Записки Ленинградского ордена Ленина и ордена Трудового Красного Знамени горного института, том XXX, вып. I, 1955 г.

ВОПРОСЫ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ С ПРИНУДИТЕЛЬНЫМ ОБРУШЕНИЕМ УГЛЯ

Доц. Е. Я. Махно

Введение

Совершенствование систем и способов разработки мощных пологопадающих пластов представляет собой одну из наиболее трудных и в то же время актуальных задач, стоящих перед угледобывающей промышленностью в настоящее время.

Наиболее рациональной системой разработки такого рода пластов обычно считают разработку наклонными слоями с обрушением кровли, получившую широкое распространение в промышленности. Инженерный анализ показывает, что эта система не лишена недостатков, наиболее существенными из которых являются следующие:

1. При наклонных слоях весьма трудно решить вопрос механизации работ по креплению лав и управлению горным давлением, в результате чего эти работы до сих пор выполняются вручную, что при высоком уровне механизации остальных процессов работ (отбойка, навалка, доставка угля) является серьезным противоречием, уже в настоящее время лимитирующим дальнейшее развитие техники угледобычи.

2. Трудовые и материальные затраты на добычу угля чрезмерно велики. Так, производительность труда рабочего по участку не превышает 6—8 *т/смену*, а расход леса обычно составляет 60—70 $м^3$ на 1000 *т*.

3. При крепкой кровле отработка второго и последующих слоев чрезвычайно трудна и, как правило, сопровождается недопустимо большими потерями.

4. При послойной разработке почти не используется природный фактор большой мощности пласта. Наоборот, в этом случае наличие большой мощности пласта является нежелательным фактором, затрудняющим и удорожающим разработку.

Приведенные выше положения показывают, что вопрос создания рациональной системы разработки мощных пологопадающих пластов нельзя считать решенным.

Рациональная система разработки мощных пологопадающих пластов должна предусматривать исключение в очистном забое стоечной воздвигаемой вручную крепи, а также использование большой мощности пласта.

Среди возможных вариантов решений этой задачи особой простотой отличается система разработки мощных пологопадающих пластов с принудительным обрушением угля.

1. Система разработки

Характерной особенностью системы разработки мощных пологопадающих пластов с принудительным обрушением угля является отсутствие очистного забоя в обычном понимании этого слова. При этой системе исключается необходимость поддержания рабочего пространства в месте добычи угля, что позволяет вести очистные работы без применения крепи.

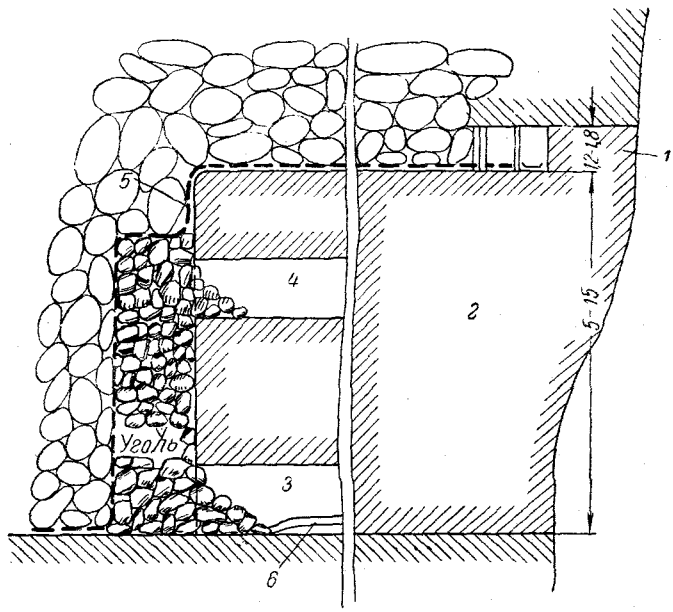


Рис. 1. Схема отработки мощного пологопадающего пласта с принудительным обрушением угля:

1 — верхний слой; *2* — нижний слой; *3* — нижний выемочный штрек; *4* — верхний выемочный штрек; *5* — гибкое перекрытие; *6*—погрузочная машина

Принципиальная схема отработки пласта приведена на рис. 1. Вначале у кровли пласта отрабатывается слой с целью образования щели, необходимой для настила гибкого перекрытия — сетки. Поэтому толщина этого слоя принимается возможно меньшей. Учитывая удобство работы и обеспечение нормального обрушения кровли, толщину верхнего слоя следует принимать равной 1,2—1,8 *м*.

При отработке верхнего слоя на почву его настилается прочная проволочная сетка или другое гибкое перекрытие, под которым и производится отработка остальной части пласта мощностью до 10—15 *м*. Сетка перекрывает нижний слой с трех сторон: сверху — с лобовой стороны и сбоку — со стороны верхнего отработанного подэтажа, играя роль изолирующей перемычки, которая со всех сторон отделяет уголь от обрушенной породы. Это позволяет производить отработку нижнего слоя пласта на всю мощность, без разделения на слои. Таким образом, до 90% всего получаемого из очистных работ угля добывается без применения крепи.

Общий вид отработки этажа приведен на рис. 2. Подготовка этажа может быть произведена полевыми или пластовыми штреками *1* и *2*.

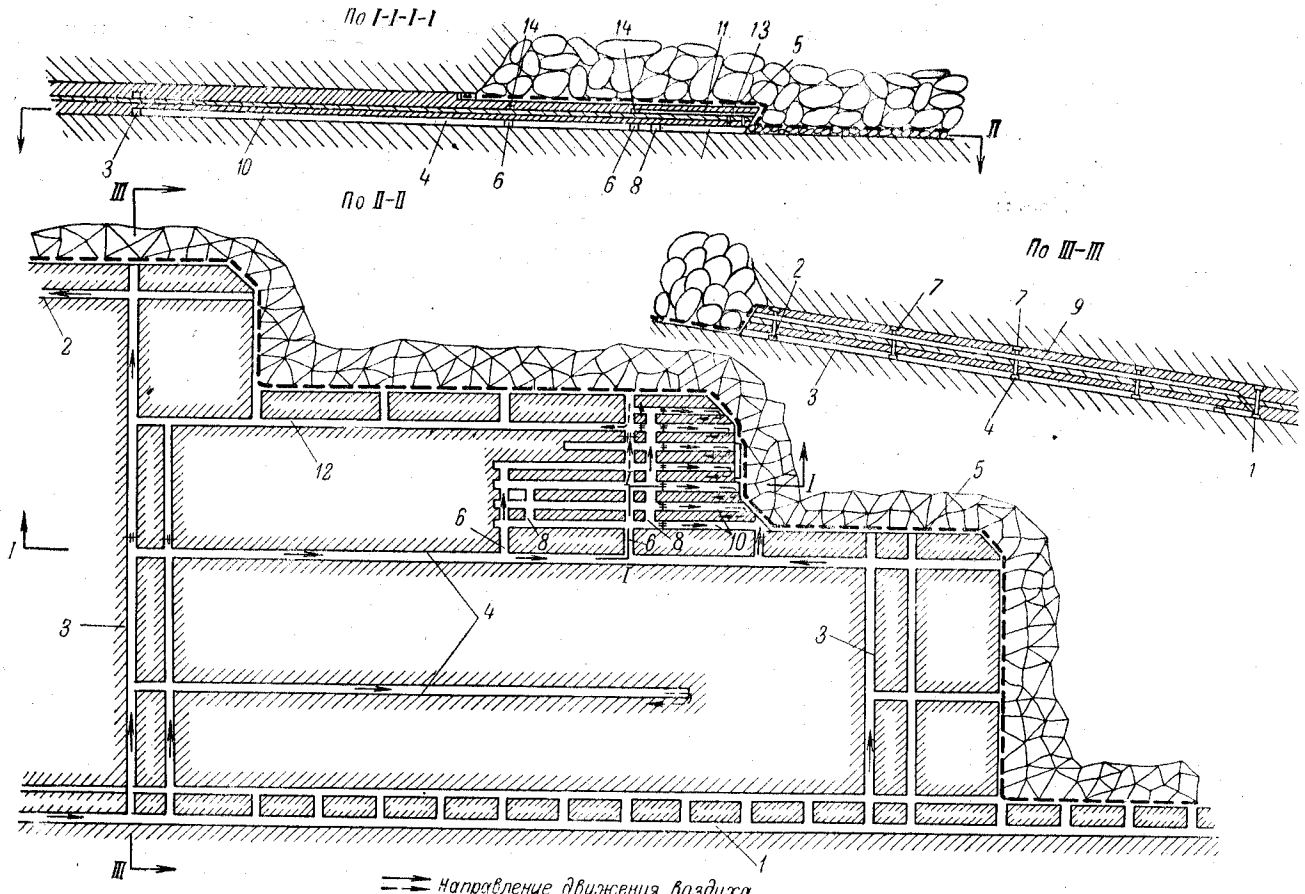


Рис. 2. Система разработки:

1 — откаточный штрек; *2* — вентиляционный штрек; *3* — бремсберг; *4* — конвейерный промежуточный штрек; *5* — гибкое перекрытие; *6* — участковый бремсберг; *7* — просек; *8* — ходок; *9* — вентиляционный ходок; *10* — нижний выемочный штрек; *11* — верхний выемочный штрек; *12* — вентиляционный промежуточный штрек; *13* — скважины-сбойки; *14* — ходок

При обоих вариантах подготовки потери угля одинаково незначительны. Выбор полевых или пластовых штреков определяется условиями их поддержания и пожаробезопасностью.

Отработка этажа может производиться как прямым, так и обратным ходом. При подготовке этажа пластовыми штреками, исходя из условий пожаробезопасности и поддержания выработок, отработку лучше производить обратным ходом.

Этаж разделяется на подэтажи высотой 40—50 *м*. При благоприятных условиях высота подэтажа может быть увеличена. Длина бремсберговых полей 400—600 *м*. В пределах каждого подэтажа по верхнему слою проводятся два штрека: *нижний* — откаточный *1* и верхний — вентиляционный *2*, соединяемые с промежуточными штреками *4* и *12* печами (рис 2). Отработка верхнего слоя производится лавой, аналогично пластам средней мощности. Для обеспечения зажатия края сетки лава несколько смещена по падению по отношению к очистному забою нижнего слоя. По нижнему слою подэтажи делятся на участки длиной 50—100 *м*, каждый из которых связан с промежуточным штреком *4* посредством участкового бремсберга *6*.

От бремсберга по почве пласта проводятся нижние выемочные *штреки 10, а параллельно им, в верхней части нижнего слоя, — верхние* выемочные штреки *11*. Расстояние между выемочными штреками принимается 4—5 *м*. В зависимости от мощности пласта добыча угля из подготовительных работ составляет 12—18% от общей добычи. Выработки расположены по углю, что облегчает проходку их и позволяет применять наиболее производительные машины (комбайны, погрузочные машины, конвейеры). Выемочные штреки целесообразно крепить рамами, состоящими из клиновых раздвижных стоек типа СГК-2 с металлическим верхняком. Это обеспечит возможность многократного использования крепи и удешевит работы.

Основная масса угля (до 90%) добывается в нижнем слое, который отрабатывается сразу на полную мощность. Отбойка угля производится буро-взрывным способом. Шпуры бурятся из выемочных штреков электросверлами типа ЭРП-5 с принудительной подачей. Шпуры направлены, главным образом, вверх и в стороны от штреков, поэтому необходимость в колонке отпадает, а канатики подачи крючком прикрепляются к верхнякам или стойкам крепи. Это позволяет обслуживать электросверло одним рабочим и дает увеличение производительности труда. Длина шпуров достигает 3,0—5,0 *м*, поэтому бурение производится свинчивающимися штангами. Шпуры располагаются «открытым веером» рядами (рис. 3). При таком расположении шпуры, а следовательно и заряды, будут достаточно равномерно распределены во взрываемом блоке. Это обеспечит наиболее хорошее дробление угля, что имеет весьма важное значение для обеспечения его нормальной отгрузки. Важно правильно выбрать число шпуров в веере и расстояние между ними. Учитывая практику рудной промышленности, считаем, что хорошее разрыхление угля можно обеспечить при среднем расстоянии между шпурами 1,0—1,5 *м* и между рядами их 0,7—1,0 *м*.

В большинстве случаев угольные шахты опасны по газу или пыли, поэтому взрывные работы должны производиться с применением предохранительных ВВ, электрического взрывания, осланцевания выработок. В этом отношении весьма желательным было бы применение кардокса, гидравлических резиновых патронов и аналогичных средств отбойки.

При зарядке шпуров используются составные забойники, состоящие из полуторараметровых деревянных стержней, соединенных друг с другом полоской кожи, что позволяет их легко складывать в один пакет.

Бурение шпуров может производиться на расстоянии 10—15 *м* от забоя. Таким образом, в подэтаже всегда будет иметься обуренный блок, соответствующий 5—10-дневной производительности участка. Кроме того, это позволит бурить шпуры в любую смену одновременно с выгрузкой угля. Порядок взрывания зарядов должен быть увязан с организацией работ на участке и должен обеспечивать хорошее дробление угля. Для обеспечения более качественного разрыхления угля необходимо, чтобы толщина взрываемого блока была возможно меньшей.

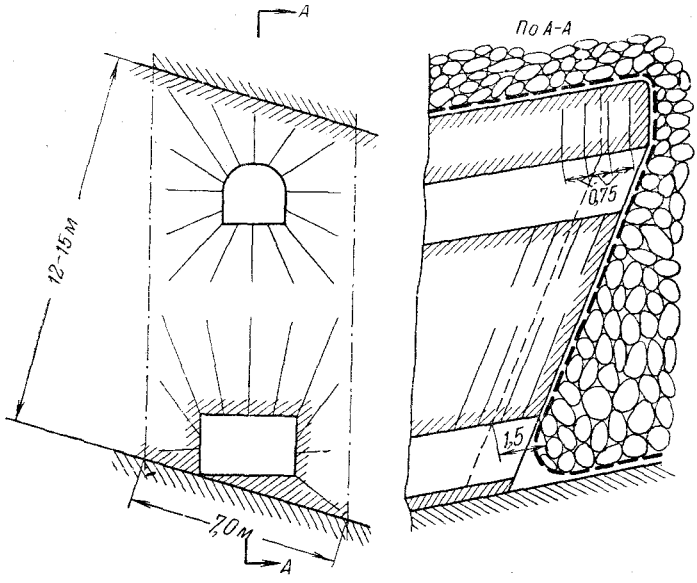


Рис. 3. Схема расположения шпуров при отработке нижнего слоя

Практика разработки рудных месторождений подэтажным обрушением (например, так называемый «шведский» вариант) показывает, что можно обеспечивать хорошее дробление даже довольно крепкой руды без подсечки блока, если толщина его небольшая. Это дает основание считать, что при одновременном взрывании не более одного-двух вееров (толщина блока 0,75—1,5 *м*) по углю, который значительно менее прочен, чем руда, качество разрыхления его будет вполне удовлетворительным.

При необходимости можно применить и подсечку блока, для чего взрывание «вееров» следует производить в два приема: сначала взрывать боковые шпуры, а затем — верхние. При этом наличие сетки и нависающей формы забоя исключит опасность заполнения породой свободного пространства подсечки.

Отбитый взрывом уголь магазинируется между сеткой и грудью забоя и постепенно отгружается погрузочными машинами типа ГНЛ-50 (см. рис. 1) на скребковые конвейеры, расположенные в выемочных штреках.

Отгрузка угля производится до тех пор, пока сетка не опустится до уровня высоты штрека и не прекратится выпуск угля из забоя. Тогда сетку подпирают стойками по бокам штрека, под прикрытием которых погрузочная машина может передвинуться на 1 *м* в забой и догрузить оставшийся уголь.

Для предохранения рабочих от действия скатывающихся кусков угля к верхняку крепи в конце выемочного штрека можно подвешивать отрезки цепей, концы которых располагаются на откосе погружаемого угля. Цепи образуют своего рода занавес, задерживающий скатывающиеся куски угля и в то же время позволяющий наблюдать за выпуском угля из забоя.

Перемещение машин ГНЛ-50 из забоя в забой производится самоходом через специальные сбойки *8* между выемочными штреками (см. рис. 2). В пределах бремсбергового поля уголь транспортируется конвейерами и перегружается в вагонетки на откаточном штреке *1*. Общая схема проветривания забоев показана на рис. 2. Свежая струя поступает по этажному штреку *1* и по бремсбергу *3* может быть направлена в любой подэтаж. По промежуточному штреку *4* воздух поступает на участковый бремсберг *6* и выемочные штреки *10* и по скважинам-сбойкам *13* выходит в верхние выемочные штреки *11*, затем по ходку *14* над бремсбергом *6* поступает на вентиляционные штреки *12* и *2*.

В начале каждого выемочного штрека устраиваются двери, посредством которых регулируют распределение воздуха в очистных забоях. Скважины-сбойки *13* между нижними и верхними выемочными штреками бурятся легкой сбоечно-бурильной машиной. Длина их 4—7 *м* и располагаются они на расстоянии всего 2—3 *м* друг от друга. Учитывая, что обычно у забоя 2—3 *м* штрека завалено углем, а небольшая часть воздуха проходит через разрыхленный уголь на верхний выемочный штрек, создавая поток воздуха снизу вверх, можно считать, что проветривание очистного забоя будет вполне удовлетворительным. При небходимости сечение скважин *13* можно увеличить.

На шахтах, опасных по газу, верхние выемочные штреки можно располагать непосредственно под сеткой, что улучшит проветривание очистного забоя. Характерной особенностью данной системы разработки являются небольшие потери угля. Отработка этажа производится без оставления целиков. Потери угля при отгрузке будут на почве пласта — между каждой парой выемочных штреков в виде треугольной призмы с углом наклона граней 45—50°, что с учетом потерь на раструску и других причин составит 5—8% к геологическим запасам. Величину потерь можно еще уменьшить. Раскашивая выемочные штреки у очистного забоя, можно отгрузить почти весь отбитый уголь, но это усложнит и удорожит работы и поэтому вряд ли будет выполняться на практике.

Необходимо отметить, что местные спорадические разрывы сетки также не могут вызвать значительного увеличения потерь угля, тем более, что сетка может быть изготовлена практически любой требуемой прочности. В отличие от применяющихся в настоящее время систем, при данной системе разработки с увеличением мощности пласта потери угля уменьшаются. Отсутствие сосредоточенных потерь (в целиках) и небольшие общие потери угля дают право утверждать, что предлагаемая система разработки является достаточно безопасной и в пожарном отношении.

Как указывалось, при данной системе отсутствует обычный очистной забой. Работы по отбойке и погрузке угля производятся в узких выработках. Это обеспечивает наибольшую степень безопасности работ и в то же время дает возможность резко увеличить добычу угля на участке. Так, при мощности пласта 10—15 *м* и высоте подэтажа 50 *м* одновременно может быть в работе 7 выемочных штреков, что при сменной производительности погрузочной машины 100—150 *т* дает возможность довести

добычу угля с одного подэтажа до 2000—3000 *т* в сутки. Фактически при данной системе разработки размер добычи угля на подэтаже в основном будет определяться возможностями транспорта и скоростью отработки верхнего слоя.

Более подробно эта система была разработана нами в 1949—1950 гг. (см. отчет НИСа Ленинградского горного института — «Разработка мощных пологопадающих пластов с принудительным обрушением угля»).

2. Выпуск угля

Главнейшими и решающими факторами, позволяющими успешно применять систему разработки мощных пластов с принудительным обрушением угля, являются обеспечение нормального выпуска угля и исключение смешивания его с породой. Оба эти фактора тесно связаны между собой. Неправильно выбранный режим выпуска угля вызовет значительные потери полезного ископаемого, недопустимые напряжения и даже разрывы в элементах перекрытия (сетки), в результате чего может создаться неверное представление о неработоспособности системы разработки. Поэтому выбору режима выпуска угля и работам по производству выгрузки его должно быть уделено наибольшее внимание.

Подлежащий выпуску разрыхленный уголь представляет собой массу твердых различного размера кусков, мало связанных друг с другом, поэтому его можно уподобить сыпучему материалу. Следовательно, законы движения сыпучих тел справедливы и для рассматриваемого случая.

Движение сыпучих тел, при истечении их через отверстия, неоднократно изучалось как в лабораторных, так и в производственных условиях. Большое число работ посвящено изучению выпуска зерна и аналогичных материалов из элеваторов и бункеров.

Достаточно хорошо изучен выпуск руды в забоях при системах разработки рудных месторождений подэтажным и блоковым обрушениями. В настоящее время техника производства выпуска руды хорошо освоена на шахтах рудной промышленности; это обеспечило широкое распространение этих наиболее экономичных и прогрессивных систем разработки. Поэтому при проектировании разработки мощных пластов с принудительным обрушением угля следует учесть существующие работы по изучению движения сыпучих тел и в первую очередь — накопленный опыт в горнорудной промышленности по выпуску руды в очистных забоях [3, 4, 6].

Для правильного ведения горных работ необходимо иметь верное представление о механике сыпучих пород при выпуске. На основе лабораторных работ и наблюдений за движением разрыхленной породы в шахтах можно составить следующую картину выпуска.

Представим толщу разрыхленной породы (угля) высотой h, подлежащей выпуску через отверстие $аб$ (рис. 4). Под влиянием собственного веса все частицы породы, расположенные по вертикали над отверстием $аб$, будут стремиться перемещаться в вертикальном направлении вниз.

Как показывают наблюдения, приведение в движение разрыхленной породы сопровождается значительным уменьшением плотности всей перемещающейся массы. Это объясняется взаимной раздвижкой кусков породы при движении, увеличением свободного пространства между ними, вследствие чего объемная плотность движущегося массива сыпучей

породы всегда значительно меньше объемной плотности того же массива, находящегося в покое. Чем больше скорость движения разрыхленного массива, тем меньше его плотность, тем меньше его сопротивляемость боковому давлению.

Если представить себе поперечное сечение в горизонтальной плоскости объема выпускаемой породы разделенным на концентрические слои толщиной, соответствующей среднему размеру кусков, то, очевидно, вследствие трения о неподвижную боковую стенку скорость перемещения кусков породы в первом (внешнем) слое будет наименьшая. Скорость

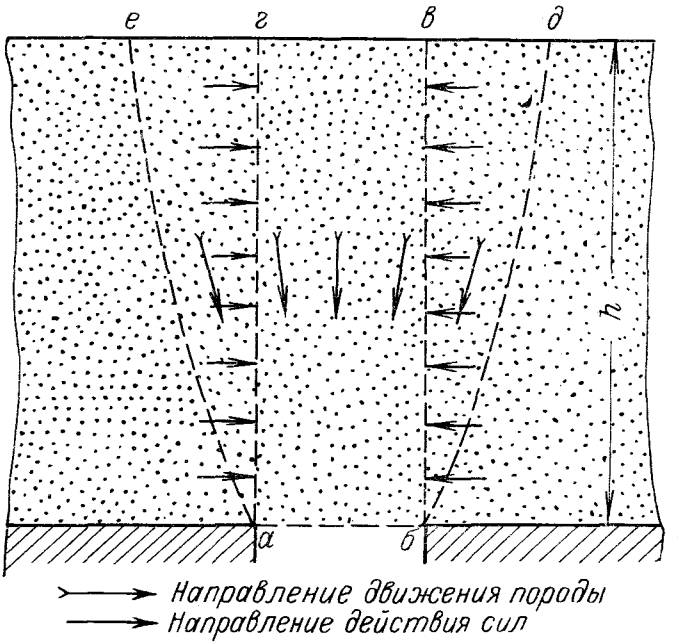


Рис. 4. Схема выпуска сыпучей породы через горизонтальное отверстие

движения кусков породы во втором слое будет несколько большей, так как внешней стенкой для него будет служить передвигающийся первый слой и т. д. Наибольшую скорость движения будут иметь куски породы, расположенные в центре.

Таким образом, при выпуске отдельные куски разрыхленной породы будут передвигаться с различной скоростью, при этом более быстро будут передвигаться куски, расположенные у оси столба *абвг*, проходящей через центр выпускного отверстия *аб* (рис. 4), что и определит зону минимальной объемной плотности и наименьшей величины сопротивления боковому давлению.

Вследствие указанного, при общем движении вниз куски породы будут смещаться к середине столба — в зону наименьшей плотности, что в свою очередь повлечет перемещение кусков породы, расположенных за пределами столба *абвг*. В результате по мере выпуска породы из отверстия *аб* придет в движение объем породы *абде*, ширина которого превысит ширину отверстия *аб*.

Столб разрыхленной породы *абвг* можно рассматривать как подпорную стенку для окружающих пород. Известно, что если несколько сместить подпорную стенку, например *бв* (рис. 4), то будет сползать

объем породы *бвд*, ширина которого зависит, главным образом, от величины внутреннего трения сыпучей породы. Как указывалось выше, при движении столба *абвг* или любой его части будет происходить некоторое сужение столба за счет перемещения кусков породы к центру — в зону «разрежения», что аналогично смещению подпорной стенки. Поэтому форму боковой поверхности *бд* и *ае* объема породы *абде*, подлежащего выпуску, можно рассматривать как поверхность сползающих объемов *аге* и *бвд*, подпертых стенками *аг* и *бв*.

Таким образом, увеличение ширины объема породы по отношению к ширине выпускного отверстия *аб* объясняется образованием своего рода зоны «разрежения» породы в середине столба, где скорость движения максимальна. В результате в процессе общего движения всей массы вниз куски породы, расположенные по бокам, будут перемещаться ближе к середине столба — в зону «разрежения».

Чем меньше внутреннее трение подлежащей выпуску породы, чем большей подвижностью она будет обладать, тем ширина объема *абде* будет больше, и наоборот, при малоподвижной породе ширина его будет меньше.

При выпуске плохо разрыхленной породы со значительной связностью и плитообразной формой кусков ширина объема *абде* может мало отличаться от ширины выпускного отверстия *аб*. В этом случае выгружен будет лишь объем породы *абвг*, выпуск породы произойдет как бы по «трубам», что часто наблюдается на практике.

При выпуске толщи разрыхленной породы через отверстие *аб* (рис. 4) можно отметить два характерных периода.

1. В первый период выпуска (период «разрежения») не наблюдается опускания поверхности *ед*. Заполнение объема, который ранее был занят выпущенной породой, производится за счет уменьшения объемной плотности оставшейся породы. Лабораторные исследования показывают, что при наличии крупнокусковой плитообразной породы в этот период может быть выгружена значительная часть (до 20—30%) столба породы, расположенного над выпускным отверстием.

Количество породы, отгружаемой в течение первого периода, зависит от интенсивности выпуска, формы и величины кусков породы и ее объемного веса. Так, при увеличении скорости выпуска, неправильной плитообразной форме кусков и небольшом объемном весе количество породы, отгружаемой в течение первого периода, будет значительным, и наоборот, при небольшой скорости выпуска, подвижной и тяжелой породе оно будет небольшим.

2. Для второго периода выпуска характерно образование воронки на поверхности объема выпускаемой породы. Вначале воронка образуется в средней части сечения столба *абвг*, где скорость движения породы наибольшая. Затем, по мере дальнейшего выпуска, воронка расширяется, соединяется с воронками соседних отверстий, после чего произойдет общее понижение уровня поверхности.

На рис. 5 дана картина последовательности выпуска породы на отдельных участках. Порода будет проходить через отверстие *аб* с различной скоростью. Как указывалось, наибольшая скорость будет по середине отверстия и по линии *оу*. При этом максимальное значение ее будет в точке *о*, и она будет уменьшаться по высоте. Таким образом, скорость движения породы в точке *х* будет меньше, чем в точке *о*, а в точке *р* меньше, чем в точке *х*, и т. д.

При открывании отверстия *аб* весь объем породы, подлежащей выпуску, придет в движение не сразу. Очевидно, вначале начнут двигаться

куски породы, расположенные у точки *о* — в районе наименьшего сопротивления и наибольшей скорости. Затем, по мере перемещения нижерасположенных кусков, начнут перемещаться куски породы, расположенные выше. При этом, ввиду различной скорости движения, поверхность объема движущейся породы в каждый отдельный момент будет иметь сферическую форму *ахб*, затем *арб* и, наконец, *ауб*, что будет соответствовать окончанию первого периода выпуска.

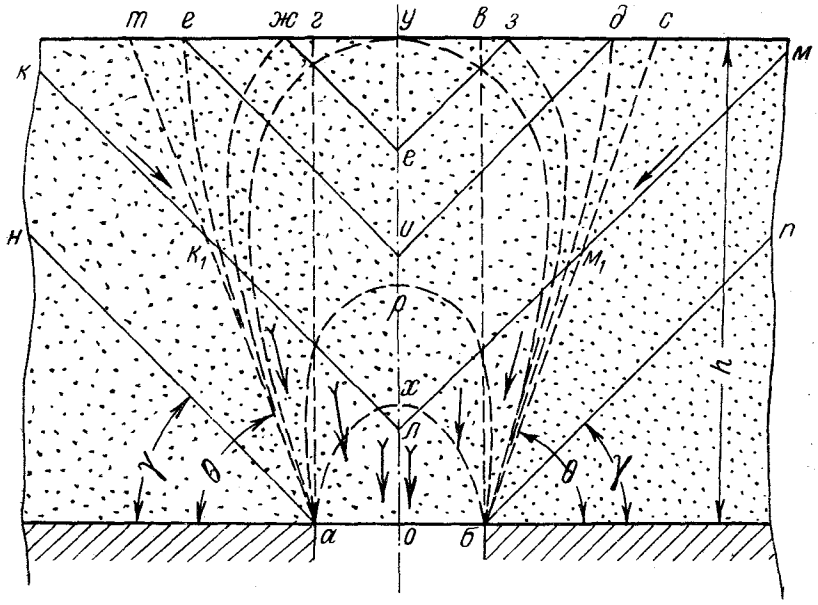


Рис. 5. Последовательность выпуска сыпучей породы через горизонтальное отверстие

Учитывая, что к концу первого периода будет уже выпущено некоторое количество породы, весь объем *ауб* будет заполнен более разрыхленной породой, при этом наибольшая степень разрыхления («разрежения») будет в районе точки *о*, где скорость движения породы наибольшая.

Форма сферических объемов *ахб*, *арб* и других будет определяться в основном величиной внутреннего трения. Так, при подвижной породе с незначительным внутренним трением форма сферического объема будет более вытянута по высоте, и наоборот.

Начало второго периода выпуска характеризуется образованием воронки на поверхности у точки *у* (рис. 5). По мере выпуска воронка будет расширяться, займет положение *жез*, затем *еид*, *клм* и, наконец, предельное положение *набп*, после чего выпуск породы прекратится. Очевидно, угол γ наклона поверхности воронки *бп* или *ан* будет соответствовать углу естественного откоса выгружаемой породы.

Рассмотрим движение породы при любом промежуточном положении воронки выпуска, например *клм*. На площади $ак_1лм_1б$ движение породы будет направлено вниз и несколько к центру, как показано на рис. 5. При этом поверхность конуса $к_1лм_1$ будет опускаться и окажутся неподпертыми верхние слои окружающей породы, которые вследствие этого начнут скатываться по поверхностям $м_1м$ и $к_1к$ в зону $к_1лм_1$ и в дальнейшем будут перемещаться вниз вместе с объемом $ак_1лм_1б$.

При сравнительно небольших скоростях выпуска обычно наблюдаемые на практике линии $лм_1м$, $лк_1к$ и аналогичные им, образующие воронку выпуска, можно с некоторым приближением считать прямыми. В действительности это будут кривые линии, форма которых зависит от ширины выпускного отверстия, интенсивности выпуска, физико-механических свойств породы, глубины воронки.

Поверхности $ак_1$ и $бм_1$ можно рассматривать как границы предельного положения боковой поверхности сферического объема *ауб*. Такими являются поверхности *ае* и *бд*. Как отмечено выше, *бд* и *ае* представляют собой поверхности сползания объемов *бвд* и *аег* при подпорных стенках *бв* и *аг*. Для определения угла наклона θ поверхностей *бд* и *ае* можно использовать теорему Кулона, из которой

$$\theta = 45^\circ + \frac{\varphi}{2}, \qquad (1)$$

где φ — угол внутреннего трения породы.

При этом кривые, образующие поверхности *бд* и *ае*, заменяются прямыми *бс* и *ат*.

В данном случае применение теоремы Кулона приводит к весьма незначительной ошибке, вполне допустимой при практических расчетах.

Выше рассматривался общий случай выпуска разрыхленной породы через горизонтальное отверстие в нижней части слоя, который характерен для рудной промышленности. При разработке мощного пологопадающего пласта условия выпуска угля существенно изменяются. Подлежащий выгрузке объем разрыхленного угля имеет форму вытянутой узкой призмы, высота которой немного (около 1,5 *м*) меньше мощности пласта. Выпуск угля производится через вертикальные отверстия *алкб* (рис. 6), расположенные на некотором расстоянии друг от друга у почвы пласта и представляющие собой устья выемочных штреков. Выгружаемый блок угля сверху и сбоку перекрыт обрушенной породой и отделен от нее гибким перекрытием (сеткой). Уголь почти в два раза легче породы, и степень их разрыхления и подвижность различны. Могут быть случаи, когда только небольшая толща пород непосредственной кровли окажется обрушенной, а расположенные выше породы (основная кровля) будут находиться в неразрыхленном состоянии или будут только разбиты трещинами.

Все это значительно усложняет производство выпуска угля. Вопрос выпуска угля в этих условиях является совершенно не изученным и опыт такого рода разработки мощных пластов отсутствует. Это весьма затрудняет проектирование элементов системы разработки и требует предварительного изучения механики выпуска угля.

С этой целью в лаборатории Ленинградского горного института в 1951—1952 гг. был выполнен ряд лабораторных работ по изучению выпуска угля на моделях в 1 : 20 натуральной величины. Хотя они полностью и не могли воспроизвести явления натуры, но они представили общую картину выпуска угля, что весьма важно для правильного решения вопросов при проектировании разработки.

На основании проведенных лабораторных работ можно составить следующую картину выпуска угля.

Выгрузка угля производится посредством погрузочной машины в выемочной печи на участке *мн* (рис. 6). По мере отгрузки уголь скатывается из блока *атзг* слоем *мнпл*, толщина которого *пл* определяется размером кусков угля, а угол откоса γ их связностью.

Выгружаемый уголь представляет собой неправильной формы куски размером от нескольких миллиметров до 0,3—0,4 *м*. При нормальном ведении буро-взрывных работ наиболее крупные куски угля, удельное

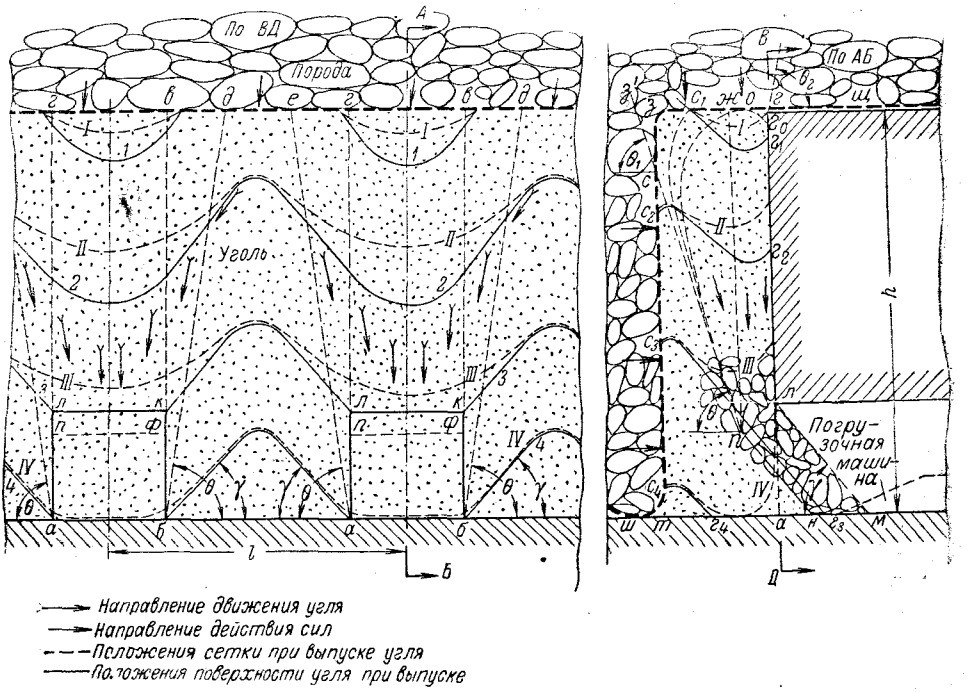


Рис. 6. Последовательность выпуска сыпучей породы через вертикальное отверстие

содержание которых в общей массе превышает 5—10%, обычно имеют поперечные размеры 0,2—0,3 *м*. Известно, что размеры выпускных отверстий должны соответствовать кусковатости, степени сыпучести угля и требующейся пропускной способности.

Минимально допустимая ширина выпускного отверстия может быть определена по формуле К. В. Алферова

$$A = 2{,}6\,(a_{\text{макс}} + 80)\,\operatorname{tg}\gamma,\ мм,$$

где A — наименьшие размеры стороны выпускного отверстия, *мм*;
$a_{\text{макс}}$ — размер наиболее крупных кусков угля, равный 200—300 *мм*;
γ — угол естественного откоса разрыхленного угля в покое.

Из формулы следует, что при $\gamma = 50°$ необходимо, чтобы поперечные размеры отверстия превышали величину кусков в 3—4 раза. В данном случае выпускное отверстие, представляющее собой поперечное сечение выемочной печи, не будет полностью использовано. Уголь будет скатываться по откосу *нп* слоем, толщина которого в верхней части составляет *пл*. Сечение сползающего слоя угля *пл* будет представлять собой «полезное» сечение выпускного отверстия, размеры которого по длине соответствуют ширине выемочной печи, а по ширине будут равны толщине сползающего слоя *пл*.

В процессе выгрузки угля ширина отверстия *пл* будет меняться. В периоды прохождения более мелкого угля она будет небольшая, а при прохождении более крупных кусков увеличится. При величине кусков 0,2—0,3 *м* наибольшая ширина отверстия *пл* составит 1,0—1,2 *м*, что необходимо учитывать при установлении величины подвигания очистного забоя за один цикл.

Следовательно, в любой момент выгрузки верхней части блока *атзг* движение угля будет происходить так, как если бы выпускным отверстием являлась щель *пл*. Это позволяет произвести построения, аналогичные общему случаю выпуска, приведенному на рис. 5.

Порядок передвижения угля представится следующим образом. К концу первого периода выпуска объем движущегося угля будет составлять *пжгл* (рис. 6, разрез по *АБ*), при этом форма блока *атзг* не изменится.

В начале второго периода выпуска на поверхности отгружаемого блока образуется воронка $c_1 г_1$. По мере выгрузки угля воронка расширяется, пока точка c_1 не совпадет с точкой *з*, после чего начнется общее опускание поверхности до положения $c_2 г_2$ и ниже. Когда точка $г_2$ достигнет точки *л*, дальнейшее перемещение угля будет происходить по поверхности $c_3 г_3$. При продолжении отгрузки оставшегося объема угля поверхность $c_3 г_3$ будет понижаться, пока не достигнет крайнего положения $c_4 г_4$, и объем $mc_4 г_4$ будет представлять потери угля.

Учитывая, что ширина блока и ширина столба *пжгл* над отверстием *пл* не одинаковы, и ввиду различной величины трения движущегося угля по поверхности *пж* и *лг* воронки выпуска будут иметь несимметричную форму.

В рассматриваемом случае сверху и сбоку на выгружаемый блок угля *тзга* будет действовать давление обрушенных пород кровли пласта (рис. 6, разрез по *АБ*). Под действием бокового давления и натяжения сетки внешний край воронки выпуска будет сжиматься и отваливаться внутрь, вследствие чего он приобретает несколько закругленную форму.

По мере выгрузки угля и опускания сетки вслед за ней будет опускаться и обрушенная порода кровли, при этом передвижение ее будет происходить с такой же закономерностью, как и передвижение угля. Контуром передвигающегося объема породы со стороны забоя будет линия $гг_1$, а со стороны отработанного пространства — *сз*, где θ_1 и θ_2 — углы сползания породы на этих участках. При опускании уровня поверхности угля ниже точки *с* соответственно будет опускаться и контур перемешающейся породы $сз_1$.

В точках *щ* и *ш* сетка зажата, поэтому длина ее между точками *щ* и *ш* будет постоянна. Таким образом, при значительной глубине воронки сетка будет провисать, как показано на рис. 6 (разрез по *АБ*), и испытывать значительные напряжения под действием давления пород сверху. На рис. 6 цифрами *I*, *II*, *III* и *IV* показаны последовательные положения сетки при выпуске угля.

Следовательно, глубоких воронок необходимо избегать. При небольшой глубине воронки провисание сетки может и отсутствовать, так как вследствие способности несколько растягиваться она уляжется на поверхность угля и давление расположенной выше породы будет передаваться непосредственно на уголь.

При одинаковой степени разрыхления угля глубина воронки будет увеличиваться с увеличением отношения *зг* к *жг* (рис. 6). Поэтому ширину отгружаемого блока угля следует принимать возможно меньшей.

Аналогичная картина выпуска угля будет со стороны груди забоя (рис. 6, разрез по *ВД*). Выпускные отверстия спроектируются в виде *плкф.* Они расположены на некотором расстоянии друг от друга. Наибольшая скорость движения угля при выпуске будет по вертикальной линии, проходящей через середину выемочных печей *алкб*, что и представит оси воронок выпуска, которые при равномерном разрыхлении угля будут симметричны указанным выше осям.

Линии *1*, *2*, *3* и *4* (рис. 6) показывают последовательное положение поверхности блока угля при выпуске, а пунктирные линии *I*, *II*, *III* и *IV* — соответствующие положения сетки в случае зависания. Стрелки указывают направление движения угля.

Из рис. 6 следует, что чем больше расстояние между выпускными отверстиями, тем больше будет глубина воронок, что увеличит пролет между опорами сетки и, в свою очередь, может привести к недопустимо большим напряжениям в сетке. Поэтому расстояние между выпускными отверстиями необходимо принимать возможно меньшим.

Учитывая неравномерный состав угля по крупности, нижняя часть воронки выпуска будет иметь закругленную форму, что несколько уменьшит ее глубину. Такую же форму будут иметь верхние края воронки, находящиеся под концентрированным действием давления породы. Последнее увеличивает площадь опоры сетки и тем уменьшает величину пролета между опорами.

Необходимо стремиться к тому, чтобы сетка не провисала, а лежала непосредственно на поверхности угля, играя роль прокладки между ним и породой. Для этого следует избегать глубоких воронок и применять сетку, допускающую значительное растяжение под действием нагрузки.

3. Установление параметров очистного забоя

Правильный выбор параметров очистного забоя является важнейшим фактором, обеспечивающим нормальный выпуск угля, исключение разрывов сетки, т. е. надежную и нормальную работу. К таким параметрам относятся следующие:

1) расположение выгружаемого блока угля по отношению к горизонтальной поверхности;

2) толщина выгружаемого блока угля;

3) ширина выпускных отверстий и расстояние между ними.

1. Расположение выгружаемого блока угля определяется углом наклона груди забоя β к горизонтальной поверхности. На рис. 7 представлены три возможных случая: при $\beta < 90°$, $\beta = 90°$ и $\beta > 90°$. Наиболее неблагоприятным является случай *А*, когда угол наклона груди забоя к горизонтальной поверхности $\beta < 90°$.

Как показано выше, наиболее интенсивное перемещение угля при выпуске происходит в контуре вертикального столба, основанием которого является горизонтальная проекция выпускного отверстия *пл* (рис. 7, *А*), в результате чего в верхней части выгружаемого блока уголь окажется зажатым между сеткой и стенкой забоя.

Указанное подтверждается исследованием на модели в масштабе 1 : 20 (рис. 8). Моделировался выпуск блока разрыхленного угля высотой 14 *м* и толщиной 2 *м*. Угол наклона груди забоя β равен 60°. Блок угля был перекрыт породой — песком и изолирован от последнего сеткой. Выпуск угля производился из устья «печи», расположенной с наклоном 30°. Таким образом, модель отображала разработку наклонного пласта полосами по падению.

Как видно из рис. 8, уголь удалось выгрузить лишь с нижней части забоя. Количество его составляло около 45% к общему объему блока. Уголь в верхней части забоя оказался зажатым опустившейся массой породы в районе выпускного отверстия.

Еще одним существенным недостатком такого расположения забоя является наличие большого пролета провисающей сетки в нижней части забоя (рис. 8, *в*), что может привести к разрыву сетки. Указанное усугубляется еще тем, что при таком расположении забоя давление боковых пород на сетку весьма велико.

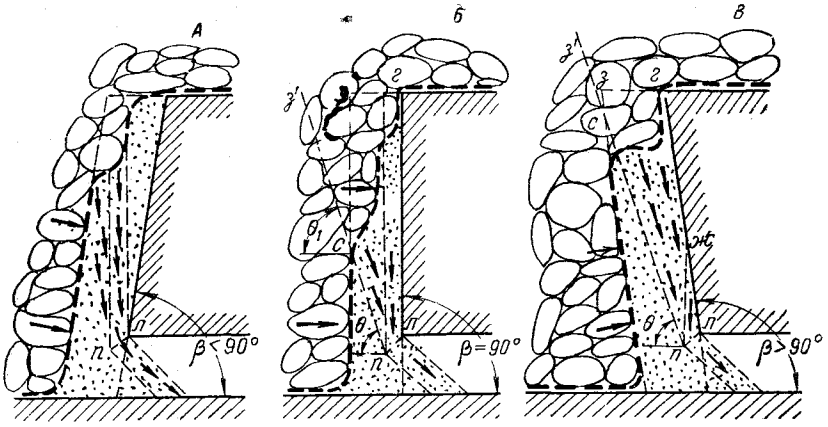
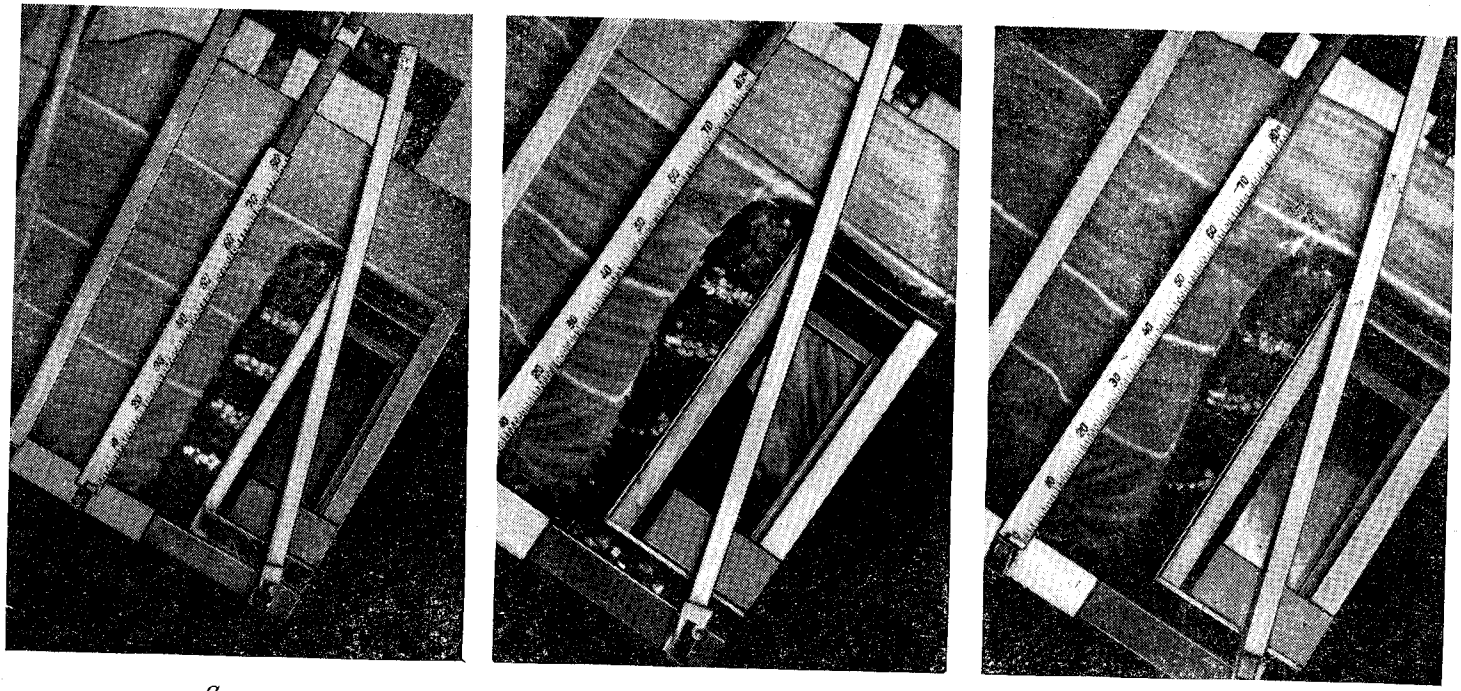


Рис. 7. Варианты расположения очистного забоя

Все это свидетельствует о нецелесообразности расположения груди забоя к горизонтальной поверхности под углом наклона β меньшим, чем 90°.

При вертикальном расположении груди забоя ($\beta = 90°$) и значительной толщине выпускаемого блока опасность зажатия угля сеткой уменьшается. Но, как показано ниже, более рационально иметь блок небольшой толщины (1,5—2,0 *м*). В этом случае при вертикальном забое не всегда можно будет обеспечить полную выгрузку угля. Как указано выше, передвигающийся при выпуске по вертикали вниз столб угля в процессе движения несколько «суживается» вследствие стремления кусков, расположенных по бокам столба, передвинуться к середине в зону «разрежения». Это при высоком, но небольшой толщины блоке вызовет смещение к забою боковых пород на участке выше точки *с* (рис. 7, *Б*). В результате расстояние между сеткой и грудью забоя уменьшится, что может привести к сводообразованию и зажатию части угля. Вероятность такого зажатия угля увеличивается вследствие наличия неровной поверхности груди забоя, являющейся обычной при взрывной отбойке, а также тем, что уголь почти в два раза легче окружающей его породы. Большой вес породы определяет значительную силу бокового давления, а следовательно, и большее сопротивление (трение) передвижению угля вниз. В то же время небольшой вес угля может оказаться недостаточным для преодоления этого сопротивления, что и приведет к зависанию угля.

Таким образом, вертикальное расположение груди забоя также не может гарантировать надежность выпуска угля при небольшой толщине блока.



а *б* *в*

Рис. 8. Модель для исследования выпуска угля:
а — начальное положение; *б* — промежуточное; *в* — конечное

Наиболее целесообразно располагать забой под углом $\beta > 90°$ (рис. 7, *В*). В этом случае вертикальный столб над выпускным отверстием *пл* будет иметь треугольную форму *пжл*. Уголь будет передвигаться вниз — в пространство между грудью забоя *лг* и поверхностью сдвига *пс*. При этом наибольшую скорость движения уголь получит у поверхности *лг* и воронка выпуска будет односкатной. Чем больше величина угла β, тем меньше угол между поверхностями *лг* и *пс* и толщина слоя передвигающегося вниз угля, которая приближается к величине выпускного отверстия *пл*. Уголь, расположенный за поверхностью *пс* со стороны выработанного пространства, будет скатываться по поверхности воронки выпуска внутрь пространства *псгл* и затем в общей массе опускаться вниз, аналогично построению рис. 6.

На рис. 9 приведены фотографии модели разработки мощного горизонтально залегающего пласта с принудительным обрушением угля. Масштаб модели 1 : 20. Выпускаемые блоки угля имели толщину от 1 до 4 *м*, высоту 9 *м* и длину 8 *м*. Угол наклона груди забоя β равен 100°. Выпускался «рядовой» уголь крупностью до 400 *мм*. Для наглядности уголь имел маркирующие слои, окрашенные в белый цвет. Передняя стенка модели стеклянная, и к ней прикреплена рейка с сантиметровыми делениями. Ширина выпускных отверстий (0,8 *м*) в два раза превышала размер наиболее крупных кусков угля. За время опытов было выпущено 22 блока шириной 1, 2 и 4 *м*. Выпуск угля происходил нормально, не было ни одного случая зажима угля сеткой. Общая картина движения угля и породы соответствовала положениям, приведенным в предыдущей главе.

Как видно из рис. 9, наибольшую скорость движения уголь имеет у груди забоя. Это определяет односкатную форму воронки выпуска (рис. 9, *д*, *е*).

Учитывая указанное, следует предпочитать расположение забоя с наклоном в сторону выработанного пространства. Угол наклона β следует принимать равным 100—120°, а при мягких углях, склонных к осыпанию, и меньше.

Основные преимущества такого расположения забоя по сравнению с предыдущими следующие:

1) обеспечение наименьшей величины бокового давления породы на выпускаемый блок угля, в результате чего уменьшается сопротивление передвижению угля при выпуске и исключается возможность зажимания угля сеткой;

2) уменьшение тормозящего действия неровной поверхности груди забоя;

3) обеспечение нормального выпуска угля даже при небольшой толщине (1—2 *м*) блока, что, как это будет показано ниже, имеет большое значение;

4) уменьшение напряжения в сетке;

5) возможность наиболее просто производить подсечки, необходимые при ведении взрывных работ;

6) значительное уменьшение степени истирания сетки опускающейся породой по поверхности *гл* (рис. 7).

Единственным недостатком такой формы забоя является опасность вывалов угля. В большинстве случаев возможность вывалов угля исключается, так как пространство у забоя будет постоянно заполнено или разрыхленным углем, или обрушенной породой, которые непрерывно обеспечивают вполне достаточный подпор стенке забоя. Даже при трещиноватом угле вывалы мало вероятны, так как вследствие значительно большей подвижности разрыхленного угля и обрушенной породы

образующееся свободное пространство будет заполняться ими раньше, чем сдвинется с места трещиноватый, но не разрыхленный массив угля.

Исключением могут быть случаи разработки пластов с мягким углем, где вывалы могут произойти даже при небольшой площади обнажения.

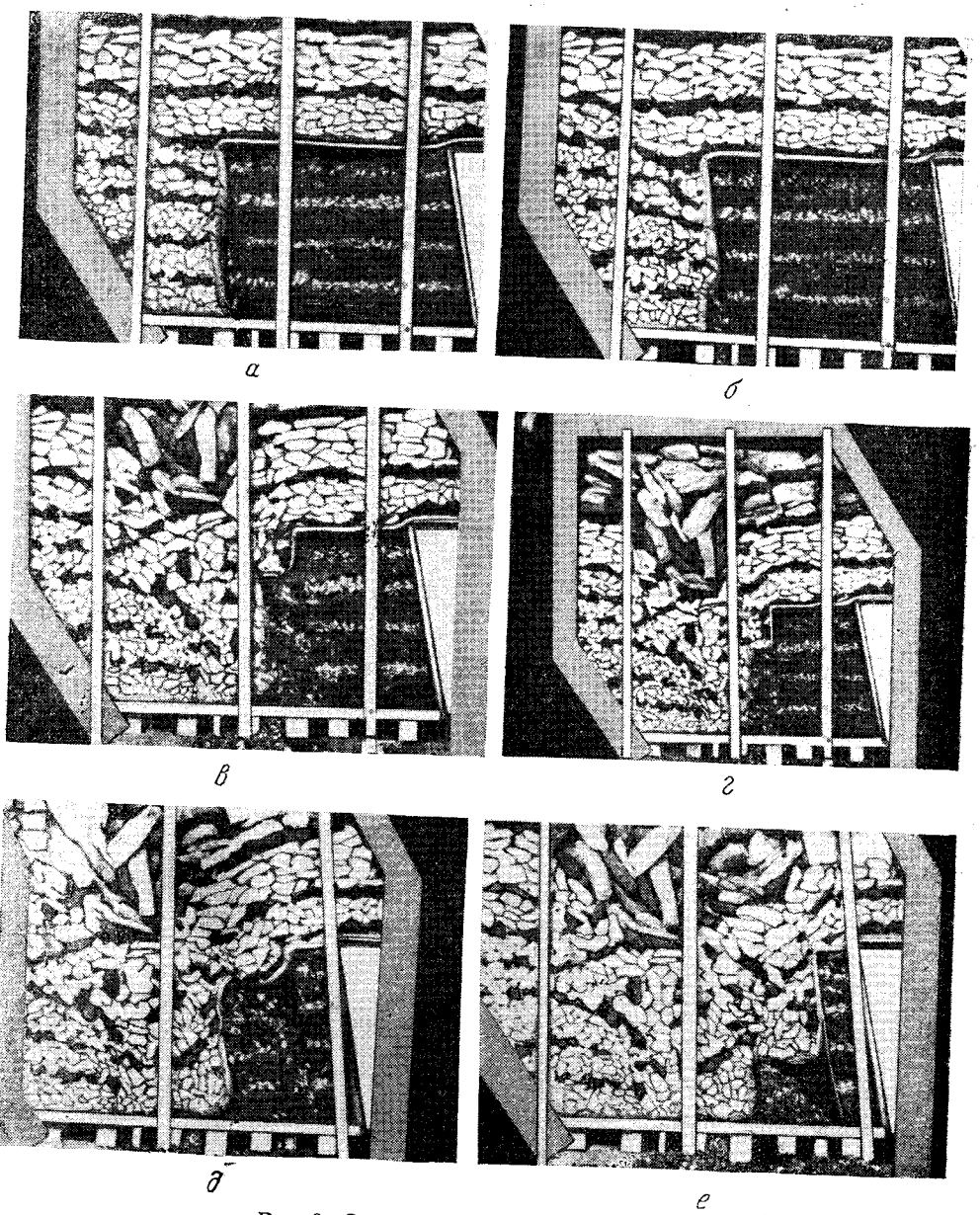


Рис. 9. Схема выпуска угля на модели:
а, б, в, г, д, е — стадии выпуска угля из очистного забоя

В этих случаях следует принимать вертикальное расположение забоя, одновременно увеличивая толщину выпускаемого блока.

2. При проектировании разработки требуется определить величину продвигания очистного забоя за один цикл, что соответствует толщине выгружаемого блока угля. Рациональная толщина блока должна обеспе-

чивать нормальную и полную выгрузку угля и исключать возможность возникновения значительных напряжений в сетке.

Наибольших напряжений в сетке следует ожидать в результате давления расположенной выше породы, которая перемещается вниз вслед за выгружаемым углем (рис. 9, *д,е*). Необходимо стремиться исключить провисание сетки, тогда в процессе выпуска угля сетка будет лежать на поверхности выгружаемого блока, не отрываясь от него, играя роль прокладки, отделяющей уголь от опускающейся вслед за ним обрушенной породы. В этом случае сетка будет испытывать небольшие растягивающие напряжения, и его следует считать наиболее благоприятным.

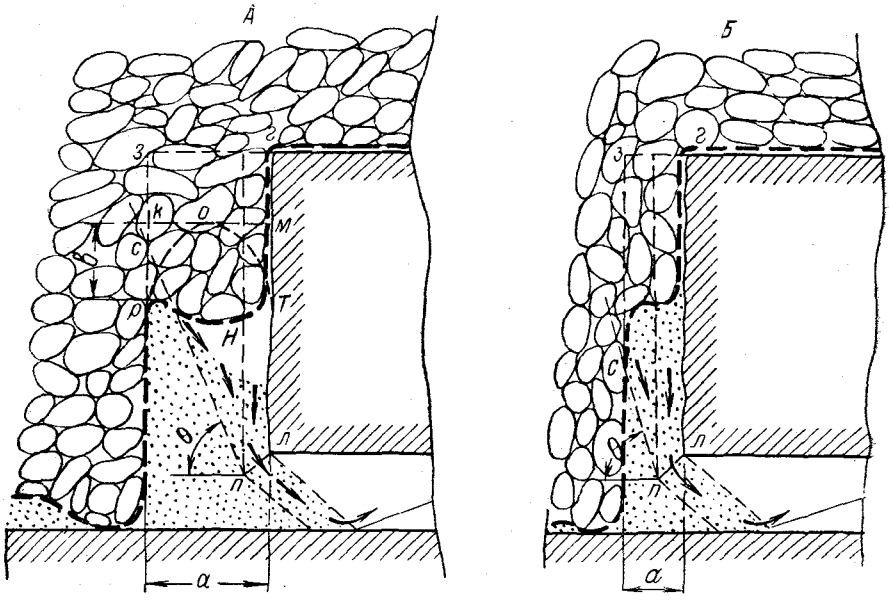


Рис. 10. Схема выпуска угля при большой (*А*) и малой (*Б*) толщине блоков

Как указывалось выше, при значительной толщине блока образуется глубокая воронка выпуска (рис. 9, *д, е,* рис. 10) и растягивающая способность сетки может оказаться недостаточной для исключения ее провисания. При этом сетка будет воспринимать давление расположенной выше породы, которое будет увеличиваться с увеличением толщины блока (рис. 10). Давящая сверху на сетку порода, находящаяся в движении, будет достаточно хорошо разрыхлена, поэтому определение величины давления допустимо произвести по методу проф. М. М. Протодьяконова.

Высота свода *рот*, ограничивающего объем породы, поддерживаемый сеткой на участке *рм*, определится выражением

$$в = \frac{a}{2 \operatorname{tg} \varphi}, \qquad (2)$$

где $в$ — высота свода;

a — ширина пролета, которая без большой погрешности может быть приравнена к толщине блока;

φ — угол внутреннего трения породы.

Для упрощения расчета заменим поддерживаемый сеткой объем породы *ромт* (рис. 10, *А*) объемом породы, имеющим прямоугольное сечение *ркмт*.

Подсчеты показывают, что сделанные допущения незначительно (10—20%) изменяют конечный результат в сторону повышения запаса прочности сетки. Поэтому, учитывая большое упрощение расчета, они могут быть приняты.

В настоящее время неизвестны способы точного определения в шахтных условиях механической характеристики пород, в частности угла трения φ, что снижает требования к степени точности такого рода расчетов.

В процессе выгрузки угля порода будет находиться в движении, поэтому следует учитывать динамический характер нагрузки. Нет основания опасаться увеличения нагрузок на перекрытие ввиду высокой степени гибкости и податливости сетки, а также вследствие того, что движущаяся порода представляет собой хорошо разрыхленный подвижной материал. Опускание породы вслед за углем будет происходить не одновременно всей массой, а с небольшим опережением кусков, расположенных ниже. В этом отношении характер опускания разрыхленной подвижной породы резко отличен от характера опускания монолитной породной глыбы. В первом случае будет иметь место постепенное нарастание давления на сетку, а во втором — почти мгновенное.

При хорошо разрыхленной породе давление на сетку во время опускания ее не только не возрастает, а наоборот, уменьшается. Это подтверждается наблюдениями, проведенными на шахте № 3—3-бис в Прокопьевске при испытании щита проф. Н. А. Чинакала для наклонного падения. Было отмечено, что во время передвижения щита давление на него резко снижалось, а в период между передвижками постепенно возрастало. Такое явление наблюдалось и при моделировании: при выгрузке угля сетка ослабевала, а при остановке выпуска вновь постепенно натягивалась.

Указанное объясняется различными скоростями движения кусков породы, расположенных на периферии и внутри перемещающегося объема, в результате чего нижние куски при опускании опережают верхние, что наглядно подтверждается при моделировании разработки пласта.

Вопрос изменения давления породы на сетку при движении требует еще детального изучения, но увеличения давления на сетку при этом ожидать не следует. Следовательно, величину давления на провисающую сетку с достаточной для практических расчетов точностью можно определить по формуле

$$Q_1 = a в \gamma, \ т/м$$

или, подставляя значение $в$ из формулы (2),

$$Q_1 = \frac{a^2 \gamma}{2 \operatorname{tg} \varphi}, \ т/м, \qquad (3)$$

где Q_1 — давление на сетку, приходящееся на 1 $м$ длины забоя, $т/м$;
a — толщина выгружаемого блока угля, $м$;
γ — объемный вес породы, $т/м^3$;
φ — угол внутреннего трения породы.

Из уравнения (3) следует, что величина давления на сетку резко увеличивается при увеличении толщины выгружаемого блока угля. С другой стороны, достаточная прочность сетки — исключение возможности ее разрыва — является одним из главнейших факторов, определяющих возможность применения такого рода разработки. Поэтому целесообразно принимать толщину слоя возможно меньшей, при которой нагрузка на сетку невелика.

Наблюдение на моделях показывает, что если толщина блока не превышает 4—5-кратного размера кусков, то воронка выпуска может отсутствовать (см. рис. 9, *а*). В этом случае поверхность выгружаемого блока более или менее ровная и сетка не отрывается от угля, что практически исключает сколько-нибудь значительные напряжения на ней.

Но при чрезмерном уменьшении толщины блока возникают другие затруднения — возможные сводообразования или зажатия угля сеткой. Как первое, так и второе являются весьма нежелательными явлениями, так как они нарушают нормальный ход выпуска угля и могут повлечь существенные затруднения в работе.

Поэтому рациональной следует считать минимальную толщину блока, допускающую нормальный и полный выпуск угля.

До накопления опытных данных можно принять, что для обеспечения нормального движения угля необходимо, чтобы толщина блока превышала размер наибольших кусков угля в 4—6 раз. Это при поперечных размерах кусков 0,3 *м* составляет 1,2—2,0 *м*. При нависающей форме забоя ($\beta > 90°$) толщину блока можно принимать 1,0—1,5 *м*, а при вертикальном расположении груди забоя ($\beta = 90°$) толщина должна быть увеличена до 2,0—2,5 *м*.

Необходимо проверить, не будет ли при выбранной таким образом толщине блока уголь зажиматься сеткой в верхней части забоя.

Как указывалось выше (рис. 7), для исключения зажима угля сеткой необходимо, чтобы поверхность сползания *пс* пересекала сетку (точка *с*) возможно ближе к точке *з*. Расстояние *сз* должно быть не более 2—3 *м*, в противном случае необходимо увеличивать толщину блока. Последнее справедливо лишь для условий, когда толщина блока выбрана минимально допустимой по размеру кусков. Если же толщина блока превышает размер кусков угля в 10—15 раз и более, то нет основания опасаться зажима угля в верхней части забоя и данная проверка не нужна.

3. Последним вопросом, касающимся рассматриваемых параметров очистного забоя, является выбор ширины выпускных отверстий и расстояний между ними.

Ширина выпускных отверстий определяется размерами выемочных печей, ширина которых в зависимости от типа погрузочных машин составляет от 2,5 до 3,5 *м*. Эти размеры вполне обеспечивают нормальный выпуск угля.

Важным вопросом также является определение расстояния между выпускными отверстиями. При этом необходимо учитывать следующие требования: 1) возможно большее снижение нагрузки на сетку; 2) обеспечение наибольшей полноты выпуска.

На рис. 6 показана общая картина перемещения угля и породы при выпуске. Из изложенной выше теории выпуска угля следует, что необходимо опасаться образования глубоких воронок, так как в этом случае сетка провисает на значительных расстояниях и в ней могут возникнуть опасные напряжения.

Для исключения возможного образования глубоких воронок необходимо соблюдение трех условий: 1) возможно меньшие расстояния между выпускными отверстиями; 2) равномерный выпуск угля из всех печей; 3) хорошее разрыхление угля.

Расстояния между выпускными отверстиями определяются расстояниями между выемочными печами, а последние устанавливаются с учетом обеспечения достаточной прочности целиков между ними. Для обычных условий минимально допустимые расстояния между печами

с учетом прочности целиков составляют 3—4 *м*, что определяет величину пролета сетки около 6—7 *м*.

Несколько упрощенная расчетная схема нагрузок на сетку приведена на рис. 11. Сетку можно рассматривать как гибкую провисающую ленту, ширина которой соответствует толщине блока. Выделим участок сетки длиной, равной ширине воронки выпуска, равномерно нагруженный слоем породы, толщина которого *в* может быть определена по формуле (2).

Используя уравнения (2) и (3), определим общую нагрузку Q на сетку в пределах одного пролета:

$$Q=\frac{a^2\gamma l}{2\operatorname{tg}\varphi},\ т, \qquad (4)$$

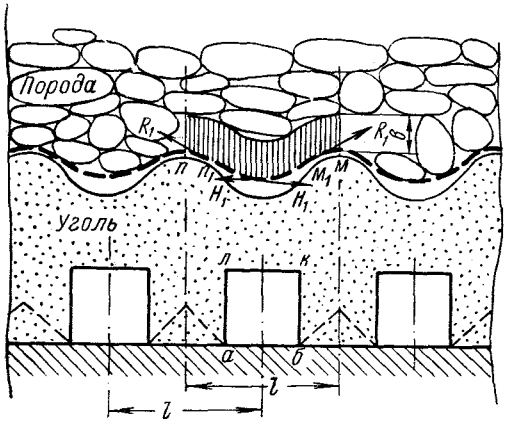


Рис. 11. Схема к расчету гибкого перекрытия

где l — расстояние между осями выпускных воронок, *м*.

Принятая длина сетки соответствует величине пролета l. В действительности же за счет прогиба длина сетки будет несколько больше и общая нагрузка на сетку возрастет. Но указанное вполне компенсируется тем, что при прогибании сетки одновременно будет уменьшаться и пролет l, так как действительными точками опоры будут не *пм*, а $n_1м_1$ (рис. 11).

При слабо натянутой и растягивающейся сетке величину пролета можно принимать меньше ширины воронки выпуска. Напряжение H_1 в сетке на середине пролета может быть определено из известного уравнения

$$H_1=\frac{Q_1l^2}{8f},\ т, \qquad (5)$$

где Q_1 — нагрузка на 1 *м* длины сетки, определяющаяся уравнением (3);

f — стрела прогиба сетки, которая может быть принята в размере до 20% от пролета;

l — ширина воронки выпуска.

При нормальном выпуске угля величина пролета провисающей части сетки $n_1м_1$ (рис. 11) не будет превышать расстояние между осями выемочных печей, поэтому значение l в формуле (5) может быть приравнено последнему.

Наибольшее напряжение R_1 в сетке будет в точках опоры и может быть определено уравнением

$$R_1=H_1+Q_1f,\ т/м.$$

Подставляя значения H_1 и Q_1, получим

$$R_1=\frac{\gamma a^2}{2\operatorname{tg}\varphi}\left(\frac{l^2}{8f}+f\right),\ т/м. \qquad (6)$$

Учитывая, что расстояние между печами обычно значительно превышает толщину блока, наибольших растягивающих напряжений в сетке

следует ожидать в поперечном направлении и определять их по формуле (6).

Аналогичным образом можно определить растягивающее напряжение в сетке в продольном направлении. Напряжение H_2 в нижней части сетки в продольном направлении, согласно выражениям (2) и (5),

$$H_2 = \frac{\gamma a^3}{16 f_2 \operatorname{tg} \varphi}, \ т/м, \tag{7}$$

где H_2 — растягивающее напряжение в продольном направлении нижней части сетки, $т/м$;
γ — объемный вес разрыхленной породы, $т/м^3$;
a — толщина блока, $м$;
f_2 — стрела прогиба сетки в продольном направлении, $м$;
φ — угол внутреннего трения.

Наибольшее растягивающее напряжение R_2 в сетке в продольном направлении также будет в точках опоры и определится аналогичной формулой

$$R_2 = H_2 + Q_2 f_2, \ т/м,$$

где Q_2 — вес породы, приходящийся на 1 $м^2$ сетки.

Учитывая ранее указанные допущения, значение Q_2 с достаточной точностью может быть определено по формуле

$$Q_2 = \frac{\gamma a^2}{2 \operatorname{tg} \varphi}, \ т/м.$$

Подставляя значения H_2 и Q_2 в предыдущую формулу, получим

$$R_2 = \frac{\gamma a^2}{2 \operatorname{tg} \varphi} \left(\frac{a^2}{8 f_2} + f_2 \right). \tag{8}$$

Прочность сетки в продольном направлении следует определять по формуле (8).

Из конструктивных соображений значение R_2 следует принимать не менее $0{,}5R_1$. Так, при $a = 1{,}5$ $м$, $l = 7$ $м$, $\gamma = 1{,}7$ $т/м^3$, $\operatorname{tg} \varphi = 0{,}5$ и $f = 0{,}2l$ наибольшее растягивающее напряжение в сетке будет в поперечном направлении (рис. 11) и определится по формуле (6)

$$R_1 = \frac{\gamma a^2}{2 \operatorname{tg} \varphi} \left(\frac{l^2}{8f} + f \right) = \frac{1{,}7 \cdot 1{,}5^2}{2 \cdot 0{,}5} \left(\frac{7^2}{8 \cdot 0{,}2 \cdot 7} + 0{,}2 \cdot 7 \right) = 22 \ т/м.$$

Наибольшее растягивающее напряжение в сетке в продольном направлении определится по формуле (8)

$$R_2 = \frac{\gamma a^2}{2 \operatorname{tg} \varphi} \left(\frac{a^2}{8 f_2} + f_2 \right) = \frac{1{,}7 \cdot 1{,}5}{2 \cdot 0{,}5} \left(\frac{1{,}5^2}{8 \cdot 0{,}2 \cdot 1{,}5} + 0{,}2 \cdot 1{,}5 \right) = 4{,}8 \ т/м.$$

Принимая запас прочности равным трем, получим разрывную прочность сетки в поперечном направлении 66 $т/м$ и в продольном 33 $т/м$.

Вторым, не менее важным требованием, которое необходимо учитывать при выборе расстояния между выпускными отверстиями, является обеспечение наиболее полного извлечения угля при выгрузке.

При хорошо разрыхленном угле нет оснований опасаться затруднений при выпуске его из блока. Движение угля будет происходить в этом случае по схеме, приведенной на рис. 6.

Но затруднения могут возникнуть, если расстояние между печами значительное, а уголь плохо разрыхлен, мокрый или легко слеживающийся. В этом случае выпуск угля может происходить по «трубам» *лкнм*, между которыми останутся зажатые сеткой столбы угля *бнма* (рис. 12).

Для обеспечения полноты выпуска угля следует устья печей раскосить в одну или две стороны. При этом ширина выпускного отверстия *лк* увеличится до *дг*, а ширина столба угля в пространстве между печами уменьшится до $н_1м_1$. Соответственно уменьшится площадь опоры сетки, и сосредоточенным давлением пород столб $вн_1м_1е$ будет разрушен, что обеспечит наиболее полную выгрузку угля.

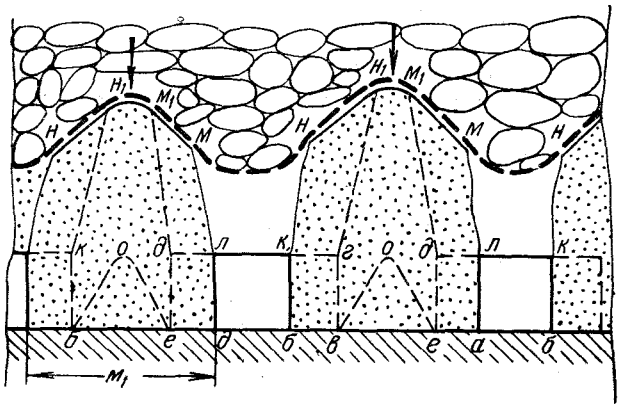


Рис. 12. Схема выпуска угля при недостаточном разрыхлении

Путем раскоски устьев выемочных печей расстояния между выпускными отверстиями можно довести до 1—2 *м*. Это даст возможность свести до минимума потери угля, которые будут в основном определяться объемом треугольной призмы *вое*. Недостатком раскоски устьев печей является необходимость перекрепления их, что увеличивает трудовые затраты на добычу угля.

Для обеспечения достаточной производительности разработки необходимо за один прием взрывать блок угля на протяжении нескольких печей. В этом случае весьма важно выгрузку угля производить равномерно во всех печах, так как значительное опережение выпуска угля в одной из них приведет к образованию глубокой воронки. Поэтому следует избегать использования одной погрузочной машины для выгрузки угля из нескольких печей. Лучше в каждой из них иметь отдельные машины.

Для выяснения картины выпуска угля проведена серия наблюдений на моделях в 1 : 20 натуральной величины. На приведенных фотоснимках (рис. 13) показан выпуск блока толщиной 3 *м* и высотой 14 *м*. Выгружался рядовой уголь крупностью от 0 до 400 *мм* через «печи» сечением 2,0 × 2,0 *м*. Расстояние между осями «печей» 4,0 *м*. Сверху и сзади выгружаемый блок угля был перекрыт разрыхленной породой с крупностью от 0,2 до 0,8 *м*. Сверху укладывались куски породы плитообразной формы, размеры которых увеличивались с высотой. Передняя стенка модели стеклянная, и к ней прикреплена рейка с сантиметровыми делениями. Передняя стенка забоя расположена наклонно ($\beta = 105°$). Порода отделена от угля полосой холста (сетка).

Как видно из снимков, моделирование полностью подтверждает ранее описанную картину выпуска угля и передвижение сетки. Хорошо различимы первый и второй периоды выпуска угля. На рис. 13, *д* можно отметить образование большой воронки выпуска вследствие неравно-

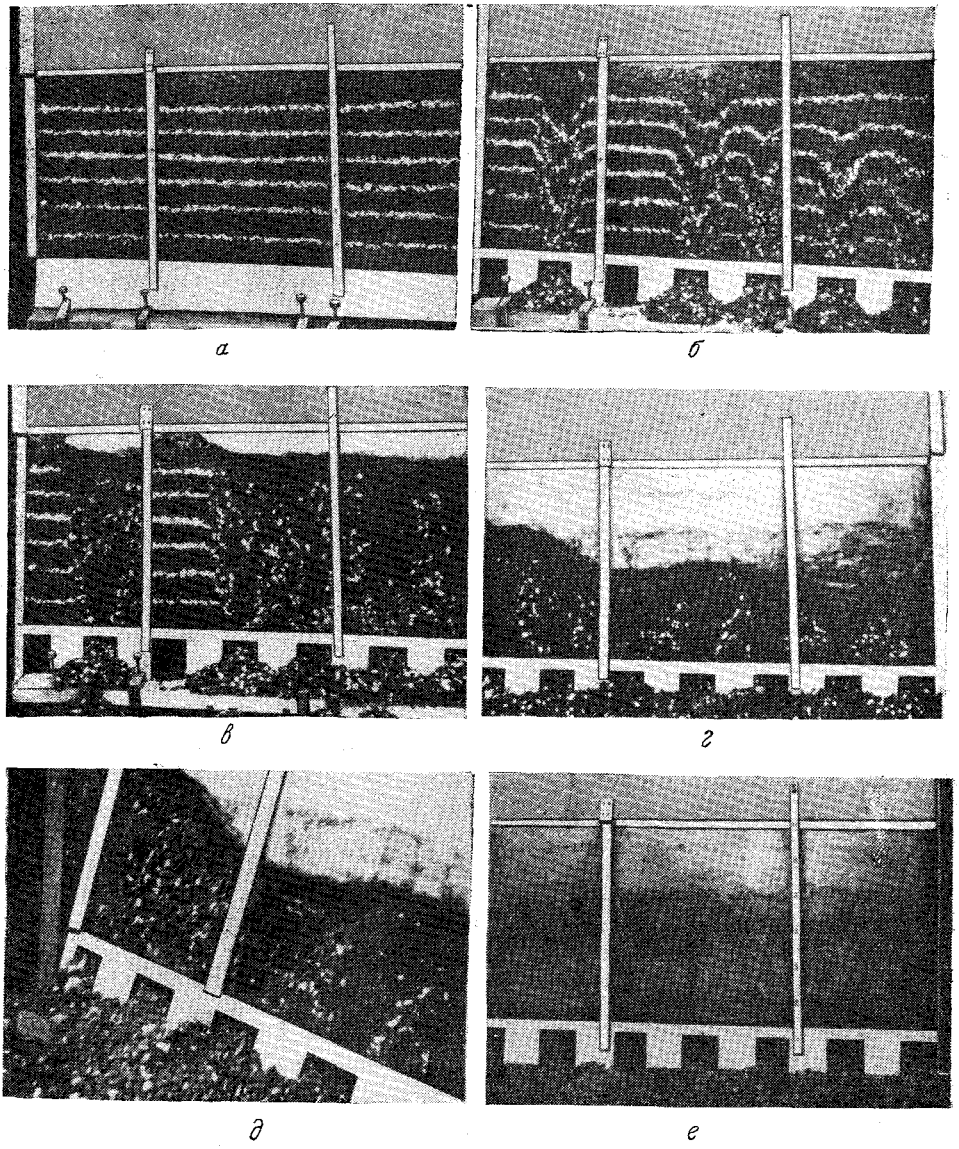


Рис. 13. Схема выпуска угля на модели с лобовой стороны забоя:
а, б, в, г, д, е — стадии выпуска угля из очистного забоя

мерной отгрузки угля и как следствие этого — значительное провисание сетки.

В обоих случаях незначительные потери угля оставались на почве между выпускными печами. Во втором случае, вследствие более частого расположения печей, потери угля были значительно меньшими.

4. Применение щитов

Исключить образование большого числа воронок можно при условии выгрузки угля на всем протяжении очистного забоя, используя специальный щит *1* со скребковым конвейером *2* (рис. 14). Щит представляет жесткую конструкцию и предназначен в основном для монтажа и передвижения конвейера с консольными скребками. Передвижение щита вместе с конвейером производится при помощи лебедок, расположенных в выемочных штреках. К верхней части щита прикреплены стальные брусья *3*, предназначенные для поддержания сетки. Брусья

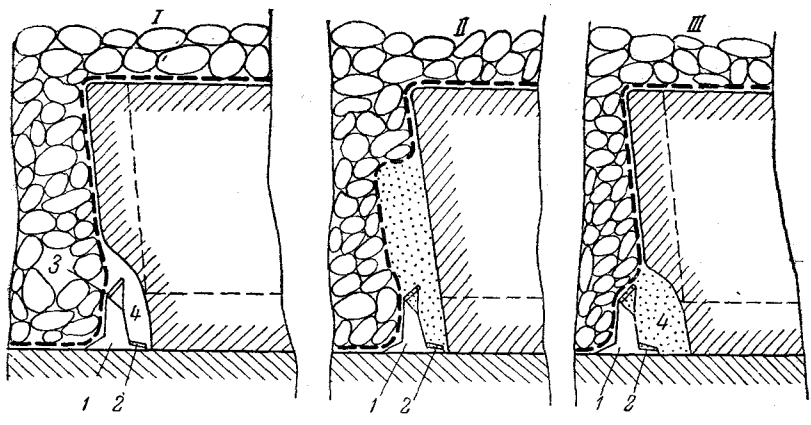


Рис. 14. Схема отработки нижнего слоя с применением щита:
1 — щит; *2* — конвейер; *3* — брусья для поддержания сетки; *4* — ниша

расположены на расстоянии 0,8—1,0 *м* друг от друга, что обеспечивает прохождение угля.

На рис. 14 показаны три характерных положения при отработке пласта. В начальном положении (положение *I*) щит заведен в нишу *4*, затем взорвана верхняя часть забоя. Отбитый уголь заполняет нишу *4*, попадает на конвейер *2* и доставляется на второй конвейер, расположенный в штреке. После выгрузки всего угля (положение *II*) взрывают следующую нишу *4* и, постепенно передвигая щит, выгружают из нее уголь (положение *III*). Затем последовательность операций повторяют. В этом случае можно обеспечить более равномерную выгрузку угля по всей длине забоя с некоторым опережением в обратную сторону направления рабочего хода конвейера *2*.

Этим создаются более благоприятные условия работы сетки и почти полностью исключаются потери угля. Кроме того, применение щита имеет еще следующие преимущества:

1) возможность бурения и взрывания шпуров под щитом, позволяющая располагать выемочные штреки на большем расстоянии друг от друга и тем сокращающая объем нарезных работ;

2) возможность производить разбивку сводов и крупных кусков угля под прикрытием щита, облегчающая выпуск угля даже при плохом качестве взрывания и повышающая надежность разработки;

3) улучшение проветривания очистного забоя и еще большее повышение степени безопасности работ;

4) простота и дешевизна способа выгрузки угля с максимальным использованием его веса;

5) исключение необходимости большого числа погрузочных машин и конвейеров.

Обеспечить более равномерную выгрузку угля можно используя специальный погрузочный щит. Погрузочный щит *1* располагается в устье выемочного штрека (рис. 15). Разрыхленный уголь через отверстия *2* скатывается под щит и попадает на смонтированный в щите

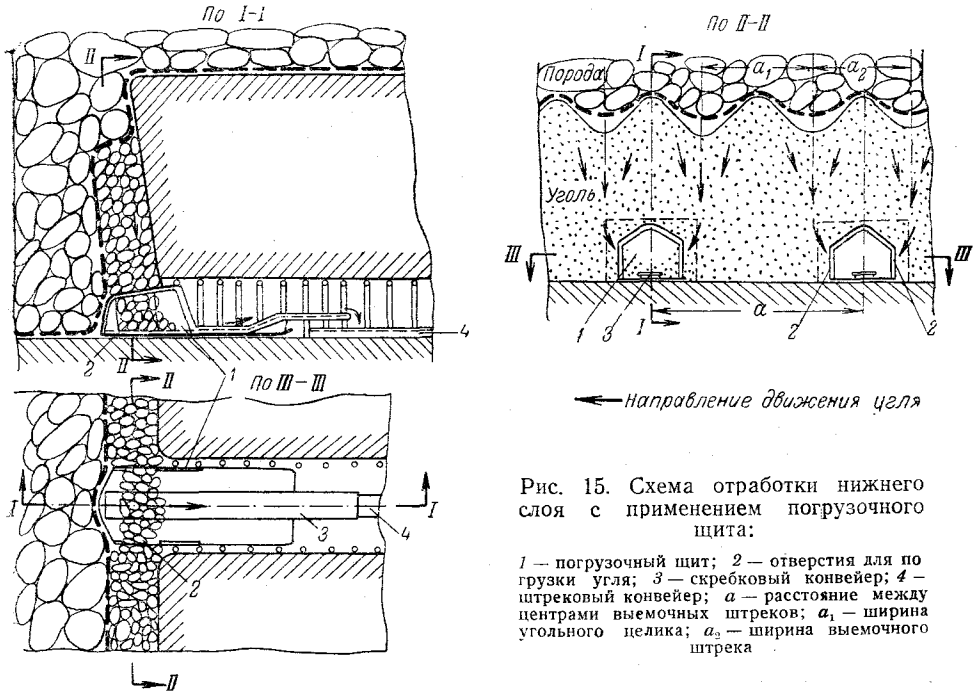


Рис. 15. Схема отработки нижнего слоя с применением погрузочного щита:

1 — погрузочный щит; *2* — отверстия для погрузки угля; *3* — скребковый конвейер; *4* — штрековый конвейер; *a* — расстояние между центрами выемочных штреков; a_1 — ширина угольного целика; a_2 — ширина выемочного штрека

скребковый конвейер *3*, которым передается на конвейер *4*, расположенный на почве штрека. После выгрузки угля щит при помощи талевой лебедки передвигается в штрек, затем взрывается следующий блок угля, и работа повторяется в прежнем порядке.

Погрузка угля на конвейер *3* производится самонавалом, что исключает необходимость в погрузочной машине. Регулирование погрузки угля осуществляется рабочим, который находится сбоку от погрузочных отверстий под прикрытием щита.

Схема движения угля при выгрузке блока показана стрелками на рис. 15 (разрез по *II—II*). Учитывая наличие в каждом щите двух погрузочных отверстий *2*, число воронок выпуска у каждого штрека увеличивают до двух, что уменьшает глубину их и тем самым улучшает условия работы сетки.

Таким образом, применение погрузочного щита обеспечивает более равномерный выпуск угля и уменьшает растягивающие напряжения в сетке; исключает необходимость в погрузочных машинах — выгрузка угля производится самонавалом, т. е. самым простым и дешевым способом; обеспечивает большую степень безопасности работ, так как рабочие находятся под прикрытием щита.

Некоторые специалисты считают, что главнейшим недостатком системы с принудительным обрушением угля является невозможность применения селективной разработки при наличии в пласте прослойков породы.

Другие, наоборот, указывают на нецелесообразность производства выборки породы в очистном забое вследствие чрезмерной трудоемкости работ, невозможности применения комбайнов и навалочных машин и повышения пожароопасности. Выгоднее производить валовую выемку пласта с последующим обогащением на поверхности. Это дает возможность механизировать все процессы добычи угля и тем самым обеспечить общее повышение производительности и облегчение труда горнорабочих.

Последнее мнение следует считать более прогрессивным и правильным, что исключает указанный выше недостаток системы.

5. Выбор конструкции гибкого перекрытия

Основным назначением гибкого перекрытия является отделение угля от породы с целью исключения возможности их смешивания.

Разубоживание угля породой влечет за собой значительное повышение зольности угля и делает нецелесообразным применение системы разработки с принудительным обрушением. Обеспечение надежной изоляции угля от породы следует рассматривать как обязательное условие разработки пластов с принудительным обрушением угля.

Основными требованиями, которым должна удовлетворять рациональная конструкция гибкого перекрытия, являются его плотность и прочность.

Выполнение первого требования не представляет существенных трудностей. Используя мелкую проволочную сетку, можно создать достаточно плотное перекрытие, полностью исключающее возможность смешивания угля с породой.

Несравнимо более трудным является обеспечение второго условия. В процессе выгрузки угля перекрытие находится под действием больших масс перемещающейся породы, вследствие чего в нем могут возникнуть значительные растягивающие напряжения. В случае образования глубоких воронок эти напряжения могут достигнуть недопустимо больших размеров и даже вызвать разрыв перекрытия. Поэтому только достаточно прочное перекрытие может обеспечить нормальный выпуск угля. Прочность перекрытия является основным фактором, определяющим его рациональную конструкцию.

Выбор рациональных элементов системы разработки находится в тесной взаимосвязи с режимом выпуска угля и конструкцией перекрытия.

При неправильном выборе элементов очистного забоя и неравномерном выпуске угля размеры воронок будут велики, что потребует весьма тяжелого и дорогого перекрытия и может сделать разработку экономически нецелесообразной. Поэтому при проектировании системы необходимо главным образом обеспечить оптимальные условия работы перекрытия, исключение значительных нагрузок на него.

Существующие конструкции гибких перекрытий по устройству и механической характеристике могут быть разделены на две группы: 1) полугибкие, обладающие гибкостью в полной степени только в одном направлении, во втором же направлении — перпендикулярном первому — они не вполне гибки; 2) одинаково гибкие в любом направлении.

Полугибкие перекрытия

Полугибкие перекрытия составляют наиболее многочисленную группу конструкций. Они отличаются жесткостью элементов (деревянных стоек или металлических балок), соединенных друг с другом гибкой

связью. В продольном направлении жестких элементов перекрытие не обладает в полной мере гибкостью. Примером такого перекрытия является так называемый связанный мат И. А. Остроушко (рис. 16, *а, б*). Он состоит из деревянных стоек длиной 0,5—3,0 *м*, соединенных друг с другом железными кольцами; толщина железа 12—18 *мм*. Техническая характеристика перекрытия приведена в табл. 1.

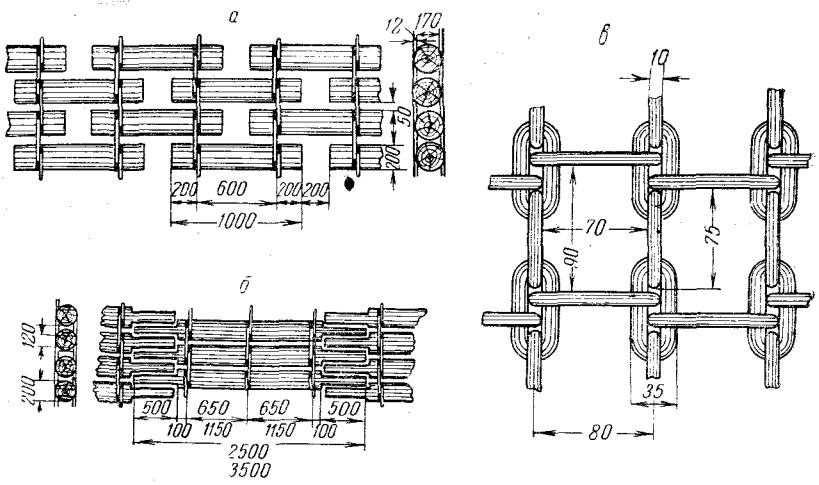


Рис. 16. Полугибкие перекрытия конструкции И. А. Остроушко:
а — связанный мат; *б* — связанный мат с расположением стоек впритык; *в* — цепной мат

Таблица 1

Тип перекрытия	Расход на 1 *м* перекрытия		Разрывное сопротивление в направлении		Удельное разрывное сопротивление в направлении	
	леса, $м^3/м^2$	металла, $кг/м^2$	продольном, *Т/м*	поперечном, *Т/м*	продольном, *Т/м*	поперечном, *Т/м*
Связанный мат Остроушко	0,15	21	60—80	—	3—4	—
Цепной мат Остроушко	0,15	40	75	60	1,9	1,5
Полугибкий щит Евсеева	0,23	12,5	50	—	4	—
Дерево-металлический мат Скорого	0,2	22	34	34	1,5	1,5
Тот же, усиленный	0,2	31	34	68	1,1	2,2
Канатно-балочный мат	0,2	7,2	32	32	4,4	4,4
Тот же, усиленный	0,2	10,2	32	67	3,2	6,5
Тот же, усиленный	0,2	13,0	56	75	4,3	5,7
Канатная сетка	0,03	8,4	32	36	3,8	4,3
Стальное полотно	0,03	7,9	34	34	4,3	4,3
То же, усиленное	0,03	10,6	34	69	3,2	6,5
То же, усиленное	0,03	17,3	63	125	3,6	7,2

Связанный мат был впервые предложен в 1938 г. и в 1940 г. испытан на Белореченском руднике при разработке крутопадающей линзы (80°) подэтажным обрушением. Высота подэтажа 5,8 *м*. В процессе работ была подтверждена вполне достаточная прочность мата и освоено управление им. Существенным недостатком такой конструкции является отсутствие надежной связи между элементами мата в поперечном

направлении. Этот недостаток отсутствует в «цепном» мате И. А. Остроушко (рис. 16, *в*). Этот мат состоит из металлической решетки, изготовленной из цепей и перекрытой деревянным накатником. Такое перекрытие может быть изготовлено практически любой прочности как в продольном, так и в поперечном направлениях, но требует большого расхода металла (табл. 1), т. е. делает перекрытие дорогим и целесообразным лишь при разработке весьма мощных пластов.

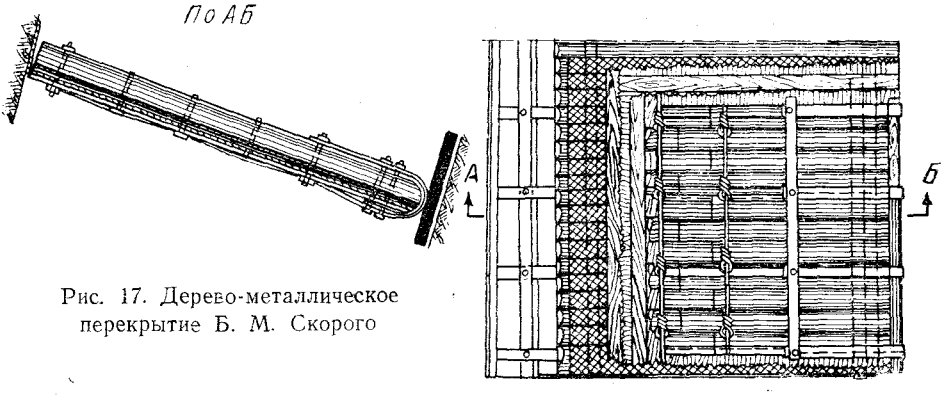


Рис. 17. Дерево-металлическое перекрытие Б. М. Скорого

Дерево-металлическое перекрытие Б. М. Скорого (рис. 17) состоит из металлической решетки, изготовленной из полосового железа и перекрытой деревянным накатником. Это перекрытие также требует большого расхода металла (табл. 1). Кроме того, оно весьма сложно по конструкции, состоит из большого числа деталей, затрудняющих его монтаж. Следует отметить и недостаточную гибкость перекрытия, особенно в поперечном направлении.

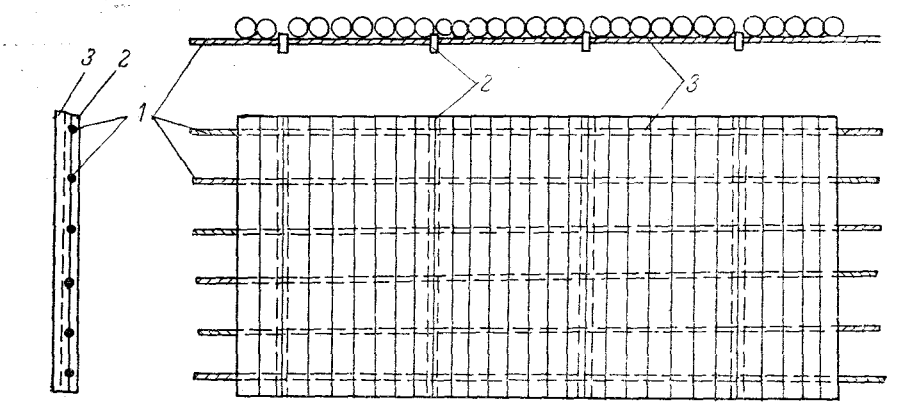


Рис. 18. Полугибкий щит Евсеева:

1 — канаты; *2* — стальные брусья; *3* — деревянный накатник

Наиболее простым является полугибкий щит Евсеева (рис. 18). Он состоит из канатов *1*, соединенных металлическими брусьями *2*, сверху перекрытых деревянным накатником. Толщина канатов и расстояние между ними устанавливаются в зависимости от требуемой прочности перекрытия. Для обеспечения достаточной плотности накатник покрывают мелкой проволочной сеткой.

Такое перекрытие выгодно отличается от всех предыдущих простотой конструкции и сравнительно небольшим расходом металла (табл. 1). Но весьма существенным недостатком его является отсутствие гибкости и недостаточная прочность в поперечном направлении.

Таким образом, ни одна из приведенных выше конструкций не может быть признана вполне рациональной. Основными общими для них недостатками являются недостаточная прочность и гибкость в поперечном

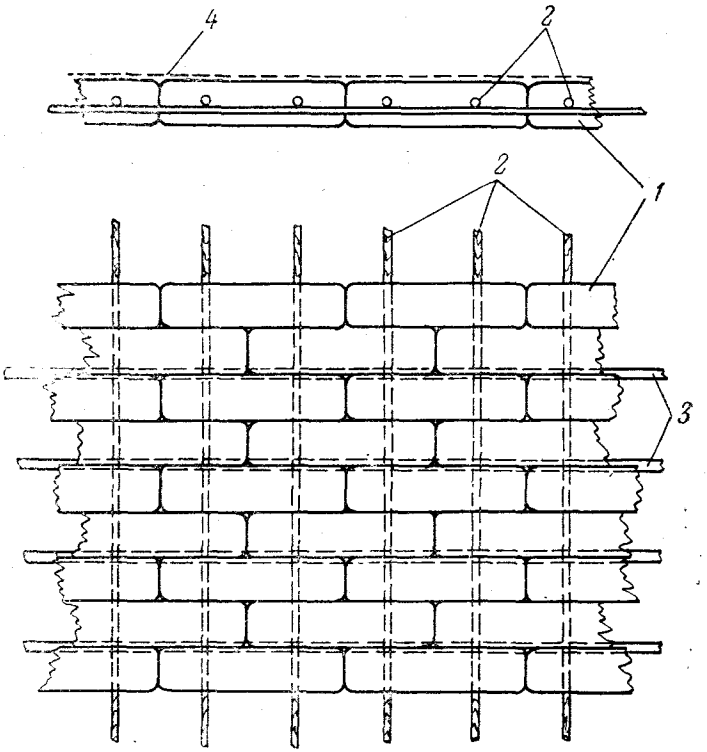


Рис. 19. Канатно-балочный мат:

1 — деревянные стойки; *2* — продольные канаты; *3* — поперечные канаты; *4* — проволочная сетка

направлении, а для некоторых — большой расход металла и сложность конструкции.

Как указывалось выше, наибольших растягивающих напряжений в перекрытии следует ожидать в поперечном направлении, поэтому в этом направлении конструкция должна быть наиболее прочной и гибкой.

В процессе выгрузки угля перекрытие будет подвержено давлению перемещающихся масс разрыхленной породы. В этих условиях длинные, жесткие элементы перекрытия (стойки) нежелательны, так как они сломаются при первой же передвижке. Следовательно, гибкость конструкции определяет ее прочность и надежность в работе. Поэтому рациональной конструкцией полугибкого перекрытия следует считать такую, которая обеспечивает наибольшую степень гибкости как в продольном, так и в поперечном направлениях, а для этого необходимо, чтобы длина жестких элементов была минимальной.

На основании анализа приведенных конструкций полугибких перекрытий и учитывая сказанное, наиболее рациональным надо считать применение канатно-балочного мата (рис. 19). Он состоит из коротких деревянных стоек диаметром 0,2 *м*, расположенных в шахматном порядке впритык друг к другу. В каждой стойке просверлены два отверстия, через которые протянуты стальные канаты. Вследствие шахматного расположения стоек каждый канат соединяет два соседних ряда стоек так, что все стойки оказываются связанными в один гибкий настил. Эти канаты определяют продольную гибкость и прочность перекрытия. Для обеспечения прочности перекрытия в поперечном направлении между стойками укладываются поперечные канаты, прикрепленные снизу к продольным канатам. Прикрепление поперечных канатов к продольным необходимо только для исключения их провисания, поэтому может быть осуществлено простым подвязыванием мягкой проволокой.

Расположение канатов и их диаметр определяются в зависимости от величины ожидаемых растягивающих напряжений в продольном и поперечном направлениях.

Соединение продольных канатов осуществляется обычными хомутиками, располагаемыми между стойками. Длина же поперечных канатов принимается соответствующей длине лавы по верхнему слою. Оба конца каната прикрепляются к якорям, уложенным в верхнем и нижнем краях лавы. Якори представляют собой обычные стойки диаметром 0,2—0,25 *м*, уложенные по простиранию пласта. Концы канатов охватывают якори и закрепляются хомутиками. После обрушения кровли такие стойки-якори, будучи заваленными породой, представляют надежное основание для канатов.

Большое значение имеет правильный выбор длины стоек. Чем больше длина стоек, тем менее гибким будет перекрытие, тем бóльшие напряжения эти стойки будут испытывать.

Наиболее благоприятные условия для работы перекрытия будут при наличии в кровле мягких, легко обрушающихся пород и наиболее тяжелые условия — при крепкой, обрушающейся крупными глыбами кровле.

В первом случае стойки могут быть более длинными и канатов может быть меньше, во втором — наоборот, они должны быть покороче и канатов должно быть больше.

До накопления опыта в работе целесообразно применение стоек диаметром 0,2—0,24 *м* и длиной 0,8 *м* с расположением продольных канатов на расстоянии 0,4 *м* друг от друга. В этих условиях стойки будут подвержены, главным образом, поперечно-изгибающей нагрузке. Отверстия для канатов расположены в районе нейтрального слоя, поэтому не окажут заметного влияния на снижение прочности стойки.

Канатно-балочный мат обладает большей гибкостью и прочностью, чем все другие полугибкие конструкции.

Основные достоинства канатно-балочного мата следующие:

1) высокая степень гибкости в продольном и поперечном направлениях;

2) большая, при необходимости легко изменяемая прочность перекрытия;

3) простота конструкции;

4) облегчение монтажа перекрытия, для чего требуется площадка шириной всего 1,0—2,0 *м*;

5) небольшой расход металла и леса.

Гибкие перекрытия

Особенностью гибких перекрытий является отсутствие жестких элементов, что обеспечивает полную гибкость конструкции в любых направлениях. Примером гибких перекрытий являются обычные проволочные сетки, получившие за последнее время довольно широкое распространение в угольной промышленности.

В процессе выгрузки блока уголь и порода перемещаются вниз одной массой и перекрытие является своего рода прокладкой, разделяющей их друг от друга. Если бы оказалось возможным производить выгрузку угля равномерно по всей площади, то перемещение вниз угля и породы происходило бы тоже равномерно и расположенное между ними перекрытие не испытывало бы сколько-нибудь существенных растягивающих напряжений. Но вследствие различной скорости движения угля между ним и породой будут образовываться воронкообразные пустоты, на площади которых перекрытие должно поддерживать значительные массы пород, а поэтому оно должно обладать большой прочностью.

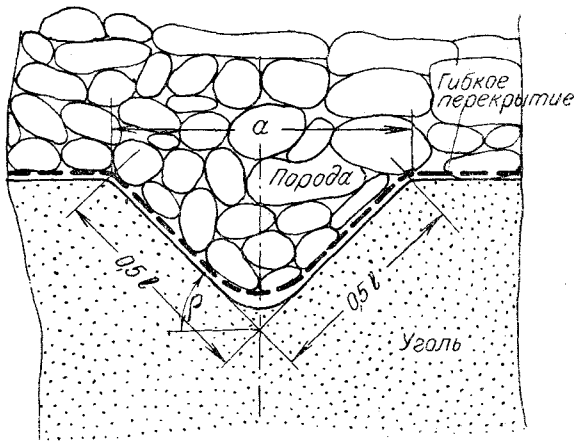


Рис. 20. Схема расположения гибкого перекрытия в воронке выпуска

Полностью избежать воронкообразования весьма трудно. Но при соблюдении правильного режима выпуска угля вполне возможно обеспечить условия, при которых воронки будут небольших размеров, что определит сравнительно небольшие растягивающие напряжения в перекрытии.

Избежать больших растягивающих усилий можно также, используя гибкое перекрытие, допускающее значительное растяжение. В этом случае сетка, представляя собой только изолирующую прокладку между углем и породой, не будет отрываться от угля, что исключит значительные растягивающие напряжения в ней.

На рис. 20 показано расположение такого перекрытия при образовании воронки выпуска. Требуемую длину перекрытия в растянутом состоянии можно определить уравнением

$$l = \frac{a}{\cos \rho},$$

где l — длина перекрытия в растянутом состоянии;
a — ширина воронки выпуска;
ρ — угол откоса воронки.

При нормальном разрыхлении угля угол откоса воронки будет около 40—50°. В этом случае требуемое удлинение перекрытия составит всего 1,3—1,55 *м* к первоначальной длине. Такое растяжение допустимо для обычных панцырных сеток, применяющихся в настоящее время на шахтах.

Таким образом, изоляция выгружаемого угля от породы может быть осуществлена применением весьма прочной, но трудно растягивающейся сетки, или менее прочной, но легко растягивающейся сетки.

В первом случае значительно увеличивается расход металла и удорожается уголь, но при этом снижаются требования к качеству подготовки (разрыхлению) угля и соблюдению режима выпуска.

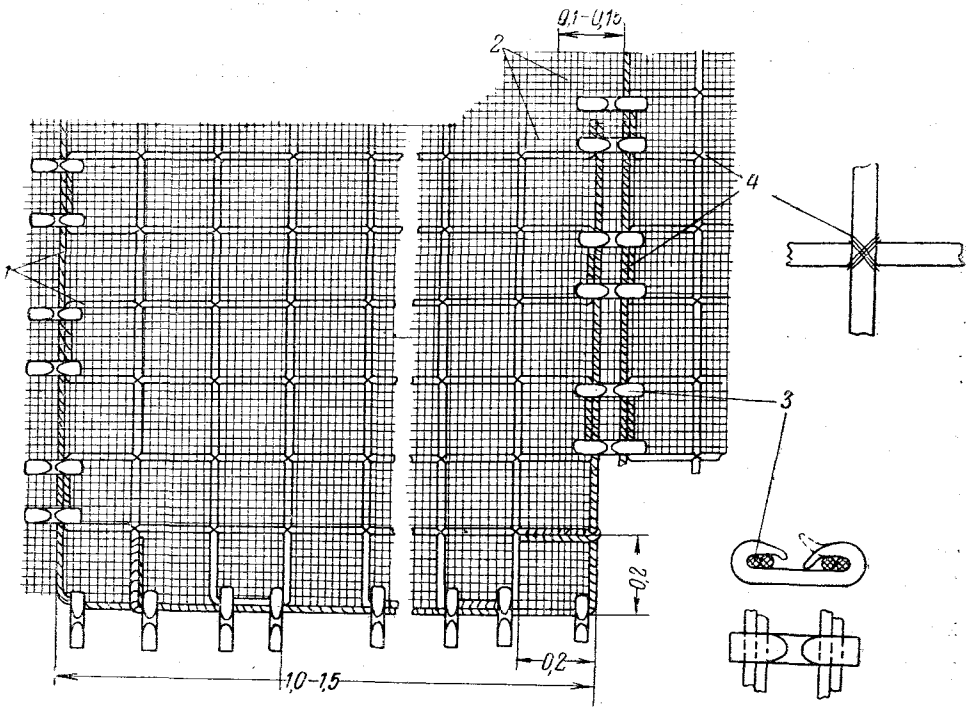


Рис. 21. Канатная сетка:

1 — стальной канат; *2* — проволочная сетка; *3* — крючок для соединения полос сетки; *4* — соединение мелкой сетки с крупной при помощи проволоки

Во втором случае, наоборот, расход металла будет минимальный, но значительно повышаются требования к подготовке угля, строгому соблюдению режима выпуска.

В настоящее время отсутствует опыт по производству выпуска угля в шахтных условиях, поэтому следует ориентироваться на применение более прочной сетки, обеспечивающей большую степень надежности всего технологического процесса.

В дальнейшем, по мере освоения работ по выпуску угля, очевидно, окажется возможным использование менее прочной, но более дешевой, легко растягивающейся сетки.

Ниже приводятся возможные конструкции металлической сетки.

Канатная сетка. Основой ее является крупная сетка, изготовленная из стальных канатов диаметром 10—15 *мм*, с размером ячейки 0,15—0,2 *м* (рис. 21). Поверх крупной укладывается мелкая тканая сетка, изготовленная из проволок диаметром 1,5—2,0 *мм*. Крупная сетка играет роль каркаса и в основном определяет прочность перекрытия. Мелкая сетка исключает возможность смешивания породы с углем.

Для обеспечения нормальной работы канатная сетка должна быть достаточно прочной. Это — основное и обязательное требование к каждому перекрытию. Конструкция и прочность сетки должны выбираться с учетом условий работы: чем больше мощность пласта, тем более прочной должна быть сетка. При крепких, трудно обрушающихся породах кровли сетка должна быть более прочной, чем при мягких.

В существующих условиях работы наибольшее напряжение сетка будет испытывать в поперечном направлении, поэтому поперечные канаты должны быть более прочными, чем продольные. Техническая характеристика канатной сетки приведена в табл. 1.

Канатная сетка при незначительном расходовании металла обладает большой гибкостью и прочностью, что определяет высокие качества перекрытия.

Недостатком ее является сложность конструкции и трудность изготовления крупной сетки.

Стальное полотно. Более совершенным гибким перекрытием следует считать перекрытие, изготовленное из так называемого стального полотна.

Стальное полотно (рис. 22) представляет собой тканую сетку из стальных проволок диаметром 1,2—2,5 *мм*. Особенностью его конструкции является расположение проволок. Для уменьшения расхода металла проволоки, расположенные по направлению действия растягивающих сил, укладываются на близком расстоянии или даже впритык друг к другу, а поперечные проволоки располагаются на значительном расстоянии друг от друга и предназначаются для связи первых.

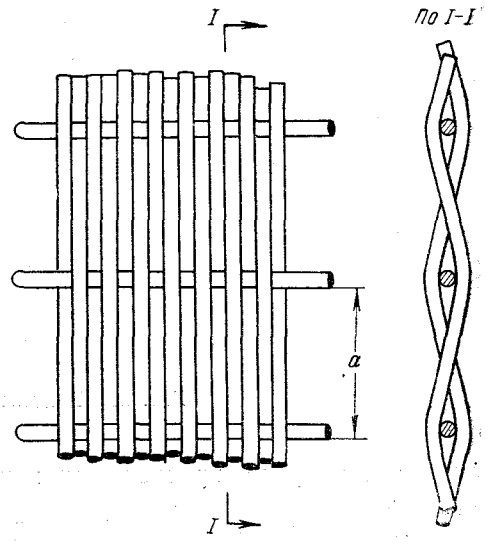


Рис. 22. Стальное полотно:
а — расстояние между поперечными проволоками

Это обеспечивает наибольшую степень использования металла и определяет максимальную прочность при минимальном весе перекрытия.

Для удобства монтажа сетка изготовляется в виде полос шириной 1,0—1,5 *м*. При монтаже перекрытия соединение полос сетки может быть произведено двумя способами.

1. Полосы сетки укладываются в два слоя (рис. 23, *а*). Во внешнем слое они располагаются перпендикулярно к забою и воспринимают продольные усилия. Во внутреннем слое они расположены вдоль длины забоя и воспринимают поперечные усилия. В каждом слое полосы располагаются параллельно и впритык друг к другу. Оба слоя вместе прошиваются проволокой и, таким образом, образуют одно гибкое и прочное перекрытие с гладкой поверхностью.

2. Полосы сетки укладываются тоже в два слоя но «вперепле́т» (рис. 23, *б*). Этот способ, предложенный КузНИУИ и широко применяемый в Кузбассе, менее трудоемок, но при этом поверхность перекрытия будет не вполне гладкая.

Следует предпочитать второй способ, обеспечивающий достаточно надежное соединение полос сетки с минимальной затратой времени и труда.

На стыках полосы сетки могут соединяться при помощи зажимных накладок, устройство которых показано на рис. 24. Техническая характеристика стального полотна приведена в табл. 1. Более прочное стальное полотно следует применять при наличии крепких пород в кровле, а более

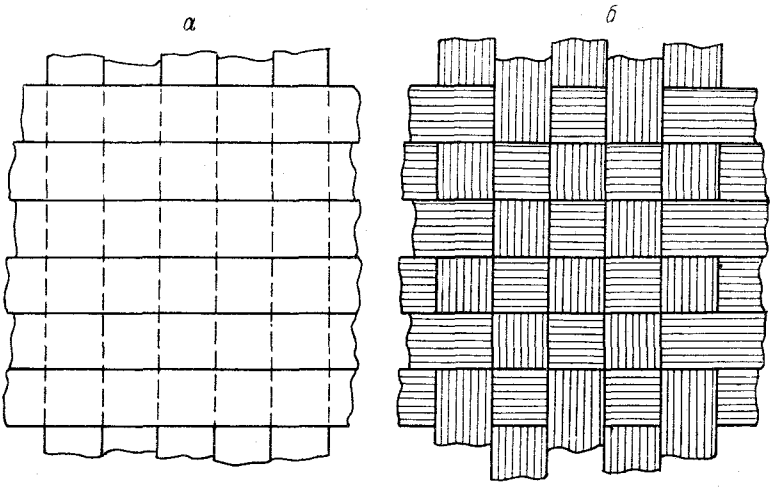


Рис. 23. Соединение полос сетки:
а — в два слоя; *б* — вереплет

легкое, но менее прочное — при неустойчивой, легко обрушающейся кровле.

Стальное полотно в наибольшей степени сочетает в себе лучшие качества перекрытий. Оно обладает наибольшей прочностью и гибкостью в любых направлениях, отличается простотой конструкции, легкостью и предусматривает наиболее рациональное использование металла (табл. 1).

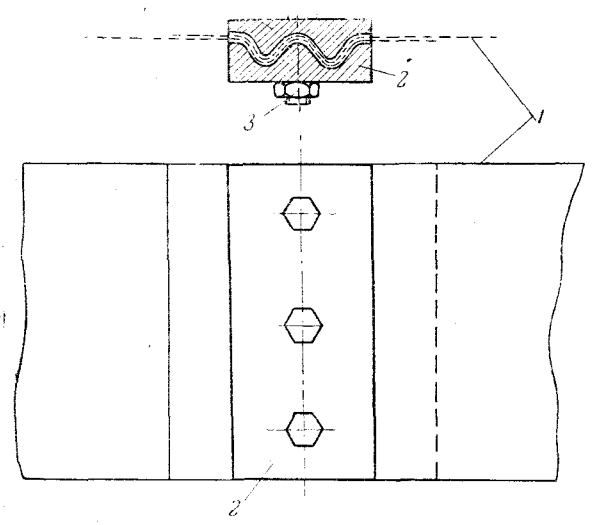


Рис. 24. Соединение полос сетки при помощи накладок:
1 — сетка; *2* — накладка; *3* — болт

Кроме растягивающего действия, порода будет оказывать на перекрытие еще и истирающее действие. Очевидно, истирающее действие будет тем больше, чем больше давление породы на перекрытие и чем больше разница по величине и направлению скоростей движения породы и перекрытия.

В процессе выгрузки уголь и порода перемещаются вниз, а вместе с ними будет перемещаться и перекрытие. При этом траектория перемещения элемента A_1 перекрытия будет иметь вид, показанный на рис. 25. Направление перемещений элемента перекрытия и породы мало отличается друг от друга. Это определяет небольшую

величину истирающего действия породы. Кроме того, разрыхленный сравнительно мягкий уголь представляет собой податливую опору для перекрытия, что исключает возможность возникновения больших сосредоточенных давлений породы, а следовательно, уменьшает ее истирающее действие.

В большей мере истирающее действие может быть в плоскости *БВ* (рис. 25), где порода перемещается вдоль неподвижной сетки. Здесь степень истирания будет зависеть от величины давления породы на стенку

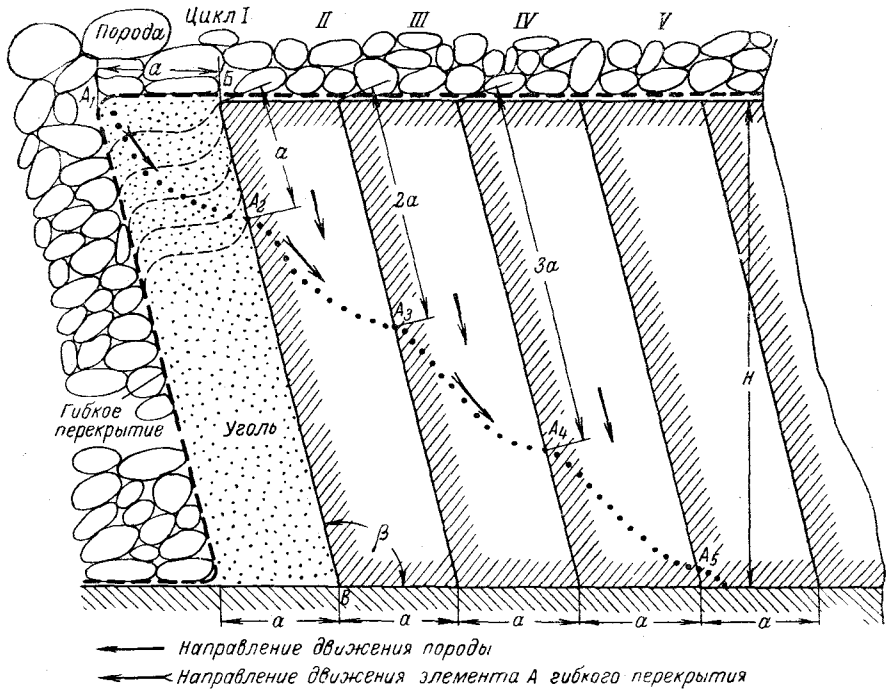


Рис. 25. Траектория перемещения элемента гибкого перекрытия в процессе отработки блоков:

Н – высота обрушаемого блока; *а* – толщина выгружаемого блока

забоя, что лишний раз подтверждает целесообразность расположения стенки забоя под углом $\beta > 90°$. Это значительно уменьшит давление породы на перекрытие и тем снизит ее истирающее действие.

Наиболее неблагоприятным в смысле истирания является участок *Б* в месте перегиба сетки. Наблюдения на моделях (см. рис. 9, *е*) показывают, что не все куски перемещающейся вниз породы у точки *Б* будут касаться сетки. Над местом перегиба сетки образуется своего рода козырек из неподвижных крупных кусков породы, что также будет снижать ее истирание.

Целесообразно в качестве дополнительного мероприятия по уменьшению истирающего действия породы в месте перегиба сетки (точка *Б*) положить настил из тонких досок или обаполов (толщиной не более 10—15 *мм*) перпендикулярно к линии забоя. Доски укладываются в 2—3 слоя с перекрытием стыков. Под действием давления породы доски изогнутся и прижмутся к месту перегиба сетки, чем значительно предохранят ее от истирания. Учитывая, что продолжительность истирающего действия в точке *Б* определяется всего несколькими часами и скорость

перемещения пород незначительна, применение настила из досок можно считать вполне достаточным.

Критический анализ описанных выше перекрытий показывает, что наиболее рациональными конструкциями следует считать стальное полотно и канатно-балочный мат (табл. 1). Следует испытать обе конструкции в шахтных условиях и окончательно установить область их применения.

6. Система разработки нижнего слоя

Специфической особенностью системы разработки нижнего слоя является наличие прямолинейного очистного забоя, отработка которого производится из ряда параллельных узких выработок, расположенных на небольшом расстоянии друг от друга (см. рис. 2). Такого рода система разработки применялась еще в конце прошлого и начале текущего столетий, когда отсутствовали механические средства доставки угля вдоль забоя. При этом доставка угля из очистного забоя на штрек производилась в вагонетках по узким выработкам, расположенным перпендикулярно, параллельно или по диагонали к откаточному штреку. Доставка угля вдоль забоя санками была заменена более производительной и дешевой в то время доставкой в вагонетках.

Применение такой системы разработки в комбинации с принудительным обрушением угля и полной механизацией горных работ является весьма целесообразным и в настоящее время, так как исключает наиболее дорогие и трудоемкие работы по креплению очистных забоев, ведет к увеличению производительности труда и степени безопасности работ по добыче угля.

На основе существующей классификации рассматриваемая система может быть отнесена к системам разработки длинными столбами по простиранию с отработкой пласта из выемочных печей или штреков. Расположение штреков и порядок отработки нижнего слоя определяются, главным образом, величиной угла падения пласта, типом применяемых погрузочных машин и условиями выпуска угля. Необходимо также обеспечивать наиболее благоприятные условия работы сетки. Не следует, например, допускать ее резких перегибов, для чего нужно избегать расположения стенок забоя под прямым углом, предпочитая в данном случае тупые углы.

Возможны четыре варианта расположения выемочных выработок и отработки нижнего слоя.

Вариант I. Отработка подэтажа по нижнему слою производится по простиранию пласта прямолинейным забоем, расположенным по падению. Пласт отрабатывается из выемочных штреков (рис. 2 и 26).

При этом варианте удобно применение нависающих забоев ($\beta > 90°$), что, как указано выше, обеспечивает наиболее благоприятные условия выпуска угля и работы сетки (см. рис. 7).

При расположении очистного забоя по падению пласта давление кровли на сетку в пределах забоя будет меньшим, что также является весьма благоприятным фактором.

Наличие горизонтально расположенных выемочных штреков позволяет обеспечить лучшее проветривание забоев и создает более безопасные условия работы по выгрузке угля.

Но этот вариант имеет ряд существенных недостатков:

1) увеличение объема подготовительных работ за счет необходимости проходки бремсбергов в подэтажах;

2) усложнение доставки угля — увеличение числа конвейеров;

3) затруднение переброски погрузочных машин из одного выемочного штрека в другой при угле падения пласта больше 12—15°;

4) усложнение выгрузки угля из нижней части выемочного штрека.

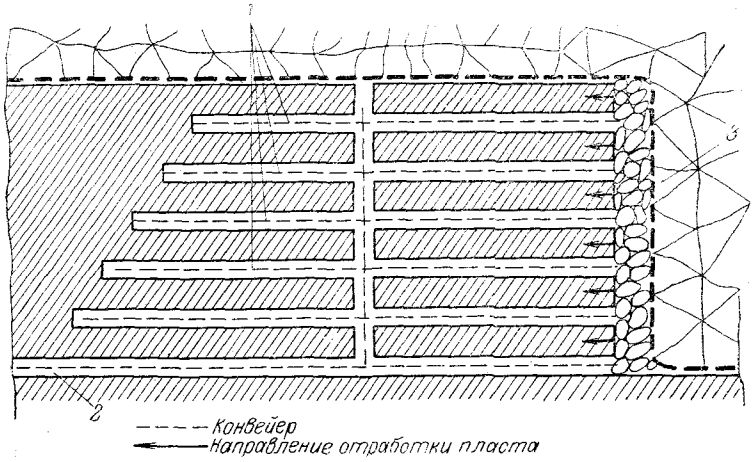


Рис. 26. Схема отработки пласта с расположением забоя по падению:
1 — выемочные штреки; *2* — промежуточный штрек; *3* — сетка

Вариант II. Отработка нижнего слоя производится полосами по падению. Выемочные печи располагаются по восстанию пласта (рис. 27).

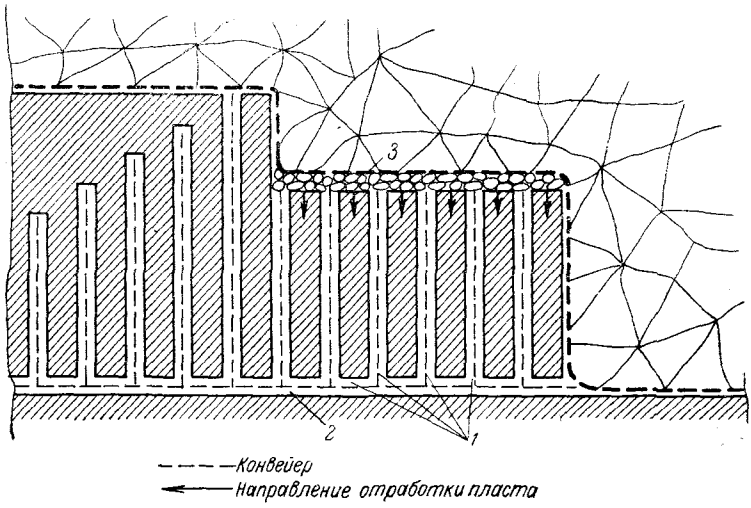


Рис. 27. Схема отработки пласта с расположением забоя по простиранию:
1 — выемочные печи; *2* — промежуточный штрек; *3* — сетка

Длина полосы определяется требуемой производительностью участка и в зависимости от мощности пласта может составлять 60—80 *м*.

Отработка верхнего слоя производится по простиранию, а нижнего — по падению.

Данный вариант отличается удобством проходки выемочных печей и кратчайшим путем доставки угля из очистного забоя на промежуточ-

ный штрек. При этом наиболее полно используется собственный вес угля.

Вариант II имеет существенные недостатки.

1. Создаются неблагоприятные условия для выпуска и выгрузки угля, ухудшающиеся с увеличением угла падения и мощности пласта. Давление пород на сетку — наибольшее у забоя, что затрудняет выпуск угля и требует применения более прочных, тяжелых и дорогих перекрытий. Применение нависающих забоев при углах падения больше 15° практически исключается.

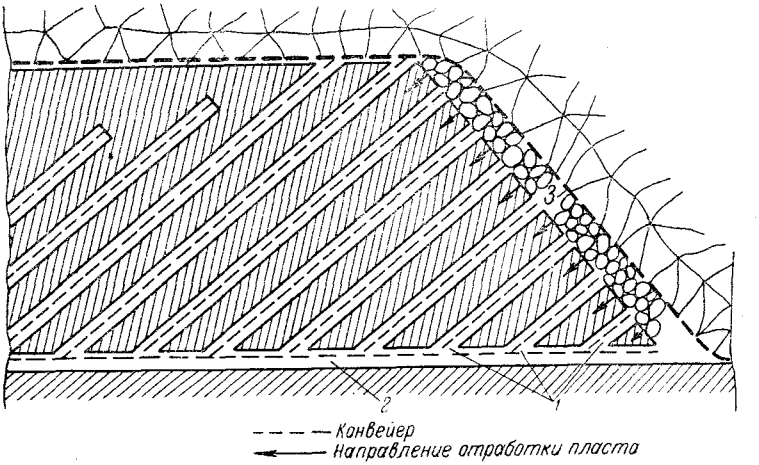


Рис. 28. Схема отработки пласта с диагональным расположением выемочных печей:

1 — выемочные печи; *2* — промежуточный штрек; *3* — сетка

2. При значительных углах падения работы по выгрузке угля в устье печи становятся весьма опасными, что требует проведения специальных мероприятий.

3. По сравнению с вариантом I значительно ухудшаются условия проветривания как при проходке печей, так и в очистных забоях.

4. Отработка полосами по падению определяет неравномерность добычи угля на участке и усложняет организацию работ. В «пусковой» период производительность участка снижается. Во время перехода с отработанной полосы на новую требуются значительные трудовые затраты, ведущие к запаздыванию пуска новых забоев и к перебоям в добыче угля.

5. При угле падения больше 10—12° исключается применение самоходных погрузочных машин типа ГНЛ-50, обеспечивающих наиболее надежную выгрузку угля в этих условиях.

6. Целик над вентиляционным штреком нижнего этажа (подэтажа) изрезан выемочными печами, что может вызвать его раздавливание и самовозгорание угля.

Вариант III. Отработка нижнего слоя производится по простиранию пласта диагональным забоем. Выемочные печи расположены тоже диагонально под прямым углом к очистному забою (рис. 28).

Этот вариант является промежуточным между предыдущими вариантами. Условия выпуска угля и работы сетки при этом варианте лучше, чем при варианте II, но хуже, чем при варианте I.

То же относится к качеству проветривания и степени безопасности работ по погрузке угля в устье печи.

Существенными достоинствами этого варианта является возможность применения самоходных погрузочных машин при углах падения пласта до 20—25° и удобство переброски их из забоя в забой.

При этом варианте отсутствуют пусковые периоды в процессе отработки подэтажа, что определяет наиболее равномерную работу участка и упрощает организацию работ.

К недостаткам варианта III следует отнести некоторое увеличение расстояния доставки угля по выемочным печам; усложнение доставки

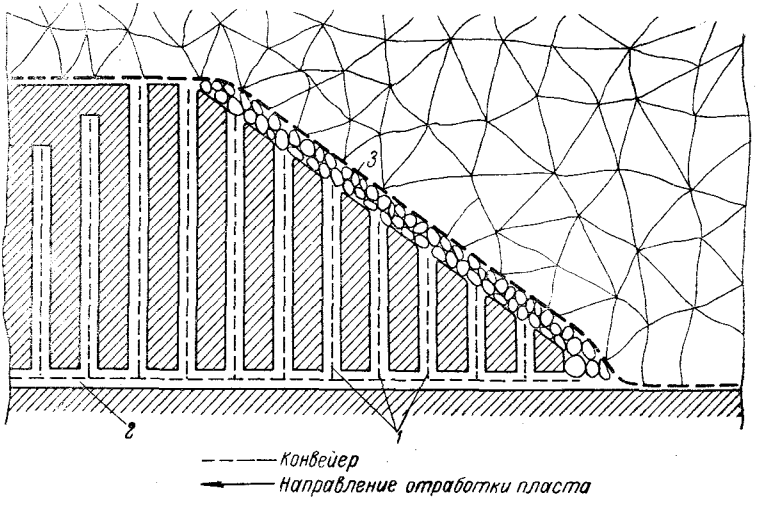


Рис. 29. Схема отработки пласта с расположением выемочных печей *по падению и диагональным расположением очистного забоя:*

1 — выемочные печи; *2* — промежуточный штрек; *3* — сетка

угля при окончании отработки подэтажа в бремсберговом поле; усложнение работ по проходке выемочных печей и креплению сопряжения их со штреками.

Вариант IV. Отличается от предыдущего расположением выемочных печей по падению пласта (рис. 29).

При расположении выемочных выработок по этому варианту обеспечиваются следующие преимущества:

1) доставка угля по кратчайшему пути с максимальным использованием веса угля;

2) наиболее удобная проходка выемочных печей;

3) равномерная работа участка по подготовке и добыче угля.

По условиям выпуска угля и работы сетки этот вариант равноценен варианту II.

Существенными недостатками его являются:

1) увеличение длины блока выгружаемого угля, приходящейся на одну выемочную печь, что влечет соответствующее увеличение воронки выпуска;

2) невозможность применения самоходных погрузочных машин типа ГНЛ-50 при углах падения пласта более 10—12°.

Анализируя указанные выше варианты расположения выемочных печей и очистного забоя, можно сделать следующие выводы.

Вариант I, обеспечивающий наивысшую степень безопасности работ и наилучшие условия выпуска угля и работы сетки, следует применять в наиболее трудных условиях разработки: а) при большом содержании

метана в угле; б) при очень большой мощности пласта (больше 12—15 *м*); в) при мягком, легко разрыхляющемся угле; г) при крепкой, трудно обрушающейся кровле.

При применении щитов, приведенных на рис. 14 и 15, разработка нижнего слоя должна вестись также по варианту I. Во всех остальных случаях следует рекомендовать применение вариантов III и IV: первый — при выгрузке угля посредством самоходных погрузочных машин типа ГНЛ-50, а второй — при выгрузке угля с помощью механических грузчиков конвейерного типа (МЛА-3м).

Вариант II может применяться при весьма пологих пластах и некрепкой кровле.

Учитывая отсутствие опыта такого рода работ, указанные выше рекомендации следует расценивать как предварительные, которые по мере практического освоения системы разработки будут уточняться.

Все приведенные варианты отличаются лишь расположением выемочных печей и очистного забоя. Подготовка же этажа, схема его проветривания и отработка верхнего слоя при всех вариантах совершенно одинаковы. Поэтому при наличии затруднений в применении одного из вариантов можно, не останавливая работ, на ходу перейти на любой другой вариант.

Заключение

Основные показатели системы разработки мощных пластов с принудительным обрушением угля по сравнению с показателями системы разработки наклонными слоями с обрушением кровли приведены в табл. 2.

Таблица 2

Наименование показателей	Система с принудительным обрушением	Наклонные слои с обрушением кровли
Добыча угля на участке за сутки, *т*	2000—3000	600—800
Процент добычи угля из подготовительных работ	12—18	6—8
Потери угля, %	5—8	10—30
Производительность рабочего по участку, *т* *смену*	15—20	4—8
Расход леса, $м^3$ 1000 *т*	5—8	60—70
Расход сетки, *кг*/*т*	0,7—1,0	—

Необходимо отметить следующие преимущества разработки мощных пологопадающих пластов с принудительным обрушением угля.

1. Обеспечивается высокая степень безопасности работ, так как в основных забоях (нижний слой) рабочие располагаются только в узких, закрепленных выработках.

2. Обеспечивается высокая степень механизации горных работ, что спределяет значительное увеличение производительности труда и интенсивность отработки пласта.

3. Обеспечивается наибольшая полнота выемки полезного ископаемого. Потери угля не превышают 5—8%, что в свою очередь определяет высокую пожаробезопасность системы.

4. Все работы в очистных забоях нижнего слоя можно производить одновременно. Отсутствует необходимость в подготовительной смене. Это дает возможность непрерывно вести выгрузку угля, обеспечивая высокую интенсивность работ.

5. Несмотря на большую производительность, участок весьма компактен, что упрощает производство и организацию горных работ в подэтаже.

6. Каждый очистной забой может проветриваться обособленной струей воздуха.

7. Система разработки мало чувствительна к изменениям залегания пласта (местные изменения мощности, угла падения пласта, крепости угля).

Благодаря приведенным преимуществам эта система, несмотря на немногочисленные недостатки, остается высоко эффективной.

Так, некоторое увеличение объема нарезных работ, определяемое необходимостью проведения значительного числа выемочных штреков или печей, не влечет существенного увеличения трудовых затрат, так как эти выработки проводятся по углю с применением наиболее совершенных и производительных машин, что определяет высокую производительность труда рабочих.

Узкие забои труднее проветривать, чем лаву, но в данном случае этот недостаток компенсируется небольшим расстоянием между выемочными штреками, что позволяет располагать между ними сбойки для вентиляции на расстоянии всего 2—4 *м*. Кроме того, как указывалось выше, наличие печей позволяет регулировать подачу воздуха в очистные забои, производить взрывание очистных забоев без перерыва работ на выдачу угля из подэтажа, что представляет существенные преимущества такой системы.

Следовательно, предлагаемый метод разработки мощных пологопадающих пластов удовлетворяет основным требованиям, предъявляемым к рациональной системе разработки: высокая экономичность работ и производительность рабочих и забоя, безопасность работ и незначительные потери полезного ископаемого. Такого сочетания достоинств не имеет ни одна из существующих систем разработки мощных пологопадающих пластов.

Это указывает на высокую эффективность приведенной системы.

Областью применения описанной системы следует считать пласты мощностью от 6—8 *м* и больше, с углом падения от 0 до 40—45°, при любой крепости угля.

При мощности больше 18—20 *м* пласт следует отрабатывать в два приема. Крепость боковых пород не имеет решающего значения. Система может применяться при крепкой и слабой кровлях, в последнем случае применение ее значительно облегчается.

ЛИТЕРАТУРА

1. Горбачев Т. Ф. Пути совершенствования систем разработки мощных крутопадающих пластов Южного Кузбасса. Углетехиздат, 1949.

2. Грюнер Е. Курс эксплуатации месторождений полезных ископаемых. Госгориздат, 1933.

3. Малахов Г. М. Основы теории движения отбитой руды. Металлургиздат, 1948.

4. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков. Металлургиздат, 1952.

5. Минаев С. И. Лабораторные исследования выпуска руды. Горный журнал, 1940, № 10—11.

6. Ниленд Ф. Эксплуатация каменноугольных месторождений. Госгориздат, 1932.

7. Остроушко И. А. Производственные испытания связанного мата. Горный журнал, 1941, № 5.

8. Прокофьев И. П. Теория сыпучих тел. Госстройиздат, 1954.

9. Протодьяконов М. М. Давление горных пород и рудничное крепление. Гостехиздат, 1933.

10. Писанко К. С. Шведский вариант системы подэтажного обрушения. Горный журнал, 1947, № 2.
11. Парусимов В. Ф. и Новиков К. П. Системы разработки каменноугольных пластов Кузбасса. Углетехиздат, 1950.
12. Справочник по горнорудному делу. Металлургиздат, 1952.
13. Слесарев В. Д. Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донецкого бассейна. Углетехиздат, 1952.
14. Степанов И. Н. Передвижное крепление очистных забоев. Углетехиздат, 1951.
15. Цитович Н. А. Механика грунтов. Госстройиздат, 1951.
16. Шортобаев А. Д. О рациональной системе разработки пласта Верхняя Марианна в Караганде. «Уголь», 1950, № 9.
17. Шевяков Л. Д. Разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1953.
18. Щетников Л. С. Система разработки с креплением металлическими стойками и с применением «магазинных траншей» и связанного мата. Горный журнал, 1940, № 4.
19. Джексон Ч. Ф. Система разработки слоевым обрушением и подэтажными штреками с обрушением. Цветметиздат, 1932.

Поступило
14. XII. 1953 г.