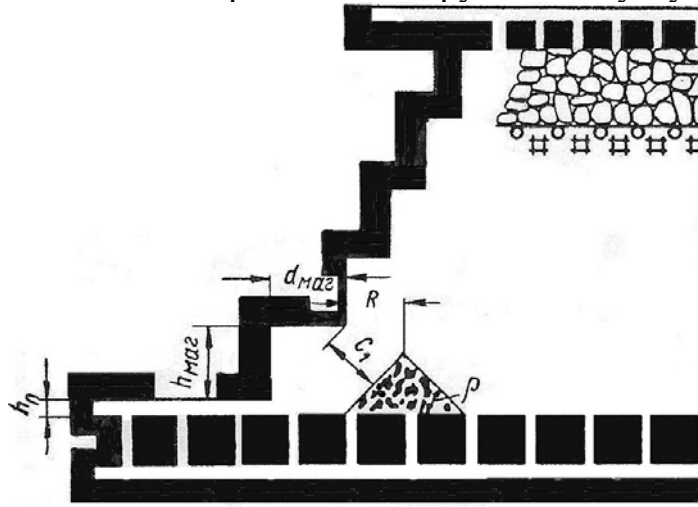


Рис. 8.3. – Схема к определению размеров магазинного уступа

Длину уступа обычно устанавливают таким образом, чтобы за смену была отбита полоса угля шириной, равной расстоянию между рядами стоек (ширине крепи) и длиной, равной длине уступа $h_{уст}$. Исходя из сменной производительности труда рабочего, длина уступа

$$h_{уст} = \frac{k_n ns}{r},$$

где k_n – коэффициент, учитывающий перевыполнение норм; n – число забойщиков, работающих в одном уступе; s – сменная норма выработки забойщика на отбойку и крепление, m^2 ; r – ширина крепи, m .

Длину уступа можно определить также по затратам времени на отбойку и крепление уступа и кутка:

$$h_{уст} = \frac{n(T - t_{пз}) - t_{отб}(c - 1)rk_0 h_k}{r(t_{отб} + t_{кр})k_0},$$

где T – продолжительность рабочего дня, *мин*; $t_{пз}$ – время на подготовительно-заключительные операции, *мин*; $t_{отб}$ – время на отбойку $1 m^2$ уступа, *мин*; $t_{кр}$ – время на крепление $1 m^2$, *мин*; c – отношение времени, затрачиваемого на вырубку $1 m^2$ кутка, ко времени, необходимому на вырубку $1 m^2$ уступа; h_k – длина кутка; k_0 – коэффициент, учитывающий отдых (остальные обозначения прежние).

Размеры магазинного уступа. Длину магазинного уступа h_{mag} и опережение его d_{mag} (рис. 8.3) можно выразить так:

$$h_{mag} = \frac{c_i}{\cos \zeta} + \sqrt{\frac{Q_{mag} \operatorname{tg} \delta}{\gamma_1 m} - R \operatorname{tg} \zeta - h_n},$$

$$d_{mag} = \frac{c_i}{\sin \delta} + \sqrt{\frac{Q_{mag}}{\gamma_1 m \operatorname{tg} \delta} - R - \frac{h_n}{\operatorname{tg} \delta}},$$

где c_1 – минимальное расстояние между магазином и линией забоя по максимально допускаемой скорости вентиляционной струи, м;

$$c_1 = \frac{A_{\text{сут}} \beta}{60 v_{\text{max}} m},$$

где $A_{\text{сут}}$ – среднесуточная добыча лавы, т; m – рабочая мощность пласта, м; β – потребное количество воздуха на 1 т суточной добычи, м³/мин; v_{max} – максимально допускаемая скорость движения воздушной струи в очистном забое, м/сек; $Q_{\text{маг}}$ – необходимая емкость магазина, т; γ_1 – вес 1 м³ угля в насыпке, т; δ – угол наклона откоса магазина к линии простирания в плоскости пласта; R – расстояние между забоем первого уступа и верхней точкой магазина (когда магазин симметричен растяжке и отсутствуют рештаки $R = \frac{r_1}{2}$); r_1 – общая растяжка уступов, равная сумме опережений уступов, м; h_n – ширина по падению просека, м.

8.3. Отработка наклонных, крутонаклонных и крутых пластов комбайнами.

Применение комбайнов на крутых пластах в ряде случаев позволяет повысить производительность труда и снизить себестоимость добываемого угля по сравнению с выемкой отбойными молотками. Наиболее эффективным оказалось использование комбайнов для разработки тонких и средней мощности пластов с крепкими и вязкими углями.

В настоящее время число лав, оборудованных комбайнами, на крутых пластах по некоторым причинам практически не увеличивается. Из-за невозможности одновременного ведения работ по выемке угля и креплению лавы происходят обнажения кровли на больших площадях с последующим отслоением и обрушением пород. В процессе выемки полосы угля комбайнами в лаве образуются встречные потоки угля и воздуха, что приводит к опрокидыванию вентиляционной струи. Существующие способы управления горным давлением при выемке угля комбайнами трудоемки, связаны со значительным расходом лесоматериалов и не исключают завалов лав. Работы по возведению призабойной крепи требуют значительных затрат времени, кроме того, они кропотливы и небезопасны. Не исключается опасность возникновения внезапных выбросов угля и газа не только в магазинных уступах, но и в лаве. При диагональном расположении забоя увеличивается возможность попадания обрушенных пород в призабойное пространство. Поэтому для коренного совершенствования добычи угля в лавах на крутых пластах требуется комплексное урегулирование вопросов выемки угля, крепления призабойного пространства и управления горным давлением. Они могут быть решены на основе создания комплексно-механизированных лав при обеспечении полной безопасности работ и применения эффективных способов управления горным давлением.

В настоящее время на крутых пластах широкое распространение имеют технологические схемы очистных работ с индивидуальной крепью и выемкой угля комбайнами.

остальной, потолкоуступной части, применяются отбойные молотки. Отработку здесь ведут с опережением забоя лавы и, таким образом, создают магазинные уступы, которые служат также запасными выходами на откаточный штрек (рис. 8.4). Сочетание двух способов выемки угля в одном забое является серьезным недостатком.

Если обеспечить бесперебойное транспортирование угля из лавы, можно применять технологию очистных работ без магазинных уступов с отработкой всего забоя комбайном.

На спуск комбайна при хорошей организации работ затрачивается 1 ч. Производится он в следующей последовательности: устанавливают упорную кустовую крепь под комбайном и распорную стойку в вентиляционном штраке, закрепляют штрафной канат на машине и распорной стойке. Затем комбайн располагают на кустовой крепи и отсоединяют от него рабочий и предохранительный канаты, переносят кран-балку, присоединяют к машине рабочий и предохранительный канаты и выбивают упорную кустовую крепь. При спуске комбайна подтягивают воздухопроводный шланг и шланг орошения. После заведения комбайна в нишу в ней восстанавливают крепь.

В очистном забое, как правило, применяется деревянная крепь. Крепление может осуществляться по двум схемам: по первой оно производится после спуска комбайна или частично в его период, а по второй совмещается с выемкой – крепь возводится впереди комбайна при выемке им следующей полосы. Для интенсификации работ по возведению крепи после выемки угля призабойное пространство лавы по длине делят предохранительными полками на отдельные участки. Это дает возможность возводить крепь одновременно по всей длине комбайновой части лавы. Применение узкозахватных комбайнов позволяет осуществлять выемку угля без оставления машинной дороги и значительно сократить площадь незакрепленной кровли.

Наиболее перспективным способом управления кровлей является полное обрушение.

При работе с обрушением возможно применение посадочных стоек типа ОКУ или деревянной органной крепи. Передвижение стоек осуществляется снизу вверх с помощью лебедки, установленной в вентиляционном штраке.

Применение посадочных стоек типа ОКУ в других условиях не обеспечивает надежного ограждения призабойного пространства от проникновения обрушенных и перепущенных пород; кроме того, при непрочных породах передвижение посадочных стоек – исключительно трудоемкий процесс.

Необходимо отметить, что применение комбайнов с индивидуальной крепью на крутых пластах привело лишь к небольшому повышению производительности труда. Это объясняется большой трудоемкостью работ по креплению и управлению кровлей.

Доля участия отдельных процессов в общей продолжительности цикла составляет (в %): выемка – 17,7; не совмещенное с выемкой крепление, – 21,8; монтаж и демонтаж комбайна – 5,3; переноска кран-балки – 2,8; выемка верхней ниши – 1,6; устройство и зачистка лавы – 4,0; доставка леса – 24,3;

управление кровлей – 7,9; подготовительно-заключительные операции – 7 и простои – 7,6. Таким образом, выемка и крепление составляют 40 %, а остальные процессы и простои – около 60 % всех затрат времени. Следовательно, при хорошей организации работ, обеспечивающей уменьшение доли этих процессов, увеличиваются нагрузка на лаву и производительность труда.

Разработка наклонных пластов имеет свои характерные особенности. Пласты при углах падения до 30 – 35° разрабатываются с использованием средств и способов ведения горных работ, применяемых на пологих пластах. При больших углах технология очистной выемки такая же, как на крутых пластах.

В лавах с углами падения до 30 – 35° крепежные рамы устанавливаются преимущественно по простиранию пласта, а при больших углах – по падению. Число стоек в раме, устанавливаемой по простиранию, в большинстве случаев равно двум. Рама, располагаемая по падению, как правило, состоит из трех-четырех стоек. Они устанавливаются с наклоном в сторону восстания. Угол отклонения стоек от нормали пласта принимается равным 2 – 5°.

Уголь вдоль лавы транспортируется скребковыми конвейерами по металлическим листам и решеткам и по почве пласта под действием собственного веса. Крупные куски угля при транспортировании его скребковыми конвейерами в лавах с углами падения более 30° находятся сверху угольной мелочи. Поскольку по почве пласта крупные куски угля также скатываются вниз, а угольная мелочь остается на почве пласта, после выемки ленты необходима зачистка почвы. Надежный спуск угля по почве пласта наблюдается при углах падения более 40 – 45° в зависимости от свойств угля и пород почвы. Процесс выемки верхней ниши из-за самопроизвольного скатывания кусков по падению не может быть совмещен с другими операциями, выполняемыми в лаве.

Надежное транспортирование угля вдоль лавы по эмалированным рештакам возможно при углах падения пласта более 20 – 25° в зависимости от свойств угля, его влажности, начальной скорости, с которой он поступает на рештаки, и при постоянной уборке его у нижнего конца рештачного става. При остановке конвейера в транспортном штреке желоб рештачного става заполняется углем. При возобновлении работы конвейера уголь, находящийся на рештачном ставе, часто остается неподвижным, и для того, чтобы он начал двигаться вдоль лавы, необходим первоначальный импульс даже при углах падения 30 – 35°. С уменьшением угла падения, увеличением влажности угля и обводненности забоя надежность транспортирования угля по рештакам снижается.

На шахтах Кузбасса пласты мощностью до 4,5 – 5 м с углами падения более 35° отрабатываются без разделения на слои. Выемка угля производится преимущественно буровзрывным способом.

При вынимаемой мощности пласта до 3,5 м посадка кровли осуществляется на органную крепь, а при большей мощности – на целики угля шириной 3 – 5 м. В лавах с неустойчивой кровлей выемка угля ведется отдельными заходками длиной по падению не менее 4 – 5 м.

Для предотвращения сползания комплекса по падению пласта целесообразно нижнюю часть лавы отрабатывать с небольшим опережением верхней части, что обеспечивает разворот линии забоя под углом $91 - 92^\circ$ к оси конвейерного штрека.

Для разработки тонких и средней мощности крутых пластов применяются комплексы КГУ, КПК1 и агрегаты (1АЩМ, 1АНЩ и АКЗ), работающие по простиранию и падению.

В состав комплекса 1КГУ входят: механизированная крепь 1КГУ (1), узкозахватный комбайн «Темп-1» (2) или аналогичного типа, тягово-предохранительная лебедка ЛК (3), насосная станция СНУ (4), гидро- и электрооборудование 5 (рис. 8.5).

Комплекс оборудования КГУ с механизированной крепью рекомендуется применять при системах разработки длинными столбами по простиранию. Очистной забой – прямолинейный, расположен по падению или диагонально (с опережением верхнего конца лавы); угол наклона диагонального забоя к линии простирания – $78 - 85^\circ$. Длина машинной части лавы – не менее 130 м. В нижней части лавы предусматривается магазинный уступ высотой по падению пласта до 10 м и шириной по простиранию до 6 м. Комплекс работает при отсутствии целиков под вентиляционным штреком. В нижней части лавы против магазинного уступа и под вентиляционным штреком возводят по одному ряду кустов по простиранию пласта. Работа комплекса КГУ в очистном забое производится следующим образом. Комбайн «Темп-1» в исходном положении находится в нише, подготовленной в нижней части лавы, и установлен в лоб забоя уступа.

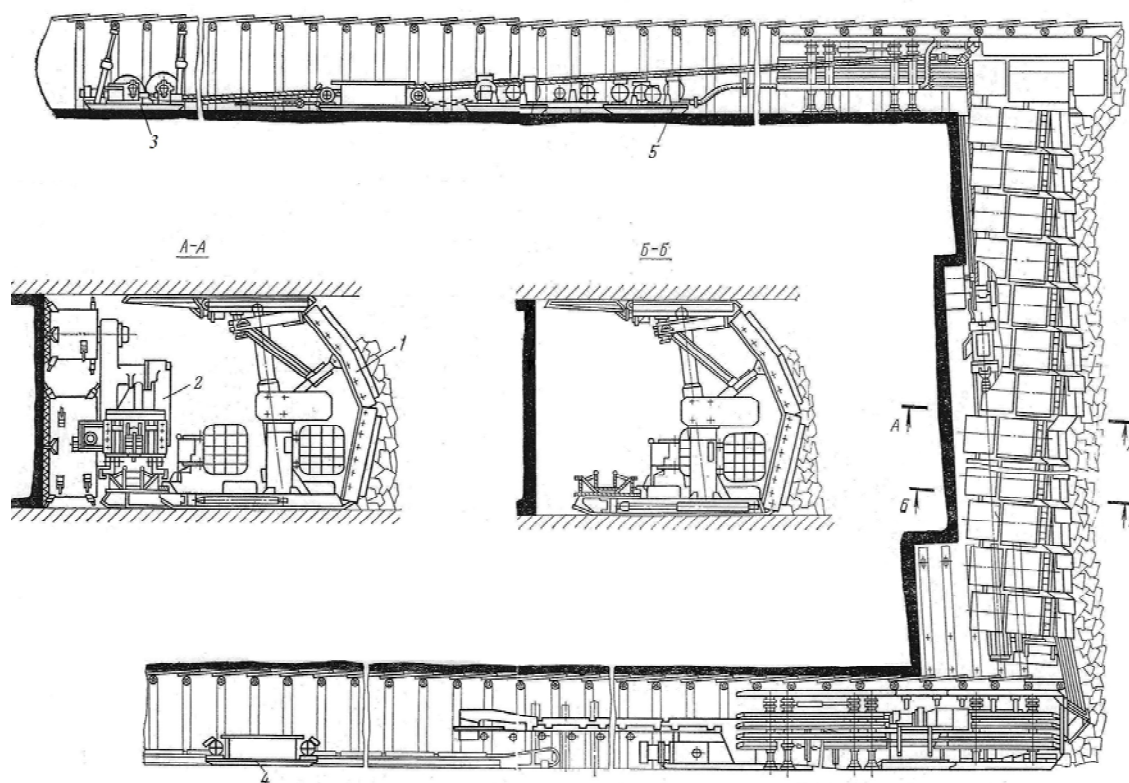


Рис. 8.5. – Технологическая схема очистных работ при разработке крутого пласта механизированным комплексом 1КГУ

Секции механизированной крепи придвинуты к забою. Выемка угля в забое начинается с включения привода комбайна, который при движении снизу вверх вынимает полосу угля шириной 0,9 м. После выемки по всей длине лавы производится спуск комбайна и установка его внизу. Затем осуществляется передвижение секций крепи последовательно одна за другой или на нескольких участках лавы. Одновременно с работой комбайна, его спуском и передвижением крепи ведутся выемка угля в нишах и в уступах. После завершения передвижки крепи по всей длине лавы начинается следующий цикл работ по выемке угля, который выполняется аналогично описанному. Для разработки крутых пластов мощностью 1,8 – 2,4 м применяются комплексы КПК1. В его состав входят: гидрофицированная крепь, узкозахватный комбайн 2К52, двухбарабанная лебедка, крепи сопряжений конвейерного и вентиляционного штреков, перегружатель, насосная станция, насосные установки оросительной системы и аппаратуры дистанционного и автоматического управления.

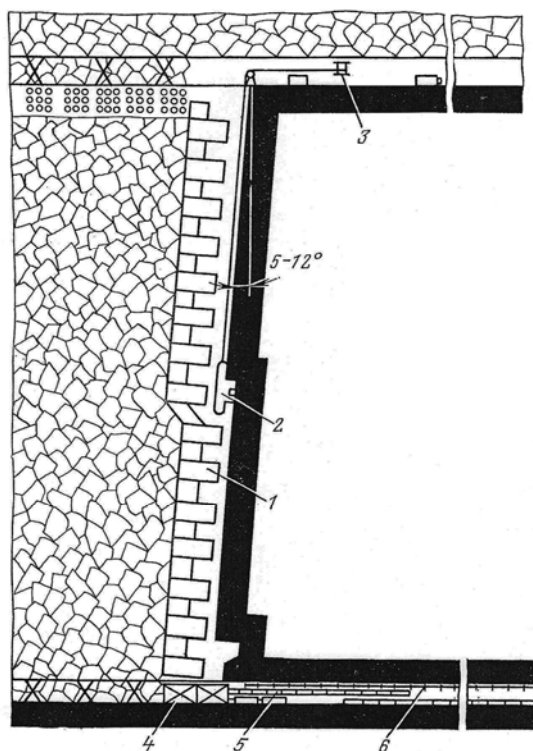


Рис. 8.6. Технологическая схема очистных работ при разработке крутого пласта мощностью 1,8 – 2,4 м по простиранию механизированным комплексом КПК1:

1 – крепь КГУ; 2 – комбайн 1КНД; 3 – лебедка ЛК; 4 – крепь сопряжения; 5 – скребковый перегружатель; 6 – монорельс

Крепь КПК, оградительно-поддерживающая, агрегатированная, состоит из одностоечных линейных секций и секций базовой балки.

Секции крепи с базовой балкой составляют единую кинематически связанную систему, обеспечивающую удержание всей крепи от сползания и устойчивость секций от опрокидывания.

В качестве выемочной машины применяется комбайн 2К52, у которого механизмом подачи служит двухбарабанная лебедка, а шнеки заменены барабанами.

В исходном положении комплекса комбайн находится у нижнего штрека, его исполнительный орган заведен в нишу пласта мощностью 0,6 – 1,5 м по простиранию, механическая балка выдвинута к забою, а секции крепи отстоят от балки на ширину захвата комбайна (рис. 8.6). По мере выемки полосы угля в направлении снизу вверх вслед за комбайном последовательно передвигаются секции крепи. По окончании выемки полосы угля и закрепления кровли производится холостой перегон комбайна сверху вниз и установка его в исходное положение. Последняя операция осуществляется одновременно с фронтальным передвижением базовой балки.

8.4. Схемы работ на крутых пластах тонкой и средней мощности с помощью агрегатов

Щитовые агрегаты типа АЩ предназначены для комплексной механизации выемки угля, крепления и управления горным давлением при разработке крутых пластов полосами по падению (рис. 8.7).

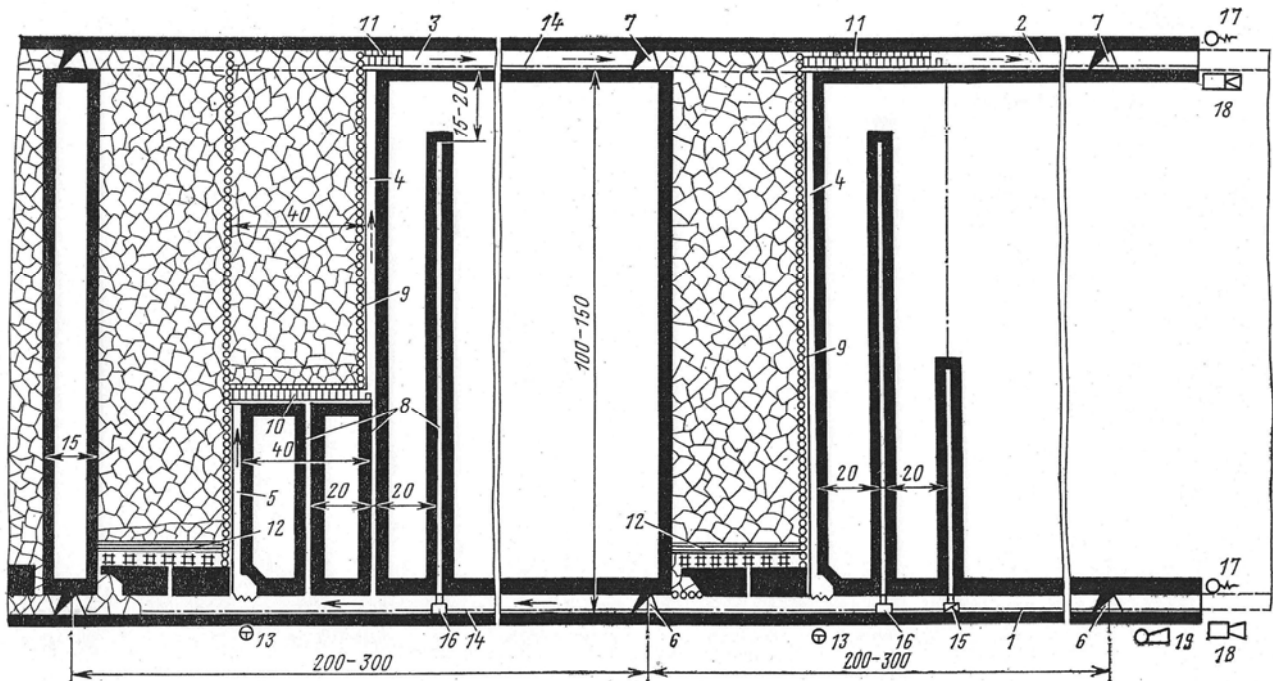


Рис. 8.7. Схема отработки выемочного участка щитовыми агрегатами:

- 1 – откаточный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – монтажная ниша; 4 – вентиляционные скаты; 5 – углеспускной скат; 6 – откаточный квершлаг; 7 – вентиляционный квершлаг; 8 – скважины для нагнетания воды в пласт; 9 – органная деревянная крепь; 10 – работающий агрегат АЩ; 11 – монтируемый агрегат АЩ; 12 – накатник; 13 – погрузочный пункт с металлическими люками и оросительным устройством; 14 – рельсовый путь; 15 – буровой станок; 16 – высоконапорная насосная установка; 17 – пневмосверло; 18 – погрузочная машина; 19 – вентилятор местного проветривания

Агрегат АЩ включает в себя гидрофицированную щитовую крепь оградительно-поддерживающего типа, конвейероструг и вспомогательное оборудование (рис. 8.8).

Выемка полосы шириной 40 м начинается от вентиляционного штрека и производится сверху вниз. Для этого в почве вентиляционного штрека проходят раскоску, образуя нишу для монтажа агрегата АЩ. После отхода агрегата от

монтажной ниши в результате обрушения надштрекового целика угля, боковых пород и перепуска породы вышележащего горизонта над крепью образуется подвижная породная подушка, ограждающая крепь от обрушенных пород. Высота породной подушки должна быть не менее 1,5 – 2 – кратной мощности пласта. По мере продвижения агрегата вниз со стороны массива наращивают вентиляционный скат, который при выемке следующей полосы становится углеспускным. Со стороны выработанного пространства скат отгораживают прочной трех-четырёхрядной органной крепью. Скат имеет два отделения – ходовое и углеспускное. Нижнюю часть углеспускного отделения расширяют и в ней устраивают бункер для обеспечения равномерной работы и для предупреждения закупорки ската отбитым углем. Уголь грузится в вагонетки через металлический люк.

Щитовая механизированная крепь обеспечивает ограждение и крепление призабойного пространства, а совместно со специальной органной крепью выполняет функции по управлению кровлей полным обрушением.

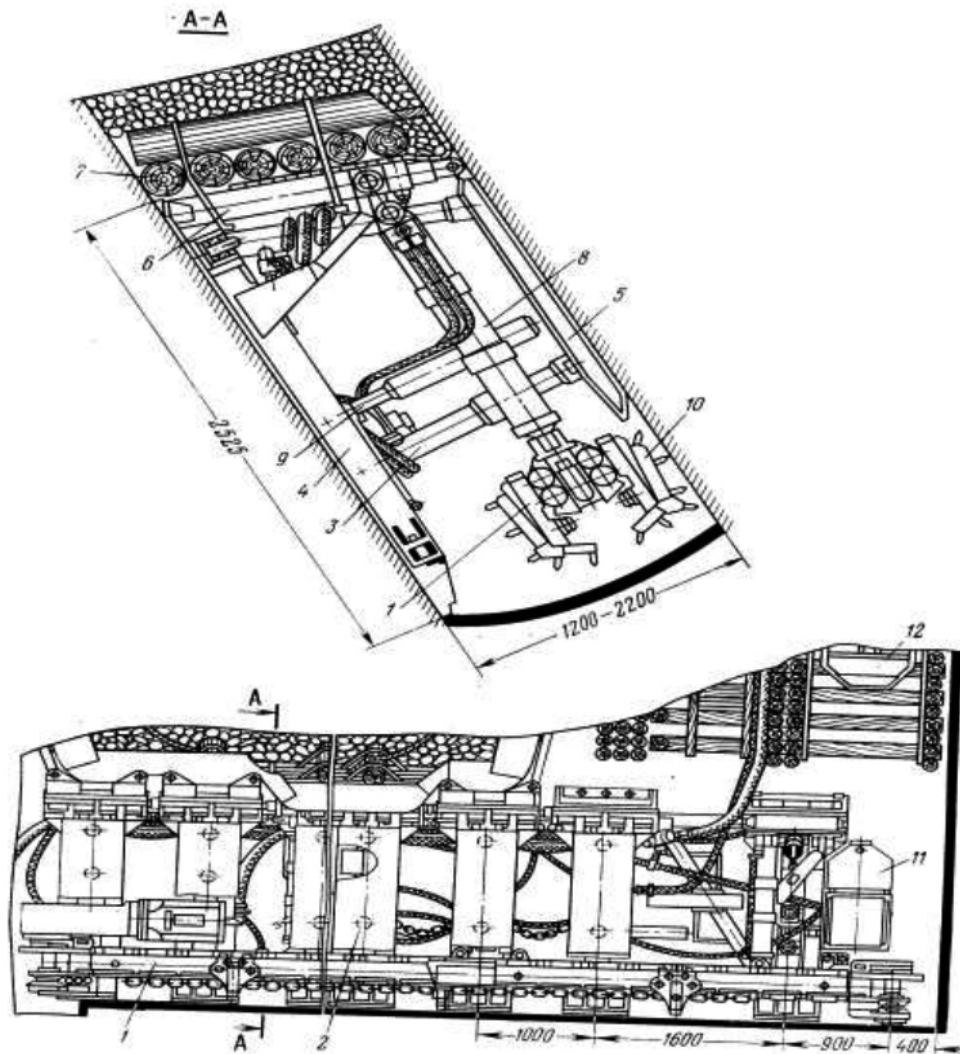


Рис. 8.8. Щитовой, агрегат 1АЩ:

- 1 – конвейероструг; 2 – механизированная щитовая крепь; 3 – гидростойка; 4 – основание; 5 – перекрытие; 6 – раздвижная рама; 7 – накатник из бревен; 8 – телескопический рычаг с гидродомкратом подачи; 9 – гидродомкрат качания; 10 – скребковая каретка с резцами; 11 – насосная станция; 12 – скип для доставки материалов

Работа щитовых агрегатов, в очистном забое осуществляется следующим образом. В исходном положении агрегат АЩ придвинут к забою. При этом секции крепи опираются на угольный забой, а конвейероструг находится у кровли пласта. Процесс по добычи начинаются с работы конвейероструга. Включением рукояток управления гидродомкратами подачи конвейероструг подаётся на забой по падению пласта. При этом производится зарубка у кровли пласта на полный шаг выемки (0,7 м). Затем гидродомкратами конвейероструг направляется к почве пласта, где вынимается оставшаяся пачка угля. После подвигания конвейероструга по падению пласта на расстояние 0,7 м и выемки угля на всю мощность пласта производится постепенное снятие распора стоек гидрофицированной крепи, которая вместе с конвейеростругом (предварительно поднятым к кровле пласта) под действием собственного веса и веса вышележащих обрушенных пород опускается к забою.

После распора секций крепи, а также осмотра забоя и агрегата цикл выемки повторяется.

Технология выемки угля полосами по падению щитовыми агрегатами обладает рядом преимуществ.

Совпадение направлений перемещения забоя и давления столба обрушенных пород, расположенного над щитом, благоприятно сказывается на состоянии боковых пород в забое, упрощает процесс управления крепью в плоскости пласта. При этом создаются условия, близкие к условиям работы с закладкой выработанного пространства в призабойной зоне, снижается напряженное состояние массива, уменьшаются величины сближения боковых пород. Все это в условиях крутого падения и повышенной мощности пластов позволяет уменьшить металлоемкость крепи, а следовательно, и стоимость.

Горизонтальное расположение забоя способствует уменьшению вероятности внезапного выброса угля и газа, так как собственный вес угля не только не помогает, а, наоборот, препятствует развитию процесса внезапного выброса. Кроме того, конвейероструг разрушает уголь, снимая тонкую стружку при небольших скоростях резания, что позволяет более плавно перераспределять напряжение и достигать равномерной дегазации в призабойной части угольного пласта.

Все это создает более благоприятные условия для рабочих, обслуживающих щитовой агрегат, размещенный на устойчивом основании, и уменьшает возможность их травмирования падающими кусками породы и угля.

Наибольшая длина очистного забоя, а также возможность ее регулирования в процессе работы в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий позволяют эффективно разрабатывать пласты с повышенной частотой геологических нарушений.

Основными недостатками агрегата являются: высокая трудоемкость монтажно-демонтажных работ, высокие амортизационные отчисления и сложность поддержания печей.

Для разработки крутых пластов мощностью 1,6 – 2,5 м разработан агрегат АКЗ.

Он работает по простиранию пласта при управлении кровлей полным обрушением. Производит выемку угля одновременно по всей длине очистного забоя на полную вынимаемую мощность пласта. Выемка ведётся струговой установкой с рассредоточенными резцами, расположенными на кольцевой (контурной цепи). Каретка с мощными резцами перемещается по цилиндрическим и плоским направляющим, укрепленным на телескопических вертикальных стенках секций механизированной крепи. Регулировка по мощности пласта осуществляется путем подъема (опускания) гидродомкрата передней стенки секции крепи вместе с верхней направляющей исполнительного органа.

Основа агрегата АКЗ – это став, состоящий из линейных секций механизированной крепи, шириной 1,2 м. Линейная секция состоит из основания и жестко связанной с ним телескопической стенки, отделяющей проход в агрегате от призабойного пространства. В основании закреплены передние и задние балки, которые с помощью шарнирных соединений образуют два пояса, обеспечивающих жесткость постели в горизонтальной и шарнирность в вертикальной плоскостях. Секция крепи – одностоечная, имеет жесткий верхняк, оградительную часть.

Контрольные вопросы к теме

1. Охарактеризуйте отработку крутонаклонных и крутых пластов отбойными молотками.
2. Перечислите процессы при разработке наклонных, крутонаклонных и крутых пластов комбайнами.
3. Перечислите схемы работ на крутых пластах тонкой и средней мощности с помощью агрегатов.
4. Охарактеризуйте щитовой механизированной крепи при разработке крутонаклонных и крутых пластов.
5. Укажите основные недостатки щитового агрегата.
6. От чего зависит отбойка угля в забое уступа?
7. Перечислите основные элементы рабочего и магазинного уступа.

9. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

В разделе показана последовательность проектирования технологии очистных работ. Изложены технические решения, определяющие схему выемки, способ зарубки комбайна для выемки очередной полосы угля.

Приведена методика и пример расчета продолжительности цикла выемки угля комбайном, количества циклов и нагрузки на очистной забой.

Описана методика расчета и построения планограммы работ в очистном забое и на сопряжении с подготовительной выработкой.

Используя материалы раздела, справочную и научно-техническую литературу, студент должен уметь:

- анализируя горно-технологические и горно-геологические условия, принять правильное техническое решение относительно схемы выемки угля;*
- определить способ зарубки комбайна для выемки очередной полосы угля;*
- определить продолжительность и количество циклов выемки угля комбайном;*
- рассчитать нагрузку на очистной забой;*
- используя реальные примеры, правильно распределить время на процессы, происходящие в очистном забое при построении планограммы работ;*
- оптимизировать процессы и рассчитать параметры планограммы работ на сопряжении лавы со штреком при: а) самозарубке комбайна в пласт; б) оборудовании ниши для отработки следующей полосы угольного пласта.*

9.1. Последовательность проектирования

Проектирование технологии очистных работ начинается с выбора механизированного комплекса, проверки крепи по раздвижности и нагрузочным свойствам.

После этого можно приступить к проектированию процессов очистных работ. Сначала необходимо определить:

- схему выемки угля (челноковая или односторонняя);*
- технологическую схему работ на концевых участках лавы (проведение ниши, вынос привода головки конвейера в прилегающие выработки; при этом определяется способ самозарубки комбайна – фронтальный или «косыми заездами»);*

При выносе привода и головки конвейера в прилегающие выработки выбирается крепь сопряжения, устройство для раскрепления привода и головки конвейера (гидравлический стол и другие приспособления).

Если привод и головка остаются в лаве, то определяют размер ниши и способ ее проведения (с помощью БВР, нишевыемочной машиной, отбойными молотками).

Необходимо также выбрать способ охраны штрека при повторном его использовании. Выбрав оборудование и схему работы, можно описать технологию очистных работ, то есть последовательность их выполнения в лаве и на сопряжениях с подготовительными выработками.

Далее нужно выполнить проект технологии очистных работ и построить график их организации.

Производительность комбайна зависит от скорости подачи. Расчет и выбор скорости приведены в разделе 4.

Установив ее, можно приступить к следующему этапу проектирования.

9.2. Расчет продолжительности цикла выемки угля комбайном, количества циклов и нагрузки на очистной забой

Цикл – совокупность рабочих процессов, необходимых для снятия полосы угля по всей длине лавы. Для определения возможного количества циклов в сутки необходимо определить время, затрачиваемое для выполнения одного цикла.

Продолжительность цикла выемки угля комбайном определяется по формуле:

$$t_{\text{ц}} = (t_o + t_6) \cdot \sum k + t_3 \cdot \sum k + t_{\text{к}} \text{ мин}; \quad (9.1)$$

где t_o – «чистое» время выемки угля комбайном, мин,

$$t_o = \frac{l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}}{V_n}; \quad (9.2)$$

где $l_{\text{л}}$ – длина лавы, м; $\sum l_{\text{н}}$ – суммарная длина ниш, м; V_n – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин; t_6 – продолжительность выполнения сопутствующих выемке вспомогательных операций, мин (проработка исполнительным органом, его регулировка по высоте, уборка угля с корпуса комбайна, осмотр и замена зубков, проверка уровня масла и подтяжка кабеля).

Для узкозахватных комбайнов:

$$t_6 = 0,087(l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) \text{ мин}; \quad (9.3)$$

где $\sum k$ – произведение коэффициентов для расчета времени цикла:

$$\sum k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4; \quad (9.4)$$

где k_1 – коэффициент отдыха ($k_1 = 1,05 \dots 1,15$); k_2 – коэффициент, учитывающий степень обводненности лавы ($k_2 = 1$ и $1,1$ соответственно при сухой и обводненной лаве); k_3 – коэффициент, учитывающий категорию кровли. При кровле категорий Б₅ и Б₄ $k_3 = 1$; при Б₃ $k_3 = 1,1$; при Б₂ и Б₁ $k_3 = 1,2$; k_4 – коэффициент, учитывающий угол падения пласта, $k_4 = 1$ при $\alpha = 0 \dots 5^\circ$; $k_4 = 1,05$ при $\alpha = 6 \dots 10^\circ$; $k_4 = 1,1$ при $\alpha = 11 \dots 15^\circ$; $k_4 = 1,2$ при $\alpha = 16 \dots 20^\circ$. t_3 – время движения комбайна при зачистке лавы, мин:

$$t_3 = \frac{l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}}{V_3}; \quad (9.5)$$

где V_3 – скорость движения комбайна при зачистке лавы, м/мин. $V_3 = 4 \dots 6$ м/мин – максимальная рабочая скорость комбайна. Принимается согласно технической характеристике комбайна.

При челноковой схеме выемки $t_3 = 0$;

где t_k – время для выполнения концевых операций, мин.

Для узкозахватных комбайнов с фронтальной самозарубкой $t_k = 25$ мин.

Для узкозахватного комбайна с самозарубкой косыми заездами t_k рассчитывается по формуле:

$$t_k = \frac{2 \cdot (2l_k + l_{\text{изг.кон}})}{V_n}; \quad (9.6)$$

где l_k – длина корпуса комбайна, м; $l_{\text{изг.кон}}$ – длина участка изгиба конвейера. Принимается равной 15 м; V_n – принятая скорость подачи комбайна, м/мин.

Количество циклов n_u рассчитывается по формуле:

$$n_u = \frac{t_{\text{сут}} - t_{\text{рем}} - t_{\text{н.в.}} - (t_{\text{н.з.}} + t_{\text{м.н.}}) \cdot n}{t_u}; \quad (9.7)$$

где $t_{\text{сут}} = 1440$ мин – продолжительность суток; $t_{\text{рем}} = 360$ мин – продолжительность ремонтной смены; $t_{\text{н.в.}}$ – продолжительность работ по предупреждению внезапных выбросов угля и газа, мин. Как правило, на выполнение противовыбросных мероприятий выделяется одна смена; $t_{\text{н.з.}}$ – продолжительность подготовительных и заключительных операций в смене, $t_{\text{н.з.}} = 10 \dots 15$ мин; $t_{\text{м.н.}}$ – продолжительность неперекрываемых технологических перерывов в смене (время на зарядание, взрывание шпуров и проветривание в нишах или подготовительной выработке, смена составов вагонеток и др.). Принимается равным 25...30 мин; n – число смен по добыче угля. На неопасных по выбросам пластах, как правило, три смены по шесть часов каждая.

Количество циклов не может быть дробным числом. Если в результате расчета оно получается, то необходимо внести корректировку.

Нагрузка на очистной забой рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{max}}^{\text{комб}} = m_{\text{вын}} \cdot l_l \cdot r \cdot \gamma \cdot n_u, \text{ т/сут}; \quad (9.8)$$

где $m_{\text{вын}}$ – вынимаемая мощность пласта, м; l_l – длина лавы, м; r – ширина захвата комбайна, м; γ – плотность пласта, т/м³; n_u – количество циклов в сутки.

9.3. Примеры решения задач

9.3.1. Рассчитать продолжительность цикла выемки угля комбайном, количество циклов и нагрузку на очистной забой

Отработку пласта будем производить по восстанию с погашением штреков. Выбранный комбайн 2ГШ68Б позволяет выполнить выемку без подготовки ниш. Поэтому привод и головку конвейера выносим на штреки. Учитывая неполную погрузку угля шнеками комбайна, выбираем

одностороннюю схему выемки, она позволяет исключить ручной труд при зачистке оставшегося на почве угля.

Переход комбайна для выемки очередной полосы будем производить способом косых заездов.

На начало выемки комбайн находится у конвейерного штрека, конвейер – у забоя, секции крепи расположены на расстоянии шага передвижки, а консольная часть верхняков – у забоя.

Передний шнек комбайна производит выемку у кровли пласта, а второй – у почвы.

По мере движения комбайна секции крепи подтягиваются к забою. Таким образом, к окончанию выемки весь очистной забой будет закреплен механизированной крепью.

Затем комбайн начинает движение в обратном направлении, зачищая оставшийся на почве уголь. При этом оба шнека комбайна находятся у почвы пласта. Вслед за движением, на расстоянии 15–20 м от нее, к забою передвигается конвейер. Комбайн зачищает уголь до конвейерного штрека. Конвейер последние 20 м к забою не передвигается. Затем комбайн, двигаясь от штрека, на изгибе конвейера зарубывается в пласт. По окончании зарубки к забою передвигается приводная головка и часть конвейера. При этом конвейер по всей длине лавы оказывается передвинутым к забою. Комбайн, двигаясь в обратном направлении, вынимает оставшийся целик угля. После перегона комбайна к уступу начинается выемка очередной полосы по всей длине лавы.

Продолжительность цикла выемки угля комбайном определяется по формулам (9.1) – (9.5).

“Чистое” время работы комбайна вычисляем по формуле (9.2). Значение величин, входящих в нее: $L_n = 175$ м; $\Sigma l_n = 0$; $V_n^* = 2,6$ м/мин.

$$t_0 = \frac{175}{2.6} = 67,3 \text{ мин.}$$

Продолжительность выполнения вспомогательных операций вычисляем по формуле (9.3).

$$t_g = 0,087(175 - 0) = 15,2 \text{ мин.}$$

Для определения произведения коэффициентов (9.4) установим значения $k_1 k_2 k_3 k_4$ в соответствии с заданными условиями. $k_1 = 1,15$. Поскольку лава обводнена, то $k_2 = 1,1$. При непосредственной кровле типа Б₃ – $k_3 = 1,1$, а при $\alpha = 6^\circ - 10^\circ - k_4 = 1,1$.

$$\Sigma k = 1,15 * 1,1 * 1,1 * 1,1 = 1,53 .$$

Принятая нами схема выемки угля – односторонняя. Учитываем, что скорость движения комбайна по зачистке лавы $V_3 = 5$ м/мин. Тогда «чистое» время движения комбайна по зачистке лавы составит (9.5):

$$t_3 = \frac{175}{5} = 35 \text{ мин.}$$

Концевые операции выполняются способом «косых заездов». Время их выполнения определяется по формуле (9.6). Установим значения величин, входящих в формулу. Для комбайна 2ГШ68Б $l_k = 8,4$ м. Принимаем $l_{изг.к} = 15$ м:

$$t_k = \frac{(2 * 8,4 + 15) * 2}{2,6} = 24,66 \text{ мин.}$$

Зная входящие в формулу (9.1) величины, определим время выполнения цикла:

$$t_u = (67,3 + 15,2) * 1,53 + 35 * 1,53 + 24,66 = 204,44 \text{ мин.}$$

Количество циклов определяется из выражения (9.7).

Значения входящих в формулу величин: $t_{сум} = 1440$ мин; $t_{рем} = 360$ мин; $t_{н.в.} = 0$; $t_{н.з.} = 15$ мин; $t_{м.н.} = 0$ $n = 3$.

$$n_u = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) * 3}{204,44} = 5,06.$$

Принимаем $n_u = 5$. Корректируем время цикла:

$$t'_u = \frac{1035}{5} = 207 \text{ мин.}$$

Разность между скорректированным и расчетным временем составляет $207 - 204,44 = 2,16$ мин. Эту величину необходимо прибавить к рассчитанному времени цикла. Разбросаем 2,16 мин так, чтобы получить целые числа. Тогда:

$$t'_u = 127 + 54 + 25 = 207 \text{ мин.}$$

Здесь первое слагаемое – полное время работы комбайна по выемке полосы угля, второе – время на зачистку лавы, третье – время на выполнение концевой операции.

Нагрузку на очистной забой рассчитывается по формуле (9.8).

Значения входящих в формулу величин: $m_{вын} = 1,5$ м; $L_l = 175$ м; $r = 0,63$ м; $\gamma = 1,45$ т/м³; $n_u = 5$:

$$Q_{сум} = 1,5 * 175 * 0,63 * 1,45 * 5 = 1199 \text{ т.}$$

9.3.2. Рассчитать и построить график организации работ в очистном забое и на сопряжении с подготовительной выработкой

Цикл выемки угля в очистном забое – совокупность периодически повторяющихся в определенном порядке рабочих процессов, обеспечивающих подвигание забоя по всей длине лавы на установленную величину.

При циклической организации труда все процессы в очистном забое выполняются по графику, оформленному в виде планограммы работ. На ней наглядно изображены все рабочие процессы, выполняемые в забое, их

последовательность и взаимная увязка в пространстве и времени. Время откладывается по оси абсцисс, а пространство – длина лавы – по оси ординат.

Основной формой организации труда является суточная комплексная бригада, разбитая на звенья, которые работают в 4 смены по 6 часов каждая. Как правило, одна смена ремонтно-подготовительная и три добычные. Если шахта разрабатывает выбросоопасный пласт, то одна смена, кроме ремонтной, выделяется на выполнение противовыбросных мероприятий.

В разделе 9.3.1. определено, что продолжительность цикла выемки угля комбайном составляет:

$$t'_y = 127 + 55 + 25 = 207 \text{ мин.}$$

Разбиваем ось абсцисс на 4 смены, а каждую смену на 6 часов. По оси ординат откладываем длину лавы, например, через 20 м.

1 смена – ремонтно-подготовительная. Добычная смена начинается с приемки оборудования. Примем, что время на выполнение подготовительной операции (прием оборудования) $t_n = 10$ мин, заключительной (передача оборудования следующей смене) $t_z = 5$ мин ($t_{nz} = t_n + t_z = 10 + 5 = 15$ мин).

Откладываем на оси абсцисс $t_n = 10$ мин и наносим на планограмму время выемки угля – 127 мин. Комбайн должен завершить выемку на $10 + 127 = 137$ минуте смены.

Вслед за движением комбайна перемещаются секции механизированной крепи. Наносим этот процесс на планограмму. Затем комбайн начинает двигаться в обратном направлении и заканчивает зачистку лавы на $137 + 55 = 192$ минуте смены.

Передвижку конвейера осуществляем вслед за движением комбайна по зачистке лавы. Концевая операция – зарубка комбайна способом косых заездов – как нами определено ранее, выполняется в течение 25 минут и заканчивается на $192 + 25 = 217$ минуте добычной смены.

До конца смены остается $360 - 217 = 143$ мин. Комбайн закончит выемку очередной полосы угля за 127 минут на $217 + 127 = 344$ минуте смены.

Наносим на планограмму выемку комбайном второй полосы угля. До конца смены остается $360 - 344 = 16$ мин. Из них 5 мин предусмотрено на передачу смены. Таким образом, на зачистке лавы комбайн будет работать $16 - 5 = 11$ мин.

Средняя скорость движения комбайна по зачистке лавы составит:

$$V_3^{cp} = \frac{L_n}{t_{зач}} = \frac{175}{55} = 3,18 \text{ м/мин.}$$

За оставшееся время он зачистит лаву на длине $3,18 * 11 = 35$ м.

Наносим на планограмму процесс зачистки лавы и заключительные операции.

Рассчитаем время выполнения рабочих процессов во второй добычной смене.

Подготовительная операция (прием смены) – 10 мин. Продолжение зачистки лавы.

Оставшаяся длина лавы по зачистке составляет $175 - 35 = 140$ м. Комбайн заканчивает зачистку за $\frac{140}{3,18} = 44$ мин. Время с начала смены – $10 + 44 = 54$ мин.

Концевая операция – 25 мин. С начала смены $54 + 25 = 79$ мин. Выемка угля заканчивается на $79 + 127 = 206$ минуте.

Наносим на планограмму описанные рабочие процессы. После окончания выемки комбайн движется в обратном направлении и заканчивает зачистку лавы на $206 + 55 = 261$ минуте. Затем выполняется концевая операция, которая завершается на $261 + 25 = 286$ минуте смены. До конца смены остается $360 - 286 = 74$ минуты. Из них 5 минут – на передачу смены (заключительные операции). На выемку угля в смене остается $74 - 5 = 69$ минут.

Средняя рабочая скорость подачи комбайна, как нами определено ранее, составляет 1,38 м/мин. За оставшееся время комбайн осуществит выемку угля на длине лавы $69 * 1,38 \approx 95$ м. Наносим эти процессы на планограмму.

Аналогичным образом рассчитываем рабочие процессы в третьей добычной смене.

Выемка угля на длине лавы $175 - 95 = 80$ м продлится $\frac{80}{1,38} = 58$ мин.

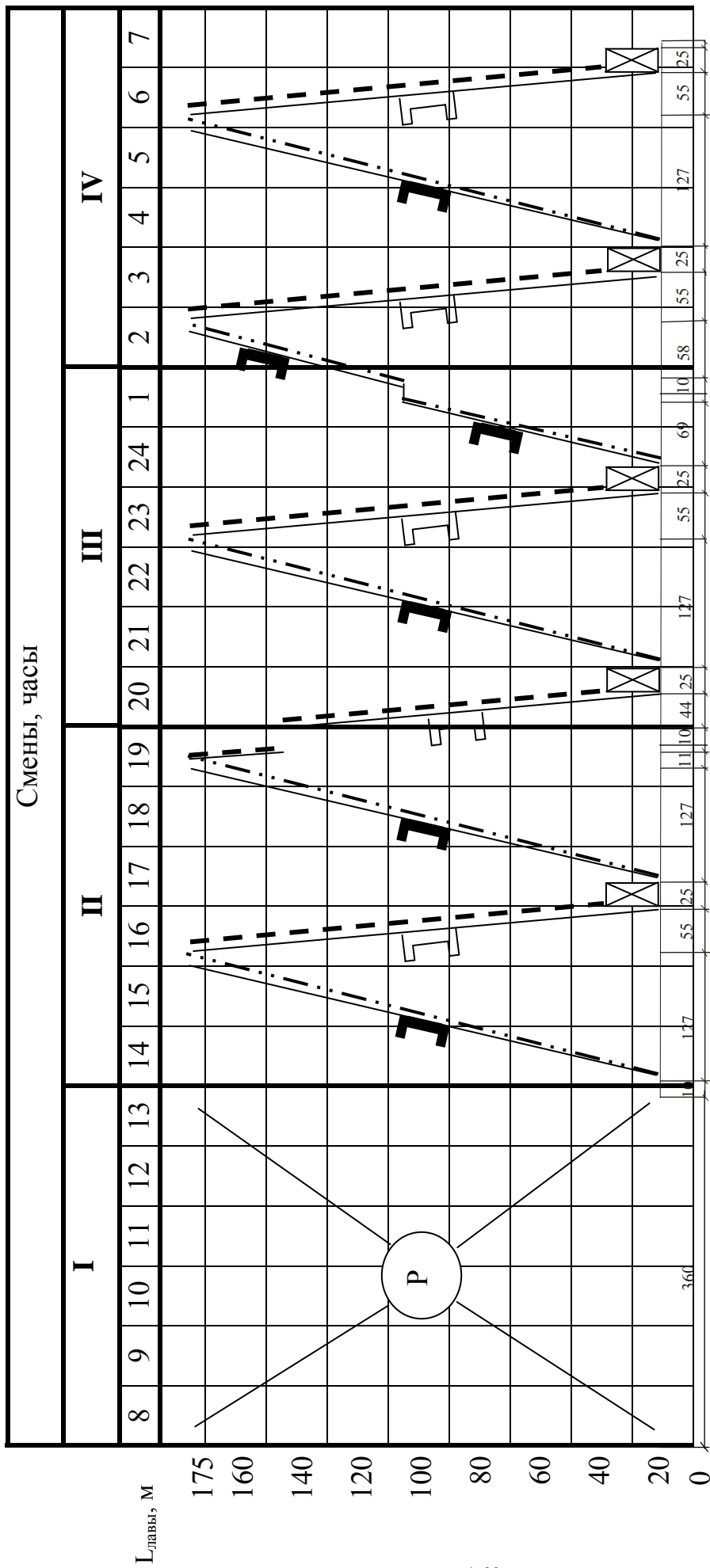
Продолжительность выполнения рабочих процессов: зачистка лавы – 55 мин, концевые операции – 25 мин, выемка угля – 127 мин, опять зачистка, выполнение концевой операции и передача смены.

Для удобства построения планограммы результаты расчетов сводим в таблицу 9.1

Таблица 9.1

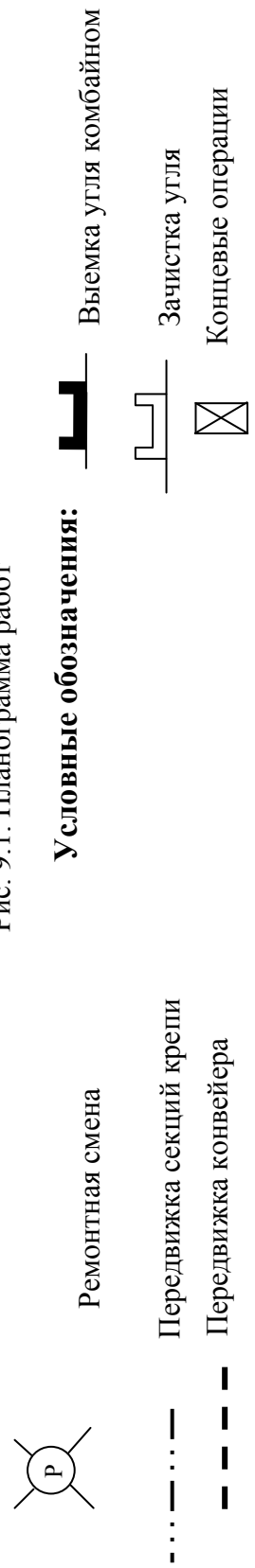
Время выполнения рабочих процессов в добычные смены

Рабочие процессы	II смена		III смен		IV смен	
	Время выполнен., мин	Окончание процесса в смене, мин	Время выполнен., мин	Окончание процесса в смене, мин	Время выполнен., мин	Окончание процесса в смене, мин
Подготовительные операции (прием смены)	10	10	10	10	10	10
Выемка угля	127	137	–	–	58	68
Зачистка лавы	55	192	44	54	55	123
Концевая операция	25	217	25	79	25	148
Выемка угля	127	344	127	206	127	275
Зачистка лавы	11	355	55	261	55	330
Заключительные операции (передача смены)	5	360	–	–	–	–
Концевая операция			25	286	25	355
Выемка угля			69	355	–	–
Заключительные операции (передача смены)			5	360	5	360



Время выполнения рабочих процессов, мин

Рис. 9.1.1. Планограмма работ



Таблицу используем для построения планограммы работ.

На приведенной планограмме концевые операции условно обозначены символом \boxtimes . На этом участке лавы несколько раз меняется направление движения комбайна.

Рассмотрим, как изображаются на планограмме рабочие процессы при выполнении концевых операций.

Для наглядности изображения изменим на планограмме масштаб времени и длины лавы.

При построении планограммы будем руководствоваться положениями комбайна, крепи и конвейера, показанными на рис. 9.2.

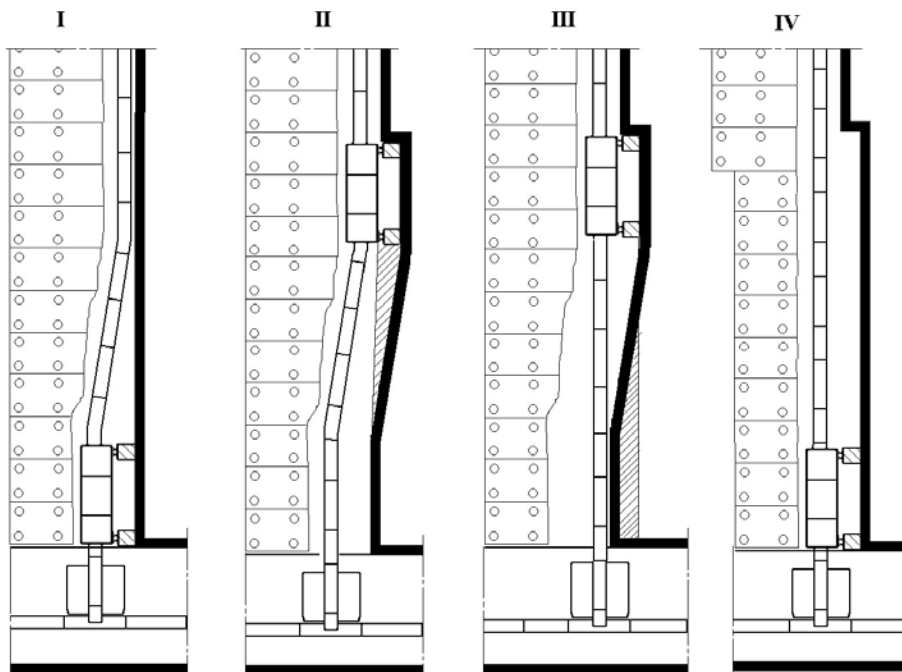


Рис. 9.2. Положения крепи, комбайна и конвейера при самозарубке способом «косых заездов»

На позиции I показано положение, в котором комбайн полностью закончил выемку полосы угля. Секции крепи передвинуты к забою по всей длине лавы. По мере движения комбайна к забою перемещался и конвейер. Учитывая конструктивные особенности конвейера, его можно полностью передвинуть к забою на расстоянии не ближе 15 м от корпуса комбайна.

Для построения планограммы ориентировочно рассчитаем время выполнения рабочих процессов при самозарубке комбайна способом «косых заездов».

Рассчитанное нами время выполнения концевой операции 25 мин.

– время для зарубки комбайна на изгибе конвейера – $\frac{15+8,4}{2,6} = 9$ мин;

– время передвижки конвейера равно 2 мин;

– время движения комбайна к штреку (снятия косовичка) – $\frac{15+8,4}{2,6} = 9$ мин;

– время движения комбайна по зачистке – $\frac{15+8,4}{5} \approx 5$ мин.

Позиция I на планеграмме отображена в пределах отрезка «а – б». Затем комбайн, двигаясь от штрека, на изгибе конвейера зарубывается в пласт (позиция II, отрезок «б – в»). После окончания зарубки в пласт конвейер останавливается и передвигается к забою вместе с приводом, расположенным на штреке (позиция III, отрезок «г – д»).

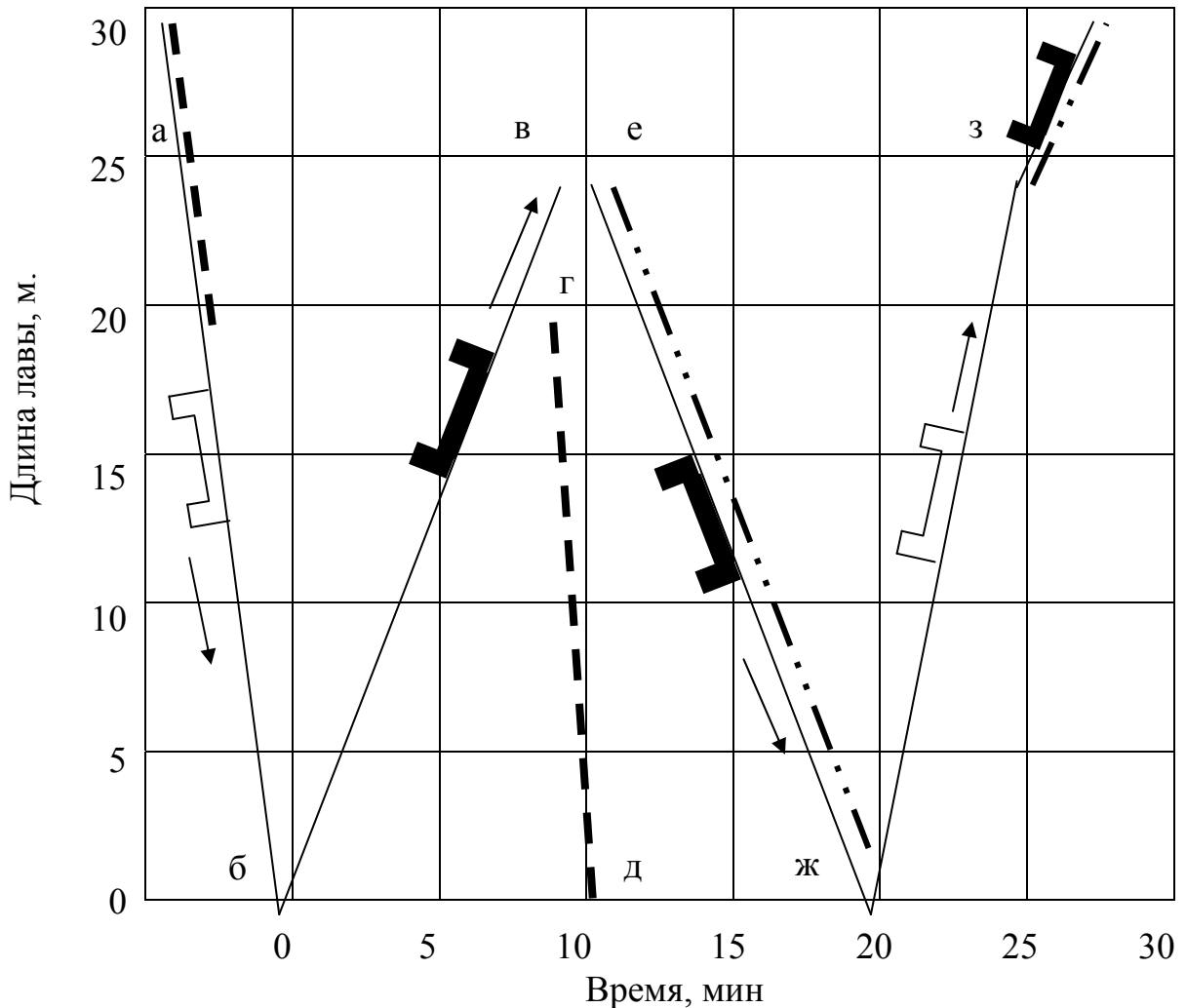


Рис. 9.3. Планограмма работ на сопряжении лавы со штреком при самозарубке комбайна в пласт способом «косых заездов»

Затем комбайн, двигаясь к штреку, снимает заштрихованную на позиции III полосу угля. Вслед за движением комбайна перемещаются секции механизированной крепи (отрезок «е – ж»). Двигаясь от штрека, комбайн зачищает уголь на участке «ж – з» (позиция IV) и начинает снятие очередной полосы угля. Вслед за выемкой угля производится передвижка секций механизированной крепи.

Контрольные вопросы к теме

1. Из каких составляющих складывается время выполнения цикла;
2. Какой параметр является основным при расчете времени выполнения цикла;
3. Какие горно-геологические и горнотехнические факторы учитываются при расчете времени выполнения цикла и количества циклов.
4. Что такое рабочая и средняя скорость движения комбайна?
5. В чем заключается суть подготовительных и заключительных операций в смене?

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Булат А.Ф. О фундаментальных проблемах разработки угольных месторождений Украины / А.Ф. Булат. – Уголь Украины, 1997, № 1. – С. 14-17.
2. Арсеньев А.И. Введение в специальность горного инженера – открытчика : учеб. пособие для вузов / А.И. Арсеньев, В.А. Падуков. – Л. : ЛПИ, 1979. – 86 с.
3. Гайко Г.И. История горной техники : учеб. для вузов / Г.И. Гайко. – Алчевск : ДГМИ, 2001. – 134 с.
4. Развитие горной науки (1927 – 1977) / под ред. А.В. Докукина. – М. : Недра, 1977. – 343 с.
5. Шпрут Ф. Металлическое крепление очистных выработок : пер. с нем. / Ф. Шпрут. – М.: Углетехиздат, 1956. – 336 с.
6. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых : учеб. для вузов / В.И. Бондаренко [та ін.]. – Д., 2003. – 708 с.
7. Правила безпеки у вугільних шахтах : НПАОП 10.0–1.01–10.–К. : ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. – 432 с.
8. Хорина В.И. Машины и оборудование для угольных шахт : справочник / под ред. В.И. Хорина. – М. : Недра, 1987. – 424 с.
9. Сапицкого К.Ф. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / под ред. К.Ф. Сапицкого. – М. : Недра, 1981. – 311 с.
10. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ / И.А. Кияшко. – К. : Вища школа, 1992. – 334 с.
11. Бурчаков А.С. Процессы подземных горных работ : учеб. для вузов / А.С. Бурчаков, Н.К. Гринько, И.Л. Черняк. – 3-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1982.– 191 с.
12. Колоколов О.В. Технология закладки выработанного пространства в шахтах и рудниках / О.В. Колоколов. – Д. : Січ, 1997. – 135 с.
13. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев / Ю.А. Коровкин; под общ. ред. Ю.Л. Худина. – М. :Недра,1990. – 413 с.
14. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт : учеб. пособие для вузов / И.Ф. Ярембаш, В.Д. Мороз, И.С. Костюк, В.И. Пилюгин. – Донецк.: ДГТУ, 1999. – 185 с.
15. Монтаж и демонтаж очистных механизированных комплексов угольных шахт : моногр. / А.Ф. Борзых, А.М. Кузьменко, В.Д. Сафонов, В.Д. Рябичев. – Донецк : Норд-Пресс, 2008. – 265 с.
16. Унифицированные типовые сечения горных выработок : В 3 т. Южгипрошахт. – К. : Будивельник, 1971. Т.1. – 415 с. Т.2. – 383 с. Т.3. – 452 с.
17. Подземная разработка пластовых месторождений : учеб. Пособие для горных вузов / С.Д. Сонин, Р.А. Селецкий, А.П. Килячков, В.Д. Кашеев, И.А. Кузмич. – М. : Госгортехиздат, 1971. – 655 с.

АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНИЙ УКАЗАТЕЛЬ

А

Абразивность угля 27
Агрегат выемочный 42
Антрацит 24, 25

Б

Бурошнековая выемка угля 54
Бутокостры 131
Бутовые полосы 131

В

Вспомогательные процессы 8
Водообильность угольных пластов 23

Г

Газобетонные тумбы 132, 133
Газоносность угольных пластов 21
Главные процессы 8
Геологические нарушения 23
Гидростойка 72
Гидрораспределители 74
График организации работ в очистном забое 160

Д

Двухкомбайновая выемка угля 93
Демонтаж комплексов 83-86
Деревянные костры 131

И

Индивидуальные крепи 59, 61

З

Зольность угля 24
Зоны, окружающие горную выработку 79-81

Закладка

- гидравлическая 115, 116
- механическая 115
- пневматическая 119
- полная 115
- твердеющая 124
- частичная 113

Закладочный материал 114

Закладочные установки (комплексы) 116

К

Кливаж

- угольного пласта 20
- пород 20

Классификация пород по слоистости 28

Классификация механизированной крепи 69

Концевые операции 88

Коэффициент разрыхления 28, 29

Крепь сопряжения лавы со штреком 98

М

Механическая прочность углей 27

Механизированные крепи 69

Монтаж комплексов 83

Мощность угольных пластов 17, 18

- вынимаемая 18
- полезная 18
- полная 18

Н

Насосная станция 75

Непосредственная кровля 27

Непосредственная почва 27

Ниша в лаве 88

Нишенарезная машина 96

О

Обрушаемость кровли 32

Односторонняя выемка угля 46

Операция 7

Основная кровля 27

Основные операции 7

Органная крепь 68

Охрана выработок 129

– деревянными кострами 131

– бутокострами 131

– бутовыми полосами 131

– железобетонными трубами 132

– газобетонными трубами 132

– литыми полосами 133

П

Планограмма очистных работ 160

Пневмозакладочные машины 119, 120

Пневматические костры 66

Подготовительно-заключительные операции 8

Погрузочный щиток 55, 56

Р

Рабочий процесс 7

Размеры ниши 105

Расчет высоты подрывки штрека 99

Расчет продолжительности цикла выемки угля 154

Расчёт количества циклов 154, 155

Расчет ширины штрека 99

С

- Самозарубка комбайна
- косыми заездами 89
 - фронтально 91, 92
- Специальные индивидуальные крепи 65
- Сопrotивляемость угля резанию 20
- Способы разрушения полезного ископаемого 41
- гидравлический 41
 - буровзрывной 41
 - механический 42
 - отбойными молотками 42
 - физико-химический 42
- Способы управления горным давлением 107
- плавным опусканием 108
 - полной закладкой 114
 - полным обрушением 109
 - частичной закладкой 113
- Статический лемех конвейера 55
- Струговая выемка угля 49-54

Т

- Технология очистных работ 7
- Типы исполнительных органов комбайнов 44-47
- Трещиноватость горных пород 34
- Труднообрушаемые кровли 111

У

- Угол падения пласта 19
- Узкозахватная выемка угля 42
- Устойчивость обнажений кровли 30
- Управление горным давлением 107

Ф

Физико-химические свойства углей 24

Фланговая выемка угля 43

Фронтальная выемка 42

Х

Характеристики крепей 60

Ш

Широкозахватная выемка угля 42, 46

Навчальне видання

Харченко Володимир Васильович
Овчинников Микола Павлович
Сулаєв Віктор Іванович
Гайдай Олександр Анатолійович
Руських Владислав Васильович

Процеси очисних робіт на пластах вугільних шахт
Підручник
(російською мовою)

Редактор Є.М. Ільченко

Підписано до друку 20.08.2014. Формат 30×42/4
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 9,4.
Обл.-вид. арк. 9,4. Тираж 200 пр. Зам №

Підготовлено до друку та видруковано
в ДВНЗ «Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842
від 11.06.2004 р.

49005 м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.