

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

КОНСПЕКТ

лекций по дисциплине

**«Системы разработки пластовых месторождений
полезных ископаемых»**

для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации
«Подземная разработка пластовых месторождений»

Донецк - 2019

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

КОНСПЕКТ

лекций по дисциплине

**«Системы разработки пластовых месторождений
полезных ископаемых»**

Конспект подготовлен по учебнику проф. Д.В.Дорохова
«Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных
ископаемых»: Учеб. для вузов / Д.В.Дорохов, В.И.Сивохин, И.С.Костюк и др.
Под общ. ред. Д.В.Дорохова. — Донецк: ДонГТУ, 1997. — 351 с.

РАССМОТРЕНО:
на заседании кафедры «Разработка
месторождений полезных ископаемых»
Протокол № 1 от “29” августа 20 19 г.

Донецк - 2019

УДК 622.27(07)

Конспект лекций по дисциплине «Системы разработки пластовых месторождений полезных ископаемых» подготовлен для студентов направления 21.05.04 «Горное дело» специализации «Подземная разработка пластовых месторождений» . С. 192 стр., 10 табл., 70 рис.

Описаны системы разработки угольных месторождений подземным способом, приведена их технологическая сущность, достоинства, недостатки и определена область их эффективного применения. Рассмотрены основные технологические решения при ведении очистных и подготовительных работ в различных горно-геологических условиях, а также вопросы воспроизводства фронта очистных работ и обеспечения устойчивости подготовительных выработок в различных зонах их поддержания, выбора оптимальных параметров систем разработки при выемке угольных пластов в условиях глубоких шахт.

Составитель:

Г.И. Соловьев, доц.

Ответственный
за выпуск

Н.Н. Касьян, проф., зав. кафедры РПМ

СОДЕРЖАНИЕ

Лекция 1. Системы разработки пластовых месторождений.....	6
1.1. Общие сведения.....	6
1.2. Требования к системам разработки.....	6
1.3. Факторы, влияющие на выбор системы разработки.....	7
1.4. Классификация систем разработки.....	10
Лекция 2. Сплошные системы разработки.....	14
2.1. Общие сведения.....	14
2.2. Сплошная система разработки лава-этаж (ярус).....	15
2.3. Способы расположения и охраны выемочных выработок при сплошной системе разработки. Модификации сплошных систем.....	17
2.4. Расположение и охрана вентиляционных штреков.....	22
2.5. Сплошная система разработки лава-этаж (ярус) со средним вентиляционным штреком	24
2.6. Сплошная система разработки со спаренными лавами в этаже (ярусе).....	25
2.7. Сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи.....	27
2.8. Сплошная система разработки с выемкой лавами по восстанию.....	29
2.9. Сплошная система разработки крутых пластов.....	31
2.10. Способы расположения и охраны транспортных штреков.....	32
2.11. Способы расположения и охраны вентиляционных штреков.....	34
Вопросы для самоконтроля.....	37
Лекция 3. Столбовые системы разработки.....	39
3.1. Общие сведения.....	39
3.2. Столбовая система разработки лава-ярус (этаж).....	40
3.3. Подготовка длинных столбов по простиранию.....	42
3.4. Столбовая система разработки со спаренными лавами в ярусе.....	51
3.5. Столбовая система разработки с разделением этажа на подэтажи.....	52
3.6. Столбовая система разработки с выемкой по восстанию (падению).....	56
3.7. Столбовые системы разработки крутых пластов.....	59
Вопросы для самоконтроля	65
Лекция 4. Комбинированные системы разработки.....	67
4.1. Общие сведения.....	67
4.2. Комбинированные системы разработки сплошной со столбовой.....	67
4.3. Комбинированные системы разработки столбовой со сплошной.....	70
4.4. Влияние системы разработки на величину нагрузки на очистной забой по газовому фактору. Конструирование систем разработки, обеспечивающих высокие нагрузки на очистной забой по газовому фактору.....	71
Вопросы для самоконтроля.....	78
Лекция 5. Камерные системы разработки.....	79
5.1. Общие сведения.....	79
5.2. Камерные системы разработки с выемкой на всю ширину камеры.....	79
5.3. Камерная система разработки с расширением камеры обратным ходом.....	80
5.4. Камерная система разработки с поперечной выемкой (лавами-камерами).....	81
5.5. Камерно-столбовая система разработки.....	82
Вопросы для самоконтроля.....	82
Лекция 6. Разработка сближенных пластов.....	83
6.1. Общие сведения.....	83
6.2. Раздельная разработка сближенных пластов.....	85
6.3. Совместная разработка сближенных пластов.....	86
Вопросы для самоконтроля.....	88

Лекция 7. Разработка пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа.....	89
7.1. Общие сведения.....	89
7.2. Опережающая разработка защитных пластов.....	90
7.3. Технологические схемы использования защитных пластов.....	97
7.4. Системы разработки и технология ведения очистных работ на выбросоопасных пластах.....	98
Вопросы для самоконтроля.....	100
Лекция 8. Особенности разработки пластов, склонных к самовозгоранию угля.....	102
8.1. Общие сведения.....	102
8.2. Основные положения по разработке пластов, склонных к самовозгоранию угля.....	102
Вопросы для самоконтроля.....	104
Лекция 9. Экономико-математическое моделирование систем разработки.....	105
9.1. Общие сведения.....	105
9.2. Стоимостные параметры.....	105
9.3. Моделирование затрат на проведение выработок.....	106
9.4. Моделирование затрат на поддержание выработок.....	107
9.5. Моделирование затрат на транспортирование угля по выработкам.....	114
9.6. Пример составления экономико-математической модели системы разработки.....	116
Вопросы для самоконтроля.....	117
Лекция 10. Особенности разработки пластов, склонных к самовозгоранию угля.....	118
10.1. Общие сведения.....	118
10.2. Особенности разработки пластов, склонных к самовозгоранию угля.....	119
Вопросы для самоконтроля.....	120
Лекция 11. Выбор рациональной системы разработки и определение ее основных параметров.....	121
11.1. Общие положения.....	121
11.2. Выбор и конструирование вариантов систем разработки.....	122
11.3. Определение нагрузки на очистной забой.....	125
11.4. Выбор типоразмера крепи и площади поперечного сечения выемочных выработок.....	131
11.5. Определение оптимальной длины лавы и скорости подвигания забоя по экономическим факторам.....	136
11.6. Определение оптимальных размеров выемочного поля.....	143
11.7. Расчет соотношения между очистными и подготовительными забоями.....	149
Список литературы.....	154

Лекция 1. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1. Общие сведения

После завершения этапа подготовки шахтного поля переходят к следующему этапу — эксплуатации месторождения, т.е. собственно к добыче полезного ископаемого.

Работы, связанные с извлечением полезного ископаемого, называются *очистными работами*, а выработки, в которых непосредственно добывается полезное ископаемое, — *очистными выработками*. На практике чаще употребляется термин "*очистной забой*". В качестве очистных забоев могут быть **лавы, камеры, полосы и заходки**.

Каждый очистной забой должен иметь выработки для его обслуживания — транспорта, вентиляции, передвижения людей, которые носят общее название *подготовительных*. Однако, поскольку к подготовительным относятся также и выработки, подготавливающие шахтное поле, удобнее выработки, обслуживающие очистные забои, называть *выемочными*.

На рис. 4.1 показаны виды очистных забоев и выработки их непосредственно обслуживающие. Так, лаву (а) обслуживают транспортный и вентиляционный штреки, полосу (в) — углеспускная и вентиляционная печи, заходку (г) — выемочная печь, а забой камеры (б) обслуживается собственной выработкой — камерой.

Характерной особенностью ведения очистных работ является систематическое перемещение очистного забоя, вследствие чего особое значение приобретает своевременное проведение выемочных выработок, обслуживающих этот забой. В одних случаях их проводят до начала ведения очистных работ, в других — одновременно с очистными работами, в третьих — комбинированно. Установленный для данных условий порядок ведения очистных и подготовительных работ во времени и пространстве и называется *системой разработки*.

Систему разработки можно также определять как комплекс очистных и подготовительных выработок, проводимых в определенной последовательности во времени и пространстве.

1.2. Требования к системам разработки

Выбранная для конкретных условий залегания пласта система разработки должна удовлетворять следующим основным требованиям: безопасности ведения очистных и подготовительных работ, комфортным условиям труда, экономичности разработки, минимальным потерям полезного ископаемого в недрах и обеспечению охраны окружающей среды.

Безопасность работ определяется исключением возможности завалов очистных забоев, взрывов газов и пыли, пожаров, предотвращением падения людей на крутонаклонных пластах и их травмирования падающими кусками породы и полезного ископаемого. Так, например, система разработки полосами по восстанию с временным маганизированием угля является высокопроизводительной системой, однако она не

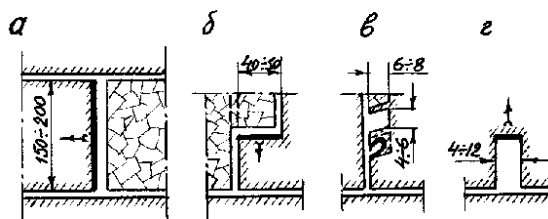


Рис. 1.1. Виды очистных забоев:
а — лава; б — полоса; в — заходка;
г — камера

исключает завалы очистных забоев. По этой причине от ее применения в последние годы отказались. По причине высокой пожароопасности также отказались от применения камерной системы разработки на мощных крутых пластах, хотя во время войны при нехватке рабочей силы она применялась на шахтах Кузбасса, обеспечивая высокую производительность труда. Обязательным условием безопасности работ является наличие не менее двух свободных выходов из очистного забоя, а также надежное его проветривание.

Комфортные условия труда определяются в основном удобствами работы, допустимым содержанием пыли и влаги в вентиляционной струе, и его температурой.

Экономичность системы разработки определяется уровнем производительности труда и себестоимости 1 т полезного ископаемого при высоком его качестве. Система разработки должна обеспечивать возможность применения высокопроизводительной забойной техники для достижения высокой нагрузки на забой, минимальный расход материалов на единицу добываемого ископаемого, а также иметь минимальный объем проведения выемочных выработок, простую и надежную транспортную сеть.

Правильно выбранная система разработки должна обеспечивать минимальные потери полезного ископаемого, поскольку, с одной стороны, запасы невозполнимы, а с другой — уменьшение потерь снижает удельные капитальные затраты на строительство горного предприятия, а также косвенные затраты на геологическую разведку месторождения. В отдельных случаях допустимо увеличение эксплуатационных потерь с целью достижения высокой производительности труда, меньшего расхода материалов, снижения себестоимости 1 т добычи. Например, камерная система разработки пологих пластов характеризуется в целом высокими потерями полезного ископаемого, однако отличается высокими технико-экономическими показателями. В отдельных случаях, например, при значительной нарушенности пластов и невысокой ценности полезного ископаемого она может оказаться экономически целесообразной даже при относительно высоких потерях.

Требования к системам разработки с точки зрения охраны окружающей среды сводятся к необходимости оставления породы в шахте, не допуская ее выдачи на поверхность, а также исключению образования провалов на дневной поверхности и подработки зданий и сооружений, для чего необходимо применять системы разработки с закладкой выработанного пространства.

1.3. Факторы, влияющие на выбор системы разработки

Основными факторами, оказывающими влияние на выбор системы разработки являются: **мощность и угол падения пласта, свойства боковых пород, крепость угля, газоносность пласта и вмещающих пород, склонность угля к самовозгоранию, обводненность, глубина разработки, взаимное расположение пластов в свите, склонность пластов к внезапным выбросам угля и газа, способы механизации очистных и подготовительных работ** и др.

Мощность пласта является одним из основных факторов при выборе системы разработки, оказывающим влияние на способ выемки угля, крепление очистных забоев, интенсивность сдвижений и обрушений вмещающих пород, способ управления горным давлением. По мощности все пласты разделяются на весьма тонкие — до 0,7 м, тонкие — от 0,71 до 1,2 м, средней мощности — от 1,21 до 3,5 м, мощные — свыше 3,5 м. Эта классификация пластов по мощности в известной степени условная и лишь отчасти характеризует особенности разработки пластов, отнесенных к той или иной группе.

Чем мощнее пласт, тем более интенсивно происходит сдвигание толщи пород над выработанным пространством, вследствие чего усложняются процессы крепления и управления кровлей. При этом приходится решать вопрос о способе выемки пласта — на полную мощность сразу или с разделением его на слои. На мощных пластах подготовительные выработки, как правило, проводятся без подрывки боковых пород, что значительно упрощает их проведение. Поэтому на таких пластах могут применяться системы, для которых характерен большой объем проведения выемочных выработок.

Параметры системы разработки также изменяются в зависимости от мощности пласта. Например, на весьма тонких пологих пластах длину лавы по условиям передвижения людей и ее обслуживания принимают в пределах 80-100 м. С увеличением мощности примерно до 2,5 м наблюдается увеличение длины лавы до 200÷250 м, а при дальнейшем возрастании мощности длина лавы вновь уменьшается.

Угол падения пласта также существенно влияет на выбор системы разработки. По углам падения угольные пласты подразделяются на пологие — до 18°, наклонные — от 19 до 35°, крутонаклонные — от 36 до 55° и крутые — свыше 55°.

При углах падения до 10° возможно применение систем разработки с выемкой лавами по восстанию (падению), при больших углах — лавами по простиранию, а при углах свыше 50° — систем разработки с выемкой полосами по падению щитовыми агрегатами.

Если на пологих и наклонных пластах уголь вдоль очистного забоя перемещается с помощью специальных транспортных средств (конвейеры, скреперо-струги, металлические листы), то на крутых пластах отбитый уголь, а также обрушающиеся породы скатываются вниз под действием силы тяжести, что вызывает необходимость применять предохранительные устройства для защиты рабочих от падающих кусков угля и породы. В частности, при выемке отбойными молотками забой придают потолкоуступную форму.

Свойства боковых пород оказывают большое влияние на выбор способа выемки угля, крепления очистного забоя, управления горным давлением и охраны выемочных выработок. В результате проявления горного давления и поглощения глинистыми породами влаги и воды происходят так называемые явления "поддувания" почвы, что вынуждает производить периодически ее подрывку, а это приводит к значительным затратам и характеризуется высокой трудоемкостью работ. В таких случаях применяются специальные способы охраны выемочных выработок, например, двусторонними бутовыми полосами с проведением штреков позади забоя лавы, либо располагать штреки по пустым породам, т.е. проводить их полевыми. Оба случая определяют характерные модификации сплошной системы разработки.

Крепость угля оказывает влияние на способ выемки угля и производительность выемочных машин. При разработке мощных крутых и наклонных пластов с мягким углем производить выемку по восстанию опасно из-за возможных вывалов кусков угля, особенно когда кливаж угля расположен параллельно забой. В таких случаях предпочтение надо отдавать системам разработки с выемкой по падению или простиранию.

Газоносность пласта и вмещающих пород может существенно ограничивать нагрузку на очистной забой. Чем выше нагрузка, тем большее количество воздуха надо подать в забой, однако оно ограничивается площадью поперечного сечения очистной выработки и допустимой скоростью движения воздуха — не более 4 м/с. Для достижения высоких нагрузок на забой выбирают системы разработки, обеспечивающие подачу воздуха в забой по двум выработкам, а третья, вентиляционная, располагается посередине

лавы, или же применяют комбинированную систему разработки с прямоточной схемой проветривания и подсвежающей струей воздуха. На весьма газоносных пластах целесообразно применять системы разработки с минимальным числом подготовительных выработок, особенно восстающих.

Склонность угля к самовозгоранию чаще проявляется при разработке мощных пластов. Причиной самовозгорания угля является его способность поглощать кислород, т.е. окисляться, в результате чего уголь самонагревается и, достигая критической температуры 70-80°C, самовозгорается.

Наиболее опасными в отношении возникновения пожаров являются раздавленные целики угля и скопления угольной мелочи в выработанном пространстве. При этом на развитие процесса самовозгорания большое влияние оказывают утечки воздуха через это пространство и их продолжительность. Для предупреждения пожаров следует применять системы разработки, которые бы исключали утечки воздуха через выработанное пространство. Если неизбежно оставление целиков, то следует принимать их таких размеров, чтобы они не были раздавлены. Размеры выемочных полей необходимо принимать из расчета, чтобы время их отработки по возможности было меньше инкубационного периода самовозгорания угля.

Обводненность пластов ухудшает условия работы и приводит к снижению производительности труда. Сильнообводненные глинистые породы становятся менее устойчивыми, приобретают склонность к вспучиванию. При разработке таких пластов стремятся выбрать такую систему разработки, при которой вода из пласта и вмещающих пород не поступала бы в забой. Для этих целей выемку осуществляют по восстанию или диагонально к линии простирания, а также применяют системы с опережающей сетью подготовительных выработок для предварительного осушения пласта. Нерационально проведение на обводненных пластах штреков с нижней раскоской.

Глубина разработки предопределяет величину горного давления, которая растет пропорционально глубине. При этом увеличивается давление на крепь, происходят деформации стенок выработок, что вызывает необходимость производить их перекрепление. Особенно интенсивно проявляется горное давление в зонах влияния очистных работ, где выработки деформируются более значительно. Эти особенности приходится учитывать при выборе способа расположения и охраны выработок, являющихся элементами системы разработки.

Большая глубина разработки исключает применение камерных систем разработки и усложняет применение щитовых систем на мощных крутых пластах.

Взаимное расположение пластов в свите при выборе системы разработки необходимо учитывать в связи с тем, что при сближенных пластах возможна групповая разработка пластов, когда подготовительные выработки в этаже (ярусе) проводятся и поддерживаются по одному из пластов, а по другим они поддерживаются в пределах выемочного поля и сразу же погашаются после его отработки, причем выработки группированных пластов проводят меньшим сечением, что в конечном счете снижает затраты на проведение и поддержание выработок.

Кроме того необходимо устанавливать последовательность отработки сближенных пластов в свите, чтобы в одних случаях избежать вредного влияния подработки или надработки одного пласта другим, а в других, напротив, использовать положительное действие надработки или подработки для целей защиты пластов от внезапных выбросов угля и газа или горных ударов.

К системам разработки *пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа*, предъявляются повышенные требования, а именно: соблюдение прямолинейной формы

очистного забоя, причем, на крутых пластах предпочтительнее с выемкой лавами по падению (с применением щитовых агрегатов); обособленное проветривание забоев с подсыжением исходящей струи; проведение выработок с углами падения более 10° сверху вниз и др.

Способы механизации очистных и подготовительных работ оказывают существенное влияние на выбор системы разработки, поскольку они тесно связаны между собой. В своё время переход от ручной выемки и доставки угля в очистных забоях к зарубке врубовыми машинами и доставке конвейерами позволил перейти на разработку пластов длинными лавами и широкому применению разновидности сплошной системы разработки лава-этаж вместо весьма распространенной при коротких лавах системы с разделением этажа на подэтажи. Применение щитовых крепей позволило внедрить эффективные системы разработки мощных угольных пластов с выемкой их сразу на полную мощность.

Создание высокопроизводительных горнопроходческих машин обеспечило повышение темпов проведения выработок и во многих случаях переход от сплошных систем к более эффективным столбовым.

Все перечисленные выше факторы должны учитываться при выборе приемлемых вариантов систем разработки для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. При этом следует иметь в виду, что влияние отдельных факторов в ряде случаев может оказаться противоположным. В конечном итоге окончательный выбор системы разработки производится путем экономического сравнения различных ее вариантов.

1.4. Классификация систем разработки

Разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов и технических средств их выемки определяют и многообразие встречающихся вариантов и разновидностей систем разработки, для полной характеристики которых требуется учет многих различных признаков. Все это в конечном счете затрудняет создание единой общепринятой их классификации.

В табл. 1.1 приведена более или менее детальная классификация систем разработки угольных пластов, которая охватывает большинство из общеизвестных и применяемых в настоящее время систем разработки.

В основу классификации положен полиарный принцип, предполагающий наличие нескольких основных и дополнительных классификационных признаков.

По главным признакам классификация доведена включительно до деления систем на классы, которые составляют ее основу. В качестве главных признаков приняты способ выемки пласта по мощности, длина очистного забоя, направление выемки пласта относительно элементов залегания и порядок ведения очистных и подготовительных выработок в этаже, ярусе или выемочной полосе.

По способу выемки пласта по мощности все системы разработки разделяются на две группы: однослойные и многослойные. В первой группе систем выемка пласта производится сразу на полную мощность, т.е. без деления пласта на слои, во второй — с делением его на слои.

В зависимости от ориентировки слоев в пласте группа многослойных систем подразделяется на подгруппы с выемкой наклонными, горизонтальными и поперечно-наклонными слоями. Понятно, что для группы однослойных систем такое деление отсутствует.

Таблица 1.1

Классификация систем разработки

Элемент классификации		Классификационный признак	Системы разработки	
наименование	шифр		наименование	шифр
Группа	I	Способ выемки пласта по мощности	Без разделения на слои С разделением на слои	1 2
Подгруппа	II	Ориентировка слоев в пространстве	С выемкой слоями – наклонными – горизонтальными – поперечно-наклонными	1 2 3
Вид	III	Длина очистного забоя	Длиннозабойные Короткозабойные	1 2
Подвид	IV	Направление выемки пласта относительно элементов его залегания	С выемкой: – по простиранию – по восстанию – по падению – по диагонали	1 2 3 4
Класс	V	Порядок проведения очистных и подготовительных (выемочных) выработок в этаже (ярусе, полосе) во времени и пространстве	Сплошные Столбовые Камерные Полосовые Комбинированные	1 2 3 4 5
Подкласс	VI	Принцип деления этажа (яруса, полосы) по длине на выемочные поля	Без разделения на выемочные поля С разделением на выемочные поля	1 2
Разновидность	VII	Характер компоновки очистных забоев в этаже (ярусе, полосе)	Лава-этаж (ярус, полоса) Лава-этаж (ярус, полоса) со средним штреком Со спаренными лавами в этаже (ярусе, полосе) С разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы)	1 2 3 4
Подразновидность	VIII	Направление транспортирования угля в выемочном поле	С доставкой угля на передний участковый бремсберг (скат, квершлаг) То же на задний участковый бремсберг (скат, квершлаг) То же на двусторонний участковый бремсберг (скат, квершлаг)	1 2 3
Тип	IX	Порядок проветривания очистных забоев или их частей в этаже (ярусе, полосе)	С проветриванием забоев: – последовательным – обособленным – комбинированным	1 2 3
Подтип	X	Схема проветривания выемочного участка	Возвратноточная без подсвежения То же с подсвежением Прямоточная без подсвежения То же с подсвежением	1 2 3

Элемент классификации		Классификационный признак	Системы разработки			
наименование	шифр		наименование	шифр		
			Комбинированная			
				4 5		
Модификация	XI	Способ охраны выемочных выработок а) транспортной б) вентиляционной в) воздухоподающей	С одной стороны	С другой стороны		
				Массив угля		1
				Массив пород		2
			Массив угля	Целик угля		3
			То же	Бутовая полоса		4
			То же	Искусственные сооружения		5
			Целик угля	Целик угля		6
			То же	Бутовая полоса		7
			То же	Искусственные сооружения		8
	Бутовая полоса	9				

По длине очистного забоя все системы разработки делятся на два вида: длиннозабойные и короткозабойные. К первому относятся системы с длиной забоя свыше 20 м и ко второму с длиной до 20 м. Такое деление в известной степени является условным.

По направлению выемки пласта относительно элементов залегания оба вида систем делятся на четыре подвида: с выемкой по простиранию, восстанию, падению и по диагонали.

И, наконец, по порядку и последовательности ведения очистных и подготовительных работ, т.е. принятому порядку подготовки и последующей отработки пласта, системы разделены на пять классов: сплошные, столбовые, камерные, полосовые и комбинированные, составляющие, как указано выше, основу всей классификации систем разработки в целом.

Дополнительными классификационными признаками систем разработки являются: принцип деления этажа (яруса, полосы ¹) на выемочные поля; характер компоновки очистных забоев в этаже (ярусе, полосе); направление транспортирования угля в выемочном поле; порядок проветривания выемочного участка и способ охраны выемочных выработок. С помощью этих признаков классы систем разработки подразделяются на подклассы, разновидности, подразновидности, типы, подтипы и модификации, подробное изложение которых приводится в главах при изучении каждого класса систем разработки.

В приведенной классификации не содержатся такие признаки, как способ управления кровлей, конфигурация очистного забоя, механизация очистной выемки, которые для подавляющего большинства систем не являются определяющими и относятся к процессам подземных горных работ. Однако в отдельных случаях, когда они в большей степени характеризуют особенности данной системы они должны учитываться. Например,

¹В существующих вариантах систем с выемкой по восстанию или падению деление выемочной полосы на выемочные поля не встречается, однако в принципе такое деление возможно и в некоторых случаях может оказаться выгодным.

характеристика системы разработки мощных крутых пластов длинными столбами по падению будет неполной, если не конкретизировать "со щитовой крепью".

Каждому элементу классификации и классификационному показателю (см. табл. 4.1) даны цифры, с помощью которых систему разработки и ее вариант можно представить символически. Например, сплошная система разработки лава-этаж со средним вентиляционным штреком и охраной выемочных выработок бутовыми полосами будет иметь следующий символ: П.Ш1.IV1.V1.VI1.VII2.IX2.X1.XIa9, б9, в9, в3.

В отечественной практике на угольных шахтах, как правило, применяются системы разработки с длинными очистными забоями, которые включают в себе три класса систем: сплошные, столбовые и комбинированные. Для правильного отнесения системы к тому или иному классу необходимо четко уяснить отличительные признаки, присущие каждой системе разработки этого вида, так как в литературе по этому вопросу нет четких установок и нередко одну и ту же систему относят к разным классам, особенно путая столбовые системы разработки с комбинированными.

В табл. 1.2 приведены отличительные признаки длиннозабойных систем разработки, которые разделены на основные и дополнительные. К основным отнесены: последовательность ведения очистных и подготовительных работ и условия поддержания выемочных выработок, к дополнительным — направление движения транспорта угля и исходящей струи воздуха по отношению к очистному забою. Дополнительные признаки позволяют легко установить класс системы разработки по плану горных работ.

Таблица 1.2.
Отличительные признаки систем разработки

№ п/п	Признаки систем		Класс системы		
			Сплошные	Столбовые	Комбинированные
					
1	Основные	Последовательность ведения очистных и подготовительных работ в выемочном поле	Одновременная	Разновременная	Комбинированная
2		Условия поддержания участков выработок	В выработанном пространстве или на границе с ним	В массиве угля или зоне установившегося горного давления	В массиве и выработанном пространстве
3	Дополнительные	Направление движения транспорта угля и очистного забоя	Противоположное	Совпадает	Совпадает или не совпадает
4		Направление движения исходящей струи воздуха и очистного забоя	Противоположное	Совпадает	Совпадает или не совпадает

Лекция 2. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

2.1. Общие сведения

Класс сплошных систем разработки характеризуется тем, что очистные и подготовительные работы в выемочном участке ведутся одновременно, взаимосвязаны между собой и подвигаются, как правило, в одном направлении — от бремсберга, уклона или квершлага к границам шахтного поля, панели или блока; выемочные выработки, обслуживающие очистной забой, поддерживаются в выработанном пространстве, подвержены интенсивному проявлению горного давления, а транспортирование угля по ним производится в направлении, противоположном движению очистного забоя. Сплошные системы разработки (рис. 2.1) могут применяться при любом способе подготовки шахтного поля.

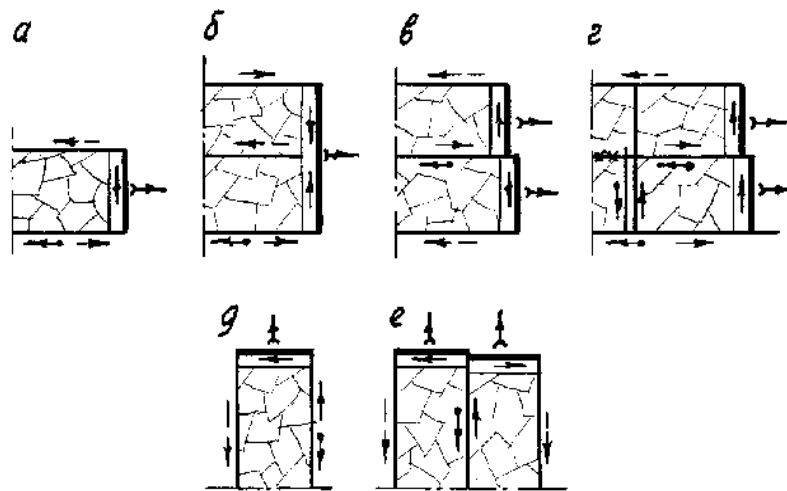


Рис. 2.1. Разновидности сплошной системы разработки:

а — лава-этаж(ярус); б — лава-этаж (ярус) со средним вентиляционным штреком; в — со спаренными лавами в этаже (ярусе); г — с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы); д, е — с выемкой лавами по восстанию соответственно одинарными и сдвоенными

Различают следующие разновидности сплошных систем разработки, геометрическая интерпретация которых представлена на рис.2.1:

- при выемке лавами по простиранию: лава — этаж (ярус); лава-этаж (ярус) со средним вентиляционным штреком; со спаренными лавами в этаже (ярусе); с разделением этажа (яруса) на подэтажи (подъярусы);
- при выемке лавами по восстанию (падению²): с выемкой одинарными лавами и с выемкой спаренными лавами.

Общими достоинствами сплошных систем разработки являются:

- быстрый ввод очистных забоев в работу;
- небольшие первоначальные затраты на подготовку участка;
- отсутствие большой длины тупиковых выработок, что важно для их проветривания, особенно на газоносных пластах;

² Разновидности сплошной системы разработки с выемкой по падению, как правило, не применяются на практике из-за опасности подтопления забоев и сложности организации водоотлива на участке. Однако на пластах необводненных и при весьма их пологом залегании она могут применяться.

- возможность применения различных способов охраны выемочных выработок при слабых боковых породах пласта (особенно почвы).

Общие недостатки сплошных систем:

- в общем случае плохие условия поддержания выемочных выработок, подверженных влиянию очистных работ, и в этой связи большие затраты на их ремонт;
- отсутствие предварительной разведки пласта подготовительными выработками, а отсюда опасность неожиданной встречи непрогнозируемых геологических нарушений и выхода участка из строя;
- очистные и подготовительные работы не разделены во времени и пространстве, что приводит к взаимным организационным помехам;
- ограничение нагрузки на забой по газовому фактору, хотя она в аналогичных условиях и более высокая, чем, например, у столбовой системы разработки, однако значительно ниже, чем у комбинированных систем с подсвежающей струей воздуха.

2.2. Сплошная система разработки лава-этаж (ярус)

Разновидность сплошной системы разработки лава-этаж (ярус) (рис. 2.2) является основной в классе сплошных систем и имеет наибольшее распространение в практике благодаря своей простоте в отношении транспорта угля, проветривания забоев и минимальному объему выемочных выработок.

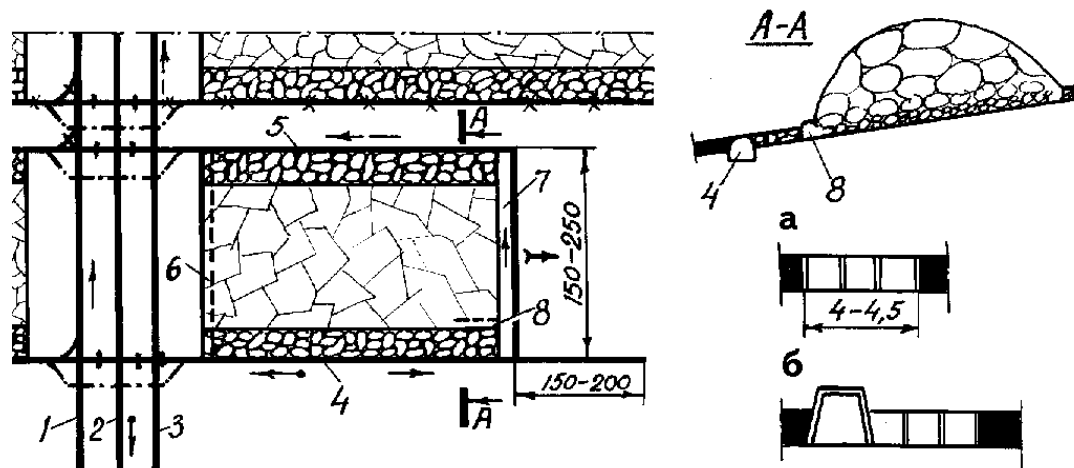


Рис. 2.2. Сплошная система разработки лава-этаж (ярус): а — разрезная печь; б — разрезной ходок; 1, 2, 3 — соответственно вспомогательный бремсберг, капитальный (панельный) бремсберг, вентиляционный ходок; 4, 5 — выемочный штрек транспортный и вентиляционный; 6 — разрезная печь (ходок); 7 — лава; 8 — буттовый штрек

Подготовка этажа к очистной выемке начинается с проведения от капитального (панельного) бремсберга или уклона транспортного и вентиляционного штреков в оба крыла этажа (яруса) и сооружения приемных площадок. На расстоянии 40-50 м от крайних наклонных выработок и на всю высоту этажа (яруса) проводят разрезную печь, в которой монтируется забойное оборудование для очистной выемки. При достаточной мощности пласта разрезные печи проводят без подрывки боковых пород шириной 4-4,5 м. При небольшой мощности (0,6-0,9 м), а также на выбросоопасных пластах вначале проводят разрезной ходок обычно с подрывкой пород кровли, а затем в одной из боковых стенок ходка вынимают уголь на ширину, необходимую для монтажа оборудования.

По окончании монтажа приступают к ведению очистных работ, в результате чего забой лавы перемещается по простиранию к границе шахтного поля при этажной подготовке или к границе панели при подготовке панельной. Транспортный штрек проводят по мере подвигания лавы с опережением при рельсовом транспорте на 150-200 м, которое необходимо для удобства маневровых работ по обмену партий вагонеток под погрузочным пунктом лавы, а также для разведки пласта.

Этажный (ярусный) вентиляционный штрек в большинстве случаев проводится одним забоем с лавой, как правило, с подрывкой пород кровли пласта для удобства доставки породы в бутовую полосу скрепером.

Транспорт угля осуществляется по схеме 7-4-2 (см. рис. 2.2).

Основной вид транспорта по штрекам при сплошной системе разработки — рельсовый и в меньшей мере — конвейерный. Более широкому применению последнего препятствуют сложная гипсометрия пластов, не позволяющая иметь строго прямолинейные выработки, сравнительно невысокие нагрузки на забой, а также необходимость систематического производства работ по укреплению транспортного штрека с подрывкой пород почвы. Не малое значение играет и требование раздельной выдачи угля и породы, что проще осуществить рельсовым транспортом.

Схема проветривания участка — возвратночная и осуществляется в последовательности: 1-4-7-5-3.

При этой схеме имеют место утечки воздуха через выработанное пространство, которое, с одной стороны, надо рассматривать как положительный фактор, поскольку в общей сложности на участок поступает большее количество воздуха, а следовательно, можно обеспечить большую нагрузку на очистной забой по газовому фактору, а с другой, — как отрицательный, так как утечки эти нерегулируемы и могут достигать значений, при которых нарушится нормальное проветривание лавы. При углях, склонных к самовозгоранию, утечки способствуют возникновению пожаров в выработанном пространстве.

Проветривание забоя транспортного штрека производится вентилятором местного проветривания, который устанавливается в штреке на расстоянии не менее 10 м от входа в лаву. Забой вентиляционного штрека проветривается той же струей, что и лава. Однако, в связи с тем, что породный забой штрека отстает от угольного забоя, верхний куток лавы плохо омывается вентиляционной струей и часто газуется, особенно при наличии ниши. Для улучшения проветривания кутка в нем устанавливают парус для направления туда части воздуха.

Достоинства разновидности сплошной системы разработки лава-этаж (ярус):

- общие для всех сплошных систем (п. 2.1.1);
- минимальный объем проведения подготовительных выработок;
- простая схема транспорта на участке и простая схема проветривания.

Недостатки системы:

- общие для сплошных систем (п. 2.1.1);
- невысокая нагрузка на этаж (ярус), так как в крыле находится одна лава;
- трудности в проветривании верхнего кутка лавы.

Условия применения: пласты мощностью до 1,0-1,2 м (на практике до 1,5 м) с любыми углами залегания, любой газоносности, не склонные к самовозгоранию, с устойчивыми породами почвы. Для пластов с почвами, склонными к пучению, применяются модификации систем с охраной штреков двусторонними бутовыми

полосами или с расположением их по пустым породам. В последнем случае возможно применение системы и на самовозгорающихся пластах.

2.3. Способы расположения и охраны выемочных выработок при сплошной системе разработки. Модификации сплошных систем

2.3.1. Расположение и охрана транспортных штреков

Одним из основных вопросов для сплошной системы разработки является поддержание выемочных выработок в рабочем состоянии, поскольку они в значительной степени подвержены влиянию очистных работ и все время поддерживаются в выработанном пространстве. Работы по перекреплению выработок весьма трудоемки, трудно механизуемы и связаны с большими издержками средств.

На устойчивость выработок влияет целый ряд горно-геологических и горнотехнических факторов, таких как свойства вмещающих пласт пород, глубина расположения выработки относительно пласта, способ охраны, наличие выработанного пространства вблизи выработки и др. Если изменить горно-геологические условия не представляется возможным, то управлять горнотехническими факторами необходимо и это является задачей горного инженера.

Транспортные штреки могут располагаться как по пласту (чаще всего), так и по пустым породам, т.е. проводиться по пустым породам.

При расположении штреков по пласту применяются следующие способы их охраны:

- целиками угля;
- бутовыми полосами;
- искусственными сооружениями.

Способ охраны штреков целиками угля (рис. 2.2, а, б), широко распространенный прежде, в настоящее время находит все меньшее применение, да и то в основном на крутых и крутонаклонных пластах. Целики заблаговременно оконтуриваются нарезными выработками — печами и просеком, проводимыми впереди очистного забоя, поскольку доставка угля из лавы к погрузочному пункту при наличии целиков над штреком допускается только на передние печи (§81 ПБ) и в исключительных случаях на заднюю печь — при доработке крыла этажа (яруса).

Размеры целика по падению $I_{ц}$ (ширина целика) в первом приближении могут определяться по эмпирической формуле:

$$\text{для каменного угля} \quad I_{ц}=0,004mH+6, \text{ м}; \quad (4.1)$$

$$\text{для антрацита} \quad I_{ц}=0,003mH+6, \text{ м}, \quad (4.2)$$

где m — мощность пласта, м; H — глубина расположения выработки, м.

На практике размер целика находится в пределах 20-30 м. Расстояние между печами принимается равным 30-50 м, а в некоторых случаях (в основном на пластах мощностью свыше 1,0 м) 70-100 м с расчетом на длину просекового конвейера.

Конвейерный просек может проводиться с транспортированием угля на общую конвейерную печь (рис. 4.4, а) или же на заранее пройденную передовую печь (рис. 4.4, б). В первом случае (а) обеспечивается более простая схема проветривания забоя просека, но усложняется узел сопряжения печи с просеком, где устанавливаются приводные головки двух просековых конвейеров. Во втором случае (б) — усложняется проветривание забоя просека, добавляется дополнительный конвейер, но упрощается узел сопряжения печи и просека.

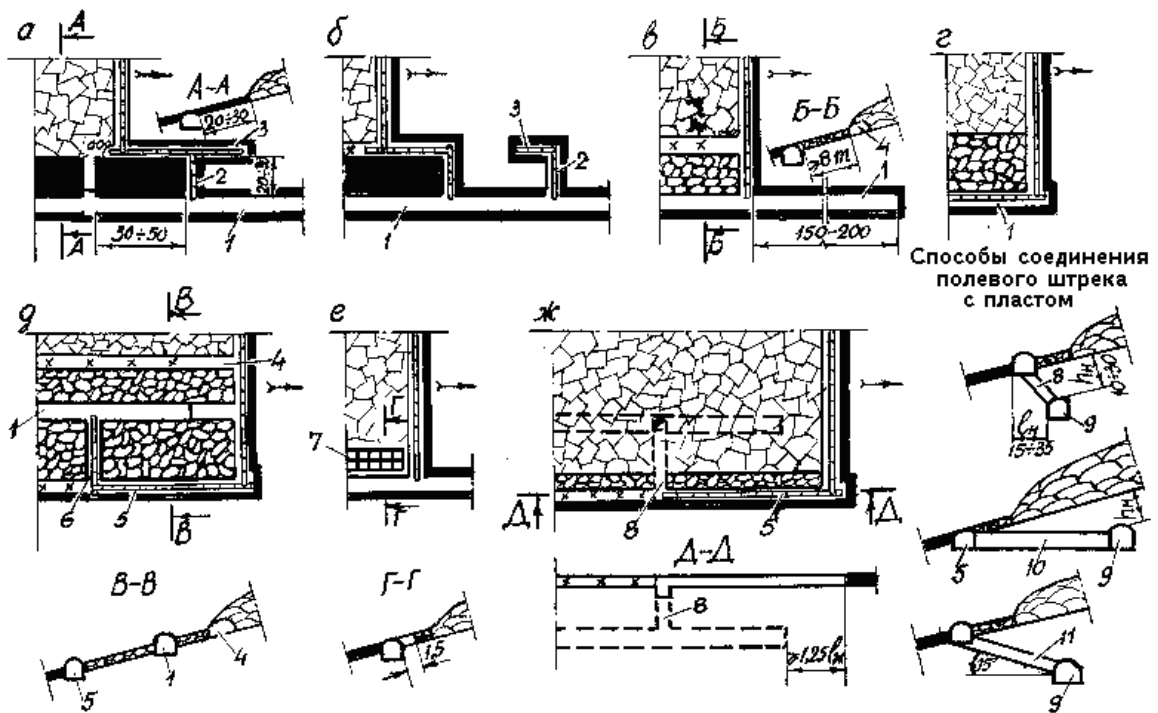


Рис. 2.2. Технологические схемы расположения и охраны транспортных штреков при сплошной системе разработки:

а, б, в, г, д, е — по пласту с охраной соответственно целиками угля (а, б), односторонней бутовой полосой с опережением забоя лавы (в) и позади него (г), двусторонней бутовой полосой (д), БЖБТ (органичной крепью, кострами, кустами, литыми полосами и др.) (е); ж — по пустым породам (полевые); 1 — транспортный пластовый штрек; 2 — печь; 3 — просек (конвейерный штрек); 4 — бутовый штрек; 5 — косовичник (конвейерный штрек, если с подрывкой пород); 6 — конвейерный ходок; 7 — БЖБТ; 8 — наклонный гезенк; 9 — полевой транспортный штрек; 10, 11 — соответственно промежуточный транспортный квершлаг и наклонный гезенк

Кроме того не производится ремонт приводной головки конвейера, устанавливаемого в просеке на период его проведения, а в первом случае (а) это имеет место.

Для предупреждения утечек воздуха через выработанное пространство по минованию надобности печи закладываются породой или в них возводятся перемычки гипсовые или чураковые на глине.

Достоинства способа охраны штрека целиками угля:

- обеспечивается хорошее сопряжение лавы со штреком, особенно это важно для пластов со слабыми породами кровли, что повышает безопасность труда;
- наличие полустационарного погрузочного пункта на штреке;
- меньшие утечки воздуха через выработанное пространство по сравнению, например, с охраной бутовой полосой.

Недостатки способа:

- необходимость проведения дополнительных нарезных выработок — печей и просека;
- усложняется транспортирование угля из лавы, обусловленное установкой дополнительных конвейеров по просеку и печам;
- потери угля в целиках.

Условия применения: тонкие и средней мощности пласты ³ с любыми углами падения, не склонные к динамическим явлениям и непожароопасные, с непучащими или слабопучащими почвами, залегающие на сравнительно небольшой глубине.

Охрана штреков бутовыми полосами получила наибольшее распространение. Бутовые полосы могут быть односторонними и двусторонними. Односторонние полосы возводятся как при опережении штреком забоя лавы (рис. 2.2, в), так и с отставанием его (рис. 4.4, г). В первом случае (в) для выкладки полосы используют породу, получаемую от проведения специально для этих целей бутового штрека ⁴. Ширину бутовой полосы принимают равной не менее 8-кратной мощности пласта, но во всех случаях не менее 5 м. Во втором случае (г) используют породу от проведения транспортного штрека. Ширина бутовой полосы при этом рассчитывается по формуле:

$$l_{\text{буг}} = \frac{k_p F_{\text{п}}}{m}, \quad (2.1)$$

где k_p — коэффициент разрыхления породы, учитывающий также наличие деревянной крепи в закладочном массиве, на месте закладки и плотность ее возведения; $k_p = 2..2,5$; $F_{\text{п}}$ — площадь породного забоя штрека в проходке, м^2 ; m — мощность пласта, м.

Технологическая схема возведения бутовой полосы, изображенной на рис. 4.4, г, имеет преимущества по сравнению со схемой, приведенной на рис. 4.4, в в части оставления породы от проведения штрека в шахте и отсутствия тупиковых забоев, что весьма важно для пластов с высокой газоносностью, а также из-за существенного снижения затрат на поддержание штрека за счет исключения вредного влияния на него опорного давления, возникающего впереди лавы, и за счет того, что крепь в штреке устанавливается на расстоянии до 6-11 м позади забоя лавы, где к тому времени происходит значительное (до 50%) опускание пород кровли.

Недостатком схемы (г) является сложный узел сопряжения лавы со штреком. Для удобства подачи породы в бутовую полосу штрек проводится с верхней подрывкой и для защиты штрекового конвейера при производстве взрывных работ над ним устраивается сплошное перекрытие из шпальных брусьев. Этот недостаток отсутствует в схеме (в), отличающейся простым сопряжением лавы со штреком. Обе схемы, и особенно схема (г), характеризуются высокой трудоемкостью работ по выкладке бутовой полосы.

Условия применения способа охраны штреков односторонней бутовой полосой:

- мощность пласта не более 1,5 м;
- угол падения до 35° для схемы (в) и до $10-12^\circ$ для схемы (г);
- кровля: для схемы (в) — любая, для схемы (г) — не ниже средней устойчивости;
- почва — непучащая или слабопучащая. В последнем случае для снижения пучения пород целесообразно бурить разгрузочные скважины по пласту (из штрека в сторону падения) диаметром 250 мм и длиной 6-10 м с оставлением между скважинами небольших целичков, которые впоследствии разрушаются под действием опорного давления, которое в результате этого относится от выработки на такое же расстояние.

Охрана штреков двусторонними бутовыми полосами (рис. 2.2, д) находит все большее применение в Донбасса при разработке пластов на больших глубинах. Идея способа состоит в том, чтобы отнести подальше от штрека опорное давление, возникающее в массиве угля на границе с выработанным пространством как впереди

³ На весьма тонких пластах усложняется проведение печей и просека или же их надо проводить с подрывкой пород.

⁴ Использование для бутовой полосы породы от проведения транспортного штрека, хотя и кажется логичным, однако технологически трудно осуществимо. Применение для этих целей дробильно-закладочного комплекса "Титан" при малом объеме породных работ экономически невыгодно.

лавы, так и в сторону падения пласта. В первом случае это достигается тем, что штрек проводится позади забоя лавы, а во втором — расположением между штреком и массивом угля широкой бутовой полосы.

Нижняя бутовая полоса возводится из породы, получаемой от проведения транспортного штрека, ширина ее рассчитывается по формуле (4.3), а верхняя — от проведения бутового штрека.

В нижней части лавы при устойчивых породах и мощности пласта свыше 1,0-1,2 м устраивают косовичник, а при слабых породах и большой глубине разработки — конвейерный штрек, отличающийся от косовичника тем, что проводится с подрывкой пород пласта. Через 100-150 м конвейерный штрек (косовичник) соединяется со штреком ходком, оборудованным конвейером.

Уголь из лавы поступает на конвейерный штрек (косовичник), затем на конвейерный ходок и транспортный штрек.

Все забои проветриваются за счет общешахтной депрессии, для чего в транспортном штреке устанавливается вентиляционная дверь, и большая часть воздуха поступает в лаву через конвейерный ходок и конвейерный штрек (косовичник).

Достоинства способа охраны штреков двусторонними бутовыми полосами:

- улучшаются условия поддержания штреков и снижаются затраты на их ремонт за счет уменьшения величины смещения боковых пород примерно в 1,3 раза по сравнению с охраной односторонней бутовой полосой и проведением штрека вслед за лавой и в 2-2,2 раза при проведении штрека впереди лавы;
- порода от проведения штрека остается в лаве;
- отсутствуют тупиковые забои;
- имеется полустационарный погрузочный пункт на транспортном штреке.

Недостатки способа:

- большая трудоемкость работ по выкладке бутовых полос;
- необходимость проведения дополнительных выработок — конвейерного штрека (косовичника) и ходков;
- усложнение транспортной цепи от очистного забоя до погрузочного пункта;
- отсутствие эксплуатационной разведки пласта впереди движущейся лавы.

Условия применения: пологие пласты мощностью 0,8-1,5 м, залегающие в неустойчивых породах почвы, в том числе и пучащими, с любой газоносностью и склонностью к выбросам угля и газа. Породы кровли — не ниже средней устойчивости, поскольку при слабых породах возникают сложности производства закладочных работ. Обводненность пласта — незначительная, так как конвейерный штрек (косовичник) располагается ниже уровня транспортного штрека и для откачки воды необходимо будет предусматривать установку насоса у каждого ходка.

Способ охраны транспортных штреков искусственными сооружениями в виде тумб из железобетонных блоков, литых полос, органной крепи, деревянных костров, бутোকостров и др. при сплошной системе разработки применяют сравнительно редко в основном в связи с тем, что они (кроме литых полос) не обеспечивают надлежащую изоляцию выработанного пространства и не предупреждают утечек воздуха через него. Значительно чаще искусственные сооружения применяют для охраны выработок при столбовых системах разработки с целью их повторного использования.

Тумбы из железобетонных блоков с размерами 0,40x0,50x0,10 (БЖБТ-6) или 0,40x0,50x0,15 (БЖБТ-7) устанавливают в один или два ряда (рис. 4.4, е) в зависимости от ожидаемой расчетной нагрузки на них. При легко обрушающихся кровлях тумбы

устанавливают в один ряд на расстоянии от бровки штрека 1,2-1,5 м; при среднеобрушающейся кровле первый ряд тумб сплошной и второй в разбежку через одну тумбу или в два сплошных ряда. Между блоками в тумбе кладутся деревянные прокладки, суммарная толщина которых должна составлять 10-15% мощности пласта. Для предупреждения разрушения тумб необходимо со стороны выработанного пространства пробивать однорядную органку.

Условия применения способа охраны штреков тумбами из железобетонных блоков: пласты мощностью до 1,5 м с углами падения не свыше 18° с легко- и среднеобрушающимися породами кровли и устойчивыми породами почвы.

Литые полосы возводятся из быстротвердеющих материалов (цемент, фосфогипс, ангидрит) и инертных наполнителей. Целесообразно применять на пластах мощностью свыше 1,2 м со средне- и труднообрушающимися кровлями. Ширина полосы — 1,0-1,5 м. Большой размер относится к труднообрушающимся кровлям. Полоса возводится на расстоянии от штрека равном высоте его нижней подрывки.

Расположение штреков по пустым породам (рис. 2.2, ж) обуславливается либо весьма слабыми неустойчивыми боковыми породами пласта (в первую очередь почвы), склонными к интенсивному выдавливанию, вспучиванию, либо большой мощностью пласта — свыше 1,3-1,5 м, приводящей к интенсивным сдвигениям толщи пород и значительным деформациям крепи, либо высокой степенью пожароопасности пласта.

Полевой штрек располагают, как правило, в почве пласта на расстоянии не менее 10 м от него в зависимости от состава пород. При наличии слоев крепких пород толщиной свыше 3-4 м полевой штрек располагают под этим слоем, но, разумеется, не в слабых породах. Если же мощность слоя крепких пород превышают 6-7 м, то штрек располагают по этому слою.

Для соединения полевого штрека с лавой дополнительно проводятся пластовый штрек (или просек) и промежуточные квершлагги или наклонные гезенки.

Наклонные гезенки должны иметь три отделения — углеспускное, ходовое и для доставки оборудования. Углеспускное отделение в нижней части обшивается листовым железом или толстыми досками. Через каждые 5 м в нем со стороны ходового отделения устраиваются смотровые окна размером 0,4×0,4 м для разбучивания угля в случае его застревания. При использовании гезенка в качестве бункера угол наклона его должен быть не менее 55° к горизонтали, однако при этом полевой штрек иногда может попадать в зону влияния опорного давления, передаваемого на угольный массив. В таких случаях приходится решать задачу, что выгоднее — располагать гезенк под меньшим углом с транспортированием угля по листам, не используя его в качестве аккумулялирующего бункера, или с помощью бурения разгрузочных скважин, пробуриваемых из пластового штрека, отнести опорное давление от штрека и используя гезенк в качестве бункера.

По сравнению с квершлагом гезенк обладает тем преимуществом, что он имеет значительно меньшую длину, его можно использовать для бункеризации угля, однако он неудобен с точки зрения выполнения вспомогательных транспортных операций, особенно по доставке громоздкого забойного и проходческого оборудования для проведения пластового штрека. Этот недостаток отсутствует при применении горизонтального квершлага, однако длина его намного больше чем у гезенка, особенно при малых углах падения пласта, квершлаг невозможно использовать для аккумулялирования угля. Наклонный квершлаг занимает промежуточное положение между гезенком и квершлагом горизонтальным. На практике встречаются все три вида соединительных выработок, однако в последнее время значительно чаще применяются горизонтальные квершлагги как более удобные в эксплуатации.

Как видно из рис. 2.2, ж, полевой штрек проводится позади забоя лавы в разгруженной от горного давления зоне. Отставание штрека от проекции забоя лавы принимается равным не менее $1,25l_{\text{н}}$.

Расположение штрека по пустым породам существенно повышает его устойчивость, он может быть использован повторно в качестве вентиляционного, однако имеет и недостатки: усложняется проведение штрека по крепким породам, увеличивается объем проведения дополнительных выработок (пластовый штрек, квершлагги или гезенки), сложно поддержание пластового штрека, так как он располагается в слабых породах (из-за чего собственно и проводится полевой штрек) и подвергается интенсивному влиянию очистных работ.

В практике имеют место случаи, когда гезенки (или промквершлагги) располагаются впереди очистного забоя и пластовый штрек (или просек) поддерживается в массиве угля, что обеспечивает хорошие условия его поддержания. Однако эта технологическая схема ведения работ здесь не рассматривается, поскольку в таком случае будет уже не сплошная, а столбовая система разработки, что рассматривается в соответствующем разделе.

Применение полевых штреков целесообразно при слабых вмещающих породах пласта, большой глубине разработки, при самовозгорающихся углях, а также на пластах мощностью свыше 1,3-1,5 м, когда по производственной необходимости требуется применение сплошной системы разработки.

2.4. Расположение и охрана вентиляционных штреков

Вентиляционные штреки могут проводиться заново с оставлением межэтажного (межъярусного) целика угля размером 20-30 м и более или в качестве вентиляционных могут использоваться бывшие транспортные штреки. Возможность повторного использования штрека определяют по его общему состоянию перед началом работ в этаже (состояние крепи и рельсового пути, сечение в свету и др.), а также по прогнозированию состояния при развитии работ. После начала ведения очистных работ в новом этаже (ярусе) штрек, находившийся до того в удовлетворительном состоянии, может быть настолько деформирован, что его восстановление и поддержание окажется сложнее и дороже, чем проведение нового. И если это обстоятельство заранее не учесть, исправить допущенный просчет будет трудно. Так, например, переход на проведение штрека по массиву угля приведет к его опусканию по падению, что затруднит работу локомотивного транспорта. При отсутствии такой опасности следует повторно использовать выработки, так как это экономически выгодно, и снижает потери угля в межэтажных (межъярусных) целиках.

При новом проведении штрека по пласту охрану его осуществляют целиками угля и бутовыми полосами, односторонними и двусторонними.

Охрану целиками угля (рис. 2.3, а) применяют сравнительно редко из-за трудности транспортирования породы по штреку или доставки ее в лаву. Значительно чаще применяют охрану целиками при повторном использовании штреков (рис. 2.3, г) и особенно на наклонном и крутонаклонном падении, поскольку породы от перекрепления штрека недостаточно для возведения бутовой полосы. При углах падения до $6-8^\circ$ для этого специально проводят бутовый штрек (рис. 2.3, д).

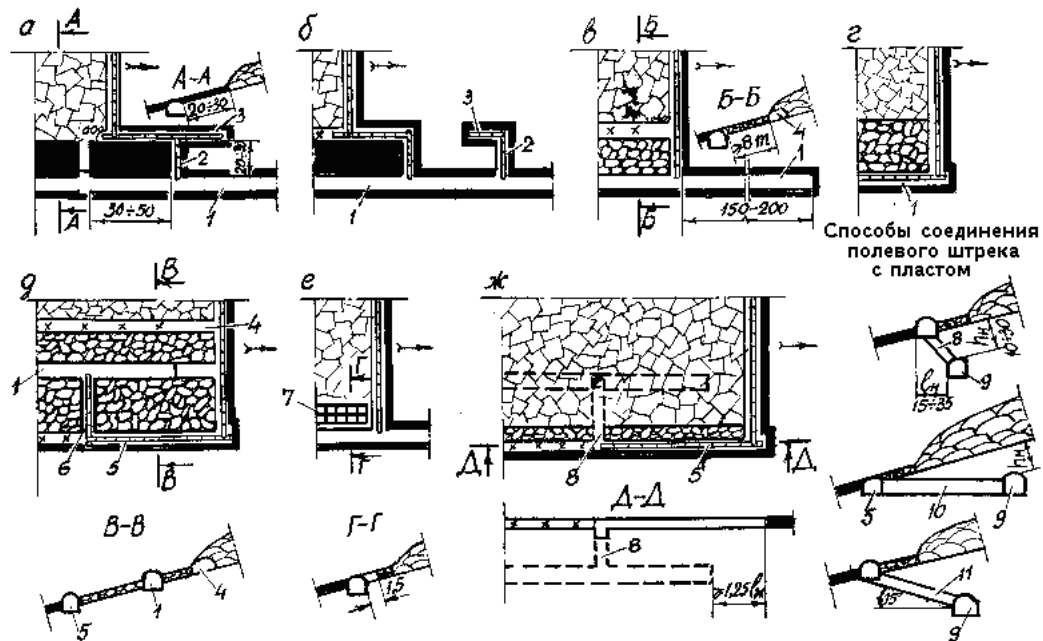


Рис. 2.3. Технологические схемы расположения и охраны вентиляционных штреков при сплошной системе разработки: а, б, в — с проведением штреков заново и охраной их соответственно целиками угля, бутовой полосой односторонней, бутовой полосой двусторонней; г, д, е, ж, з, и, к — с повторным использованием бывших транспортных штреков и охраной их соответственно целиками угля, бутовой полосой односторонней, бутовой полосой двусторонней (с проветриванием на передний вентиляционный ходок в закладке (е) и задний ходок (ж), БЖБТ (органной крепью, кустами, кострами), массивом пород (с проветриванием на передний вентиляционный гезенк (и) и задний гезенк (к); 1 — вентиляционный штрек, проводимый заново; 2 — вентиляционная печь; 3 — запасный выход из лавы (берма); 4 — вентиляционный косовичник; 5 — бывший транспортный пластовый штрек; 6 — бутовый штрек; 7 — вентиляционный ходок в закладке; 8 — вентиляционный просек; 9 — вентиляционный пластовый штрек; 10 — вентиляционный полевой штрек; 11 — вентиляционный гезенк

Наибольшее распространение в практике при новом проведении вентиляционных штреков получил способ охраны односторонними бутовыми полосами (рис. 2.3, б). Основное его преимущество заключается в том, что угольные забои штрека и лавы совмещены в один, исключая наличие тупиковых забоев; вся порода от проведения штрека идет на выкладку полосы; отсутствуют потери угля в целиках. Наличие бермы обеспечивает безопасный выход из лавы.

Для глубоких шахт на пластах с пучащими породами охрану штреков осуществляют двусторонними бутовыми полосами (рис. 2.3, в). Нижнюю бутовую полосу выкладывают из породы от проведения штрека с помощью скреперной установки, нижнюю — из породы от подрывки косовичника и частично от проведения штрека. Для улучшения проветривания верхнего кутка лавы в вентиляционном штреке устанавливается парус. По необходимости парус устанавливается в самом кутке для направления туда части воздуха. В подавляющем большинстве случаев вентиляционный штрек проводится в верхней подрывкой для удобства транспортирования породы в бутовую полосу.

Если в качестве вентиляционного используется бывший транспортный штрек, пройденный широким забоем, с охраной двусторонними бутовыми полосами, то для соединения лавы со штреком впереди нее на расстоянии 10-30 м один от другого проводят вентиляционные ходки (рис. 2.3, е), а в ходках позади лавы возводят чураковые перемычки или их закладывают породой. Следует отметить, что проведение просека сложно как с точки зрения проветривания его забоя, так и транспортирования угля до забойного конвейера. Для устранения этих недостатков возможно проветривание осуществлять на задний ходок, но при этом необходимо проводить вприсечку к бывшему конвейерному штреку отработанного этажа (яруса) небольшим сечением пластовый вентиляционный штрек (рис. 2.3, ж). Это увеличивает затраты на проведение, однако при удовлетворительном состоянии штрека можно реже проводить вентиляционные ходки.

Схема охраны штрека тумбами из железобетонных блоков приведена на рис. 2.3, з.

Достоинства способа состоят в отсутствии трудоемких породных работ по выкладке бутовых полос, однако они несколько умяются необходимостью герметизации выработанного пространства для предупреждения утечек воздуха, которая чаще всего осуществляется возведением чураковой стенки рядом с тумбами.

Параметры установки тумб и условия применения их такие же, как и для охраны транспортных штреков, изложенные выше.

При повторном использовании полевого транспортного штрека в качестве вентиляционного проветривание может осуществляться как на передние вентиляционные квершлагги или гезенки (рис.4.5., и), так и на задние (рис. 4.5, к) по аналогии с повторным использованием транспортного штрека, пройденного на вышележащем этаже (ярусе) широким забоем. Значительно чаще проветривание осуществляется на задний квершлаг или гезенк как технологически более приемлемое.

2.5. Сплошная система разработки лава-этаж (ярус) со средним вентиляционным штреком

Сущность данной разновидности сплошной системы разработки заключается в том, что длина очистного забоя в этаже (ярусе) увеличивается до 300-350 м, и примерно посредине лавы в выработанном пространстве проводится вентиляционный штрек (рис. 4.6). Порода от проведения размещается в бутовые полосы, охраняющие штрек. В связи с большим пролетом выработанного пространства средний штрек испытывает большие опорные нагрузки, что вызывает трудности в его поддержании. Для уменьшения вредного влияния опорного давления на глубоких шахтах Донбасса применяют способ охраны штрека, показанный на рис.4.6, а, идея которого состоит в том, что бутовую полосу относят по падению на 12-15 м от штрека, тем самым от него и опорное давление. Крепь штрека — арочная, пятизвенная с податливостью не менее 1,0 м, сечение 18-20 м².

В лаве работают один или два комбайна. Транспорт угля осуществляется по схеме: лава-5-4-1.

Свежая струя воздуха в лаву поступает по двум выработкам — транспортному и воздухоподающему штрекам, а исходящая выходит на средний вентиляционный штрек.

Таким образом в лаву подается в два раза больше воздуха, чем в обычную, а следовательно, во столько же раз увеличивается нагрузка на очистной забой. За счет поступления свежей струи воздуха в оба конца лавы обеспечивается эффективное проветривание обеих ниш. Особенно это важно для верхней ниши, проветривание которой при сплошной системе затруднительно.

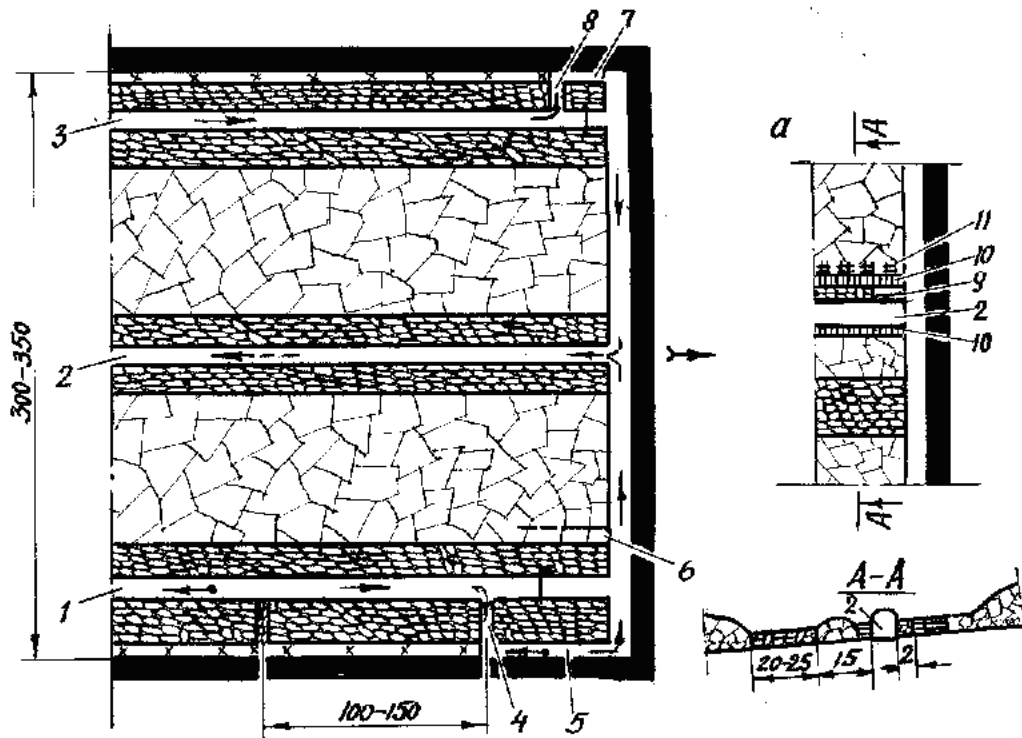


Рис. 2.4. Сплошная система разработки со средним вентиляционным штреком
 1, 2, 3 — штрек соответственно транспортный, вентиляционный и воздухоподающий; 4 —
 конвейерный ходок; 5 — конвейерный штрек (косовичник); 6 — бутовый штрек; 7 —
 вентиляционный косовичник; 8 — вентиляционный ходок; а — детали охраны
 вентиляционного штрека: 9 — бутовая полоса; 10 — чураковая стенка; 11 — костры

Независимое проветривание верхней и нижней частей лавы позволяет совместить работы по предупреждению выбросов угля и газа в одной из них с выемкой угля в другой.

Важными преимуществами этой разновидности системы разработки является также то, что в ней снижается удельный объем проведения штреков, обеспечивая возможность эффективной дегазации спутников бурением скважин из среднего вентиляционного штрека и возрастает нагрузка на этаж (ярус).

Недостатки сплошной системы разработки со средним вентиляционным штреком:

- общие для сплошных систем;
- большой объем породных работ.

Условия применения: пологие пласты мощностью до 1,2-1,3 м любой газоносности и опасности по выбросам, с пучащими породами. В последнее время находит все большее применение при разработке пластов на больших глубинах в Донбассе, где освоенная нагрузка на забой при этой системе достигает 1500 т в сутки.

2.6. Сплошная система разработки со спаренными лавами в этаже (ярусе)

Сущность этой разновидности системы состоит в том, что в этаже (ярусе) располагаются две лавы (рис. 2.5) со средним транспортным штреком, который одновременно является и воздухоподающим. Встречается в двух вариантах — с опережением верхней лавы (рис. 2.5, а) и с опережением нижней (рис. 2.5, б).

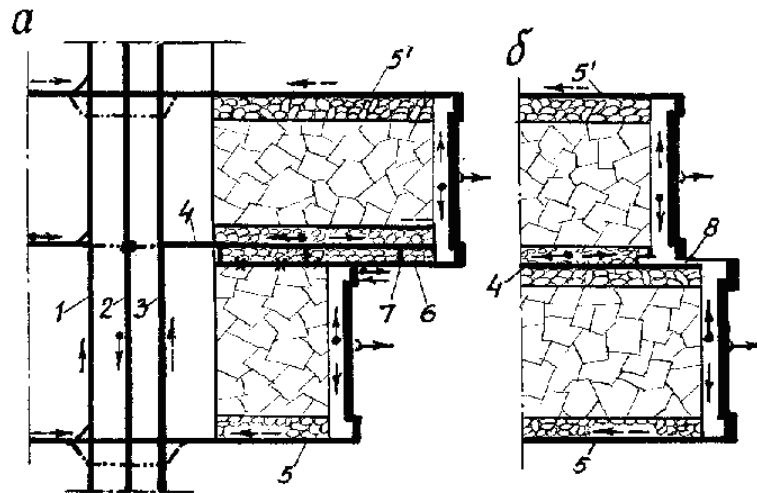


Рис. 2.5. Сплошная система разработки со спаренными лавами в этаже (ярус):

а — с опережением верхней лавы; б — с опережением нижней лавы;

1 — вспомогательный бремсберг; 2 — капитальный бремсберг; 3 — вентиляционный ходок; 4 — этажный (ярусный) транспортный штрек; 5 — вентиляционный штрек нижней лавы; 5' — то же верхней лавы; 6 — конвейерный штрек (просек); 7 — конвейерный ходок; 8 — берма для конвейера

В первом случае (а) уголь из нижней лавы транспортируется вверх, а из верхней лавы вниз до косовичника (штрека), по которому проложены два конвейера, доставляющие уголь на общий конвейерный ходок и далее на транспортный штрек.

Во втором случае (б) уголь из обеих лав поступает на бермовый конвейер и далее на штрек, по которому уголь транспортируется конвейерами. В связи с трудностью выдержать прямолинейность транспортного штрека, иногда применяются пластинчатые конвейеры.

Каждая лава имеет свой вентиляционный штрек. Верхняя лава проветривается снизу вверх, а нижняя — сверху вниз, что допустимо на газовых шахтах при углах падения пластов до 10° . Для негазовых шахт это ограничение не распространяется, однако практически применение системы возможно при углах падения до $15-18^\circ$ и обусловлено возможностью транспортирования угля по лаве скребковым конвейером снизу вверх.

Все штреки проводятся позади лав с размещением породы в бутовые полосы, предназначенные для их охраны.

Достоинства системы разработки:

- общие для сплошных систем;
- увеличение нагрузки на этаж (ярус);
- концентрация грузопотоков из двух лав на один транспортный штрек;
- меньший удельный объем проведения и поддержания штреков;
- возможность эффективной дегазации спутников пласта бурением скважин из среднего штрека.

Недостатки:

- общие для сплошных систем разработки;
- ограниченность условий применения.

Условия применения:

- выдержанное, без нарушений, залегание пластов мощностью до 1,2-1,3 м с углами падения до 10° на газовых и до $15-18^\circ$ на негазовых шахтах;

– небольшая глубина разработки.

2.7. Сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи

Эта разновидность сплошной системы разработки, имевшая в свое время широкое применение на шахтах Донбасса, в настоящее время встречается крайне редко из-за присущих ей недостатков. Ее применение вызывается двумя обстоятельствами: при необходимости разместить в этаже большой фронт очистных забоев или же при малой длине лавы, вызываемой сложными условиями разработки (например, при наличии частых геологических нарушений, когда не представляется возможным отрабатывать этаж одним сплошным забоем. Тогда прибегают к разделению этажа на подэтажи. Количество подэтажей в этаже обычно не превышает двух.

В наиболее простом варианте системы с последовательным проветриванием забоев (рис. 2.6) в пределах этажа кроме этажных штреков проводится подэтажный ⁵ (промежуточный) штрек, который является транспортным для верхней лавы и вентиляционным для нижней.

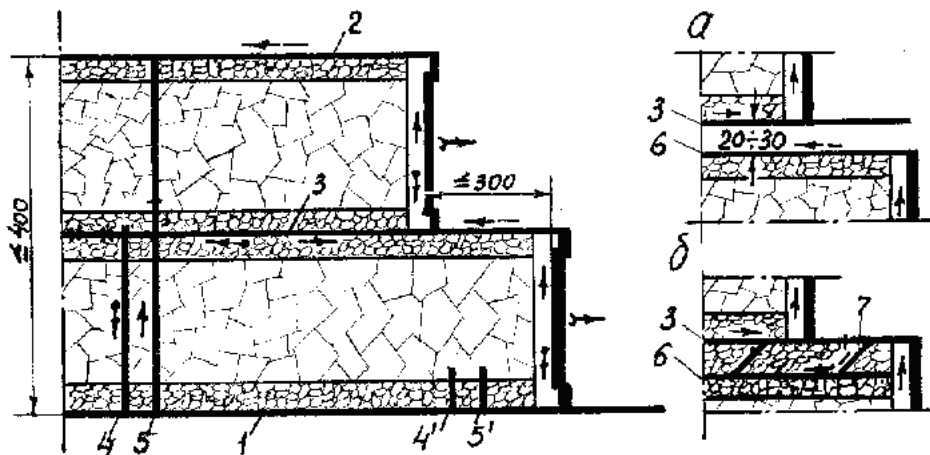


Рис. 2.6. Сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи:

а, б — способы разделения вентиляционных струй при обособленном проветривании лав соответственно целиком угля и бутовой полосой;

1, 2 — этажный штрек соответственно транспортный и вентиляционный; 3 подэтажный транспортный штрек; 4 — участковый бремсберг; 4' — то же в проходке; 5 — ходок участкового бремсберга; 5' — то же в проходке; 6 — подэтажный вентиляционный штрек; 7 — вентиляционный ходок

По мере подвигания лав от капитального бремсберга (уклона) увеличивается длина подэтажного штрека, а следовательно, становятся более дорогими доставка угля по нему и его поддержание. Поэтому при удалении лав на некоторое расстояние от капитального бремсберга (уклона) оказывается целесообразным отказаться от поддержания подэтажного штрека и провести участковый бремсберг для транспортирования из верхнего подэтажа на нижний транспортный штрек.

⁵ Подэтажный штрек отличается от среднего штрека в системе разработки со спаренными лавами тем, что он поддерживается только в пределах выемочного поля, в то время как средний штрек поддерживается на всей длине крыла этажа или панели.

По мере дальнейшего подвигания лав длина подэтажного штрека увеличивается и опять возникает необходимость в проведении нового бремсберга. Часть этажа, обрабатываемая с помощью участкового бремсберга, называется *выемочным полем*.

Известны несколько способов проведения участковых бремсбергов. Наибольшее распространение получил способ проведения по обрушенным и уплотненным породам. Понятно, что он может применяться при легко обрушающихся породах, склонных к слёживанию.

Лавы в этаже находятся на некотором расстоянии друг от друга, называемом опережением. Значение опережения выбирается таким, чтобы работы по управлению кровлей в лавах сделать независимыми, а с другой стороны, чтобы за время подвигания верхней лавы на такое опережение можно было бы пройти новый участковый бремсберг в выработанном пространстве. Расстояние между участковыми бремсбергами (размер выемочного поля) может быть определен аналитически и находится в пределах 300-500 м и более.

Транспорт угля по промежуточному штреку и участковому бремсбергу — конвейерный, вспомогательный — напочвенными дорогами или монорельсовый.

Схема проветривания в приведенном на рис. 2.6 варианте системы — последовательная, которая допускается Правилами безопасности при соблюдении следующих условий:

- количество последовательно проветриваемых лав не более двух;
- пласт не должен быть опасен по внезапным выбросам угля и газа и сульфидным выделениям метана;
- общая длина лав не должна превышать 400 м;
- расстояние между смежными лавами не должно быть больше 300 м;
- в последовательно проветриваемую лаву по промежуточному штреку должен подаваться дополнительно свежий воздух;
- содержание метана в воздухе, поступающем в выше расположенную лаву не должно превышать 0,5%;
- в промежуточном штреке между лавами должны быть оборудованы устройства по осаждению или улавливанию взвешенной в воздухе пыли.

При последовательном проветривании лав ходок бремсберга можно не проводить на всю высоту этажа, а только на высоту нижнего подэтажа, используя его для хождения людей и подачи свежего воздуха. При конвейерном транспорте угля по участковому бремсбергу и вспомогательном транспорте подвесными канатными, монорельсовыми или напочвенными дорогами ходок вообще можно не проводить, и в таком исполнении сплошная система разработки с разделением этажа на подэтажи может оказаться целесообразной к применению в определенных условиях.

Жесткие требования к последовательному проветриванию лав в этаже вынуждают применять варианты системы с обособленным их проветриванием.

На практике применяются две технологические схемы разделения вентиляционных струй в подэтажах: посредством угольного целика размером 15-20 м между штреками (рис. 2.6, а) и бутовой полосы (рис. 2.6, б). Вторая схема предпочтительна, так как позволяет оставлять породу в шахте от проведения подэтажного транспортного штрека и исключает потери угля в целиках.

Для отвода исходящей струи из лавы нижнего подэтажа при обособленном проветривании параллельно участковому бремсбергу должен проводиться в

выработанном пространстве вентиляционный ходок и устраиваться вентиляционный кроссинг над подэтажным транспортным штреком.

Достоинства сплошной системы разработки с разделением этажа на подэтажи:

- общие для сплошных систем разработки;
- увеличение высоты этажа и количества очистных забоев в нем, обеспечивающие увеличение нагрузки на пласт.

Недостатки сплошной системы разработки с разделением этажа на подэтажи:

- общие для сплошных систем;
- сложность проведения участковых бремсбергов и ходков по выработанному пространству;
- плохие условия поддержания промежуточных штреков и большие затраты на их ремонт.

Условия применения:

- пологие пласты мощностью до 1,2 м с выдержанным залеганием и устойчивыми боковыми породами и углями, не склонными к самовозгоранию;
- небольшая глубина разработки.

2.8. Сплошная система разработки с выемкой лавами по восстанию ⁶

Применение сплошной системы разработки с выемкой по восстанию обуславливается стремлением предупредить попадание воды в забой на обводненных пластах, а также обеспечить постоянство длины лавы на пластах со сложной гипсометрией. Первое условие достигается тем, что при выемке по восстанию вода, обильно появляющаяся при обрушении пород в выработанном пространстве, естественным путем стекает в сторону противоположную движению забоя, а второе тем, что подготовительные выработки — выемочные бремсберги и ходки — представляется возможным проводить по направлению, т.е. строго прямолинейно и по пласту, сохраняя общий уклон для стока воды. Прямолинейность выработки обеспечивает возможность применения конвейерного транспорта на участке.

Встречается две разновидности сплошной системы с выемкой лавами по восстанию — одинарными лавами (рис. 2.7, а) и спаренными (рис. 2.7, б).

Подготовка участка состоит в том, что от главных штреков проводятся по восстанию выемочный бремсберг и вентиляционный ходок на длину 30-50 м (размер охранного целика у штрека). Затем проводят разрезной просек и в нем монтируют забойное оборудование. Очистные работы ведут в направлении снизу вверх по восстанию пласта.

Выемочный бремсберг чаще всего проводят с небольшим опережением забоя лавы, породу вместе с углем грузят на конвейер и транспортируют на главный штрек. Проведение бремсберга позади лавы связано со сложностью узла сопряжения лавы с бремсбергом на весьма тонком пласте при ведении взрывных работ по породе. Охрану же выемочного бремсберга осуществляют кострами или тумбами из железобетонных блоков. Для предупреждения утечек воздуха выкладывается чураковая стенка на глине.

Бортовую вентиляционную выработку со стороны выработанного пространства чаще всего проводят путем восстановления бывшего выемочного бремсберга соседней отработанной полосы, а при выемке спаренными лавами — вентиляционного ходка.

⁶ Разновидность сплошной системы разработки с выемкой лавами по падению встречается весьма редко на необводненных пластах из-за опасности попадания воды в очистной забой.

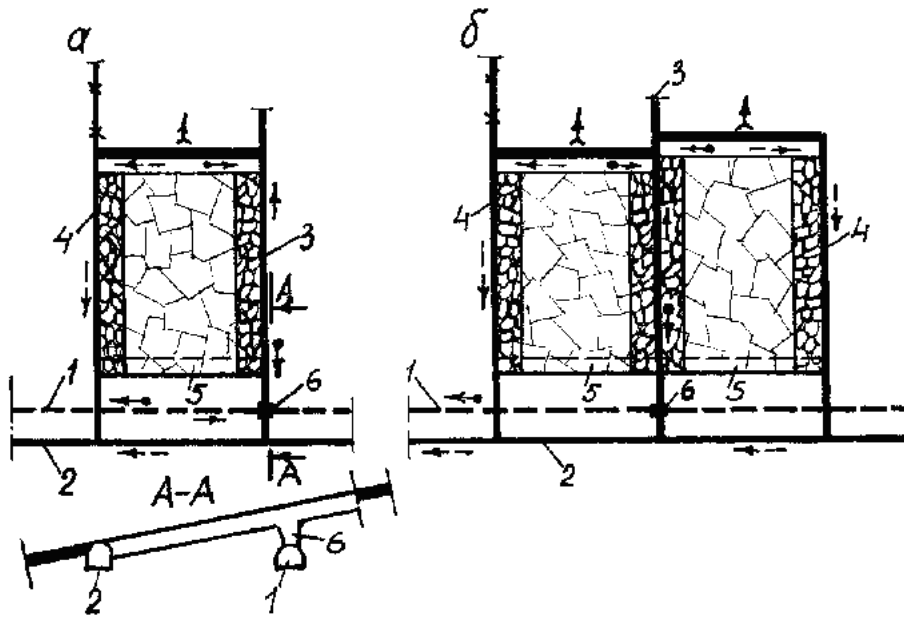


Рис. 2.7. Сплошная система разработки с выемкой по восстанию:

а — одинарными лавами; б — сдвоенными лавами; 1, 2 — главный (магистральный) штрек соответственно транспортный и вентиляционный; 3 — выемочный бремсберг; 4 — вентиляционный ходок; 5 — разрезной просек; 6 — бункер для угля

На хорошо сохранившихся участках повторно используемой выработки охрану ее осуществляют кострами или тумбами из железобетонных блоков с чураковой стенкой либо бутовой полосой, породу для которой получают из проводимой для этих целей бутовой выработки.

Транспорт угля по выемочному бремсбергу — конвейерный, по главному штреку — чаще всего локомотивный. Схема транспорта: лава-3-6-1. Вспомогательный транспорт по наклонным выемочным выработкам — монорельсовый или напочвенными дорогами, по главным штрекам — локомотивный. Для удобства работы локомотивного транспорта оба главных штрека проводятся на одном уровне либо за счет разносторонней подрывки в штреках (в одном — верхняя, а в другом — нижняя), либо транспортный штрек также проводится полевым.

Схема проветривания участка: 1-6-3-лава-4-2.

Достоинства сплошной системы разработки с выемкой по восстанию:

- общие для всех сплошных систем;
- возможность отработки весьма обводненных пластов;
- постоянная длина лавы (лав), что исключает монтаж и демонтаж части забойного оборудования в процессе эксплуатации;
- полная конвейеризация транспорта на участке;
- для разновидности системы спаренными лавами — снижение удельного объема проведения выемочных выработок.

Недостатки сплошной системы разработки с выемкой по восстанию:

- общие для всех сплошных систем;
- ограниченность условий применения;

– большая зависимость показателей работы лавы от угла наклона пласта. Так, по данным исследований Донуги при $\alpha=2..4^\circ$ значение коэффициента машинного времени составляет 0,37-0,39, а при $4..10^\circ$ он снижается до 0,21, что ведет к заметному снижению нагрузки на забой. Это объясняется ухудшением условий работы забойного оборудования, так как комбайн и конвейер в поперечном сечении получают наклоненными к поверхности забоя.

Условия применения: пласты с углами падения до 10° любой обводненности и мощность до 0,8 м. При большей мощности обычно применяют столбовую или комбинированную систему разработки.

2.9. Сплошная система разработки крутых пластов

Основной разновидностью сплошной системы разработки на пластах крутого падения является лава-этаж (рис. 2.8). Разновидность системы с разделением этажа на подэтажи в последнее время почти не встречается.

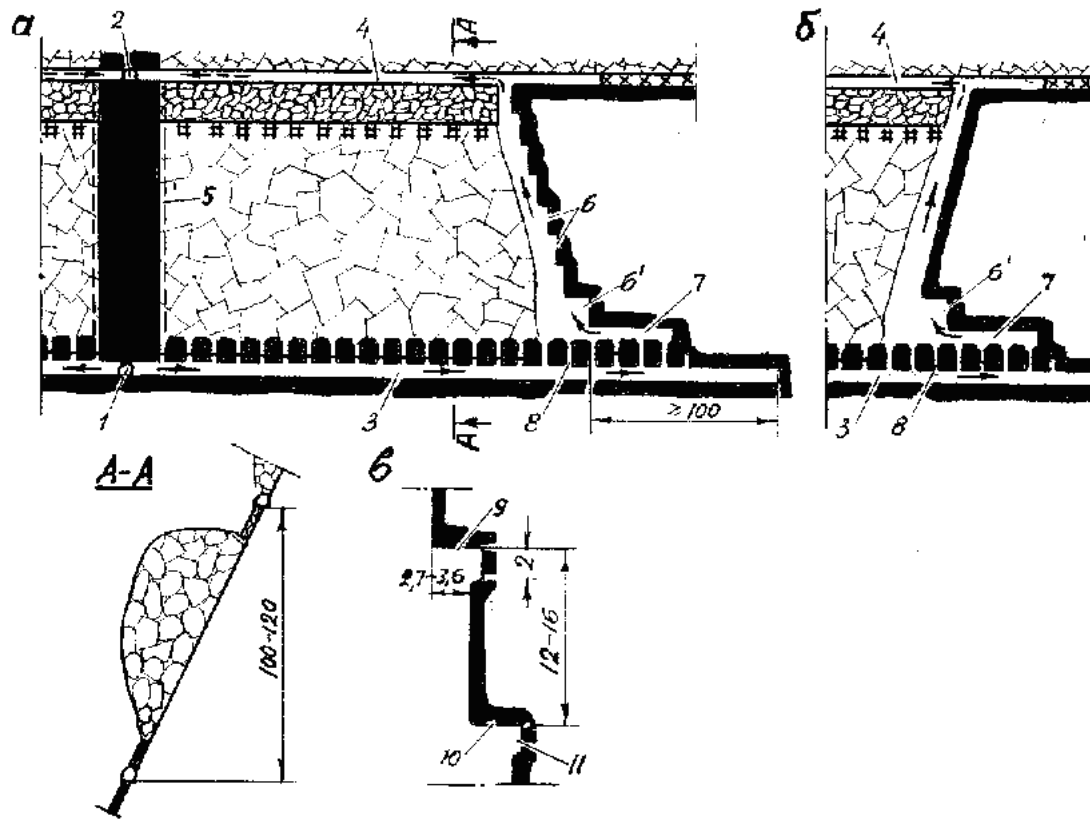


Рис. 2.8. Сплошная система разработки крутых пластов «лава-этаж»:

а, б — соответственно с потолкоуступной и прямолинейной формой очистного забоя; в — элементы уступа; 1, 2 — этажный квершлаг транспортный и вентиляционный; 3, 4 — этажный штрек транспортный и вентиляционный; 5 — разрезная печь; 6 — уступ; 6' — магазинный уступ; 7 — просек; 8 — углеспускная печь; 9 — перекрыша уступа; 10 — ножка уступа; 11 — спасательная ниша

От этажных квершлагов в обе стороны по пласту проводятся этажный транспортный и вентиляционный штреки. В 20-40 м от транспортного квершлага, оставляя охранный целик над ним, проводят разрезную печь на всю высоту этажа. Как правило печь, должна проводиться по

предварительно пробуренной скважине путем расширения последней сверху вниз. Ширина печи 1,8-2,0 м при индивидуальной крепи в лаве и 4,0 м при механизированной.

При потолкоуступной форме очистного забоя (рис. 2.8, а) выемку угля производят отбойными молотками вначале в самом нижнем уступе, а при подвигании его на 1,8-2,7 м по простиранию отбойку начинают во втором уступе и одновременно ведут в первом уступе. При подвигании второго уступа на 1,8-2,7 м вводят в работу третий уступ и так далее, пока не будут введены в работу все уступы лавы и забой не примет форму, показанную на рис. 2.8, а.

При прямолинейном забое (рис. 2.8, б) с выемкой угля комбайном после подготовки магазинного уступа выемку вначале производят в верхней части печи с таким расчетом, чтобы обеспечить угол наклона забоя на массив порядка 5-10°, а на выбросоопасных пластах и более.

Отбитый в забое уголь скатывается под действием собственного веса в нижнюю часть лавы, где устраивается так называемый магазинный уступ, в котором уголь временно магазинируется, что связано с прерывностью работы подземного транспорта.

Достоинства и недостатки сплошной системы разработки крутых пластов — общие для сплошных систем (см. п. 2.1). Область применения — крутые пласты мощностью до 1,3 м.

2.10. Способы расположения и охраны транспортных штреков

Этажные транспортные штреки могут проводиться как по пласту, так и по пустым породам, т.е. полевыми.

Пластовые штреки проводятся, как правило, с подрывкой пород почвы пласта, не нарушая пород кровли. При наличии сползающей почвы допускается и подрывка кровли, но на величину не более 1,0 м. При крепких однородных породах кровли допускается и большая подрывка.

Охрана пластовых выемочных штреков может осуществляться целиками угля и искусственными сооружениями в виде костров, кустов, кустокостров и железобетонных тумб. Впрочем, последние не нашли применения на крутых пластах.

Охрана целиками угля (рис. 2.9, а) обеспечивает надежное сопряжение лавы со штреком. Размер целиков по падению находится в пределах 6-14 м в зависимости от крепости угля и мощности пласта. При мягких углях он принимается равным 8-10 м на пластах мощностью до 1,2 м и 12-14 м на пластах свыше 1,2 м. При крепких углях он соответственно равен 6-8 и 8-10 м.

Размер целиков по простиранию — 4,5-5,4 м, ширина углеспускных печей 1,8 м. Количество свободных (ничем не загроможденных и не используемых для спуска угля) печей для выхода из лавы на транспортный штрек должно быть не менее двух, а минимальное опережение просека по отношению к забою магазинного уступа не менее 20 м.

Недостатки охраны штрека целиками угля:

- необходимость проведения дополнительных выработок (печей, просеков);
- потери угля, которые особенно ощущаются при ограниченной высоте этажа;
- неудобства доставки крепежных материалов и оборудования в лаву через углеспускные печи.

Условия применения: пласты с несамовозгорающимися углями, неопасные по внезапным выбросам и горным ударам, с почвами, склонными к сползанию.

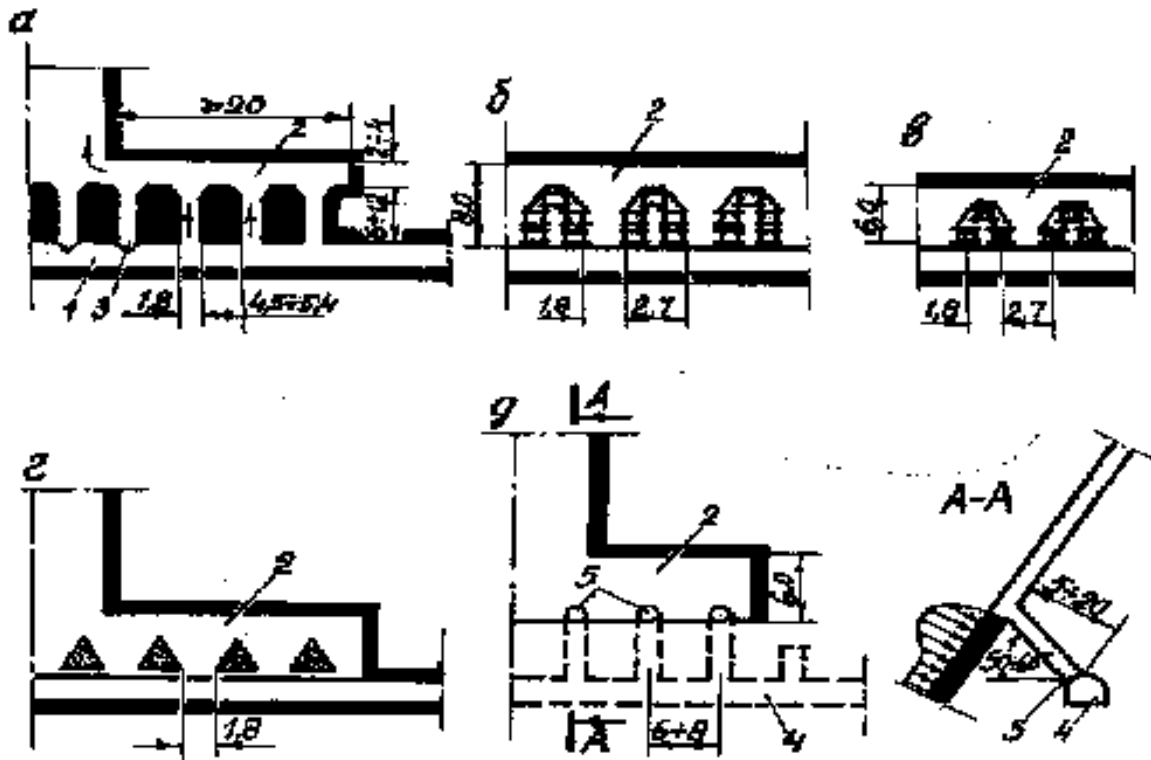


Рис. 2.9. Технологические схемы расположения и охраны транспортных штреков при сплошной системе разработки крутых пластов:

а, б, в, г — по пласту с охраной соответственно целиками угля, кострами, кустокострами, кустами; д — по пустым породам; 1 — пластовый транспортный штрек; 2 — просек; 3 — углеспускная печь; 4 — полевой транспортный штрек; 5 — наклонный гезенк

Охрана штреков кострами (рис. 2,9, б) применяется на пластах мощностью до 0,9 м, не склонных к сползанию породах почвы, склонных к самовозгоранию, выбросам угля и газа и горным ударам. При породах прочных применяются обычные костры из деревянных стоек, а при породах слабых — из шпального бруса.

На пластах мощностью свыше 0,9 м для охраны штреков применяются кусты (рис. 2.9, г) и кустокостры (рис. 2.9, в), которые эффективны при сползающих почвах. Количество стоек в кусте от 60 до 100 штук, а в кустокостре выбирается из условия полного заполнения костра.

Охрана штреков кострами, кустами и кустокострами уменьшает объем проведения нарезных выработок, исключает потери угля, однако увеличивает расход лесоматериалов.

Проведение штреков по пустым породам (рис. 2.9, д) применяется на пластах, склонных к самовозгоранию, выбросам угля и газа, со слабыми боковыми породами и почвами, склонными к сползанию. В этом отношении полевое расположение штреков является универсальным способом обеспечения хороших условий их эксплуатации в самых сложных условиях разработки пластов при сплошных системах.

Полевые штреки располагают в почве пласта для удобства транспортирования угля на расстоянии 5-20 м от него. Наиболее часто принимается размер 5-10 м, так как при большем расстоянии остается не извлеченной значительная полоса угля в нижней части лавы.

Гезенки, соединяющие штрек с лавой, проводятся либо буровзрывным способом с креплением рамками по падению, либо с помощью бурсбоечных машин типа "Стрела".

При машинном проведении диаметр гезенков равен 1 м. Устья их тщательно закрепляют, сами же гезенки не крепятся. Расстояние между гезенками принимается в пределах 6-8 м. При меньшем расстоянии возрастают затраты на их проведение, а при больших увеличивается трудоемкость работ в просеке по ручной переброске угля, возрастают потери отбитого и не погруженного угля в лаве. Угол наклона гезенков принимается на практике в пределах 50-60°. При этом полевой штрек попадает в зону опорного давления отрабатываемого пласта. Для устранения вредного влияния опорного давления рекомендуется производить бурение разгрузочных скважин диаметром 250÷400 мм с нижнего просека.

2.11. Способы расположения и охраны вентиляционных штреков

Вентиляционные штреки при сплошной системе разработки крутых пластов могут проводиться по обрушенным породам (по завалу), по пласту и по пустым породам. В некоторых случаях в качестве вентиляционных могут использоваться бывшие транспортные штреки. Перечисленные способы расположения штреков приведены на рис. 2.10. Отметим, что в подавляющем большинстве случаев они проводятся по обрушенным породам.

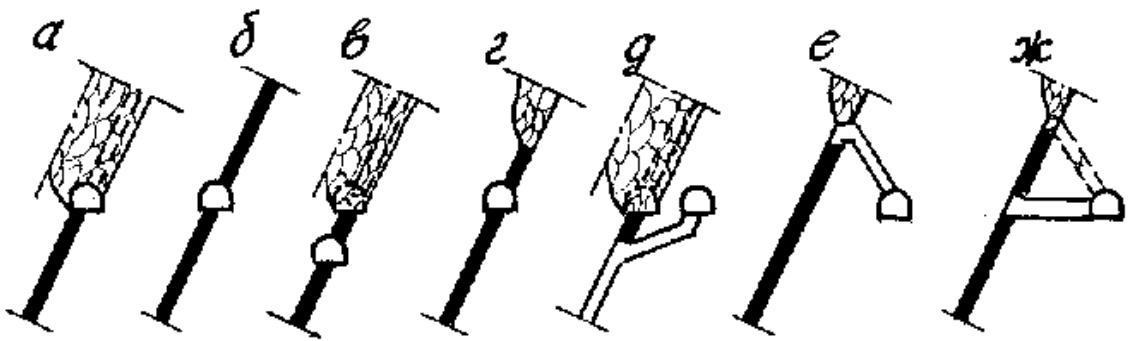


Рис. 2.10. Способы расположения вентиляционных штреков при сплошной системе разработки крутых пластов:

а — по завалу; б, в, г — по пласту соответственно с проведением нового штрека на уровне вентиляционного горизонта, с проведением минусового штрека и повторным использованием бывшего транспортного штрека; д, е, ж — по пустым породам соответственно с проведением нового штрека (д) и повторным использованием бывшего транспортного (е, ж) соответственно с повторным использованием бывшего углеспускного гезенка и проведением промежуточных квершлагов

Расположение вентиляционных штреков по завалу на месте бывших транспортных (рис. 2.10,а) вызвано стремлением сохранить одинаковый уровень рельсовых путей на всем вентиляционном горизонте от околоствольного двора до выемочного участка. Проведение штрека производится отбойными молотками из-за наличия в старых выработках не извлеченных рам металлической или деревянной крепи, крупных глыб обрушенных пород и др. Попытки применения проходческих комбайнов по обрушенным породам оказались безуспешными, так как при проведении требуется применение забивной опережающей крепи.

Охрана вентиляционных штреков осуществляется бутовыми полосами, угольными целиками, кострами и редко другими видами искусственных сооружений (кусты, кусто-костры, буто-костры).

Охрана бутовыми полосами (рис. 2.11, а, б) принимается при проведении штреков по завалу или по пласту угля.

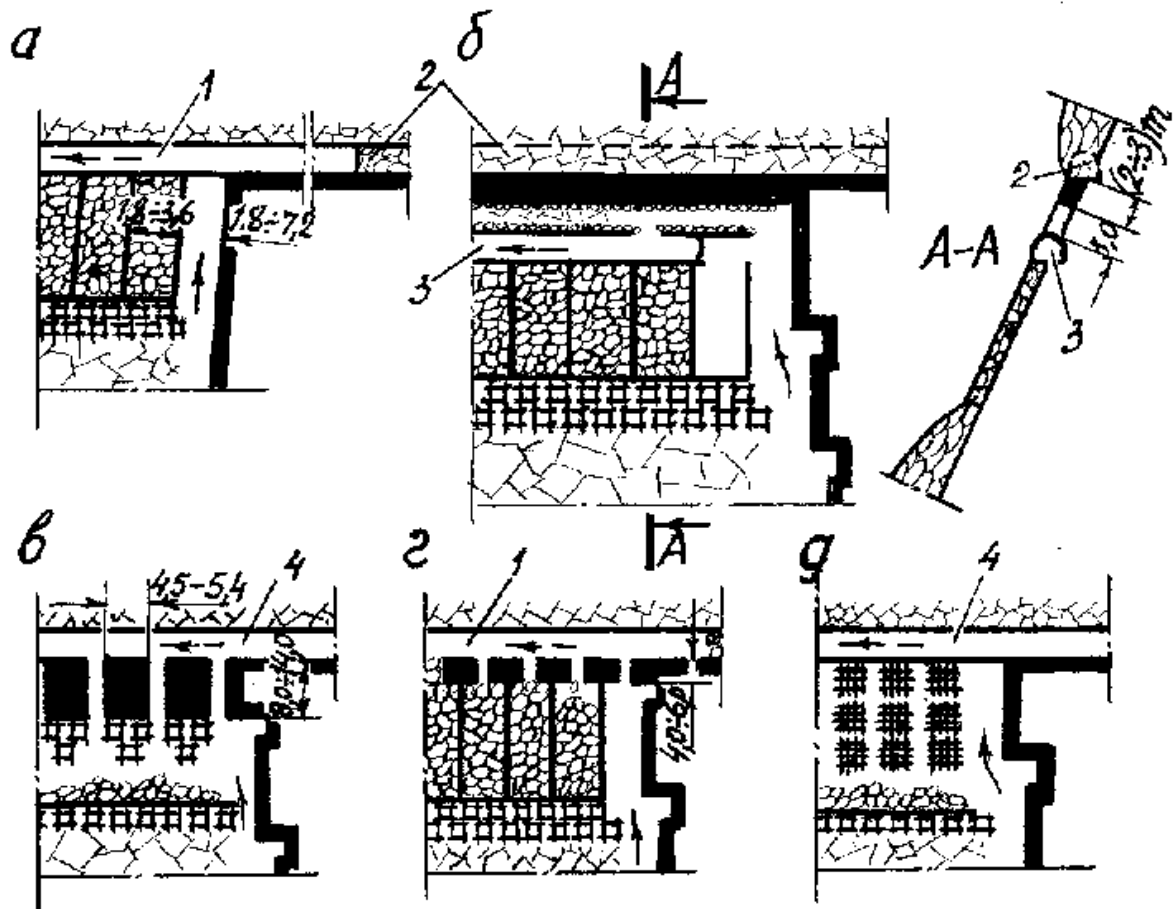


Рис. 2.11. Технологические схемы охраны вентиляционных штреков при сплошной системе разработки крутых пластов:

а, б — бутовой полосой при проведении штрека соответственно по завалу и по пласту; в — целиками угля; г — целиками угля и бутовой полосой; д — кострами; 1 — вентиляционный штрек, проводимый по завалу; 2 — бывший транспортный штрек; 3 — вентиляционный штрек, проводимый по пласту (минусовый штрек); 4 — бывший транспортный штрек, используемый повторно в качестве вентиляционного

Для выкладки полосы используется порода от проведения штрека. Размер бутовой полосы по падению определяется выходом породы с 1 м штрека и мощностью пласта. На практике он находится в пределах 10-30 м. В нижней части бутовая полоса опирается на полку из обалпов, распилов или стоек, под которыми возводятся два ряда костров-упорных и подупорных.

Порода под собственным весом бутится в специально отшиваемые породные ящики шириной 1,8-3,8 м (шаг закладки). Меньший размер принимается при слабых, легкообрушающихся породах кровли, больший — при прочных, труднообрушающихся. Для безопасности работ новый породный ящик сооружается до начала забутовки предыдущего ящика. Максимальное отставание бутовой полосы от забоя при слабых породах кровли — 1,8-3,6 м, а при прочных — до 7,2 м.

В зоне сопряжения лавы со штреком на высоту 4-6 м применяется сдвоенная призабойная крепь и устанавливается ряд кустокостров или костров из шпального бруса.

Охрана вентиляционных штреков бутовой полосой упрощает сопряжение штрека с лавой, исключает потери угля в целиках. В настоящее время применяется весьма широко как основной способ охраны вентиляционных штреков при сплошной системе разработки крутых пластов.

Особенностью выкладки бутовой полосы при проведении минусового штрека по пласту (рис. 2.11, б) состоит в том, что, порода от проведения штрека силой взрыва направляется в породный ящик, что значительно облегчает его проведение. Минусовый штрек располагается ниже уровня вентиляционного горизонта с оставлением целика угля размером равным $(2\div 3)m$. Меньший размер относится к более крепким углям. Забой штрека может располагаться как позади забоя лавы (как показано на рис. 4.13, б), так и впереди.

Достоинства проведения минусовых штреков:

- упрощается технология проведения штрека и улучшаются технико-экономические показатели проходки;
- отсутствуют глухие труднопроветриваемые тупиковые забои.

Недостатки: усложняется работа транспорта в связи с появлением наклонных выработок (заездов), соединяющих вентиляционный штрек с вентиляционным горизонтом шахты у этажного квершлага при индивидуальной разработке пласта или у промежуточных квершлагов при групповой разработке.

Область применения технологической схемы проведения минусовых штреков с расположением их позади лавы ограничивается пластами с отбойкой угля молотками, так как при выемке комбайнами весьма сложно крепление направляющих роликов для канатов тяговой лебедки. Однако при проведении минусовых штреков с опережением лавы этот недостаток исключается, но теряются преимущества такого способа проведения.

Крупный недостаток минусовых штреков в части транспортных затруднений препятствует их применению на практике, однако, в тех случаях когда проведение вентиляционных штреков по завалу затруднительно, а поддержание связано с большими затратами, их применение может оказаться целесообразным.

Охрана штреков целиками угля (рис. 2.11, в) применяется при повторном использовании штреков, когда отсутствует порода или количество ее от ремонта недостаточно для выкладки бутовой полосы необходимых размеров. Размеры целиков по падению принимаются равными 8-14 м в зависимости от мощности пласта и крепости угля, по простиранию — 4,5-5,4 м. Чтобы угольные целики не обрушались, под ними возводятся деревянные костры через 1,8 м по простиранию. Пространство между ними перекрывается деревянными стойками в виде органки.

При слабых боковых породах пласта или когда они нарушены ведением очистных работ на вышележащем этаже и при обнажении расслаиваются (при проведении штрека по завалу), применяется комбинированный способ охраны — целиками угля небольших размеров и бутовой полосой (рис. 2.11, г). Размеры целиков сокращаются до 4-6 м по падению и 3,6-4,5 м по простиранию. Основное назначение целиков в таких случаях сводится к обеспечению хорошего состояния сопряжения лавы со штреком. Потери угля в целиках при этом снижаются.

Охрана целиками угля запрещается на пожароопасных пластах и не рекомендуется на выбросоопасных пластах.

Охрана штреков кострами (рис. 2.11, е) применяется на тонких пластах при отсутствии породы для выкладки бутовой полосы на пластах, склонных к самовозгоранию

угля, когда недопустима охрана целиками угля. При породах устойчивых применяются обычные костры из деревянных стоек, а при породах слабых — из шпального бруса.

На пластах мощностью свыше 1,2 м и при сползающих почвах применяются кусты, кусто-костры и буто-костры.

Полевые вентиляционные штреки могут проводиться заново (рис.4.12, д), если проведение по завалу весьма затруднительно или их поддержание обходится слишком дорого, или использоваться повторно (рис. 2.10, е, ж).

При новом проведении штрека соединение его с очистным забоем может осуществляться либо с помощью наклонной вентиляционной сбойки по породе (рис. 2.10, д), либо с помощью небольшой длины промежуточных вентиляционных квершлагов. В первом случае наклонная сбойка проводится со стороны очистного забоя с помощью отбойных молотков. Следовательно, породы, залегающие между пластом и полевым штреком не должны быть крепкими.

Во втором случае проведение квершлага осуществляется буровзрывным способом. Также необходимо проходить по завалу небольшим сечением вентиляционный штрек и поддерживать его на участке между квершлагами.

При повторном использовании полевых транспортных штреков в качестве вентиляционных они могут соединяться с очистным забоем либо путем использования бывших углеспускных гезенков (рис. 2.10, е), если они находятся в рабочем состоянии или их восстановление возможно без больших затрат и ущерба безопасности работ, или с помощью коротких горизонтальных квершлагов (рис. 2.19, ж). При этом над вентиляционным горизонтом остается ленточный целик, что при небольшой высоте этажа приводит к существенным потерям угля.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение термина "система разработки".
2. Какие требования предъявляются к выбору рациональной системы разработки?
3. Какой основной признак принят в классификации систем разработки?
Перечислите классы систем разработки.
4. Изложите сущность сплошных систем разработки и назовите их отличительные признаки.
5. Перечислите разновидности сплошной системы разработки и дайте их графическую интерпретацию.
6. Изобразите графически сплошную систему разработки пологих пластов лава-этаж с охраной штреков:
 - целиками угля;
 - односторонней и двухсторонней бутовой полосой;
 - с проведением штреков по пустым породам,
 дайте оценку каждого из них и назовите условия их применения.
7. Какой способ охраны вентиляционных штреков при сплошной системе разработки выработки применяются чаще всего на практике и почему?
8. Перечислите условия, в которых при сплошной системе разработки выработки следует располагать по пустым породам. Укажите параметры их расположения относительно пласта и выработанного пространства.
9. Изобразите графически разновидности сплошной системы разработки:
 - со средним вентиляционным штреком;

- со спаренными лавами в этаже;
- с разделением этажа на подэтажи; с выемкой лавами по восстанию.

Дайте им оценку и укажите условия их применения.

10. Какие способы охраны пластовых транспортных выработок применяются при сплошной системе разработки крутых пластов? Изобразите их графически, дайте их оценку и укажите условия применения.

11. То же для вентиляционных штреков.

12. Перечислите условия, при которых допускается последовательное проветривание лав.

ЛЕКЦИЯ 3. СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

3.1. Общие сведения

Столбовые системы разработки характеризуются тем, что до начала ведения очистных работ по пласту проводят подготовительные выработки, которыми в пласте оконтуривают отдельные участки, называемые *столбами*, и только после этого приступают к очистной выемке.

Отличительными признаками столбовых систем разработки являются:

- очистные и подготовительные работы разделены во времени и пространстве;
- выемочные выработки поддерживаются в нетронутом массиве угля или в зоне установившегося горного давления и, как правило, погашаются по мере подвигания очистного забоя;
- направление транспортирования угля по выработкам, примыкающим к лаве, и направление движения отработанной струи воздуха по ним всегда совпадают с направлением движения самой лавы.

Столбовые системы разработки могут применяться при любых способах подготовки шахтного поля, но в общем на пологих пластах применяют при панельной подготовке, а на пластах с углами падения до 10° — при погоризонтной (рис. 3.1).

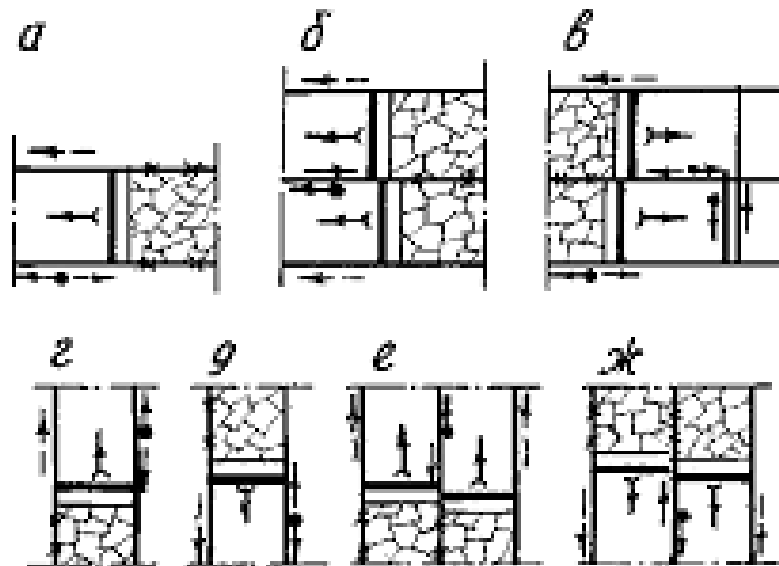


Рис. 3.1. Разновидности столбовых систем разработки: а, б, в — при выемке лавами по простиранию соответственно лава-ярус (этаж), со спаренными лавами в ярусе (этаже), с разделением этажа на подэтажи; г, д, е, ж — с выемкой по восстанью (падению) соответственно г, д — одинарными лавами, е, ж — спаренными лавами

Различают следующие разновидности столбовых систем разработки, геометрическая интерпретация которых дана на рис. 3.1:

- при выемке лавами по простиранию:
 - лава-ярус (этаж);
 - со спаренными лавами в ярусе (этаже);
 - с разделением этажа на подэтажи;
- при выемке лавами по восстанью или падению:
 - с выемкой одинарными лавами;

- с выемкой спаренными лавами.

Общими достоинствами столбовых систем разработки являются:

- хорошее состояние транспортных выемочных выработок, располагаемых в массиве угля, и малые затраты на их поддержание;
- исключение взаимных помех в работе по проведению выемочных выработок и очистной выемке, что позволяет эффективно использовать высокопроизводительную технику для очистных и подготовительных забоев;
- детальная разведка пласта в период подготовки столбов об условиях его залегания и возможности своевременного выявления геологических нарушений и принятия необходимых мер по их переходу очистными забоями или подготовке нового забоя за нарушением;
- погашение выемочных выработок производят по мере подвигания очистного забоя, что позволяет регулярно и полно извлекать металлическую крепь;
- отсутствуют утечки воздуха через выработанное пространство, что обеспечивает нормальное проветривание лавы и предупреждает возможность самовозгорания угля в выработанном пространстве, а в случае возникновения пожара его можно легко изолировать путем установки герметических перемычек в выемочных выработках, пройти новую разрезную печь и продолжить очистные работы без длительных перерывов.

Общие недостатки столбовых систем разработки:

- большой объем проведения подготовительных выработок до начала ведения очистных работ, что удлиняет сроки ввода лав в эксплуатацию, а при новом строительстве шахт или подготовке новых горизонтов вызывает значительные капитальные затраты;
- сложность проветривания подготовительных выработок большой протяженности в период их проведения;
- ограничение нагрузки на очистной забой по газовому фактору, особенно на весьма газоносных пластах;
- подготовительные выработки поддерживаются как в период их проведения, так и во время производства очистных работ. При пучащих почвах это приводит к дополнительным расходам на их поддержание. При устойчивых породах этот недостаток отсутствует.

3.2. Столбовая система разработки лава-ярус (этаж)

Эта разновидность столбовой системы разработки, характеризующаяся тем, что в ярусе или этаже находится всего одна лава, благодаря своей конструктивной простоте имеет наибольшее распространение на практике. Применяется главным образом при панельной подготовке пластов, однако при небольших размерах шахтного поля по простиранию, когда не возникают затруднения в подготовке столбов в отношении проветривания подготовительных забоев или в недостатке времени и средств, может применяться и при этажной подготовке. В таком случае разновидность системы носит название "*лава-этаж*".

Общий вид системы разработки представлен на рис. 3.2, на котором показано: часть отработанного яруса, ярус, в котором ведутся очистные работы, и ярус, находящийся в подготовке.

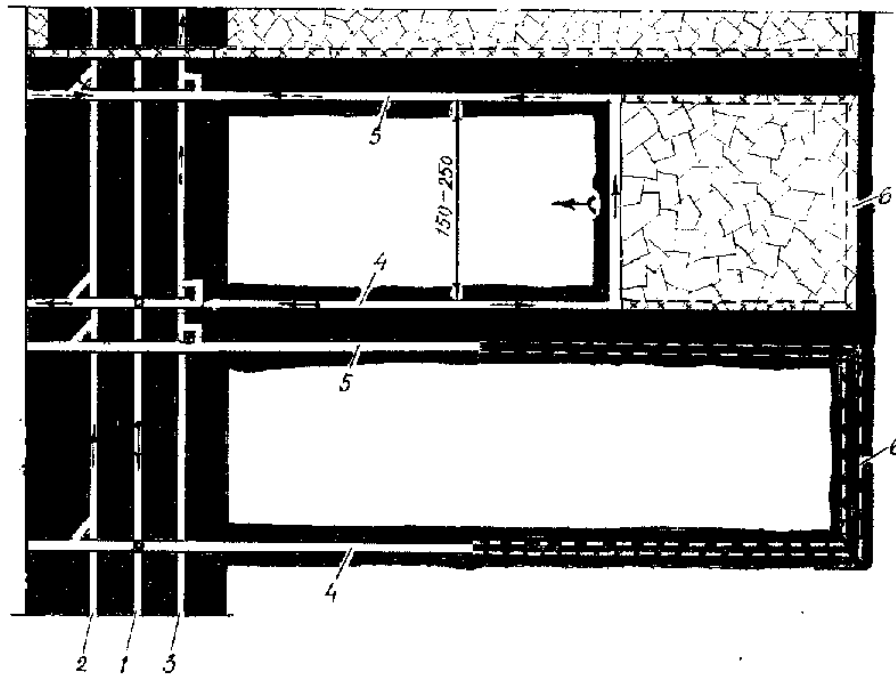


Рис. 3.2. Столбовая система разработки лава-ярус:

1 — панельный бремсберг; 2 — вспомогательный бремсберг; 3 — вентиляционный ходок; 4, 5 — ярусный штрек транспортный и вентиляционный; 6 — разрезная печь

Подготовка яруса сводится к устройству приемных площадок у бремсберга и проведению транспортного и вентиляционного штреков до границ панели. На границе панели проводят разрезную печь, монтируют в ней забойное оборудование и начинают вести очистные работы в направлении к бремсбергу или уклону, погашая транспортный и вентиляционный штреки позади забоя лавы. Таким образом, выемочные штреки в их рабочей части не попадают в зону интенсивного проявления горного давления, а поддерживаются в нетронutom массиве (транспортный штрек) или же в зоне установившегося горного давления (вентиляционный штрек), что резко снижает затраты на их ремонт и обеспечивает надежность работы транспорта на участке.

Транспортирование угля по ярусному штреку в большинстве случаев осуществляют ленточными конвейерами, а доставку оборудования и материалов — подвесными монорельсовыми дорожками. При сложной гипсометрии применяется электровозный транспорт.

Схема транспорта: лава-4-1.

Схема проветривания участка: 2-4-лава-5-3. Особенностью проветривания для столбовой системы разработки является то, что почти весь газ, выделяющийся на участке, поступает в лаву, и максимальная его концентрация достигает на сопряжении лавы с вентиляционным штреком. А поскольку предельное содержание метана в исходящей из очистного забоя струе воздуха согласно ПБ не должно превышать 1%, а скорость движения воздуха по забою также ограничена (не более 4 м/с), то через лаву можно подать ограниченное его количество, что ограничивает нагрузку на забой по газовому фактору. В этом заключается один из уже отмеченных выше недостатков столбовой системы разработки.

Достоинства разновидности столбовой системы разработки лава-ярус:

– общие для всех столбовых систем;

– конструктивная простота в отношении компоновки выработок, схемы транспорта и проветривания.

Недостатки:

- общие для всех столбовых систем;
- небольшой фронт очистных забоев в крыле панели; однако при высоких нагрузках на очистной забой этот недостаток умалчивается.

Условия применения системы довольно обширны и охватывают весь диапазон пластов по углам падения с мощностью свыше 1-1,2 м, в том числе и с самовозгорающимися углями, но с боковыми породами, не склонными к интенсивному пучению.

3.3. Подготовка длинных столбов по простираанию

Подготовка столбов заключается в проведении выемочных выработок, которыми оконтуриваются столбы в массиве. Она содержит в себе решение следующих вопросов:

- выбор способа проведения выработок (штреков);
- выбор направления проведения выработок относительно элементов залегания пласта;
- выбор способа подготовки столбов.

Применяются три способа проведения штреков (рис. 3.3): узким забоем (а), широким забоем (б, в, г) и спаренными забоями (е).

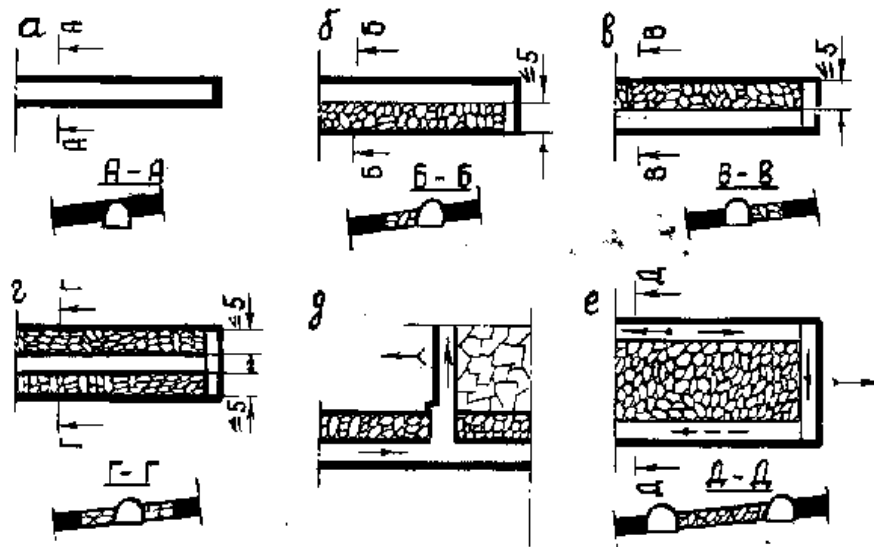


Рис. 3.3. Способы проведения штреков:

а — узким забоем; б, в, г — широким забоем соответственно с нижней, верхней и двусторонней раскосками; д — схема перехода лавой бутовой полосы над штреком, пройденного с верхней раскоской; е — проведение спаренных штреков

В подавляющем большинстве случаев при подготовке столбов штреки проводятся узким забоем, что позволяет применять высокопроизводительную проходческую технику и обеспечивать высокие скорости проведения. Однако при этом породу приходится выдавать на поверхность и, что еще хуже, часто выдавать вместе с углем горной массой, так как организационно трудно осуществлять отдельную транспортировку угля и породы при конвейерном транспорте, который сейчас в основном и применяется при проведении выработок.

На пластах мощностью 1,5-2,0 м иногда применяют проведение штреков с односторонней раскосой верхней (б) и нижней (в) или двусторонней (г). Ширина односторонней раскоски не должна превышать 5 м, так как при большей ширине необходимо проводить косовичник, который служил бы запасным выходом, а также для целей вентиляции, что усложняет проведение. Понятно, что двусторонняя раскоска может применяться на пластах мощностью меньшей, чем при односторонней.

Если вентиляционный штрек пройден с нижней раскоской или транспортный с верхней, то при отработке столба породы из раскоски приходится перебрасывать в выработанное пространство позади забоя лавы, как показано на рис. 4.16, д. При малой ширине раскоски и штрека горное давление проявляется незначительно, порода в раскоске не зажимается и может убираться вручную лопатами. Порода убирается с опережением забоя лавы с целью устройства ниши для заводки комбайна. Способ проведения штреков с раскоской применяется в отдельных случаях на шахтах, где имеются трудности с выдачей породы на поверхность.

Более прогрессивен способ проведения штреков спаренными забоями (рис. 4.16, е), при котором угольные забои обоих штреков объединяются в один общий забой; выемку угля возможно производить угледобывающими комплексами, а породу от проведения штреков с помощью, например, закладочных комплексов "Титан" размещать в выработанном пространстве. Расстояние между штреками (ширина раскоски) рассчитывается исходя из мощности пласта и площади поперечного сечения выработок с таким расчетом, чтобы разместить всю породу от их проведения. Расчет производится по формуле

$$l_p = \frac{\Sigma F_{н.ш} k_p}{m}, \quad (3.1)$$

где $\Sigma F_{н.ш}$ — суммарная площадь породных забоев обоих штреков, м; k_p — коэффициент разрыхления пород, $k_p \approx 2$; m — мощность пласта, м.

Один из штреков, проводимых спаренными забоями, будет использоваться в качестве транспортного, а другой — вентиляционного.

Способ, на первый взгляд имеющий много достоинств, тем не менее не нашел распространение на шахтах Донбасса по причинам, которые будут изложены при рассмотрении способов подготовки столбов.

Выбор направления проведения штреков относительно залегания пласта при подготовке длинных столбов по простиранию имеет важное значение. Здесь приходится учитывать такие факторы, как вид транспорта по штрекам, нагрузку на очистной забой, гипсометрию и обводненность пласта и др.

При применении ленточных конвейеров штрек по пласту должен проводиться прямолинейно, т.е. по направлению. Однако при сложной гипсометрии это возможно лишь при переменном профиле выработки, что не обеспечивает естественный сток воды. В таком случае в местах понижений приходится устанавливать водоотливные средства, что связано с неудобствами и дополнительными затратами.

Стремление проводить штреки по направлению, а не по изогипсе, вызывается и тем обстоятельством, что при этом достигается постоянство длины лавы и исключается необходимость периодического монтажа и демонтажа отдельных крайних секций крепи и рештаков забойного конвейера.

Для лучшего усвоения данного вопроса рассмотрим его решение на примере, иллюстрированном рис. 3.4, на котором представлен гипсометрический план участка пласта в бремсберговом поле (а) и 4 способа проведения штреков (б, в, г, д). Принято, что

приемная площадка на горизонте вентиляционного штрека проводится на отметке — 200,0 м, а длина лавы (высота яруса) у бремсберга равна 190 м.

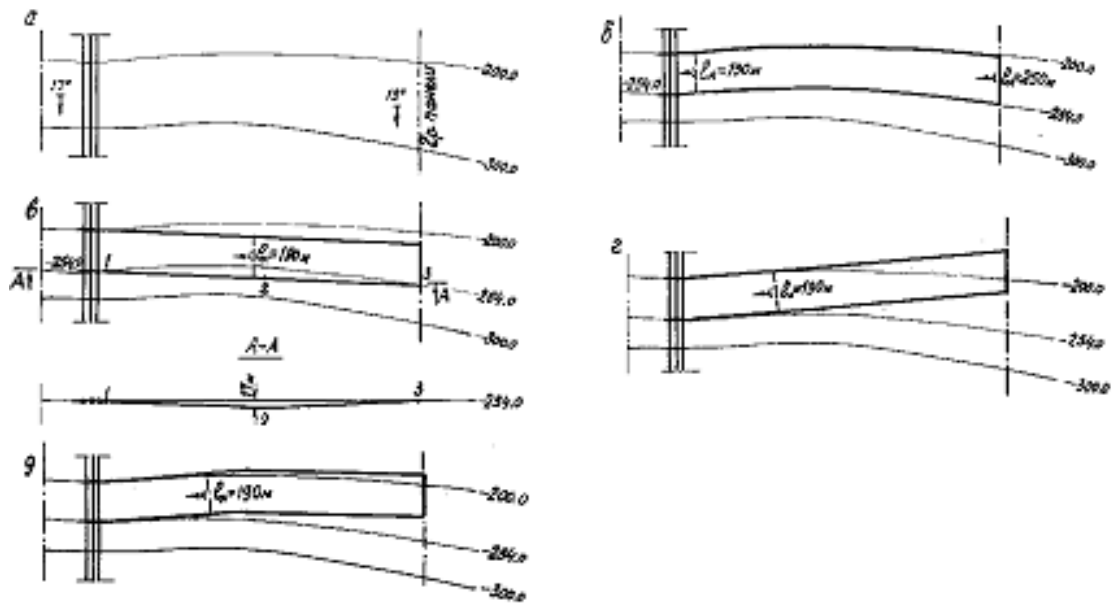


Рис. 3.4. К выбору направления проведения штреков при подготовке столбов

По первому способу (рис. 4.17, б) ярусные штреки проводятся по изогипсам — 200,0 м для вентиляционного и — 254,0 м для транспортного. Изогипсу заложения транспортного штрека находим следующим образом.

Откладываем в масштабе на рисунке по линии бремсберга проекцию длины лавы (высоты яруса), определенную как $l'_л = 190 \cos 17^\circ = 182$ м. Измеряем расстояние между изогипсами в этом месте. Оно равно 340 м и соответствует разности отметок изогипс в 100 м. Тогда отметку заложения транспортного штрека найдем из соотношения

$$340 — 100$$

$$182 — x, \text{ откуда}$$

$$x = \frac{182 \times 100}{340} = 54 \text{ м.}$$

Следовательно, изогипса заложения штрека — 254,0 м.

Для вычерчивания изогипсы — 254,0 м на плане находим ее положение в нескольких точках, пользуясь вышеприведенным соотношением, в котором неизвестным теперь будет размер проекции длины лавы в каком-либо сечении. Например, положение изогипсы на границе панели найдем следующим образом. Измеряем на плане расстояние между изогипсами -200,0 и -300,0 м. Оно равно 450 м и соответствует разности отметок изогипс в 100 м. Тогда из соотношения

$$450 — 100$$

$$x — 54$$

находим

$$x = \frac{450 \times 54}{100} = 243 \text{ м}$$

и откладываем его на плане. Получаем точку изогипсы — 254,0 м. Истинная длина лавы в этом месте составит

$$l_л = \frac{243}{\cos 13^\circ} = 250 \text{ м.}$$

По аналогии находим точки изогипсы в других сечениях и по ним вычерчиваем ее.

Достоинства варианта проведения штреков по изогипсам заключается в том, что в нем можно выдержать любой заданный профиль пути выработки, а следовательно, обеспечить нормальный сток воды и применять локомотивный транспорт.

Недостатки:

- непостоянство длины лавы (в нашем примере она изменяется от 250 до 190 м, что вызывает необходимость производить перемонтаж секций крепи и рештаков забойного конвейера);
- невозможность применения ленточных конвейеров обычного исполнения из-за кривизны выработок в горизонтальной плоскости.

По второму способу (рис. 3.4, в) выемочные штреки проводят по направлению, т.е. строго прямолинейно в горизонтальной плоскости, что позволяет применять конвейерный транспорт в них и сохранять постоянную длину лавы без перемонтажа части забойного оборудования. В этом состоят достоинства этого способа. Однако невыдержанность профиля выработки исключает естественный сток воды. Из приведенного на рисунке разреза А — А видно, что примерно посередине крыла яруса уровень почвы транспортного штрека на 17 м ниже, чем в районе приемной площадки. В этом месте будет скапливаться вода и для ее откачки необходимо устанавливать водоотливные средства. В этом заключается основной недостаток способа проведения штреков по направлению.

В тех случаях, когда изогипсы в пределах крыла имеют лишь один изгиб, как в нашем примере, штреки можно проводить по направлению с общим подъемом для стока воды и с постоянной длиной лавы (рис. 3.4, г). Однако в связи с тем, что верхние и нижние границы панели, как правило, проводят по изогипсам, приходится оставлять у этих границ целики угля значительных размеров в виде треугольников, что приводит к дополнительным потерям угля или же, если их извлекать, к более высоким эксплуатационным затратам. В этом заключается недостаток этого способа. Чтобы смягчить его, проведение штреков осуществляют по двум (или нескольким) направлениям (рис. 3.4, д), приближая каждое направление к изогипсе пласта, но с таким расчетом, чтобы обеспечивался общий наклон выработки для стока воды. Понятно, что по выработке, пройденной по нескольким направлениям, необходимо устанавливать столько же и ленточных конвейеров, что является недостатком, однако в ряде случаев может оказаться целесообразным.

Окончательный выбор способа проведения выемочных штреков при подготовке столбов производят на основании учета горно-геологических и горнотехнических условий разработки пласта, руководствуясь при этом следующими положениями:

- при весьма сложной гипсометрии и любой обводненности пласта штреки целесообразно проводить по изогипсе, обеспечивая единый вид основного и вспомогательного транспорта — напочвенными локомотивами. При больших нагрузках на забой следует применять пластинчатые конвейеры, а вспомогательный транспорт — рельсовый. Для снижения отрицательного влияния изменения длины лавы можно часть ее под вентиляционным штреком крепить гидравлическими стойками;
- при относительно спокойной гипсометрии пласта штреки целесообразно проводить по направлению, обеспечивая постоянство длины лавы, и с таким подъемом, чтобы отсутствовали места понижения профиля выработки.

Применяют следующие способы подготовки длинных столбов (рис. 3.5):

- проведением транспортного и вентиляционного штреков (а);

- проведением транспортного и повторным использованием в качестве вентиляционного бывшего транспортного штрека вышележащего яруса (б);
- проведением сдвоенных штреков (в);
- проведением спаренных штреков (г);
- комбинированным проведением штреков (д).

При подготовке столба первым способом (рис. 3.5, а) между смежными ярусами оставляют целики угля шириной 20-40 м, что позволяет подготавливать в крыле панели одновременно несколько ярусов, обеспечивая необходимую нагрузку на панель. В этом основное достоинство способа, благодаря чему он имел в свое время широкое применение на практике. Однако ему присущи и крупные недостатки.

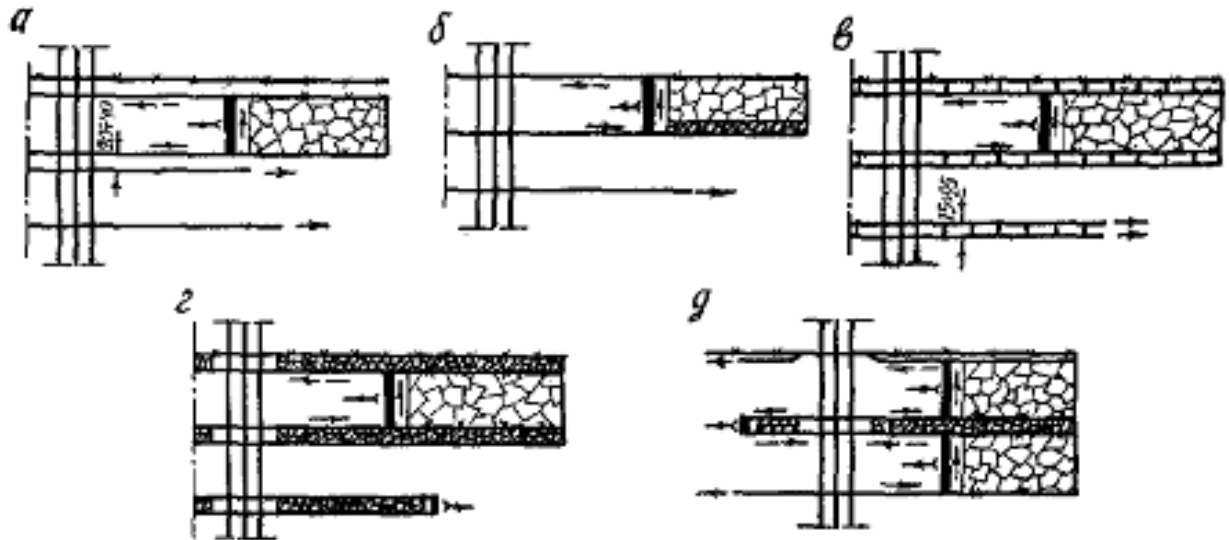


Рис. 3.5. Способы подготовки длинных столбов по простираю

Подготовка столба совпадает во времени с ведением очистных работ в вышележащем ярусе, что приводит к тому, что вентиляционный штрек примерно на половине своей длины испытывает влияние временного опорного давления верхней лавы, а по проходе очистных работ он находится в зоне стационарного опорного давления. В связи с этим затраты на его поддержание значительно выше затрат на поддержание транспортного штрека, расположенного в массиве угля. Охрана вентиляционных штреков межъярусными целиками не всегда обеспечивает необходимую устойчивость их и приводит к значительным потерям угля — до 18-25%.

Область применения способа: небольшая глубина разработки, устойчивые боковые породы пласта, не склонные к пучению, отсутствие мощных песчаников в породах основной кровли, малоценные угли.

Большие потери угля и высокая трудоемкость работ по поддержанию вентиляционных штреков, особенно на больших глубинах, обусловили появление способа проведения их вприсечку к выработанному пространству, в зоне с пониженным горным давлением.

Из представленной на рис. 3.6 схемы перераспределения горного давления вблизи выработанного пространства видно, что максимум опорного давления в результате раздавливания угля на границе с выработанным пространством отодвигается в сторону массива. У места расположения вентиляционного штрека, проведенного вприсечку, пласт воспринимает значительно меньшее давление от веса зависших над выработанным

пространством пород. В результате затраты на ремонт штрека уменьшаются в 1,5-2,5 раза по сравнению с охраной межлавыми целиками.

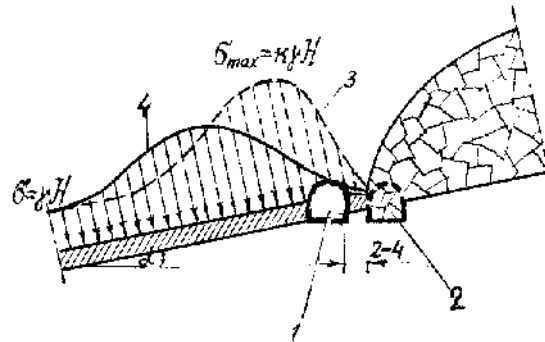


Рис. 3.6. К выбору места расположения вентиляционного штрека, проводимого вприсечку к выработанному пространству: 1 — вентиляционный штрек подготавливаемого столба; 2 — бывший транспортный штрек отработанного столба; 3, 4 — эпюры горного давления соответственно до и после деформирования краевой части пласта

Между обрушенным пространством и вентиляционным штреком оставляют целик угля небольших размеров — 2-4 м. При устойчивых породах кровли целики вовсе не оставляют, и новый штрек проводят впритык к бывшему транспортному. Следует особо подчеркнуть, что проводить штрек вприсечку можно только в зоне установившегося горного давления. При легкообрушающихся породах кровли размер зоны активного сдвижения их позади лавы составляет 60 м, среднеобрушающихся — 90 м и труднообрушающихся — 120 м. Способы проведения штреков вприсечку к выработанному пространству приведены на рис. 3.7.

Способ проведения штрека вприсечку после полной отработки крыла яруса (рис. 4.20, а) имеет преимущество в независимости работ по подготовке и очистной выемке. Однако применение его целесообразно лишь при высоких нагрузках на очистной забой, так как в ярусе находится всего один забой, что и является его недостатком. Этот недостаток отсутствует в способе с сохранением участка пластового штрека (рис. 4.20, б). Длину участка поддержания x рассчитывают из условия, чтобы время подготовки нового столба не превышало времени отработки оставшейся части яруса и размера зоны активного сдвижения пород позади лавы.

Недостатком способа является то, что горная масса от прохождения штрека поступает на общий с лавой конвейер, а исходящая струя воздуха из забоя штрека поступает в лаву, что затрудняет его применение на весьма газоносных пластах.

Сущность способа, показанного на рис. 3.7, в, состоит в *комбинированном порядке отработки ярусов*. Во время отработки лав в ярусах I, III, V обеспечивается хорошая сохранность штреков, так как каждый из них охраняется с двух сторон массивом угля. А при подготовке столбов во II и IV ярусах конвейерные и вентиляционные штреки проводят вприсечку к выработанному пространству отработанных лав, также обеспечивая достаточно хорошие условия их поддержания.

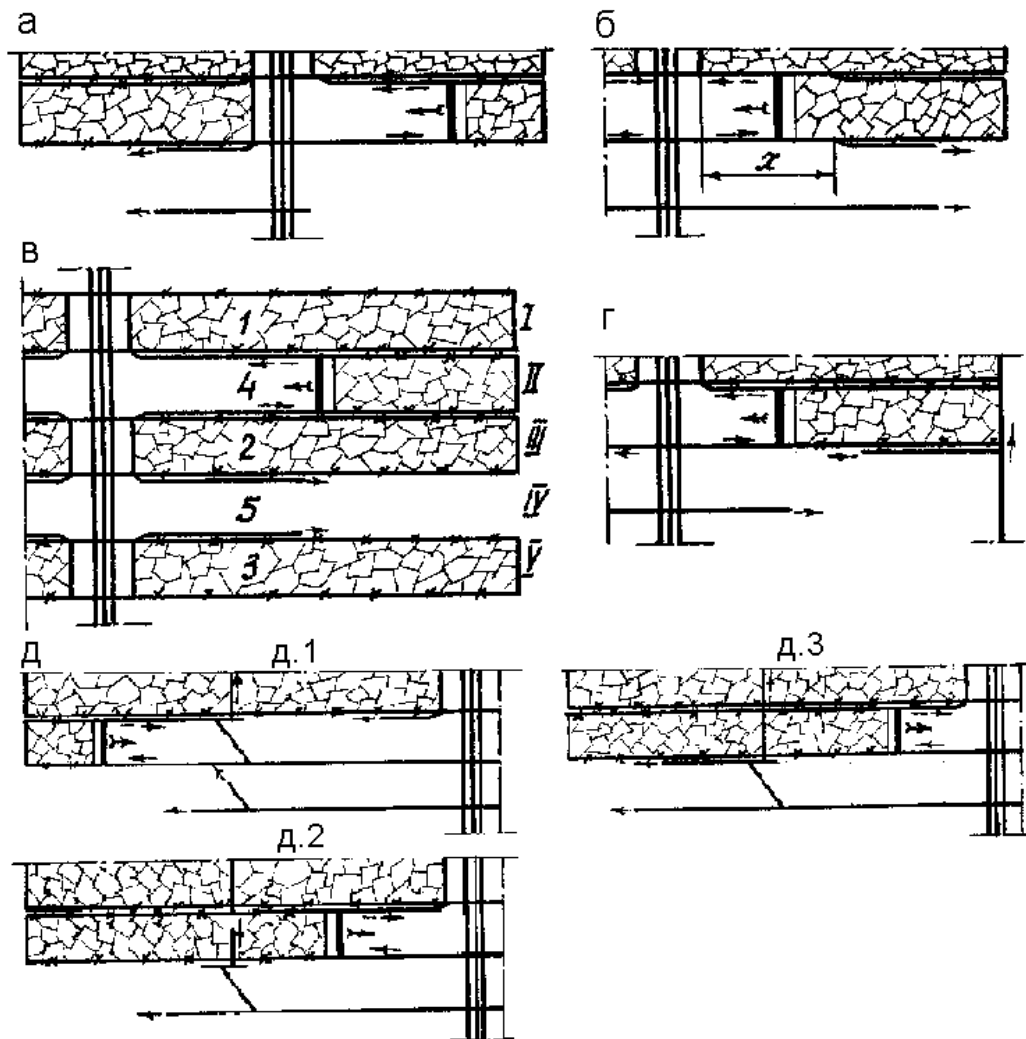


Рис. 3.7. Способы проведения штреков вприсечку к выработанному пространству: а — после отработки лавы в крыле панели; б — с сохранением участка пластового штрека; в — с комбинированной отработкой ярусов (1, 2, 3, ... последовательность отработки ярусов; I-V ярусы); г — с фланговой выработкой на границе панели; д — с фланговой выработкой, пройденной по обрушенным и уплотненным породам в середине крыла панели (д.1, д.2, д.3 — этапы проведения штрека вприсечку)

К недостаткам этого способа следует отнести одновременную работу нескольких приемных площадок, что увеличивает штат по их обслуживанию, и большой первоначальный объем проведения наклонных выработок в уклонном поле. Поэтому применение его предпочтительно для бремсберговых полей.

Особенностью способа, показанного на рис. 3.7, г, является наличие фланговых наклонных выработок со свежей струей воздуха, с которых осуществляется проведение вентиляционных штреков. Фланговые выработки проводят на границе между панелями от главного транспортного до главного вентиляционного штрека. Отставание забоя, проводимого вприсечку штрека от забоя лавы, должно быть не менее протяженности зоны активного сдвижения пород.

Основное преимущество способа состоит в независимости работ по подготовке столбов и очистной выемке. Однако способу присущи и крупные недостатки. Так, например, необходимо заблаговременно провести дополнительную фланговую выработку со свежей струей воздуха, что возможно осуществить только для бремсберговой ступени.

Фланговую выработку можно проводить и участками по мере отработки ярусов, однако для этого надо заранее пройти в следующем ярусе транспортный штрек до границы панели и из него проводить фланговую выработку снизу вверх на высоту яруса.

Другим недостатком является то, что границы панелей часто приурочиваются к геологическим нарушениям и проведение фланговой выработки в зоне нарушений затруднительно и нецелесообразно. Этот недостаток можно устранить, если наклонную фланговую выработку проводить не на границе панели, а в ее середине, как показано на рис. 3.7, д. Сущность изображенного на этом рисунке способа проведения штрека вприсечку заключается в следующем.

Крыло панели (или этажа) разделяется на две части, в одной из которых ведутся очистные работы, а в другой — подготовка столба. Посредине крыла проводится по обрушенным и уплотненным породам вентиляционная сбойка, которая предназначена для проветривания забоя, проводимого вприсечку штрека, а также очистного забоя в левой половине крыла. Другая половина крыла проветривается через панельные наклонные выработки.

Для транспортного обслуживания вентиляционного штрека левой части крыла панели как в период подготовки, так и очистной выемки проводится диагональная транспортная выработка, которая оборудуется ленточным конвейером и напочвенной дорогой. Диагональное расположение выработки применяется для облегчения ее перехода очистным забоем. Этапы подготовки столба и его отработки показаны на рис. 4.20 (позиции 1, 2, 3).

Достоинства способа проведения штрека вприсечку с фланговой выработкой в середине крыла панели состоят в полном отсутствии взаимных помех в подготовке и отработке столба, хороших условиях поддержания фланговой выработки в обрушенных и уплотненных породах, а также в лучших условиях проветривания забоев ярусных штреков при их проведении за счет уменьшения длины их тупиковой части, поскольку крыло панели разделяется на две половины.

К недостаткам способа можно отнести необходимость проведения дополнительных выработок, предназначенных только для обслуживания подготовительных забоев, и известная сложность перехода лавой диагональной выработки.

Область применения данного способа проведения штрека вприсечку ограничивается необходимыми пологими (по условиям применения конвейерного транспорта в диагональной выработке) пластами мощностью до 1,2-1,5 м со слеживающимися породами непосредственной кровли ($R_c < 30$ МПа) мощностью свыше 5 м и почвами любой устойчивости, в том числе и пучащими.

Способ подготовки длинных столбов с повторным использованием транспортного штрека в качестве вентиляционного (см. рис. 3.5, б) применяется на пластах с породами почвы, не склонными к пучению. При этом охрана штреков может осуществляться либо бутовыми полосами (на пластах мощностью до 1-1,2 м), либо с помощью искусственных сооружений в следующих условиях:

- органная деревянная крепь — при залегании в кровле легко- и среднеобрушающихся тонкослоистых глинистых и песчаных сланцев при мощности пласта до 2,5 м;
- костры из шпального бруса — при залегании в кровле легко- и среднеобрушающихся пород и мощности пласта до 2,5 м;
- тумбы из железобетонных блоков — при залегании в кровле легко- и среднеобрушающихся пород, устойчивой почве и мощности пласта до 1,5 м;

- литые полосы из быстротвердеющих материалов — при залегании в кровле средне- и труднообрушающихся пород, устойчивой почве и мощности пласта до 2,5 м.

Достоинства способа:

- уменьшается в два раза объем проведения для подготовки столба выработок;
- исключаются потери угля в межлавных целиках.

Недостатки:

- возможность отработки в крыле панели только одной лавы;
- необходимость ведения ремонтных работ по поддержанию штрека в рабочем состоянии и сложность его проветривания.

При *подготовке столбов сдвоенными штреками* (см. рис. 3.5,в) от панельного бремсберга проводят два штрека на расстоянии 15-25 м друг от друга, которые для целей проветривания забоев и концентрации транспортирования горной массы сбиваются между собой вентиляционными печами. Верхний штрек служит в качестве транспортного для верхнего столба, а нижний — в качестве вентиляционного для нижнего столба. На практике часто используют только один нижний штрек, который вначале служит транспортным для верхней лавы, а затем, после ее отработки, — вентиляционным для нижней, а параллельный штрек используется только при подготовке столба и в качестве просека при его отработке. На пластах мощностью свыше 1,5 м этот штрек сразу проводится в виде просека, т.е. без подрывки пород.

Достоинства способа:

- хорошее проветривание забоев при подготовке столба;
- возможность одновременной подготовки в крыле, а затем и отработки нескольких ярусов.

Недостатки:

- потери угля в межъярусных целиках;
- при слабых боковых породах плохие условия поддержания вентиляционных штреков, которые подвергаются опорному давлению при отработке верхней лавы.

Область применения: пласты средней мощности с непучащими породами, залегающие на небольшой глубине.

Способ подготовки столбов спаренными штреками (см. рис. 4.18, г) отличается от рассмотренного выше тем, что между двумя штреками производится выемка угля, т.е. штреки проводятся широкими забоями, и оба угольных забоя объединены в один, а порода от проведения размещается в общем выработанном пространстве. Расстояние между штреками (ширина раскоски) применяется из расчета размещения всей породы, получаемой от проведения обоих штреков.

Достоинства способа:

- отсутствие тупиковых забоев;
- проветривание за счет общешахтной депрессии;
- оставление в шахте породы от проведения штреков;
- дополнительная добыча угля при подготовке столбов.

Недостатки:

- плохие условия поддержания вентиляционного штрека, испытывающего влияние опорного давления при отработке верхней лавы;
- необходимость устройства вентиляционных стенок для предупреждения утечек воздуха через бутовую полосу, поскольку последняя из-за небольшой ширины выработанного пространства (раскоски) уплотняется недостаточно.

Комбинированный способ подготовки столбов (см. рис. 3.5, д) включает проведение штреков в массиве угля спаренными забоями и вприсечку к выработанному пространству. Основные его преимущества заключаются в возможности работы двух лав в крыле панели, а также в хороших условиях поддержания всех штреков: вентиляционный штрек верхней лавы проводится вприсечку, транспортный штрек нижней лавы находится в массиве, а два средних штрека не испытывают вредного влияния опорного давления, если нет взаимного опережения лав. Последнее достоинство позволяет применять этот способ и на пластах с невысокой степенью пучения пород, а также залегающих на большой глубине.

Окончательный выбор того или иного способа подготовки столбов производится на основании учета конкретных горно-геологических условий залегания пласта и горнотехнических факторов с последующим экономическим сравнением наиболее приемлемых вариантов.

3.4. Столбовая система разработки со спаренными лавами в ярусе

Эта разновидность столбовой системы возникла в силу стремления увеличить нагрузку на ярус за счет увеличения его высоты и уменьшить удельный объем проведения подготовительных выработок. Характеризуется она тем, что в каждом ярусе располагаются две лавы (рис. 3.8), имеющие общий средний штрек, который чаще всего используется в качестве транспортного для обеих лав (а, б) и реже — вентиляционного (в).

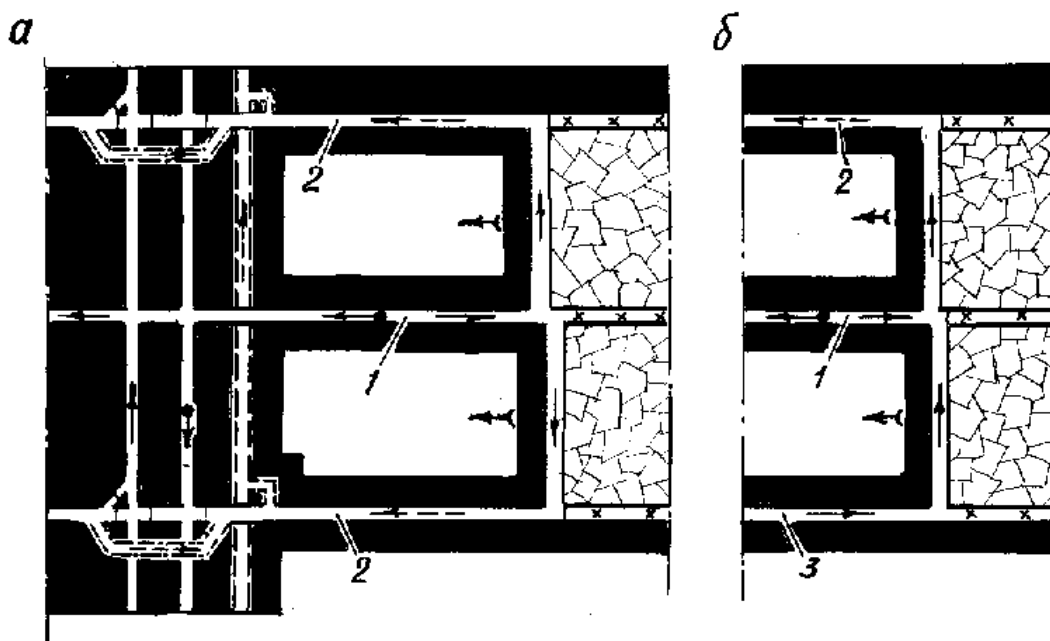


Рис. 3.8. Столбовая система разработки со спаренными лавами в ярусе:
а, б — со средним транспортным штреком и соответственно с обособленным проветриванием лав; 1, 2, 3 — соответственно транспортный, вентиляционный и воздухоподающий штреки

При использовании среднего штрека в качестве транспортного он оборудуется ленточным конвейером, а при сложной гипсометрии пластинчатым или же локомотивным транспортом.

Проветривание лав может осуществляться как обособленными струями воздуха, так и общей в зависимости от условий, предусмотренных Правилами безопасности. На негазовых пластах, а также газоносных, но с углами падения до 10° и неопасных по выбросам пластах — последовательное с подсвеживанием по сборному штреку (рис. 3.8,б).

При использовании среднего штрека в качестве вентиляционного транспортирование угля производится по бортовым штрекам (рис. 3.8, в), что целесообразно лишь при высоких нагрузках на очистные забои.

Достоинства:

- общие для всех столбовых систем;
- уменьшение удельного объема проведения подготовительных выработок;
- концентрация транспорта угля на одну сборную выработку;
- рост нагрузки на ярус.

Недостатки:

- общие для всех столбовых систем;
- сложность поддержания среднего штрека на сопряжении лав, особенно в связи с возможными взаимными отставаниями и опережениями лав и затруднения в транспортировании угля вверх из нижней лавы, что ограничивает область применения углами падения пластов не более 15° , а по проветриванию условиями, указанными выше.

Применяется система на пластах мощностью не свыше 2 м с устойчивыми боковыми породами с выдержанными элементами залегания.

3.5. Столбовая система разработки с разделением этажа на подэтажи

Сущность этой разновидности столбовой системы разработки заключается в том, что этаж по падению разделяется промежуточными штреками на подэтажи, а по простиранию — на выемочные поля, которые обслуживаются самостоятельными участковыми бремсбергами. Количество подэтажей зависит от высоты этажа и принятой длины лавы, но обычно на пологих пластах не превышает двух, а на крутых доходит до трех-четырех и редко больше. Очистные забои всегда подвигаются в сторону участкового бремсберга, но направление отработки выемочного поля не обязательно должно совпадать с общим направлением отработки крыла этажа.

Основная цель применения этой разновидности столбовой системы разработки заключается в том, чтобы в одних случаях (на пологих и наклонных пластах) увеличить высоту этажа, когда это вызывается необходимостью, в других (на крутых пластах средней мощности и мощных со сложными условиями разработки) — разместить в этаже фиксированной высоты несколько ограниченных по длине очистных забоев.

Применяются три разновидности столбовой системы разработки с разделением этажа на подэтажи: с доставкой угля на передний, задний и двусторонний участковый бремсберг.

Система разработки длинными столбами по простиранию с доставкой угля на передний участковый бремсберг представлена на рис. 3.9.

От капитального бремсберга (уклона) проводят этажный транспортный и вентиляционный штреки с просеками (как показано на рис. 3.9) или без них, а также промежуточные (подэтажные) штреки. На границе выемочного поля проводят участковый бремсберг с ходком.

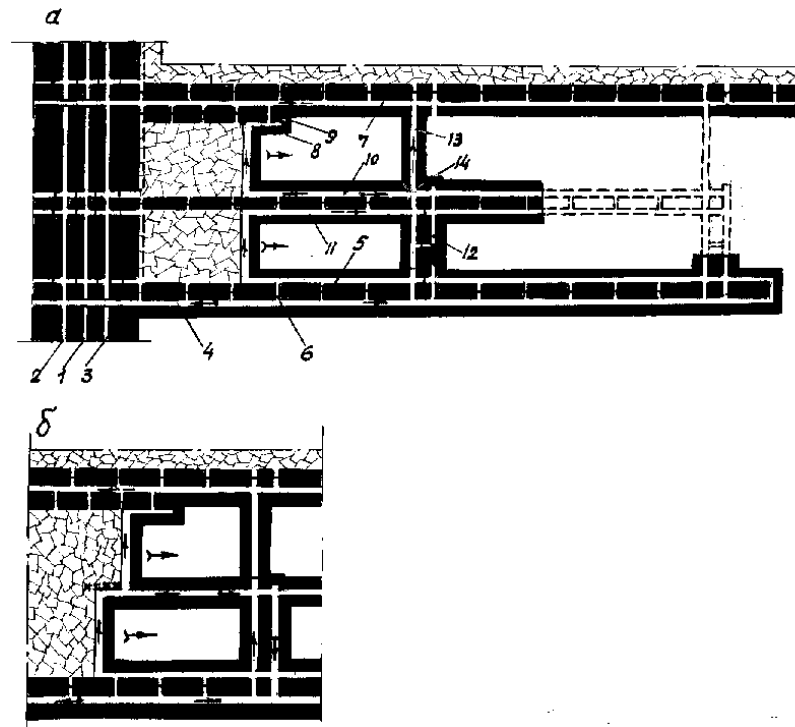


Рис. 3.9. Столбовая система разработки с разделением этажа на подэтажи и транспортированием угля на передний участковый бремсберг:

- а, б — соответственно с обособленным и последовательным проветриванием лав;
 1 — капитальный бремсберг; 2 — вспомогательный бремсберг; 3 — вентиляционный ходок;
 4 — этажный транспортный штрек; 5 — конвейерный просек; 6 — печь;
 7 — этажный вентиляционный штрек; 8 — вентиляционный просек; 9 — вентиляционная печь;
 10, 11 — подэтажный штрек соответственно транспортный и вентиляционный;
 12 — участковый бремсберг; 13 — вентиляционный ходок участкового бремсберга;
 14 — кроссинг

Очистные работы в каждом подэтаже начинают из разрезной печи, проводимой на расстоянии 40-50 м от ходка капитального бремсберга (уклона) и ведутся в сторону участкового бремсберга. При отработке последующих выемочных полей очистные работы начинают непосредственно из ходка участкового бремсберга. В ряде случаев возможен переход очистными работами и участкового бремсберга с ходком без перемонтажа забойного оборудования.

По мере отработки выемочного поля производится подготовка нового поля, которая осуществляется на один и тот же участковый бремсберг.

Таким образом, отличительными особенностями данной системы разработки являются:

- направление очистных работ в выемочном поле, а следовательно, и доставки угля ⁷ совпадает с направлением отработки этажа в целом, в связи с чем при прямом порядке отработки выемочных полей в крыле имеет место перепробег грузов с верхних подэтажей на длину выемочного поля;
- каждый участковый бремсберг обслуживает очистные забои и подготовительные работы в следующем выемочном поле. Размер выемочного поля по простиранию может быть определен аналитически, исходя из минимума удельных затрат на сооружение

⁷В столбовых системах разработки они совпадают.

участкового бремсберга и ходка с площадками, поддержание штреков и транспортирование угля по ним. На практике это расстояние составляет 300-500 м, а при применении комплексной механизации в очистных забоях — 1000 м и более. Опережение между очистными забоями в смежных подэтажах должно быть минимальным, чтобы избегать двойного наложения опорного давления на подэтажные штреки и тем самым повысить их устойчивость. При подходе очистных забоев к бремсбергу доставку угля осуществляют на новый участковый бремсберг, который к тому времени должен быть подготовлен.

Транспорт угля по промежуточным штрекам, как правило, производится конвейерами, а вспомогательный — монорельсовыми дорогами, по участковому бремсбергу на пологих пластах — ленточными конвейерами, на наклонных — скребковыми конвейерами, а на крутых и крутонаклонных — под собственным весом. В последнем случае наклонная транспортная выработка носит название участкового ската.

Транспорт угля от нижней лавы производится конвейером по просеку до ближайшей передней печи и по ней на этажный транспортный штрек. Иногда уголь из нижней лавы транспортируют конвейерами по просеку до бремсберга и оттуда на общий для обеих лав погрузочный пункт на транспортном штреке.

Каждая лава проветривается обособленно (рис. 3.9, а). Если по Правилам безопасности допустимо последовательное проветривание лав (см. п. 2.6), промежуточный вентиляционный штрек не проводят, и система разработки принимает вид, изображенный на рис. 3.9, б.

Достоинства:

- общие для столбовых систем;
- хорошие условия поддержания участкового бремсберга, находящегося в нетронutom массиве, а при подходе к нему очистных забоев уголь транспортируется на новый участковый бремсберг;
- в работе находится один бремсберг, который обслуживает и очистные и подготовительные забои;
- в ряде случаев при устойчивых породах возможен переход очистными забоями участкового бремсберга с ходком, что снижает потери угля в целиках и исключает необходимость ремонта забойного оборудования, при этом отпадают трудности, связанные с первыми посадками основной кровли в лавах при отходе их от разрезных печей.

Недостатки:

- общие для всех столбовых систем;
- перепробег транспорта угля с верхних подэтажей при прямом порядке отработки этажа⁸;
- напряженность в работе участкового бремсберга, обслуживающего очистные забои в одном выемочном поле и подготовительные в другом при колесном транспорте, который, впрочем, в настоящее время применяется редко.

Условия применения:

- общие для всех столбовых систем;
- когда появляется необходимость увеличения высоты этажа или размещения нескольких лав в этаже фиксированной высоты, как, например, на крутом падении.

Система разработки длинными столбами по простиранию с доставкой угля на задний участковый бремсберг представлена на рис. 3.10.

⁸ При обратном порядке этот недостаток отсутствует.

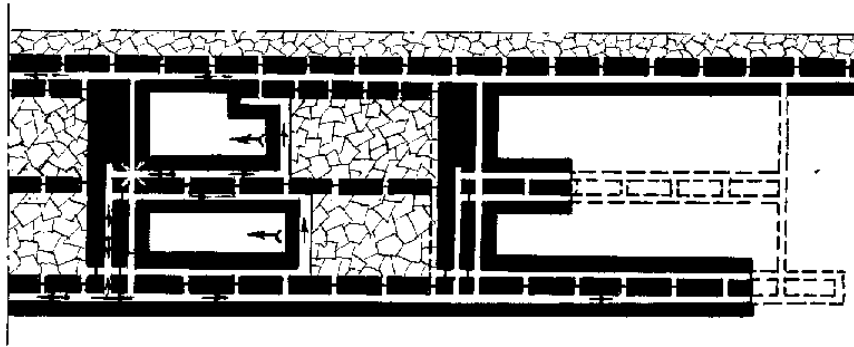


Рис. 3.10. Столбовая система разработки с разделением этажа на подэтажи и транспортированием угля на задний участковый бремсберг (название и обозначения выработок те же, что и на рис. 3.9)

Отличительными особенностями этой разновидности системы разработки являются:

- направление подвигания очистных работ в выемочном поле противоположно общему направлению отработки этажа; как правило, этаж при этом отрабатывается прямым ходом, а выемочное поле — обратным, в связи с чем исключается перепробег грузов с верхних подэтажей, что составляет основное достоинство системы;
- в каждом крыле этажа одновременно в работе находятся два участковых бремсберга, один из которых обслуживает очистные забои в одном выемочном поле, а другой — подготовительные работы в следующем выемочном поле, чем обеспечивается полная независимость очистных и подготовительных работ, что также является преимуществом;
- новый участковый бремсберг проводят обычно после того, как произошли первые посадки кровли в лавах, что снижает величину пригрузки на бремсберг с ходком, однако все же они находятся в зоне влияния очистных работ, вследствие чего ухудшаются условия их поддержания. Особенно неблагоприятные условия создаются при доработке выемочного поля, когда на выработки накладывается двойное опорное давление — от ранее выработанного поля и приближающихся очистных забоев отрабатываемого поля. На ударо- и выбросоопасных пластах это может привести к возникновению соответственно горных ударов или выбросов угля и газа. При слабых боковых породах из-за неудовлетворительного состояния бремсберга и ходка приходится преждевременно прекращать очистные работы, оставляя целики угля больших размеров, что приводит к увеличению потерь угля. В этом заключается главный недостаток этой разновидности системы разработки с разделением этажа на подэтажи. Кроме того трудоемок перемонтаж оборудования из отработанного выемочного поля в новое.

Условия применения те же, что и для варианта системы с доставкой на передний бремсберг за исключением ударо- и выбросоопасных пластов. Если в крыле этажа имеются непреходимые геологические нарушения, то отработку участков между ними целесообразно отрабатывать вариантом системы с доставкой на задний участковый бремсберг.

Подразновидность столбовой системы разработки с двусторонними участковыми бремсбергами характеризуется тем, что бремсберг с двумя ходками проводится посередине выемочного поля, а очистные забои подвигаются от границы его к участковому

бремсбергу. Таким образом одно крыло выемочного поля отрабатывается как на передний бремсберг, а другое — на задний с присущими им достоинствами и недостатками.

Из-за большой напряженности в подготовке выемочных полей, связанной с интенсивной их отработкой, а также подверженности усиленному давлению на бремсберг и ходки при подходе к ним очистных забоев, эта разновидность столбовой системы разработки в последнее время применяется редко.

3.6. Столбовая система разработки с выемкой по восстанию (падению)

Эта система разработки применяется при погоризонтной подготовке шахтного поля. Длинные столбы подготавливаются путем проведения наклонных выемочных выработок (бремсбергов или уклонов) на всю высоту выемочной ступени горизонта между главными штреками. Отработка столбов может производиться как по восстанию, так и падению в зависимости от ряда условий. Так, при значительной обводненности пласта целесообразно применять выемку по восстанию. Наличие воды в забое в меньшей мере сказывается на условия труда при мощности пласта свыше 1,5 м, когда обеспечивается более или менее удобное передвижение людей по лаве. На таких пластах при небольшой обводненности допускается разработка и по падению. Однако при мощности пласта свыше 2,0 м, когда возможны вывалы кусков угля из забоя, выемку следует производить по падению.

Встречаются две разновидности этой системы разработки — с выемкой одинарными и спаренными лавами (рис. 3.11).

При *выемке одинарными лавами по восстанию* (рис. 3.11, а) и *падению* (рис. 3.12, а) для подготовки столба проводится одна выработка — в первом случае выемочный уклон, во втором — выемочный бремсберг, а в качестве вентиляционного ходка на тонких пластах обычно используется повторно бывший выемочный уклон (бремсберг), который охраняют бутовой полосой (а, б), искусственными сооружениями из органки, костров или БЖБТ или же целиками угля. Если повторное использование выработки затруднено, то проводят новый ходок или вприсечку к выработанному пространству (рис. 3.11, в), либо по пласту (рис. 3.11, г) с оставлением между столбами целика угля шириной 15-25 м. Первый способ применяют в основном на тонких пластах, второй на пластах средней мощности.

Транспорт по выемочному уклону (бремсбергу) осуществляется, как правило, ленточными конвейерами, вспомогательный по всем выемочным выработкам — монорельсовый.

Схемы проветривания участков показаны на рис. 3.11 и 3.12. Более эффективное проветривание обеспечивается при выемке по восстанию, так как здесь отсутствует вредное влияние тепловой депрессии, которая имеет место при нисходящем проветривании, а также отсутствуют скопления значительных объемов метана в выработанном пространстве, что характерно для столбовой системы с выемкой по падению. В таких случаях при снижении барометрического давления происходит повышенное поступление газа в выработки, что нарушает нормальное проветривание их. По этой причине столбовую систему разработки с выемкой по падению в чистом виде применяют сравнительно редко и то лишь на негазовых пластах.

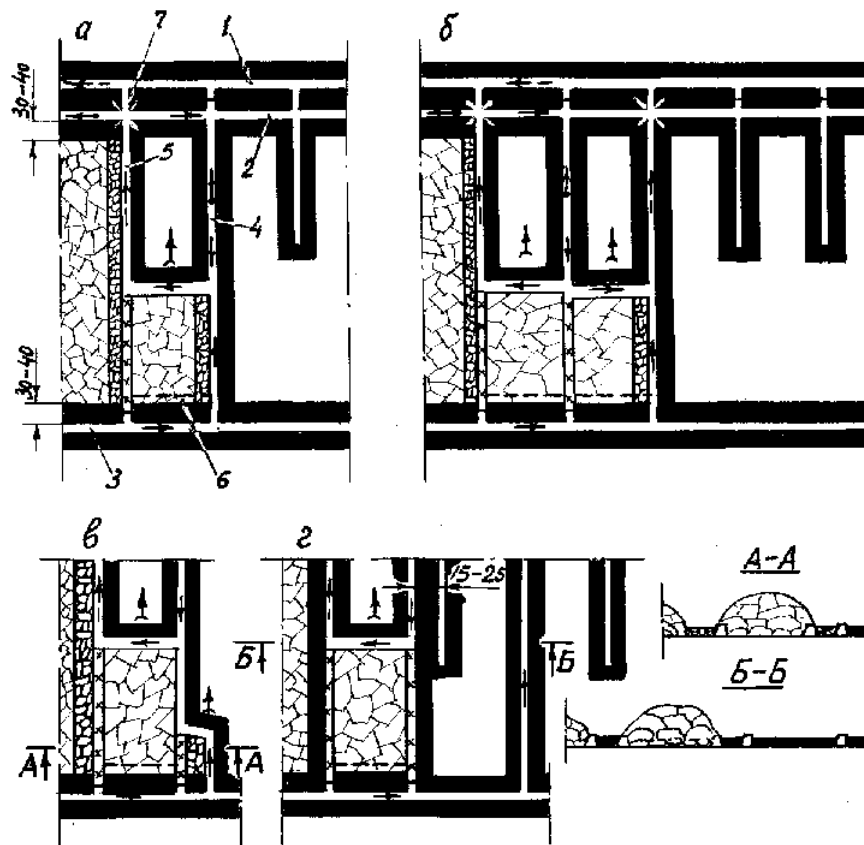


Рис. 3.11. Столбовая система разработки с выемкой по восстанию:
 а — одинарными лавами; б — сдвоенными лавами; в, г — способы проведения выемочных вентиляционных ходков соответственно широким забоем и по пласту угля;
 1, 2, 3 — главный (магистральный) штрек соответственно вентиляционный, транспортный и дренажный; 4 — выемочный уклон; 5 — вентиляционный ходок; 6 — разрезной просек; 7 — кроссинг

На практике же она применяется и на пластах с высокой газоносностью, но при восходящем проветривании с поддержанием вентиляционной выработки в выработанном пространстве. Однако такую систему разработки следует относить к комбинированной, что рассматривается в следующем разделе.

При выемке спаренными лавами по восстанию (рис. 3.11, б) и падению (рис. 3.12, б) проводятся две наклонные выработки — выемочный уклон (бремсберг) и один из вентиляционных ходков, а в качестве другого используется повторно вентиляционный ходок отработанного столба или же проводится новый. Способы расположения и охраны этой выработки такие же, как и в разновидности системы с выемкой одинарными лавами, рассмотренной выше.

Транспорт угля из спаренных лав осуществляется по средней выработке — выемочному уклону (бремсбергу), что имеет свои преимущества: в работе находится одна транспортная выработка и один ленточный конвейер. Однако при высоких нагрузках на очистные забои, а также при сложности поддержания средней выработки на сопряжении лав, транспортирование угля из лав осуществляют по бортовым выработкам, а средняя служит для целей вентиляции, т.е. каждая лава имеет свой выемочный уклон (бремсберг) и общий вентиляционный ходок.

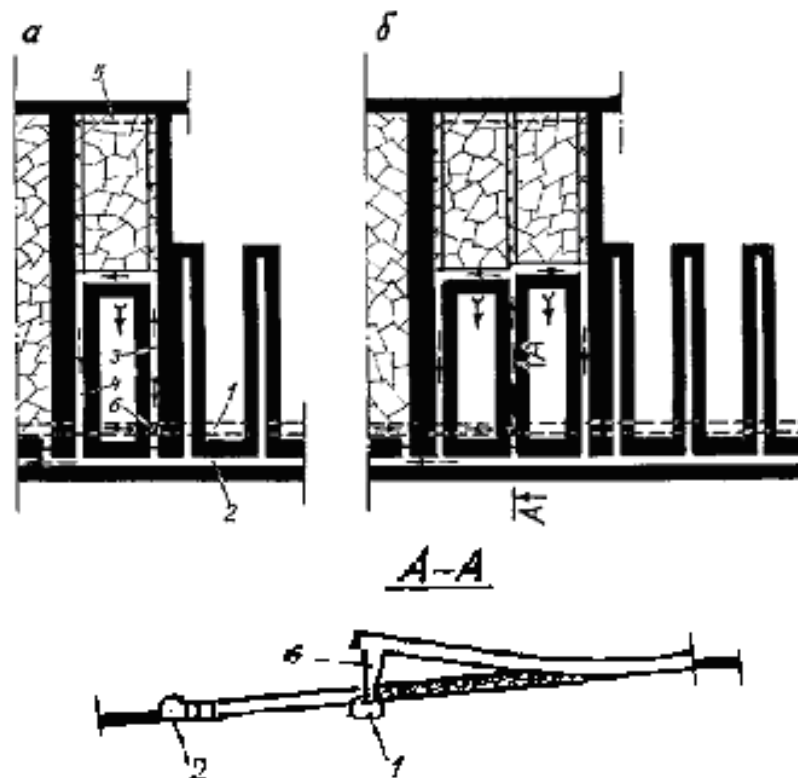


Рис. 4.25. Столбовая система разработки с выемкой по падению:

- а — одинарными лавами; б — двойными лавами;
 1, 2 — главный (магистральный) штрек соответственно транспортный и вентиляционный;
 3 — выемочный бремсберг; 4 — вентиляционный ходок; 5 — разрезной просек; 6 — бункер для угля

Достоинства столбовой системы разработки с выемкой по восстанию (падению):

- общие для столбовых систем;
- постоянство длины лавы;
- полная конвейеризация транспорта на участке;
- возможность отработки пластов любой обводненности (с выемкой по восстанию).

Недостатки:

- общие для столбовых систем;
- ограниченная область применения по углам падения пластов;
- резкое снижение показателей работы очистных забоев при углах падения свыше 8° из-за отсутствия забойного оборудования для работы в таких забоях.

Область применения: пологие пласты с углами до 10° , мощностью до 3,5 м, любой газоносности, с непучащими породами почвы. В связи с крупными преимуществами разработки пластов по восстанию (падению) ее на практике применяют и при углах падения свыше 10° , однако в таких случаях столбы нарезают несколько диагонально к главным штрекам, чтобы уменьшить пространственный угол забоя до необходимого. Особенно это может оказаться целесообразно при геологических нарушениях в шахтном поле, располагаемых по диагонали. В таких случаях столбы располагают параллельно нарушениям, т.е. диагонально.

3.7. Столбовые системы разработки крутых пластов

Основной разновидностью столбовой системы разработки тонких и средней мощности (до 2,0 м) крутых пластов является лава-этаж, что определяется этажным способом подготовки, применяемом повсеместно на таких пластах, и ограниченной наклонной высотой этажа — до 150 м.

На пластах мощностью свыше 2,0 м применяется разновидность столбовой системы разработки с разделением этажа на подэтажи, а на мощных — система длинных столбов по восстанию с выемкой их по падению с применением передвижных щитовых крепей.

Столбовая система разработки с отработкой крыла обратным ходом почти не применяется в основном из-за низких темпов проведения вентиляционных штреков по завалу, больших объемов работ по подготовке столбов и сложностью проветривания забоев выработок большой протяженности. В таких случаях для смягчения указанных недостатков этаж по простиранию разделяют на выемочные поля, в пределах которых и производят подготовку столбов. При этом обязательным является наличие полевых или групповых штреков вблизи пласта с которым они соединяются промежуточными квершлагами.

Встречаются три подразновидности системы (рис. 3.13): с *транспортированием угля на передний* (а), *задний* (б) и *двусторонний промквершлаг*. Последняя применяется весьма редко.

Подразновидность системы с доставкой на передний промквершлаг (рис. 3.13, а) характеризуется тем, что направление транспортирования угля в выемочном поле и подвигания очистного забоя совпадают с общим направлением отработки крыла. Это имеет свои достоинства и недостатки.

Достоинства состоят в том, что очистной забой движется без остановки от одного промквершлага к другому, т.е. не требуется проводить разрезные печи в каждом выемочном поле и производить перемонтаж забойного оборудования.

Недостатки:

- увеличивается длина пути транспортирования угля по групповому штреку;
- усложняются условия работы электровозного транспорта (который является основным на крутых пластах), так как групповой и пластовый штреки проводятся с подъемом от ствола к границам и уголь по выемочному штреку также транспортируется на подъем;
- на обводненных пластах в тупике выемочного штрека (позади лавы) может скапливаться вода, поскольку штрек погашается и вода не имеет свободного стока. В таких случаях у погрузочных пунктов лав приходится иногда устраивать местный водоотлив с перекачкой воды на групповой штрек.

Подразновидность системы с доставкой угля на задний промквершлаг (рис. 4.26, б) характеризуется тем, что направление движения транспорта угля в выемочном поле и подвигания очистного забоя не совпадают с общим направлением отработки крыла этажа, что исключает перепробег грузов и обеспечивает его сонаправленное движение уклону выработки. В этом заключаются ее достоинства. Вместе с тем возникает необходимость проведения разрезных печей и перемонтажа оборудования лавы в каждом выемочном поле. Кроме того при доработке выемочного поля в очистном забое наблюдается повышенное горное давление, вызываемое наложением зон опорного давления, что может приводить к завалам лав, а на пластах, опасных по выбросам и горным ударам, способствовать возникновению этих явлений.

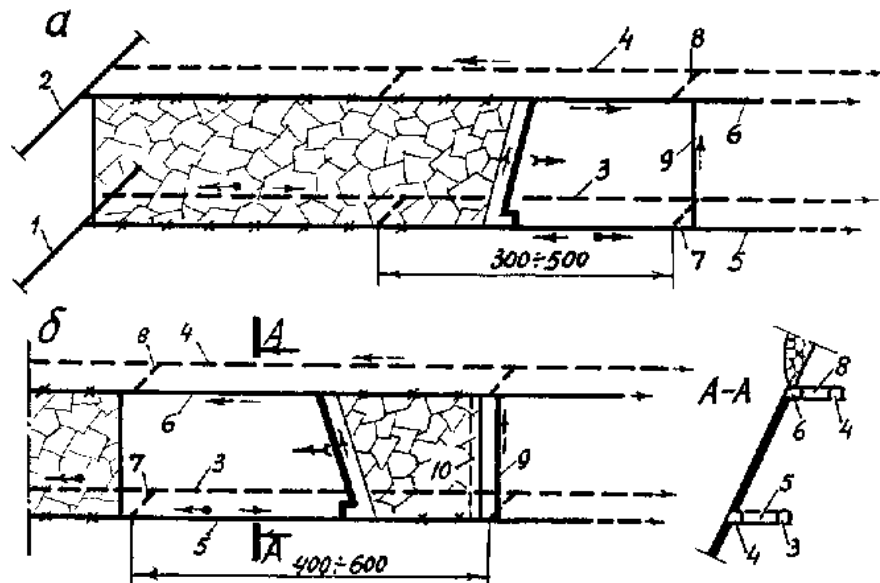


Рис. 3.13. Столбовая система разработки крутых пластов:

а — с транспортированием угля на передний промквершлаг; б — то же на задний промквершлаг; 1, 2 — этажный квершлаг транспортный и вентиляционный; 3, 4 — полевой этажный штрек транспортный и вентиляционный; 5, 6 — пластовый штрек транспортный и вентиляционный; 7, 8 — промежуточный квершлаг транспортный и вентиляционный; 9 — вентиляционная печь (сбойка); 10 — разрезная печь

В связи с этим разновидность столбовой системы с транспортированием угля на задний промквершлаг не рекомендуется применять на выбросо- и удароопасных пластах.

Подразновидность системы с доставкой на двусторонний промквершлаг характеризуется тем, что промежуточные квершлагы проводят в середине выемочного поля, делая его двукрылым. Одна из лав в выемочном поле работает на передний промквершлаг, а вторая — на задний с их характерными достоинствами и недостатками, рассмотренными выше. Дополнительным преимуществом является уменьшение числа промежуточных квершлагов в крыле и увеличение нагрузки на выемочное поле. Однако вследствие более интенсивной отработки крыла возникает напряженность в своевременной подготовке столбов в новом выемочном поле и особенно в части проведения вентиляционных штреков.

Применяют в основном два способа проведения вентиляционных штреков:

- по завалу (по обрушенным породам) на месте бывшего транспортного штрека отработанного этажа;
- по пласту угля ниже бывшего транспортного штрека ("минусовые" вентиляционные штреки).

Проведение штреков по завалу связано со значительными трудностями (см. п. 2.8.1.), что резко сдерживает темпы их проведения, а следовательно, и своевременность подготовки столбов. Однако, несмотря на этот крупный недостаток, способ получил преобладающее распространение при разработке тонких крутых пластов в Донбассе, главным образом из-за стремления сохранить общий уровень рельсовых путей во всех выработках вентиляционного горизонта, что является его крупным преимуществом.

Более прогрессивным является проведение штреков по пласту вприсечку к отработанному этажу ("минусовые штреки"), при котором возможно применение высокопроизводительной проходческой техники. Однако усложнение работы транспорта

на вентиляционном горизонте из-за несоответствия уровней выработок затрудняют его применение.

Заслуживает внимания способ повторного использования в качестве вентиляционного бывшего транспортного штрека путем его консервации (рис. 3.14). Сущность его заключается в том, что транспортный штрек позади забоя лавы забучивается породой, получаемой от проведения выработок на транспортном горизонте. При этом металлическая крепь не извлекается, и для предупреждения ее коррозии она покрывается антикоррозийным составом до установки ее в выработку в период проведения. Наиболее прогрессивным решением в организации работ по консервации штреков было бы устройство дробильных комплексов в околоствольном дворе, откуда дробленая порода, например, в секционных поездах доставлялась бы на участки.

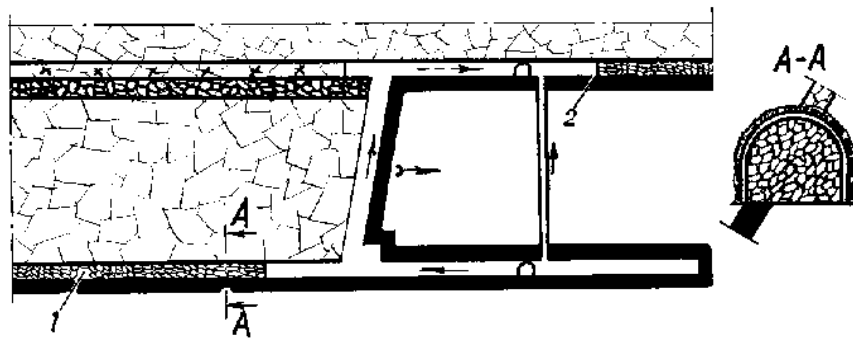


Рис. 3.14. Консервация транспортного штрека путем его забучивания породой с целью повторного использования в качестве вентиляционного

При пневматической закладке усадка закладочного массива под влиянием горного давления не превысит 20-30%. Исходя из этого и с учетом смещений боковых пород в штреке до его забучивания можно произвести выбор типа крепи и рассчитать площадь поперечного сечения штрека.

Восстановление штрека на вентиляционном горизонте сводится к извлечению забученной породы с помощью породопогрузочной машины и ее доставке к очистному забою для размещения в бутовую полосу. Трудоемкость и стоимость проведения штрека таким способом снизится весьма существенно. Одновременно и решается важная экологическая задача — оставления породы в шахте.

Разновидность системы разработки с разделением этажа на подэтажи (рис. 3.15) применяется при сложных условиях залегания пластов мощностью не более 3,5 м, когда выемка пласта на всю высоту этажа одной лавой невозможна или весьма затруднительна. В таких случаях этаж наклонной высотой 100-150 м делится на 2-3 и редко больше подэтажа высотой 30-60 м, а по простиранию — на односторонние выемочные поля длиной 250-300 м и более с транспортированием угля в них, как правило, на передний промежуточный квершлаг (рис. 4.28). Разработка может производиться с обрушением кровли или закладкой выработанного пространства, однако последняя сейчас почти не применяется, так как появилась более прогрессивная система с закладкой — полосами по простиранию.

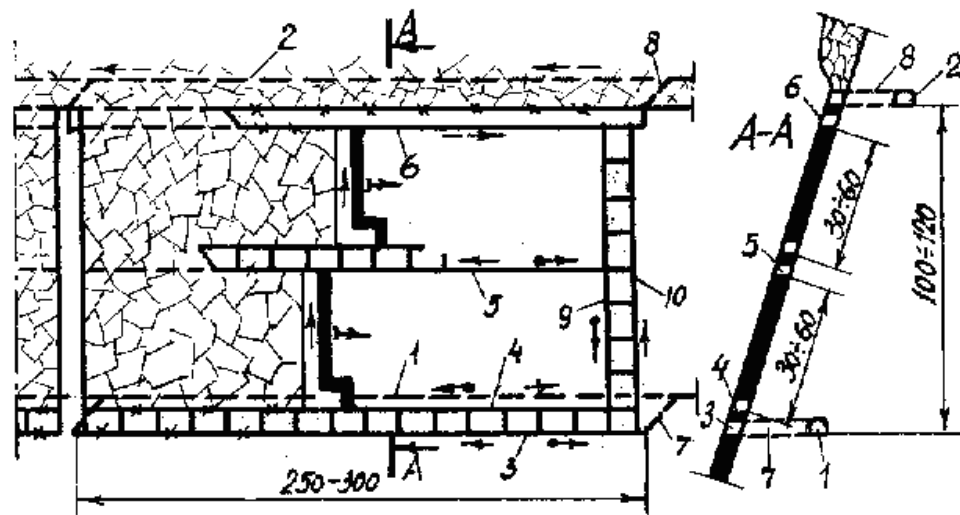


Рис. 3.15. Столбовая система разработки крутых пластов с разделением этажа на подэтажи: 1, 2 — полевой этажный штрек транспортный и вентиляционный; 3, 4, 5, 6 — пластовый штрек соответственно транспортный, параллельный, подэтажный и вентиляционный; 7, 8 — промежуточный квершлаг транспортный и вентиляционный; 9 — скат; 10 — ходок ската

Подготовка выемочного поля начинается с проведения в районе промежуточного квершлага ската на всю высоту этажа, состоящего из трех отделений, который служит для проветривания, спуска угля и подачи материалов, а также передвижения людей. Для облегчения его проведения обычно рядом с ним проводится ходок. После окончания проведения ската проводят транспортные, штреки нижнего и промежуточных подэтажей, а также вентиляционный штрек верхнего подэтажа, который располагается на 4-6 м ниже транспортного штрека вышележащего отработанного этажа, так как все пластовые штреки при отработке столбов погашаются, и повторное их использование становится практически невозможным. Одновременно с нижним транспортным штреком на 6-8 м выше него проводят параллельный штрек; эти штреки через каждые 8-10 м соединяют печами, которые используются в последующем для спуска угля из лавы нижнего подэтажа на транспортный штрек.

Промежуточные конвейерные штреки также проводятся с параллельными штреками, однако в некоторых случаях, например, при слабом угле, они проводятся одинарными выработками, как показано на рис. 3.15. Оконтуривание межлавных целиков осуществляется за счет последующего проведения параллельного штрека (просека), забой которого опережает лаву на 12-15 м. Целики между конвейерными и параллельными штреками, а также между этажами не извлекаются, и запасы угля в них составляют основные потери по системе, достигающие в целом 20-30%.

По окончании проведения штреков на границе выемочного поля проводят разрезную печь, из которой начинают очистные работы. Выемка угля в лаве производится лентами шириной 0,9-1,1 м сверху вниз обычно с помощью буровзрывных работ. Крепление осуществляется рамами из деревянных стоек из круглого леса. Под распилы толщиной 0,09-0,11 м и длиной 3-4 м, располагаемые по падению пласта, подбивают 3-4 стойки из круглого леса диаметром 0,17-0,19 м. Управление кровлей — полным обрушением с пробивкой однорядной или двухрядной органной крепи; шаг посадки — 10-15 м.

Отработка столбов производится с опережением верхних подэтажей. При этом отставание забоя лавы нижележащего подэтажа от границы обрушенного пространства

вышележащего подэтажа должно быть не менее 15 м, т.е. верхняя лава должна опережать нижерасположенную на 20-30 м.

Проветривание лав может быть как последовательным (как показано на рис. 3.15), так и обособленным. В последнем случае проводятся промежуточные вентиляционные штреки с выдачей исходящей струи на вентиляционный ходок.

К достоинствам системы следует отнести простоту организации работ и универсальность, позволяющая применять ее в любых, даже в самых сложных горно-геологических условиях.

Недостатками системы являются: высокая трудоемкость работ, особенно по креплению и управлению кровлей, небольшая добыча из лавы, большой расход лесоматериалов, составляющий 45-60 м³ на 1000 т добычи, и большие потери угля.

Условия применения системы: крутые и крутонаклонные пласты мощностью 2,0-3,5 м с любыми условиями залегания пластов.

Разновидность системы разработки длинными столбами по восстанию с выемкой их по падению с применением передвижных щитовых крепей, получившая название щитовой, широко применяется в Кузбассе при разработке мощных крутых пластов.

Сущность щитовой системы разработки состоит в том, что выемочное поле с размером по простиранию 250-300 м, подготавливаемое при помощи полевых штреков и промежуточных квершлагов, разделяется на столбы шириной 24-36 м (рис. 3.16), вытянутые по восстанию относительно транспортного штрека, которые затем отрабатываются в направлении сверху вниз под защитой специальной конструкции щитовой крепи. Столбы отделяются друг от друга междустолбовыми целиками шириной около 2 м, а выемочные поля между собой — противопожарными целиками шириной 8-10 м.

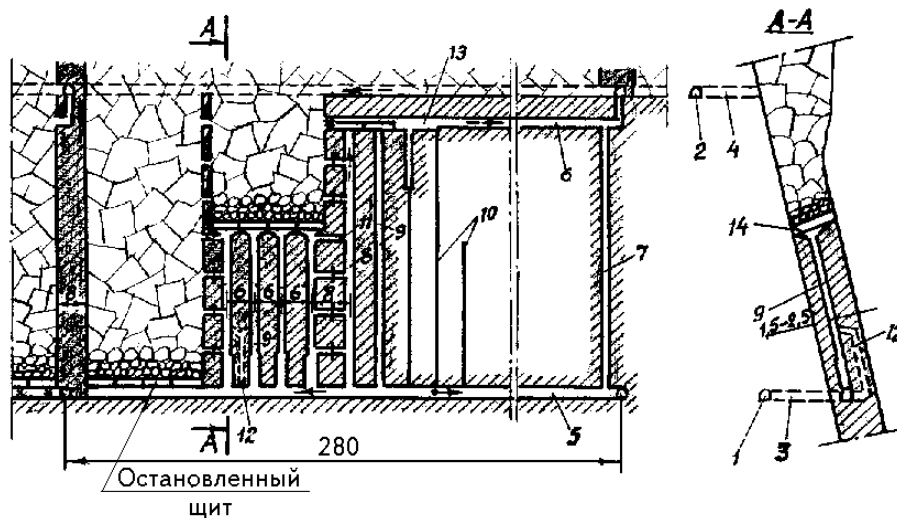


Рис. 3.16. Система разработки длинными столбами по восстанию с выемкой их по падению с применением щитовых перекрытий:

1, 2 — этажной полевой штрек соответственно транспортный и вентиляционный; 3, 4 — промежуточный квершлаг соответственно транспортный и вентиляционный; 5, 6 — пластовый штрек соответственно транспортный и вентиляционный; 7 — вентиляционная сбойка-скат; 8 — ходовая печь; 9 — углеспускная печь; 10 — скважина; 11 — входная сбойка под печь; 12 — обходная вентиляционная печь ("крючок"); 13 — монтажная камера (рассечка); 14 — щит

Подготовка выемочного поля заключается в проведении от промежуточных квершлагов пластового транспортного и вентиляционного штреков, располагаемых у почвы пласта. Вентиляционный штрек проводят на 5-6 м ниже транспортного штрека отработанного этажа, оставляя между этажный целик, и соединяют с промежуточным квершлагом наклонной выработкой.

До начала работ по подготовке выемочного поля транспортный и вентиляционный штреки соединяются между собой в районе промежуточных квершлагов ходовым скатом, служащим для вентиляции и спуска угля от проведения вентиляционного штрека.

По окончании проведения штреков до границы выемочного поля приступают к подготовке столбов, которая заключается в пробуривании с помощью сбоечно-буровых машин скважин диаметром до 400 мм с последующим их расширением сверху вниз до диаметра 900 мм с целью использования их в качестве углеспускных печей. Независимо от конструкции щитовой крепи расстояние между углеспускными печами принимается равным 6 м. При доставке отбитого угля под щитом механическим способом (скрепером) каждый столб обслуживается только двумя печами, располагаемыми у границ столба. Для удобства выгрузки угля из-под щита углеспускные печи располагаются ближе к почве пласта на расстоянии 1,5-2,5 м от нее. При крепких и вязких углях углеспускные печи могут не крепиться, при углях мягких они крепятся анкерной крепью с металлической сеткой, либо крепью из углепласта или деревянной срубовой крепью.

Первая печь (см. рис. 4.29) нового столба крепится во всех случаях и оборудуется прочными лестницами. Такая печь называется ходовой и служит для передвижения людей. Ходовая печь и смежная с ней углеспускная соединяются через 6-8 м просеками (входными сбоями), которые служат для прохода под щит и проветривания. Вторым (запасным) выходом из под щита служит бывшая ходовая печь отработанного столба, которая в новом столбе используется также в качестве углеспускной и воздухоподающей.

Очистной забой в столбе подготавливается на вентиляционном штреке путем проведения на всю мощность пласта горизонтальной выработки, называемой рассечкой. Рассечка проводится для монтажа щита. Щит монтируется в горизонтальном положении, а затем выводится в рабочее положение близкое к нормали к напластованию с некоторым опережением у почвы пласта. Перед пуском щита в работу над ним создают предохранительную породную подушку путем обрушения с помощью ВВ потолочины над щитом. Ее назначение увеличить вес щита в первый период движения и предохранить его от разрушения глыбами обрушающихся пород.

Выемку угля под щитом ведут буровзрывным способом. Отбитый уголь самотеком движется по углеспускным печам, откуда выгружается в вагонетки или на конвейер на транспортном штреке. Детали щита и материалы крепи подают по вентиляционному штреку непосредственно к месту монтажа.

Очистной забой при щитовой системе разработки проветривается за счет общешахтной депрессии. Свежая струя направляется из транспортного штрека в щитовой забой через вентиляционную печь-крючок и ближайшие к выработанному пространству углеспускные печи. Исходящая струя воздуха через крайнюю углеспускную печь и входную сбойку поступает на ходовую печь и далее на вентиляционный штрек.

Из-за больших прососов воздуха через выработанное пространство и значительных потерь угля возникает опасность самовозгорания его. Для предупреждения этого после отработки 3-4 столбов производят профилактическое заиливание выработанного пространства, для чего с поверхности бурят скважины и подают по ним глинистую пульпу в объеме 3-6% от объема выработанного пространства.

Достоинства щитовой системы разработки:

- отсутствие в технологическом цикле трудоемкого процесса крепления выработанного пространства;
- простота управления горным давлением;
- малооперационность очистных работ, которая сводится в основном к производству буровзрывных работ и разборке угля в забое;
- безопасность работ от падения кусков угля и породы;
- высокие технико-экономические показатели;
- небольшой расход лесоматериалов.

Недостатки системы:

- значительные эксплуатационные потери, достигающие 35-40%, более трети которых приходится на потери по мощности пласта;
- высокая пожароопасность;
- неустойчивое проветривание;
- большой объем проведения подготовительных выработок;
- большие сдвиги земной поверхности.

Условия применения: крутые, выдержанные по мощности и углу падения, пласты мощностью для секционных щитов 6-10 м, для бессекционных — 3-6 м, с крепостью угля не ниже средней, с устойчивыми породами почвы и любой кровлей.

Дальнейшее совершенствование щитовой системы разработки должно идти по пути применения полной закладки выработанного пространства, исключения потерь угля в целиках путем замены их искусственными столбами из пород, скрепленных дешевыми цементирующими материалами, и механизации выемки угля под щитом.

Вопросы для самоконтроля

1. Изложите сущность столбовых систем разработки и назовите их отличительные признаки.
2. Перечислите разновидности столбовых систем разработки и дайте графическую интерпретацию каждой из них.
3. Изобразите графически столбовую систему разработки пологих пластов: лава-ярус; со спаренными лавами в ярусе; с разделением этажа на подэтажи; с выемкой по восстанию или падению одинарными и спаренными лавами, дайте оценку каждой из них и назовите условия их применения.
4. Какие вопросы требуют своего решения при подготовке длинных столбов?
5. Как проводятся выемочные штреки относительно изогипсы пласта? Какие факторы влияют на выбор направления проведения штреков?
6. Перечислите способы подготовки длинных столбов по простиранию, изобразите их графически, дайте их оценку и условия предпочтительного применения.
7. В чем заключается физическая сущность расположения выемочных штреков вприсечку к выработанному пространству с точки зрения повышения их устойчивости?
8. Изобразите технологические схемы проведения вентиляционных штреков вприсечку к выработанному пространству и дайте их оценку.
9. Почему разновидность столбовой системы разработки лава-ярус имеет наибольшее распространение по сравнению с другими разновидностями?
10. В чем заключаются принципиальные отличия подразновидностей столбовой системы разработки с разделением этажа на подэтажи с доставкой угля на передний и задний участковый бремсберг? Поясните рисунками.

11. В чем заключаются особенности применения столбовых систем разработки крутых пластов по сравнению с пластами пологими и наклонными?
12. Изложите сущность щитовой системы разработки мощных пластов. Изобразите ее графически и дайте ей оценку.
13. Как располагаются углеспускные печи в щитовой системе разработки по мощности пласта? С какой целью это делается?
14. Что такое вентиляционная печь-крючок в щитовой системе разработ

ЛЕКЦИЯ 4. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

4.1. Общие сведения

Комбинированными называются системы, содержащие в себе комбинации элементов и признаков нескольких систем разработки и в частности сплошной со столбовой. Целью такой комбинации является стремление использовать преимущества как сплошных, так и столбовых систем и устранить или сгладить некоторые из присущих им недостатков. Следовательно, в конкретных горно-геологических и производственных условиях комбинированные системы должны обеспечить определенный эффект. В противном случае следовало бы применять одну из входящих в комбинацию систем с лучшими показателями.

Следует различать два вида комбинаций длиннозабойных систем разработки: сплошных со столбовыми и столбовых со сплошными. Критерием отнесения к тому или иному виду систем служит признак расположения и поддержания выемочных выработок, причем, определяющей является транспортная выработка.

Если транспортная выработка проводится одновременно с очистными работами, поддерживается в выработанном пространстве и подвержена влиянию очистных работ (признаки сплошной системы), а вентиляционная проведена заблаговременно до начала очистной выемки или же используется повторно, находясь в массиве угля или в зоне установившегося горного давления (признаки столбовой системы), то это комбинация сплошной системы со столбовой.

Напротив, если транспортная выработка имеет признаки столбовой системы (т.е. пройдена заблаговременно до начала очистных работ, поддерживается в массиве или в зоне установившегося горного давления), а вентиляционная имеет признаки сплошной системы (т.е. поддерживается в выработанном пространстве и испытывает влияние очистных работ), то это комбинация столбовой системы со сплошной.

4.2. Комбинированные системы разработки сплошной со столбовой

Основная цель такой комбинации систем состоит в уменьшении объема проведения выемочных выработок за счет их повторного использования.

В представленной на рис. 4.1, а разновидности комбинированной системы разработки лава-этаж (ярус) транспортный штрек проводят точно так же, как и при сплошной системе разработки с опережением забоя лавы или же одним с ней забоем. В качестве вентиляционного используют бывший транспортный штрек вышележащего этажа, который обычно находится в удовлетворительном состоянии, так как до полного окончания отработки крыла по нему производилась транспортировка угля. Как правило, сечение транспортного штрека больше вентиляционного, поэтому, допуская уменьшение площади поперечного сечения до необходимого, можно снизить затраты на его поддержание. При этом целесообразно применять крепи повышенной податливости.

Для проветривания участка проводят дополнительную фланговую выработку, по которой исходящая струя поступает на основной вентиляционный штрек (шурф или ствол). Вентиляционная сбойка проводится либо по пласту с охраной целиками угля или же по пустым породам, как показано на рис. 4.1, а.

Достоинства: повторное использование штрека и прямоочная схема проветривания участка, исключая утечки воздуха через выработанное пространство.

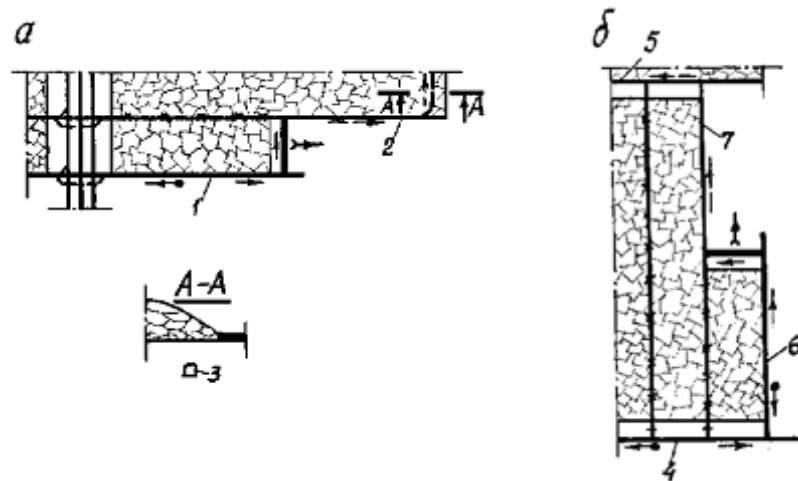


Рис. 4.1. Комбинированная система разработки сплошной со столбовой:
 а — с выемкой по простиранию; б — с выемкой по восстанию; 1, 2 — ярусный штрек транспортный и вентиляционный (бывший транспортный штрек); 3 — полевая вентиляционная сбойка; 4, 5 — главный штрек транспортный и вентиляционный; 6 — выемочный бремсберг; 7 — вентиляционный ходок

Недостатки: необходимость проведения дополнительной фланговой выработки и сложность ее проветривания при проходке; усложняется доставка материалов и оборудования по вентиляционному штреку.

Условия применения: тонкие пологие и наклонные пласты с устойчивыми боковыми породами и невысокой газоносностью.

Комбинированная система разработки с выемкой одинарными лавами по восстанию показана на рис. 4.1, б. В этой разновидности системы отпадает надобность в проведении наклонной вентиляционной сбойки, однако проводится главный вентиляционный штрек. Если в качестве вентиляционного используется повторно бывший главный транспортный штрек, выгодность системы резко возрастает.

Комбинированная система разработки парными штреками⁹ представлена на рис. 4.31. Свое название система получила еще до введения механизации очистных работ, когда длина лав не превышала 30-40 м. Такая длина была равна ширине забоя пары штреков с общей раскоской между ними для размещения породы от их проведения. В настоящее время при длине лав 150-200 м это название утратило свой смысл и продолжает существовать в силу традиции.

Система парных штреков (рис. 4.2) чаще применяется при панельной подготовке, а при небольших размерах шахтного поля и при этажной.

Сущность системы заключается в том, что нечетные ярусы (этажи) отрабатываются сплошной системой, а четные — длинными столбами. В первый период выемку ведут в 1-м и 3-м ярусах по сплошной системе разработки (а), благодаря чему при подходе лав к границе панели во 2-м ярусе оконтуривается длинный столб по простиранию. На границе панели проводят разрезные печи в столбах, которые отрабатывают обратным ходом, т.е. по принципу длинных столбов по простиранию (б). Одновременно отрабатывают 5-й ярус сплошной системой и поддерживают транспортный штрек ранее отработанного 3-го

⁹ По существу систему разработки *парными штреками* нельзя называть комбинированной, поскольку она не содержит элементов других систем. В данном случае имеет место применение двух самостоятельных систем — сплошной и столбовой в разных ярусах (этажах). Однако, поскольку во всей горной литературе систему принято называть *комбинированной*, нами сохранено ее название.

яруса. В третий период обрабатывают по столбовой системе 4-й и 6-й ярусы (в). Таким образом, в каждый период в панели работают четыре лавы.

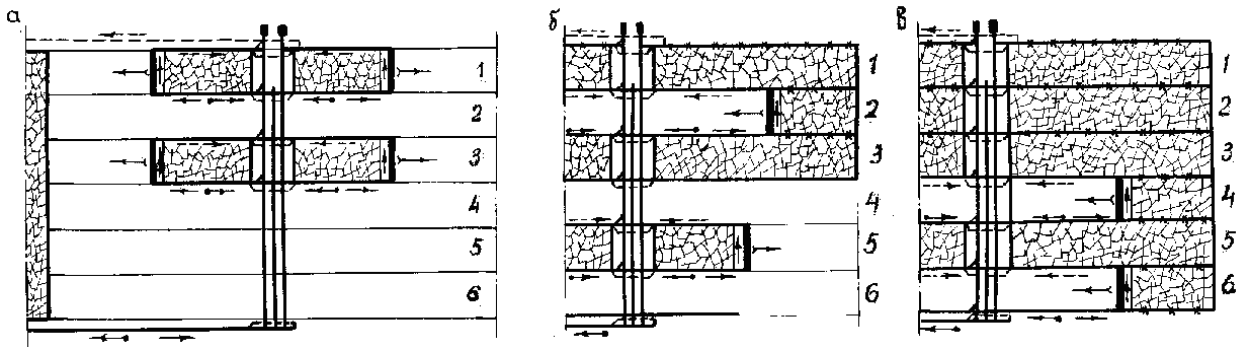


Рис. 4.2. Комбинированная система разработки парными штреками:
а, б, в — последовательность обработки ярусов

При обработке длинных столбов бывший вентиляционный штрек нижележащего яруса используется в качестве транспортного, как показано на рис. 4.2. Это вынуждает проводить вентиляционные штреки таким же сечением, как и транспортные, и оборудовать приемные площадки для выдачи угля в каждом ярусе. Чтобы использовать один и тот же штрек в качестве транспортного, на практике поступают следующим образом: транспорт угля по лаве осуществляют снизу вверх (рис. 4.3, а) с нисходящим проветриванием забоя, что на газовых шахтах допустимо при углах падения не более 10° , либо проводят в выработанном пространстве ранее отработанного яруса передовые участковые бремсберги (рис. 4.3, б). Последний вариант применяется в глубоких шахтах Донбасса из-за трудности поддержания в рабочем состоянии вентиляционных штреков по всей их длине, а также с целью применения в пределах выемочного поля конвейерного транспорта, для чего участковые бремсберги проводят в местах, ограничивающих более или менее прямолинейные участки штрека.

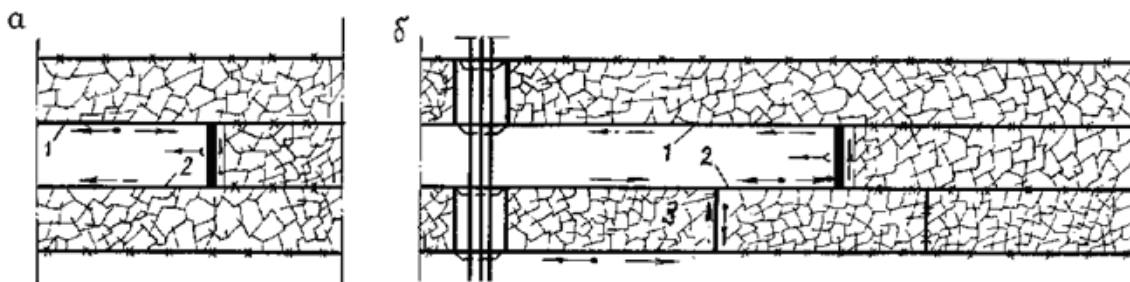


Рис. 4.3. Схемы транспортирования угля из лав, обрабатываемых обратным ходом в системе разработки парными штреками:
а — с транспортированием угля на транспортный штрек вышерасположенного отработанного яруса; б — с транспортированием на транспортный штрек нижерасположенного отработанного яруса с проведением в выработанном пространстве участковых бремсбергов; 1 — бывший транспортный штрек вышерасположенного яруса; 2 — бывший вентиляционный штрек нижерасположенного яруса; 3 — промежуточный участковый бремсберг

Достоинства системы разработки парными штреками: быстрый ввод очистных забоев в работу после проведения панельного бремсберга; возможность одновременной обработки нескольких лав в крыле панели без взаимного влияния очистных работ в смежных лавах на состояние транспортных и вентиляционных штреков; снижение объема

проведения подготовительных выработок: для трех лав проводят четыре штрека вместо шести, которые необходимы, например, при чисто столбовой системе разработки лава-ярус; снижение потерь угля за счет отсутствия междулавных целиков; на пластах, опасных по выбросам угля и газа, отпадает необходимость проведения противовыбросных мероприятий на концевых участках лав, обрабатываемых обратным ходом, так как краевые части столба, подготовленного лавами прямого хода, дегазируются и разгружаются от горного давления. При этом необходимо особо подчеркнуть, что при применении системы парных штреков на весьма выбросоопасных пластах h_7 и h_{10} в Донецко-Макеевском районе в течение более 20 лет в лавах, обрабатываемых обратным ходом, не было отмечено ни одного выброса.

Недостатки:

- высокая трудоемкость поддержания штреков, особенно в период их повторного использования;
- при обратной выемке, штреки на сопряжении с лавами испытывают большое горное давление, в этих местах нередко происходят обрушения пород.

Условия применения: пологие пласты мощностью до 1,2-1,3 м любой газоносности и степени опасности по выбросам с боковыми породами устойчивыми и средней устойчивости.

4.3. Комбинированные системы разработки столбовой со сплошной

Основные цели, которые преследуются при такой комбинации систем, следующие:

- обеспечить хорошее состояние транспортных выработок;
- уменьшить первоначальный объем проведения выработок при подготовке выемочного участка;
- улучшить условия проветривания выемочного участка и увеличить нагрузку на очистной забой на пластах с высокой газоносностью.

Хорошее состояние транспортных выработок обеспечивается тем, что у всех вариантов комбинированных систем этой группы они проводятся и поддерживаются в массиве угля вне зоны влияния очистных работ.

Уменьшение первоначального объема проведения выемочных выработок достигается за счет того, что в качестве вентиляционных используются повторно бывшие транспортные выработки, либо они проводятся одновременно с очистными работами (рис. 4.33), что может обуславливаться рядом организационных и технических причин, таких как отсутствие необходимого числа проходческих бригад или средств на одновременное проведение большого объема выработок, недостаточная пропускная способность транспортных звеньев по выдаче породы на поверхность и в этой связи необходимость оставление части ее в шахте и др.

Представленные на рис. 4.4 варианты комбинированных систем разработки столбовых со сплошными не требуют особых пояснений, и читателю предоставляется возможность произвести их оценку самостоятельно.

Улучшение условий проветривания и увеличения нагрузки на очистной забой по газовому фактору достигается применением таких комбинаций систем разработки, в которых обеспечивается прямоочное движение воздуха с направлением исходящей струи в сторону, противоположную движению очистного забоя, и ее подсыживание на выходе из лавы.

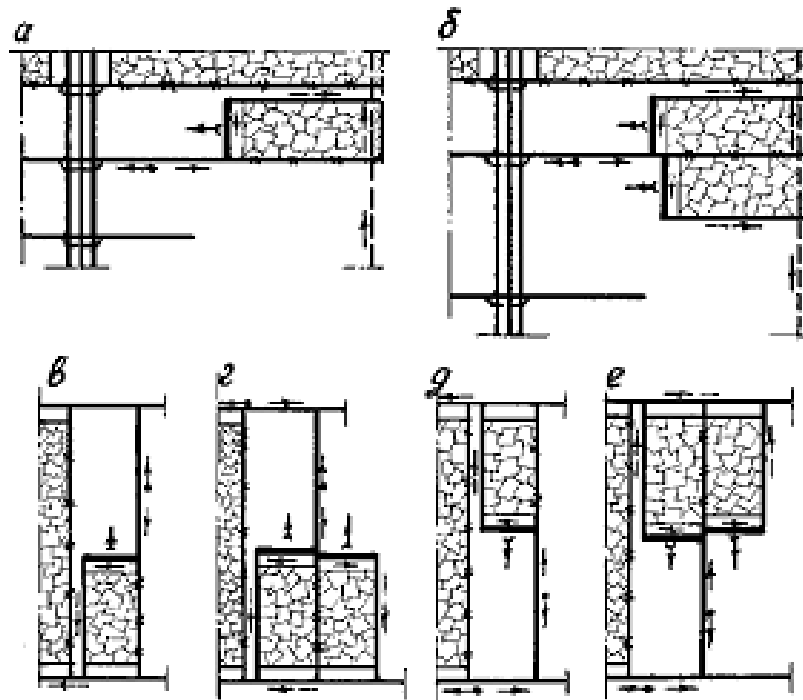


Рис. 4.4. Комбинированная система разработки столбовой со сплошной:
 а, б — с выемкой по простиранию, лава-ярус и со спаренными лавами в ярусе; в, г — с выемкой по восстанию одинарными и спаренными лавами; д, е — с выемкой по падению одинарными и спаренными лавами

Поскольку этот вопрос является весьма важным при выборе систем разработки, то их конструирование, особенно для газоносных пластов, где они должны обеспечивать как можно большую нагрузку на очистной забой по газовому фактору, рассмотрим ниже более подробно.

4.4. Влияние системы разработки на величину нагрузки на очистной забой по газовому фактору. Конструирование систем разработки, обеспечивающих высокие нагрузки на очистной забой по газовому фактору¹⁰

Источниками газовой выделению в очистном забое и на выемочном участке являются разрабатываемый пласт и выработанное пространство, куда газ поступает из подрабатываемых и надрабатываемых угольных пропластков и сближенных пластов, а также из боковых пород. Газ, содержащийся в пласте, выделяется из отбитого в забое угля, из обнаженной поверхности пласта, а также при транспортировании угля по выработкам как в самой лаве, так и в пределах выемочного участка. Часть его остается в пласте и в отбитом угле в виде остаточной газоносности.

С увеличением нагрузки на забой возрастает абсолютное газовыделение ($\text{м}^3/\text{мин}$) и в очистную выработку и на участке в целом. Для его разжижения до допустимых Правилами безопасности норм (не более 1% в исходящей струе из очистного забоя и участка) необходимо подавать определенное количество свежего воздуха, однако предельно допустимая скорость движения воздуха в призабойном пространстве (не более 4 м/с) и сравнительно небольшая площадь поперечного сечения его могут существенно ограничивать подачу воздуха в забой. Таким образом, для конкретных горно-геологических и

¹⁰ В написании параграфа принимал участие В.А.Стукало.

горнотехнических условий нагрузка на очистной забой не может превышать максимально допустимой по газовому фактору. В то же время абсолютное газовыделение в очистную выработку во многом зависит от применяемой системы разработки и обусловливаемой ею схемы проветривания участка. Следовательно, зная закономерности газовыделения в очистном забое и на участке, представляется возможным управлять им путем применения соответствующих схем проветривания, а отсюда и систем разработки, и таким образом повысить нагрузки на забой по газовому фактору. Этот вопрос приобретает особое значение в связи с тем, что основным направлением в интенсификации очистной выемки как в настоящее время, так и в будущем является обеспечение максимальной нагрузки на забой. Применяемые угледобывающие комплексы могут обеспечить высокую нагрузку на лаву, однако на весьма газоносных пластах она может ограничиваться условиями проветривания.

На рис. 4.5 приведены основные варианты схем проветривания выемочных участков при различных вариантах систем разработки. Произведем их анализ с точки зрения получения высоких нагрузок на забой.

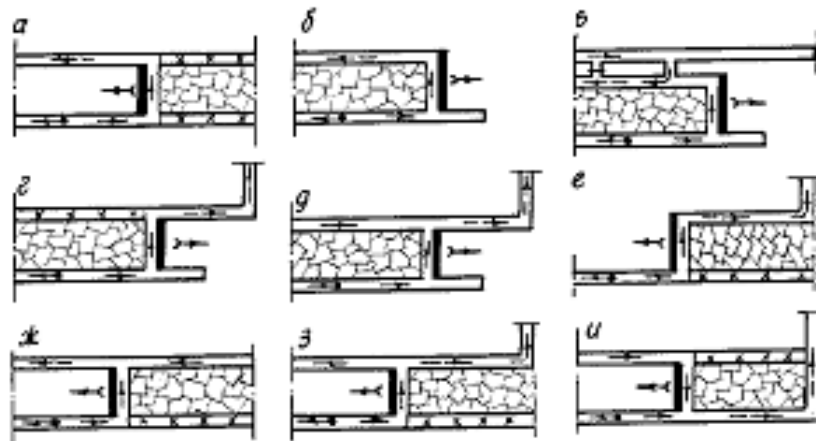


Рис. 4.5. Схемы проветривания выемочных участков при различных системах разработки

Максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на забой рассчитывается по формуле:

$$A_{л.маx}^r = \left(\frac{q_p A_p}{1440} \right)^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} A_p^{11}, \quad (4.5)$$

где q_p — относительное метановыделение, м³/т; в одних случаях в расчете принимается газовыделение в очистную выработку $q_{оч}$, в других — в выемочный участок $q_{уч}$; Q_p — количество воздуха, которое может быть подано в очистной забой или на выемочный участок, м³/мин; зависит от схемы проветривания, площади поперечного сечения забоя и др. факторов.

При отсутствии предварительной дегазации спутников и самого пласта расчет газовыделения производится по формулам:

$$q_{оч} = q_{о.п} + q'_{о.у} + kq''_{о.у} + k_{в.п} q_{в.п} \quad (4.6)$$

или

$$q_{уч} = q_{о.п} + q'_{о.у} + q''_{о.у} + q_{в.п}, \quad (4.7)$$

а возможного количества воздуха, подаваемого в забой или на участок по формулам:

$$Q_{р.оч} = 60V_{max} F_{оч} k_{о.з} \quad (4.8)$$

¹¹ Методика расчета $A_{л.маx}^r$ подробно излагается в п. 37.3. Там же дана и расшифровка буквенных обозначений, входящих в формулу величин. Здесь же приведены разъяснения лишь для q_p и Q_p , характеризующие каждую систему разработки.

и

$$Q_{p.уч} = 60V_{max}F_{оч}k_{ут.в.}, \quad (4.9)$$

где $q_{o.п.}$, $q'_{o.у.}$, $q''_{o.у.}$ и $q_{в.п.}$ — относительное газовыделение соответственно из обнаженной поверхности пласта в забое, при транспортировании угля по лаве, при транспортировании угля по участковой выработке и из выработанного пространства, м³/т; $k_{в.п.}$ — коэффициент, учитывающий газовыделение из выработанного пространства в призабойное; в зависимости от схемы проветривания и способа охраны вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства $k_{в.п.}$ может изменяться в широких пределах — от 0 до 1; k — коэффициент, учитывающий схему проветривания участка. Для схемы, представленной на рис.4.34,и, $k=0$, для остальных схем $k=1$; $k_{o.з.}$ — коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству, непосредственно прилегающему к очистному забою; зависит от способа управления кровлей, состава пород кровли и изменяется в пределах 1,05-1,3; $k_{ут.в.}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; зависит от системы разработки, способа управления кровлей и других факторов; V_{max} — максимально допустимая скорость движения воздуха в очистном забое, м/с; $F_{оч}$ — площадь поперечного сечения призабойного пространства свободного для прохода воздуха, м²;

Для количественной оценки влияния схемы проветривания, а следовательно, и системы разработки на величину суточной нагрузки на лаву $A_{л.мах}^Г$ произведем ее расчет для следующих условий: природная метаноносность разрабатываемого пласта мощностью 1,4 м, подрабатываемого и надрабатываемого пропластков мощностью соответственно 0,4 и 0,3 м составляет $x=15$ м³/т; угол падения пласта $\alpha=10^\circ$; глубина залегания $H=1000$ м; длина лавы $l_л=200$ м; скорость подвигания забоя $V_{сут}=3,2$ м/сут; коэффициент крепости пород кровли по Протодьяконову $f=4$, способ управления кровлей — полное обрушение; охрана вентиляционного штрека осуществляется бутовой полосой с вентиляционными окнами. Относительное газовыделение из выработанного пространства во всех вариантах принято одинаковым и равным $q_{в.п.}=11,9$ м³/т.

Не приводя самих расчетов газовыделения и допустимой нагрузки на очистной забой, приведем их конечные результаты, которые представлены в табл. 4.3. Произведем их анализ.

Таблица 4.3
Результаты расчета суточной нагрузки на лаву для
различных систем разработки (см. рис. 4.34)

Показатели	Значения показателей по схемам проветривания (рис. 4.33)								
	<i>a</i>	<i>б</i>	<i>в</i>	<i>г</i>	<i>д</i>	<i>e</i>	<i>жс</i>	<i>з</i>	<i>и</i>
$q_{o.п.}$, м ³ /т	5,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	5,5	5,5	5,5
$q'_{o.п.}$, м ³ /т	0,9	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,9	0,9	0,9
$q''_{o.п.}$, м ³ /т	1,0	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,0	1,0	1,0
$q_{уч.}$, м ³ /т	19,3	20,6	20,6	20,6	20,6	20,6	19,3	19,3	19,3
$q_{оч.}$, м ³ /т	19,3	8,7	8,7	8,7	8,7	8,7	19,2	7,4	6,4
q_p , м ³ /т	19,3	20,6	20,6÷8,7	20,6	20,6	20,6	19,3	7,4	6,4
$A_{л.мах.}^Г$, т/сут	270	284	284÷873	240	240	284	270	1170	1500
%	100	117	117÷323	89	89	117	100	423	556

При столбовой системе разработки (рис. 4.34, а), которая принята за эталон при сравнении, весь выделяющийся на участке в выработанное пространство газ выносится утечками воздуха в верхнюю часть лавы ($k_{в.п}=1$) в исходящую струю и для его разжижения до допустимых пределов ($\leq 1\%$) необходимо почти весь воздух подавать через лаву, что возможно лишь в ограниченном количестве (по допустимой скорости его движения). Этим и объясняется низкая нагрузка на забой — 270 т/сут по газовому фактору, и в этом отношении применение столбовой системы разработки на газоносных пластах нежелательно. Кроме низкой нагрузки на забой в ней не исключаются скопления газа в тупике погашаемой вентиляционной выработки.

При сплошной системе разработки (б) весь газ, выделяющийся на участке, поступает на вентиляционный штрек, однако в связи с большими, чем в схеме (а) значениями утечек воздуха через выработанное пространство, нагрузка на забой несколько выше, чем при столбовой системе разработки (в нашем примере на 17% и составляет 284 т/сут).

Увеличения нагрузки на очистной забой можно достичь, если на вентиляционный штрек подавать дополнительное количество воздуха, используя для этих целей бывший транспортный штрек отработанного яруса (этажа) и вентиляционные сбойки (схема в). Как видно из табл. 4.3, нагрузка на очистной забой изменяется в весьма широких пределах — от 270 до 873 т/сут, что обуславливается расположением вентиляционной сбойки относительно забоя лавы. При расстоянии 50-60 м и более практически весь метан из выработанного пространства утечками воздуха будет выноситься на вентиляционный штрек до вентиляционной сбойки и на этом участке будет иметь место высокая концентрация метана. При этом максимальная нагрузка на забой такая же, как и в сплошной системе разработки (б). Если ограничить отставание вентиляционной сбойки до 10-15 м, то большая часть метана, выносимая на вентиляционный штрек, будет разжижаться подсвежающей струей воздуха, и нагрузка на забой существенно возрастет (до 873 т/сут).

Комбинированные системы разработки сплошной со столбовой со схемами проветривания без подсвеживания (г) и с подсвеживанием (д) обеспечивают одинаково низкие нагрузки на забой и даже более низкие, чем при столбовой системе разработки, что объясняется тем, что происходит дополнительное выделение метана в лаву из зоны пласта, прилегающей к воздухоподающей выработке. Подсвеживание исходящей струи в схеме (д) влияет только на концентрацию метана в исходящей струе участка и не влияет на содержание газа в исходящей из лавы.

Не дает увеличения нагрузки на забой и комбинированная система разработки столбовой со сплошной и подсвежающей струей воздуха (ж) по тем же причинам. Незначительный рост нагрузки по сравнению со схемой (д) объясняется снижением газовыделения в лаву из-за образования в период подготовки столба условного пояса естественного дренирования метана из зон пласта, прилегающих к обоим участковым выработкам. Этот вариант системы разработки также нецелесообразен к применению в газовых шахтах.

Комбинированные системы разработки столбовой со сплошной с прямоточной схемой проветривания и подсвеживанием исходящей струи (з, и) обеспечивают наиболее высокие нагрузки на очистной забой по газовому фактору, которые в условиях примера соответственно в 4,2 и 5,6 раза выше, чем при столбовой системе разработки. Это объясняется тем, что весь выделяющийся в выработанном пространстве газ не попадает в лаву, а выходит на вентиляционный штрек, где он разбавляется подсвежающей струей воздуха. При этом надо иметь в виду, что искусственные сооружения для охраны вентиляционного штрека (бутовая полоса, костры, бутокостры и др.) должны

обеспечивать свободный выход метана через них на штрек. Так, для этого бутовая полоса не должна иметь ширину более 5 м, а при большей ширине в ней должны устраиваться специально вентиляционные окна. Такие же окна следует предусматривать в литой полосе в случае применения ее для охраны штрека.

Существенное увеличение нагрузки на забой в схеме (и) по сравнению со схемой (з) объясняется тем, что в последней газ, выделяющийся из угля при его транспортировании по штреку, поступает в лаву, а в схеме (и) — нет. Схема (и) обеспечивает полностью обособленное разбавление метана по источникам его поступления, чем достигаются самые высокие нагрузки на очистной забой по газовому фактору. Помимо этого, происходит снижение запыленности и температуры воздуха в забое, так как пыль и тепло выделяющиеся в транспортной выработке, отводятся в исходящую струю, минуя лаву.

Таким образом, на основании вышеизложенного можно сделать вывод, что конструирование комбинированных систем разработки, обеспечивающих высокие нагрузки на забой по газовому фактору, должно базироваться на трех основополагающих принципах:

1. Исходящая струя из очистного забоя должна быть направлена в сторону выработанного пространства, т.е. иметь направление, обратное движению лавы, что исключает попадание газа в забой из выработанного пространства.

2. Свежая струя воздуха должна подаваться в забой по выработкам, в которых не производится транспортирование угля, с таким расчетом чтобы выделяющиеся из угля газ и тепло (а также образующаяся пыль) не попадали в очистной забой.

3. В вентиляционную выемочную выработку необходимо подавать дополнительное количество воздуха для разжижения метана в исходящей струе, причем подсвежающую струю необходимо направлять на участок по транспортной выработке.

Зная указанные принципы, можно самостоятельно сконструировать соответствующий условиям вариант комбинированной системы разработки, не запоминая все многообразие вариантов. Рассмотрим это на следующем примере.

Пример. Сконструировать вариант комбинированной системы разработки с выемкой спаренными лавами по восстанию на весьма газоносном пласте. Суточная нагрузка на забой $A_{\text{л}}=800$ т.

Решение иллюстрируется рис. 4.6 и выполняется в такой последовательности.

1. Изображаем графически две спаренные лавы с минимально допустимым (для уменьшения вредного влияния опорного давления на среднюю выработку) опережением одной относительно другой и стрелками показываем направление выемки (а).

2. Показываем три выемочные выработки, обслуживающие лавы (б), пока еще не назначая их функций.

3. Решаем вопрос, какие из выработок принять транспортными. Здесь могут быть два случая:

- в качестве транспортной принимается средняя наклонная выработка, обслуживающая обе лавы;
- в качестве транспортных принимаются бортовые наклонные выработки, каждая из которых обслуживает свою лаву, что целесообразно лишь при высоких нагрузках на забой. В нашем примере при $A_{\text{л}}=800$ т/сут можно ограничиться одной транспортной выработкой. Принимаем это решение и стрелкой показываем направление транспортирования угля по средней выработке (в). Одновременно, пользуясь первым принципом, пунктирными стрелками показываем направление исходящей струи из лав

в сторону выработанного пространства, еще не зная, по каким конкретно выработкам ее направить.

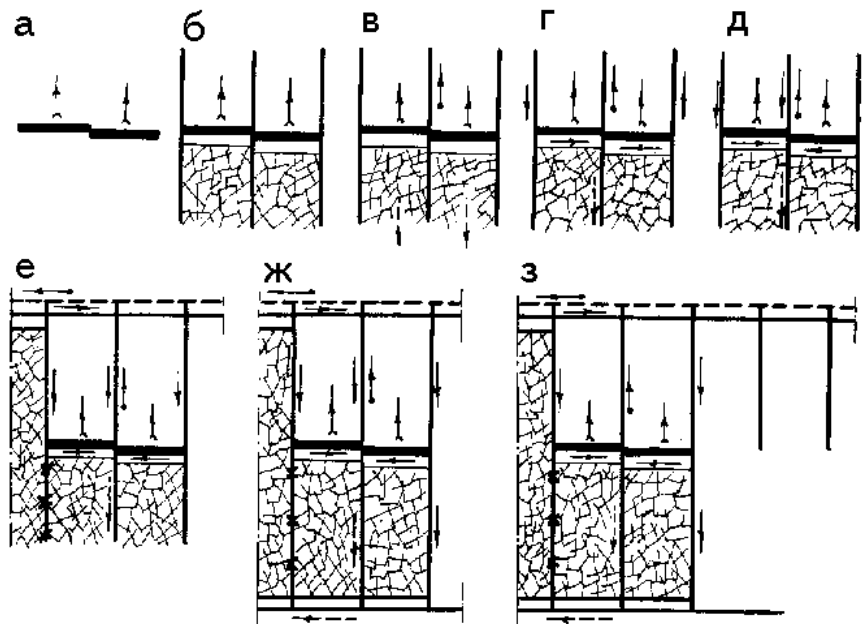


Рис. 4.6. Последовательность конструирования системы разработки с выемкой спаренными лавами по восстанию, обеспечивающей высокую нагрузку на очистной забой по газовому фактору

4. На основании второго принципа направляем свежую струю воздуха по бортовым выработкам, по которым не производится транспортирование угля, изображаем на рисунке стрелками направление движения воздуха по выработкам и очистным забоям (г). Автоматически в качестве вентиляционной надо принять среднюю наклонную выработку, поддерживаемую в выработанном пространстве позади забоев лав.

5. Согласно третьему принципу предусматриваем подсвежающую струю воздуха, которую подаем по средней транспортной выработке — выемочному уклону (д).

Если бы транспорт угля производился по бортовым выработкам, то, естественно, свежую струю необходимо было бы подавать по средней выработке, исходящую — по бортовым, а подсвежающую — по обеим транспортным выработкам.

6. Чтобы решить вопрос, какую из выработок следует использовать повторно, надо знать направление отработки крыла. Положим, она ведется прямым ходом, т.е. к границам шахтного поля. Изображаем выработанное пространство предыдущего столба и решаем, что для повторного использования следует принять бортовую выработку, примыкающую к массиву угля, а вторую бортовую выработку — погасить (е).

7. Производим привязку выемочных выработок к главным штрекам, решив при этом вопрос об их количестве. Если по главным штрекам транспорт конвейерный, то в принципе можно иметь один штрек. Однако при этом могут возникать большие скорости движения воздуха и, как следствие, — значительное пылеобразование¹². Поэтому, как правило, надо предусматривать два штрека — один, оборудованный конвейером, и второй — средствами вспомогательного транспорта, по которому будет подаваться основное количество свежего воздуха на участок.

¹²Наименьшее пылеобразование происходит при скорости движения воздуха 1,5 м/с.

При локомотивном транспорте угля также следует принимать два штрека с односторонним движением составов для лучшей организации маневровых работ под погрузочным пунктом. Подача основного количества воздуха должна осуществляться по штреку с движением порожняковых составов, что способствует снижению пылеобразования при транспортировании угля и уменьшает потери депрессии. На основании изложенного принимаем два сдвоенных главных штрека (ж). Оба они располагаются на одной отметке, поэтому один из них должен проводиться полевым,¹³ а второй — по пласту (или также полевым).

Для целей проветривания участка можно ограничиться одним главным вентиляционным штреком (ж), поскольку для проветривания при его проведении может быть использован свежий воздух из воздухоподающей бортовой наклонной выработки.

Если бы исходящая из лав поступала по бортовым выработкам, то для проветривания забоя штрека надо было бы проводить дополнительно второй параллельный штрек со свежей струей воздуха или же одну из наклонных выработок следующего столба проводить заблаговременно и по ней подавать свежий воздух с транспортного горизонта. В проектах строительства новых шахт чаще всего предусматривается проведение двух штреков.

8. Принимаем подготовку новых столбов проведением выемочных выработок узким забоем в направлении сверху вниз, учитывая наличие свежей струи на откаточном горизонте, а также высокую газоносность пласта. Одна из воздухоподающих выработок будет использоваться повторно.

Конечный вид спроектированной нами системы разработки изображен на рис. 4.35, з. Другие варианты комбинированной системы разработки столбовой со сплошной для весьма газоносных пластов, базирующиеся на рассмотренных выше принципах, представлены на рис. 4.7 и 4.8.

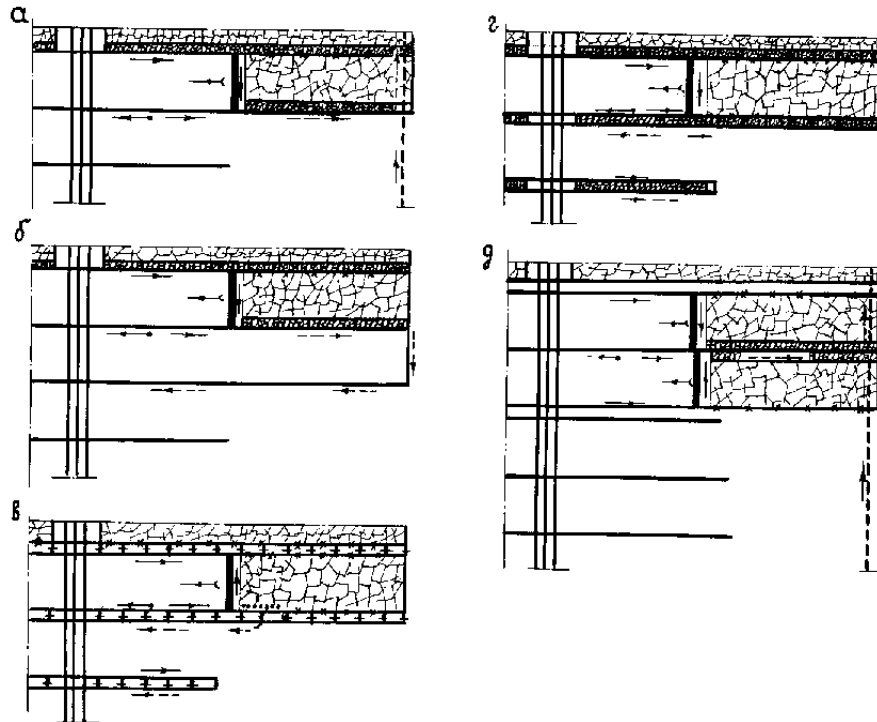


Рис. 4.7. Варианты комбинированной системы разработки столбовой со сплошной для весьма газоносных пластов с выемкой по простиранию

¹³ При очень пологом падении, устойчивых боковых породах и несамовозгорающихся углях оба штрека могут проводиться по пласту.

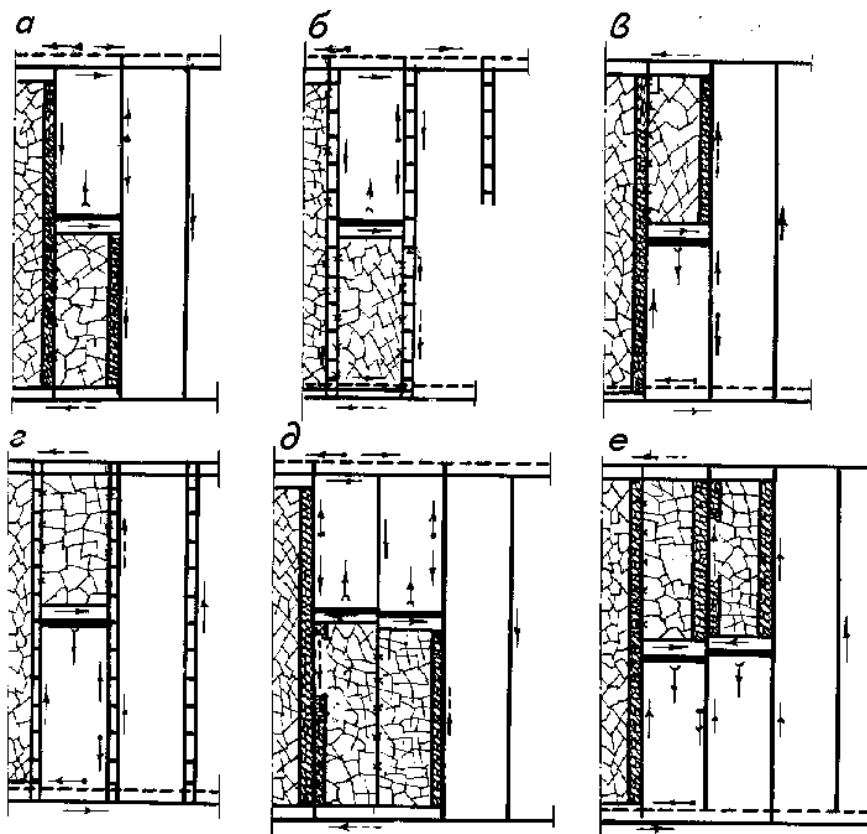


Рис. 4.8. Варианты комбинированной системы разработки столбовой со сплошной для весьма газоносных пластов с выемкой по восстанию и падению

Вопросы для самоконтроля

1. Какие системы разработки относятся к комбинированным и с какой целью они применяются?
2. Приведите примеры комбинированных систем разработки сплошных со столбовыми и столбовых со сплошными, изобразите их графически, дайте оценку им и укажите целесообразность их применения.
3. Какими принципами необходимо руководствоваться при конструировании системы разработки, обеспечивающей высокие нагрузки на очистной забой по газовому фактору? Поясните роль каждого из них.

ЛЕКЦИЯ 5. КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

5.1. Общие сведения

Сущность камерных систем заключается в том, что выемку угля производят в коротких очистных забоях — камерах таких размеров, при которых обеспечивается в них естественное поддержание кровли от обрушений пород. При этом камеры либо вовсе не крепят, либо устанавливают крепь лишь для предупреждения отслаивания кусков породы и предохранения рабочих от ушибов, поскольку сама камера на всем протяжении за весь период отработки используется одновременно и как выемочная выработка с выполнением всех ее функций — транспортирования угля, вентиляции и передвижения людей. Основное давление пород, залегающих над пластом, воспринимают целики угля, оставляемые между камерами. Размер их (ширина) зависит от прочности угля на сжатие и глубины разработки и находится в пределах 3-5 м.

В большинстве случаев камерные системы применяются при панельной подготовке шахтного поля и в редких случаях при этажной. Порядок отработки крыла яруса (этажа), как правило, обратный, поскольку при прямом ходе трудно изолировать выработанное пространство от утечек воздуха и обеспечить нормальное проветривание участка.

Встречаются следующие варианты камерных систем разработки:

- с выемкой на всю ширину камеры;
- с расширением камеры обратным ходом;
- с поперечной выемкой (лавами-камерами).

5.2. Камерные системы разработки с выемкой на всю ширину камеры

При применении камерных систем разработки с выемкой на всю их ширину выемке (рис. 5.1) вначале от ярусного транспортного штрека проводят так называемые горловины (шейки камеры), представляющие собой узкие заезды шириной 2,5-3,0 м. Затем их расширяют до ширины камеры, которая колеблется в пределах 4-12 м, а при весьма устойчивых породах кровли и больше.

Камеры могут располагаться как по восстанию, так и простиранию пласта, а также диагонально, а по отношению к выработке, к которой они примыкают, — перпендикулярно или диагонально, что во втором случае делает более удобным заезд в камеру при применении самоходных вагонеток.

Выемку угля в камере производят комбайнами, либо буровзрывным способом с предварительной подружкой пласта врубовыми машинами и погрузкой угля погрузочными машинами.

Для крепления камеры обычно применяют штанговую (анкерную) крепь, которую устанавливают с помощью самоходных гидравлических станков. Этими же станками осуществляют и бурение шпуров в кровлю и установку затяжек. В последнее время на американских шахтах, где камерная система имеет широкое распространение, применяются комбайны, с помощью которых производят выемку угля, бурение шпуров в кровлю, установку штанг и затяжек.

Транспортирование угля от забоя камеры до ярусного штрека осуществляют в основном самоходными большегрузными вагонетками на пневматических шинах, а также телескопическими конвейерами.

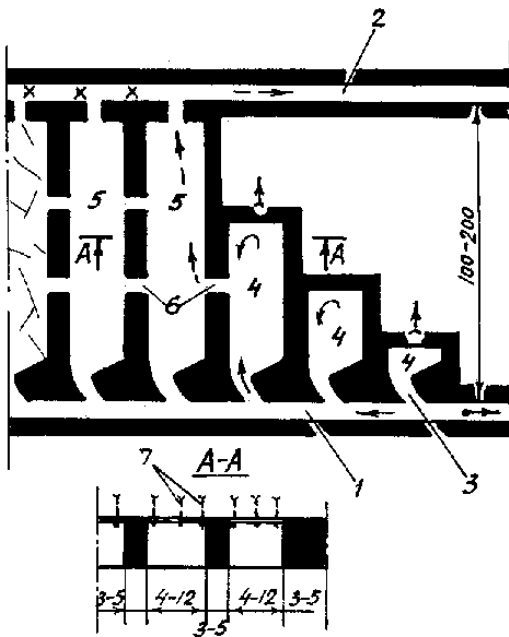


Рис. 5.1. Камерная система разработки с выемкой на всю ширину камеры:
1, 2 — ярусный штрек соответственно транспортный и вентиляционный; 3 — горловина камеры; 4 — рабочая камера; 5 — отработанная камера; 6 — вентиляционная сбойка; 7 — штанговая крепь

Проветривание камер производится за счет общешахтной депрессии через вентиляционные сбойки между камерами. На газоносных пластах для проветривания самих забоев камер применяют вентиляторы местного проветривания, устанавливаемые на ярусном транспортном штреке.

Одновременно в работе могут находиться от одной до нескольких камер (до 5-6), что позволяет увеличить нагрузку на участок и интенсифицировать отработку крыла яруса.

Для уменьшения давления на межкамерные целики, через каждые 100-150 м выемки оставляют так называемые барьерные целики шириной до 8 м.

5.3. Камерная система разработки с расширением камеры обратным ходом

При варианте камерной системы разработки с расширением камеры обратным ходом (рис. 5.2) от транспортной выработки уголь вынимают камерами небольшой ширины (обычно 50% ее проектной ширины) для лучшей их устойчивости, а затем, после отработки на полную длину, камеру расширяют обратным ходом до предусмотренных размеров. На пологих пластах применяют комбайновую выемку угля, на наклонных — буро-взрывную.

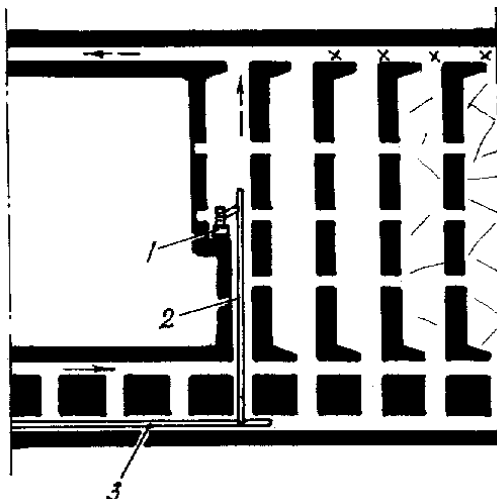


Рис. 5.2. Камерная система разработки с расширением камеры обратным ходом:
1 — комбайн; 2 — телескопический конвейер; 3 — ленточный конвейер

5.4. Камерная система разработки с поперечной выемкой (лавами-камерами)

Вариант камерной системы разработки с поперечной выемкой (рис. 5.3) характеризуется тем, что расширение камеры производят не вдоль ее оси, а перпендикулярно, т.е. в поперечном направлении с применением забойного оборудования, предназначенного для длинных забоев — лав. Отсюда и распространенное на практике название этого варианта системы — лава-камера.

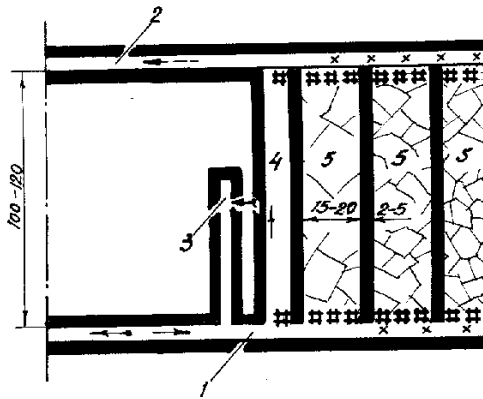


Рис. 5.3. Камерная система разработки с поперечной выемкой: 1, 2 — ярусный штрек соответственно транспортный и вентиляционный; 3 — разрезная печь; 4 — рабочая камера; 5 — отработанная камера

На сланцевых шахтах Эстонии выемку угля в камерах производят комбайнами, крепление — деревянными стойками. Ширина камер при залегании в кровле крепких известняков достигает 36 м, ширина междукамерного целика — 7 м. На ряде шахт Донбасса для выемки весьма тонких пластов мощностью 0,4-0,6 м применяют безлюдную выемку с помощью скреперо-стругов. Ширина камеры в зависимости от крепости пород кровли составляет 15-20 м, размер целика между камерами — 2-5 м. Крепь возводится только на сопряжениях камеры со штреками.

Достоинства камерных систем разработки:

- отсутствие трудоемкого процесса управления кровлей;
- возможность применения самоходной высокопроизводительной техники, обусловленной наличием бессточного рабочего пространства с непрерывной работой по выемке;
- возможность увеличения нагрузки на участок за счет ввода в одновременную работу нескольких камер;
- высокие технико-экономические показатели и особенно в части производительности труда.

Недостатки:

- большие потери угля, достигающие 40% и более;
- наличие тупиковых забоев и плохие условия проветривания;
- высокая пожароопасность, связанная с оставлением целиков угля в выработанном пространстве и их раздавливанием.

Условия применения: пологие и горизонтальные пласты энергетических углей средней мощности (наиболее эффективная мощность 2-2,5 м), залегающие на глубинах не более 200 м, а при крепких углях — до 400 м, в шахтах не выше второй категории по газу и на невыбросо- и неудароопасных пластах. Правилами технической эксплуатации допускается применение короткозабойных систем (к которым относятся и камерные) при отработке выемочных полей с неправильными контурами, при погашении целиков угля, на участках тектонических нарушений и сложной гипсометрии, когда отработка пласта другими системами экономически невыгодна.

5.5. Камерно-столбовая система разработки

Для снижения потерь угля в целиках производят их частичную отработку. В таких случаях система разработки носит название камерно-столбовой (рис. 5.4).

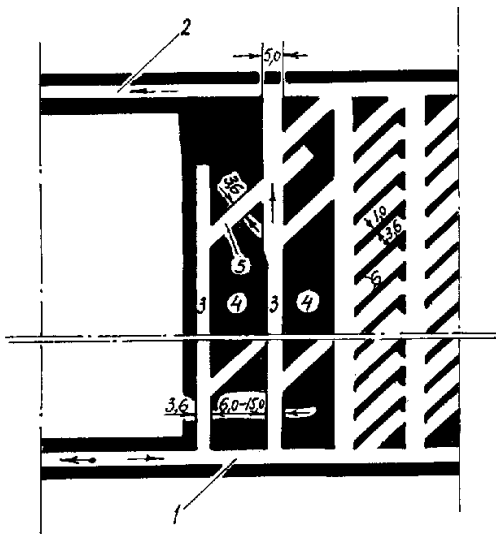


Рис. 5.4. Камерно-столбовая система разработки: 1, 2 — ярусные штреки соответственно транспортный и вентиляционный; 3 — камера; 4 — столб; 5 — вентиляционная сбойка; 6 — заходка

Камерно-столбовые системы разработки относятся к классу комбинированных систем и представляют собой комбинацию камерных и столбовых систем. Вначале выемку угля производят камерами шириной от 4 до 12 м, оставляя между камерами целики шириной 6-15 м, а иногда и более. Оставленные целики образуют междукамерные столбы, которые затем отрабатывают заходками обратным порядком. Таким образом, при камерно-столбовой системе разработки имеют место два вида забоев: камеры и заходки. Выемку угля в заходках осуществляют теми же средствами, что и в камерах, т.е. с помощью комбайнов или буровзрывным способом.

Между заходками оставляют так называемые технологические целики шириной в среднем около 1,0 м. Так как заходки оказываются ограниченными с трех сторон выработанным пространством, то не исключается опасность возникновения усиленного горного давления и обрушения кровли. В таких случаях выемку угля в заходке прекращают и переходят к выемке следующей заходки с оставлением технологического целика больших размеров.

Камерно-столбовые системы разработки имеют те же достоинства и недостатки и ту же область применения, что и камерные системы, однако общие потери угля при них за счет частичной выемки междукамерных целиков ниже, чем при камерных и составляют в среднем 25-30%, а в некоторых случаях и меньше — 12-15%.

Камерно-столбовые системы разработки широко применяются на шахтах США, Канады и Австралии, где ими обеспечивается основная добыча угля подземным способом.

Вопросы для самоконтроля

1. Изложите сущность камерных систем разработки и укажите их отличительные классификационные признаки.

2. Назовите встречающиеся варианты камерных систем разработки, изобразите их графически, дайте оценку каждого из них и укажите область их применения.

3. Объясните, почему на шахтах Донецкого бассейна камерные системы разработки не нашли применения?

4. В каких случаях ПТЭ допускают применение короткозабойных (камерных) систем разработки?

Лекция 6. РАЗРАБОТКА СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ

6.1. Общие сведения

Угольные пласты в большинстве своем залегают свитами, находясь друг от друга на различном расстоянии. Выемка одного из них приводит к перераспределению напряжений в окружающей толще пород, их деформациям и сдвигениям, которые в определенных условиях могут распространиться на соседний пласт. При опережающей выемке верхнего пласта происходит надработка нижележащего пласта, которая сказывается на сравнительно ограниченную глубину. При выемке нижнего пласта происходит подработка вышележащих пластов, которая распространяется на значительно большее расстояние.

С точки зрения характера влияния выемки одного пласта свиты на выемку соседних пластов различают пласты **независимые** и **сближенные**. Пласты в свите считаются независимыми, если выемка их возможна в любой последовательности, и сближенными, если при рациональной разработке необходимо учитывать их совместное залегание. Таким образом, в общем случае *сближенными* называют пласты, которые оказывают влияние друг на друга при их разработке. Это влияние может быть как полезным, так и вредным. В первом случае его необходимо использовать в практических целях, а во втором — бороться с ним.

Полезное влияние разработки сближенных пластов может быть использовано в следующих случаях:

- при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа или горным ударам, когда требуется первоочередная опережающая отработка защитного пласта;
- при необходимости дегазации соседних газоносных пластов, эффективность которой зависит от степени разгрузки, вызываемой их надработкой или подработкой;
- для осушения весьма обводненных пластов путем их подработки;
- для разупрочнения крепких песчаников, залегающих в кровле подрабатываемых пластов, с целью улучшения условий управления горным давлением;
- при групповой подготовке пластов, когда выработки по одному из сближенных пластов используют и для других.

Вредное влияние сближенности пластов может проявляться в таких случаях:

- при чрезмерной подработке вышележащего пласта (рис. 6.1, а), приводящей к затруднениям в его последующей выемке;
- при попадании выработки в зону опорного давления (б, в);
- при подработке существующей выработки (г).

Порядок разработки сближенных пластов может быть нисходящим и восходящим. Правила технической эксплуатации угольных шахт предписывают, как правило, нисходящий порядок отработки пластов, который применим в любых условиях.

Восходящий порядок отработки тонких и средней мощности пластов допускается, если мощность междупластья составляет не менее 6-кратной мощности подрабатываемого пласта при управлении кровлей полным обрушением. При полной

закладке допустимая мощность междупластья может быть и меньшей, однако при этом требуется согласование с УкрНИМИ.

Указанная выше 6-кратная мощность междупластья исключает вредное влияние подработки пласта при легко обрушающихся породах типа глинистых сланцев, однако, как показывает практика, не устраняет его при породах прочных, обрушающихся крупными блоками.

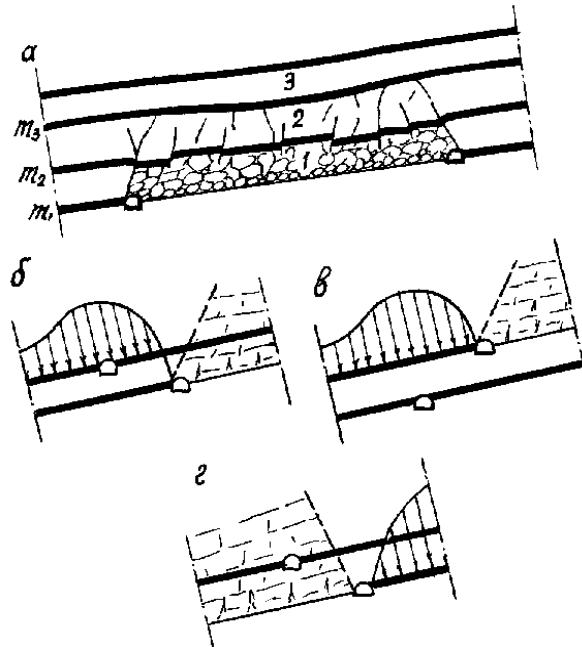


Рис. 6.1. Примеры вредного влияния разработки сближенных пластов: а — чрезмерная подработка вышележащего пласта; б, в — попадание выработки в зону опорного давления при выемке соответственно нижнего и верхнего пласта; г — подработка существующей выработки

Подготовка пластов может быть **раздельная** и **совместная**. При раздельной подготовке проводят свои выработки по каждому пласту. При совместной проводят групповые выработки (штреки, бремсберги, уклоны) по одному из пластов, которые обслуживают все пласты группы, соединяясь с ними квершлагами или гезенками.

Проведение и поддержание выработок возможно как в **надработанной**, так и **подработанной зонах**. В первом случае штреки в надрабатываемых пластах должны проводиться с отставанием от очистного забоя надрабатываемого пласта на расстояние не менее $2l_n$ (рис. 6.2, а), во втором — на расстояние, равное не менее трем шагам обрушения основной кровли нижележащего пласта, а при отсутствии данных о его величине — не менее 200 м (рис. 6.2, б).

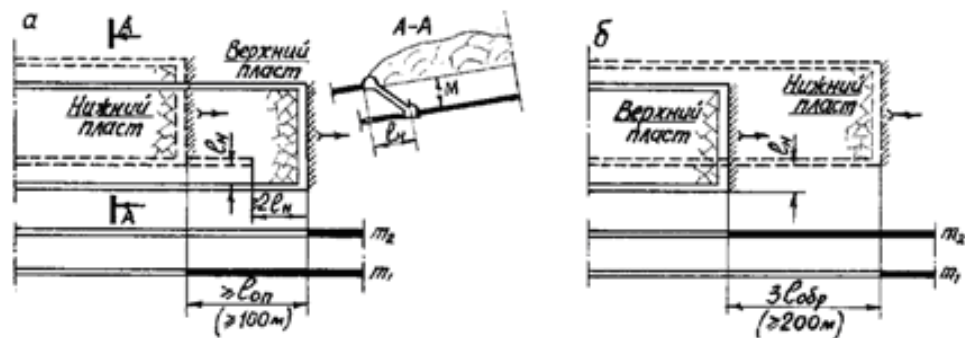


Рис. 6.2. Схемы расположения очистных и подготовительных забоев на надрабатываемых (а) и подрабатываемых (б) сближенных пластах при их одновременной отработке

Очистные забои сближенных пластов, как правило, должны располагаться вне зоны опорного давления очистного забоя того пласта, который обрабатывается первым. При надработке минимальное опережение лавы верхнего пласта должно быть равно величине зоны опорного давления на нижележащем пласте, а при ее отсутствии — не менее 100 м (рис. 4.51, а), и при подработке — такое же, как и для опережения относительно забоя штрека (рис. 4.51, б), т.е. не менее трёх шагам обрушения основной кровли нижележащего пласта, а при отсутствии данных — не менее 200 м.

В зависимости от расстояния между пластами по нормали может применяться раздельная или совместная разработка пластов.

6.2. Раздельная разработка сближенных пластов

Чтобы избежать взаимного вредного влияния сближенности пластов при раздельной разработке, необходимо спланировать очередность их выемки таким образом, чтобы очистные и подготовительные работы по пластам были рассредоточены во времени и пространстве одним из способов: в пределах шахтного поля, выемочной ступени, панели, этажа (яруса) или выемочной полосы (рис. 6.3).

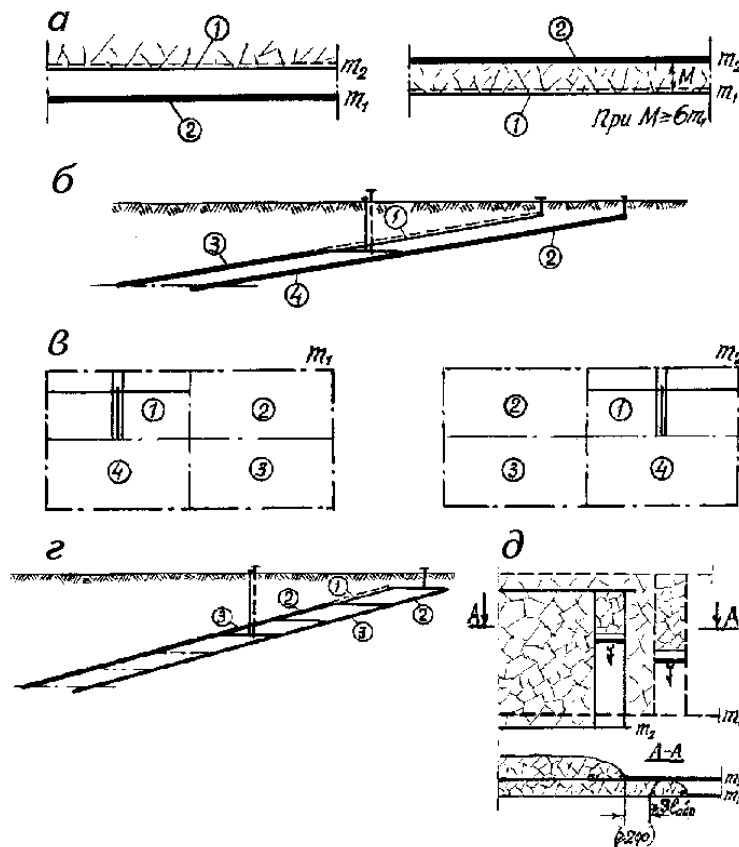


Рис. 6.3. Технологические схемы раздельной разработки смежных пластов, исключая вредное влияние сближенности путем рассредоточения их выемки во времени и пространстве в пределах: а — шахтного поля; б — выемочной ступени; в — панели; г — этажа (яруса); д — выемочной полосы. Схемы а и б — с последовательной разработкой пластов; схемы в, г и д — с одновременной

Наиболее предпочтительна последовательная отработка пластов в нисходящем или восходящем порядке в пределах шахтного поля (рис. 6.3, а). Ее целесообразно применять при весьма пологом залегании пластов, когда пласты не слишком отличаются по мощности и по качеству угля и когда производственная мощность шахты или часть ее обеспечивается разработкой одного из этих пластов.

Условия применения последовательной разработки сближенных пластов в пределах выемочной ступени (б) такие же, как и в схеме (а), однако угол падения пластов может быть и большим, включая и наклонное падение.

В технологических схемах, представленных на рис. 6.3, в, г, д, предусмотрена одновременная разработка пластов с рассредоточением выемки в пределах панели (в), этажа или яруса (г), выемочной полосы (д). В последней схеме принят восходящий порядок отработки пластов, т.е. с опережением на ширину выемочной полосы (столба) разработки нижнего пласта, т.к. нисходящая выемка привела бы к подработке магистрального вентиляционного штрека пласта m_2 пластом m_1 . В этой же схеме транспортный штрек нижнего пласта m_1 подвергается опорному давлению в момент перехода его очистными работами верхнего пласта m_2 . Однако в связи с тем, что работы ведутся в зоне ранее подработанной пластом m_1 , опорное давление здесь проявляется менее интенсивно.

Схемы (в, г, д), как сказано выше, применяются, когда требуется одновременная разработка пластов.

6.3. Совместная разработка сближенных пластов

При совместной разработке проводят обычно по нижнему пласту или по пустым породам групповые выработки и поддерживают их, а по вышерасположенным сближенным пластам проводят выемочные выработки (штреки, просеки, печи) небольшим сечением и периодически соединяют их с групповыми с помощью промежуточных (участковых) квершлагов или гезенков, которые служат для транспортирования угля, материалов, передвижения людей и проветривания. Выемочные выработки по группируемым пластам поддерживают только на участке между промквершлагами или гезенками и погашают вслед за лавой.

Основные положения, которыми необходимо руководствоваться при совместной разработке сближенных пластов следующие:

- групповые выработки, как правило, необходимо проводить полевыми, располагая их в крепких породах в почве свиты пластов. Они должны располагаться в разгруженной от горного давления зоне. Допускается проведение групповых выработок по пластам тонким и средней мощности в условиях отнесения этих пластов к неопасным по горным ударам, выбросам угля и газа, а также с несамовозгорающимся углем;
- групповые транспортные выработки необходимо повторно использовать в качестве вентиляционных при отработке нижележащего яруса, для чего их следует крепить усиленной крепью;
- выемочные выработки группируемых пластов, как правило, должны погашаться. При отработке следующего этажа, яруса или полосы вентиляционные выемочные выработки этих пластов следует проводить вприсечку к выработанному пространству. Для крутых и крутонаклонных пластов допустимо проведение штреков по завалу на месте расположения бывших транспортных;

- обработка пластов должна производиться в нисходящем порядке, т.е. первым должен обрабатываться верхний пласт с соблюдением допустимых опережений по отношению к нижерасположенному пласту. При этом предпочтительна столбовая система разработки при расположении групповых выработок по пласту. При полевых групповых выработках можно применять и сплошную систему разработки.

На рис. 6.4 представлена технологическая схема совместной разработки двух сближенных пластов с выемкой по простиранию, в которой реализованы вышеперечисленные требования.

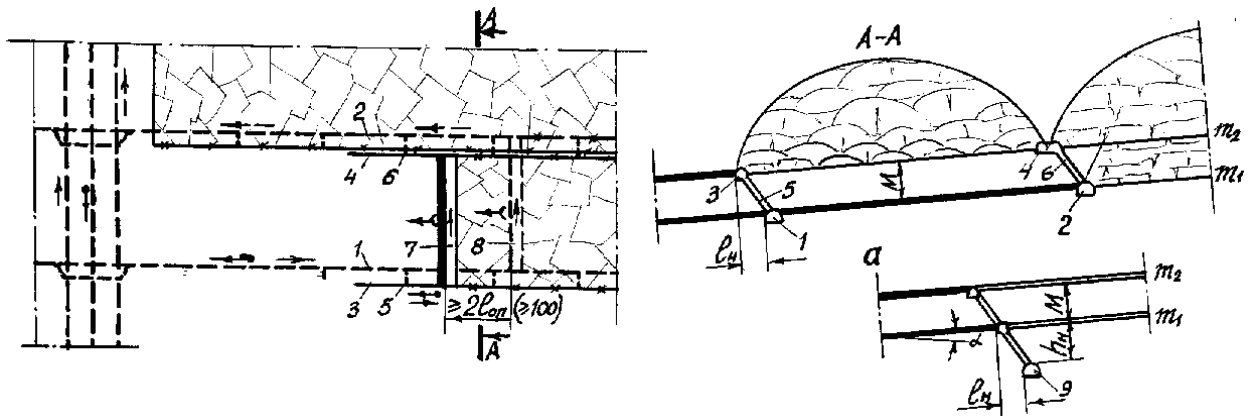


Рис. 6.4. Совместная разработка двух сближенных пластов:

а — при расположении групповых штреков по пустым породам; 1, 2 — групповой штрек пласта m_1 соответственно транспортный и вентиляционный; 3, 4 — штрек пласта m_2 соответственно транспортный и вентиляционный; 5, 6 — промежуточный гезенк транспортный и вентиляционный; 7, 8 — очистной забой соответственно пласта m_2 и m_1 ; 9 — групповой полевой транспортный штрек

Как видно из рис. 6.4, групповые выработки расположены по нижнему пласту с повторным использованием бывшего транспортного штрека в качестве вентиляционного при отработке нижележащего яруса. Для обеспечения устойчивости транспортного штрека последний расположен в разгруженной зоне, смещаясь в сторону выработанного пространства верхнего пласта таким образом, чтобы угол наклона гезенка к горизонтальной плоскости составлял не менее 50° для обеспечения самотечного транспорта угля при его магазинировании, но с соблюдением минимально допустимой величины l_n . В тех случаях, когда указанный угол не обеспечивается, можно отказаться от магазинирования угля в гезенке, используя его для спуска угля или вместо него проводить квершлаг наклонный или горизонтальный.

Вентиляционный штрек (просек) по верхнему пласту проводится вприсечку к выработанному пространству и погашается по мере подвигания очистного забоя.

Участковые гезенки располагаются через 100-200 м в зависимости от мощности верхнего пласта, расстояния между пластами и длины просекового (штрекового) конвейера.

Транспортирование угля осуществляется по схеме:

- для верхнего пласта — 7-3-5-1;
- для нижнего — 8-1.

Схема проветривания участка:

- верхнего пласта — 1-5-3-7-4-6-2;

- нижнего пласта — 1-8-2.

Достоинства совместной разработки сближенных пологих пластов:

- меньший объем проведения и поддержания выработок;
- концентрация грузопотока по групповой транспортной выработке, что снижает общие расходы на транспорт угля;
- возможность бункеризации угля в гезенке, что сглаживает неравномерности работы транспорта.

Недостатки:

- затруднения в проведении наклонных гезенков;
- сложность транспорта вспомогательных материалов по наклонным гезенкам и вообще обслуживания лавы по верхнему пласту;
- групповые штреки подвергаются вредному влиянию очистного забоя верхнего пласта.

Условия применения:

- сближенные пласты с мощностью междупластья до 20-30 м;
- небольшая глубина разработки и устойчивые боковые породы, в которых располагаются групповые выработки. В тех случаях, когда боковые породы нижнего пласта слабоустойчивые, групповые выработки следует располагать по пустым породам. При этом, как правило, применяется прямой порядок отработки крыла. Полевой транспортный штрек в данной схеме группирования в меньшей мере подвергается влиянию очистных работ верхнего пласта, поскольку он проводится с отставанием от лавы и испытывает значительно меньшее влияние опорного давления лавы нижнего пласта, которая располагается под выработанным пространством верхнего пласта.

Усвоив основные положения проектирования совместной разработки сближенных пластов, можно спроектировать технологическую схему при выемке лавами по восстанию или падению.

Вопросы для самоконтроля

Раскройте содержание понятия "сближенные пласты".

В чем заключается полезное влияние сближенности пластов при их разработке? Приведите примеры его использования.

В чем заключается вредное влияние сближенности пластов при их разработке? Назовите примеры вредного влияния.

В каких случаях допускается нисходящий и восходящий порядок отработки сближенных пластов?

С каким минимально допустимым отставанием должны располагаться забои подготовительных выработок относительно очистного забоя надрабатывающего или подрабатывающего пласта?

Какие минимально допустимые опережения между очистными забоями принимаются при одновременной разработке сближенных пластов?

Изобразите графически технологические схемы отдельной разработки сближенных пластов, исключающих их вредное взаимное влияние.

Изложите основные положения, которыми необходимо руководствоваться при совместной разработке сближенных пластов.

Сконструируйте совместную разработку двух сближенных пластов с выемкой лавами по восстанию при столбовой системе разработки.

Лекция 7. РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К ВНЕЗАПНЫМ ВЫБРОСАМ УГЛЯ И ГАЗА

7.1. Общие сведения

При разработке угольных пластов на некоторых из них происходят внезапные выбросы угля и газа, характеризующиеся самопроизвольным быстротекущим разрушением угля в призабойной зоне, выносом его в горную выработку и сопровождающиеся повышенным, по сравнению с обычным, газовыделением. Количество выброшенного угля изменяется от нескольких тонн до многих тысяч тонн на один случай, а объем выделившегося газа достигает многих десятков тысяч кубометров. Так, при вскрытии пласта I₃ на шахте им. Ю.А.Гагарина в Горловке в 1962 году произошел внезапный выброс, при котором было выброшено свыше 14 тыс. т угля и выделилось более 250 тыс. м³ метана. Понятно, что внезапные выбросы представляют серьезную опасность для работающих в забоях и связаны со значительными затратами на ликвидацию их последствий. Поэтому вопросу обеспечения безопасной разработки пластов, склонных к такого рода явлениям, уделяется большое внимание.

Борьба с выбросами угля и газа ведётся по трём направлениям (рис. 4.54):

- прогноз выбросоопасности пластов;
- предупреждение выбросов в забоях;
- обеспечение безопасных условий труда.

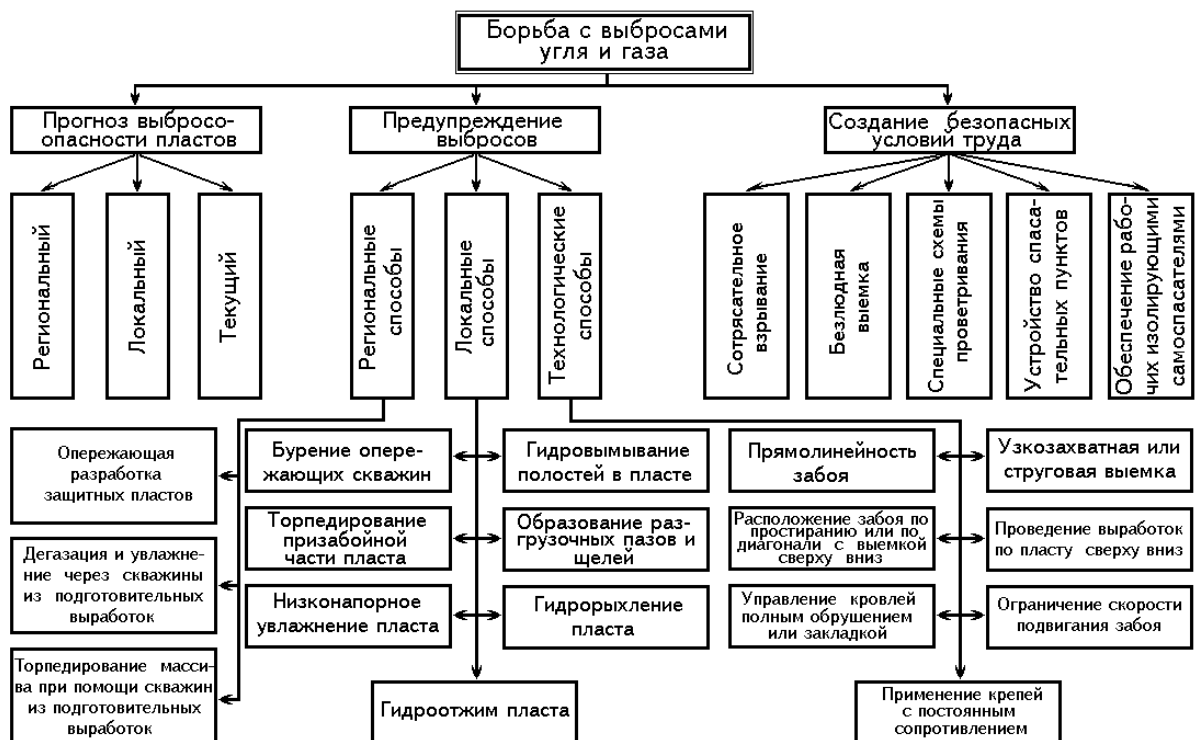


Рис. 7.1. Схема организации борьбы с выбросами угля и газа на шахтах

Целью прогноза является установление степени выбросоопасности пласта — выбросоопасный, угрожаемый или невыбросоопасный. При этом различают прогноз региональный, локальный и текущий.

Региональный прогноз проводится на стадии геологоразведочных работ и позволяет установить выбросоопасность в пределах геологического района или шахтного поля. Используется при составлении проекта строительства шахты.

Локальный прогноз предназначен для выявления выбросоопасности пластов на новых горизонтах, а также установления минимальной глубины разработки, с которой необходимо выполнять текущий прогноз.

Текущий (непрерывный) прогноз проводится в забоях выбросоопасных пластов с целью установления выбросоопасных зон, в которых необходимо проводить противовыбросные мероприятия. Дело здесь в том, что выбросы на выбросоопасных пластах носят четко выраженный зональный характер, т.е. приурочены к определенным участкам (зонам), которые по площади занимают сравнительно небольшую часть (5-7%) пласта в пределах шахтного поля. Противовыбросные мероприятия в невыбросоопасных зонах не применяются.

Предупреждение выбросов имеет целью исключить или снизить вероятность их возникновения в забое. Все способы предупреждения выбросов разделяются на **региональные, локальные и технологические**.

Региональные способы обеспечивают приведение пласта в безопасное состояние на более или менее значительной его площади. К ним относятся опережающая разработка защитных пластов, бурение по пласту скважин различного назначения не из очистного забоя, а из выемочной выработки впереди лавы или даже с поверхности.

К локальным относятся способы, которые производятся в самом забое и для выполнения которых необходимо выделять специальное время и даже смену, в то время как региональные способы не связаны с производством горных работ в забоях.

Наконец, третье направление — *технологическое* — в борьбе с выбросами не ставит своей целью предупредить возникновение выбросов в забое, а в некоторых случаях, напротив, даже провоцирует их, например, применение сотрясательного взрывания, однако при этом должна обеспечиваться безопасность для работающих в забоях.

Вопросы безопасного ведения горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа излагаются в курсе "Проблемы безопасной разработки выбросоопасных пластов". В курсе же "Технология подземной разработки ..." изучаются два вопроса из этой темы, а именно: опережающая разработка защитных пластов и системы разработки и технология ведения очистных работ на выбросоопасных пластах.

7.2. Опережающая разработка защитных пластов

7.2.1. Сущность способа

Многолетней практикой было установлено, что если до выемки выбросоопасного пласта раньше отработать другой, близко расположенный к нему, пласт, то выбросы на первом прекращаются. Пласт, который отрабатывается первым по отношению к опасному и тем самым защищает его от выбросов, получил название *защитного*, а защищаемый им пласт — *подзащитного*.

Если в свите оба пласта опасны по выбросам, в качестве защитного используется менее выбросоопасный пласт или тот который обеспечивает более полную защиту другого по высоте этажа (яруса).

На мощных пластах, разрабатываемых слоевыми системами, защитным является слой, который отрабатывается первым.

Причина защитного действия опережающей отработки пластов заключается в том, что выбросоопасный пласт, будучи подработанным или надработанным, разгружается от

повышенного горного давления, снижается его напряженное состояние, что исключает возможность разрушения угля в призабойной зоне и в конечном счете предупреждает развитие процесса выброса угля и газа. Кроме того в разгруженном пласте происходит расширение пор и трещин, что способствует росту газопроницаемости пласта и его эффективной дегазации, а также закреплению эффекта защитного действия во времени.

Эффективность защитного действия зависит от многих факторов:

- взаимного расположения защитного и опасного пластов в свите;
- угла падения пластов;
- глубины разработки;
- мощности защитного пласта;
- размера выработанного пространства на защитном пласте;
- способа управления кровлей на защитном пласте;
- наличия песчаников в междупластье и др.

Все эти факторы учитываются при построении границ зон защитного действия.

7.2.2. Построение границ зон защитного действия

Защищенной от выбросов на опасном пласте может быть лишь участок, попавший в зону интенсивной (достаточной) разгрузки, вызванной выемкой защитного пласта. Отсюда понятна важность вопроса определения границ защитного действия пластов.

Различают границы защитного действия при выемке лавами по простиранию:

- вкрест простирания пород. Их две — по падению и восстанию;
- по простиранию. Их тоже две — минимально и максимально допустимого опережения защитного пласта;
- граница зоны защиты в кровлю и почву пласта или, что одно и то же, диапазон защитного действия в кровлю и почву;
- границы зоны восстановления повторной выбросоопасности.

Алгоритм построения границ зоны защиты на выбросоопасном пласте следующий (рис. 7.2)¹⁴.

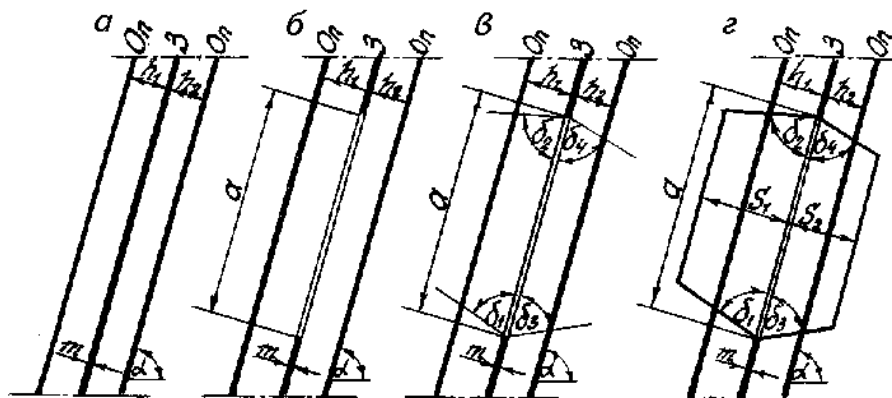


Рис. 7.2. Этапы построения границ зоны защитного действия вкрест простирания при выемке лавами по простиранию: Оп и 3 — соответственно опасный и защитный пласт

¹⁴ На рис. 4.55 приведены оба случая построения границ — при подработке и надработке.

1. Вычерчивается в масштабе разрез взаимного расположения опасного и защитного пластов (а).

2. Определяется и изображается на чертеже (б) размер выработанного пространства на защитном пласте по падению a (при отработке лавами по простиранию) или по простиранию b (в случае, если выемка производится лавами по падению или восстанию).

При этом необходимо руководствоваться следующими положениями:

– если защитный пласт отрабатывается без оставления целиков угля между этажами (ярусами) или выемочными полосами или ширина оставляемых целиков меньше величины $0,1l$ (где l — ширина зоны опорного давления, зависящая от мощности защитного пласта и глубины ведения работ и определяемая по номограмме, приведенной на рис. 7.3), то за величину "а" (в) принимается суммарная ширина выработанного пространства по падению (простиранию).

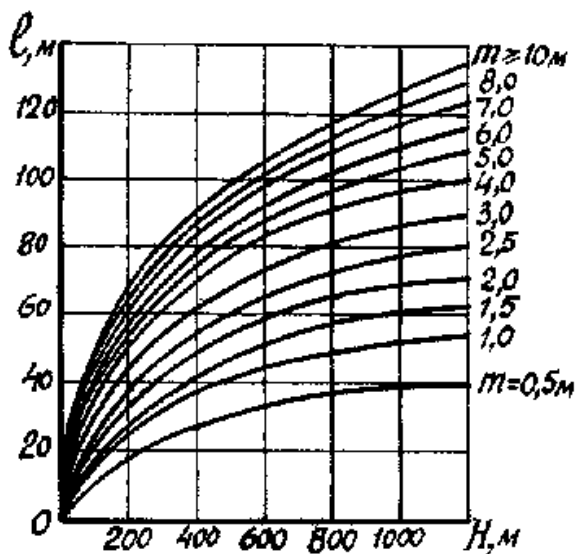


Рис. 7.3. Номограмма для определения ширины зоны опорного давления l

Например, длина лавы в отработанном вышележащем ярусе составляет 180 м, а отрабатываемом — 200 м и между лавами оставлен целик размером 4 м, т.е. меньше $0,1l$ (что является условием разрушения целика, а выше и ниже этих ярусов находится массив угля, то суммарная ширина выработанного пространства будет равна:

$$a=180+4+200=384 \text{ м};$$

– если размер целика в любом из ранее отработанных ярусов (этажей) или выемочных полос превышает значение $0,1l$ (что является условием неразрушаемости целика), то за величину a (в) принимается суммарная ширина выработанного пространства по падению (или простиранию), ограниченная с одной стороны этим целиком угля, а с другой — угольным массивом;

– если с обеих сторон лавы находится массив угля, то ширина выработанного пространства в любом случае будет равна длине лавы.

3. По углу падения пласта из табл. 7.1 определяются углы защитного действия δ_1 и δ_2 при подработке и δ_3 и δ_4 при надработке и откладываем их на чертеже (в).

Таблица 7.1. Значения углов защитного действия при подработке и при надработке

Угол падения пласта, град.	Угол защиты, град.				Угол давления, град.		
	δ_1	δ_2	δ_3	δ_4	φ_1	φ_2	φ_3
0	80	80	75	75	64	64	64
10	77	83	75	75	62	63	63
20	73	87	75	75	60	60	61
30	69	90	77	70	59	59	59
40	65	90	80	70	58	56	57
50	70	90	80	70	56	54	55
60	72	90	80	70	54	52	53
70	72	90	80	72	54	48	52
80	73	90	78	75	54	46	50
90	85	80	75	80	54	43	48

4. Определяется размер зоны защиты S_1 в кровлю пласта и S_2 в почву. В общем случае

$$S_1 = \beta_1 \beta_2 S'_1$$

и

$$S_2 = \beta_1 \beta_2 S'_2, \quad (7.1)$$

где β_1 - коэффициент, учитывающий влияние мощности защитного пласта; β_2 — коэффициент, учитывающий процентное содержание песчаников в породах междупластьях; S'_1 и S'_2 — размеры условной защищенной зоны соответственно в кровлю и почву пласта, м.

Для нахождения значений β_1 необходимо определить критическую m_0 и эффективную $m_{эф}$ мощности защитного пласта.

Критическая — это такая условная мощность, которая численно равна величине упругого восстановления массива пород почвы и кровли после выемки пласта. Физический смысл ее состоит в следующем.

Если суммарная величина упругого восстановления породного массива меньше мощности защитного пласта, то, следовательно, распрямление пород не ограничивается мощностью пласта, и защитное действие может проявиться на максимально возможное для конкретных условий расстояние.

Если же суммарная величина упругого восстановления пород больше мощности пласта, то, естественно, защитное действие распространится на меньшее расстояние, поскольку мощность пласта препятствует полному распрямлению сжатых пород.

Критическая мощность защитного пласта зависит от ширины выработанного пространства a на защитном пласте и глубины работ H (расстояние от дневной поверхности до нижней отметки очистной выработки защитного пласта) и определяется по номограмме (рис. 7.4). При этом, если определенная в п.2 ширина выработанного пространства на защитном пласте превышает значение $0,3H$, то при пользовании номограммой (рис. 7.4) следует принять $a=0,3H$, но не более 250 м.

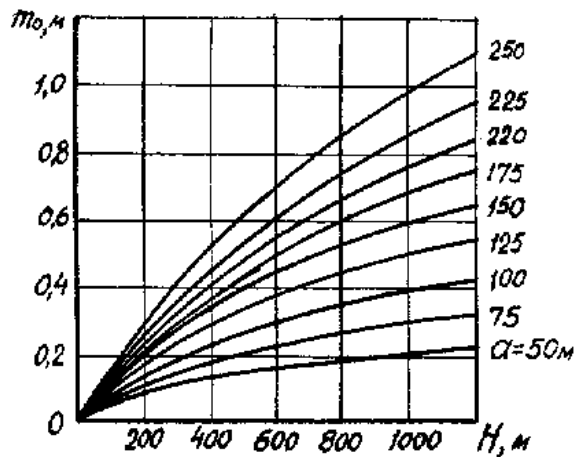


Рис. 7.4. Номограмма для определения критической мощности защитного пласта m_0

Эффективной мощностью защитного пласта называется та ее часть, в пределах которой возможно упругое восстановление пород почвы и кровли¹⁵. Определяется по формуле:

$$m_{\text{эф}} = km, \quad (7.2)$$

где k — коэффициент, учитывающий компрессионные свойства закладочного материала; $k=0,2$ при гидравлической закладке; $k=0,3$ при других видах закладки. Для крутых пластов Центрального района Донбасса: $k=0,35$ при гидравлической закладке; $k=0,45$ при других видах закладки; $k=0,7$ при управлении кровлей удержанием на кострах. Во всех случаях при управлении кровлей полным обрушением $k=1$. После определения m_0 и $m_{\text{эф}}$, находится β_1 по формуле

$$\beta_1 = \frac{m_{\text{эф}}}{m_0}, \text{ но не более } 1. \quad (7.3)$$

Коэффициент β_2 определяется по формуле:

$$\beta_2 = 1 - 0,4 \frac{\eta}{100}, \quad (7.4)$$

где η — процентное содержание песчаников в породах междупластья.

По найденным значениям β_1 , (7.3) определяются истинные значения S_1 и S_2 и на чертеже оконтуриваются зоны защиты (рис. 7.2, г).

5. Определяется минимально допустимое опережение очистного забоя на защитном пласте относительно забоев на пласте подзащитном. При этом в качестве границы очистной выработки на защитном пласте принимается наиболее отстающий участок очистного забоя, а в качестве границы на выбросоопасном пласте — наиболее передовой забой подготовительной выработки или очистной, если подготовительная выработка проводится позади очистного забоя.

Минимально допустимое опережение защитного пласта принимается равным не менее мощности междупластьем (рис. 7.5, а), т.е.

$$\text{при подработке} \quad b'_1 \geq h_1; \quad (4.14)$$

$$\text{при надработке} \quad b'_2 \geq h_2, \quad (4.15)$$

но во всех случаях не менее 20 м. Например, при $h_1=45$ м минимально допустимое опережение должно быть равно $b'_1 \geq 45$ м, а при $h_1=16$ м $b'_1 \geq 20$ м.

¹⁵ Остальная часть мощности заполнена закладочным материалом.

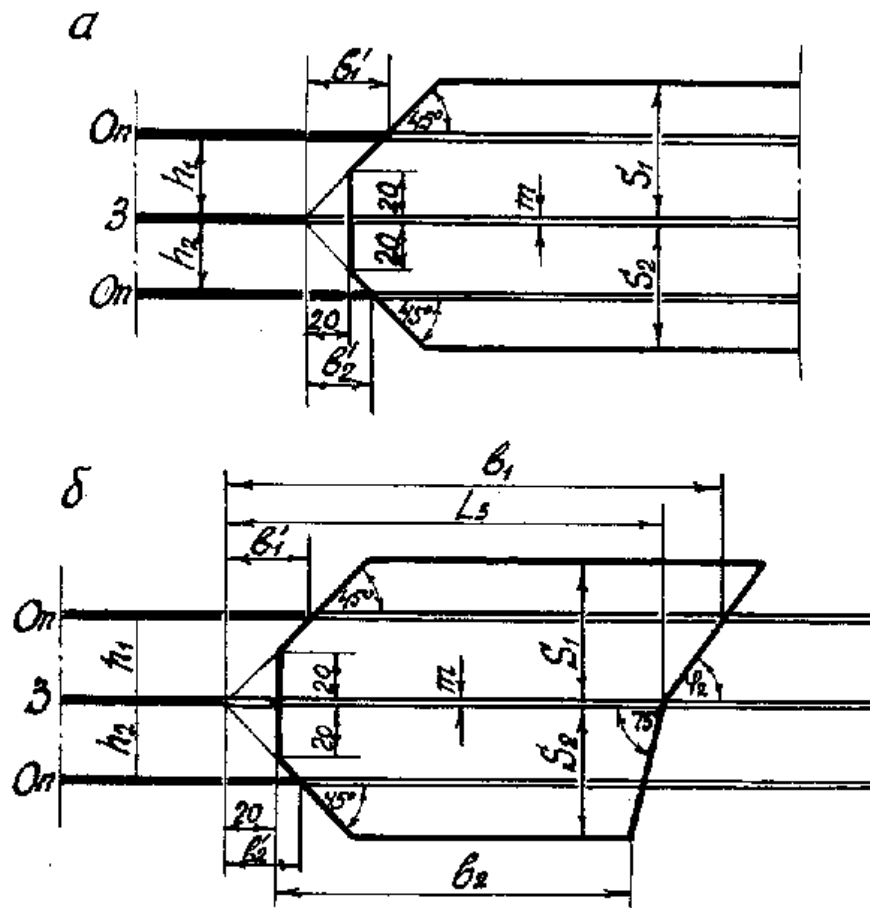


Рис. 7.5. Схема построения защищенной зоны по простираанию:
 а — для случая $a < L_1 + L_2$; б — для случая $a > L_1 + L_2$;

Установленные выше границы защитного действия справедливы для случая, когда после выемки защитного пласта не происходит восстановления напряженного состояния защитного пласта до опасных пределов. А это возможно при небольшой ширине выработанного пространства на защитном пласте или при небольшом расстоянии между опасным и защитным пластами. При значительных же расстояниях, когда в результате надработки или подработки опасного пласта не происходит его дегазация, с течением времени может произойти восстановление напряженного состояния до опасных пределов и появиться повторная выбросоопасность на отдельных участках ранее защищенной зоны. Если по каким-либо производственным или техническим причинам невозможно обеспечить максимально допустимое опережение в разработке защитного пласта, то необходимо оконтурить зоны повторной выбросоопасности и в них применять противовыбросные мероприятия. Для этого необходимо определить, возможно ли в данных условиях восстановление выбросоопасности пласта.

6. Определяются параметры условного свода обрушения пород L'_1 и L'_2 вкост простираания и L'_3 по простираанию, которые находятся по номограмме (рис. 7.6). Физический смысл влияния параметров свода обрушения на возможность восстановления выбросоопасности состоит в том, что при некоторой ширине выработанного пространства высота свода обрушения превышает критическую высоту $H_{\text{крит}}$, приводящую к восстановлению опасных напряжений в пласте.

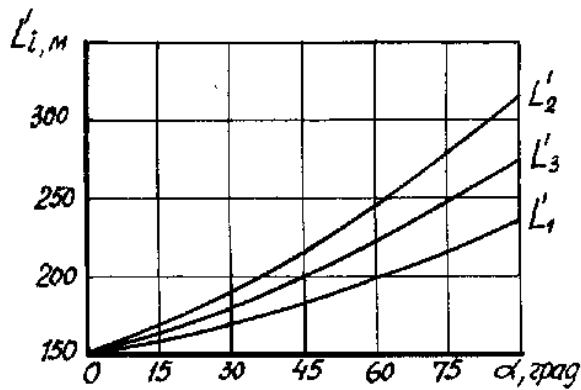


Рис. 7.6. Номограмма для определения величин L'_1 , L'_2 и L'_3

7. Рассчитываются истинные параметры свода обрушения по формулам:

$$L_1 = \beta_1 L'_1; \quad (4.16)$$

$$L_2 = \beta_1 L'_2; \quad (4.17)$$

$$L_3 = \beta_1 L'_3; \quad (4.18)$$

8. Производится сравнение параметров свода обрушения с шириной выработанного пространства на защитном пласте. Если $a < L_1 + L_2$, то высота свода обрушения будет меньше критической высоты $H_{\text{крит}}$. При этом не произойдет восстановления напряженного состояния пласта и выбросоопасность его не восстанавливается. Следовательно, размер защищенной зоны по простиранию не ограничивается.

Если же $a \geq L_1 + L_2$, то высота свода обрушения пород будет выше или равна критической, при которой восстанавливаются опасные напряжения, а следовательно, и повторная выбросоопасность. Чтобы не допускать этого, надо ограничить величину опережения защитного пласта относительно выбросоопасного.

9. Определяются границы зоны защиты по простиранию при $a \geq L_1 + L_2$ (рис. 7.5, б). При этом максимально допустимое опережение защитного пласта (или, что одно и то же, отставание опасного пласта относительно защитного) определяется по формуле:

$$\text{при подработке} \quad b_1 = L_3 + h_1 \text{ctg} \phi_3; \quad (4.19)$$

$$\text{при надработке} \quad b_2 = L_3 - 0,3h_2, \quad (4.20)$$

где ϕ_3 — угол давления пород; определяется по табл. 4.3.

10. Строятся зоны повторной выбросоопасности на опасном пласте (рис. 4.60) для случая, когда имеет место значительное опережение в разработке защитного пласта, превышающее b_1 и b_2 .

Как видно из рис. 7.7, в ранее защищенной зоне пласта выделяются три зоны различной степени защищенности — защищенная зона, в которой сохраняется защитное действие, зона восстановления опасных нагрузок, в которой могут происходить горные удары, внезапные обрушения и высыпания угля и другие динамические явления негазового характера, и зона, в которой могут происходить внезапные выбросы. Построение границ этих зон понятно из рис. 7.7.

Следует иметь в виду, что при построении границ зоны защиты за величину (а) принимается суммарная ширина выработанного пространства между массивом угля и целиком угля в одном из отработанных этажей (ярусов), размер которого более $0,1l_{\text{оп}}$.

Схема построения границ зоны защиты при выемке лавами по падению приведена на рис. 7.8. При выемке лавами по восстанию схемы а и б (рис. 7.7) остаются такими же, а в схеме в угол δ_4 заменяется углом δ_3 , угол ϕ_1 углом ϕ_2 , а размер L_1 размером L_2 .

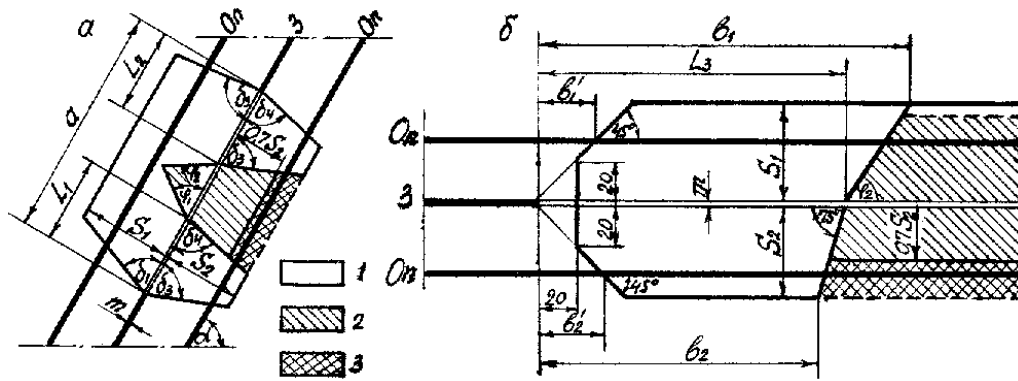


Рис. 7.7. Схема построения зон повторной выбросоопасности при выемке лавами по простиранию: а — вкрест простирания; б — по простиранию; 1 — защищенная зона; 2 — зона опасная по внезапным обрушениям и высыпаниям угля и горным ударам; 3 — зона, опасная по внезапным выбросам

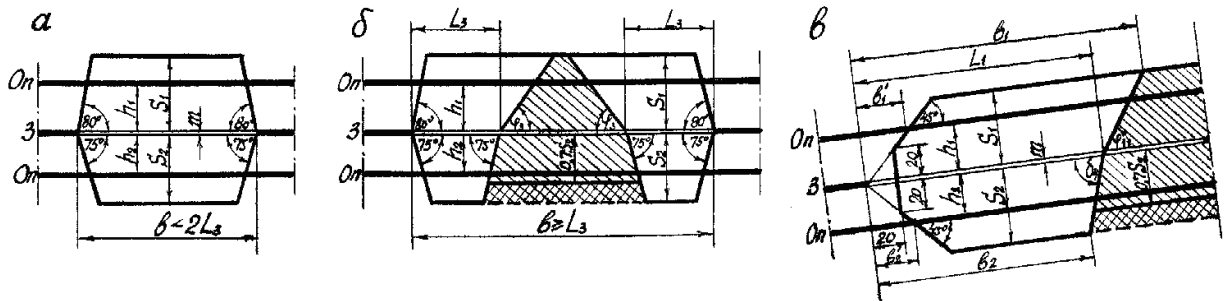


Рис. 7.8. Схема построения защищенной зоны на опасных по выбросам пластах при выемке лавами по падению: а — в сечении по простиранию при $b < 2L_3$; б — то же при $b \geq 2L_3$; в — в сечении вкрест простирания. Условные обозначения зон различной степени защищенности те же, что и на рис. 7.7

7.3. Технологические схемы использования защитных пластов

Основные технологические схемы использования защитных пластов представлены на рис. 7.9. При этом полная защита опасного по выбросам пласта в пределах всего этажа обеспечивается в следующих случаях:

- надработкой при условии, что защитный пласт на вышележащем горизонте отработан (а);
- двойной защитой (б), когда расположенный в кровле защитный пласт не отработан на вышележащем горизонте;
- подработкой при опережающей выемке защитного пласта на один и более этажей (в);
- восходящим порядком отработки этажей и пластов (г).

В остальных случаях (схемы д и е) не обеспечивается полная защита опасного пласта по высоте этажа. Участки этажа длиной a_1 характеризуются повышенной выбросоопасностью и в них необходимо применять мероприятия по предупреждению выбросов. На крутых пластах запрещается ведение горных работ в условиях частичной защиты по схеме д.

Разработка защитных пластов должна производиться без оставления целиков в выработанном пространстве размером более $0,1l_{оп}$. В исключительных случаях по производственной необходимости с разрешения технического директора объединения допускается оставление целиков. В таких случаях необходимо построить зоны опорного

давления на опасном пласте и применять в них противовыбросные мероприятия как в особо опасных зонах.

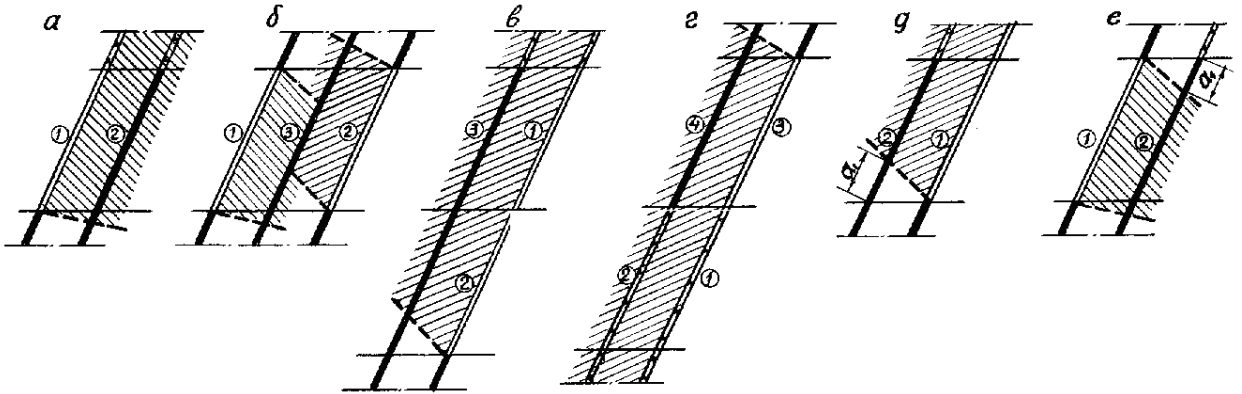


Рис. 7.9. Технологические схемы использования защитных пластов:
1, 2, ... — порядок отработки этажей

На защитных пластах следует применять способы управления кровлей полным обрушением или плавным опусканием. Допускается управление кровлей полной или частичной закладкой при условии, если рассчитанная эффективная мощность защитного пласта $m_{эф}$ окажется достаточной для защиты в данных условиях.

При наработке защитными пластами мощностью 0,5 м и менее не допустимо оставление в выработанном пространстве отбитой горной массы за исключением случаев, когда $h_2 < 0,7S_2$.

Проведение разрезных, углеспускных и вентиляционных печей на опасных пластах следует производить в защищенной зоне после определенного развития горных работ на защитном пласте. Минимальные параметры наработки и подработки, при которых допускается начало работ по проведению разрезной печи на защитном пласте, показаны на рис. 7.10. В этом случае при проведении печи необходимо производить прогноз выбросоопасности.

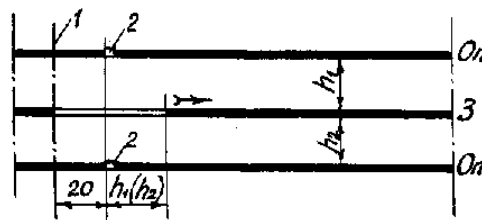


Рис. 7.10. Место заложения разрезной печи на защищаемом пласте:
1 — граница панели (шахтного поля, целике); 2 — разрезная печь

7.4. Системы разработки и технология ведения очистных работ на выбросоопасных пластах

Разработку незащищенных выбросоопасных пластов необходимо производить столбовыми системами разработки (рис. 7.11, а), поскольку в них очистные и подготовительные работы разделены во времени и пространстве, что повышает

безопасность работ: в случае возникновения выброса, например, в штреке продукты выброса не попадают в очистной забой и рабочие в них не подвергаются опасности.

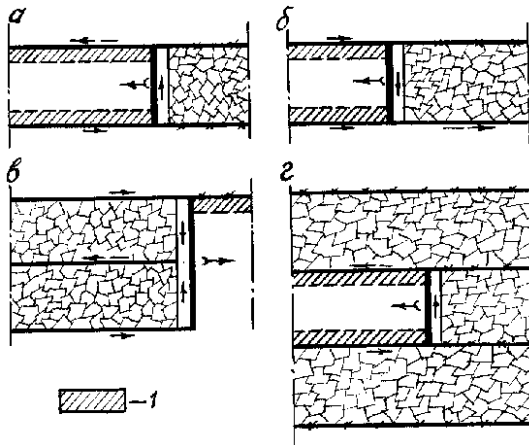


Рис. 7.11. Предпочтительные системы разработки для выбросоопасных пластов:

а — столбовая; б — комбинированная столбовой со сплошной с прямоточным проветриванием и подсвежением исходящей струи; в — сплошная со средним вентиляционным штреком; г — комбинированная парными штреками; 1 — защищенная от выбросов зона пласта

С другой стороны, вокруг заранее пройденных выемочных выработок происходит дегазация пласта, что исключает выбросы в нишах. Кроме того при наличии заранее пройденных выработок имеется возможность проводить региональные мероприятия по борьбе с выбросами, например, путем проведения скважин для дегазации пласта и последующего длительного увлажнения пласта.

Целесообразно применение комбинированной системы разработки столбовой со сплошной с сонаправленным проветриванием (рис. 4.64, б), при которой свежий воздух в лаву поступает по двум выработкам, обеспечивая устойчивое проветривание забоя. В случае возникновения выброса имеется возможность выхода рабочих из участка по свежей струе одной из выработок.

Из-за сравнительно низких темпов проведения выемочных выработок на выбросоопасных пластах, а также встречающихся сложных горно-геологических условий применение столбовых систем разработки не всегда возможно. В таких случаях допускается применение сплошной системы разработки, особенно предпочтительна разновидность ее лава-этаж со средним вентиляционным штреком (рис. 7.11, в). Поступление свежей струи воздуха по двум выработкам обеспечивает обособленное проветривание обеих частей лавы (верхней и нижней) и возможность в этой связи совмещать работы по выемке угля в одной части и выполнения противовыбросных мероприятий в другой.

Также допустимо применение системы разработки парными штреками (рис. 7.11, г). Если при отработке нечетных ярусов по сплошной системе имеют место внезапные выбросы, то при отработке четных ярусов по столбовой, как показала практика, выбросы не происходят, что объясняется происходящей дегазацией пласта вблизи выемочных штреков и значительным отжимом угля в призабойной зоне, обусловленным передачей на пласт больших опорных пригрузок, вызванных отработкой нечетных ярусов. Вследствие отжима угля происходит самозащита пласта от выбросов в призабойной зоне. С этой точки зрения можно полагать, что на больших глубинах выбросы в самых длинных очистных забоях происходить не будут.

Подготовительные выработки с углами наклона более 10° должны проводиться в направлении сверху вниз. Допускается проведение их снизу вверх комбайнами и с дистанционным управлением со свежей струи воздуха без постоянного присутствия людей в выработке.

Полевые выработки должны проводиться на расстоянии не менее 5 м от выбросоопасных пластов, считая по нормали.

Транспортные выемочные выработки на крутых и крутонаклонных пластах при сплошной системе разработки должны опережать очистной забой (считая от первого уступа лавы или сопряжения лавы со штреком не менее чем на 100 м, а просеки не менее чем на 20 м.

На пологих и наклонных пластах допускается проведение транспортного штрека по углю одним забоем с лавой или с опережением не менее 100 м.

Выемка угля в очистных забоях пологих и наклонных выбросоопасных пластов должна, как правило, производиться стругами или узкозахватными комбайнами, как обеспечивающие выемку в разгруженной и дегазированной призабойной зоне пласта, формирование которой в основном завершается в течение трех часов после выемки. На этом основании выемка угля узкозахватными комбайнами должна производиться по односторонней схеме.

Существенное влияние на безопасность выемки угля оказывает скорость подачи комбайна. С увеличением скорости подачи возрастает сейсмоакустическая активность пласта, свидетельствующая о возрастании выбросоопасной ситуации в забое. Исследованиями установлено, что для пласта i_2 на шахте "Изваринская" ПО "Гуковуголь" безопасная скорость подачи комбайна составляет 0,7 м/мин. При возрастании скорости до 1 м/мин и более начинают происходить внезапные выбросы. Понятно, что для каждого пласта может быть максимально допустимая скорость подачи комбайна, что требует проведения соответствующих испытаний.

Выемку на крутых выбросоопасных пластах мощностью свыше 0,7 м следует производить лавами по падению с применением щитовых агрегатов, а также лавами по простиранию с диагональным расположением забоя и дистанционным управлением комбайном. Оба забоя исключают возможность обрушения угля в забое, которые нередко перерастают в собственно внезапные выбросы.

В тех случаях, когда горно-геологические условия не позволяют применять выемку щитовыми агрегатами или комбайнами, допускается выемка отбойными молотками в потолкоуступных забоях. Расстояние между уступами не должно превышать 3 м на пластах мощностью до 1 м и 4 м для пластов большей мощности.

Управление кровлей в очистных забоях выбросоопасных пластов должно производиться полным обрушением или полной закладкой.

Закладка выработанного пространства на крутых пластах должна осуществляться дробленой породой на всю высоту этажа без оставления пустот. Шаг закладки должен составлять 1,8-3,6 м при сухой закладке и 4,5-7,2 м при гидравлической. Максимальное расстояние от закладочного массива до забоя не должно превышать 11 м.

Вопросы для самоконтроля

1. По каким направлениям ведется борьба с выбросами угля и газа? Поясните, какие конкретно цели преследуют каждое из направлений.

2. Какие пласты и почему называются защитными? Может ли выбросоопасный пласт приниматься в качестве защитного?

3. Положительно или отрицательно влияет ширина выработанного пространства на эффективность защитного действия? Дайте пояснения.

4. Какая разница между эффективной и критической мощностью защитного пласта? Дайте их определение.

5. Укажите величину минимально допустимого опережения защитного пласта по отношению к забоям на выбросоопасном при надработке и подработке, если расстояние между пластами 30, 17 и 52 м.

6. В каких случаях и почему ограничивается величина допустимого опережения в разработке защитного пласта по отношению к опасному?

7. Как следует вести разработку защитного пласта по отношению к опасному, если $a \geq L_1 + L_2$? и если $a < L_1 + L_2$?

8. Какие системы разработки и почему рекомендуется применять на незащищенных выбросоопасных пластах?

9. Почему на выбросоопасных пластах необходимо применять узкозахватную или струговую выемку в очистном забое?

10. В чем заключается идея ограничения скорости подачи комбайна как средства предупреждения возникновения выбросов в очистном забое?

Лекция 8. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К САМОВОЗГОРАНИЮ УГЛЯ

8.1. Общие сведения

Угли некоторых пластов имеют склонность к самовозгоранию в результате окисления кислородом воздуха. Возникающие при этом пожары характеризуются появлением в выработках открытого огня, дыма, запаха гари, газов водорода, окиси углерода и др. Пожары представляют серьезнейшую опасность для работающих в забоях, могут приводить к взрывам газа и угольной пыли и вызывают значительный материальный ущерб. Поэтому борьба по предупреждению самовозгорания угля имеет весьма важное значение.

Физическими условиями самовозгорания угля являются: химическая активность его, наличие скоплений измельченного угля в выработанном пространстве или развитая сеть трещин в целиках и массиве, приток воздуха и затрудненная отдача тепла в окружающую среду.

В процессе самовозгорания угля выделяют три стадии: **самонагревания, самовозгорания и горения.**

Стадия самонагревания угля протекает в интервале температур от 20-50°C до критической 70-140°C. Продолжительность ее определяется инкубационным периодом самовозгорания угля, который колеблется от нескольких месяцев до нескольких дней.

Стадия самовозгорания характеризуется интервалом температур от критической до температуры воспламенения летучих веществ 300-350°C для каменного угля и 650-800°C для углей тощих.

Стадия горения протекает при температуре воспламенения летучих веществ.

Пожары наблюдаются как в подготовительных выработках, так и в выработанном пространстве очистных забоев. В подготовительных выработках пожары происходят в зонах геологических нарушений, в пустотах за крепью, а также после внезапных выбросов. В выработанном пространстве пожары возникают вследствие наличия в нем измельченного угля, оставленных и разрушенных в краевой части целиков, а также вследствие обрушения угольных пропластков, залегающих в кровле пласта (а на крутых пластах и в почве), склонных к самовозгоранию.

8.2. Основные положения по разработке пластов, склонных к самовозгоранию угля

Исходя из физических условий самовозгорания угля, основные меры по их предупреждению сводятся к следующему:

- разработку пластов следует вести без оставления целиков и измельченного угля в выработанном пространстве;
- не допускать утечек воздуха через выработанное пространство;
- сроки отработки выемочных участков должны быть меньше продолжительности периода самовозгорания угля.

При бесцеликовой выемке охрану выемочных выработок следует производить бытовыми полосами или выработки проводить по пустым породам.

Запрещается проводить основные горные выработки (наклонные стволы, бремсберги, уклоны, главные и групповые штреки) по пластам, склонным к самовозгоранию угля, их следует располагать по пустым породам.

Места заложения полевых выработок должны исключать возможность обнажения пласта при их перекреплении. Расстояние от нижнего пласта свиты до полевой групповой выработки рекомендуется принимать не менее 15 м по нормали от пласта. Допускается проведение групповых штреков, участков наклонных выработок (с разрешения технического директора производственного объединения) при сближенном расположении пластов по нижележащему пласту несамовозгорающегося угля.

Запрещается проведение выработок вприсечку к выработанному пространству. При оставлении целиков угля между выработанным пространством действующего очистного забоя и проводимой выработкой их ширина должна быть такой, чтобы они не разрушались горным давлением, но не должна быть меньше 20 м.

В случае вынужденного оставления целиков в местах геологических нарушений они должны быть обработаны антипирогенами или изолированы гипсовыми или глинобитными "рубашками" толщиной 0,3-0,5 м и оконтуриваться органной крепью или бутовой полосой шириной 5-6 м.

Очистные работы необходимо вести таким образом, чтобы не оставлять измельченный уголь в выработанном пространстве. На крутых пластах уголь, движущийся под собственным весом, остается на крепи и особенно на кострах и его надо тщательно убирать.

Для предупреждения утечек воздуха через выработанное пространство необходимо применять, как правило, столбовые системы разработки с возвратноточной схемой проветривания на массив угля. Если же по условиям проветривания требуется подсвежение исходящей струи, то необходимо производить тщательную изоляцию выработанного пространства с помощью бутовых полос, чураковых стенок или "рубашек" из пенопласта.

В тех случаях, когда по горно-геологическим или горнотехническим условиям применение столбовой системы разработки затруднено, допускается применять сплошную систему, однако необходима при этом надежная изоляция выработанного пространства, как показано на рис. 8.1,а. Такая же изоляция необходима и при столбовой системе разработки в случае повторного использования бывшей транспортной выработки в качестве вентиляционной (рис. 8.1, б).

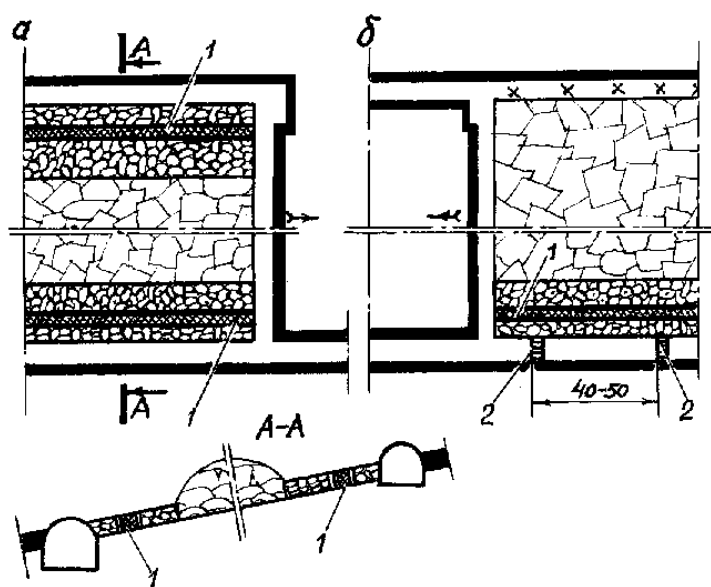


Рис. 8.1. Схемы воздухоизоляции выработанного пространства фенольно-резольным пенопластом (ФРП-1): а — при сплошной системе разработки; б — при столбовой системе с повторным использованием бывшего транспортного штрека в качестве вентиляционного; 1 — изоляционная полоса; 2 — изоляционная перегородка

На крутых пожароопасных пластах необходимо применять полную закладку выработанного пространства дробленой породой, которая исключает утечки воздуха, а при наличии в кровле или почве прослойков самовозгорающегося угля предупреждает их обрушение и попадание в выработанное пространство.

Важное значение для предупреждения пожаров имеет величина депрессии. С ее возрастанием увеличиваются утечки воздуха и создаются условия для самовозгорания угля. В целях снижения депрессии шахты следует применять фланговые схемы проветривания, а на крупных шахтах — блочное вскрытие.

Снижение времени отработки выемочных полей можно достичь двумя путями: увеличением скорости подвигания очистных забоев, которая не должна быть меньше 50 м/мес, и уменьшением их размеров с таким расчетом, чтобы выполнялось условие $t_{отр} < t_{инк}$. Например, при инкубационном периоде самовозгорания угля $t_{инк} = 6$ мес и скорости подвигания очистного забоя $V_{оч} = 50$ м/мес максимально допустимый размер выемочного поля будет равен

$$S_{в.п} = V_{оч} t_{инк} = 50 \times 6 = 300 \text{ м.}$$

Основным мероприятием по предупреждению самовозгорания угля в подготовительных выработках является предотвращение образования пустот за крепью и особенно на крутых пластах. В этом отношении целесообразно проведение выработок с помощью комбайнов.

Обрушившийся и отслоившийся за крепью уголь необходимо удалять, а полость закреплять и заполнять негорючим материалом.

Вопросы для самоконтроля

Назовите физические условия самовозгорания угля.

Сформулируйте основные меры предупреждения самовозгорания угля при разработке пожароопасных пластов.

Почему на пластах, опасных по самовозгоранию угля, рекомендуется применять столбовые системы разработки?

Почему не допускается на пожароопасных пластах проведение выработок вприсечку к выработанному пространству с оставлением целичка угля?

Какой способ управления кровлей рекомендуется применять на пожароопасных пластах и почему?

В чем состоит идея ограничения времени отработки выемочных полей для предупреждения самовозгорания угля?

Перечислите требования к проведению основных выработок на пожароопасных пластах.

Лекция 9. ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

9.1. Общие сведения

Экономико-математическое моделирование — это математическое описание закономерностей, присущих какому-либо объекту, системе, процессу, выраженных посредством экономического показателя — грн., грн./т и др. Применительно к горному делу — это математическое описание затрат на проведение и поддержание выработок, транспорт угля, водоотлив, вентиляцию и др. с учетом горно-геологических, технологических, временных и других факторов.

Экономико-математическое моделирование позволяет сравнивать различные варианты систем разработки по количественному значению критерия (чаще всего выраженному в грн./т) и выбрать наиболее экономичный вариант. С другой стороны, в модели в общем виде могут быть записаны варьирующие параметры системы разработки, например, длина лавы, размер выемочного поля и др., которые оказывают влияние на значение критерия. Следовательно, становится возможным нахождение такого значения параметра, при котором значение критерия будет минимальным (например, по удельным затратам) или, напротив, максимальным (например, по производительности труда).

Процесс моделирования предусматривает решение двух задач:

- составление (разработку) самой модели;
- реализацию модели, т.е. нахождение параметров объекта (системы), при которых функция цели достигает экстремального значения.

Например, модель длины лавы в общем случае имеет вид:

$$C = f(l_n) = \frac{C_1 l_n}{A_n} + \frac{C_2}{l_n} + C_3 \rightarrow \min, \quad (9.1)$$

где C — критерий оптимальности, грн./т; C_1 , C_2 , C_3 — постоянные величины, учитывающие затраты на проведение, поддержание и транспорт с учетом влияния различных факторов; A_n — суточная нагрузка на очистной забой, т; l_n — длина лавы, м.

Нахождение оптимальной длины лавы, при которой значение критерия будет минимальным, — это и есть реализация модели. В данном примере задача может быть решена либо аналитическим методом, либо методом перебора вариантов. В первом случае необходимо взять первую производную и, приравняв ее нулю, найти $l_{n,оп}$. Во втором случае, задаваясь рядом значений l_n , рассчитывают значения критерия C для каждого из них и по его наименьшему значению определяют $l_{n,оп}$.

Для приведенного выше примера:

$$\frac{df}{dl_n} = \frac{C_1}{A_n} - \frac{C_2}{l_n^2} = 0, \text{ откуда } l_{n,оп} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} A_n}. \quad (9.2)$$

9.2. Стоимостные параметры

При экономико-математическом моделировании важную роль играют стоимостные показатели или, как их принято называть, *стоимостные параметры*, под которыми понимаются укрупненные измерители стоимости отдельных видов работ, отнесенных к какой-либо единице объема работ. При известном значении объема работ и стоимостного показателя подсчитываются (моделируются) суммарные затраты на производство тех или иных видов работ. Конкретно, при экономико-математическом моделировании систем разработки необходимо уметь составлять математическое выражение объемов работ, а

отсюда и затрат на проведение выработок, их поддержание и транспорт угля по ним, а в некоторых случаях и на другие виды работ.

Обычно для экономико-математического моделирования используются укрупненные показатели, разработанные рядом проектных институтов, которые даются в виде аналитических зависимостей затрат от влияющих горно-геологических и горнотехнических факторов. В настоящее время они устарели, необходима разработка новых стоимостных параметров, на что потребуются много времени и больших затрат. В то же время для решения задач оптимизации параметров систем разработки в известной мере могут быть использованы и существующие параметры, поскольку соотношения между стоимостью проведения выработок, их поддержанием и транспортом угля по ним останутся примерно одинаковыми. Понятно, что сравнение вариантов систем разработки и расчет экономического эффекта необходимо производить с учетом новых стоимостных показателей, основанных на существующих нормах выработки на отдельные виды работ, тарифных ставках и расценках, стоимости материалов, оборудования и энергии. Таким образом, знание основ экономико-математического моделирования систем разработки для горного инженера остается необходимым.

9.3. Моделирование затрат на проведение выработок

Общие затраты на проведение какой-либо выработки могут быть записаны следующим образом: ¹⁶

$$K = k l, \quad (9.3)$$

где k — стоимость проведения 1 м выработки, грн.; l — длина выработки, м. Например, модель затрат на проведение квершлага (рис. 9.1, а) будет иметь вид:

$$K_{кв} = k_{кв} l; \quad (9.4)$$

панельного уклона (б), бремсберга и ходков бремсберга (в) соответственно

$$K_y = k_y n_{яр} H_{яр}; \quad (9.5)$$

$$K_{бр} = k_{бр} (n_{яр} - 1) H_{яр}; \quad (9.6)$$

$$\Sigma K_{х.бр} = \Sigma k_{х.бр} n_{яр} H_{яр}, \quad (9.7)$$

где $\Sigma k_{х.бр}$ - суммарная стоимость проведения 1 м обоих ходков, грн.

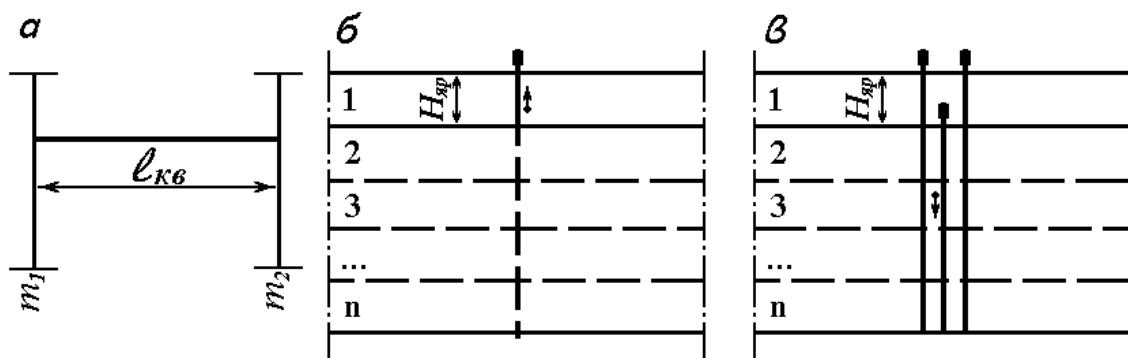


Рис. 9.1. К моделированию затрат на проведение:

а — квершлага; б — панельного уклона; в — панельного бремсберга и ходков бремсберга

¹⁶ Здесь и везде дальше принимаются следующие обозначения: заглавными буквами — общие затраты на выполнение работы, прописными — стоимость единицы объема работ. Индексы при буквах пишутся в такой последовательности: название выработки; k какой части шахтного поля она относится и далее — ее функциональное назначение. Например, для этажного транспортного штрека следует принять обозначение $k_{шт.эт.гр}$, вентиляционного — $k_{шт.эт.в}$ и т.д.

9.4. Моделирование затрат на поддержание выработок

В понятие затрат на поддержание входят расходы на ремонт выработки с целью содержания ее в рабочем состоянии в течение всего срока службы.

По условиям поддержания и методам определения затрат все горные выработки подразделяют на следующие группы:

- по типу выработок: горизонтальные, наклонные и вертикальные;
- по характеру изменения длины: выработки постоянной длины; изменяющиеся непрерывно; изменяющиеся равными участками;
- по условиям поддержания: поддерживаемые в массиве; в выработанном пространстве и неподверженным влиянию очистных работ; поддерживаемые в разных условиях (в массиве и в выработанном пространстве); подверженные влиянию очистных работ;
- по расположению относительно пласта: пластовые и полевые;
- по оказываемому влиянию соседних разрабатываемых пластов: испытывающие влияние надработки или подработки; не испытывающие этого влияния;
- по паспортному сечению: выработки, пройденные минимально необходимым сечением; пройденные заранее завышенным сечением по отношению к минимально необходимому. В первом случае нарушение паспортного сечения вызывает необходимость ремонта выработки, во втором — такого ремонта в течение всего срока службы выработки производить не требуется.

Для всех выработок, не подверженных влиянию очистных работ, затраты на поддержание выражаются формулами:

- при постоянной длине в течение всего срока службы

$$R = r l t; \quad (9.8)$$

- при непрерывно изменяющейся длине от 0 до l или от l до 0 (выемочные штреки соответственно при сплошной и столбовой системе разработки)

$$R = r l_{\text{ср}} t = \frac{r l t}{2} \quad (9.9)$$

где r — стоимость поддержания 1 м выработки в год, грн.; l — длина всей выработки, м; $l_{\text{ср}}$ — средняя длина поддержания выработки, м; t — время поддержания выработки, лет.

Для выработок, изменяющих свою длину равными участками (бремсберг, уклон), затраты на поддержание определяются путем суммирования затрат на отдельных участках. Составление моделей затрат для таких выработок будет дано ниже.

Наибольшие трудности в определении затрат на поддержание составляет величина r , которая является многофакторной, зависящей от большого числа природных и технологических факторов. Для облегчения усвоения этого вопроса рассмотрим наиболее общий случай поддержания штрека при сплошной системе разработки (рис. 9.2).

Как видно из рис. 9.2, прослеживаются четыре зоны, характерные в отношении условий поддержания выемочного штрека: нетронутого массива (зона 1), временного опорного давления впереди лавы (зона 2), неустановившегося горного давления позади забоя (зона 3) и установившегося горного давления (зона 4). По характеру кривой абсолютных смещений пород в выработке видно, что наиболее интенсивные смещения происходят в зоне 3 и наименьшие в зоне 1, т.е. в зоне, не подверженной влиянию очистных работ. Понятно, что расходы на ремонт 1 м выработки будут пропорциональны величине смещений пород по зонам. При этом затраты на поддержание в зонах 1 и 4 имеют размерность грн./м·год, а в зонах 2 и 3 — грн./м и выражают одноразовые расходы на перекрепление (замена деформированной крепи с выпуском породы, замена стяжек и

т.д.) в зонах интенсивного влияния очистных работ. Они не связаны с фактором времени в отличие от зон 1 и 4, в которых затраты на поддержание (замена отдельных деформированных рам, поддирка почвы и др.) пропорциональны сроку службы выработки в этих зонах.

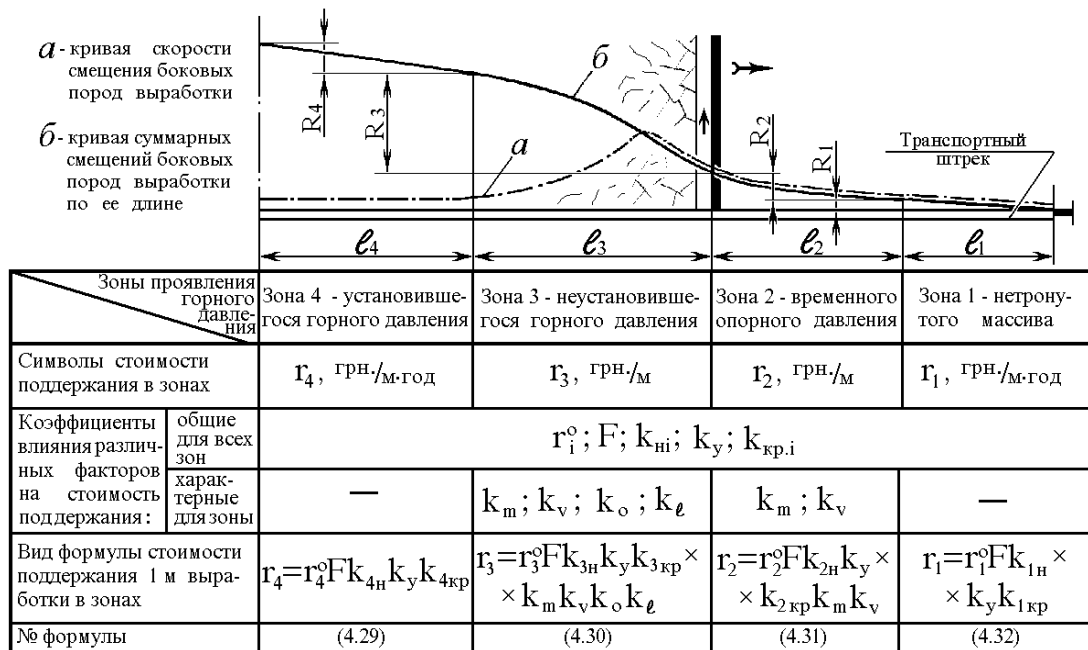


Рис. 9.2. К моделированию затрат на поддержание выработки, подверженной влиянию очистных работ

На рис. 9.2 также приведены формулы для определения стоимости поддержания 1 м выработки в каждой зоне; указаны факторы, влияющие на стоимость поддержания, причем, часть из них являются общими для всех зон, другие проявляются только в определенных зонах. Расшифровка буквенных символов, входящих в формулы следующая:

r_1 и r_4 — стоимость поддержания 1 м выработки в год соответственно в массиве угля (или пород) и в выработанном пространстве в зоне установившегося горного давления, грн.;

r_2 и r_3 — стоимость поддержания 1 м выработки в год соответственно в зоне временного опорного давления и в зоне установившегося горного давления позади лавы за время нахождения в этих зонах, грн.;

r_1^0, r_2^0, r_3^0 и r_4^0 - стоимость поддержания 1 м³ выработки в свету крепи соответственно в зонах 1, 2, 3 и 4, грн.;

F — площадь поперечного сечения выработки в свету крепи после осадки, м²;

$k_{1н}, k_{2н}, k_{3н}$ и $k_{4н}$ — коэффициенты, учитывающие влияние глубины разработки на стоимость поддержания выработки в зонах 1, 2, 3 и 4;

k_y — коэффициент, учитывающий влияние устойчивости окружающих выработку пород на стоимость поддержания;

$k_{1кр}, k_{2кр}, k_{3кр}$ и $k_{4кр}$ — коэффициент, учитывающий влияние вида крепи на стоимость поддержания выработки в соответствующей зоне;

k_m — коэффициент, учитывающий влияние мощности пласта;

k_v — коэффициент, учитывающий влияние скорости подвигания очистных работ в зонах 2 и 3 на стоимость поддержания выработки, пройденной по пласту;

k_o — коэффициент, учитывающий влияние способа охраны выработки;

k_l — коэффициент, учитывающий влияние длины лавы на стоимость поддержания выработки, подверженной влиянию очистных работ в зоне 3.

Все значения стоимостных показателей по поддержанию и поправочных коэффициентов, указанных выше, приводятся в [1, 2].

Зная структурные формулы стоимости поддержания 1 м выработки в различных горно-геологических и горнотехнических условиях и в каких зонах будет находиться выработка, а также характер изменения ее длины (используя при этом формулы (9.8 и 9.9) можно составить модель затрат на поддержание любой выемочной выработки. Рассмотрим наиболее характерные случаи.

При сплошной системе разработки (рис. 9.3, а) затраты на поддержание транспортного штрека будут состоять из суммы затрат на поддержание во всех четырех зонах, т.е.

$$R_{ш.тр} = R_{1ш.тр} + R_{2ш.тр} + R_{3ш.тр} + R_{4ш.тр}. \quad (9.10)$$

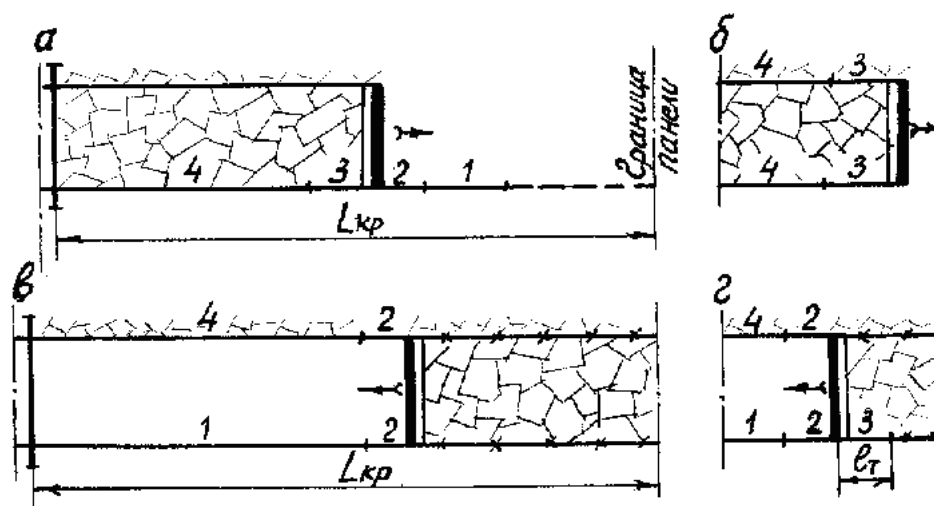


Рис. 9.3. К моделированию затрат на поддержание выемочных выработок для различных систем разработки: а, б — при сплошной системе разработки соответственно с опережением и отставанием забоя штрека относительно забоя лавы; в, г — при столбовой системе разработки соответственно с погашением штрека позади лавы и поддержанием части его (тупика); 1, 2, 3, 4 — зоны поддержания штреков

Для приобретения навыков составления моделей затрат на поддержание выработок, как наиболее сложных в экономико-математическом моделировании систем разработки, разберем этот процесс более подробно для каждой зоны поддержания.

9.4.1. Затраты на поддержание штрека в зоне 1

Длина зоны 1 постоянна и равна l_1 . По мере отработки крыла эта зона перемещается, сохраняя постоянной свою длину, и будет поддерживаться в течение всего срока отработки крыла яруса (этажа) $t_{оч}$, который можно определить, зная скорость подвигания очистного забоя $V_{оч}$ (м/год),

$$t_{\text{оч}} = \frac{L_{\text{кр}}}{V_{\text{оч}}} \quad (9.11)$$

Тогда согласно формуле (9.9) имеем право записать

$$R_{1\text{ш.тр}} = r_{1\text{ш.тр}} l_1 t_{\text{оч}} = \frac{r_{1\text{ш.тр}} l_1 L_{\text{кр}}}{V_{\text{оч}}} \quad (9.12)$$

9.4.2. Затраты на поддержание штрека в зонах 2 и 3

Длина каждой из зон при подвигании лавы остается постоянной и каждый метр выработки по всей ее длине будет последовательно находиться в этих зонах. А так как затраты на перекрепление выработки и в зоне 2 и в зоне 3 одноразовые и имеют размерность грн./м, то модели затрат по зонам будут иметь вид:

$$R_{2\text{ш.тр}} = r_{2\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}; \quad (9.13)$$

$$R_{3\text{ш.тр}} = r_{3\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}. \quad (9.14)$$

9.4.3. Затраты на поддержание штрека в зоне 4

Длина зоны изменяется непрерывно от 0 до $L_{\text{кр}}$ ¹⁷, и средняя длина поддержания за весь период отработки крыла составит $\frac{L_{\text{кр}}}{2}$. Тогда

$$R_{4\text{ш.тр}} = r_{4\text{ш.тр}} \frac{L_{\text{кр}}}{2} t_{\text{оч}} = \frac{r_{4\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}}} \quad (9.15)$$

Просуммировав затраты по зонам, получим

$$R_{\text{ш.тр}} = \frac{r_{1\text{ш.тр}} l_1 L_{\text{кр}}}{V_{\text{оч}}} + (r_{2\text{ш.тр}} + r_{3\text{ш.тр}}) L_{\text{кр}} + \frac{r_{4\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}}}. \quad (9.16)$$

Так как величина $\frac{r_{1\text{ш.тр}} l_1 L_{\text{кр}}}{V_{\text{оч}}}$ относительно мала (менее 1% общих затрат на поддержание), то без ущерба ею можно пренебречь и тогда модель затрат на поддержание транспортного штрека при сплошной системе разработки принимает вид:

$$R_{\text{ш.тр}} = \frac{r_{4\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}}} + (r_{2\text{ш.тр}} + r_{3\text{ш.тр}}) L_{\text{кр}}. \quad (9.17)$$

Если транспортный штрек проводится вслед за лавой, то $l_1=0$ и $l_2=0$, и модель затрат на его поддержание будет иметь вид:

$$R_{\text{ш.тр}} = \frac{r_{4\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}}} + r_{3\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}. \quad (9.18)$$

При столбовой системе разработки лава-ярус (этаж) с погашением транспортного штрека вслед за лавой (рис. 9.3, б) штрек будет поддерживаться в зонах 1 и 2, и модель затрат на поддержание будет иметь вид:

$$R_{\text{ш.тр}} = \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}}} + r_{2\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}. \quad (9.19)$$

Если при этом необходимо поддерживать позади лавы часть штрека (тупик) для выполнения транспортных операций при колесном транспорте, то появляется и третья зона поддержания. В таком случае

¹⁷ Фактически она будет меньше на длину l_3 , однако последняя незначительна по сравнению со всей длиной $L_{\text{кр}}$ и для упрощения ею можно пренебречь.

$$R_{ш.тр} = \frac{r_{1ш.тр} L_{кр}^2}{2V_{оч}} + (r_{2ш.тр} + r'_{3ш.тр}) L_{кр}, \quad (9.20)$$

где $r'_{3ш.тр}$ — стоимость перекрепления 1 м штрека в тупике позади лавы, грн.; зависит от длины тупика, т.е. $r'_{3ш.тр} = f(l_T)$.

Если в период подготовки столба требуется производить перекрепление штрека (например, на большой глубине и слабых породах), то с учетом этих затрат модель поддержания штрека за весь период его службы будет иметь вид:

$$R_{ш.тр} = \frac{r_{1ш.тр} L_{кр}^2}{V_{п}} + \frac{r_{1ш.тр} L_{кр}^2}{V_{оч}} + r_{2ш.тр} L_{кр}, \quad (9.21)$$

где $V_{п}$ — скорость проведения штрека при подготовке столба, м/год.

В том случае, если транспортный штрек будет поддерживаться с целью повторного использования его в качестве вентиляционного при отработке нижележащего яруса, то возникают зоны 3 и 4 и затраты на поддержание штрека будут выражаться моделью:

$$R_{ш.тр} = \frac{r_{1ш.тр} L_{кр}^2}{V_{п}} + \frac{r_{1ш.тр} L_{кр}^2}{V_{оч}} + (r_{2ш.тр} + r_{3ш.тр}) L_{кр} + \frac{r_{4ш.тр} L_{кр}^2}{V_{оч}}, \quad (9.22)$$

а модель затрат на поддержание этого же штрека при использовании его в качестве вентиляционного будет иметь вид:

$$R_{ш.в} = \frac{r_{4ш.в} L_{кр}^2}{2V_{оч}} + r_{2ш.в} L_{кр}. \quad (9.23)$$

Для выработок, длина которых изменяется равными участками, затраты на поддержание, как было сказано выше, определяются путем суммирования затрат на отдельных участках. Методику составления модели затрат рассмотрим на примере поддержания уклона (рис. 9.4). Определяющими факторами при этом будут: подвержена или не подвержена влиянию очистных работ выработка и какая применяется система разработки. Последнее объясняется тем, что при сплошной системе разработки (а) уклон сразу же подвергается влиянию очистных работ. Возникает необходимость перекрепления уклона (зона 2), после чего уклон оказывается в зоне 4 и будет находиться в этой зоне в течение всего времени отработки уклонного поля.

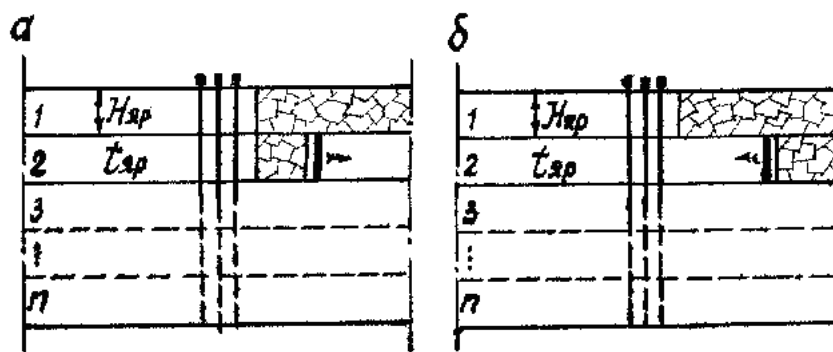


Рис.9.4. К моделированию затрат на поддержание уклона, подверженного влиянию очистных работ: а — при сплошной системе разработки; б — при столбовой системе

При столбовой системе разработки (б) и подверженности уклона влиянию очистных работ зоны 2 и 4 будут возникать после полной отработки яруса (этажа), а следовательно, в течение периода отработки этого яруса (этажа) уклон будет поддерживаться в массиве, т.е. в зоне 1. Понятно, что при отработке следующего яруса (этажа) в ранее отработанном уклон будет уже находиться в зоне 4.

Возьмем более общий случай поддержания уклона, подверженного влиянию очистных работ, при столбовой системе разработки (б).

Затраты на поддержание уклона при отработке 1-го яруса (в уклонном поле) составят

$$R_y^{(1)} = r_{1y} H_{яp} t_{яp} + r_{2y} H_{яp} \cdot \quad (9.24)$$

При отработке 2-го яруса общая длина уклона составит $2H_{яp}$. В новом ярусе уклон будет поддерживаться в зоне 1, а в отработанном — в зоне 4; кроме того, потребуется произвести перекрепление в зоне 2.

Затраты на поддержание уклона при отработке 2-го яруса будут равны

$$R_y^{(2)} = r_{1y} H_{яp} t_{яp} + r_{4y} H_{яp} t_{яp} + r_{2y} H_{яp}; \quad (9.25)$$

при отработке 3-го яруса

$$R_y^{(3)} = r_{1y} H_{яp} t_{яp} + r_{4y} 2H_{яp} t_{яp} + r_{2y} H_{яp}; \quad (9.26)$$

при отработке n-го яруса

$$R_y^{(n)} = r_{1y} H_{яp} t_{яp} + r_{4y} (n_{яp} - 1) H_{яp} t_{яp} + r_{2y} H_{яp}^{18}. \quad (9.27)$$

Просуммируем затраты на поддержание уклона на всех участках (ярусах)

$$r_{1y} H_{яp} t_{яp} n_{яp} + r_{4y} H_{яp} t_{яp} \frac{n_{яp}(n_{яp} - 1)}{2} + r_{2y} H_{яp} n_{яp}^{19}. \quad (9.28)$$

Для облегчения построения моделей затрат на поддержание наклонных выработок, длина которых изменяется равными участками, рекомендуется производить её по методике, приведенной в табл. 9.1.

Таблица 9.1.

Модели затрат на поддержание наклонной выработки в различных зонах проявления горного давления

Выработка	Условия поддержания выработки	Вид модели затрат на поддержание по зонам проявления горного давления			
		при отработке	1	2	4
Ходок бремс- берга	Столбовая система разработки. Ходок подвержен влиянию очистных работ	1-го яруса	$r_{1x.бр} H_{яp} n_{яp} t_{яp}$	$r_{2x.бр} H_{яp}$	-
		2-го яруса	$r_{1x.бр} H_{яp} (n_{яp} - 1) t_{яp}$	$r_{2x.бр} H_{яp}$	$r_{4x.бр} H_{яp} t_{яp}$
		3-го яруса	$r_{1x.бр} H_{яp} (n_{яp} - 2) t_{яp}$	$r_{2x.бр} H_{яp}$	$r_{4x.бр} 2H_{яp} t_{яp}$
		n-го яруса	$r_{1x.бр} H_{яp} t_{яp}$	-	$r_{4x.бр} (n_{яp} - 1) H_{яp} t_{яp}$
		$R_{x.бр} = r_{1x.бр} H_{яp} t_{яp} \frac{n_{яp}(n_{яp} + 1)}{2} + r_{2x.бр} H_{яp} (n_{яp} - 1) + r_{4x.бр} H_{яp} t_{яp} \frac{n_{яp}(n_{яp} - 1)}{2}$			

Модели затрат на поддержание других наклонных выработок в зависимости от условий поддержания приведены в табл. 9.2. Построение моделей предлагается выполнить самостоятельно.

¹⁸ Если разрыв в окончании отработки лав обоих крыльев панели незначителен, когда нет надобности производить перекрепление уклона во второй зоне, то слагаемого $r_{2y} H_{яp}$ в модели не будет.

¹⁹ *Сумма арифметической прогрессии $S_n = \frac{n}{2} [2a + (n-1)d]$. Для нашего случая $S_n = \frac{n_{яp}}{2} [2 \times 0 + (n_{яp} - 1)1] = \frac{n_{яp}(n_{яp} - 1)}{2}$.

Таблица 9.2

Модели затрат на поддержание наклонных выработок

Выработка	Условия поддержания выработки	Модель затрат на поддержание всей выработки за весь срок ее службы	№ формулы
Бремсберг	Бремсберг погашается по мере отработки ярусов	$R_{\text{бр}} = r_{1\text{бр}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}(n_{\text{яр}} - 1)}{2}$	(9.29)
	Бремсберг не погашается и не подвержен влиянию очистных работ	$R_{\text{бр}} = r_{1\text{бр}} H_{\text{яр}} (n_{\text{яр}} - 1) t_{\text{яр}} (n_{\text{яр}} - 1)$	(9.30)
	Бремсберг не погашается и подвержен влиянию очистных работ. Сплошная система разработки	$R_{\text{бр}} = r_{1\text{бр}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}(n_{\text{яр}} - 1)}{2} + r_{2\text{бр}} H_{\text{яр}} (n_{\text{яр}} - 2) + r_{4\text{бр}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{(n_{\text{яр}} - 1)(n_{\text{яр}} - 2)}{2}$	(9.31)
	Бремсберг не погашается и подвержен влиянию очистных работ. Столбовая система разработки	$R_{\text{бр}} = r_{1\text{бр}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \left[2n_{\text{яр}} - 3 + \frac{(n_{\text{яр}} - 1)(n_{\text{яр}} - 2)}{2} \right] + r_{2\text{бр}} H_{\text{яр}} (n_{\text{яр}} - 2) + r_{4\text{бр}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{(n_{\text{яр}} - 2)(n_{\text{яр}} - 3)}{2}$	(9.32)
Уклон и ходок уклона	Уклон не подвержен влиянию очистных работ. Любая система разработки	$R_{\text{у}} = r_{1\text{у}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}(n_{\text{яр}} + 1)}{2}$	(9.33)
	Уклон подвержен влиянию очистных работ. Сплошная система разработки	$R_{\text{у}} = r_{4\text{у}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}(n_{\text{яр}} + 1)}{2} + r_{2\text{у}} H_{\text{яр}} n_{\text{яр}}$	(9.34)
	Уклон подвержен влиянию очистных работ. Столбовая система разработки	$R_{\text{у}} = r_{1\text{у}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} n_{\text{яр}} + r_{2\text{у}} H_{\text{яр}} n_{\text{яр}} + r_{4\text{у}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} \frac{n_{\text{яр}}(n_{\text{яр}} - 1)}{2}$	(9.35)
Ходок бремсберга	Ходок не подвержен влиянию очистных работ	$R_{\text{х.бр}} = r_{1\text{х.бр}} H_{\text{яр}} t_{\text{яр}} n_{\text{яр}}^2$	(0.36)
	Ходок подвержен влиянию очистных работ. Сплошная система разработки		(9.37)

Ходок подвержен влиянию очистных работ. Столбовая система разработки	$R_{x.бр} = r_{1x.бр} H_{яр} t_{яр} \frac{n_{яр}(n_{яр} + 1)}{2} +$ $+ r_{2x.бр} H_{яр} (n_{яр} - 1) + r_{4x.бр} H_{яр} t_{яр} \frac{n_{яр}(n_{яр} - 1)}{2}$	(9.38)
--	--	--------

9.5. Моделирование затрат на транспортирование угля по выработкам

Если по выработке длиной l , м, перевозится A , т, грузов, то объем работы по транспортированию равен произведению этих величин и выражается в тонно-метрах (т·м), а затраты на транспорт будут определяться путем умножения объема работы на стоимость перевозки 1 т·м (обозначается буквой g), т.е.

$$G = A l g. \quad (9.39)$$

В формуле (4.62) A и l являются независимыми величинами, а g в общем случае есть величина переменная и зависит от длины транспортирования и количества перевозимого за сутки груза. В стоимостных параметрах она дается в гиперболической зависимости вида

$$g = \frac{g_1}{l} + g_2, \quad (9.40)$$

где g_1 — затраты, постоянные на 1 т груза, включающие в себя стоимость сооружения необходимых камер (например, гаража для электровозов, выпрямительной подстанции, погрузочных пунктов, приемных площадок, их оборудование), а также стоимость погрузочно-разгрузочных работ на конечных пунктах каждого транспортного звена, грн.; g_2 — затраты, постоянные на транспортирование 1 т·м груза, включающие стоимость электроэнергии, смазки, зарплаты машиниста электровоза и др.), грн..

Чем больше длина транспортирования, тем меньшей величиной ложатся постоянные затраты на 1 т груза и, напротив, величина g_2 не зависит от длины пути транспортирования и выражает собственно стоимость "чистого" ²⁰ транспорта. При составлении моделей затрат на транспорт имеют место три случая изменения длины выработки:

- длина выработки остается постоянной (ствол, квершлаг);
- длина выработки изменяется непрерывно от 0 до 1 или, наоборот, от 1 до 0 (штреки соответственно при прямом и обратном порядке отработки крыла этажа (яруса));
- длина выработки изменяется участками равной длины (уклон, бремсберг, главные штреки при панельной подготовке и др.).

При постоянной длине выработки затраты на транспорт определяются по формуле (9.39). Подставив в нее в развернутом виде выражение g (9.40), получим

$$G = Al \left(\frac{g_1}{l} + g_2 \right) \quad (9.41)$$

или

$$G = A(g_1 + g_2 l). \quad (9.42)$$

В последней формуле множитель $g_1 + g_2 l$ выражает стоимость транспортирования 1 т угля, грн., на расстояние l , м. И тогда модель затрат, например, на транспортирование всех промышленных запасов шахтного поля по капитальному квершлагу будет иметь вид:

²⁰ Выражение предложено академиком Шевяковым Л.Д.

$$G_{\text{кв}} = Z_{\text{пр}} (g_{1\text{кв}} + g_{2\text{кв}} l_{\text{кв}}), \quad (9.43)$$

где $l_{\text{кв}}$ — длина квершлага, м.

При непрерывно изменяющейся длине выработки от 0 до 1 или от 1 до 0 необходимо принимать ее среднюю длину, т.е.

$$l_{\text{ср}} = \frac{0+1}{2} = \frac{1}{2}$$

и тогда модель затрат на транспортирование, например, запасов крыла яруса по ярусному транспортному штреку (рис. 9.5, а) будет иметь вид:

$$G_{\text{ш.яр}} = Z_{\text{кр.яр}} \left(g_{1\text{ш.яр}} + \frac{g_{2\text{ш.яр}} L_{\text{кр}}}{2} \right) = L_{\text{кр}} N_{\text{яр}} \rho c \left(g_{1\text{ш.яр}} + \frac{g_{2\text{ш.яр}} L_{\text{кр}}}{2} \right), \quad (9.44)$$

где $L_{\text{кр}}$ — длина крыла яруса (панели), м; $N_{\text{яр}}$ — наклонная высота яруса, м; ρ — производительность пласта, т/м²; c — коэффициент извлечения запасов в ярусе.

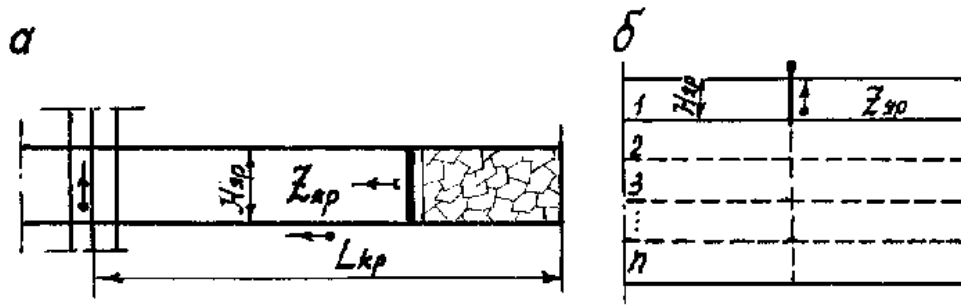


Рис. 9.5. К моделированию затрат на транспортирование угля по выработкам

При двукрылой панели модель затрат на транспортирование запасов яруса по штреку примет вид:

$$G_{\text{ш.яр}} = S_n N_{\text{яр}} \rho c \left(g_{1\text{ш.яр}} + \frac{g_{2\text{ш.яр}} L_{\text{кр}}}{2} \right), \quad (9.45)$$

где S_n — размер панели по простиранию, м.

При изменении длины выработки равными участками общие затраты на транспорт по ней определяются путем суммирования затрат на отдельных участках. Рассмотрим процесс суммирования этих затрат при транспортировании грузов по уклону и бремсбергу.

Пусть имеется в уклонном поле n этажей высотой $H_{\text{эт}}$ и запасами $Z_{\text{эт}}$ каждый (рис. 4.70, б). Длина пути транспортирования будет составлять: с 1-го этажа — $H_{\text{эт}}$, со 2-го — $2H_{\text{эт}}$ и т.д. и с n -го этажа — $n_{\text{эт}}H_{\text{эт}}$. Тогда модель затрат на транспорт запишется следующим образом:

$$(9.46)$$

Методика построения модели затрат на транспортирование запасов по бремсбергу аналогична выше приведенной. Отличие состоит лишь в том, что запасы этажа, прилегающего к коренному штреку, не транспортируются по бремсбергу, а поступают из лавы непосредственно на этот штрек. Поэтому число этажей, с которых будет транспортироваться уголь по бремсбергу, принимается на один меньше, чем их имеется в бремсберговом поле.

Подставив в выражение (4.69) $n_{\text{эт}}-1$ вместо $n_{\text{эт}}$, получим

$$G_{\text{бр}} = Z_{\text{эт}} g_{1\text{бр}} (n_{\text{эт}} - 1) + Z_{\text{эт}} g_{2\text{бр}} N_{\text{эт}} \frac{n_{\text{эт}} (n_{\text{эт}} - 1)}{2}. \quad (9.47)$$

9.6. Пример составления экономико-математической модели системы разработки

Прежде чем приступить к составлению модели какой-либо системы разработки, необходимо всесторонне выяснить ее технологическую сущность: какие выработки необходимо проводить для нормальной эксплуатации участка, их расположение (по пласту или по породе), возможно ли повторное использование выработок, способ охраны выработок, возможно ли безремонтное поддержание ²¹ их, в каких зонах проявления горного давления они будут находиться за период их службы, схема транспорта на участке и др. Только после этого можно приступать к составлению модели системы разработки. Как правило, в качестве критерия (мерила оценки) системы принимаются удельные расходы на 1 т добываемого угля. Поэтому надо определиться, для какой части пласта следует составлять модель для этажа, яруса, крыла? Для нее и составляется модель затрат и их следует относить к запасам этой части.

Пример. Составить экономико-математическую модель комбинированной системы разработки лава-ярус с прямоточным проветриванием участка и подсвежающей струей воздуха (рис. 9.6). Модель составить для крыла яруса.

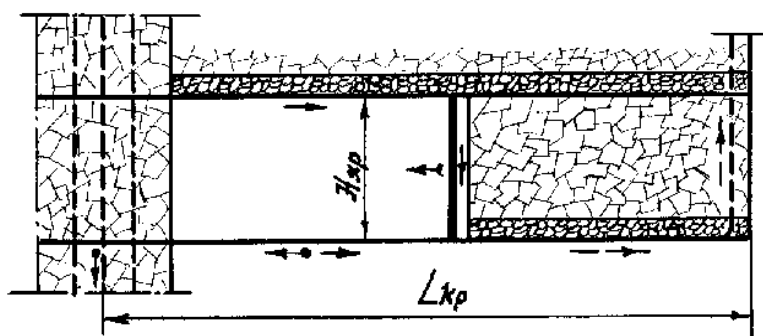


Рис. 9.6. К составлению экономико-математической модели комбинированной системы разработки

Решение. Выясняем технологическую сущность системы разработки.

Для обслуживания участка необходимо соорудить приемную площадку у бремсберга на горизонте транспортного штрека. Поскольку панель двусторонняя, в модели необходимо учесть половину ее стоимости, так как она обслуживает запасы двух крыльев яруса. Для подготовки столба проводится один штрек транспортный, в качестве воздухоподающего повторно используется бывший транспортный штрек отработанного яруса ²², который по мере отработки крыла яруса погашается.

В качестве вентиляционного используется транспортный штрек, поддерживаемый позади забоя лавы. Для его охраны необходимо возвести бутовую полосу или какое-либо искусственное сооружение — костры, органку, литую полосу и др.

С точки зрения зон проявления горного давления выемочные выработки характеризуются следующими данными:

- транспортный штрек будет находиться в зоне 1 при подготовке столба и в 1, 2 и 3 при его отработке;

²¹В таких случаях в модели будут отсутствовать затраты на их поддержание.

²²А также и приемная площадка. Поэтому в модели ее учитывать не следует.

- вентиляционный штрек — в зоне 4;
- воздухоподающий — в зонах 2 и 4.

На участке необходимо пройти разрезную печь, провести монтаж и демонтаж забойного оборудования. Затраты на проведение фланговой вентиляционной сбойки относятся к подготовке шахтного поля и в модели учитывать их не будем. Запишем в общем виде экономико-математическую модель системы

$$c_{уд} = \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{Z_{кр}}, \quad (9.48)$$

где $\sum K$, $\sum R$ и $\sum G$ - суммарные затраты соответственно на проведение (сооружение выработок), их поддержание и транспорт угля по ним, грн.; $Z_{кр}$ — запасы угля в крыле яруса, т;

$$Z_{кр} = L_{кр} N_{яр} p c. \quad (9.49)$$

Используя сведения, изложенные в разделах 36.3-36.5, по математическому моделированию затрат на отдельные виды горных работ, запишем

$$c_{-ль} = \left[\frac{K_{пл}}{n_{кр}} + k_{ш.п} L_{кр} + k_{п.р} l_{п.р} + K_{м-д} + \frac{r_{1ш.в.п} L_{кр}^2}{2V_{кр}} + \frac{r_{1ш.в.п} L_{кр}^2}{2V_{кр}} + (r_{2ш.в.п} + r_{3ш.в.п}) L_{кр} + \frac{r_{4ш.в.п} L_{кр}^2}{2V_{кр}} + r_{2ш.в.п} L_{кр} + \frac{r_{4ш.в.п} L_{кр}^2}{2V_{кр}} + Z_{кр} \left(g_{1ш.п} + \frac{g_{2ш.п} L_{кр}}{2} \right) \right] / L_{кр} N_{ш.п} p - , \quad (9.50)$$

где $K_{пл}$ — стоимость сооружения приемной площадки бремсберга, грн.; $n_{кр}$ — число крыльев яруса, обслуживаемых площадкой; $k_{ш.п}$ — стоимость проведения 1 м транспортного штрека, грн.; $k_{п.р}$ — то же разрезной печи, грн.; $K_{м-д}$ — стоимость монтажа и демонтажа оборудования лавы, грн.; $r_{4ш.в.п}$ — стоимость поддержания 1 м в год воздухоподающего штрека в зоне 4, грн.; $r_{2ш.в.п}$ — стоимость поддержания (перекрепления) 1 м воздухоподающего штрека в зоне 2, грн. Остальные обозначения приведены в разделе 36.3.-36.5.

В модели не учтены затраты на очистные работы в лаве. Однако, если в сравниваемых вариантах систем разработки применяется различная технология выемки, то их также следует учитывать.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение понятию "экономико-математическое моделирование". Для каких целей оно применяется в горном деле?
2. Решение каких задач предусматривает экономико-математическое моделирование?
3. Напишите модели затрат на проведение выработок: ствола; штрека; бремсберга; уклона, не пользуясь учебником.
4. Перечислите факторы, которые необходимо учитывать при определении затрат на поддержание выработок.
5. Назовите зоны и изобразите графически их расположение), характерные в отношении поддержания выработок и дайте их характеристику.
6. В каких единицах измеряются затраты на поддержание выработок в различных зонах поддержания?

7. Составьте модель затрат на поддержание среднего вентиляционного штрека в системе разработки, приведенной на рис. 4.6.

8. То же для транспортного штрека с повторным его использованием в качестве вентиляционного при отработке нижележащего яруса.

9. То же для уклона при отработке этажей в восходящем порядке.

10. Составьте экономико-математические модели для систем разработки, представленных на рис. 4.3; 4.7(а); 4.24, б (без учета главных штреков).

Лекция 10. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К САМОВОЗГОРАНИЮ УГЛЯ

10.1. Общие сведения

Угли некоторых пластов имеют склонность к самовозгоранию в результате окисления кислородом воздуха. Возникающие при этом пожары характеризуются появлением в выработках открытого огня, дыма, запаха гари, газов водорода, окиси углерода и др. Пожары представляют серьезнейшую опасность для работающих в забоях, могут приводить к взрывам газа и угольной пыли и вызывают значительный материальный ущерб. Поэтому борьба по предупреждению самовозгорания угля имеет весьма важное значение.

Физическими условиями самовозгорания угля являются: химическая активность его, наличие скоплений измельченного угля в выработанном пространстве или развитая сеть трещин в целиках и массиве, приток воздуха и затрудненная отдача тепла в окружающую среду.

В процессе самовозгорания угля выделяют три стадии: **самонагревания, самовозгорания и горения.**

Стадия самонагревания угля протекает в интервале температур от 20-50°C до критической 70-140°C. Продолжительность ее определяется инкубационным периодом самовозгорания угля, который колеблется от нескольких месяцев до нескольких дней.

Стадия самовозгорания характеризуется интервалом температур от критической до температуры воспламенения летучих веществ 300-350°C для каменного угля и 650-800°C для углей тощих.

Стадия горения протекает при температуре воспламенения летучих веществ.

Пожары наблюдаются как в подготовительных выработках, так и в выработанном пространстве очистных забоев. В подготовительных выработках пожары происходят в зонах геологических нарушений, в пустотах за крепью, а также после внезапных выбросов. В выработанном пространстве пожары возникают вследствие наличия в нем измельченного угля, оставленных и разрушенных в краевой части целиков, а также вследствие обрушения угольных пропластков, залегающих в кровле пласта (а на крутых пластах и в почве), склонных к самовозгоранию.

10.2. Особенности разработки пластов, склонных к самовозгоранию угля

Исходя из физических условий самовозгорания угля, основные меры по их предупреждению сводятся к следующему:

- разработку пластов следует вести без оставления целиков и измельченного угля в выработанном пространстве;
- не допускать утечек воздуха через выработанное пространство;

- сроки отработки выемочных участков должны быть меньше продолжительности периода самовозгорания угля.

При бесцеликовой выемке охрану выемочных выработок следует производить бутовыми полосами или выработки проводить по пустым породам.

Запрещается проводить основные горные выработки (наклонные стволы, бремсберги, уклоны, главные и групповые штреки) по пластам, склонным к самовозгоранию угля, их следует располагать по пустым породам.

Места заложения полевых выработок должны исключать возможность обнажения пласта при их перекреплении. Расстояние от нижнего пласта свиты до полевой групповой выработки рекомендуется принимать не менее 15 м по нормали от пласта. Допускается проведение групповых штреков, участковых наклонных выработок (с разрешения технического директора производственного объединения) при сближенном расположении пластов по нижележащему пласту несамовозгорающегося угля.

Запрещается проведение выработок вприсечку к выработанному пространству. При оставлении целиков угля между выработанным пространством действующего очистного забоя и проводимой выработкой их ширина должна быть такой, чтобы они не разрушались горным давлением, но не должна быть меньше 20 м.

В случае вынужденного оставления целиков в местах геологических нарушений они должны быть обработаны антипирогенами или изолированы гипсовыми или глинобитными "рубашками" толщиной 0,3-0,5 м и оконтуриваться органной крепью или бутовой полосой шириной 5-6 м.

Очистные работы необходимо вести таким образом, чтобы не оставлять измельченный уголь в выработанном пространстве. На крутых пластах уголь, движущийся под собственным весом, остается на крепи и особенно на кострах и его надо тщательно убирать.

Для предупреждения утечек воздуха через выработанное пространство необходимо применять, как правило, столбовые системы разработки с возвратноточной схемой проветривания на массив угля. Если же по условиям проветривания требуется подсвеживание исходящей струи, то необходимо производить тщательную изоляцию выработанного пространства с помощью бутовых полос, чураковых стенок или "рубашек" из пенопласта.

В тех случаях, когда по горно-геологическим или горнотехническим условиям применение столбовой системы разработки затруднено, допускается применять сплошную систему, однако необходима при этом надежная изоляция выработанного пространства, как показано на рис.4.65,а. Такая же изоляция необходима и при столбовой системе разработки в случае повторного использования бывшей транспортной выработки в качестве вентиляционной (рис. 4.65, б).

На крутых пожароопасных пластах необходимо применять полную закладку выработанного пространства дробленой породой, которая исключает утечки воздуха, а при наличии в кровле или почве прослоек самовозгорающегося угля предупреждает их обрушение и попадание в выработанное пространство.

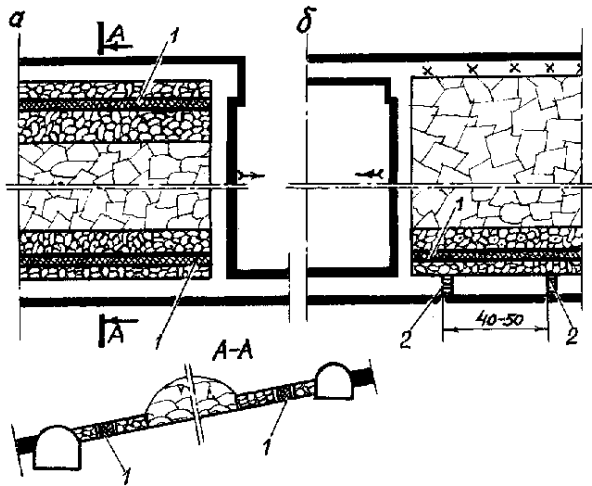


Рис. 10.1. Схемы воздухоизоляции выработанного пространства фенольно-резольным пенопластом (ФРП-1): а — при сплошной системе разработки; б — при столбовой системе разработки с повторным использованием бывшего транспортного штрека в качестве вентиляционного

Важное значение для предупреждения пожаров имеет величина депрессии. С ее возрастанием увеличиваются утечки воздуха и создаются условия для самовозгорания угля. В целях снижения депрессии шахты следует применять фланговые схемы проветривания, а на крупных шахтах — блочное вскрытие.

Снижение времени отработки выемочных полей можно достичь двумя путями: увеличением скорости подвигания очистных забоев, которая не должна быть меньше 50 м/мес, и уменьшением их размеров с таким расчетом, чтобы выполнялось условие $t_{отр} < t_{инк}$. Например, при инкубационном периоде самовозгорания угля $t_{инк} = 6$ мес и скорости подвигания очистного забоя $V_{оч} = 50$ м/мес максимально допустимый размер выемочного поля будет равен:

$$S_{в.п} = V_{оч} t_{инк} = 50 \times 6 = 300 \text{ м.}$$

Основным мероприятием по предупреждению самовозгорания угля в подготовительных выработках является предотвращение образования пустот за крепью и особенно на крутых пластах. В этом отношении целесообразно проведение выработок с помощью комбайнов.

Обрушившийся и отслоившийся за крепью уголь необходимо удалять, а полость закреплять и заполнять негорючим материалом.

Вопросы для самоконтроля

Назовите физические условия самовозгорания угля.

Сформулируйте основные меры предупреждения самовозгорания угля при разработке пожароопасных пластов.

Почему на пластах, опасных по самовозгоранию угля, рекомендуется применять столбовые системы разработки?

Почему не допускается на пожароопасных пластах проведение выработок вприсечку к выработанному пространству с оставлением целичка угля?

Какой способ управления кровлей рекомендуется применять на пожароопасных пластах и почему?

В чем состоит идея ограничения времени отработки выемочных полей для предупреждения самовозгорания угля?

Перечислите требования к проведению основных выработок на пожароопасных пластах.

Лекция 11. ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ

11.1. Общие положения

Горно-геологические условия залегания пластов весьма разнообразны, что предопределяет и многообразие встречающихся в практике систем разработки, их разновидностей и модификаций. С другой стороны, в одних и тех же условиях возможно применение различных вариантов систем и разновидностей. Отсюда возникает многовариантность выбора рациональной системы разработки. В конечном счете целесообразность применения той или иной системы должна обосновываться тщательными технико-экономическими расчетами и обеспечивать в техническом отношении высокую степень механизации работ, высокую производительность труда, минимальные потери угля, комфортность и безопасность труда, а в экономическом — минимальные затраты на 1 т угля.

Решение задачи выбора рациональной системы разработки обычно осуществляется методом вариантов и выполняется поэтапно в такой последовательности (рис. 11.1):



Рис. 11.1. Блок-схема решения задачи выбора рациональной системы разработки методом вариантов

Этап 1. Выбор и конструирование технически приемлемых вариантов систем разработки.

Этап 2. Технологическое проектирование отобранных вариантов систем. Здесь рассчитываются или принимаются основные параметры системы: суточная нагрузка на очистной забой; способ расположения и охраны выемочных выработок, тип крепи и площадь поперечного сечения их; оптимальная длина лавы и размер выемочного поля; оптимальное соотношение очистных и подготовительных забоев.

Этап 3. Составление экономико-математических моделей систем разработки.

Этап 4. Определение стоимостных параметров, входящих в математические модели.

Этап 5. Расчет критерия целевой функции по вариантам.

Этап 6. Сравнение значений критерия и принятие наивыгоднейшего варианта системы разработки.

11.2. Выбор и конструирование вариантов систем разработки

Большое разнообразие факторов, влияющих на выбор системы разработки, вызывает необходимость системного подхода к решению этой задачи и требует определенных навыков и знаний вопросов, относящихся не только к системам разработки, но и к подготовке пластов, проведению, креплению и охране выработок, механизации очистных работ, транспорту, проветриванию очистных забоев и др. Более того, требуется не просто знание этих вопросов, а умение творчески решать их в конкретных условиях и во взаимосвязи. Сошлемся на такой пример.

На пластах с пучащими почвами не рекомендуется применять столбовые системы разработки. Однако, если очистной забой на таком пласте может обеспечить высокую нагрузку (свыше 1000-1500 т в сутки), то весьма желательна именно столбовая система разработки, в которой очистные и подготовительные работы разделены во времени и пространстве и не оказывают взаимного сдерживающего влияния. В таком случае одним из возможных решений может быть увеличение площади поперечного сечения выемочных выработок с таким расчетом, чтобы за время отработки столба суммарная величина сближения боковых пород не превышала допустимой для сохранения минимально необходимых размеров выработки. Это в ряде случаев можно обеспечить более быстрой подготовкой и отработкой выемочного поля или крыла панели. При этом увеличение расходов на проведение выработок большего сечения должно быть компенсировано ростом нагрузки на забой и снижением стоимости 1 т угля по участку.

Приведенный пример наглядно показывает роль творческого подхода к выбору системы разработки с применением нестандартного решения. Если бы выбор производился только на основании рекомендаций по условиям применения, то вариант столбовой системы разработки в данном случае мог бы вообще не приниматься для сравнения. Из сказанного также следует вывод, что общие рекомендации по применению систем разработки являются усредненными и требуют уточнения для каждого конкретного горно-геологических и горнотехнических условий.

Весь процесс выбора и конструирования системы разработки условно разделен на восемь этапов.

На первом этапе производят выбор группы системы разработки с разделением пласта на слои по мощности или без деления на слои. При этом для пластов мощностью до 3,0-3,5 м²³ при любых углах залегания, а также для крутых пластов с выдержанной мощностью и щитовой выемкой применяют системы разработки без деления на слои. Для мощных пологих и наклонных пластов, а также крутых, где по условиям разработки невозможна выемка щитами, следует применять системы разработки с разделением на слои.

На втором этапе выбирают вид системы разработки — с длинными забоями или с короткими. В качестве основных принимают системы с длинными очистными забоями и выемкой механизированными комплексами. Короткозабойные системы (камерные, камерно-столбовые и др.) рекомендуется применять в первую очередь на сильно нарушенных участках пластов, где применение длинных забоев затруднено или малоэффективно, а также на пластах, разрабатываемых гидравлическим способом, и при погашении целиков.

На третьем этапе после выбора вида системы разработки приступают к выбору направления выемки угля относительно элементов залегания пласта.

²³ При применении комплексов 2УКП до 4,5 м и КМ130 до 4,15 м.

Как правило, для пластов с углом падения до 10° необходимо ориентироваться на применение систем разработки с выемкой по восстанию или падению, при которых обеспечивается постоянство длины лавы и возможность полной конвейеризации транспорта на участке, что особенно важно при работе механизированных комплексов. Для обводненных пластов мощностью до 2,0 м выемка должна производиться только по восстанию, для сухих или слабообводненных пластов (в последнем случае мощность пласта должна быть не менее 1,3 м) выемка может производиться как по восстанию, так и падению в зависимости от расположения подъемного горизонта, наличия вентиляционных выработок и др. На четвертом этапе производится выбор класса системы разработки. Для пластов тонких и средней мощности при любых углах падения основными системами являются столбовая и комбинированная (столбовой со сплошной). В условиях слабых и пучащих пород почвы на тонких пластах предпочтительна сплошная система разработки с охраной выработок двусторонними бутовыми полосами или их проведением по породам. Основной разновидностью для длиннозабойных систем является лава-ярус (этаж) без деления на выемочные поля. Деление на выемочные поля целесообразно лишь при групповой разработке сближенных пластов и необходимости проведения полевого штрека (высокая степень пожароопасности пласта, склонность пород к пучению, большая длина крыла этажа).

Для крутых и крутонаклонных пластов при столбовой системе разработки в основном следует ориентироваться на системы с разделением крыла этажа на выемочные поля и, как правило, с проведением групповых полевых штреков.

Варианты систем разработки с разделением этажа на подэтажи следует рассматривать лишь для особых случаев: большая высота этажа, сложные условия разработки, обуславливающие небольшую длину лавы и др.

В случае принятия одного из вариантов столбовой системы разработки с делением этажа на выемочные поля необходимо выбрать подразновидность системы разработки по направлению транспортирования угля в выемочном поле (пятый этап). По технико-экономическим показателям наиболее предпочтительной является система разработки с транспортированием угля на передний участковый бремсберг (скат, квершлаг). Однако при наличии геологических нарушений, характер которых и место локализации заранее известны, подразновидность системы с доставкой угля на задний бремсберг (скат, квершлаг) может оказаться более выгодной, так как основной ее недостаток, заключающийся в необходимости проведения разрезных печей и ремонта оборудования в каждом выемочном поле, не исключается и в случае с работой на передний бремсберг (скат, квершлаг), а преимущества в отсутствии перепробега транспорта и транспортирования на подъем (при колесном транспорте) сохраняются.

На шестом этапе решается вопрос проветривания очистных забоев в этаже (ярусе) — последовательное, обособленное или комбинированное. Как правило, каждый очистной забой вместе с примыкающими к нему выработками должен проветриваться обособленной струей воздуха. Однако в ряде случаев экономически целесообразно принять последовательное проветривание забоев в этаже (ярусе), но с соблюдением условий, регламентированных Правилами безопасности (§171).

Выбор схемы проветривания выемочного участка (седьмой этап) производится на основании учета газоносности пласта, склонности угля к самовозгоранию, устойчивости боковых пород и мощности пласта, нагрузки на очистной забой, возможности иметь фланговые выработки для прямого проветривания или подсажающей струи и др. Все эти факторы в известной степени взаимосвязаны между собой, что затрудняет однозначный выбор схемы проветривания.

На весьма газоносных пластах применение возвратноточной схемы проветривания без подсыживания существенно ограничивает нагрузку на очистной забой. Для увеличения нагрузки необходимо предусматривать прямоточную схему проветривания с подсыживающей струей.

Таким образом, в первом случае можно применять столбовую систему разработки со сравнительно небольшой нагрузкой на лаву по газовому фактору и достигать меньших затрат на поддержание выемочных выработок. Однако для обеспечения заданного объема добычи на панель (пласт) необходимо иметь в работе большее число очистных забоев.

Во втором случае следует применять комбинированную систему разработки, которая обеспечит высокую нагрузку на забой по условиям проветривания и уменьшит количество забоев, однако при этом возрастут затраты на поддержание выемочных выработок и проведение фланговой вентиляционной сбойки. Окончательное принятие решения можно будет сделать только после экономического сравнения обоих вариантов системы разработки.

При самовозгорающемся пласте следует ориентироваться на столбовую систему разработки с возвратноточной схемой проветривания или же на сплошную с полевыми выработками.

Наконец, на восьмом этапе производится выбор способа охраны выемочных выработок, т.е. окончательно выбирается модификация каждой из отобранных для сравнения систем разработки. Сюда же включается и вопрос подготовки длинных столбов.

На рис. 11.2 приведена блок-схема, облегчающая выбор предпочтительных вариантов систем разработки тонких и средней мощности пологих и наклонных пластов.

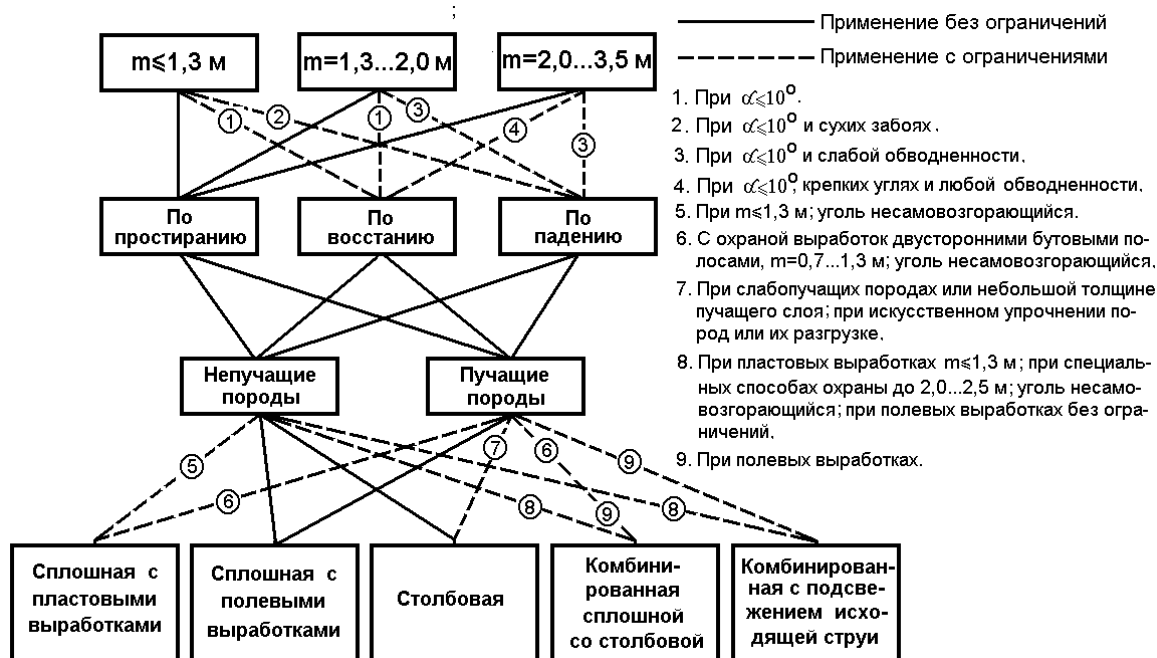


Рис. 11.2. Блок-схема выбора приемлемых вариантов систем разработки тонких и средней мощности пологих и наклонных пластов

11.3. Определение нагрузки на очистной забой

Нагрузка на очистной забой является важным фактором, оказывающим решающее влияние на технико-экономические показатели работы участка в целом. С ростом нагрузки существенно снижается себестоимость добычи угля и повышается производительность труда. Следовательно, надо стремиться к тому, чтобы обеспечить на забой максимально возможную нагрузку, которая, однако, может ограничиваться производительностью выемочных машин, нормативной нагрузкой на забой и условиями проветривания по газовому фактору.

11.3.1. Определение нагрузки на забой по производительности выемочных машин

Суточная нагрузка на очистной забой, оборудованный узкозахватным комбайном, работающим по односторонней схеме без замены зубков во время выемки, определяется по технологическим затратам времени на выполнение отдельных операций производственного цикла по формуле:

$$A_{\text{л}}^{\text{сут}} = \frac{n_{\text{раб}}^{\text{см}} (T_{\text{см}} - t_{\text{плдг/закл}} - t_{\text{п}}) k_{\text{м}} l_{\text{л}} r_{\text{ц}} m \gamma c}{(l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) \left[\frac{1}{V_{\text{р}}} + \frac{1}{V_{\text{зач}}} + t_{\text{уд}} \right] + t_{\text{конц.оп.}}} \quad (11.1)$$

и при челноковой схеме работы комбайна

$$A_{\text{л}}^{\text{сут}} = \frac{n_{\text{раб}}^{\text{см}} (T_{\text{см}} - t_{\text{плдг/закл}} - t_{\text{п}}) k_{\text{м}} l_{\text{л}} r_{\text{ц}} m \gamma c}{(l_{\text{л}} - \sum l_{\text{н}}) \left[\frac{1}{V_{\text{р}}} + t_{\text{уд}} \right] + t_{\text{конц.оп.}}} \quad (11.2)$$

где $n_{\text{см}}$ — число смен в сутки по добыче угля; $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, мин; $t_{\text{п.з}}$ — время, затрачиваемое на подготовительно-заключительные операции и личные надобности; принимается равным 25 мин; $t_{\text{п}}$ — суммарное время технологических перерывов (если они имеются), мин; $k_{\text{м}}$ — коэффициент машинного времени; =0,43-0,68²⁴; $l_{\text{л}}$ — общая длина лавы, м; r — ширина захвата комбайна, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — средняя плотность угля, т/м³; c — коэффициент извлечения угля в лаве; $c=0,95-0,97$; $\sum l_{\text{н}}$ — суммарная длина ниш в лаве, м; $V_{\text{р}}$ — рабочая скорость подачи комбайна, м/мин; определяется из условий энергозатрат на разрушение угля и мощности двигателя; $V_{\text{м}}$ — маневровая скорость подачи комбайна, м/мин; $t_{\text{уд}}$ — удельные затраты времени на вспомогательные операции; принимается равным 0,2-0,3 мин/м; $t_{\text{к.о}}$ — продолжительность концевых операций цикла, мин.

Рабочая скорость подачи комбайна может ограничиваться скоростью перемещения крепи по длине лавы $V_{\text{р}}$, которая определяется по формуле:

$$V_{\text{кр}} = V_{\text{расч}} k_{\text{пл}} \quad (11.3)$$

где $V_{\text{расч}}$ — расчетная скорость передвижки крепи, которая для гидрофицированных крепей "Донбасс", МК-97 и М-87 соответственно равна 4,6, 4,8 и 5,1 м/мин; $k_{\text{пл}}$ —

²⁴ Наиболее высокий коэффициент для комбайнов МК-67 и К-103.

коэффициент, учитывающий уменьшение скорости передвижки крепи в зависимости от сопротивляемости пород почвы пласта вдавливанию крепи; принимается равным 0,6-0,8. Понятно, что рабочая скорость подачи комбайна не должна приниматься в расчете больше скорости передвижки крепи, т.е.

$$V_p \leq V_{кр.}$$

Нормативная нагрузка на очистной забой в зависимости от горно-геологических условий, типа крепи и выемочной техники определяется по формуле:

$$A_{л}^H = \left(A_6^H + a\Delta l_{л} \right) \frac{\gamma}{1,3} k_{раз} k_{впс} k_{геол} \frac{n_{см} T_{см}}{1080}, \text{ т/сут}, \quad (11.4)$$

где A_6^H - базовый норматив нагрузки на очистной забой, установленный приказом Минуглепрома СССР от 30 мая 1991 г.[9]; a — поправка к нормативу нагрузки при изменении длины лавы на 1 м свыше значения, для которого рассчитаны табличные нормативы; $\Delta l_{л}$ — разность рассчитываемой и указанной в таблице длины очистного забоя, м; γ — плотность горной массы в массиве, т/м³; при расчете табличных значений норматива нагрузки принята равной 1,3; $k_{раз}$ — коэффициент разубоживания угля, обусловленный наличием в пласте породных прослоек; определяется по выражению

$$k_{раз} = 1 + \frac{\gamma_{п}}{\gamma_{у}} \times \frac{m_{пр} + m_{прис}}{m_{у}}, \quad (11.5)$$

где $\gamma_{п}$ и $\gamma_{у}$ — соответственно плотность пород и угля в массиве, т/м³; $m_{пр}$ — суммарная мощность породных прослоек в пласте, м; $m_{прис}$ — суммарная мощность присекаемых пород, м; $m_{у}$ — вынимаемая мощность угля по чистым пачкам, м; $k_{впс}$ — коэффициент, учитывающий вязкопластичность углей, равный 1,15 при весьма хрупких углях, 1,0 — при хрупких и 0,85 — при вязких углях; $k_{геол}$ — коэффициент, учитывающий сложные горно-геологические условия ведения очистных работ; определяется согласно приложению к работе []; $n_{см}$ — число добычных смен в сутки; $T_{см}$ — продолжительность смены по добыче угля, мин.

11.3.2. Определение максимально допустимой нагрузки на забой по газовому фактору

Для расчета нагрузки необходимы следующие исходные данные:

- планируемая нагрузка на очистной забой A_p , т/сут;
- система разработки и схема проветривания выемочного участка;
- вынимаемая мощность пласта с породными прослойками $m_{в.пр}$, м;
- способ управления кровлей;
- состав и крепость пород непосредственной кровли;
- тип крепи в очистном забое; при индивидуальной крепи — минимальная ширина призабойного пространства $b_{мин}$, м;
- относительная метанообильность выемочного участка до применения дегазации $q_{уч}$, м³/т;
- доля газовыделения на участке из разрабатываемого пласта (k_1).

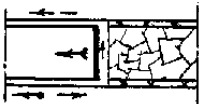
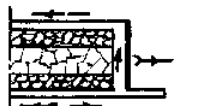
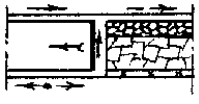

Максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на очистной забой определяется по формуле:

$$A_{л}^Г = \left(\frac{q_p A_p}{1440} \right)^{-1,67} \times \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} \times A_p \quad (11.6)$$

где q_p — используемое при расчете значение относительной метанообильности; принимается в зависимости от схемы проветривания участка согласно табл. 4.7; Q_p — расход воздуха, который можно использовать для разбавления метана до допустимой концентрации; рассчитывается по формулам, приведенным в табл. 11.1.

Таблица 11.1

Значения параметров Q_p и q_p

Типовой образец схемы проветривания выемочного участка	Направление движения исходящей струи из лавы	Q_p , м ³ /мин	q_p , м ³ /т
1-М 	На массив	$Q_p = 60V_{\max}F_{\text{оч}}k_{\text{ут.в}}$	$q_p = q_{\text{уч}}$
1-В 	На выработанное пространство при $q_{\text{уч}}/q_{\text{оч}} > k_{\text{ут.в}}$ при $q_{\text{уч}}/q_{\text{оч}} \leq k_{\text{ут.в}}$	$Q_p = 60V_{\max}F_{\text{оч}}k_{\text{ут.в}}$ $Q_p = 60V_{\max}F_{\text{оч}}k_{\text{о.з}}$	$q_p = q_{\text{уч}}$ $q_p = q_{\text{оч}}$
2-В 	На выработанное пространство	$Q_p = 60V_{\max}F_{\text{оч}}k_{\text{о.з}}$	$q_p = q_{\text{оч}}$
3-В 	На выработанное пространство	$Q_p = 60V_{\max}F_{\text{оч}}k_{\text{о.з}}$	$q_p = q_{\text{оч}}$

В табл. 11.1 приняты следующие обозначения величин: 1, 2, 3 тип схемы проветривания выемочного участка по степени обособленности разбавления метана по источникам поступления (1 — с последовательным разбавлением, 2 — частично обособленным, 3 — с полностью обособленным); М, В — буквенные символы, обозначающие направление движения исходящей струи из лавы соответственно в сторону массива и в сторону выработанного пространства; $q_{\text{оч}}, q_{\text{уч}}$ — относительная метанообильность соответственно лавы и выемочного участка, м³/т; определяется по "Руководству.." [5] или приближенно по формулам (4.84) и (4.85); $k_{\text{ут.в}}$ — коэффициент утечек воздуха через выработанное пространство в пределах выемочного участка; определяется по формулам (4.81) и (4.82); V_{\max} — максимально допустимая средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве, м/с; принимается равной 4 м/с; при определенных условиях, оговоренных ПБ, может быть принято до 6 м/с; $F_{\text{оч}}$ — минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства лавы в свету, м²; при механизированной крепи принимается по характеристике комплекса.

Поскольку в характеристике комплекса указаны минимальная $F_{\text{оч, min}}$ и максимальная $F_{\text{оч, max}}$ площади поперечного сечения призабойного пространства соответственно при минимальной m_{min} и максимальной m_{max} вынимаемой мощности пласта, то для промежуточных значений мощностей m_i $F_{\text{оч}}$ находится путем интерполяции по формуле:

$$F_{\text{оч}} = \frac{F_{\text{оч.max}} - F_{\text{оч.min}}}{m_{\text{max}} - m_{\text{min}}} (m_i - m_{\text{min}}) + F_{\text{оч.min}}, \quad (11.7)$$

а при индивидуальной — рассчитывается по формуле

$$F_{\text{оч}} = k_3 m_{\text{в.пр}} b_{\text{min}}, \quad (11.8)$$

где k_3 — коэффициент, учитывающий загроможденность призабойного пространства; принимается ориентировочно равным 0,9; $k_{0.3}$ — коэффициент, учитывающий движение части воздуха по выработанному пространству, непосредственно прилегающему к призабойному; при полном обрушении кровли и наличии в непосредственной кровле песчаников, песчаных и глинистых сланцев принимается соответственно равным 1,3; 1,25 и 1,2; при плавном опускании, частичной и полной закладке значения его будут соответственно равны 1,15; 1,10 и 1,05.

Значения коэффициента утечек воздуха через выработанное пространство для Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов определяются: при отработке пологих и наклонных пластов и управлении кровлей полным обрушением или плавным опусканием для схем проветривания типа 1-В, 2-В и 3-В по формуле (4.81), а для схемы 1-М по формуле (4.82):

$$k_{\text{ут.в}} = 1 + 0,5m_{\text{в.пр}} \exp(0,24f - 0,35F_{\text{оч}}); \quad (11.9)$$

$$k_{\text{ут.в}} = 1 + 0,13m_{\text{в.пр}} \exp(0,35f - 0,25F_{\text{оч}}), \quad (11.10)$$

где $m_{\text{в.пр}}$ — вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, м; f — средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли по проф. Протодеяконову на расстоянии от пласта, равном 8-ми его мощностям.

Для тех же пластов при управлении кровлей частичной закладкой рассчитывается $k_{\text{ут.в.з}}$ по формуле

$$k_{\text{ут.в.з}} = 0,5(1 + k_{\text{ут.в}}), \quad (11.11)$$

а $k_{\text{ут.в}}$ определяется по формулам (4.81) или (4.82) как при управлении кровлей полным обрушением.

Значения $q_{\text{уч}}$ и $q_{\text{оч}}$ при применении дегазации источников метановыделения могут быть приближенно определены по формулам:

$$q_{\text{оч}} = q_{\text{пл}}(1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}(1 - k_{\text{д.в.п}}); \quad (11.12)$$

$$q_{\text{оч}} = (q'_{\text{пл}} + kq_{\text{тр}})(1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}}q_{\text{в.п}}(1 - k_{\text{д.в.п}}), \quad (11.13)$$

где $q_{\text{пл}}$ — относительное метановыделение из разрабатываемого пласта, м³/т; при задаваемых значениях $I_{\text{л}}$ и $A_{\text{л}}$ определяется по "Руководству.." или ориентировочно по формуле (4.86); $k_{\text{д.пл}}$ — коэффициент дегазации пласта; ориентировочно можно принимать $k_{\text{д.пл}}=0,2-0,4$; $k_{\text{в.п}}$ — коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространство в призабойное пространство лавы; для схем типа 1-М $k_{\text{в.п}}$ принимается равным 1; для схем типа 1-В, 2-В и 3-В с охраной участковой вентиляционной выработки кострами, бутокострами, бутовой полосой с окнами (каналами) или сплошной бутовой полосой шириной до 5 м $k_{\text{в.п}}$ принимается равным 0; в иных случаях $0 < k_{\text{в.п}} \leq 1$; $q_{\text{в.п}}$ — относительное газовыделение из смежных пластов и пропластков, вмещающих пород в выработанное пространство, м³/т; при задаваемых значениях $I_{\text{л}}$ и $A_{\text{л}}$ определяется по "Руководству.." [5] или ориентировочно по формуле (4.87); при заданных $q_{\text{уч}}$ и $q_{\text{пл}}$; $k_{\text{д.в.п}}$ — коэффициент дегазации источников метановыделения из выработанного пространства;

ориентировочно $k_{д.в.п}=0,3-0,5$; $q'_{пл}$ — относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в пределах очистного забоя, $м^3/т$; определяется по формуле (4.88); $q_{тр}$ — относительное метановыделение из отбитого угля при его транспортировании по участковой выработке, $м^3/т$; $q_{тр} \approx (0,1-0,15)q_{пл}$; k — коэффициент, учитывающий возможность поступления метана из отбитого угля на участковой транспортной выработке в лаву для схемы 1-го типа $k=1$, в других случаях (схемы 2-го и 3-го типов) $k=0$.

При известных (заданных или рассчитанных) значениях $q_{уч}$ и доли метановыделения из разрабатываемого пласта k_1 составные части метанообильности выемочного участка $q_{в.п}$ и $q_{пл}$ ($м^3/т$) могут быть определены по формулам:

$$q_{пл} = k_1 q_{уч}; \quad (11.14)$$

$$q_{в.п} = (1 - k_1) q_{уч}; \quad (11.15)$$

$$q'_{пл} = q_{пл} - q_{тр}. \quad (11.16)$$

В случае, если при расчете максимально допустимой нагрузки на забой по газовому фактору будет получено, что $A_{л}^r > A_p$, газовый фактор не ограничивает нагрузку на лаву; если $A_{л}^r < A_p$, ограничивает. При необходимости увеличения нагрузки до уровня A_p необходимо предусмотреть мероприятия по снятию ограничения по газовому фактору, такие, например, как увеличение площади поперечного сечения призабойного пространства, проведение эффективной дегазации спутников пласта, выработанного пространства или самого разрабатываемого пласта, или же применение систем разработки со схемами проветривания по типу 3-В и 2-В и др.

При выполнении вариантных расчетов с изменением параметров $l_{л}$ и A_p (например, при определении оптимальной длины лавы) при прочих равных условиях возникает необходимость в повторной проверке условия $A_{л_{i+1}}^r \geq A_{p_{i+1}}$. Учитывая, что с изменением параметров $l_{л}$ и A_p меняются значения $q_{оч}$ и $q_{уч}$ [5], последние определяют соответственно по формулам:

$$q_{оч_{i+1}} = q_{оч_i} \left(\frac{l_{л_{i+1}} A_{p_i}}{l_{л_i} A_{p_{i+1}}} \right)^{0,4} \quad (11.17)$$

$$q_{уч_{i+1}} = q_{уч_i} \left(\frac{l_{л_{i+1}} A_{p_i}}{l_{л_i} A_{л_{i+1}}} \right)^{0,4} \quad (11.18)$$

где $q_{оч_i}$ и $q_{уч_i}$ — относительная метанообильность соответственно очистного забоя и участка при предыдущих значениях $l_{л_i}$ и нагрузки на лаву A_{p_i} , $м^3/т$; $q_{оч_{i+1}}$ и $q_{уч_{i+1}}$ — то же при последующих значениях длины лавы $l_{л_{i+1}}$ и нагрузки на лаву $A_{p_{i+1}}$, $м^3/т$.

Для получения нового значения максимально допустимой по газовому фактору на лаву при параметрах $q_{оч_{i+1}}$ или $q_{уч_{i+1}}$ необходимо снова произвести расчет ее по формуле (4.78) в соответствии с указаниями табл. 4.7 до выполнения условия $A_{л_{i+1}}^r \geq A_{p_{i+1}}$.

Пример. Определить максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой при разработке пологого пласта в Донбассе и следующих данных: планируемая (нормативная) нагрузка на очистной забой $A_p=1180$ т/сут; система разработки комбинированная, схема проветривания выемочного участка — типа 3-В; вынимаемая мощность пласта с породными прослойками $m_{в.пр}=1,2$ м; способ управления

кровлей — полное обрушение; породы кровли пласта — глинистые сланцы. В лаве применяется механизированная крепь 1КМ88; способ охраны участковой вентиляционной выработки — тумбами БЖБТ. Относительная метанообильность выемочного участка $q_{уч}=15 \text{ м}^3/\text{т}$; доля газовой выделенности из разрабатываемого пласта $k_1=0,45$.

Решение. Так как на участке принята схема проветривания типа 3-В, то согласно табл. 4.7 параметры Q_p и q_p определяются по выражениям:

$$Q_p = 60V_{\max} F_{оч} k_{о.з}; \text{ и} \quad q_p = q_{оч}.$$

По характеристике крепи 1КМ88 находим минимальную и максимальную площади поперечного сечения призабойного пространства: $F_{оч.min}=2,3 \text{ м}^2$ при $m=1,0 \text{ м}$ и $F_{оч.max}=2,7 \text{ м}^2$ при $m=1,3 \text{ м}$. Так как в нашем примере $m=1,2 \text{ м}$, то $F_{оч}$ для нее найдем путем интерполяции по формуле (11.6):

$$F_{оч} = \frac{F_{оч.max} - F_{оч.min}}{m_{\max} - m_{\min}} (m_{в.пр} - m_{\min}) + F_{оч.min} = \frac{2,7 - 2,3}{1,3 - 1,0} (1,2 - 1,0) + 2,3 = 2,57 \text{ м}^2.$$

Значение коэффициента $k_{о.з}=1,2$ принимаем с учетом состава пород кровли и способа управления кровлей. Тогда

$$Q_p = 60 \times 4 \times 2,57 \times 1,2 = 740 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Относительную метанообильность очистного забоя $q_{оч}$ определим применительно к схеме проветривания типа 3-В по формуле (4.85) при отсутствии дегазации источников метановыделения ($k_{д.пл}=0$, $k_{д.в.п}=0$)

$$q_{оч} = q'_{пл} + kq_{тр} + k_{в.п}q_{в.п}. \quad (11.19)$$

Поскольку охрана вентиляционной выемочной выработки осуществляется тумбами БЖБТ, то метан из выработанного пространства в забой поступать не будет, т.е. $k_{в.п}=0$, а следовательно, и $q_{д.п}=0$, и суммарное метановыделение из разрабатываемого пласта в пределах участка составит (4.86)

$$q_{пл} = 0,45 \times 15 = 6,75 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Приняв $q_{тр}=0,15q_{пл}$, найдем (4.88)

$$q'_{пл} = 6,75 - 0,15 \times 6,75 = 5,74 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Учитывая, что для схем проветривания типа 3-В коэффициент $k=0$ (газ из отбитого угля в транспортной выработке в очистной забой не попадает), то

$$q_{оч} = q'_{пл} = 5,74 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Нагрузку на забой по газовому фактору определим по формуле (11.7)

$$A_{гл} = \left(\frac{5,74 \times 1180}{1440} \right)^{-1,67} \times \left(\frac{740}{194} \right)^{1,93} \times 1180 = 1186 \text{ т/сут.}$$

т.е. газовый фактор не ограничивает планируемую нагрузку на забой $A_p=1180 \text{ т/сут.}$

11.4. Выбор типоразмера крепи и площади поперечного сечения выемочных выработок²⁵

11.4.1. Общие понятия

Основными видами затрат в каждой системе разработки являются расходы на проведение выемочных выработок и их охрану, которые зависят от площади поперечного сечения выработок, типа и параметров крепи. Поэтому при конструировании систем разработки и их последующем сравнении особое внимание следует уделять правильному выбору размеров выработки и типоразмеров крепи.

Минимальная площадь поперечного сечения выработки определяется габаритами транспортных средств и допустимыми зазорами между крепью и габаритами транспортных средств. По типовым сечениям горных выработок подбирают крепь, имеющую рассчитанную ширину. Выработка с принятой площадью поперечного сечения должна обеспечить пропуск необходимого количества воздуха на участок.

Если величина конструктивной податливости крепи Δ не менее величины смещения пород кровли $U_{кр}$, то во всех типах выработок работы по их перекреплению не производят. В этом случае обеспечивается возможность повторного использования выработки.

На глубоких горизонтах и в сложных горно-геологических условиях породы кровли могут смещаться в выработку на величину, превышающую податливость крепи, а величина пучения почвы превышать допустимые величины, обеспечивающие нормальную работу транспорта. В таких случаях рекомендуется применять различные мероприятия, уменьшающие величину смещения пород кровли и почвы, либо проводить выработку завышенным сечением с учетом ожидаемой величины смещения пород как по высоте выработки, так и по ее ширине.

К мерам, обеспечивающим уменьшение величины смещения пород выработки, относятся:

- проведение ее вприсечку к выработанному пространству; расположение выработки в разгруженной от горного давления зоне;
- применение средств охраны, обладающих высокой несущей способностью и ограниченной податливостью (БЖБТ, литые полосы, плотная гидравлическая закладка, бутокостры и др.);
- применение крепей с повышенной несущей способностью; установка крепи с первоначальным высоким распором и др.

Рекомендуется следующая последовательность действий при выборе типа и параметров крепи в выемочных выработках:

- подбирается исходя из габаритов подвижного состава и требуемых Правилами безопасности зазоры сечения выработки (минимально возможное);
- определяется расчетная прочность пород и склонность их к пучению;
- принимается рациональный способ охраны выработки и место ее расположения;
- рассчитываются ожидаемые величины смещений пород кровли и почвы в выработке;
- оценивается возможность создания безремонтных условий эксплуатации выработки за счет применения крепей различных конструкций;
- при невозможности обеспечить безремонтные условия содержания выработки изменяется способ ее охраны или место расположения, рассчитываются повторно ожидаемые

²⁵Подраздел написан И.М.Пономаревым.

- величины смещения боковых пород в новых условиях и подбираются крепь и ее параметры с расчетом обеспечения безремонтных условий эксплуатации;
- производится технико-экономическое сравнение всех вариантов расположения, охраны, типа и параметров крепи выработки и принимается наиболее выгодный.

11.4.2. Расчет величины смещения пород кровли и почвы в выработках различных типов

Величины смещений пород в выработках определяют по методике ВНИМИ [4] по эмпирическим формулам, в которых основными влияющими факторами являются глубина расположения выработки H , m , и расчетное сопротивление пород массива сжатию R_c , МПа, которая определяется по формуле:

$$R_c = R k_c, \quad (11.20)$$

где R — среднее значение сопротивления породы какого-либо слоя в образце одноосному сжатию, МПа; при задании величины коэффициента крепости пород f по проф. Протодяконову пересчет в МПа производят по формуле $R=10f$; k_c — коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность породного слоя поверхностями без сцепления либо с малой связностью (зеркала скольжения, трещины, глинистые прослойки и т.п.); для породного слоя с $R \geq 30$ МПа значение величины k_c принимают по размеру кусков, на которые происходит естественное разделение (разлом) керна при его выбурировании (табл. 11.2).

Таблица 11.2
Значения коэффициента влияния нарушенности породных слоев k_c

	Длина кусков керна при его разломе, м				
	>1,0	0,5-1,0	0,3-0,5	0,1-0,3	<0,1
Значения коэффициента k_c	0,9	0,8	0,6	0,4	0,2

Для пород, подвергшихся длительной обводненности (затопление выработок, перепуск по ним воды), расчетное сопротивление слоев R уменьшается: для песчаников на 20%, для алевролитов — на 40% и для аргиллитов — на 50%.

Расчетное сопротивление породного массива сжатию R_c определяется с учетом свойств породных слоев мощностью более 0,5 м, удаленных от контура выработки в кровле на величину $1,5B$, в почве и боках выработки — на величину $1B$, где B — ширина выработки, м.

Среднее значение расчетного сопротивления слоистого породного массива в кровле или почве на сжатие определяется по формуле:

$$R_c = \frac{R_{c_1} m_1 + R_{c_2} m_2 + \dots + R_{c_n} m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n} \quad (11.21)$$

где $R_{c_1}, R_{c_2}, \dots, R_{c_n}$ - расчетное сопротивление слоев пород сжатию, МПа; m_1, m_2, \dots, m_n — мощность слоев, м.

Остальные факторы (помимо H и R_c), оказывающие влияние на величину смещения пород кровли и почвы, учитываются путем введения в формулы констант и коэффициентов в зависимости от типа выработки, ее расположения по отношению к плоскости пласта и границам выработанного пространства, способа охраны, их параметров и жесткости, а также наличия влияния на выработку надработки или подработки сближенными пластами.

Величина ожидаемых смещений пород кровли и почвы рассчитывается по формулам, приведенным в табл. 4.9. Там же указаны источники, где необходимо находить значения, входящих в формулы величин.

Величину податливости крепи выбирают из условия $\Delta > U_{кр}$, где Δ — величина конструктивной податливости крепи, а $U_{кр}$ — величина смещения пород кровли в выработке. Выбор типоразмера крепи производится по табл. 4.10. Если расчетные смещения пород кровли превышают конструктивную податливость серийно выпускаемых крепей, то рекомендуется применять мероприятия по уменьшению величин смещений. Набор мероприятий зависит, в основном, от типа выработки.

11.4.3. Выработки, погашаемые за очистным забоем

Для уменьшения величины смещения пород кровли рекомендуется устанавливать под верхняк каждой арки металлические податливые стойки на участке впереди лавы. При установке одной стойки усиления с несущей способностью 200 кН расчетные смещения уменьшаются в 1,3 раза, двух стоек — в 1,6 раза.

Если величина пучения пород почвы превышает допустимую по условиям эксплуатации, рекомендуется производить поддирку почвы почвоподдирочными машинами. Допустимая величина смещения пород почвы составляет: при колесном транспорте — не более 250 мм, при конвейерном — не более 500 мм, если конвейер располагается на почве выработки, и не более 700-800 мм, если он подвешен на стойках крепи.

11.4.4. Выработка проводится вприсечку к выработанному пространству

Величину смещения пород кровли возможно снизить путем установки податливых стоек под арки на участке впереди лавы или же путем разгрузки краевой части массива угля скважинами, что уменьшает смещение пород в 2-3 раза.

Почву, вспучивающуюся на величину, превышающую допустимую по условиям эксплуатации, рекомендуется поддирать с помощью машин.

11.4.5. Выработки, сохраняемые для повторного использования

Величину податливости крепи выбирают из условия $\Delta > U_{кр}$.

Уменьшение величины смещения пород кровли возможно обеспечить путем усиления крепи податливыми стойками, устанавливаемыми под верхняк каждой арки на различных участках (см. [4], табл.42). При установке одной стойки усиления с несущей способностью 200 кН расчетные смещения уменьшаются в 1,5 раза, двух стоек — в 2 раза.

При величине пучения почвы, превышающей допустимую по условиям эксплуатации, рекомендуется производить ее поддирку.

Таблица 11.3.

Ошибка! Ошибка связи.

11.4.6. Выработки, проводимые за очистным забоем

Величину податливости крепи выбирают как и в предыдущих случаях из условия обеспечения $\Delta > U_{кр}$.

Для уменьшения смещения пород кровли рекомендуется производить разгрузку массива угля скважинами, что обеспечивает снижение величины смещения в 1,5-2,0 раза. При необходимости (см. выше) производится поддирка почвы.

11.4.7. Полевые выработки

Величину податливости крепи выбирают так же, как и для пластовых выработок, т.е. из условия $\Delta > U_{кр}$.

При превышении величины смещения пород кровли конструктивной податливости крепи рекомендуется применять комбинированную арочно-анкерную крепь. Анкеры должны быть податливы, устанавливаться в проходческом забое и соединяться с арочной крепью. При установке на арке двух пар податливых анкеров, каждый из которых имеет сопротивление 100 кН, величина смещения уменьшается в 1,2 раза; при установке трех пар анкеров — в 1,5-2,0 раза.

11.4.8. Примеры решения задач на выбор типоразмера крепи и площади поперечного сечения выработок

Выбрать и обосновать податливость крепи и площади поперечного сечения выработок при разработке пологого пласта в следующих условиях: глубина разработки $H=1000$ м; мощность пласта $m=0,9-1,0$ м; среднее расчетное сопротивление пород кровли $R_{с\ кр}=24,5$ МПа, (кровля легко обрушается). Минимальная площадь поперечного сечения выработки $F_{min}=11,2$ м² после осадки.

Пример 1. Выработка проводится вприсечку к выработанному пространству. (табл. 4.9, вар. 7).

Решение. Величина смещения пород кровли для заданных условий составляет $U_{кр}=991$ мм (расчет смещений здесь не приводится), почвы — $U_{п}=1655$ мм.

Принимаем для крепления выработки крепь АП-5/13,8 с податливостью в составных стойках 700 мм (см. табл. 4.10). Общая податливость выбранной крепи составит $\Delta=300+700=1000$ мм, что удовлетворяет требованию $\Delta > U_{кр}$ ($1000 > 991$ мм). Площадь поперечного сечения выработки в свету крепи до осадки $F=16,2$ м² и в проходке $F_{пр}=19,3$ м². Величина пучения почвы 1855 мм значительно превышает допустимую при локомотивном транспорте 250 мм и конвейерном — 500 мм. Поэтому при конвейерном транспорте необходимо предусмотреть трехкратную поддирку почвы на глубину 500-600 мм. Поддирку начинают на том участке выработки, на котором величина пучения превышает допустимую.

Пример 2. Выработка повторно используется (табл. 4.9, вар. 8).

Решение. Расчетная величина смещения пород кровли составит $U_{кр}=1422$ мм, почвы — $U_{п}=2100$ мм. Величина смещения пород кровли существенно превышает податливость серийных пятизвенных арок, имеющих сопротивление 40 кПа. Для

уменьшения величины смещения кровли увеличим сопротивление арки за счет установки в кровле трех пар податливых анкеров и механического соединения их с аркой. Величина смещения уменьшится в 1,5-2 раза. Примем для большей надежности расчета меньшее значение. Тогда ожидаемая величина смещения пород кровли составит

$$U_{кр}=1432/1,5=955 \text{ мм.}$$

По табл. 4.10 принимаем арки типа АП-5/13,8 с податливостью в составных частях 700 мм. Площадь поперечного сечения выработки в свету крепи до осадки $F=16,2 \text{ м}^2$. Общая податливость крепи равна 1000 мм и обеспечивает безремонтное поддержание выработки в течение всего срока службы. При этом необходимо предусмотреть четырехкратную подпорку почвы.

Пример 3. Проектируется отработка пологого пласта сплошной системой разработки с проведением полевого штрека в почве пласта позади забоя лавы (табл. 4.9, вар. 5). Штрек повторно используется в качестве вентиляционного при отработке нижележащего яруса. Средняя расчетная прочность пород кровли $R_{с\text{кр}}=27 \text{ МПа}$, пород почвы $R_{с\text{п}}=26,5 \text{ МПа}$ и массива пород $R_{с}=26,3 \text{ МПа}$.

Решение. Для заданных условий величина смещения пород кровли (расчет опущен) $U_{кр}=120 \text{ мм}$ и почвы $U_{п}=135 \text{ мм}$. Для крепления полевого штрека согласно табл. 4.10 следует принять трехзвенную арочную крепь АП-3/13,8 с площадью поперечного сечения в свету крепи после осадки $F_{\text{min}}=11,8 \text{ м}^2$ и до осадки $F=12,8 \text{ м}^2$. В течение всего срока службы штрек не потребует ни перекрепления, ни подпорки почвы.

11.5. Определение оптимальной длины лавы и скорости подвигания забоя по экономическим факторам

Длина лавы и скорость подвигания очистного забоя взаимосвязаны между собой, так как они совместно определяют нагрузку на забой, а поэтому их оптимальные параметры также должны определяться совместно.

Известно несколько методов решения этой задачи. Наиболее логичный из них предложенный В.М.Зыковым. Сущность его в том, что расчет ведется по максимально возможной по техническим факторам нагрузке на забой $A_{л}$, а так как $A_{л} = I_{л} V_{\text{сут}} \rho_{с}$, достаточно найти оптимальное значение только одной величины, например, $I_{л}$, а вторая, суточное подвигание $V_{\text{сут}}$, определится из выражения

$$V_{\text{сут}} = \frac{A_{л}}{I_{л} \rho_{с}} \quad (11.22)$$

В принципе задачу можно решить с двумя переменными $I_{л}$ и $V_{\text{сут}}$, однако при этом весьма сложно учесть сопутствующие затраты на смежных технологических звеньях — транспорте, общешахтных цехах (связанные с добычей участка) и др. Известно, чем выше нагрузка на очистной забой, тем меньше самих забоев на шахте и тем меньшей долей ложатся затраты вспомогательных цехов и звеньев на 1 т добычи. Следовательно, расчет по максимальной нагрузке на лаву автоматически учитывает затраты на 1 т по указанным статьям расходов.

Решение задачи заключается в составлении экономико-математической модели участка как функции от длины лавы с последующей ее реализацией либо путем дифференцирования функции, или методом перебора вариантов.

Методику решения задачи рассмотрим на примере лавы, оборудованной комплексом (рис. 11.3).

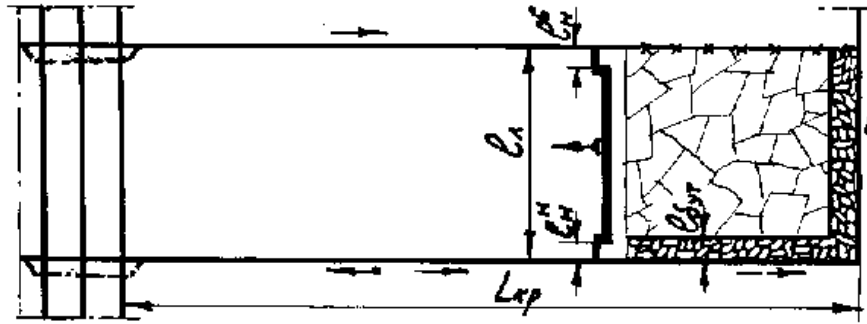


Рис.11.3. Расчетная схема к определению оптимальной длины лавы

Система разработки комбинированная с повторным использованием транспортного штрека в качестве вентиляционного. Схема проветривания участка прямоточная с подсвежающей струей воздуха.

Выразим расходы на 1 т добычи как функцию длины лавы, т.е. $\sum C = f(l_{л.})$, которые состоят из расходов на заработную плату рабочих, обслуживающих лаву, и расходов на амортизацию оборудования, проведение и поддержание выработок.

11.5.1. Определение расходов на заработную плату

К этой статье расходов относится попроцессная оплата труда в очистном забое и на смежных с ним звеньях в выемочных выработках. Расчет производим по формуле

$$C_i = \frac{Q_i R_i}{N_i A_{л.}}, \text{ грн./т} \quad (11.23)$$

где Q_i — суточный объем i -й работы; N_i — норма выработки по i -й работе; R_i — полная тарифная ставка рабочего, выполняющего i -ю работу со всеми видами начислений (премия, оплачиваемый отпуск, отчисления соцстраху).

В нашем примере расходы на заработную плату слагаются из затрат на следующие виды работ: выемка угля комплексом C_B ; выемка угля в нишах C_n ; перебивка крепи в нишах и на сопряжении лавы со штреком $C_{пер}$; погашение воздухоподающего штрека $C_{пог.шт}$; обслуживание лавы и ремонт оборудования $C_{о.р}$; монтаж и демонтаж комплекса $C_{м.д}$.

Выведем математические модели затрат на каждый вид работы.

11.5.2. Выемка угля комплексом

$$\begin{aligned} C_B &= \frac{(l_{л.} - \sum I_n) V_{сут} p c [R_1 + (n_r - 1) R_2]}{N_B A_{л.}} = \\ &= \frac{l_{л.} V_{сут} p c [R_1 + (n_r - 1) R_2]}{N_B l_{л.} V_{сут} p c} - \frac{\sum I_n V_{сут} p c [R_1 + (n_r - 1) R_2]}{N_B l_{л.} V_{сут} p c} = \\ &= \frac{[R_1 + (n_r - 1) R_2]}{N_B} - \frac{\sum I_n [R_1 + (n_r - 1) R_2]}{N_B l_{л.}}, \end{aligned} \quad (11.24)$$

где $\sum I_n$ - суммарная длина ниш, м; p — производительность пласта, т/м²; c — коэффициент извлечения угля в лаве; R_1 и R_2 — полная тарифная ставка соответственно машиниста-механика и горнорабочего очистного забоя с учетом всех видов начислений; определяется путем умножения тарифной ставки T_1 на коэффициент доплат k_d , зависящий

от профессии и группы дифференцированного размера премии, и на коэффициент начисления на заработную плату k_n , т.е.

$$R_i = T_i k_{д.л} k_{н.п};$$

n_T — нормативная трудоемкость обслуживания комплекса, чел-смен; N_b — сменная норма выемки на комплекс, т.

11.5.3. Выемка угля в нишах

где N_n — норма выемки угля в нишах с учетом крепления, т/чел-смену. (11.25)

11.5.4. Перебивка крепи в нишах и на сопряжении лавы со штреком

$$C_{пер} = \frac{V_{сут} n_{пер} R_2}{I_l V_{сут} p c} = \frac{n_{пер} R_2}{p c l_l}, \quad (11.26)$$

где $n_{пер}$ — нормативная трудоемкость по перебивке крепи в нишах и на сопряжении штрека с лавой, чел-смен/м; рассчитывается по нормам выработки на отдельные работы.

11.5.5. Выкладка бутовой полосы над штреком

$$C_{бут} = \frac{l_{бут} V_{сут} m R_2}{N_{бут} I_l V_{сут} p c} = \frac{l_{бут} m R_2}{N_{бут} p c l_l}, \quad (11.27)$$

где $l_{бут}$ — ширина бутовой полосы, м; $N_{бут}$ — норма выработки по выкладке бутовой полосы, м³/чел-смену.

11.5.6. Погашение воздухоподающего штрека

$$C_{пог.ш} = \frac{V_{сут} n_{пог} R_{кр}}{I_l V_{сут} p c} = \frac{n_{пог} R_{кр}}{p c l_l}, \quad (11.28)$$

где $n_{пог}$ — нормативная трудоемкость погашения штрека, чел-смен/м, в которую входят работы по извлечению крепи в штреке.

Работы по укорачиванию монорельсовой дорожки выполняются в ремонтную смену бригадой слесарей, составляющих постоянный штат рабочих. Если производятся работы по извлечению рельсового пути, то связанные с этим затраты также должны быть учтены; $R_{кр}$ — полная тарифная ставка крепильщика по ремонту, грн.

11.5.7. Обслуживание лавы и ремонт оборудования

$$C_{о.р} = \frac{\Pi}{A_l} + \frac{l_l R_p}{l'_l A_l}, \quad (11.290)$$

где Π — полная суточная заработная плата постоянного штата рабочих, грн.; l'_l — длина участка лавы, приходящаяся на одного ремонтного слесаря, м; R_p — полная тарифная ставка слесаря по ремонту машин и механизмов, грн.

11.5.8. Монтаж и демонтаж комплекса

²⁶ Учитываются монтаж и демонтаж комплекса в крыле яруса.

где P_1 — масса оборудования, в лаве, постоянная на 1 м ее длины, т/м; сюда относится масса линейных секций крепи и конвейера; P_2 — масса оборудования, не зависящая от длины лавы (комбайн, головки конвейера, насосные станции, станция орошения и др.), т; p_m — норма трудоемкости монтажа и демонтажа оборудования, чел-смен/т; принимается по нормировочнику или фактическим данным; может быть также рассчитана по нормам затрат времени на монтаж оборудования; R_m — полная тарифная ставка рабочего, занятого на монтаже и демонтаже оборудования, грн./чел-смену.

11.5.9. Расходы на амортизацию оборудования комплекса, проведение и поддержание выработок, грн./т

В нашем примере имеются следующие виды расходов этой статьи затрат: на амортизацию оборудования комплекса $C_{об}$; проведение транспортного штрека $C_{ш.тр}$; сооружение приемных площадок бремсберга (уклона) $C_{пл}$; поддержание штреков: транспортного $C_{под.ш.т}$, вентиляционного $C_{под.ш.в}$ и воздухоподающего $C_{под.ш.в.п}$. Составим математические модели затрат для каждого вида расходов.

11.5.10. Амортизация оборудования комплекса

$$C_{об} = \frac{\sum_{i=1}^n (k_{1i} \varphi_{1i} a_{1i}) l_{л}}{A_{л}} + \frac{\sum_{i=1}^n (k_{2i} \varphi_{2i} a_{2i}) l_{л}}{A_{л}}, \quad (11.31)$$

где k_{1i} — стоимость i -го оборудования в лаве, масса которого постоянна на 1 м длины лавы, грн./м; φ_{1i} — коэффициент, учитывающий находящееся в резерве i -ое оборудование, масса которого постоянна на 1 м лавы; для секций гидрофицированных крепей $\varphi_{1кр}=1,37$; для конвейеров $\varphi_{1кон}=1,25$; для гидрпередвижчиков $\varphi_{1г.п}=1,40$; для индивидуальной металлической крепи и посадочных стоек $\varphi_{1кр.п}=1,30$; a_{1i} — суточная норма амортизации i -го оборудования, масса которого постоянна на 1 м длины лавы; определяется по "Нормам амортизационных отчислений по основным фондам..";

$$a_{1i} = \frac{a_{годi}}{100N_{дн}}, \quad (11.32)$$

где $\Sigma a_{годi}$ — суммарная годовая норма амортизации i -го оборудования, составляющая 34,6% его стоимости (19,3% — на реновацию и 15,3% — на капитальный ремонт); $N_{дн}$ — число рабочих дней в году; k_{2i} , φ_{2i} и a_{2i} — то же, что и соответственно k_{1i} , φ_{1i} и a_{1i} только для оборудования масса которого не зависит от длины лавы.

11.5.11. Проведение транспортного штрека ²⁷

$$C_{ш.тр} = \frac{k_{ш.тр} V_{сут}}{l_{л} V_{сут} p_c} = \frac{k_{ш.тр}}{p_c l_{л}}, \quad (11.33)$$

где $k_{ш.тр}$ — стоимость проведения 1 м транспортного штрека, грн.

11.5.12. Сооружение приемной площадки бремсберга (уклона)

$$C_{пл} = \frac{K_{пл}}{n_{кр} L_{кр} l_{л} p_c}, \quad (11.34)$$

²⁷В нашем примере в качестве вентиляционного используется повторно транспортный штрек.

где $K_{пл}$ — стоимость сооружения приемной площадки на транспортном горизонте (вторая площадка на горизонте воздухоподающего штрека используется повторно), грн.; $n_{кр}$ — число крыльев в панели.

11.5.13. Поддержание выемочных штреков

а) транспортного

$$\begin{aligned} C_{\text{под.ш.тр}} &= \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{п}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{(r_{2\text{ш.тр}} + r_{3\text{ш.тр}}) L_{\text{кр}}}{L_{\text{кр}} l_{\text{л}} \text{рс}} = \\ &= \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}}{2V_{\text{п}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}}{2N_{\text{дн}} V_{\text{сут}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{r_{2\text{ш.тр}} + r_{3\text{ш.тр}}}{l_{\text{л}} \text{рс}} = \\ &= \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}}{2V_{\text{п}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{r_{1\text{ш.тр}} L_{\text{кр}}}{2N_{\text{дн}} A_{\text{л}}} + \frac{r_{2\text{ш.тр}} + r_{3\text{ш.тр}}}{l_{\text{л}} \text{рс}}, \end{aligned} \quad (11.35)$$

где $r_{1\text{ш.тр}}$, $r_{2\text{ш.тр}}$ и $r_{3\text{ш.тр}}$ — стоимость поддержания 1 м в год транспортного штрека соответственно в зоне 1 (зона нетронутого массива), 2 (зона временного опорного давления), 3 (зона неустановившегося горного давления), грн.; $V_{\text{п}}$ и $V_{\text{оч}}$ — соответственно скорость проведения штрека в период подготовки столба и годовое подвигание очистного забоя, м.

б) вентиляционного

$$C_{\text{под.ш.в.}} = \frac{r_{4\text{ш.в.}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} \text{рс}} = \frac{r_{4\text{ш.в.}} L_{\text{кр}}}{2N_{\text{дн}} V_{\text{сут}} l_{\text{л}} \text{рс}} = \frac{r_{4\text{ш.в.}} L_{\text{кр}}}{2N_{\text{дн}} A_{\text{л}}}, \quad (11.36)$$

где $r_{4\text{ш.в.}}$ — стоимость поддержания 1 м в год вентиляционного штрека в зоне 4, грн.

в) воздухоподающего

$$\begin{aligned} C_{\text{под.ш.в.п.}} &= \frac{r_{4\text{ш.в.п.}} L_{\text{кр}}^2}{2V_{\text{оч}} L_{\text{кр}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{r_{2\text{ш.в.п.}} L_{\text{кр}}}{L_{\text{кр}} l_{\text{л}} \text{рс}} = \\ &= \frac{r_{4\text{ш.в.п.}} L_{\text{кр}}}{2N_{\text{дн}} V_{\text{сут}} l_{\text{л}} \text{рс}} + \frac{r_{2\text{ш.в.п.}}}{l_{\text{л}} \text{рс}} = \frac{r_{4\text{ш.в.п.}} L_{\text{кр}}}{2N_{\text{дн}} A_{\text{л}}} + \frac{r_{2\text{ш.в.п.}}}{l_{\text{л}} \text{рс}}, \end{aligned} \quad (11.37)$$

где $r_{4\text{ш.в.п.}}$ и $r_{2\text{ш.в.п.}}$ — стоимость поддержания 1 м в год воздухоподающего штрека соответственно в зоне 4 (грн./год) и в зоне 2 (грн.).

Просуммировав все учтенные затраты, получим их математическое выражение в виде функции от длины лавы — $f(l_{\text{л}})$. Обозначив в нем постоянные величины при $l_{\text{л}}$ через C_1 , при $1/l_{\text{л}}$ — через C_2 и свободные от $l_{\text{л}}$ и $1/l_{\text{л}}$ — через C_3 , запишем функцию в общем виде

$$f(l_{\text{л}}) = \frac{C_1 l_{\text{л}}}{A_{\text{л}}} + \frac{C_2}{l_{\text{л}}} + C_3. \quad (11.38)$$

Взяв первую производную и приравняв ее нулю, получим уравнение с одним неизвестным, решив которое относительно переменной $l_{\text{л}}$, найдем выражение для определения оптимальной длины лавы. В общем виде

$$l_{\text{л.оп}} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}} A_{\text{л}} \quad (11.39)$$

и в развернутом виде для принятых условий

$$l_{\text{л.оп}} = \sqrt{\frac{r_{2\text{ш.в.п.}}}{r_{4\text{ш.в.п.}} L_{\text{кр}}}} A_{\text{л}} \quad (11.40)$$

Для других условий общий вид формулы (4.110) остается прежним, однако соответственно будут изменяться значения коэффициентов C_2 и C_1 . Так при чисто

столбовой системе разработки с погашением обоих штреков, когда отпадает надобность в выкладке бутовой полосы в формуле (4.111) следует исключить слагаемое $\frac{l_{\text{бут}} m R_2}{N_{\text{бут}}}$;

слагаемое $n_{\text{пог}} R_{\text{кр}}$ будет выражать суммарную стоимость погашения 1 м транспортного и вентиляционного штреков, а $k_{\text{ш}}$ — суммарную стоимость проведения этих штреков. Так как штреки будут погашаться вслед за лавой, то следует исключить слагаемое $r_{3\text{ш.тр.}}$. Если

применяется безнишевая выемка, то исключается слагаемое $\sum 1_n \left[\frac{R_2}{N_n} - \frac{R_1 + (n_t - 1) R_2}{N_b} \right]$, а в

слагаемом $n_{\text{пер}} R_2$ не учитываются затраты на перебивку крепи в нишах.

При наличии всех перечисленных условий формула (4.111) принимает вид:

$$l_{\text{л}}^{\text{опт}} = \sqrt{\frac{1}{pc} \left(n_{\text{ш.п}} R_2 + \sum n_{\text{ш.п}} R_{\text{ш.п}} + \frac{2P_2 n_{\text{ш.п}} R_{\text{ш.п}}}{L_{\text{ш.п}}} + \sum k_{\text{ш}} + \frac{\sum k_{\text{ш}}}{n_{\text{ш.п}} L_{\text{ш.п}}} + \frac{r_{1\text{ш.тр.}} L_{\text{кр}} + r_{4\text{ш.тр.}} L_{\text{кр}} + r_{2\text{ш.тр.}} + r_{2\text{ш.в.п}}}{2V_n} \right) A_{\text{л}} \left/ \left[\frac{R_p}{l_{\text{л}}} + \sum_{i=1}^n (k_{ii} \Phi_{ii} a_{ii}) \right] \right.}. \quad (11.41)$$

При выводе формулы оптимальной длины лавы по экономическим показателям не были учтены горно-геологические и горно-технические факторы, такие как геологические нарушения, надежность оборудования и др., которые безусловно оказывают влияние на выбор длины лавы.

Геологические нарушения²⁸ чаще всего располагаются под углом к линии простирания пластов. Поэтому чем больше длина очистного забоя, тем больше площадь, в которой будет находиться лава в нарушении, тем большими будут потери добычи угля при их переходе и удорожание себестоимости 1 т угля. С этой точки зрения длину лавы следовало бы принимать по возможности наименьшей, однако это привело бы к удорожанию 1 т угля по другим факторам.

Количество отказов в работе лавы также во многом зависит от длины лавы. Чем больше длина лавы, тем больше затраты времени на отыскание причины отказа, доставку запасных частей и устранение неисправности. Всё это приводит к потерям добычи и удорожанию себестоимости 1 т угля.

Учет влияния указанных факторов весьма сложен. На данном этапе не представляется возможным получить точные сведения о наличии геологических нарушений разрабатываемых пластов, а для установления статистических зависимостей количества отказов в работе оборудования и затрат времени на их ликвидацию от длины лавы требуется проведение в большом объеме исследований для различных видов забойного оборудования. Также сложен вопрос определения экономического ущерба от потери добычи в очистном забое, так как какая-то часть потери добычи может быть компенсирована вводом в работу резервных или резервно-действующих лав. С другой стороны, сложен учет удельных условно-постоянных затрат в себестоимости угля по добычному участку, общешахтным цехам (связанным с добычей участка) и шахтных, не зависящих от добычи участка.

В первом приближении учет влияния перечисленных факторов на длину лавы можно произвести усредненным поправочным коэффициентом k_n , определяемым из выражения

$$k_n = C_4 - C_5 l_{\text{л.оп}}. \quad (11.42)$$

Значения коэффициентов C_4 и C_5 приведены в табл. 11.4

²⁸ Речь идет о переходимых геологических нарушениях без перемонтажа забойного оборудования.

Значения коэффициентов C_4 и C_5

Породы кровли	Значения коэффициентов	
	C_4	C_5
Устойчивые	0,95	0,0004
Средней устойчивости	0,90	0,0007
Ниже средней устойчивости	0,85	0,0010

Тогда скорректированная длина лавы будет определяться по формуле:

$$l'_{\text{л.оп}} = k_n l_{\text{л.оп}} \quad (11.43)$$

Пример. Определить оптимальную длину лавы для следующих условий: мощность пласта $m=1,3$ м; средняя плотность угля $\gamma=1,4$ т/м³; угол падения пласта $\alpha=12^\circ$; боковые породы — глинистые сланцы средней устойчивости; система разработки пласта столбовая, лава-ярус; длина крыла двусторонней панели $L_{\text{кр}}=1200$ м. Лава оборудована комплексом КМ87УМП с комбайном 1ГШ68 и конвейером СП87ПМ. Штреки закреплены металлическими арками; сечение транспортного штрека $F_{\text{ш.тр}}=9,2$ (10,6) м², вентиляционного $F_{\text{ш.в}}=5,9$ (6,4) м². Стоимость проведения 1 м штреков: транспортного $k_{\text{ш.тр}}=250$ грн.; вентиляционного $k_{\text{ш.в}}=160$ грн. Максимальная суточная нагрузка на забой ограничена условиями проветривания и составляет $A_{\text{л}}=600$ т. Скорости проведения ярусных штреков $V_{\text{п}}=800$ м/год.

Решение. Для определения $l_{\text{л.оп}}$ воспользуемся формулой (4.112).

Находим значения входящих в формулу величин.²⁹

Полные тарифные ставки рабочих с учетом коэффициента доплат:

- рабочего очистного забоя $R_2=20,83$ грн.;
- крепильщика по ремонту выработок $R_{\text{кр}}=16,15$ грн.;
- монтажника $R_{\text{м}}=20,83$ грн.

Нормативную трудоемкость по перебивке крепи на сопряжении лавы с транспортным штреком определим, исходя из норм выработки:

- на извлечение ножек арочной крепи $N_{\text{и.н}}=9$ шт.;
- на установку ножек арочной крепи $N_{\text{у.н}}=11$ шт.

$$n_{\text{пер}} = 1 / [1 / (1/9 + 1/11)] = 0,20, \text{ чел-смен.}$$

Нормативную трудоемкость погашения штреков определим, исходя из норм извлечения рам крепи:

- для транспортного штрека $N'_{\text{и.р}}=5,57$ рамы/чел-смену;
- для вентиляционного штрека $N''_{\text{и.р}}=6,74$ рамы/чел-смену.

Тогда

$$\sum n_{\text{пор}} = \frac{1}{l'_{\text{р}} N'_{\text{и.р}}} + \frac{1}{l'_{\text{р}} N''_{\text{и.р}}} = \frac{1}{1 \times 5,57} + \frac{1}{1 \times 6,74} = 0,34, \text{ чел-смен/м.}$$

Здесь $l'_{\text{р}}=l''_{\text{р}}=1$ м — расстояние между рамами крепи в штреках.

Масса оборудования, не зависящая от длины лавы $P_2 \approx 35$ т.

Норма трудоемкости монтажа и демонтажа оборудования комплекса с учетом его доставки на участок по данным практики составляет $N_{\text{м}} \approx 3,5$ чел-смен/т.

²⁹ Расчет значений величин произведен по старым стоимостным параметрам. Сам расчет здесь опущен.

Затраты на сооружение приемных площадок бремсберга для обслуживания яруса
 $\sum K_{\text{пл}} = 60\,000$ грн.

Стоимость поддержания (перекрепления) 1 м ярусных штреков в зоне 2:

- транспортного $r_{2\text{ш.тр}} = 6,2$ грн.;
- вентиляционного $r_{2\text{ш.в}} = 11,4$ грн.

Стоимость поддержания 1 м в год ярусных штреков в период подготовки столба:

- транспортного (в зоне 1) $r_{1\text{ш.тр}} = 5,6$ грн.;
- вентиляционного (в зоне 4) $r_{4\text{ш.в}} = 7,2$ грн.

Длину участка лавы, приходящуюся на одного ремонтного слесаря, примем равной $l'_{\text{л}} = 50$ м. Суточную норму амортизации 1 м оборудования лавы, масса которого постоянна на 1 м ее длины определим по формуле (4.102):

$$\sum_{i=1}^n (k_{\text{п}} \varphi_{\text{п}} a_{\text{п}}) = k_{\text{кр}} \varphi_{\text{кр}} a_{\text{кр}} + k_{\text{кон}} \varphi_{\text{кон}} a_{\text{кон}} =$$

$$= 1150 \times 1,37 \times 0,00115 + 180 \times 1,25 \times 0,00115 = 2,071 \text{ , грн.}$$

Здесь суточная норма амортизации определена по формуле (4.103)

$$a_{\text{п}} = 34,6/100 \times 300 = 0,00115.$$

Подставив найденные значения величин в формулу, получим

$$l_{\text{л.опт}} = \sqrt{\frac{1}{1,3 \times 1,4 \times 0,95} \left[0,2 \times 20,83 + 0,34 \times 16,15 + \frac{2 \times 35 \times 3,5 \times 20,83}{1200} + \right.}$$

$$\left. + (250 + 160) + \frac{60\,000}{2 \times 1200} + \frac{5,6 + 7,2}{2 \times 800} + 6,2 + 11,4 \right] \times 600 / \left(\frac{18,23}{50} + 2,071 \right)} = 262 \text{ м}$$

Находим из табл. 4.11 значения коэффициентов $C_4 = 0,9$ и $C_5 = 0,0007$.

Определяем значение поправочного коэффициента (4.113).

$$k_{\text{н}} = 0,9 - 0,0007 \times 262 = 0,74.$$

Тогда окончательная длина лавы (4.114)

$$l'_{\text{л.оп}} = 0,74 \times 282 = 194 \text{ м.}$$

Суточное подвигание лавы по (4.93)

$$V_{\text{сут}} = \frac{600}{194} = 1,79 \text{ м.}$$

Таким образом, очистной забой характеризуется такими показателями:

$$l_{\text{л}} = 194 \text{ м; } V_{\text{сут}} = 1,79 \text{ м/сут; и } A_{\text{л}} = 600 \text{ т/сут.}$$

11.6. Определение оптимальных размеров выемочного поля

При системах разработки с разделением этажа по простиранию на выемочные поля или при групповой разработке пластов (в основном на крутых и крутонаклонных пластах) главным параметром системы является размер выемочного поля. С изменением длины выемочного поля одни затраты, отнесенные к 1 т его запасов, будут возрастать, другие — уменьшаться, а третьи останутся неизменными. Следовательно, при некоторой длине выемочного поля суммарные удельные затраты будут минимальны. Та длина, при которой обеспечивается минимум удельных затрат, является оптимальной, т.е. наивыгоднейшей из всех возможных.

Решение задачи сводится к составлению экономико-математической модели как функции переменного $S_{\text{в.п}}$ размера выемочного поля по простиранию с последующим нахождением оптимального значения $S_{\text{в.п.оп}}$, при котором обеспечивается минимум функции, т.е.

$$\sum C = \frac{\sum K + \sum R + \sum G}{Z_{\%e.}} = f(S_{\%e.}) \rightarrow \min, \quad (11.45)$$

где $\sum K$, $\sum R$ и $\sum G$ — суммарные затраты соответственно на проведение выработок, и их поддержание и транспорт угля в пределах выемочного поля, грн.; $Z_{\%e.}$ — запасы выемочного поля, т;

$$Z_{\%e.} = S_{\%e.} H_{\%e.} p c ;$$

где $H_{\%e.}$ — наклонная высота этажа, м.

Решим задачу определения размеров выемочного поля при групповой разработке крутых пластов, как наиболее часто встречающуюся. Технологические схемы групповой разработки пластов приведены на рис. 11.4.

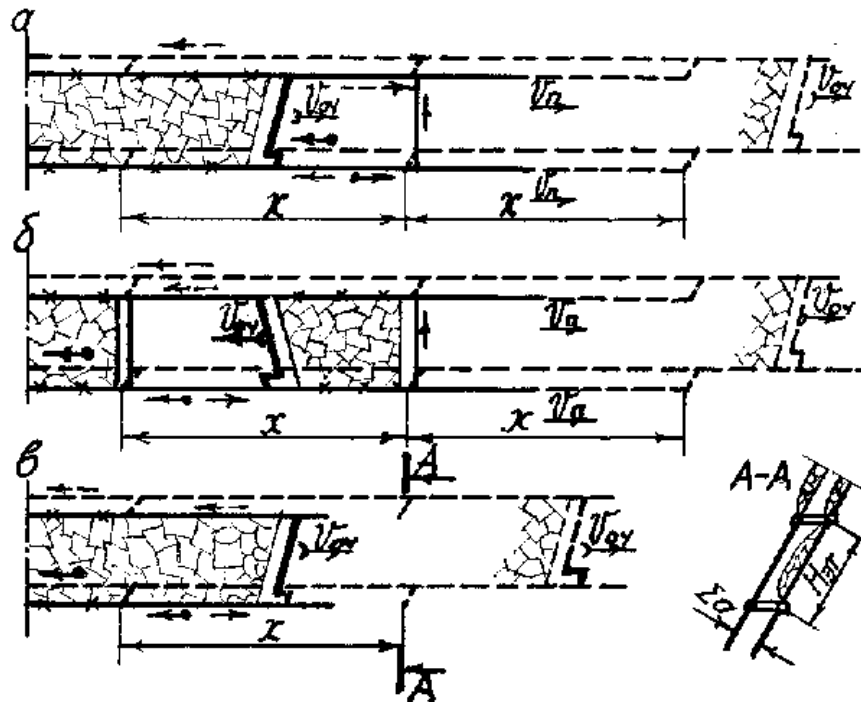


Рис. 11.4. К определению размеров выемочного поля на крутых и крутонаклонных пластах:

а, б — столбовая система разработки с работой соответственно на передний и задний промквершлаг; в — сплошная система разработки

Пример составления экономико-математической модели рассмотрим для столбовой системы разработки с работой на передний промежуточный квершлаг (рис. 4.75, а).

11.6.1. Затраты на проведение выработок (грн./т)

11.6.1.1. Проведение пластовых штреков

$$\frac{\sum K_{\%e.}}{Z_{\%e.}} = \frac{\sum k_{\%e.} S_{\%e.}}{S_{\%e.} H_{\%e.} \sum p' c} = \frac{\sum k_{\%e.}}{H_{\%e.} \sum p' c}, \quad (11.46)$$

где $\sum k_{\%e.}$ — суммарная стоимость проведения 1 м всех штреков по всем группируемым пластам, грн.; если групповой штрек располагается по одному из рабочих пластов свиты, то его учитывать не следует; $\sum p'$ — суммарная производительность всех группируемых пластов (за исключением пласта, по которому располагаются групповые штреки), т/м².

11.5.1.2. Проведение промквершлагав

$$\frac{\sum K_{\text{кв}}}{Z_{\text{в.п}}} = \frac{\sum k_{\text{кв}} l_{\text{кв}}}{S_{\text{в.п}} H_{\text{эт}} \sum p'c}, \quad (11.47)$$

где $\sum k_{\text{кв}}$ - суммарная стоимость проведения 1 м промежуточного транспортного $k_{\text{кв.тр}}$ и восстановления вентиляционного $k_{\text{кв.вос}}$ квершлагав, грн.;

$$\sum k_{\text{кв}} = k_{\text{кв.тр}} + \psi k_{\text{кв.вос}}, \quad (11.48)$$

где ψ — коэффициент учитывающий затраты на перекрепление 1 м бывшего транспортного квершлага, $\psi \approx 0,15-0,20$; $l_{\text{кв}}$ — длина промежуточного квершлага с заездами, м.

11.6.1.3. Проведение вентиляционной сбойки для проветривания забоев в подготавливаемом выемочном поле

$$\frac{\sum K_{\text{сб.в}}}{Z_{\text{в.п}}} = \frac{\sum k_{\text{сб.в}} H_{\text{эт}}}{S_{\text{в.п}} H_{\text{эт}} \sum p'c} = \frac{\sum k_{\text{сб.в}}}{S_{\text{в.п}} \sum p'c}, \quad (11.49)$$

где $\sum k_{\text{сб.в}}$ — суммарная стоимость проведения 1 м вентиляционных сбоек по всем группируемым пластам, грн.;

11.6.2. Затраты на поддержание выработок (грн./т)

11.6.2.1. Поддержание пластовых штреков группируемых пластов

$$\begin{aligned} & + \frac{(\sum r_{2\text{шт.}} + \sum r_{3\text{шт.}}) S_{\%c.}}{S_{\%c.} H_3 \sum p'c} + \frac{\sum r_{4\text{шт.}} S_{\%c.}^2}{2V_3 S_{\%c.} H_3 \sum p'c} + \frac{\sum r_{4\text{шт.}} S_{\%c.}^2}{2V_{\dots} S_{\%c.} H_3 \sum p'c} + \\ & + \frac{\sum r_{2\text{шт.}} S_{\%c.}}{S_{\%c.} H_3 \sum p'c} = \frac{(\sum r_{1\text{шт.}} + \sum r_{4\text{шт.}}) S_{\%c.}}{2V_3 H_3 \sum p'c} + \frac{(\sum r_{1\text{шт.}} + \sum r_{4\text{шт.}}) S_{\%c.}}{2V_{\dots} H_3 \sum p'c} + \\ & + \frac{\sum r_{2\text{шт.}} + \sum r_{3\text{шт.}} + \sum r_{2\text{шт.}}}{H_3 \sum p'c}, \end{aligned} \quad (11.50)$$

где $\sum r_{1\text{шт.тр}}$, $\sum r_{2\text{шт.тр}}$ и $\sum r'_{3\text{шт.тр}}$ — суммарная стоимость поддержания 1 м в год транспортных штреков по всем группируемым пластам соответственно в зонах 1, 2 и 3³⁰, грн.; $\sum r_{2\text{шт.в}}$ и $\sum r_{4\text{шт.в}}$ — то же вентиляционных штреков соответственно в зонах 2 и 4, грн.; $V_{\text{п}}$ и $V_{\text{оч}}$ — годовое подвигание соответственно подготовительных и очистных забоев, м

Затраты на поддержание групповых штреков (пластовых или полевых) учитывать не следует, так как они не зависят от размера выемочного поля.

2. Поддержание промежуточных квершлагав

$$\frac{\sum R_{\text{кв}}}{Z_{\text{в.п}}} = \frac{\sum r_{\text{кв}} l_{\text{кв}} t_{\text{кв}}}{S_{\text{в.п}} H_{\text{эт}} \sum p'c} = \frac{\sum r_{\text{кв}} l_{\text{кв}} S_{\text{в.п}}}{S_{\text{в.п}} H_{\text{эт}} \sum p'c V_{\text{он}}} = \frac{\sum r_{\text{кв}} l_{\text{кв}}}{H_{\text{эт}} \sum p'c V_{\text{он}}} \quad (11.51)$$

где $\sum r_{\text{кв}}$ - суммарная стоимость поддержания 1 м в год транспортного и вентиляционного промквершлагав, грн.

11.6.3. Затраты на транспортирование угля (грн./т)

³⁰ В тупике транспортного штрека.

Как правило, на крутых пластах при этажно-горизонтном вскрытии по всем выработкам горизонта (штреки, квершлаг) применяется один вид транспорта — локомотивный. Если бы транспорт в пределах выемочного поля осуществлялся на задний промквершлаг, то не было бы перепробега транспорта по групповому штреку и затраты на транспорт были бы такие же, как и при отсутствии группирования пластов, т.е. не влияли на размер выемочного поля и их можно было бы не учитывать в модели. В нашем же случае хотя и один вид транспорта по выработкам, однако транспортирование по пластовым штрекам осуществляется на подъем что вызывает дополнительные расходы по "чистому" транспорту и, кроме того, имеет место перепробег по групповому штреку, что необходимо учесть в модели выемочного поля.

$$\begin{aligned} \frac{\sum G_{ш}}{Z_{в.п}} &= \frac{\sum G_{ш.пл} + \sum G_{ш.гр}}{Z_{в.п}} = \frac{Z_{в.п} \frac{S_{в.п}}{2} g'_{2ш.пл} + Z_{в.п} S_{в.п} g_{2ш.гр}}{Z_{в.п}} = \\ &= \frac{S_{в.п}}{2} (g'_{2ш.пл} + 2g_{2ш.гр}) = \frac{S_{в.п}}{2} (g_{2ш.пл} - g_{2ш.гр} + 2g_{2ш.гр}) = \frac{S_{в.п}}{2} (g_{2ш.пл} + g_{2ш.гр}) \end{aligned} \quad (11.52)$$

где $g'_{2ш.пл}$ — дополнительная стоимость "чистого" транспорта 1 т-м груза по пластовым штрекам, грн., численно равная разности между стоимостью 1 т-м транспорта по пластовым штрекам $g_{2ш.пл}$ и групповому $g_{2ш.гр}$, т.е.

$$g'_{2ш.пл} = g_{2ш.пл} - g_{2ш.гр}. \quad (11.53)$$

При этом

$$g_{2ш.пл} \approx 4g_{2ш.гр}, \quad (11.54)$$

поскольку транспортирование на подъем связано с дополнительным расходом электроэнергии на зарядку батарей.

Просуммировав все расходы и произведя некоторые преобразования, запишем в развернутом виде математическую модель затрат как функцию от $S_{в.п}$

$$\begin{aligned} \frac{\sum_{ш.}''}{Z_{ш.}} = f(S_{ш.}) &= \frac{\sum k_{ш.} l_{ш.} + \sum k_{ш.} H_{ш.}}{H_{ш.} \sum p \odot c} \times \frac{1}{S_{ш.}} + \\ &+ \left(\frac{\sum r_{1ш.} + \sum r_{4ш.}}{2V_{ш.} H_{ш.} \sum p \odot c} + \frac{\sum r_{1ш.} + \sum r_{4ш.}}{2V_{ш.} H_{ш.} \sum p \odot c} + \frac{g_{2ш.} + g_{2ш.}}{2} \right) S_{ш.} + \\ &\frac{\sum k_{ш.} + \sum r_{2ш.} + \sum r_{3ш.} + \sum r_{2ш.}}{H_{ш.} \sum p \odot c} + \frac{\sum r_{1ш.} l_{ш.}}{V_{ш.} H_{ш.} \sum p \odot c}, \text{ «pp'» } \end{aligned} \quad (11.55)$$

Обозначив постоянные величины при $S_{в.п}$ через C_1 , при $\frac{1}{S_{в.п}}$ через C_2 и свободные от $S_{в.п}$ — через C_3 , запишем функцию затрат в общем виде

$$f(S_{в.п}) = C_1 S_{в.п} + \frac{C_2}{S_{в.п}} + C_3 \rightarrow \min. \quad (11.56)$$

Для отыскания значения аргумента (размера выемочного поля), обеспечивающего экстремальное значение функции (минимум удельных затрат), можно воспользоваться графическим или аналитическим методами, или методом перебора вариантов с помощью ЭВМ.

Графический метод решения сводится к вычерчиванию при вычисленных значениях C_1 , C_2 и C_3 функции (4.125) в прямоугольных координатных осях $S_{в.п}$ и $f(S_{в.п})$. Так как функция состоит из трёх слагаемых, то вначале вычерчиваем график каждого из них в отдельности, а затем, складывая их координаты, строим суммарную кривую и по ней

определяем оптимальный размер выемочного поля, проведя перпендикуляр к оси абсцисс из её нижней точки (рис. 11.5).

Для определения $S_{в.п.оп}$ аналитическим методом возьмем первую производную от $f(S_{в.п.})$ и приравняем ее нулю

$$f'(S_{в.п.}) = C_1 - \frac{C_2}{S_{в.п.}^2} = 0, \quad (11.57)$$

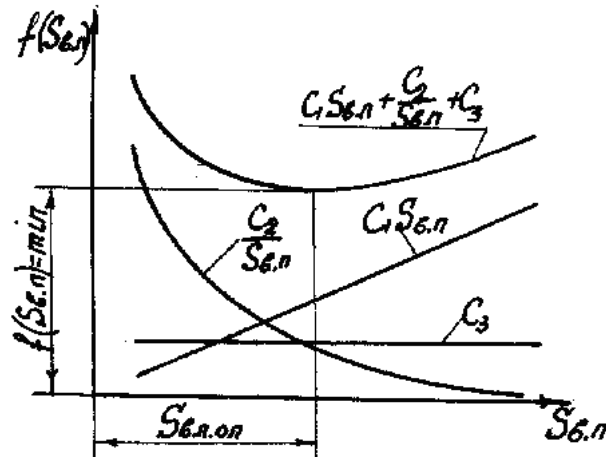


Рис. 11.5. К определению оптимального размера выемочного поля

Откуда:

$$S_{в.п.оп} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1}}. \quad (11.58)$$

Подставив в выражение (4.127) значения постоянных коэффициентов C_1 и C_2 и произведя необходимые упрощения, получим

$$S_{в.п.оп} = \sqrt{\frac{2(\sum k_{кв} l_{кв} + \sum k_{сб.в} H_{эт})}{\frac{\sum r_{1ш.тр} + \sum r_{4ш.в}}{V_{п}} + \frac{\sum r_{1ш.тр} + \sum r_{4ш.в}}{V_{он}} + H_{эт} \sum p'c(g_{2ш.пл} + g_{2ш.гр})}}. \quad (11.59)$$

При столбовой системе разработки с работой на задний промквершлаг (рис. 4.75, б) в модель затрат необходимо ввести расходы на монтаж и демонтаж оборудования лав в выемочном поле и проведение разрезных печей. Кроме того, при работе на задний промквершлаг отсутствует перепробег транспорта по групповому штреку, а стоимость транспортирования 1 т-м грузов по пластовым штрекам будет такая же, как и по групповому. Внося эти коррективы в модель затрат, в окончательном виде получим

$$S_{в.п.оп} = \sqrt{\frac{2[\sum k_{кв} l_{кв} + (\sum k_{сб.в} + \sum k_{п.р})H_{эт} + \sum K_{м-д}]}{\frac{\sum r_{1ш.тр} + \sum r_{4ш.в}}{V_{п}} + \frac{\sum r_{1ш.тр} + \sum r_{4ш.в}}{V_{он}}}}, \quad (11.60)$$

где $\sum k_{п.р}$ — суммарная стоимость проведения 1 м разрезных печей по всем группируемым пластам, грн.; $\sum K_{м-д}$ — суммарные затраты на монтаж и демонтаж забойного оборудования во всех лавах группируемых пластов выемочного поля, грн.

При сплошной системе разработки (понятно, с работой на задний промквершлаг) (рис. 4.75, в) отсутствуют затраты на проведение вентиляционных сбоек, монтаж и демонтаж оборудования в лавах, а также затраты на поддержание пластовых штреков в массиве, так как они поддерживаются позади лавы в выработанном пространстве, т.е. в зоне 4. Формула для определения оптимального размера выемочного поля имеет вид:

$$S_{\text{в.п.оп}} = \sqrt{\frac{2 \sum k_{\text{кв}} l_{\text{кв}} V_{\text{оч}}}{\sum r_{4\text{ш.тр}} + \sum r_{4\text{ш.в}}}}. \quad (11.61)$$

Определив оптимальный размер выемочного поля, необходимо затем его увязать с длиной крыла $L_{\text{кр}}$.

Число выемочных полей в крыле этажа

$$n'_{\text{в.п}} = \frac{L_{\text{кр}} - h_{\text{ц}}}{S_{\text{в.п.оп}}} \quad (11.62)$$

где $h_{\text{ц}}$ — размер целика у этажно-горизонтного квершлага с одной его стороны, м.

Определяем число выемочных полей до ближайшего целого числа $n_{\text{в.п}}$. Тогда окончательный рациональный размер выемочного поля

$$S_{\text{в.п}} = \frac{L_{\text{кр}} - h_{\text{ц}}}{n_{\text{в.п}}}. \quad (11.63)$$

Пример. Определить оптимальный размер выемочного поля при групповой разработке свиты пластов для следующих условий: система разработки — столбовая с работой на передний промквершлаг; количество разрабатываемых пластов в свите — 3, их мощности $m_1=0,7$ м, $m_2=1,2$ м и $m_3=0,9$ м; угол падения пластов $\alpha=60^\circ$; средняя плотность угля $\gamma=1,3$ т/м³. Расстояние между пластами по нормали $a_{1-2}=28$ м и $a_{2-3}=35$ м; групповой штрек располагается в почве свиты на расстоянии $l'=15$ м от нижнего пласта. Боковые породы пластов — средней устойчивости; площадь поперечного сечения транспортных штреков $F_{\text{ш.тр}}=8,5$ м², $F_{\text{ш.в}}=7,5$ м² и промежуточных квершлагов $F_{\text{кв}}=10$ м²; вид крепи выработок трехзвенные металлические арки. Годовое подвигание очистных забоев $V_{\text{оч}}=540$ м/год; скорость проведения пластовых штреков $V_{\text{п}}=840$ м/год. Наклонная высота этажа $H_{\text{эт}}=138$ м; длина крыла шахтного поля $L_{\text{кр}}=2500$ м; глубина разработки $H=860$ м; транспорт по всем выработкам — электровозный. Суточная добыча шахты $A_{\text{ш}}=3000$ т.

Решение. Для принятой системы разработки оптимальный размер выемочного поля будет определяться по формуле (4.128). Определим значения входящих в формулу величин.

Длина промежуточного квершлага

$$l_{\text{кв}} = \frac{a_{1-2} + a_{2-3}}{\sin \alpha} + l_3 + l'_{\text{кв}} = \frac{28 + 35}{\sin 60^\circ} + 20 + 15 = 108 \text{ м,}$$

где l_3 — дополнительная длина заездов с квершлага на пластовые штреки, м.

Средняя стоимость проведения выработок, определённая по старым стоимостным параметрам (в связи с отсутствием новых), следующая: $k_{\text{кв}}=310$ грн./м; $k_{\text{сб.в}}=100$ грн./м. Приняв $\psi=0,20$, найдем (4.117): $\sum k_{\text{кв}} = 310 + 0,20 \cdot 310 = 372$ грн./м.

Стоимость поддержания выработок: $r_{1\text{ш.тр}}=8,04$ грн./м·год; $r_{4\text{ш.в}}=24,42$ грн./м·год; и соответственно $\sum r_{1\text{ш.тр}} = 3 \cdot 8,04 = 24,12$ грн./м·год и $\sum r_{4\text{ш.тр}} = 3 \cdot 24,42 = 73,26$ грн./м·год.

Стоимость "чистого" транспорта по групповому штраку

$$g_{2\text{ш.тр}} = g_{2\text{ш}} = \frac{0,01}{A_{\text{ш}}} + 0,000035 = \frac{0,01}{3000} + 0,000035 = 0,000038 \text{ грн./т·м.}$$

где $g_{2\text{ш}}$ — стоимость "чистого" транспорта по шахте, грн./т·м.

Стоимость "чистого" транспорта по пластовым штрекам (4.123)

$$g_{2ш.пл} = 4 \cdot 0,000038 = 0,000152 \text{ грн./т}\cdot\text{м.}$$

Подставим найденные значения величин в формулу (4.128), получим:

$$S_{в.п.оп} = \sqrt{\frac{2(372 \cdot 108 + 3 \cdot 100 \cdot 138)}{\frac{24,12 + 73,26}{840} + \frac{24,12 + 73,26}{540} + 138 \cdot 1,3(0,7 + 1,2 + 0,9)(0,000152 + 0,000038)}} = 645 \text{ м.}$$

Число выемочных полей в крыле этажа (4.131), приняв $h_{ц}=30$ м,

$$n'_{в.п} = \frac{2500 - 30}{645} = 3,8 \text{ м.}$$

Принимаем $n_{в.п}=4$. Окончательный размер выемочного поля будет равен (4.132)

$$S_{в.п} = \frac{2500 - 30}{4} = 620 \text{ м.}$$

Пример 2. Для условий, указанных в примере 1, определить оптимальный размер выемочного поля при столбовой системе разработки с работой на задний промквершлаг (рис. 4.75, б), но с группированием на полевой штрек.

Решение. Приняв стоимость проведения разрезной печи равной такой же, как и вентиляционной сбойки, т.е. $k_{п.р}=k_{сб.в}=100$ грн./м, стоимость монтажа и демонтажа оборудования в лаве соответственно $K_{м}=12000$ и $K_{д}=9000$ грн. и подставив найденные значения величин в формулу (4.129), найдем

$$S_{в.п.оп} = \sqrt{\frac{2[372 \cdot 108 + (3 \cdot 100 + 3 \cdot 100)138 + 3(12000 + 9000)]}{\frac{24,12 + 73,26}{840} + \frac{24,12 + 73,26}{540}}} = 790 \text{ м.}$$

Число выемочных полей в крыле этажа $n'_{в.п} = \frac{2500 - 30}{790} = 3,1$. Принимаем $n_{в.п}=3$.

Окончательный размер выемочного поля будет равен

$$S_{в.п} = \frac{2500 - 30}{3} = 820 \text{ м.}$$

Пример 3. Для условий, указанных в примере 1, определить оптимальный размер выемочного поля при сплошной системе разработки (рис. 4.75, в), но с группированием на полевой штрек.

Решение. Стоимость поддержания пластового транспортного штрека при сплошной системе разработки в зоне 4 будет равна $g_{4ш.тр}=16,02$ грн./м·год и $\sum g_{4ш.тр} = 3 \cdot 16,02 = 48,06$ грн./м·год.

Подставив значения входящих в формулу (4.130) величин, получим

$$S_{в.п.оп} = \sqrt{\frac{2 \cdot 372 \cdot 108 \cdot 540}{48,06 + 73,26}} = 412 \text{ м.}$$

Число выемочных полей в крыле этажа

$$n'_{в.п} = \frac{2500 - 30}{412} = 6.$$

Следовательно, размер выемочного поля будет равен $S_{в.п}=412$ м.

Если в свите группируемых пластов применяются различные системы разработки (например, на маломощных или защитных пластах сплошная система, а на пожароопасных столбовая с работой на передний промквершлаг), то прежде всего необходимо спроектировать порядок разработки пластов, а в формуле для нахождения $S_{в.п}$ учитывать дифференцированно по каждому пласту затраты на проведение, поддержание выработок и транспорт угля по ним.

11.7. Расчет соотношения между очистными и подготовительными забоями

Для каждого класса систем разработки и их разновидностей существует определенная взаимосвязь между положением очистных и подготовительных забоев, которое должно обеспечивать нормальную работу участков и максимальный экономический эффект. Особенно это важно для столбовых систем разработки, поскольку каждый раз при доработке столба требуется своевременно подготовить новый столб (выемочное поле), не допуская запаздываний в подготовке и не создавая излишних опережений: запаздывания приводят к несвоевременному вводу в работу новых очистных забоев и, следовательно, к снижению уровня добычи, а излишние опережения вызывают преждевременные расходы денежных средств и дополнительные затраты на поддержание пройденных, но еще не используемых выработок. При этом подготовка новых участков должна производиться с оптимальными для данных горнотехнических условий скоростями проведения выработок, когда обеспечивается минимальная их стоимость и достигается максимальный экономический эффект.

Основная задача расчета оптимального соотношения очистных и подготовительных работ формулируется следующим образом: при каком положении очистных забоев в отрабатываемом столбе необходимо начать подготовку нового столба, с тем чтобы к моменту завершения очистных работ он был своевременно подготовлен к работе при оптимальных скоростях проведения выработок?

Методику расчета рассмотрим на примере столбовой системы разработки лава-ярус (рис. 11.6, а).

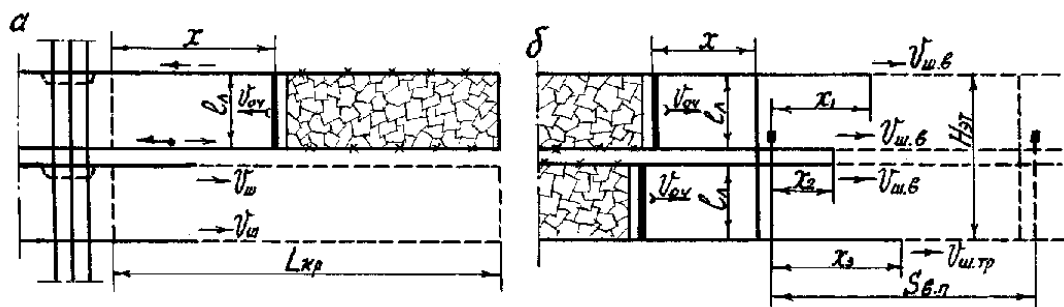


Рис. 11.6. К расчету соотношения между очистными и подготовительными забоями: а — при столбовой системе разработки лава-ярус; б — при столбовой системе разработки с делением этажа на подэтажи и транспортированием угля на передний участковый бремсберг

Условие своевременной подготовки столба следующее:

$$T_{\text{подг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (11.64)$$

где $T_{\text{подг}}$ — общие затраты времени на подготовку столба, мес; $t_{\text{рез}}$ — резерв времени для компенсации непредвиденных задержек при подготовке столба; обычно принимают $t_{\text{рез}} = 1-2$ мес; $T_{\text{оч}}$ — продолжительность отработки оставшейся части столба, мес.

Определим затраты времени на подготовку столба, приняв, что проведение обоих штреков в крыле панели осуществляется двумя бригадами одновременно:

$$T_{\text{подг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{ш}} + t_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} = t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{кр}}}{V_{\text{ш.оп}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}}, \quad (11.65)$$

где $t_{\text{пл}}$ — время сооружения приемных площадок, мес; $t_{\text{ш}}$ и $t_{\text{р.п}}$ — соответственно время, затрачиваемое на проведение штрека и разрезной печи, мес; $t_{\text{мон}}$ — время монтажа оборудования в лаве, мес; $L_{\text{кр}}$ — длина крыла панели, м; $V_{\text{ш.оп}}$ — оптимальная скорость проведения штрека³¹, м/мес; $l_{\text{л}}$ — длина лавы, м; $V_{\text{р.п}}$ — скорость проведения разрезной печи, м/мес.

Найдем время обработки оставшейся части столба длиной x (м):

$$T_{\text{подг}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}}, \quad (11.66)$$

где $V_{\text{оч}}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

Найденные выражения для $T_{\text{подг}}$ и $T_{\text{оч}}$ подставим в формулу (4.133)

$$t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{кр}}}{V_{\text{ш.оп}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}}. \quad (11.67)$$

Решив это уравнение относительно x , получим

$$x = V_{\text{оч}} \left(t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{кр}}}{V_{\text{ш.оп}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}} \right). \quad (11.68)$$

Вторая задача расчета соотношения (но уже не оптимального) очистных и подготовительных работ может быть сформулирована так: с какой минимально допустимой скоростью необходимо проводить подготовительные выработки (штреки и печи), чтобы при определенном положении очистного забоя в обрабатываемом столбе обеспечить своевременный ввод нового столба в работу?

В данном случае не ставится задача определения оптимального соотношения между очистными и подготовительными забоями, а вопрос сводится к тому, чтобы в создавшейся ситуации (вызванной, например, несвоевременным началом подготовки) обеспечить своевременную подготовку нового очистного забоя. Понятно, что скорости проведения выработок при этом могут быть и не оптимальными.

Условия своевременности подготовки нового столба будут выражаться теми формулами (4.133) и (4.134), что и в предыдущей задаче.

Воспользовавшись формулой (4.136), напишем

$$t_{\text{пл}} + \frac{L_{\text{кр}}}{V_{\text{ш.оп}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}} \quad ^{32},$$

откуда

$$V_{\text{п.в}} = \frac{L_{\text{кр}}}{\frac{x}{V_{\text{оч}}} - \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} - t_{\text{пл}} - t_{\text{мон}} - t_{\text{рез}}}. \quad (11.69)$$

Третья задача расчета соотношения положений очистных и подготовительных забоев формулируется следующим образом: определить имеющийся фактический резерв времени на окончание подготовки нового выемочного поля (или столба) при существующем положении очистных и подготовительных забоев.

Расчет произведем для более сложного случая — разновидности столбовой системы разработки с делением этажа на подэтажи и транспортированием угля на передний участковый бремсберг.

³¹ Обеспечивающая минимальную стоимость проведения 1 м выработки.

³² В данном случае величина x конкретна.

Пусть взаимное расположение очистных и подготовительных забоев характеризуется данными, приведенными на рис. 11.6, б. Примем следующую последовательность проведения выработок в новом выемочном поле: этажные и промежуточные штреки проводятся одновременно самостоятельными бригадами; участковый бремсберг с ходком проводят снизу вверх; обе разрезные печи готовятся по завершении проведения подготовительных выработок.

Очевидно, что имеющийся резерв времени (мес) может быть найден из выражения

$$t_{\text{рез.ф}} = T_{\text{оч}} - T_{\text{подг.}}$$

Здесь время подготовки оставшейся части выемочного поля $T_{\text{подг}}$ следует принимать максимальное из рассчитанного по направлениям:

по этажному вентиляционному штреку

$$T'_{\text{подг}} = \frac{S_{\text{в.п}} - x_1}{V_{\text{ш.в}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}}; \quad (11.70)$$

по промежуточным штрекам

$$T''_{\text{подг}} = \frac{S_{\text{в.п}} - x_2}{V_{\text{ш.в}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}}; \quad (11.71)$$

по этажному транспортному штреку

$$T''_{\text{подг}} = \frac{S_{\text{в.п}} - x_3}{V_{\text{ш.тр}}} + \frac{H_{\text{эт}}}{V_{\text{х}}} + t_{\text{пл}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} + t_{\text{мон}}, \quad (11.72)$$

где $S_{\text{в.п}}$ — размер выемочного поля по простиранию, м; x_1, x_2, x_3 — величина опережения забоя штрека соответственно этажного вентиляционного, промежуточного и этажного транспортного относительно участкового бремсберга, м; $V_{\text{ш.в}}, V_{\text{ш.пр}}, V_{\text{ш.тр}}$ — скорости проведения штреков соответственно этажного вентиляционного, промежуточного и этажного транспортного, м/мес; $V_{\text{х}}$ — скорость проведения ходка участкового бремсберга, м/мес.

Зная время отработки оставшейся части предыдущего выемочного поля $T_{\text{оч}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}}$, можно найти имеющийся фактический резерв времени на подготовительные работы. Приняв, например, $T'''_{\text{подг}} = \max$, найдем

$$t_{\text{рез.ф}} = \frac{x}{V_{\text{оч}}} - \frac{S_{\text{в.п}} - x_3}{V_{\text{ш.тр}}} - \frac{H_{\text{эт}}}{V_{\text{х}}} - t_{\text{пл}} - \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{р.п}}} - t_{\text{мон}}, \quad (11.73)$$

Определив имеющийся резерв времени, можно планировать дальнейшую подготовку выемочного поля, исходя из наличия материальных и технических средств и проходческих бригад. Если $t_{\text{рез.ф}}$ окажется отрицательной величиной, то это значит, что имеется отставание в подготовке выемочного поля. Следовательно, надо принять меры по форсированию проведения подготовительных выработок, сокращению времени сооружения приемных площадок и монтажа забойного оборудования.

Пример 1. Определить положение очистного забоя в отрабатываемом столбе, при котором необходимо начинать подготовку нового столба, при следующих данных: оптимальная скорость проведения штреков $V_{\text{ш.оп}}=250$ м/мес; скорость проходки разрезной печи $V_{\text{р.п}}=100$ м/мес; скорость подвигания очистного забоя $V_{\text{оч}}=75$ м/мес; длина крыла панели $L_{\text{кр}}=1250$ м; длина лавы, оборудованной комплексом, $l_{\text{л}}=180$ м.

Решение. Примем продолжительность сооружения приемных площадок панельного бремсберга $t_{\text{пл}}=3$ мес, время монтажа комплекса $t_{\text{мон}}=1$ мес и резерв времени на случай непредвиденных задержек в работе $t_{\text{рез}}=1$ мес и, подставив значения входящих в формулу (4.137) величин, найдем

$$x = 75 \left(3 + \frac{1250}{250} + \frac{180}{100} + 1 + 1 \right) = 885 \text{ м.}$$

Таким образом, подготовку нового столба необходимо начинать при нахождении очистного забоя на расстоянии 885 м от бремсберга.

Пример 2. Определить имеющийся фактический резерв времени на окончание подготовки нового выемочного поля при столбовой системе разработки с доставкой угля на передний участковый бремсберг (см. рис. 4.77, б) и следующих данных: размер выемочного поля по простиранию $S_{в.п.}=800$ м; высота этажа $H_{эт.}=260$ м; длина лавы $l_{л.}=100$ м; величина опережения забоев штреков относительно участкового бремсберга: этажного вентиляционного $x_1=350$ м, промежуточных $x_2=40$ м, этажного транспортного $x_3=460$ м; очистные забои в обрабатываемом выемочном поле находится на расстоянии $x=310$ м от участкового бремсберга; фактические скорости проведения выработок: штреков этажных $V_{ш.в.}=V_{ш.тр.}=160$ м/мес, промежуточных $V_{ш.пр.}=120$ м/мес, ходка участкового бремсберга $V_x=150$ м/мес, разрезной печи $V_{р.п.}=100$ м/мес; скорость подвигания очистных забоев $V_{оч.}=45$ м/мес; время сооружения приемных площадок участкового бремсберга $t_{пл.}=1$ мес; время монтажа забойного оборудования в лаве $t_{мон.}=0,5$ мес.

Решение. Определим время подготовки оставшейся части выемочного поля по направлениям, воспользовавшись формулами (4.139), (4.140) и (4.141):

$$T'_{подг} = \frac{800 - 350}{160} + \frac{100}{100} + 0,5 = 4,3 \text{ мес};$$

$$T''_{подг} = \frac{800 - 40}{120} + \frac{100}{100} + 0,5 = 7,8 \text{ мес};$$

$$T'''_{подг} = \frac{800 - 460}{160} + \frac{260}{150} + 1 + \frac{100}{100} + 0,5 = 6,3 \text{ мес}.$$

Таким образом, максимальная продолжительность подготовки нового выемочного поля установлена по направлению промежуточных штреков (критический путь) и равна $T''_{подг}=7,8$ мес. Тогда фактический резерв времени на подготовку

$$t_{рез.ф} = T_{оч} - T''_{подг} = \frac{x}{V_{оч}} - T''_{подг} = \frac{310}{45} - 7,8 = -0,9 \text{ мес.}$$

Следовательно, в подготовке в срок не только нет резерва времени, но имеется даже отставание в 0,9 мес. Чтобы ликвидировать отставание, в нашем случае необходимо увеличить темпы проведения промежуточных штреков, на которые затрачивается основное время подготовки — 6,3 мес. Приняв необходимый резерв времени на подготовку равным $t_{рез.ф}=1$ мес и учитывая время отставания работ, определим необходимую скорость проведения промежуточных штреков:

$$V_{ш.пр} = \frac{800 - 40}{6,3 - 1 - 0,9} = 172 \text{ м / мес}.$$

Усвоив методику расчета соотношения очистных и подготовительных забоев для рассмотренных систем разработки, можно самостоятельно решать задачи и для других разновидностей систем.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Дорохов Д.В. и др. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1983. — 487 с.
2. Дорохов Д.В., Фомин Ю.В. Технология и комплексная механизация подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых в вопосах и ответах. Часть 1: Учебное пособие по программированному обучению. — Донецк: ДПИ, 1991. — 83 с.
3. Дорохов Д.В., Костюк И.С. Технология и комплексная механизация подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых в вопосах и ответах. Часть 2: Учебное пособие по программированному обучению. — Донецк: ДПИ, 1993. — 87 с.
4. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР: Утв. Минуглепромом СССР 26.12.84. — Л.: 1986. — 222 с.
5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. — Макеевка: Донбасс, 1989. — 319 с.
6. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. — М.: Недра, 1989. — 191 с.
7. Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. — М.: Недра, 1976. — 152 с.
8. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. — М.: Недра, 1986. — 447 с.
9. Нагрузки на очистные забои действующих угольных шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации выемки. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1991. — 48 с.