

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

А.В. КОРЧАК

М.В. КУРЛЕНЯ

В.Н. ОПАРИН

В.И. ОСИПОВ

В.Л. ПЕТРОВ

А.Д. РУБАН

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.А. ЧАНТУРИЯ

президент МГУ,
чл.-корр. РАН

директор
Издательства МГУ

академик РАЕН

академик РАЕН

академик МАН ВШ

академик РАН

чл.-корр. РАН,
директор ИГД СО
РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

чл.-корр. РАН,
зам. директора
ИПКОН РАН

академик МАН ВШ

академик РАН

академик РАН

Н.Н. Красюк
С.С. Золотых
Ю.М. Максименко
С.С. Решетов

**МЕХАНИЗМ
ФОРМИРОВАНИЯ
УДАРООПАСНОЙ
СИТУАЦИИ И СПОСОБЫ
ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ
УДАРООПАСНОСТИ
ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ
И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ
УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

2-е издание, стереотипное

*Допущено Учебно-методическим объединением
вузов Российской Федерации по образованию
в области горного дела в качестве учебного пособия
для студентов вузов, обучающихся по направлению
подготовки дипломированных специалистов
«Горное дело» по специальности
«Подземная разработка месторождений
полезных ископаемых»*

**Горное
образование**

МОСКВА

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»



2010

УДК 622.831.023(075.8)

ББК 33.14

К 78

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых» СанПиН 1.2.1253-03, утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г. (ОСТ 29.124—94). Санитарно-эпидемиологическое заключение Федеральной службы по надзору в сфере защиты прав потребителей и благополучия человека № 77.99.60.953.Д.014367.12.09

Экспертиза проведена Учебно-методическим объединением высших учебных заведений РФ по образованию в области горного дела

Рецензенты:

- кафедра «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» Южно-Российского государственного технического университета
- д-р техн. наук, проф. *В.П. Мазюкин* (Институт угля и углехимии СО РАН)

Красюк Н.Н., Золотых С.С., Максименко Ю.М., Решетов С.С.

К 78 Механизм формирования удароопасной ситуации и способы предотвращения удароопасности при отработке мощных и средней мощности угольных пластов: Учебное пособие для вузов. — 2-е изд., стер. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, издательство «Горная книга», 2010. — 97 с.: ил.

ISBN 978-5-7418-0661-6

ISBN 978-5-98672-226-9

Приведены материалы по теоретическому и экспериментальному обоснованию механизма формирования удароопасной ситуации при подземной разработке угольных месторождений. Дан анализ опыта предотвращения удароопасности углепородного массива при отработке мощных и средней мощности угольных пластов. Определена область применения мероприятий в различных горно-геологических условиях.

Для студентов, обучающихся по направлению подготовки дипломированных специалистов «Горное дело» по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых».

УДК 622.831.023(075.8)

ББК 33.14

ISBN 978-5-7418-0661-6

ISBN 978-5-98672-226-9



© Н.Н. Красюк, С.С. Золотых, Ю.М. Максименко, С.С. Решетов, 2005, 2010

© Издательство МГГУ, 2005, 2010

© Издательство «Горная книга», 2010

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2005, 2010

МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ И СПОСОБЫ РЕАЛИЗАЦИИ ГОРНЫХ УДАРОВ

Динамическим явлением в угольной шахте называется внезапное, происходящее с большой скоростью движение угля, пород, газов или жидкостей вблизи горных выработок, сопровождающееся значительным силовым эффектом.

Динамические явления в зависимости от вызывающих их причин разделяются на три категории по результатам:

- проявлений горного давления – горные удары, внезапные высыпания и обрушения, раздавливание угля;
- возбуждения давлением газов, жидкостей или плавучих пород – прорывы газов, суффляры, прорывы воды, плывунов, заиловочной массы;
- совместного действия горных пород и заключенного в них газа – внезапные выбросы породы и газа.

Наиболее серьезные последствия вызывают внезапные выбросы и горные удары.

Горный удар – быстропротекающее разрушение хрупких горных пород в виде взрыва, вызванное мгновенным превращением потенциальной энергии сжатых горных пород в кинетическую, проявляющееся в виде выброса угля и пород в выработки, резкого звука, появления пыли, сотрясения горных пород, воздушной волны. Длительность горного удара 0,01–3 с.

Горным ударам подвержены угли всех стадий метаморфизма (от бурых до антрацитов), соли, железные, медные, никелевые и полиметаллические руды, гранит, мрамор.

Первые сведения о горных ударах относятся к 1783 г. (оловянные рудники Англии), а систематическое их изучение началось с 80-х годов XIX в. В России первый горный удар зафиксирован в 1944 г. в Кизеловском угольном бассейне. Затем в разных формах горные удары происходили на различных угольных месторождениях и в бассейнах бывшего СССР (Кузбасс, Донбасс, Шурабское, Сулюктинское, Кызыл-Кийское, Партизанское, Вор-

кутинское, Ткибульское). Горные удары отмечены также и на ряде рудников Горной Шории, Северного Урала, Норильска, Кривого Рога.

Наибольшее количество горных ударов зарегистрировано на горных предприятиях Франции, Англии, Германии, США, Польши.

По силе горные удары различны – от нескольких тонн и незначительных повреждений крепи выработок до десятков тонн и полного разрушения выработок. Удары происходят на участках от нескольких метров до сотен метров как в очистных, так и в подготовительных выработках. При некоторых горных ударах на соляных шахтах разрушениям подвергалась площадь до 3 млн м². В 1918–1924 гг. на руднике «Витватерсранд» (ЮАР) произошло 256 сильных горных ударов, погибло 193 и травмировано 498 человек.

В 1940 г. на шахте «Крюгерехаль» (Германия) горный удар привел к разрушениям на площади 0,6 млн м², в завале осталось 42 человека, в 1942 г. на шахте «Фритц Хейнрих» (Германия) погибло 45 человек. Известны случаи, когда сейсмические проявления горных ударов наблюдались на расстоянии 30–40 км от очага горного удара, а сейсмостанции фиксировали их на удалении до 300 км.

Изучение горных ударов в отечественной науке и решение практических вопросов связано с именами акад. С.Г. Авершина и проф. И.М. Петухова, длительное время возглавлявшими работы по проблеме горных ударов. Головной организацией по проблеме горных ударов в настоящее время является ВНИМИ (г. Санкт-Петербург).

Анализ условий возникновения горных ударов показал, что важнейшими их причинами являются:

- наличие мощных и крепких слоев пород, залегающих в почве и кровле полезного ископаемого;
- достаточно прочный уголь (либо руда, соль) с высокими упругими свойствами;
- большая глубина горных работ, не одинаковая для различной прочности полезного ископаемого и окружающих горных пород (от 180 до 400 м).

Кроме того, при прочих равных условиях проявление горных ударов связано с увеличением мощности разрабатываемых пластов.

Перечисленные геологические условия – предпосылки горных ударов, для превращения которых в действительность необходимо

определенное сочетание горно-технических факторов: ведения горных работ с оставлением целиков угля (руды); ведения работ под целиками, оставленными на соседних пластах (жилах); способа управления кровлей; системы разработки; скорости подвигания забоев и т. д.

Однако влияние того или иного фактора на формирование и проявление горных ударов может быть определяющим для одного района и малозначачим для другого. Так, глубина горных работ – весьма существенный фактор, но иногда горные удары происходят на весьма небольшой глубине и даже почти на земной поверхности (мраморные карьеры штата Вермонт, США). Или, например, другой определяющий фактор – прочность боковых пород. Известны случаи, когда удары возникали на пластах, имеющих слабые породы или даже в условиях пльвунов. В почве мощного буроугольного пласта на Шурабском месторождении залегает слой глины. Здесь проявление горных ударов обусловлено малой прочностью и высокой упругостью угольного пласта, для разрушения которого не требуется значительных опорных нагрузок, а достаточно веса пород до земной поверхности (глубина около 200 м).

Многообразие условий, в которых проявляются удары, а также многообразие форм разрушения горных пород при ударах не позволяют в настоящее время разработать полную классификацию этих явлений. В бывшем СССР и за рубежом в разное время было предложено несколько классификаций горных ударов. Каждая из них строится по одному из следующих признаков: место проявления; удаленность очага удара от обнажения; величина сейсмической активности; механические свойства горных пород.

На данном уровне знаний о природе и механизме горных ударов, а также о мерах безопасного ведения работ на пластах, подверженных ударам, наиболее совершенны два вида классификации, основанные на распределении горных ударов:

- по интенсивности проявления и вызываемого ими разрушения пласта угля или пород, крепи, механизмов и т.д.;
- по месту проявления, характеризующему условия нагружения пласта угля или пород опорным давлением.

Классификация ударов по месту проявления позволяет разрабатывать меры борьбы с ударами.

В зависимости от интенсивности проявления выделяют:

- стреляния;
- толчки;
- микроудары;
- собственно горные удары.

Стреляние – отскакивание от напряженного массива угольного пласта (пород) отдельных кусков, сопровождающееся резким звуком.

Толчок (горный удар внутреннего действия, глубинный) – разрушение пласта угля или породы в глубине массива без выбросов в горную выработку. Внешне толчок сопровождается звуком, сотрясением массива, появлением пыли, осыпанием угля (породы) с боков выработки.

Микроудар – незначительное разрушение и выброс угля в горную выработку без повреждения крепи, машин, механизмов. Сопровождается резким звуком, выделением пыли и сотрясением массива, на газоносных пластах – усилением газовыделения.

Собственно *горный удар* – внезапное быстропротекающее разрушение целика или части массива угля (пород), проявляющееся в виде выброса значительного количества угля (породы) в подземные выработки с нарушением крепи, смещением (возможно, разрушением) механизмов, оборудования и т.д. Сопровождается резким звуком, образованием большого количества пыли, воздушной волной и сотрясением массива горных пород. Сотрясение обычно ощущается на земной поверхности в радиусе 5–10 км, фиксируется сейсмографами на расстоянии десятков метров и даже сотен километров от места удара.

На практике регистрируются обычно удары последней, четвертой группы. Случаи же стреляния, толчков и микроударов не могут регистрироваться повсеместно, так как исключительно многочисленны и не представляют непосредственной опасности для работающих, сохранности горных выработок, машин и оборудования.

Классификация по месту проявления предусматривает семь групп собственно горных ударов:

I – в сплошных целиках (рис. 1.1, а);

II – в целиках, прорезанных выработками (рис. 1.1, б);

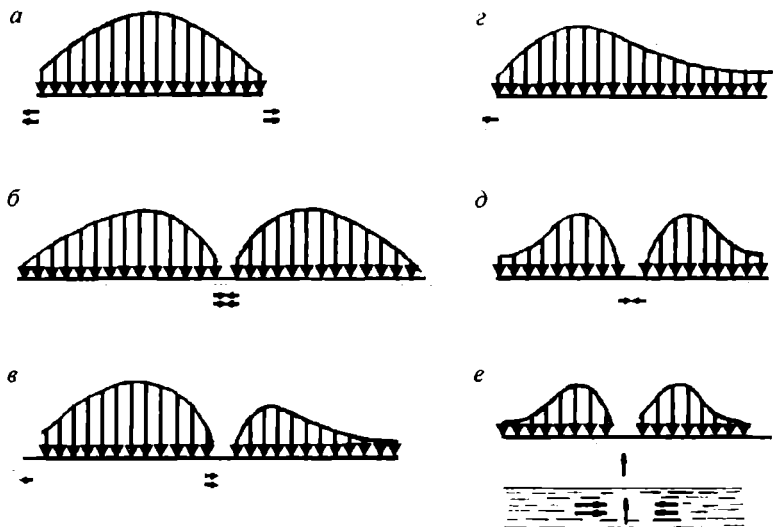


Рис. 1.1. Классификация горных ударов по месту проявления на основе схем нагружения участков угольного пласта

- III – в целиках, отделенных от массива выработками (рис. 1.1, а);
- IV – в краевой части угольного пласта (рис. 1.1, с);
- V – в выработке, проведенной в угольном массиве (рис. 1.1, д);
- VI – в выработках с разрушением почвы или кровли пласта (рис. 1.1, е);
- VII – в выработках, проведенных по породе.

Горные удары в сплошных целиках отмечались на угольных шахтах Кизеловского бассейна и других месторождений в условиях, когда обрабатывались целики небольших размеров, ограниченные с двух-четырёх сторон выработанным пространством.

Отличительные особенности ударов рассматриваемой группы:

- большая разрушительная сила, которая вызывает дробление угля с образованием больших масс тончайшей пыли, находящейся у контактов с боковыми породами;
- значительное сближение (иногда десятки сантиметров) боковых пород в момент удара;

- образование щели над частью или надо всем целиком, под-вергшимся горному удару;
- сотрясение массива горных пород как землетрясение силой 3–5 баллов на расстоянии 5–10 км от места удара.

Большая сила проявления этих ударов обусловлена, во-первых, тем, что целики, будучи обжатыми и защемленными породами кровли и почвы, имеют повышенную сопротивляемость горному давлению и вследствие этого повышенный запас потенциальной энергии в ядре и прилегающем к нему массиве горных пород и, во-вторых, тем, что к началу разрушения или в процессе его целик обычно полностью переходит в предельно-напряженное состояние. Наиболее сильные удары этой группы при прочих равных условиях возникают в целиках, полностью окруженных выработанным пространством.

Горные удары в целиках, прорезанных выработками, весьма многочисленны. Основное разрушение целиков при таких ударах происходит в сторону охраняемых ими горных выработок почти при полном отсутствии выброса угля в сторону выработанного пространства. В данном случае разрушение краевой части пласта, начавшись у бока горной выработки, распространяется в глубь целика до тех пор, пока выработка не будет на все (или почти на все) сечение заполнена разрушенным и выброшенным углем. Дальнейшее развитие удара локализуется. Сближение боковых пород невелико и обычно не превышает несколько сантиметров.

Удары рассматриваемой группы сопровождаются сильным пылеобразованием и сотрясением горных пород, особенно при крупных горных ударах, распространяющихся на 150–235 м вдоль выработки, а также образованием щели в глубь массива около кровли пласта. Существенного нарушения боковых пород, как правило, не происходит.

Горные удары в целиках, отделенных от массива угля горными выработками, характеризуются их локальностью в пределах целика, т.е. нераспространением разрушения пласта в массив угля. Разрушение и выброс угля при этом с наибольшей силой происходят в направлении от выработанного пространства и сопровождаются, как правило, полным завалом выработки, отделяющей целик от массива угля. Наиболее часты удары в целиках угля при подходе очистных работ к передовым выработкам, что представляет главную опасность

при применении системы разработки длинными столбами по простиранию на пластах, подверженных горным ударам.

Горные удары в красной части угольного массива чаще всего происходят при ведении очистных работ.

Самые опасные места в лавах при нисходящем порядке отработки этажей при прочих равных условиях – три части лавы: средняя, если работы ведутся с оставлением целиков угля в районе вентиляционного горизонта, верхняя, если работы ведутся без целиков, и нижняя (или верхняя), если имеются передовые штреки, проведенные по углю.

Свыше 90 % горных ударов рассматриваемой группы происходит непосредственно в период выемки угля в забое. Причем вероятность проявления горных ударов во время внедрения в уголь тем больше, чем больше ширина захвата врубовой машины, комбайна, канатной пилы или глубина и число одновременно взрываемых шпуров при буровзрывном способе выемки угля.

Горные удары в выработке, проведенной в угольном массиве, возникают в наиболее сложных условиях нагружения, когда, например, выработка проводится на выработанное пространство в районах, расположенных под или над границами влияния целиков или краевых частей массива угля соседних пластов и пр. Вместе с тем практически во всех случаях проведение выработки сопровождается многочисленными толчками и даже микроударами. Однако, поскольку толчки и микроудары совпадают по времени со взрывом зарядов в шпурах, то практически не представляют опасности и подчас остаются незамеченными. В отдельных случаях горняки регистрируют лишь повышенную эффективность взрывных работ (коэффициент полезного действия шпуров больше единицы).

В Кизеловском бассейне и на Сучанском месторождении на глубинах 600–1000 м горные удары этой группы почти не фиксировались. При разработке же мощных пластов на Шурабском, Сулюктинском и Ткибульском месторождениях, особенно при небольшой прочности угля, горные удары при проведении одиночных выработок по пласту происходят довольно часто.

На шахтах Кузнецкого бассейна и Воркутинского месторождения горные удары при проведении выработок по некоторым пла-

стам осложняются повышенным газовыделением, перерастающим во внезапные выбросы угля и газа.

Общим для горных ударов при проведении выработок по мощным пластам угля является следующее:

- совпадение подавляющего большинства из них со взрывом зарядов в шпурах или при расщепке ниш, камер, расширении и перекреплении выработки;
- зависимость направления развития разрушения от местоположения выработки относительно боковых пород и отдельных пачек угля с различными механическими свойствами (при прочих равных условиях разрушение обычно распространяется вверх);
- существенное влияние крепи на локализацию горного удара и направление его развития (часто нарушение горной выработки происходит со стороны почвы из-за отсутствия там крепи);
- возникновение горных ударов чаще всего непосредственно в забое горной выработки, что характерно для проявления ударов при участии газа.

Горные удары в выработках с разрушением боковых пород на шахтах Кизеловского бассейна и Сучанского месторождения были зафиксированы на глубине разработки 700–1000 м. По виду – это внезапные разломы боковых пород в выработках, проведенных по пласту угля.

Во всех случаях горных ударов, связанных с разрушением прочной плиты песчаника толщиной 2,5–3,5 м, плита подстилается слоем менее прочных пород, представленных сланцами или пластом угля общей мощностью 3–4 м. При большой глубине разработки в условиях очень высокой напряженности массива горных пород в окрестности выработки сланцы или пласт угля выдавливаются в сторону выработки и выгибают в ту же сторону встречающуюся на их пути жесткую плиту песчаника. Разлом такой плиты происходит мгновенно со значительными сейсмическими и акустическими эффектами.

Горные удары при проведении выработок по песчаникам проявляются, как правило, в виде внезапных разломов в боках выработок. Например, в полевых штреках по кварцевым песчаникам ($f = 15+20$) в Кизеловском бассейне.

По результатам исследований, проведенных отечественными и зарубежными учеными и практиками, выдвинуто несколько гипотез механизма возникновения и протекания горных ударов.

Из зарубежных ученых наиболее четкую классификацию горных ударов и попытку ее теоретического обоснования дает Д. Филлипс. Исходный момент его теории – основные механические характеристики пород и угля. Поскольку горные удары представляют собой внезапную разрядку энергии, то, очевидно, они должны иметь начало в некоторых видах упругой деформации. Потенциальная энергия, накопленная в горных породах, при ведении горных работ за счет устранения нагрузки на горные породы превращается в кинетическую, и порода стремится восстановить первоначальную форму и прежний объем. Если внешние силы доводят породу до разрушения, то одна часть энергии высвобождается в виде работы, разрушающей породу, другая – расходуется на восстановление размеров кусков разрушающегося материала, бывшего в сжатом состоянии. В связи с этим Д. Филлипс рассматривает картину накопления и распределения энергии при сжатии целиков угля, а также при изгибе зависающих над выработанным пространством пластов пород.

К. Нойберт подразделяет горные удары в зависимости от вызываемых ими напряжений на внутренние, порождаемые внешними силами, остаточные и комбинированные.

Из отечественных исследователей наибольшего внимания заслуживают взгляды, высказанные С.Г. Авершиным, И.М. Петуховым и А.М. Линьковым.

Сущность гипотезы С.Г. Авершина заключается в следующем. Крепкий упругий уголь в зонах интенсивного опорного давления накапливает в себе огромные запасы энергии упругой деформации. При быстрой пригрузке со стороны пород кровли, когда превышает предел несущей способности целика или кромки массива угля, происходит мгновенное высвобождение энергии, сосредоточенной в угле, и вследствие этого – горный удар. При этом предполагается, что пригрузка может произойти по ряду причин, в том числе при отработке или раздавливании соседних целиков угля, при динамическом ударе от взрывания шпуров, в результате «удара со стороны кровли на контакте с пластом угля, вследствие обрыва зависших пород основной кровли над очистным пространством и возвраща-

ния при этом в первоначальное положение толщи пород над целиком». Одной из причин быстрого нарастания напряжений может быть возникновение глубоких трещин в породах кровли при их за­висании над целиками угля. При образовании таких трещин давле­ние зависших пород кровли будет передаваться на меньшую пло­щадь и вызовет нагрузку ударного характера на уголь, а затем вне­запное высвобождение упругой энергии, сконцентрированной в угле. Разрушение напряженного угля начинается с образования трещин, вокруг которых мгновенно возрастает концентрация на­пряжений. Следовательно, процесс образования трещин – это исто­чник упругих колебаний, под действием которых состояние угля развивается до критического и заканчивается разрушением в виде горного удара.

И.М. Петуховым была высказана гипотеза, согласно которой в подготовке и проявлении удара участвует вся система «боковые породы – уголь». Горный удар трактуется как хрупкое разрушение предельно напряженного целика или краевой части пласта при упру­гопластичном, деформированном, вызванном несоответствием скорости нагружения и максимально возможной скорости релакса­ции напряжений пласта угля. При этом большую роль в проявлении удара играет толчкообразный характер деформированного угольного пласта в зоне предельного напряженного состояния, который может усугубляться многократным динамическим приложе­нием нагрузки из-за скольжения слоев боковых пород по контактам при их изгибе в районе очистного забоя или новых разрывов по действием тангенциальных сил при изгибе кровли (иногда почвы). Смятие пласта в зонах сжатия и мгновенный прогиб больших толщ пород, значительно удаленных от пласта с послойными разрывами и скольжением, упругая волна от которых доходит до краевой части угольного пласта, также может вызывать толчкообразное де­формирование пласта. В случае мгновенного удара боковых пород разрушающийся угольный пласт в силу инерции сжимается на большую величину, чем величина, на которую фактически сбли­жаются боковые породы. Поэтому после горного удара между уг­лем и кровлей обычно образуется щель высотой от нескольких сан­тиметров до 0,2–0,5 м и глубиной в несколько метров. Активное участие боковых пород объясняется не как разрядка напряжений, возникающих при разламывании слоев кровли, а как результат

мгновенного расширения пород при разгрузке, т.е. упругая потенциальная энергия, накопленная горными породами, участвует в дополнительном разрушении пласта лишь тогда, когда он уже частично или полностью вышел из-под нагрузки после хрупкого разрушения. Горный удар рассматривается как лавинообразный процесс, развивающийся от начального микроразрушения до разрушения всего целика или призабойной части пласта.

Рассмотрим эти представления детально. Время, характер и степень воздействия производственных процессов на угольный пласт в наибольшей степени влияют на часть передней зоны опорного давления в области с максимальными нагрузками, т.е. в области предельно-напряженного состояния. Подвиганию очистного забоя соответствуют скорость деформации (отжима) угля и сближение боковых пород в выработках, увеличивающиеся с шириной вынимаемой за один цикл полосы и со скоростью выемки.

При фланговой выемке угля комбайнами, стругами и другими средствами в месте выемки образуется уступ, величина которого зависит от типа выемочной машины. Впереди постоянно перемещающегося уступа происходит наложение двух зон опорного давления: установившейся впереди очистного забоя в целом и зоны влияния уступа. Этот процесс зависит от соотношения скорости приложения дополнительных нагрузок и скорости передачи их в глубь массива за счет пластических деформаций. Если скорость приложения нагрузок превышает скорость выхода пласта из-под нагрузки, то уголь подвергается хрупкому разрушению в виде толчков, микроударов и собственно горных ударов.

Исследованиями установлено, что в момент толчка или микроудара происходят мгновенные сдвигания кровли по нормали и пласта угля в направлении выработанного пространства. Сдвигения составляют от 0,1–0,05 мм до нескольких миллиметров, а средние скорости – от 15 до 25 мм/ч. Перед очередным толчком смещение кровли и отжим угля замедляются.

При выемке отношение скорости отжима угля к скорости смещения кровли составляет 1–3, при сильных толчках – 5–6 и более. Частота и интенсивность толчков и микроударов при работе обычных машин изменяются по длине очистного забоя: при ведении очистных работ без целиков у вентиляционного горизонта максимум их находится в верхней части лавы, с целиками – ближе к ее средней части.

Следует учитывать различия в структуре пласта, сложенного пачками пород, имеющих разную прочность и упругость, а также способность «уходить» от нагрузки и трещиноватость, что особенно заметно проявляется в непосредственной близости от забоя выработки.

В краевой предельно напряженной части угольного пласта напряжения распределяются крайне неравномерно из-за разуплотнения и увеличения объема угля вследствие подвижек отдельных слоев (пачек) по контактам с неровными поверхностями. Поэтому горный удар может произойти тогда, когда скорость изменения напряженного состояния на данном участке пласта v_n превысит максимальную скорость релаксации напряжений на этом участке $v_{пред}$, т.е. хрупкое разрушение в форме горного удара возможно лишь при условии $v_n / v_{пред} > 1$, где N – показатель хрупкости угля.

Сейсмоакустические наблюдения за процессом хрупкого разрушения показали, что трещинообразование и разрушение в очаге горного удара имеет лавинообразный характер. Процесс распространяется на новые и новые области по контуру забоя и в глубину. Однако если по каким-либо причинам будет подпор со стороны разрушенного угля, ограничивающий развитие процесса, то область разрушения стабилизируется и примет характерную форму полости разрушения.

Разрушение угля при толчках в процессе бурения скважин по углю кольцевой коронкой происходит в наиболее напряженных участках в виде раскалывания на диски, толщина которых зависит от напряжений.

ВНИМИ установлен закон толчкообразного деформирования краевой части пласта под нагрузкой (общий как для удароопасных, так и для ряда неопасных пластов). Интенсивность и характер проявления этого закона сильно зависят от степени удароопасности пласта, а в конечном счете – от механических свойств пласта и условий взаимодействия его с боковыми породами, а также от глубины разработки.

Толчкообразное деформирование совершается последовательными нарушениями и восстановлениями равновесия между внут-

ренним высоким давлением ядра и сопротивлением этому давлению периферийной части целика или краевой части массива угля под действием трения по контактам или защемлениям пласта боковыми породами. При превышении внутренним давлением сопротивления периферийной части она сдвигается в сторону выработанного пространства до установления нового равновесного состояния. Так как сила трения при скольжении меньше, чем сила трения покоя, сдвигение происходит несколько дальше, чем необходимо для статического равновесия. В силу этого развивается вторая стадия деформирования – интенсивного сдвигения боковых пород над пластическим ядром и нарастание давления в нем при почти полном отсутствии сдвижений угля и пород в периферийной части. Затем процесс повторяется. В наибольшей степени неравномерность сдвигения проявляется в области, где пласт менее склонен к пластическому деформированию.

Существенное влияние на толчкообразность деформирования оказывает защемление пласта породами кровли и почвы, которое в свою очередь зависит от величины зависящих консолей слоев пород и скорости подвигания очистного забоя. В результате очередного преодоления сил трения и защемления толчкообразное выталкивание области приводит к резкому снижению бокового отпора в части или во всей области A . При этом мгновенно увеличивается показатель хрупкости N и создаются условия для хрупкого разрушения угля с переходом потенциальной энергии угля и боковых пород в кинетическую энергию, сопровождающимся дальнейшим выталкиванием угля. Это усугубляется силами, возникающими в пласте от увеличения его объема при деформировании.

При наличии значительных выталкивающих сил происходит непрерывное перемещение угля с перерастанием лавинообразного процесса разрушения в горный удар. Если после толчкообразного выдавливания угля хрупкое разрушение затронет лишь незначительную часть призабойной зоны, то произойдет толчок, а не горный удар.

В процессе удара нарушается равновесие всей системы «боковые породы – уголь», включающей не только породы кровли, но и почвы и работающей по принципу «молот – наковальня».

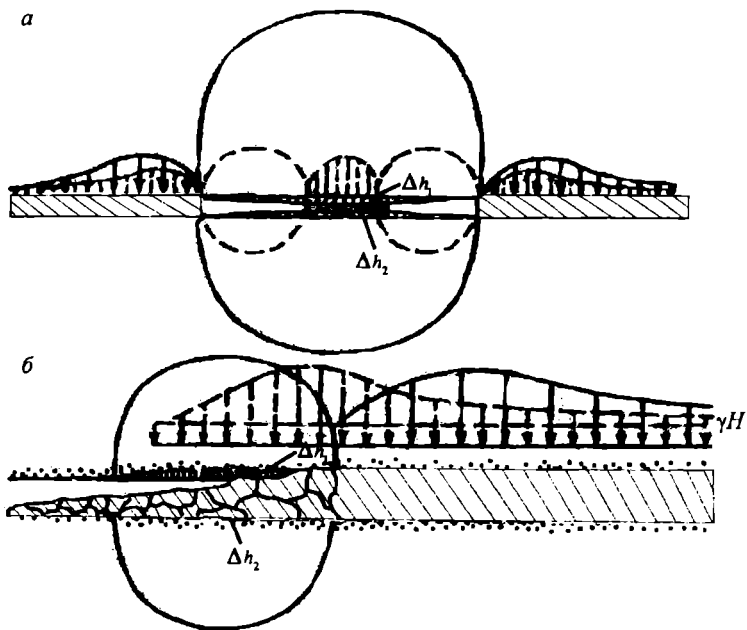


Рис. 1.2. Схема участия боковых пород в проявлении горных ударов: *a* – в целике; *б* – в очистном забое; Δh_1 и Δh_2 – соответственно смещения кровли и почвы в результате упругого расширения массива горных пород

Участие боковых пород при возникновении горных ударов (рис. 1.2) проявляется как колебание по быстроубывающей и вызывает измельчение угля на контактах до пылеобразного состояния, что приводит к снижению почти до нуля трения на контактах и облегчает дальнейшее выдавливание и разрушение краевой части пласта.

При мгновенном ударе боковых пород угольный пласт в силу инерции и механических свойств сжимается больше, чем фактически сближаются боковые породы. Вследствие этого после горного удара между углем и кровлей обычно возникает щель высотой от нескольких сантиметров до 0,5 м и глубиной в несколько метров. Известны случаи, когда при разрушении целика щель образовывалась по всей его площади.

Энергия, участвующая в горном ударе, складывается из энергии упругих деформаций угольного пласта и энергии боковых по-

род. Запас полной потенциальной энергии, участвующей в горном ударе,

$$W = W_y + W_n,$$

где W_y , W_n – потенциальная энергия соответственно угольного пласта и боковых пород.

Потенциальная энергия угольного пласта определяется по формуле

$$W_y = \frac{\sigma_{cp}^2}{2E_y} V_y,$$

где σ_{cp} – среднее напряжение в пласте угля; E_y – модуль упругости угля; V_y – объем разрушенного угля.

Потенциальная энергия боковых пород W_n из условия, что при горном ударе они сближаются на величину l_0 и совершают при этом работу, определяется по формуле

$$W_n = A = \frac{1}{2} \sigma_{cp} S l_0,$$

здесь S – площадь разрушенного целика; $1/2$ – коэффициент, учитывающий, что в процессе сближения пород на величину l_0 сила изменяется от $\sigma_{cp} S$ до нуля;

$$l_0 = 0,4 \cdot 2x_0 \epsilon_0,$$

где $2x_0$ – ширина выработки или области разгрузки пород при ударе; ϵ_0 – максимальное относительное расширение пород при разгрузке.

Следовательно,

$$W = \sigma_{cp} S \left(\frac{\sigma_{cp} h}{E_y} + 0,4 x_0 \epsilon_0 \right),$$

где h – полумощность пласта угля.

Энергия, выражаемая этой формулой, расходуется не только на разрушение и вынос угля, но и на сейсмические колебания, перераспределение и рассеяние. В энергию сейсмических волн, в частности, переходит значительная часть полной потенциальной энергии (до 10 %). В угольном пласте сосредоточено 8–10 % полной энергии горного удара.

ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ КУЗНЕЦКОГО БАССЕЙНА

2.1. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Закономерности проявления горного давления устанавливаются на базе результатов шахтных экспериментов с последующей их обработкой методами математической статистики, а также обобщения аналитическими расчетами.

Для проведения инструментальных наблюдений за проявлениями горного давления в подземных выработках были использованы широко известные методы измерения деформаций пород и угля с помощью глубинных и контурных реперов в сочетании с относительной оценкой напряженного состояния участков пластов по анализу выхода буровой мелочи при бурении контрольных шпуров диаметром 42 мм, а также разгрузочных скважин диаметром от 100 до 300 мм. В подземных выработках оборудовали комплексные замерные станции, делали замеры отжима угля в очистных забоях.

Проводились инструментальные наблюдения за оседанием земной поверхности, а также деформацией отдельных слоев пород налегающей толщи с помощью глубинных реперов в районах ведения очистных работ на шахтах.

На рис. 2.1 и 2.2 показаны схема типовой наблюдательной станции и конструкция реперов. Такие станции оборудовали в вентиляционных и откаточных штреках, а также промежуточных печах.

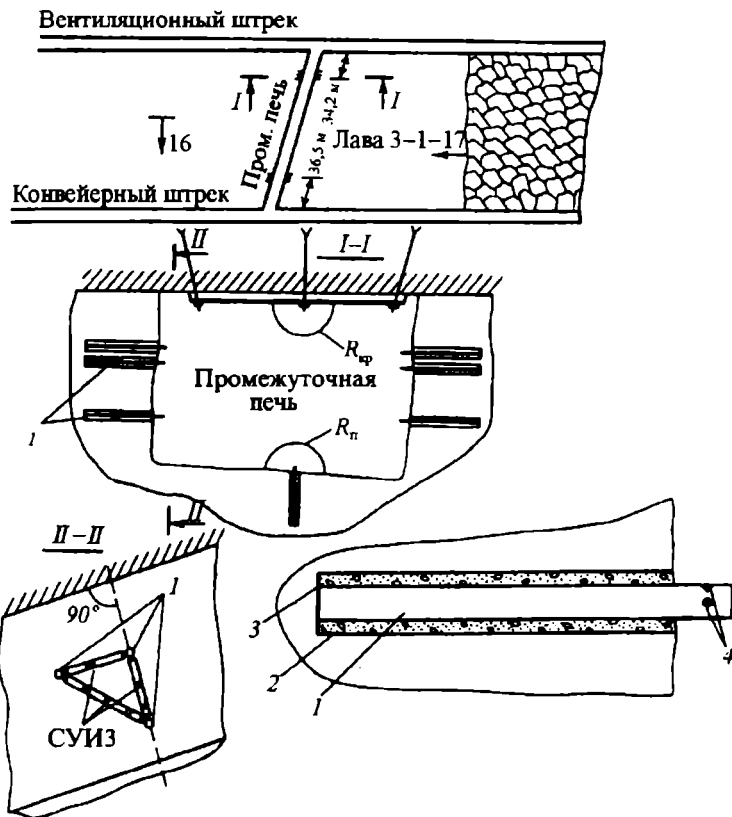


Рис. 2.1. Схема типовой наблюдательной станции:

1 – репер (металлический штурь) длиной 1,5 м; 2 – штур; 3 – бетон; 4 – метки; II-II – схема заложения реперов в пласте и измерения; $R_{кр}$, $R_{п}$ – репер соответственно в кровле и почве

Отжим угля в очистных забоях измеряли с помощью нивелирной рейки РН-3 с сантиметровыми делениями с точностью отсчета ± 1 см (рис. 2.3). Конструкция наземной наблюдательной станции показана на рис. 2.4. В результате расчетов парных корреляционных зависимостей определяли уравнения связи и их корреляционные отношения. По наибольшей величине корреляционного отношения устанавливали уравнение функции, аппроксимирующей

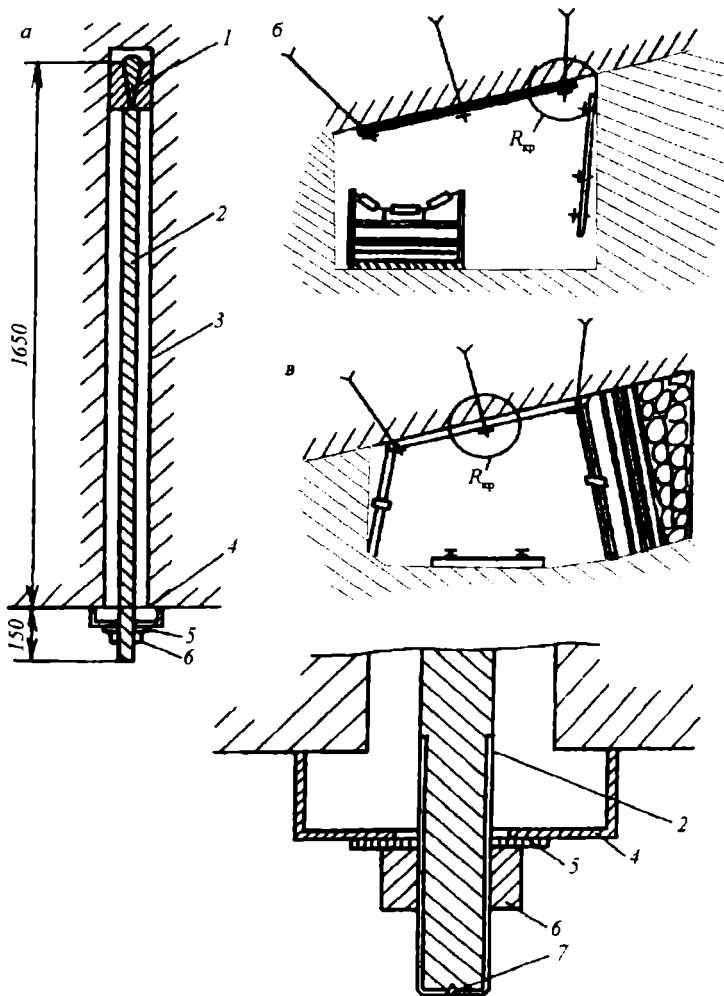


Рис. 2.2. Конструкция репера (а) и схема установки реперов в конвейерном (б) и вентиляционном (в) штреках:

1 – клинья; 2 – анкер; 3 – шпур; 4 – подхват; 5 – шайба; 6 – гайка; 7 – метка

исследуемую зависимость. На основе выбранного уравнения связи строили график данной зависимости.

Установленные закономерности изменения интенсивности проявления горного давления, а также возросшее число горных

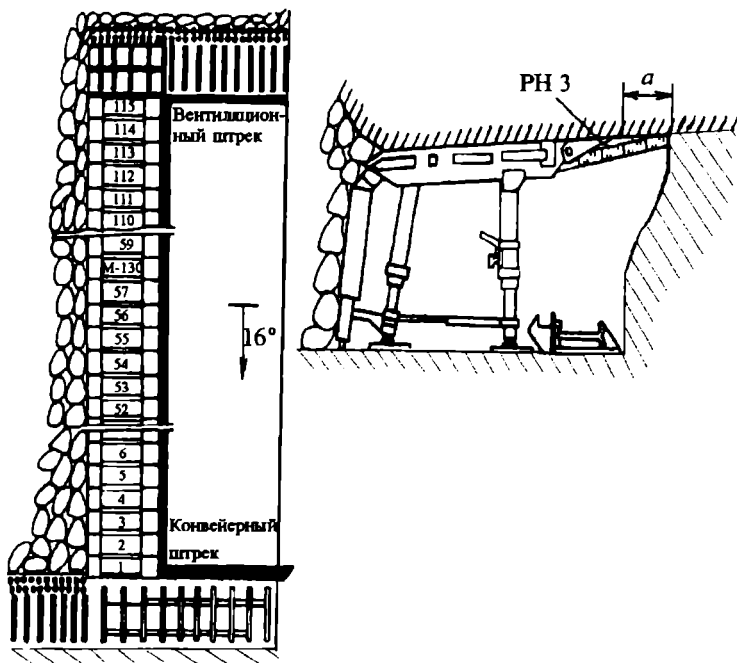


Рис. 2.3. Схема измерения отжима угля в очистном забое

ударов выявили актуальность задачи прогноза и предотвращения этих явлений.

При выборе методов прогноза удароопасности учитывали особенности горно-геологических условий возникновения горных ударов. Нами рассмотрены указанные зависимости на примере Алардинского месторождения Кузбасса. В частности, горные удары на этом месторождении проявляются при весьма высокой газоносности пластов, что потребовало объективной оценки их склонности как к горным ударам, так и к внезапным выбросам угля и газа. С этой целью была использована методика, разработанная во ВНИМИ Б.Т. Акинъшиным.

Исследованиями Б.Т. Акинъшина доказано, что оценка ударо- и выбросоопасности пластов, а также выбор эффективных профилактических мероприятий могут быть осуществлены с единых ме-

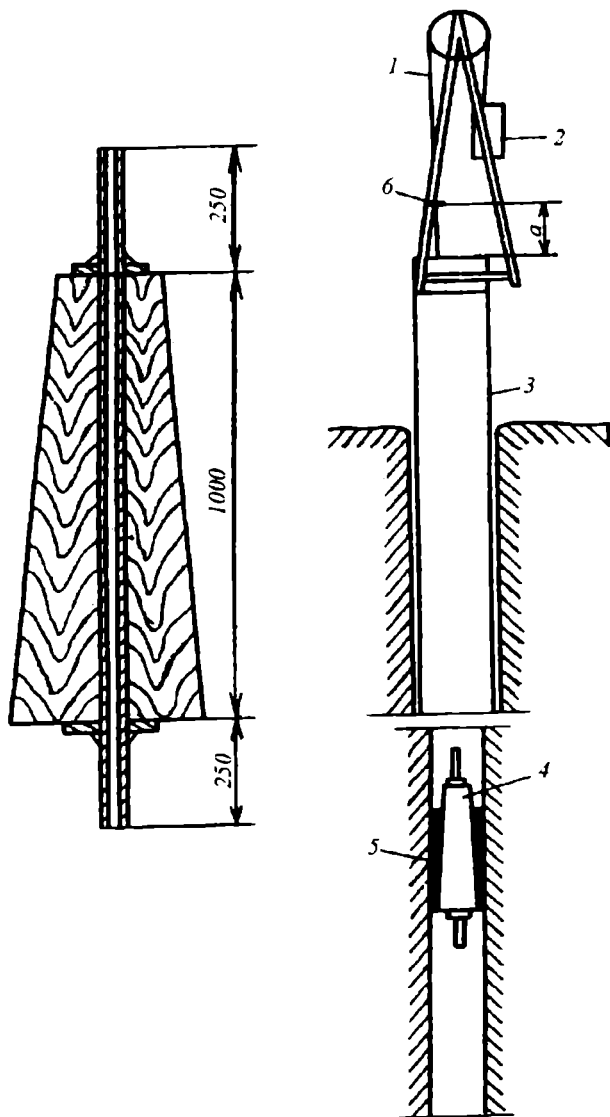


Рис. 2.4. Конструкция наземной наблюдательной станции:

1 – проволока с метками; *2* – противовес; *3* – кондуктор; *4* – глубинный репер; *5* – щель; *6* – индекс-метка

тодических позиций на основе информации об особенностях структуры порового пространства и жидкой составляющей в угле.

По Б.Т. Акиньшину, физическая сущность метода и критерии ударо- и выбросоопасности пластов заключаются в следующем. Угольный пласт можно рассматривать как трехфазную систему (твердая минеральная часть – влага – газ), в которой выделяются по отношению к жидкой фазе три характерных показателя фазово-физического состояния:

- максимальная гигроскопическая влажность $W_{\text{мг}}$, характеризующая сорбционный поровый объем, включая переходные поры;
- показатель структуры порового пространства $G_{\text{мг}}$, соответствующий доле участия в общей пористости сорбционного порового объема;
- естественная влажность W_e или показатель естественного водонасыщения G_e .

Предложенные показатели фазово-физического состояния всесторонне отражают изменения физико-механического, газодинамического и напряженного состояния угольных пластов.

При проведении работ по прогнозу ударо- и выбросоопасности пластов кроме свойств угля учитывались и другие важнейшие горно-геологические факторы, определяющие склонность пластов к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа: глубина залегания пластов, состав, структура и прочность пород налегающей толщи, прочностные и деформационные свойства угля, пород почвы пластов, особенности тектоники месторождения.

Механические свойства пластов угля определяли в натуральных условиях по методике ВНИМИ для получения деформационных и прочностных показателей.

Подробное изучение горно-геологических условий разработки пластов Алардинского месторождения показало, что наибольшее практическое значение с точки зрения изучаемого вопроса имеют пласты 1, 3 и 6, разрабатываемые шахтами АО «Аларда» и «Усинская». Пласт 1 – средней мощности, а пласты 3 и 6 – мощные. Определенный интерес представляют также пласты E_1 , E_4 и E_5 , которые разрабатываются соседней шахтой «Капитальная».

Нами рассмотрены результаты исследований в лавах 1–29 и 1–34, а также в путевом уклоне № 3/1. В лаве 1–34 при отработке

пласта отмечается высокая газообильность, что резко снижает производительность труда.

В наиболее нагруженных участках пласта проявляется тенденция к разрыхлению структуры порового пространства, а показатель $G_{\text{мг}}$ снижается до 0,27–0,34 при уменьшении степени водонасыщения менее 0,35. Это соответствует неустойчивому, критическому состоянию, отвечающему удароопасному состоянию краевой части пласта: $G_{\text{мг}} \leq 0,35$ при $G_{\text{е}} \leq G_{\text{мг}}$. Наибольшая напряженность пласта в забое лавы отмечается в 10–15 м от вентиляционного и конвейерного штреков. В этих условиях зафиксирован повышенный выход штыба (II категория удароопасности), а $W_{\text{е}} < W_{\text{мг}}$.

Исследования фазово-физических свойств (ФФС) угля показали, что кустовое бурение разгрузочных скважин диаметром 80–100 мм через 1 м по лаве не дает гарантированного эффекта, так как при разбуривании скважин веером из одной точки получаются значительные расхождения скважин друг от друга. При этом отмечается резкая дифференциация нагруженных и разгруженных участков: одни участки разгружаются и увлажняются, другие – уплотняются.

Для оценки газового фактора в пласте с точки зрения его потенциальной выбросоопасности необходимо оценивать ФФС угля в подготовительных или капитальных выработках, проводимых в нетронутом массиве вне зон повышенного горного давления. По этому условию результаты ФФС угля, полученные в путевом уклоне № 3/1, являются вполне представительными. Минимальное значение степени естественного водонасыщения $G_{\text{е}}$ по среднему уровню влажности $W_{\text{е}}$ получено равным 0,35 при $G_{\text{мин}} \approx 0,32$. Средние значения из двух определений: $G_{\text{е}} \approx 0,4$; $G_{\text{мин}} \approx 0,36$.

В зонах повышенного горного давления с ростом напряжений происходит снижение $G_{\text{мг}}$ и $G_{\text{е}}$.

Следовательно, пласт I на существующих глубинах разработки по газодинамической активности приближается к верхней границе выбросоопасности.

Полученный экспериментальный материал по ФФС угля показывает, что при ведении горных работ в особо сложных условиях на пласте I могут иметь место динамические проявления горного дав-

ления (внезапные выдавливания, толчки, микроудары и горные удары) с попутным усиленным газовыделением. В зонах влияния тектонических нарушений возможно проявление внезапных выбросов угля и газа, а также суфляров.

Пласт 3–3^а мощностью до 7–8 м отрабатывается в два слоя, как правило, под защитой пласта 1. Однако подготовительные и очистные работы зачастую ведутся в зонах повышенного горного давления от целиков и краевых частей пласта 1.

Для этих условий прослеживается аналогичная тенденция изменения ФФС угля, что и на пласте 1. В ЗПД отмечаются разрыхление структуры порового пространства угля и снижение показателя $G_{\text{мг}}$ до 0,29–0,34, уменьшение естественной влажности W_e при выполнении условия $W_e < W_{\text{мг}}$ ($G_e < G_{\text{мг}}$) как по верхней, так и по нижней пачке. В наиболее тяжелых условиях отмечается выполнение условий $G_{\text{мг}} \leq 0,35$ и $G_e < G_{\text{мг}}$ для пластов, склонных к газодинамическим явлениям. Как и на пласте 1, проявление газодинамических явлений на пласте 3–3^а возможно только в зонах интенсивной тектонической нарушенности. В поле шахты АО «Аларда» такие зоны практически отсутствуют.

На шахте «Капитальная» исследования проводили по пластам E_5 , E_4 , E_1 , которые отрабатывали на глубине 400–450 м. Марка угля – Ж; выход летучих веществ – 33–35 % по массе.

Все пласты по основным геологическим факторам потенциально удароопасны. Исследования на пластах E_5 , E_4 , E_1 проводили в нетронутом массиве, в зонах ППД и в надработанных участках.

Анализ полученных данных показывает, что значения параметров ФФС по всем пластам на ненарушенных участках удовлетворяют условию склонности пластов к проявлению горных ударов ($W_{\text{мг}} \leq 3 \%$, $G_{\text{мг}} > 0,5$, $W_e \leq W_{\text{мг}}$). При этом в наиболее нагруженных участках пластов влажность угля ниже $W_{\text{мг}}$, уголь уплотняется, структурный показатель $S_{\text{мг}}$ увеличивается до 0,72–0,85. Учитывая, однако, большую нарушенность пластов в поле шахты «Капитальная», можно ожидать на обследованных удароопасных пластах возникновение внезапных выбросов угля и газа в зонах влияния тектонических нарушений, в которых физико-механические свойства угля резко изменяются.

Одним из важнейших элементов комплекса мероприятий по предотвращению горных ударов на действующих шахтах является проведение систематического прогноза степени удароопасности участков пласта, т. е. выявление возможных очагов горных ударов. Не менее важна в комплексе мероприятий по предотвращению горных ударов в действующих выработках оценка эффективности этих мероприятий.

Опыт показывает, что прогноз степени удароопасности может быть проведен прежде всего на основании изучения планов горных работ по всем пластам свиты. В результате изучения геолого-маркшейдерской документации могут быть выявлены опасные участки пластов, где необходимо проведение локальных или региональных мероприятий по предотвращению горных ударов. После осуществления этих мероприятий должна быть обязательно проведена инструментальная оценка их эффективности, т.е. дан прогноз снижения степени удароопасности обработанного опасного участка пласта.

Изучение опыта применения метода прогноза степени удароопасности участков мощных пластов по выходу буровой мелочи показало следующее. В подавляющем большинстве горно-технических ситуаций, встречающихся в шахтах при отработке мощных пластов, необходимая минимальная длина прогнозных шпуров должна составлять 10–12 м, а в наиболее тяжелых условиях – около 15 м (в капитальных выработках, проведенных по пластам и охраняемых длительное время целиками угля). В очистных забоях на удароопасных пластах, отрабатываемых на полную мощность, глубина прогнозных шпуров должна составлять не менее $3m$ (m – мощность пласта).

Следовательно, в условиях мощных угольных пластов метод прогноза удароопасности по выходу буровой мелочи является достаточно трудоемким.

В связи с этим возникла необходимость в проведении на мощных пластах опытных работ по опробованию более оперативных и менее трудоемких геофизических методов прогноза, которые на ряде рудных месторождений показали хорошие результаты.

Эти испытания были выполнены на наиболее опасных участках лавы 3–1–16 по мощному пласту 3–3^a на шахте АО «Аларда».

Все измерения геофизическими методами сопровождались оценкой степени удароопасности участков пласта с помощью стандартного способа по отбору штыба при бурении контрольных штуров.

С целью получения более контрастных результатов измерений для сравнения выбирали наиболее опасные и заведомо неопасные участки пласта в районе лавы 3-1-16.

Измерения проводили по методике, разработанной лабораторией геофизических методов ВНИМИ. Испытывался целый ряд модификаций геофизических методов: дипольное электромагнитное профилирование (ДЭМП); дипольное электромагнитное зондирование (ДЭМЗ); регистрация амплитуды естественного электромагнитного поля (ЕЭМП); сейсмическое профилирование (СП); сейсмический экспресс-метод (СЭМ); регистрация естественной и вызванной акустической эмиссии угольного пласта (ЕАЭ, ВАЭ). Главной задачей первого этапа испытаний перечисленных геофизических методов в условиях шахты АО «Аларда» было определение наиболее надежного, простого и оперативного геофизического метода для прогноза степени удароопасности участков мощного пласта. Кроме того, необходимо было решить вопрос об области возможного использования геофизических методов.

Анализ результатов экспериментальных сопоставительных измерений показал, что наиболее перспективными для дальнейшего применения в качестве методов прогноза степени удароопасности участков мощного пласта могут оказаться методы дипольного электромагнитного зондирования (ДЭМЗ), дипольного электромагнитного профилирования (ДЭМП) и регистрации амплитуды естественного электромагнитного поля (ЕЭМП).

Метод ДЭМЗ позволяет в условиях горных выработок шахты, даже закрепленных металлической крепью, определять характер изменения эффективного электрического сопротивления углей и пород и по его изменению судить об изменении напряженного состояния участков угольных пластов. Расстояние от груди забоя до зоны максимума нагрузок определяется по максимуму сопротивления углей на графике зондирования.

Метод ДЭМП в варианте дипольного профилирования позволяет выделять наиболее напряженные участки по соотношению сопротивления углей, полученных на меньшем ($R_1 = 8$ м) и большем ($R_2 = 16$ м) расстояниях установок.

Главным достоинством указанных методов, особенно важным для применения на мощных удароопасных пластах, является то, что при их использовании не требуется бурение контрольных шпуров. Данные методы и были выбраны для дальнейших шахтных испытаний и разработки критериев степени удароопасности участков мощных пластов.

Общий вывод, который можно сделать на основании полученных результатов испытаний, заключается в том, что рассматриваемые геофизические методы ДЭМЗ, ДЭМП и ЕЭМП являются перспективными. Они позволяют уже на данной стадии освоения достаточно оперативно проводить оценку изменений напряженного состояния участков пластов и судить о нарастании или снижении степени удароопасности. В дальнейшем, по мере накопления опытных данных, должны быть установлены надежные количественные критерии степени удароопасности участков пластов, а также область применения указанных геофизических методов. Необходимо также изучить вопрос о влиянии структурных изменений краевых частей угольного массива, произошедших под воздействием высокого горного давления, на характер изменения измеряемых физических параметров. Например, как влияет блоковое разрушение краевых частей целиков угля, выражающееся в нарушении сплошности массива, на критерии степени удароопасности участков мощных пластов. Эти и другие вопросы требуют дальнейшего изучения для полного перехода на оперативные и нетрудоемкие геофизические методы прогноза при разработке мощных пластов.

Таким образом, выполненные работы по прогнозу склонности пластов на шахтах Южного Кузбасса к горным ударам показали, что по совокупности горно-геологических условий разработки, механическим и фазово-физическим свойствам угля наиболее удароопасными мощными пластами являются пласты 3-3^а, 4, 6, 7 на шахтах АО «Аларда», «Усинская», им. Ленина, им. Шевякова, «Распадская», «Томская».

С развитием горных работ по глубине и площади горные удары неизбежно возникнут на других шахтах района, если не будут приняты своевременные профилактические мероприятия по их предотвращению.

Пласт 1 средней мощности, залегающий висячем боку Алардинской свиты, являющийся защитным по отношению к нижеле-

жащим удароопасным мощным пластам, в свою очередь склонен к горным ударам.

Проявление внезапных выбросов угля и газа на указанных высокогазоносных удароопасных пластах возможно только на локальных участках с интенсивной нарушенностью, что в целом нетипично для рассматриваемого района, за исключением полей шахты «Капитальная» и частично «Усинская». С другой стороны, непосредственно на участках с интенсивной нарушенностью удароопасных пластов проявление типичных горных ударов маловероятно.

Для эффективного применения предложенных методов прогноза удароопасности и разработки мероприятий по предотвращению горных ударов нами выполнен комплекс исследований на шахтах Алардинского месторождения по установлению закономерностей проявления горного давления при ведении очистных работ.

На Алардинском месторождении Южного Кузбасса, которое в настоящее время следует считать наиболее опасным по проявлению горных ударов, первым рабочим пластом в свите является, как правило, пласт 1 средней мощности (1,7 м), склонный к горным ударам. Он используется как защитный по отношению к удароопасному мощному пласту 3–3^а (мощность междупластья 38–40 м). Поэтому необходимо прежде всего изучить характер проявления опорного давления при первоочередной выемке защитного пласта 1.

Наблюдения за характером проявления опорного давления выполнены в период отработки лав 1–34 и 1–29 по удароопасному пласту 1 на шахте АО «Аларда». Для этого в промежуточном бремсберге № 32–34, вентиляционном и конвейерном штреках лавы 1–34, а также в вентиляционном и разгрузочном штреках лавы 1–29 были оборудованы наблюдательные станции из нескольких замерных пунктов.

Полученные данные позволили построить графики зависимости деформаций угля, смещений боков выработки, пород кровли и почвы от расположения очистного забоя относительно замерных пунктов (рис. 2.5). Из графиков видно, что деформации сжатия пласта и смещения боков промежуточного бремсберга получают развитие при подходе забоя лавы на расстояние 40–50 м, следовательно, в данных горно-технических условиях ширина зоны влия-

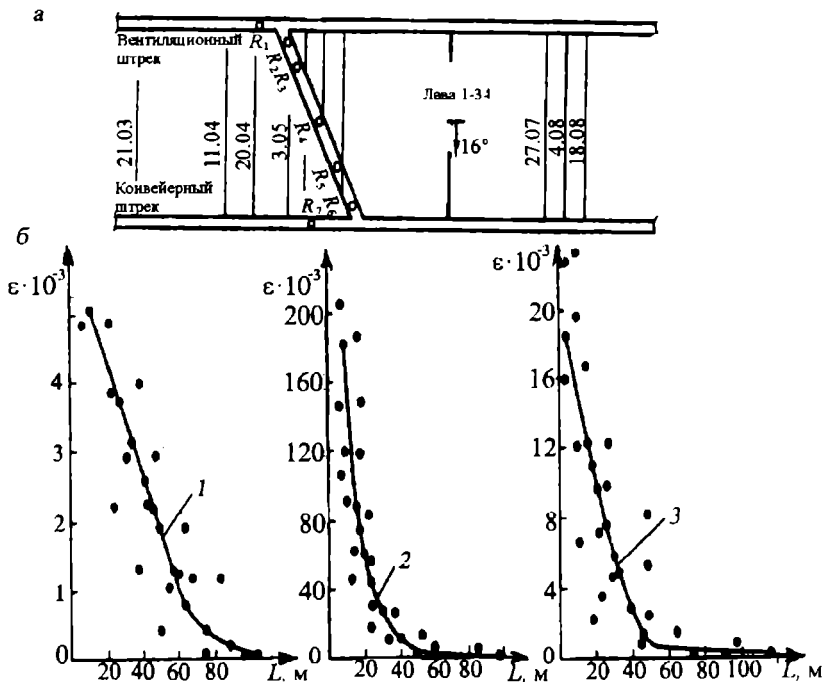


Рис. 2.5. Схема расположения наблюдательной станции (а) и результаты замеров деформаций (б):

1 – относительная деформация угля; 2 – смещение боков выработки; 3 – относительное смещение почвы и кровли; ϵ – относительная деформация; Δl – смещение; L – расстояние от очистного забоя

ния опорного давления от очистного забоя на пласте 1 составляет 50 м. Максимальные значения деформаций и смещений наблюдаются в средней части передовой выработки. Это можно объяснить тем, что вышележащий столб (лава 1–32) еще не отработан, а ниже лавы 1–34 находится массив угля. Величины относительной деформации сжатия пласта и смещений пород невелики. Незначительно и напряженное состояние угольного массива, что подтверждается данными прогноза степени удароопасности участков пласта (Ш – IV категория).

Наблюдательная станция № 2, оборудованная в вентиляционном и конвейерном штреках лавы 1–34, включала 17 замерных

пунктов. Все замерные пункты оборудованы парными реперами, заложенными в почве и кровле пласта. Максимальные смещения пород почвы и кровли невелики и составляют 15–19 мм при расстоянии от забоя лавы до замерных пунктов 30–35 м.

Наблюдательные станции № 3, 4, оборудованные в разгрузочном и вентиляционном штреках лавы 1–29, включали соответственно 10 и 5 замерных пунктов. Каждый пункт представляет собой пару реперов, заложенных в кровлю и почву пласта. Схема расположения замерных пунктов и результаты измерений представлены на рис. 2.6.

Полученные данные позволили построить графики зависимости величины смещений пород почвы и кровли от расстояния очистного забоя до замерных пунктов. Анализ графиков показывает, что влияние очистного забоя на смещение пород в разгрузочном штреке ощущается на расстоянии 40–50 м (кривая 1), а в вентиляционном штреке значительно раньше – на расстоянии 70–80 м (кривая 2). Кроме того, величина смещений пород в вентиляционном штреке в 3–4 раза больше, чем в разгрузочном штреке.

Указанное различие объясняется тем, что разгрузочный штрек проведен в массиве угля, а вентиляционный штрек примыкает к выработанному пространству вышележащего яруса. Следовательно, при одних и тех же опорных нагрузках от очистного забоя смещения пород кровли в вентиляционном штреке начнутся раньше и будут больше по величине, чем в разгрузочном штреке.

Таким образом, в результате инструментальных наблюдений, выполненных в лавах 1–34 и 1–29, получены новые данные, подтверждающие известное положение о том, что при одинаковых геологических условиях горно-техническая обстановка существенно определяет ширину зоны влияния опорного давления от очистных работ. Кроме того, опыт ведения очистных работ в лаве 1–34 показывает, что подход к диагональной передовой выработке при наличии угольного массива с обеих сторон выемочного столба безопасен в отношении горных ударов.

Последний вывод имеет существенный практический интерес. Согласно известным положениям, при подходе очистного забоя к передовой выработке необходимо постоянно осуществлять прогноз степени удароопасности и в случае обнаружения I–II категории выполнять мероприятия по предотвращению горных ударов

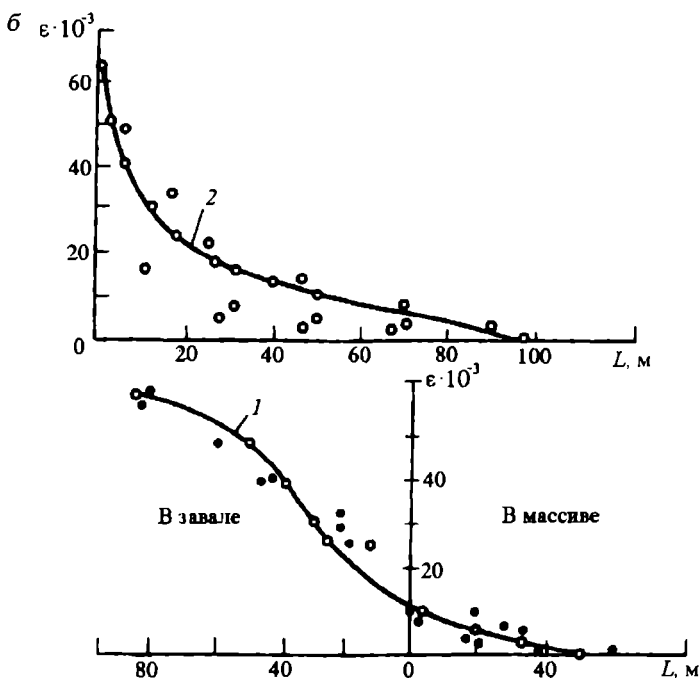
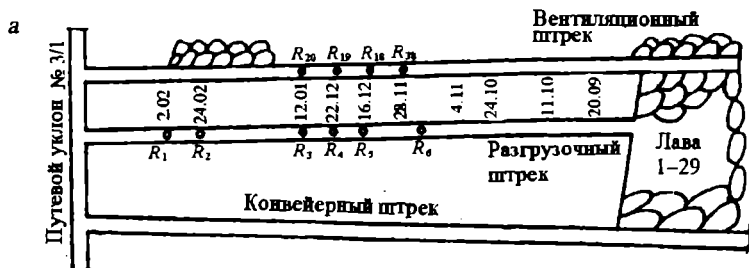


Рис. 2.6. Схема расположения наблюдательных станций (а) и графики конвергенции пород в выработках в районе лавы 1-29 (б):

1 и 2 – относительное смещение пород почвы и кровли соответственно R_1 и R_{19} ; ϵ – относительная деформация; L – расстояние от очистного забоя

как со стороны очистного забоя, так и со стороны передовой выработки. При существующих скоростях подвигания механизированных комплексов любая длительная остановка приводит к значительному снижению уровня добычи угля, поэтому, чтобы не останавливать забой на 2-3 суток, профилактические мероприятия со

стороны передовой выработки на шахтах выполняют заблаговременно, в условиях III–IV категории удароопасности.

Для оценки влияния опорного давления на механическое состояние угля в краевой части пластов была использована методика, разработанная Г.Н. Фейтом (ИГД им. А.А. Скочинского). Сущность методики заключается в определении показателя прочности q по величине внедрения в уголь конического наконечника.

Кроме того, с этой же целью использована методика ВНИМИ, сущность которой заключается в определении коэффициента хрупкости угля по соотношению между глубинами внедрения конического и плоского пуансонов. Коэффициент хрупкости характеризует способность углей к хрупкому разрушению, поэтому для более хрупких углей указанное отношение резко возрастает.

Исследования коэффициентов хрупкости и прочности углей выполнены в лавах 1–29 и 1–34 (рис. 2.7).

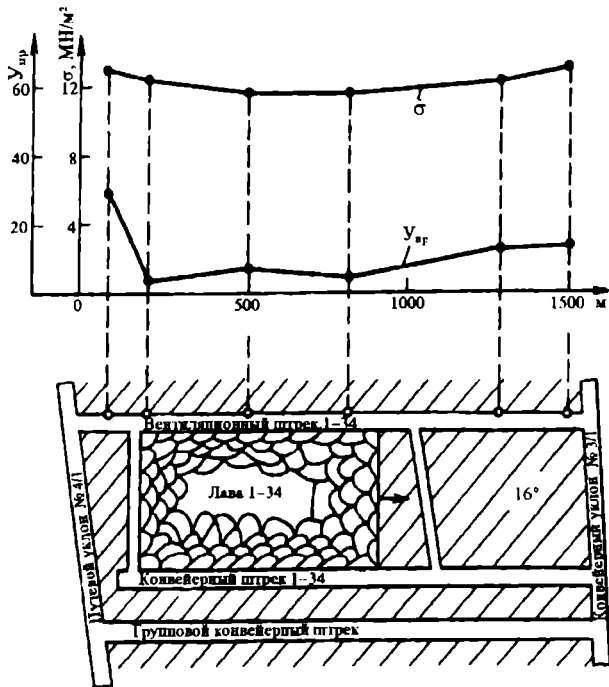


Рис. 2.7. Изменения коэффициента хрупкости и прочности угля в вентиляционном штреке лавы 1–34

Анализ полученных результатов показывает, что на тех участках, где влияние опорных нагрузок незначительно, коэффициенты хрупкости и прочности угля намного выше, чем на участках с большими опорными нагрузками.

Установлено, что с увеличением мощности пласта данная зависимость обнаруживается еще более ярко.

Характерные результаты получены и при проведении измерений в целиках (рис. 2.8), испытывающих разные по величине опорные нагрузки. В целиках, испытывающих наложение двух зон опорного давления (от действующей лавы 3-1-14 и ранее отработанных - 3-1-12 и 3-1-10), коэффициент хрупкости и прочность угля значительно ниже, чем в целиках, примыкающих к массиву угля. Таким образом, исследования показали, что по изменению коэффициента хрупкости и прочности угля в забоях и боках выработки можно объективно судить о степени воздействия на угольный массив опорного давления.

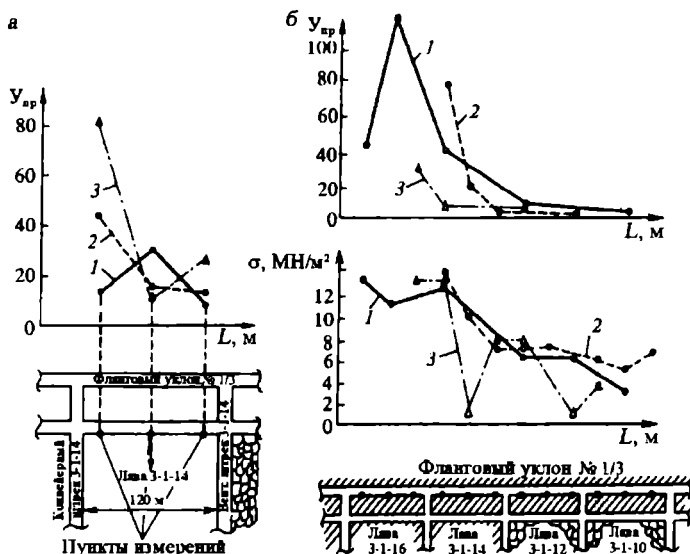


Рис. 2.8. Изменение коэффициентов хрупкости в очистном забое лавы 3-1-14 по мощному пласту (а) и хрупкости и прочности в целиках угля, испытывающих разные опорные нагрузки (б):

а) 1 – при первоначальном положении лавы; 2, 3 – при положении лавы после подвигания соответственно на 5 и 15 м;

б) 1 – до начала работы лавы; 2, 3 – после отхода лавы соответственно на 5 и 15 м

Комплекс наблюдений был проведен на пласте 1 в сложной горно-технической обстановке. Ниже выемочного столба расположен массив, выше – выработанное пространство лавы 1–27. Однако лава 1–27 отработала выемочный столб не полностью ввиду возникших больших трудностей по причине интенсивного проявления опорного давления. До конца отработки оставалось около 300 м, когда лава 1–27 была остановлена и разрезана пополам. После чего нижняя часть лавы (1–27^а) отработана полностью, а верхняя часть (1–27^б) оставлена в выработанном пространстве (рис. 2.9).

При подходе лавы 1–29 к сопряжению с оставленной частью лавы 1–27^б в забое и вентиляционном штреке лавы 1–29 появились признаки резкого повышения горного давления. Более интенсивно стала деформироваться крепь в вентиляционном штреке, а в очистном забое начала разрушаться ложная кровля мощностью 0,4–0,5 м. Обрушение ложной кровли привело к увеличению высоты забоя лавы и несоответствию условий отработки конструктивным параметрам гидрокрепи – даже при полной раздвижке гидрокрепь не контактировала с породами кровли. В результате вышли из строя 38 гидростоек и шесть перекрытий секций крепи.

Для создания безопасных условий отработки лавы 1–29 без периодических остановок очистного забоя (для выполнения профилактических мер по борьбе с горными ударами) был разработан план мероприятий по предотвращению возникновения удароопасных ситуаций в лаве 1–29 пласта 1 и прилегающих горных выработках. Предусмотрена проходка специального разгрузочного штрека и разбуривание напряженного участка лавы в интервале разгрузочный штрек – вентиляционный штрек 1–29, а при необходимости дополнительно на интервале конвейерный штрек 1–29 – разгрузочный штрек. Общая длина разгрузочного штрека 300 м.

Внедрение разработанных рекомендаций позволило безопасно отработать лаву 1–29 и осуществить защитную наработку нижележащего мощного пласта 3–3^а.

Аналогичные работы были выполнены при отработке лавы 1–34 (см. рис. 2.9).

В результате создавшейся удароопасной ситуации в лаве 1–34 очистной забой был остановлен и начато выполнение профилактических мероприятий. В плане мероприятий было предусмотрено бурение разгрузочных скважин диаметром 100 мм, длиной 10 м и

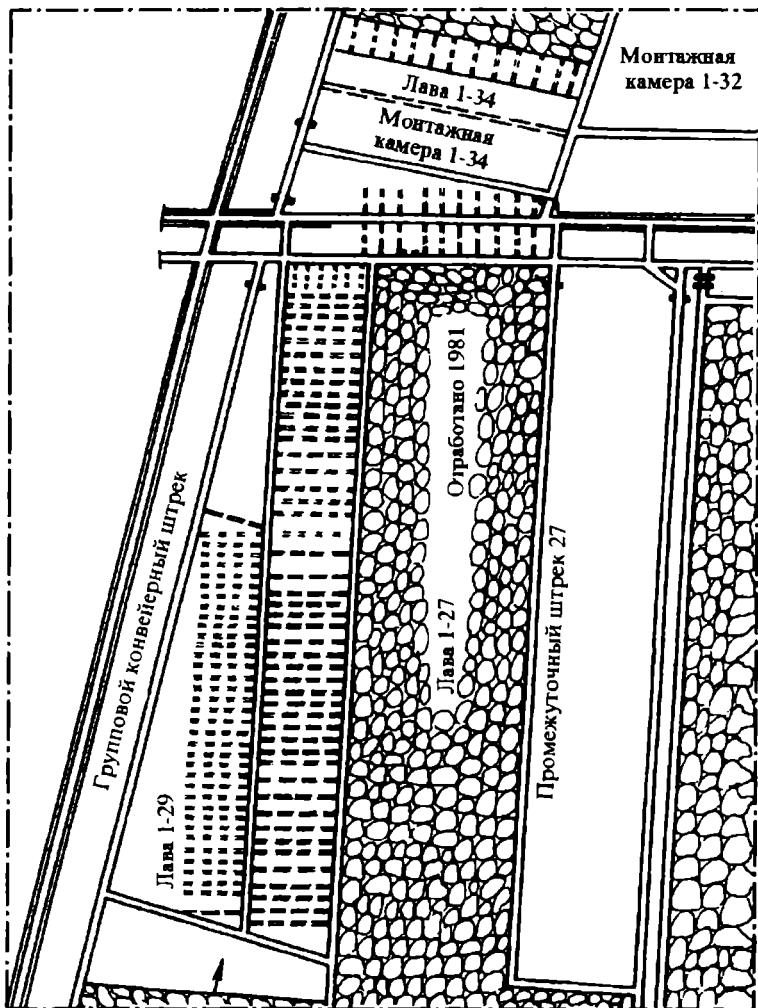


Рис. 2.9. Выкопировка с плана горных работ по пласту 1

на расстоянии друг от друга 1 м. Бурение осуществлялось при помощи станка БС-1 по всей длине лавы. Повторный прогноз подтвердил эффективность выполненных мероприятий. Особенность ситуации – высокая степень напряженности, зафиксированная за-

долго до подхода к передовой выработке (около 60 м) и обусловленная появлением на данном участке мощного слоя весьма прочных гравелитов в кровле пласта. В процессе отработки разбуренных 10 м выемочного столба произошли осадка кровли и снижение напряженности в краевой части пласта. В дальнейшем задержек в обрушении кровли и соответственно повышения степени напряженности угольного массива не наблюдалось.

Таким образом, интенсивность проявления опорного давления от очистных выработок по защитному пласту средней мощности сильно зависит от величины пролета выработанного пространства как по простиранию, так и падению. С увеличением пролета выработанного пространства (общей площади отработки) значительно деформируются угольный массив и крепь в выработках, растет степень удароопасности участков пласта, попадающих в зону влияния опорного давления.

Ширина зоны опорного давления от одиночной очистной выработки по защитному пласту (окруженной по восстанию, падению и впереди забоя угольным массивом) при глубине около 400 м и мощности 1,7 м составляет 50 м.

При наложении зон опорного давления от действующей очистной выработки и выработанного пространства вышележащего яруса (этажа) при бесцеликовой схеме отработки протяженность участка интенсивного деформирования угольного массива впереди забоя и крепи в вентиляционном штреке составляет 80 м. Смещения пород в этом случае в 3–4 раза больше, чем в выработках, примыкающих к угольному массиву или большому жесткому целику.

Установленная в процессе инструментальных наблюдений существенная зависимость интенсивности проявления опорного давления от величины пролета выработанного пространства по простиранию и падению свидетельствует о том, что основная кровля защитного пласта после обрушения непосредственной кровли не подбучивается и способна висеть на большой площади отработки.

При ведении очистных работ на защитном пласте по бесцеликовой схеме поддержания подготовительных выработок основная кровля на больших площадях выработанного пространства прогибается, уплотняя обрушенные породы непосредственной кровли, что может приводить к образованию опасных очагов горных ударов в действующем очистном забое на нижележащем мощном пласте.

Установленные закономерности имеют свои особенности при слоевых системах разработки мощных угольных пластов. Особую актуальность для разработки мероприятий по предотвращению удароопасности имеет характер процессов деформирования пород и угля при выемке первого слоя мощного удароопасного пласта.

На шахте АО «Аларда» отрабатывается удароопасный пласт 3–3^а, склонный к самовозгоранию угля. Пласт отрабатывается на глыбине, достигающей 500 м, столбами по простиранию наклонными слоями толщиной 2,7–2,8 м в нисходящем порядке при бесцеликовой схеме поддержания подготовительных выработок. Выше, на расстоянии 38 м, залегает удароопасный пласт 1 мощностью в среднем 1,7 м, который является защитным для пласта 3–3^а. Применение бесцеликовой схемы поддержания подготовительных выработок для борьбы с горными ударами, безусловно, фактор положительный, так как при этом резко уменьшается количество возможных наиболее опасных очагов (целиков) удароопасности в пределах шахтного поля. В то же время опыт показал, что при бесцеликовой схеме поддержания подготовительных выработок на защитном пласте и принятых больших размерах выемочных столбов по простиранию при выемке первого слоя, надработанного ранее защитным пластом средней мощности, создаются условия образования повышенных напряжений в забое, что приводит к серьезной проблеме борьбы с горными ударами в очистных выработках по первому слою мощного пласта. Применение локальных мер предотвращения горных ударов в рассматриваемых условиях приводит к значительному снижению производительности лавы. Локальные меры необходимо применять в очистном забое по всей его длине, на что требуется задалживать две и более рабочие смены в сутки. Наблюдения показали, что интенсивность проявления динамических явлений находится в прямой зависимости от пролета выработанного пространства по первому слою мощного пласта по падению.

Для вскрытия механизма данного явления были проведены инструментальные наблюдения за характером оседания земной поверхности, налегающей толщи пород, а также деформациями пород и угля вблизи подготовительных выработок как при выемке защитного пласта, так и первого слоя мощного пласта.

На рис. 2.10 показаны результаты наблюдений за смещениями глубинных реперов в скважине № 316, пробуренной в западном крыле панели 1. Было заложено пять реперов в различных слоях покры-

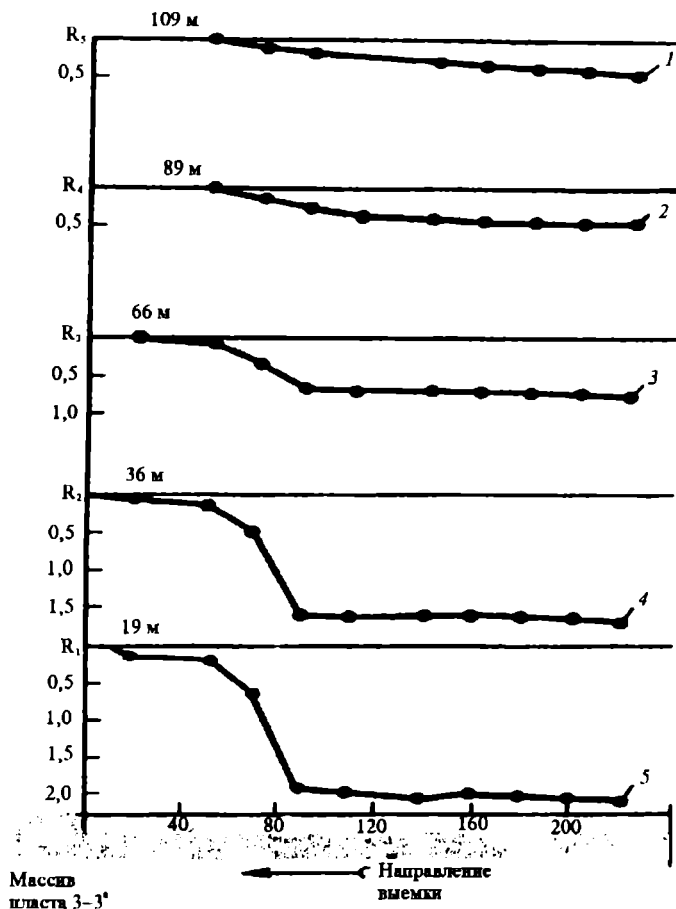


Рис. 2.10. Результаты наблюдений за смещением глубинных реперов при отработке первого слоя мощного пласта:

1 – при смещении 0,45 м и расслоении 0,01 м; 2 – соответственно 0,46 и 0,32 м; 3 – 0,78 и 0,89 м; 4 – 1,67 и 0,72 м; 5 – 2,03 и 0,36 м

вающей толщи пород на расстоянии 109, 89, 66, 36 и 19 м от кровли пласта 3–3^a. Пласт 1 к моменту начала наблюдений был отработан. Анализ проведенных наблюдений позволяет сделать следующее заключение. Все слои толщи пород, залегающие выше отработанного ранее защитного пласта 1, не претерпели каких-либо существенных изменений.

венных смещений до момента отхода очистного забоя по первому слою мощного пласта от разрезной печи на расстояние около 60 м. При такой величине отхода очистного забоя возникает резкая осадка пород междупластья и одновременно всех слоев, залегающих выше пласта 1. Таким образом, зависание пород междупластья достигает 60 м. Дальнейшие смещения налегающей толщи пород продолжаются до момента отхода очистного забоя по первому слою на расстояние около 90 м и затем полностью затухают.

Максимальные смещения пород основной кровли пласта 3–3^а достигают при этом 2,03 м, а пласта 1 – 0,78 м.

Отмеченный характер сдвижения налегающей толщи пород при обработке пластов 1 и 3–3^а в основном подтверждается и результатами наблюдений за оседанием земной поверхности (рис. 2.11). При выемке первого слоя мощного пласта 3–3^а наблюдается не плавный прогиб, а резкий скачок оседания земной поверхности при достижении определенного пролета выработанного пространства.

Комплексные инструментальные наблюдения за проявлениями горного давления в очистных забоях по первому слою включали выполнение следующих работ: измерение отжима угля в очистных забоях; оценка изменений степени удароопасности участков пласта по выходу штыба из контрольных скважин; определение характера снижения относительной прочности угля на обнажении; регистрация динамических явлений в лаве (горные удары, микроудары, толчки) и сопровождающих их газопроявлений; замеры конвергенции пород и оседания кровли в подготовительных выработках, примыкающих к действующим лавам. Наблюдения проводились в восточном и западном крыльях панели в лавах 3–1–18 и 3–1–17. Оба забоя двигались в сторону центрального уклона. Таким образом, по отношению к очистному забою ориентировка трещиноватости (кливажа) угля в указанных лавах была разной. В лаве 3–1–17 кливаж падал от массива в сторону выработанного пространства, а в лаве 3–1–18 – наоборот, в сторону угольного массива. Непрерывные наблюдения проводили в течение всего периода обработки выемочных столбов лавами 3–1–18 и 3–1–17. Длина крыла панели составляла 1000 м. Наблюдения были начаты с момента отхода очистного забоя от монтажной камеры и закончены в демонтажной камере лавы.

В результате обработки экспериментальных данных установлена динамика роста отжима угля в очистном забое по мере его подвигания по простиранию пласта. Максимальный отжим достигается при про-

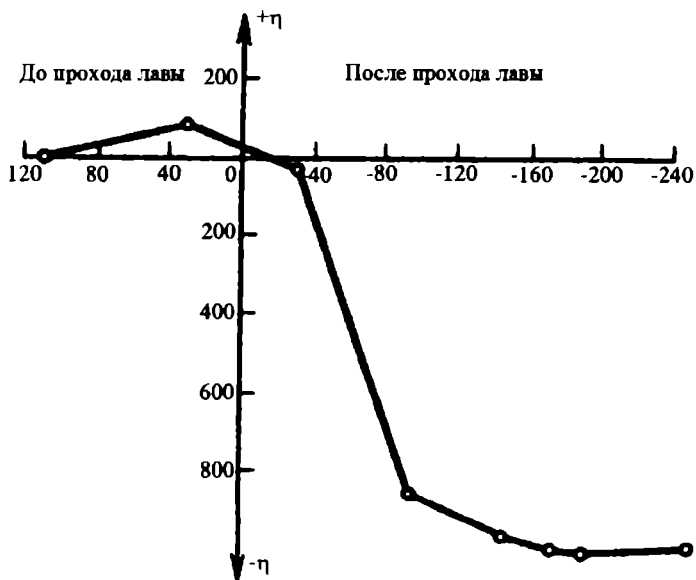


Рис. 2.11. Оседание земной поверхности при выемке первого слоя мощного пласта

лете выработанного пространства около 375 м и сохраняется до 750 м, далее снижается. Кроме этого, интенсивность отжима в лаве по первому слою мощного пласта зависит от пролета выработанного пространства по падению на вышележащем защитном пласте. При наличии промежуточного целика между ярусами по защитному пласту отжим в лаве по первому слою почти в два раза меньше. Этот вывод подтверждается оценкой удароопасности участков пласта по выходу буровой мелочи при бурении контрольных шпуров.

Следовательно, в средней части выемочного столба первого слоя мощного пласта явно прослеживается участок повышенной напряженности.

В процессе отработки выемочного столба велись инструментальные наблюдения в штреках впереди очистного забоя лавы 3-1-18 за конвергенцией пород кровли и почвы выработки. Было заложено несколько серий наблюдательных станций. В качестве примера на рис. 2.12 показаны результаты наблюдений за конвергенцией пород кровли и почвы штрека, расположенного в средней части

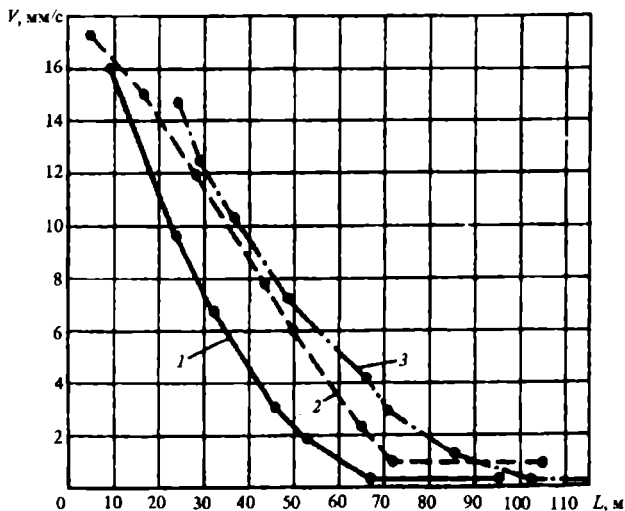


Рис. 2.12. Зависимость скорости конвергенции кровли и почвы в конвейерном штреке лавы 3–1–18 в средней части выемочного столба от расстояния до очистного забоя:

1, 2, 3 – номера наблюдательных станций

выемочного столба. По оси абсцисс отложено расстояние наблюдательной станции от очистного забоя, по оси ординат – скорость конвергенции.

Из графика видно, что заметное увеличение скорости конвергенции кровли и почвы в выработке наблюдается (по станциям 1 и 2) с расстояния 65–70 м от очистного забоя. Таким образом, в рассматриваемых условиях ширина зоны опорного давления от очистного забоя составляет 65–70 м. Результаты измерений на наблюдательной станции 3 показывают, что интенсивность деформации выработки и ширина зоны опорного давления значительно больше, так как последняя расположена в средней части выемочного столба.

На рис. 2.13 приведены обобщающие графики, иллюстрирующие зависимость оседания кровли в конвейерном штреке от расстояния до очистного забоя (экспериментальные данные получены в результате нивелирования реперов, заложенных в кровле).

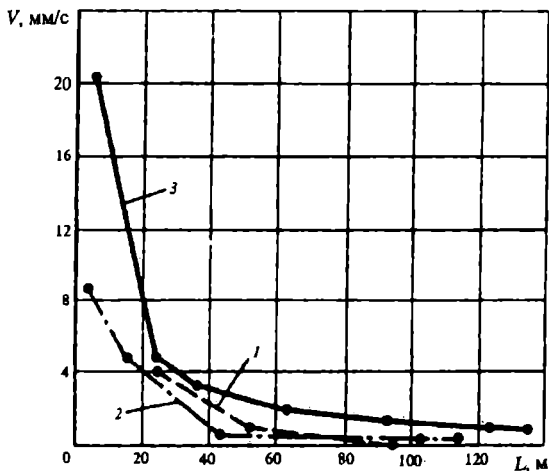


Рис. 2.13. Зависимость скорости оседания кровли в конвейерном штреке лавы 3–1–18 в средней части выемочного столба от расстояния до очистного забоя: 1, 2, 3 – номера наблюдательных станций

Из приведенных графиков видно, что скорость оседания кровли по данным наблюдательных станций 1 и 2 резко возрастает на расстоянии 42–52 м, а по станции 3 – 60 м от очистного забоя.

Указанные величины ширины зоны опорного давления позволяют характеризовать рассматриваемый средний участок вынимаемого столба, как испытывающий повышенное (по сравнению со средними условиями) горное давление.

Аналогичный комплекс инструментальных наблюдений был проведен на западном крыле панели при отработке первого слоя мощного пласта в выемочном столбе лавы 3–1–17. Очистной забой двигался в сторону центрального уклона. Все основные параметры отработки выемочного столба (длина лавы, мощность междупластья, размер крыла панели, глубина от земной поверхности, толщина слоя, угол падения) примерно те же, что и в восточном крыле (лава 3–1–18) за исключением двух факторов. Во-первых, защитный пласт 1 в данном крыле панели был не полностью отработан – на границе панели оставлен угольный массив, краевая часть которого на одном из участков столба создавала на нижнем мощном пласте зону ПГД (рис. 2.14).

Во-вторых, трещиноватость (кливаж) в пласте имела противоположное направление – от угольного массива в сторону выработанного пространства. Оба эти фактора оказали заметное влияние на характер проявлений горного давления в лаве 3-1-17. В рассматриваемом случае на участках отработки первого слоя мощного пласта, надработанного защитным пластом 1, зон повышенного давления в пределах выемочного блока обнаружено не было. Однако величина отжима угля в очистном забое лавы 3-1-17 даже на надработанных участках пласта примерно равна максимальной величине отжима, наблюдавшегося в лаве 3-1-18 в средней, наиболее напряженной части выемочного столба.

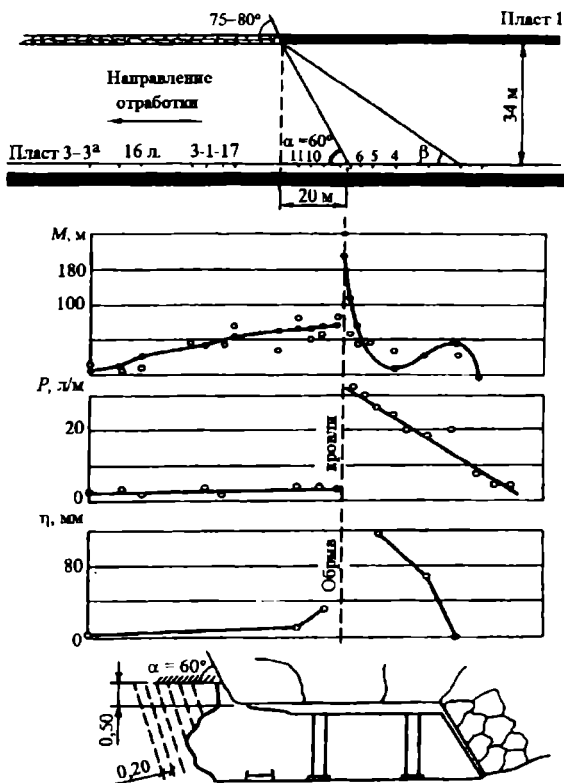


Рис. 2.14. Характер проявления горного давления при отработке выемочного столба лавы 3-1-17:

M – отжим угля; *P* – выход штыва; η – оседание кровли

По замеру выхода штобыа из контрольных шпуров на участках лавы 3–1–17, надработанных защитным пластом, зон повышенных напряжений не обнаруживается. Этот факт объясняется разной ориентировкой кливажа в забоях лав 3–1–18 и 3–1–17. В забое лавы 3–1–17 кливаж падает от угольного массива в сторону выработанного пространства. Это значительно снижает устойчивость угольного массива и способствует усиленному отжиму угля даже при незначительных опорных нагрузках на забой (за счет изгиба пород междупластья). Никаких динамических явлений в лаве 3–1–17 на отработанных участках мощного пласта не наблюдалось. Очень сильные толчки в глубине массива с проявлениями на земной поверхности имели место в лаве 3–1–17 только в зоне ПГД, образовавшейся от влияния кромки защитного пласта. При толчках выбросы угля в выработанное пространство не происходили, однако наблюдался усиленный отжим в виде сползания больших глыб угля в рабочее пространство лавы. Кроме того, толчки ощущались со стороны почвы выработок. Таким образом, характер динамических явлений в лаве 3–1–17 также отличается от таковых в лаве 3–1–18. Был проведен статистический анализ данных определений степени удароопасности участков пласта в лавах 3–1–18 и 3–1–17. Анализ показал, что в лаве 3–1–18 в середине пролета выемочного столба повышенный выход штобыа из контрольных скважин начинается на пятом метре от обнажения, а в лаве 3–1–17 в зоне ПГД – с седьмого метра, т.е. зона высоких напряжений в лаве 3–1–18 находится значительно ближе к обнажению, чем в лаве 3–1–17.

В то же время объем штобыа с глубины 9–10 м от обнажения в обоих лавах примерно одинаков (рис. 2.15). Из этого следует, что уровень напряжений в массиве в зоне ПГД (лава 3–1–17) и средней части пролета выемочного столба, надработанного защитным пластом (лава 3–1–18), также примерно одинаков. Большая удаленность зоны высоких напряжений в массиве лавы 3–1–17 объясняется тем же влиянием кливажа, ориентировка которого в этом случае более благоприятная. Когда лава 3–1–17 вошла в зону влияния кромки защитного пласта 1, возникали очень сильные динамические явления, наблюдался интенсивный отжим угля, задавливание выработок. По результатам бурения контрольных скважин обнаруживалась высокая степень напряженности (удароопасности) массива. На расстоянии 20 м от кромки вышележащего (защитного) пласта произошел внезапный сдвиг пород кровли, после кото-

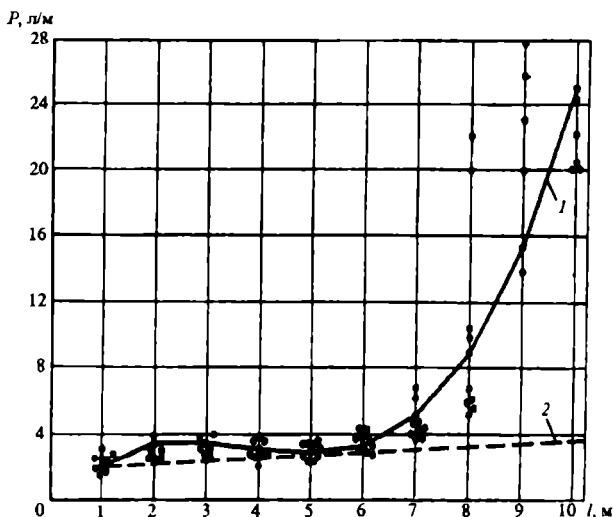


Рис. 2.15. Зависимость выхода штыва из контрольной скважины от глубины шпура: 1 – в середине пролета выемочного столба; 2 – в защищенной зоне

рого произошла разгрузка отрабатываемого мощного пласта. Происшедший сдвиг пород кровли был четко зафиксирован под забоем в лаве 3–1–17 в виде ступеньки и над кромкой защитного пласта 1, что позволило приблизительно оценить угол сдвига пород, который составил 75–80°.

Скорость конвергенции пород в непосредственной близости к вентиляционному штреку, испытывающему влияние как действующей лавы 3–1–17, так и выработанного пространства вышележащего яруса (лава 3–1–15), почти в три раза больше по сравнению с конвейерным штреком и достигает в 17 м от очистного забоя 62 мм/сут. Причем влияние отработанного вышележащего яруса ощущается практически на всем протяжении вентиляционного штрека. На участке, примыкающем к конвейерному штреку в зоне ПГД, влияние действующей лавы 3–1–17 начинает ощущаться в 40 м от забоя (рис. 2.16).

Для обобщения полученных закономерностей проявлений горного давления при ведении очистных работ нами выполнен аналитический расчет влияния пролета выработанного пространства на

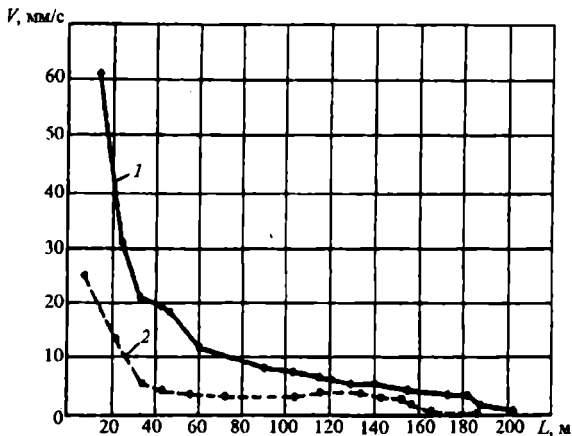


Рис. 2.16. Зависимость скорости конвергенции пород в вентиляционном (1) и конвейерном (2) штреках от расстояния до очистного забоя

интенсивность проявления горного давления. Расчеты выполнены для следующих условий.

Величина пролета изменялась в зависимости от количества отработанных этажей – от 170 м (отработан один ярус) до 680 м (отработано четыре яруса). Расчеты опорного давления проводили по мере отработки наклонного пласта 3–3^а (угол падения 18°) ярусами сверху вниз с глубины $H = 195$ м до глубины $H = 405$ м или наоборот, когда отработка велась снизу вверх, т.е. с глубины $H = 405$ м до $H = 195$ м.

На рис. 2.17 показаны зависимости максимального опорного давления σ_{\max} от величины пролета X_0 выработанного пространства при отработке пласта сверху вниз и снизу вверх. Из графика следует, что при отработке пласта сверху вниз опорное давление нарастает, а при отработке снизу вверх с уменьшением глубины падает.

Нами также проведены расчеты максимального опорного давления σ_{\max} вдоль линии забоя (длина лавы 170 м) при нисходящем и восходящем порядке отработки пласта (рис. 2.18). При этом положение линии забоя для обоих случаев одно и то же. Расчеты показали, что в случае отработки ярусов в восходящем порядке напряжения в опорной зоне вдоль лавы снижаются (по восстанию), а при нисходящем – в верхней части лавы (в районе вентиляционного штрека) более чем в 2 раза выше, чем при восходящем порядке отработки пласта.

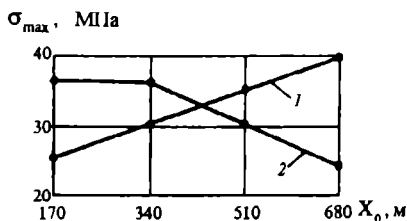


Рис. 2.17. Зависимость опорного давления при нисходящем (1) и восходящем (2) порядке отработки ярусов от величины пролета выработанного пространства

Таким образом, проведенный аналитический расчет свидетельствует о явном преимуществе восходящего порядка отработки ярусов в панели с точки зрения интенсивности проявления опорного давления.

Вывод подтверждается результатами расчетов, выполненных для условий отработки пласта 5, залегающего ниже пласта 3–3^а.

При отработке пласта в восходящем порядке максимальный пролет выработанного пространства имеет место при минимальной глубине работ. Коэффициент концентрации напряжений при этом изменяется от 3–3,3 до 1,5–1,7 (рис. 2.19, кривые 1, 2). При отработке пласта в нисходящем порядке максимальному пролету соответствует и максимальная глубина работ, а коэффициент концентрации нарастает с 1,2–1,75 до 2–4 (рис. 2.19, кривые 3, 4).

По предложенной методике аналогичные расчетные зависимости могут быть получены для других горно-геологических и горно-технических условий шахт Кузбасса.

Особенностью отработки мощных угольных пластов является наличие капитальных пластовых выработок. Охранные целики центральных капитальных уклонов являются наиболее опасными очагами горных ударов.

Исследования закономерностей напряженно-деформированного состояния участка мощного пласта были выполнены в центральном уклоне № 1/3 шахты АО «Аларда». Оценка характера напряженного состояния, а следовательно, и степени удароопасности участков центрального двух-

стороннего уклона № 1/3

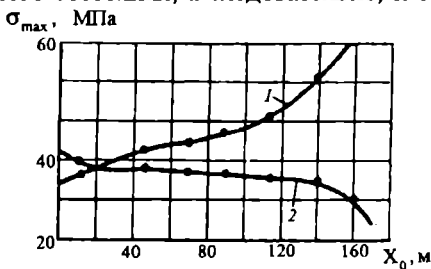


Рис. 2.18. Распределение максимальных напряжений вдоль линии забоя при отработке пласта в нисходящем (1) и восходящем (2) порядке

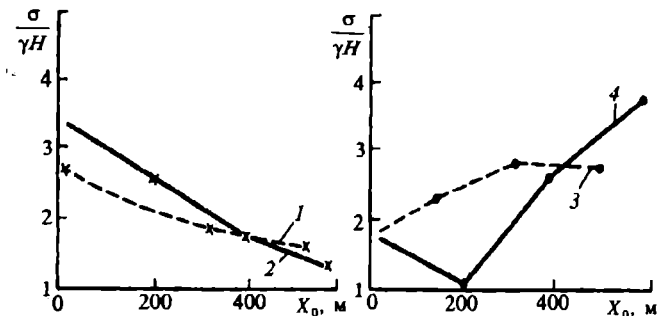


Рис. 2.19. Изменение концентрации напряжения в зависимости от ширины пролета выработанного пространства при восходящем порядке отработки ярусов в панели (1, 2) и нисходящем порядке отработки пласта (3, 4)

проводилась путем бурения контрольных скважин длиной от 7 до 30 м. При бурении анализировали изменение выхода и крупности штыба по длине скважины, проявление толчков, зажатие буровых штанг и другие известные признаки существования повышенных напряжений в пласте.

В средней части панели проведены три параллельные выработки: конвейерный, путевой и людской уклоны, расположенные соответственно в почве, под кровлей и почве пласта (рис. 2.20).

Со стороны выработанного пространства к конвейерному и людскому уклонам примыкают целики шириной 80 м, оставленные на всю мощность пласта. Кривые на рисунке иллюстрируют характер распределения опорных нагрузок на целики около уклона № 1/3. Кривые построены по результатам оценки степени напряженности целиков до и после применения на данном участке уклонов локальных мер предотвращения горных ударов (кривые 1 и 2). Из рисунка следует, что максимальную опорную нагрузку испытывает целик между путевым и людским уклонами. Целик между путевым и конвейерным уклонами существенной нагрузки не несет, за исключением узкой полосы, примыкающей к путевому уклону. Зоны высоких напряжений в целике около людского и путевого уклонов обнаруживаются на глубине примерно 8 и 10 м соответственно.

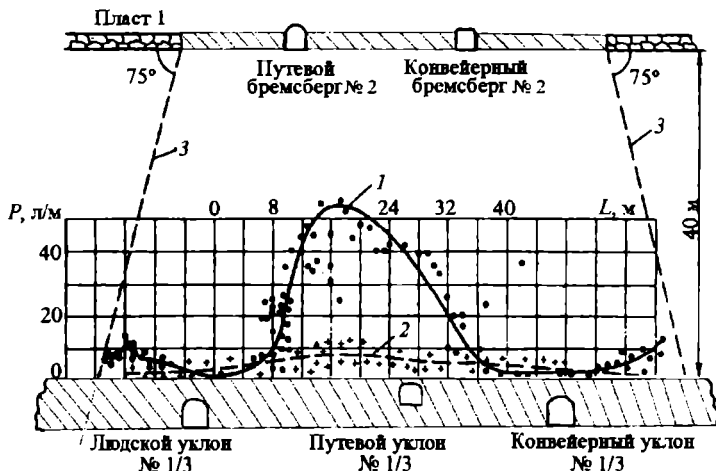


Рис. 2.20. Распределение опорных нагрузок на целики около уклона № 1/3 до и после бурения разгрузочных скважин:

P – выход штыба; 1 и 2 – до и после бурения скважин соответственно; 3 – границы зоны влияния целиков угля

Поэтому было принято решение о приведении целиков около уклона № 1/3 в неудароопасное состояние на определенное время путем бурения разгрузочных скважин на всю ширину ЗПГД. При этом предусматривался комплекс инструментальных наблюдений за изменениями напряженно-деформированного состояния целиков в процессе бурения разгрузочных скважин.

Целью постановки инструментальных наблюдений в уклонах № 1/3 были оценка эффективности данного мероприятия и изыскание способов его совершенствования. В уклоне на разных участках были оборудованы наблюдательные станции для замера конвергенции боков выработок, смещений пород кровли и почвы по данным глубинных реперов. Одновременно проводилось бурение контрольных шпуров для оценки по выходу штыба и другим признакам снижения степени удароопасности участков пласта.

Эффективность способа бурения разгрузочных скважин достигается за счет снижения энергии упругого сжатия, накопленной в пласте, обеспечивающей разрушение угля за пределами контура скважины и избыточный выход буровой мелочи, превышающий норму в некоторых случаях в 12–18 раз. Следовательно, безопасные условия поддержания уклонов по данному способу обеспечиваются

посредством снижения напряженности и степени удароопасности пласта за счет выбуривания значительного объема угля и создания компенсационных полостей в зоне максимума опорных нагрузок. Однако под действием горного давления эти полости сжимаются, а процесс сжатия сопровождается значительными деформациями краевой части пласта и крепи выработок. При этом крепь деформируется не только по высоте, но и по ширине, так как уголь выдавливается в бока выработок, что приводит к ухудшению условий вентиляции, транспортирования грузов и увеличению непроизводительных затрат по перекреплению выработки. Для устранения данного недостатка предложен метод регулирования нагрузок в массиве горных пород, предназначенный для поддержания горных выработок на удароопасных пластах, включающий бурение скважин и размещение в них эластичных баллонов. Помещение в скважины эластичных баллонов, в которых при помощи предохранительных клапанов поддерживают давление рабочего агента на постоянном уровне, позволяет увеличить срок безремонтного поддержания выработок и исключить опасность проявления горных ударов за счет постепенного, регулируемого уменьшения объема компенсационных полостей в зоне максимума опорных нагрузок. Однако метод этот не был внедрен в практику ввиду его нетехнологичности. В данном случае скорость процесса деформирования может существенно замедлиться, тем не менее, этот процесс также будет сопровождаться значительными деформациями крепи выработок. Поэтому был предложен другой способ, основанный на заполнении скважин твердеющим материалом типа бетона. При этом ликвидируются вертикальные деформации крепи, возникающие в результате деформирования скважин, но не устраняются отжим угля и деформирование боков выработки, так как пределы прочности на разрыв у бетона и угля по существу равны.

Таким образом, анализ способов поддержания горных выработок на удароопасных пластах показывает, что образование компенсационных полостей путем бурения разгрузочных скважин приводит не только к снижению напряжений (степени удароопасности) в зоне максимума опорных нагрузок, но и к дополнительному разрыхлению угля в зоне отжима. Наблюдениями на участках уклонов с различными сроками восстановления отмечено, что деформирование выработок первоначально начинается с боков (сильный отжим угля и сведение «ножек» рам). В результате нарушения устой-

чивого положения арочной крепи начинают интенсивно деформироваться верхние сегменты арок и выработка задавливается.

На шахте АО «Аларда» проведены исследования, конечная цель которых – изыскание способа увеличения срока безремонтного и безопасного поддержания уклонов по мощному пласту 3–3^а за счет снижения напряжений в зоне максимума опорных нагрузок и укрепления краевой части целиков путем анкерования с помощью деревянных стоек, забиваемых в разгрузочные скважины.

Из путевого уклона № 1/3, пройденного под кровлей, бурились разгрузочные скважины в обе стороны в западном и восточном направлениях, чтобы разгрузить людской и конвейерный уклоны, пройденные по почве пласта. Длина скважин, пробуренных в сторону конвейерного уклона, составляет 26–30 м, а в сторону людского уклона – 37–40 м. В проекте проведения уклонов № 1/3 было предусмотрено после разбуривания помещать в полость скважины подобранную по диаметру деревянную стойку длиной до 2,2 м (рис. 2.21 и 2.22). Под действием горного давления деревянные стойки обжимаются и краевая часть целиков «сшивается» в единое целое, что позволяет уменьшить деформации боков уклона.

На рис. 2.23 показаны для сравнения обобщенные графики конвергенции боков выработки (людского уклона № 1/3) без анкерования (1), при использовании стоек длиной 2–2,2 м (2) и 4 м (3).



Рис. 2.21. Схема проведения эксперимента по анкерованию боков выработок с помощью деревянных стоек

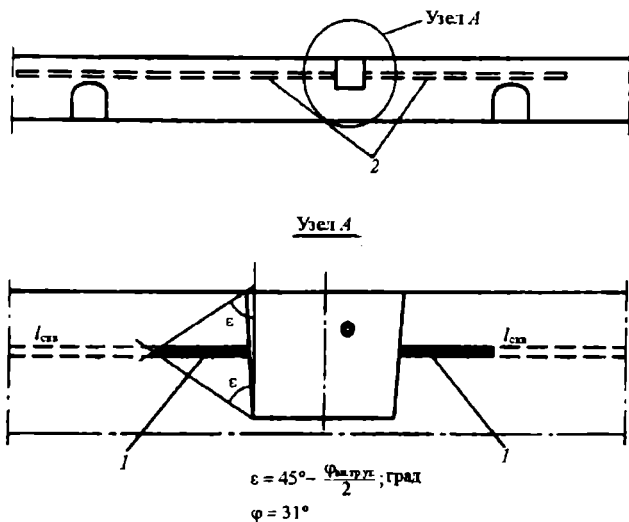


Рис. 2.22. Параметры анкерования краевой части целика в уклоне № 1/3

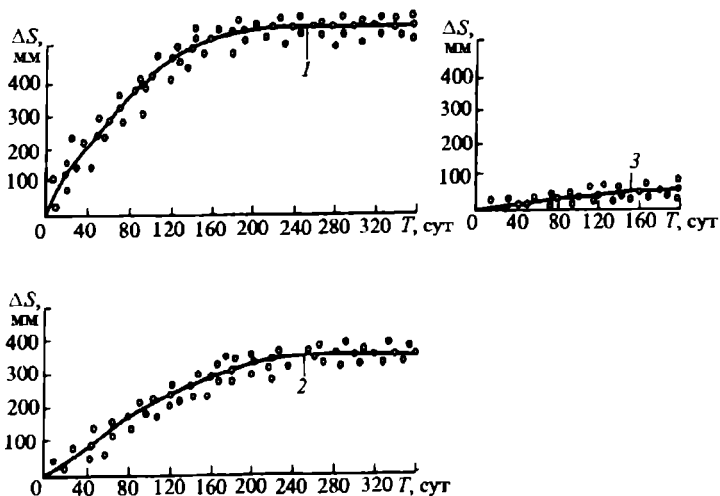


Рис. 2.23. Обобщенные графики конвергенции боков выработки при анкеро-
вании стойками различной длины:

1 – неукрепленных анкерами; 2, 3 – укрепленных анкерами соответственно 2 и 4 м

Анкерование боков выработки стойками длиной 4 м более чем на порядок снижает конвергенцию и способствует улучшению условий поддержания.

Таким образом, выполненный комплекс исследований позволил установить следующее.

При принятых геометрических параметрах крыла панели 1000 м в случае двусторонней отработки в нисходящем порядке и бесцеликковой схеме поддержания подготовительных выработок как по защитному пласту средней мощности, так и мощному пласту при отработке первого слоя полностью защищенные зоны образуются только на участках, примыкающих к границам выемочного столба (крыла панели). В средней части выемочного столба (крыла панели) в процессе ведения очистных работ по первому слою мощного пласта на протяжении более 300 м образуются зоны высоких напряжений, где имеют место опасные проявления в лавах горных ударов и газовыделений. Эффективность очистных работ в этих зонах резко падает. В то же время проходка подготовительных выработок в зонах, надработанных защитным пластом до начала очистных работ по первому слою, не вызывает трудностей.

Механизм образования зон высоких напряжений в указанных условиях может быть объяснен с позиций динамики развития процесса сдвижения и деформации пород покрывающей толщи при ведении очистных работ. При отработке защитного пласта происходит обрушение пород непосредственной и прогиб основной кровли. При значительном развитии очистных работ на мощном пласте наблюдается интенсивное оседание покрывающей толщи и, как результат, сжатие обрушенных пород на защитном пласте, сопровождающееся ростом нагрузок на мощный пласт в средней части выемочного столба. В дальнейшем, при выемке первого слоя по мощному пласту лавами без промежуточных опор между ярусами по мере увеличения пролета выработанного пространства по простиранию и падению происходит интенсивное оседание пород междупластья. Это приводит к активизации процесса сдвижения толщи пород до поверхности и, как результат, с одной стороны, к разрыхлению ранее уплотненных пород по защитному пласту под выработанным пространством первого слоя и, с другой стороны, к дополнительному сжатию этих пород впереди очистного забоя по

мощному пласту. Таким образом, возникает искусственная кромка впереди фронта подрабатываемых первым слоем уплотненных ранее обрушенных пород по защитному пласту, затем появляются участки повышенных напряжений на мощном пласте в результате вредного действия искусственной кромки из спрессованных обрушенных пород по защитному пласту.

Экспериментальные исследования показали, что на интенсивность проявления опорного давления в рассматриваемых условиях наибольшее влияние оказывают пролеты выработанного пространства (по простирацию и падению, как на защитном, так и отрабатываемом мощном пласте), т.е. решающее значение имеют общая площадь и геометрия выработанного пространства на том или ином участке шахтного поля по обоим пластам. Установлено, что при восходящем порядке отработки ярусов в панели (от нижней границы шахтного поля в сторону восстания) при максимальном развитии очистных работ по восстанию может быть достигнуто снижение опорного давления в очистном забое примерно в два раза по сравнению с нисходящим порядком при том же пролете выработанного пространства. В процессе исследований было выявлено, что при бесцеликовой схеме поддержания подготовительных выработок для надежной изоляции выработанного пространства по первому слою мощного пласта и исключения самовозгорания угля во втором слое должен предусматриваться элемент податливости изолирующего устройства в выработке величиной не менее 200 мм, что соответствует с некоторым запасом общей конвергенции пород кровли и почвы в конвейерных штреках в наиболее тяжелых условиях.

Для снижения интенсивности отжима угля в зонах ПГД после проведения мероприятий по разбуриванию охранных целиков и улучшению условий поддержания выработок применяется анкерование боков с помощью деревянных стоек, вводимых в разгрузочные скважины на глубину не менее 1,5-кратной высоты выработки. Важным является вывод о том, что, в отличие от пластов тонких и средней мощности, снижение степени удароопасности в зонах ПГД при разработке мощных пластов может быть достигнуто не созданием защитной полосы, а полным перебуриванием этой зоны разгрузочными скважинами.

2.2. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ С ОСТАВЛЕНИЕМ ПРОТИВОПОЖАРНЫХ ЦЕЛИКОВ УГЛЯ

Мощные удароопасные пласты весьма склонны к самовозгоранию угля. Поэтому при существующих схемах вскрытия, способах подготовки и системах разработки мощных пластов неизбежно оставление различных противопожарных целиков.

Для предотвращения горных ударов в таких целиках и создания безопасных условий последующей выемки учитываются особенности формирования напряженно-деформированного состояния массива с целью установления оптимальных размеров этих целиков угля.

При нисходящем порядке отработки ярусов в панели или этажей при этажной подготовке часто после отработки двух-трех выемочных столбов между ними оставляется по простиранию сплошной барьерный целик, который затем проектируется к выемке. Возникает вопрос о наиболее благоприятных условиях выемки этого целика в части его оптимальных размеров, места расположения в пределах выемочной панели и др.

Этот вопрос рассмотрен на примере отработки мощного пласта III, склонного к горным ударам, на шахте им. Шевякова в Южном Кузбассе. Пласт III в поле шахты им. Шевякова обрабатывается длинными столбами по простиранию с обрушением пород кровли. Работы ведутся в IV бремсберговом поле на горизонте +240 м. Длина выемочных столбов увеличивается с 880 (лава 3-0-1-1) до 1010 м (лава 3-0-1-3). Ширина выемочных столбов 140 м, толщина слоя 4 м. Выемка угля в очистных забоях осуществляется механизированным комплексом 4КМ-130 с комбайном 1КШС (рис. 2.24).

Планируемый к отработке барьерный целик оставлен между лавами 3-0-1-4 и 3-0-1-6 в бремсберговом поле по пласту III, угрожаемому по горным ударам, на глубине в среднем около 400 м от земной поверхности.

Основной важнейшей особенностью мощного пласта III является его повышенная склонность к самовозгоранию угля. Инструкция по предупреждению и тушению эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса требует при отработке выемочных столбов в нисходящем порядке оставления противопожарных целиков угля через два-три

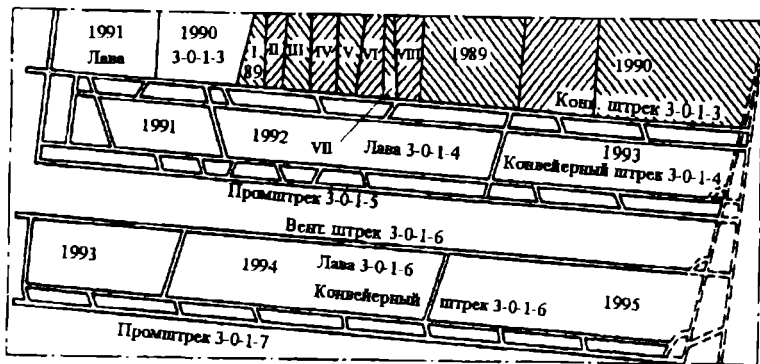


Рис. 2.24. Выкопировка с плана горных работ в районе предполагаемого оставления барьерного целика

отработанных столба, что не рекомендует Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к горным ударам. Для определения оптимального размера барьерного целика в рассматриваемых условиях выполнен аналитический расчет его размеров при различном порядке отработки выемочных столбов.

Произведен расчет напряжений в массиве горных пород с учетом выработок, оконтуривающих барьерный целик.

Для условий шахты им. Шевякова пласт III рассматривали как одиночный, так как он верхний в свите и отрабатывается первым.

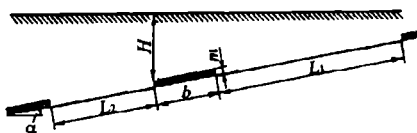
Проектная глубина расположения барьерного целика от земной поверхности с учетом ее рельефа составляет от 228 до 423 м. Расчетная схема представлена на рис. 2.25.

Пролет выработанного пространства по падению ниже барьерного целика L_2 изменялся в пределах от 125 до 500 м с интервалом 125 м. Ширина барьерного целика b принималась равной 125, 150, 175 и 200 м.

В расчете использован метод граничных интегральных уравнений. Система координат

Рис. 2.25. Схема для расчета напряжений в барьерном целике:

L – пролет выработанного пространства; b – ширина целика; H – глубина работ; α – угол падения; m – толщина первого слоя пласта



располагается так, что ось OX направлена параллельно выработкам влево, а ось OY – перпендикулярно напластованию вверх.

При расчете для данных условий были получены значения коэффициента интенсивности напряжений K_1 , который применялся для расчета зоны отжима:

$$a_{\text{отж}} = n_k + 0,7 \left(\frac{mK_1}{2\sigma_{\text{куб}}} \right)^{2/3}, \quad (2.1)$$

где n_k – неснижаемый запас (0,2–0,5 м); $\sigma_{\text{куб}}$ – кубиковая прочность угля на сжатие.

При пролете выработанного пространства по падению $L_2 = 125$ м максимальные нагрузки на барьерный целик располагаются у верхней кромки пласта и составляют 32,1 МПа ($b = 125$ м). При увеличении пролета L_2 до 250 м максимум опорного давления перемещается на нижнюю по падению кромку целика и равняется 35,9 МПа.

С достижением пролета выработанного пространства $L_2 = 500$ м нагрузка в точке максимума равняется 38,6 МПа при $b = 125$ м и 37,5 МПа при $b = 200$ м.

С увеличением ширины целика от 125 до 200 м при максимальных пролетах выработанного пространства суммарная нагрузка на него увеличивается в 1,3 раза, а напряжения в точке максимума уменьшаются на 16 %. Зона отжима угля при этом также уменьшается с 15,1 до 14 м на верхней кромке и с 16,7 до 16 м на нижней кромке по падению барьерного целика. На рис. 2.26–2.28 приведены гра-

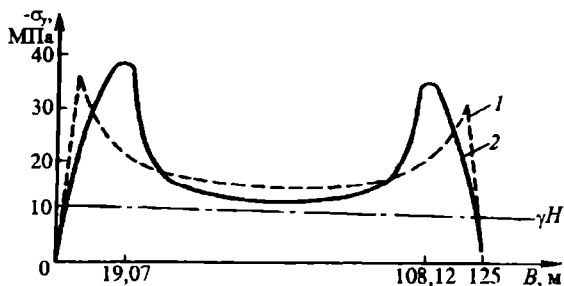


Рис. 2.26. Графики распределения нормальных напряжений при ширине барьерного целика 125 м без учета (1) и с учетом (2) зоны отжима угля:

σ_y – напряжение; b – ширина целика; γH – вертикальная составляющая давления пород в нетронутом массиве

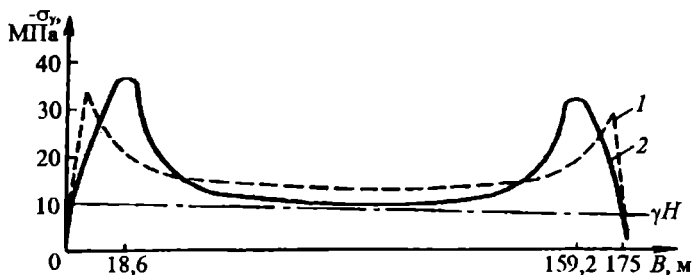
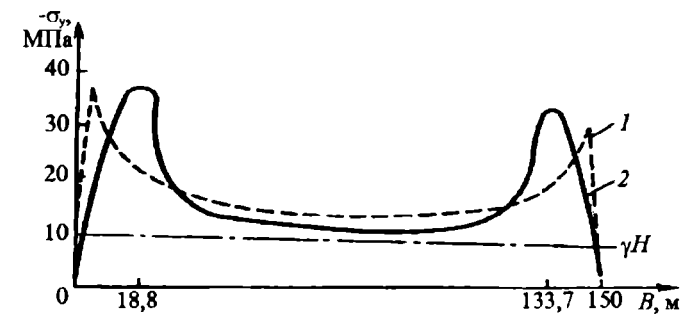


Рис. 2.27. Графики распределения нормальных напряжений при ширине барьерного целика 150 и 175 м без учета (1) и с учетом (2) зоны отжима угля

фики напряженно-деформированного состояния барьерного целика при максимальных пролетах выработанного пространства для ширины целика 125, 150, 175 и 200 м. Максимальные нагрузки на целик с увеличением его ширины на 50 м уменьшаются на 0,3 МПа, т.е. на 1 %.

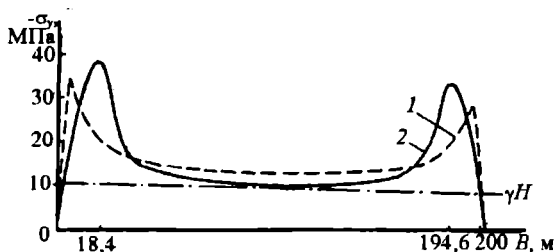


Рис. 2.28. Графики распределения нормальных напряжений при ширине барьерного целика 200 м без учета (1) и с учетом (2) зоны отжима угля

Анализ результатов расчета напряжений в массиве с учетом выработок, оконтуривающих целик, показывает, что несущая способность целика достаточна в исследуемом диапазоне его ширины.

Отработку пласта III на шахте им. Шевякова ведут механизированными комплексами в лавах длиной 140 м. С учетом необходимости проведения подготовительных выработок в зоне отжатого угля с оставлением защитной зоны не менее 10 м ширину барьерного целика следует принимать 150 м.

При отработке барьерных целиков практический интерес представляют карты распределения напряжений в целике угля.

Напряжения, действующие в зонах предельного состояния угольных пластов, определяются исходя из теории предельного равновесия. Применение теории предельного равновесия для расчета напряжений в этих зонах получило многократные практические подтверждения в ходе экспериментов в краевых частях пластов.

При расчете напряжений в качестве исходных граничных условий используются силовые характеристики. Система координат перемещается в плоскости нижнего обрабатываемого пласта так, что ось OX направлена вкост простираения, ось OZ – по простираению, ось OY – перпендикулярно напластованию и направлена в сторону земной поверхности.

На рис. 2.29 приведено расчетное распределение коэффициента концентрации напряжений до начала отработки целика. Анализируя полученные распределения напряжений, можно отметить, что максимальная концентрация напряжений в середине целика достигает $1,54\gamma H$, а вблизи границ выработанного пространства – $3\gamma H$. На рассматриваемом рисунке показаны шкала глубин на конвейерном штреке 3–0–1–4, полученная в результате анализа геологических данных шахты, и распределение напряжений с учетом рельефа местности. При этом:

- со стороны конвейерного штрека 3–0–1–4 можно выделить три участка в зависимости от глубины разработки с различной протяженностью зоны опорного давления, а со стороны конвейерного штрека 3–0–1–5 – четыре;
- при слоевой системе отработки целика ширина зоны влияния опорного давления $l_{сн}$ изменяется от 60 до 70 м. Участок с минимальным значением $l_{сн}$ находится в центре пролета барьерного целика по простираению и составляет 425–550 м;

- при отработке целика на полную мощность пласта ширина зоны влияния опорного давления $l_{пол}$ увеличивается и составляет 75–90 м.

Определение фактической ширины зоны влияния опорного давления позволяет рационально расположить подготовительные выработки и обеспечить их безаварийное поддержание с применением минимальных мер по предотвращению динамических проявлений горного давления.

Для построения карт распределения коэффициента концентрации напряжений расчет был выполнен в условиях отхода лавы 3–0–1–5 на 100 и 200 м (см. рис. 2.29) от монтажной камеры. Расчет напряжений в краевых зонах пласта, где концентрация напряжений превышает предел прочности угля, проводили по уточненной схеме, в которой разрезы продолжают вдоль почвы на расстоянии a за пределы выработок до границы зоны предельного состояния.

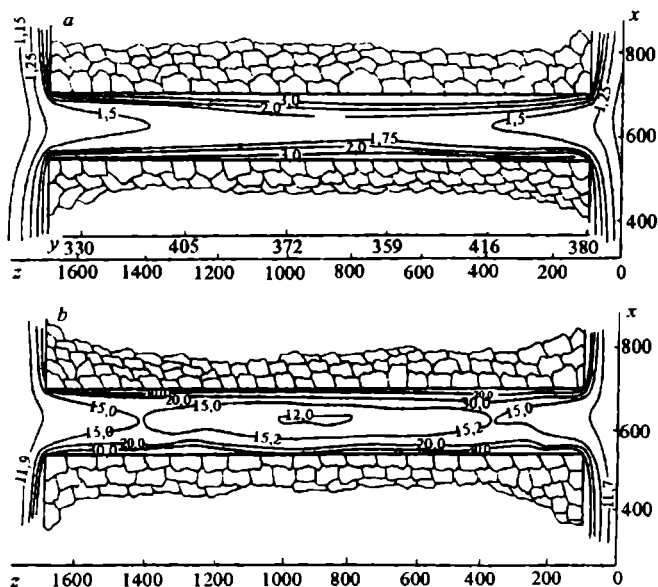


Рис. 2.29. Расчетное распределение коэффициента концентрации напряжений в целике до начала его отработки (а) и распределение напряжений в целике с учетом рельефа местности (б)

На рис. 2.30 показаны полученные максимальные напряжения σ_y в середине лавы и зоны отжима a по мере отработки барьерного целика с учетом рельефа местности.

Анализируя результаты расчета напряжений, можно отметить, что по мере отработки лавы 3–0–1–5 максимальные напряжения увеличиваются с 33 МПа при ее отходе от монтажной камеры на 100 м до 50 МПа при отработке выемочного столба на 1400 м. Снижение напряжений при отработке 600 м барьерного целика связано с уменьшением глубины работ с 400 до 308 м.

Зона отжима угля по мере отработки выемочного столба увеличивается с 8,2 до 10,4 м. Ширина защитной зоны в краевой части пласта согласно Инструкции должна составлять 9 м при толщине слоя $h = 4$ м. В верхней и нижней частях барьерного целика на протяжении 0,5 м ширина защитной зоны увеличивается до 11,7 м.

Основные меры профилактики при отработке барьерного целика сводятся к локальной обработке верхней и нижней частей очистного забоя, где повышенное напряженное состояние пласта. Выемка угля в забое производится по специальному режиму без мер профилактики при III категории удароопасности. При этом проводится периодический контроль за напряженным состоянием краевой части пласта.

Таким образом, расчет напряжений в массиве показал, что несущая способность целика достаточна во всем диапазоне его ширины от 125 до 200 м. Получены максимальные напряжения для каждого края выработки и построены графики напряженно-деформированного состояния барьерного целика с учетом и без учета зоны отжима.

Построение прогнозных карт распределения напряженно-деформированного состояния барьерного целика по мере его отработки наглядно показало ожидаемые распределения коэффициентов концентрации напряжений и величины зон отжима. Это позволяет на стадии проектирования выбрать место расположения подготовительных выработок в наименее нагруженных зонах вынимаемого столба. Принципиальные результаты расчета качественно совпадают с оценкой напряженного состояния массива по выходу штыба при бурении прогнозных шпуров.

Следующим этапом анализа является оценка устойчивости и степени удароопасности барьерных целиков угля при их отработке. Расчет этих параметров выполнен для условий шахты «Букачача», разрабатывающей пласты I и II, опасные по горным ударам и весьма склонные к самовозгоранию.

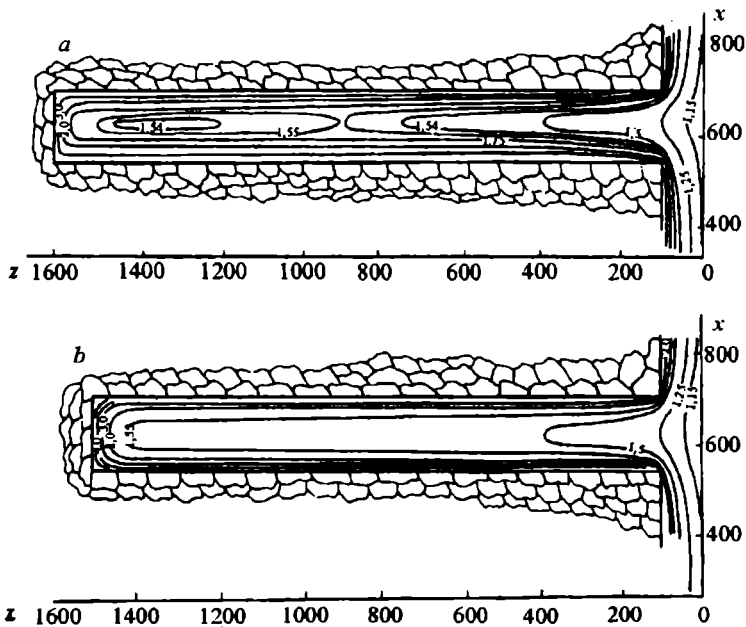


Рис. 2.30. Расчетное распределение коэффициентов концентрации напряжений при отработке 10 м целика (а) и коэффициентов напряжений при отработке 200 м целика (б)

Для прогноза ожидаемого напряженного состояния целиков в связи с развитием горных работ по глубине и площади, а также для правильной интерпретации получаемых экспериментальных результатов необходим расчет напряжений. С этой целью используются численные методы расчета напряженного состояния массива, для которых в качестве граничных условий применяются результаты экспериментальных наблюдений и сведения о физико-механических свойствах горных пород.

От того, насколько правильно существующие численные методы позволяют учитывать различные горно-технические условия рассматриваемого месторождения, зависит соответствие получаемых результатов действительным.

Для оценки напряженного состояния массива пород непосредственно около очистных выработок использованы разработанные во ВНИМИ численные методы. Ниже рассматриваются вопросы

влияния на напряженное состояние целиков и краевых частей пласта таких горно-технических факторов, как размеры выработок, мощность обрабатываемых пластов, ширина межлавных целиков, наличие выработок, пройденных на смежных пластах свиты (пласты I, II и II-бис) с учетом пространственного характера ведения очистных работ.

Установлена возможность применения теории упругости к изучению напряженного состояния массива пород, возмущенного проведением очистных выработок. Показано, что надработанный массив и породы в зонах опорного давления над и под пластами деформируются упруго. Выработки рассматриваются как щели, прорезанные в упругом массиве, с заданными на них граничными условиями.

Рассматривается задача о распределении напряжений около нескольких очистных выработок. В целиках и краевых частях пластов могут возникать зоны предельного состояния, размеры которых определяются через коэффициент интенсивности напряжений K_{II} .

Породы в обрабатываемых пластах не выдерживают касательных напряжений, больших предельного сопротивления сдвигу. За точками максимума опорного давления породы в обрабатываемых пластах деформируются упруго. Для расчета опорных нагрузок в зонах предельного состояния угля допустимо использовать решение Прандтля о сжатии пластического слоя. Очистные выработки представляются системой щелей – разрезов с нормальными и касательными напряжениями σ_y и τ_y . На почве выработки на некотором удалении от забоя происходит восстановление нагрузок, имевших место до проведения горных работ. В методе учета обрушения и сдвижения пород кровли используются закономерности, установленные в шахтных и лабораторных условиях.

С учетом календарного плана развития горных работ на шахте был выполнен расчет для характерных разрезов вкрест простирания пласта.

Расчетные схемы по соответствующим разрезам показаны на рис. 2.31.

Кубиковую прочность $\sigma_{куб}$ пластов, необходимую для расчета предельных размеров междулавных целиков, определяли в натуральных условиях по методике, изложенной ранее в работе. В соответствии с результатами шахтных экспериментов среднюю вели-

чину $\sigma_{\text{куб}}$ принимали равной 10 МПа. Коэффициент бокового распора λ принимали равным 0,7.

Для указанных разрезов по изложенному выше методу были выполнены расчеты предельных размеров целиков, результаты которых сведены в табл. 2.1.

Из таблицы следует, что во всех случаях, за исключением схемы II – при выемке первого слоя, размеры оставленных целиков меньше предельных, т.е. они не имеют несущую способность.

Процесс перехода межлавных целиков в предельное состояние и последующее их деформирование в процессе развития горных работ ставит вопрос о выявлении режима деформирования целиков, т.е. будет ли деформирование сопровождаться динамическим явлением – горным ударом. Горные удары в целиках характеризуются высокими значениями освобождаемой энергии. Поэтому, если бесцеликовая отработка невозможна, то в соответствии с условиями возникновения горных ударов предупреждение их может достигаться либо путем увеличения несущей способности целиков, либо соблюдением условий устойчивости. Первый путь с ростом глубины разработки ведет к росту потерь полезного ископаемого. Второй путь на практике реализуется с использованием податливых целиков с коэффициентами запаса прочности, равными единице и меньше. С развитием горных работ режим деформирования таких целиков происходит за пределом прочности и при неблагоприятных условиях может носить неустойчивый характер.

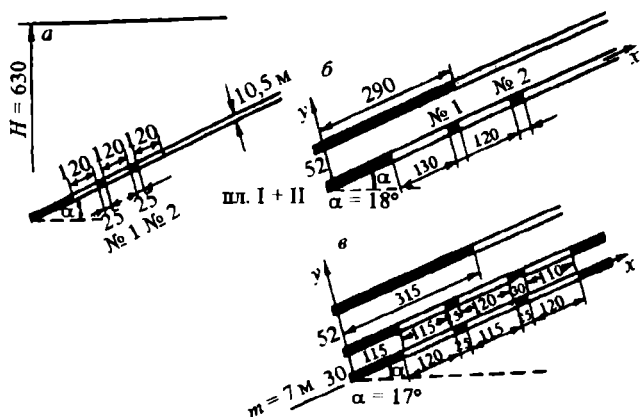


Рис. 2.31. Расчетные схемы к разрезам по линиям I (а), II (б) и III (в)

Таблица 2.1

Но- мер це- лика	Коли- чество выну- тых слоев	Номер расчетной схемы								
		I			II			III		
		$2L_{пр}$	$\frac{2L}{2L_{пр}}$	$ K_1 $	$2L_{пр}$	$\frac{2L}{2L_{пр}}$	$ K_1 $	$2L_{пр}$	$\frac{2L}{2L_{пр}}$	$ K_1 $
1	1	35	0,71	–	23	1,10	–	37	0,63	–
	2	41	0,61	2983	27	0,93	2478	43	0,58	3065
	3	46	0,54	–	30	0,67	–	50	0,5	–
2	3	43	0,58	2878	29	0,86	2770	45	0,55	3890

Исследования, связанные с расчетом целиков за пределом прочности, отражены в работах ВНИМИ и литературных источниках, в которых рассмотрены совместные деформации вмещающих пород и целиков. При этом деформирование целиков подчиняется закону, описываемому полными диаграммами (рис. 2.32), а деформирование вмещающих пород предполагается упругим.

Полная диаграмма деформирования целиков характеризуется максимумом, который соответствует предельной нагрузке P_m . По достижении этой величины целик испытывает разупрочнение (запредельную деформацию) на падающем участке до величины остаточной прочности $P_{ост}$ или деформируется по упругому закону (упругая разгрузка). Учет этих особенностей требует в дополнение к деформационным соотношениям использование физически более обоснованных связей.

При оценке возможности разрушения целика горным ударом важную роль играют величина M/E , соотношение геометрических параметров и горно-техническая ситуация.

Потеря устойчивости целика происходит при выполнении двух условий:

- достижении предельной нагрузки на целик;
- притоке энергии из внешней среды (вмещающих пород), превышающей ее затраты на разрушение.

Таким образом, проведенные по методике ВНИМИ расчеты показали, что целики угля шириной до 20–22 м, оставляемые между подэтажами (междулавные целики), на действующих горизонтах в сложившейся в настоящее время горно-технической обстановке не являются серьезными очагами горных ударов. В зонах ПД эти целики постепенно раздавливаются, сохраняя при этом определенную

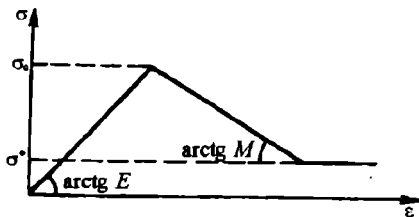


Рис. 2.32. Полная диаграмма деформирования целлика:

E — модуль упругости; M — модуль спада; σ — напряжение; ϵ — относительная деформация; σ_0 , σ^* — предел прочности и остаточной прочности соответственно

остаточную несущую способность. Переход целиков в запредельную область деформирования сопровождается иногда толчками, которые, однако, не вызывают более опасных форм проявления горных ударов.

Увеличение ширины целиков до 35–40 м в целом усугубляет возникновение в них горных ударов, в связи с чем неизбежен вопрос о способах приведения целиков в неудароопасное состояние с учетом существующей при этом опасности самовозгорания угля. Согласно расчетам, для ряда горно-технических условий при максимальной глубине разработки (600 м) указанная увеличенная ширина целиков может оказаться недостаточной для сохранения их полной несущей способности. В этом случае не исключаются как горные удары, так и самовозгорание угля. Наиболее радикальный способ решения проблемы — разработка бесцеликовых схем поддержания подготовительных выработок и соответствующих мероприятий по предотвращению самовозгорания угля в выработанном пространстве. Опыт шахт в Кузбассе, Караганде, а также Средней Азии (Шурабское буроугольное месторождение) подтверждает принципиальную возможность решения данной задачи. Впредь до ее решения предлагается вариант разгрузки целиков угля скважинами с последующим их заполнением закладкой или деревянными стойками. Этот способ получил теоретическое обоснование и с положительным результатом опробован на шахтах «Усинская» и АО «Аларда» в Кузбассе.

Учитывая, что рассмотренный способ приведения целиков в неудароопасное состояние будет применяться только в зонах ПГД, где I–II категория удароопасности, его следует считать вполне технологичным и можно рекомендовать к широкому внедрению на шахтах в соответствующих условиях. Перспективны также способы приведения целиков угля в неудароопасное состояние путем нагнетания воды и придания податливости породам почвы под целиками.

Наконец, в наиболее благоприятных условиях рекомендуется локальная надработка целиков с частичной выемкой пласта «Спутник» бурошнековым способом.

Оставление противопожарных целиков угля на мощных пластах приводит в определенных условиях к возникновению очагов удароопасности как при отработке смежных выемочных столбов, так и при выемке оставленного целика угля. Установленные закономерности распределения напряжений в оставленном целике угля позволяют определить рациональные размеры целика, а также места заложения выработок, исключая возникновение условий для формирования горных ударов на участке шахтного поля.

2.3. ПРИНЦИПАЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ УДАРООПАСНОСТИ ПОЛОГИХ МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Закономерности проявления горного давления при ведении горных работ на мощных удароопасных угольных пластах в различных горно-геологических и горно-технических условиях позволили сформулировать принципиальные технологические решения по предотвращению удароопасности угольных пластов.

Широкое применение бесцеликовой выемки пластов позволяет исключить наиболее опасные очаги горных ударов. Однако в ряде случаев, например при отработке интенсивно нарушенных пластов или пластов, опасных по самовозгоранию угля, возникает необходимость в оставлении целиков угля. Например, на шахте «Распадская» из лав, подготовительные выработки которых охраняются целиками, ежегодно добывают около 70–75 % всей добычи. Основная причина оставления межстолбовых целиков – улучшение условий поддержания подготовительных выработок и уменьшение утечек воздуха в выработанное пространство. На мощных пластах (6–6^а, 7–7^а, 9–10) оставляют целики шириной 8–12 м, на пластах средней, мощности – 5–8 м, но иногда по условиям горного давления их приходится увеличивать до ширины 15 м, как, например, на пласте 9. Потери угля в межстолбовых целиках составляют 8–10 %. В связи с тем что максимум опорного давления по границе отработанного смежного столба смещен в глубь массива на 10–15 м, вентиляци-

онный штрек лавы, охраняемый целиком шириной 8–10 м, оказывается в неблагоприятных условиях. Однако смещение выработки в глубь массива влечет за собой увеличение потерь угля и ухудшение технико-экономических показателей работы шахты.

Опыт применения бесцеликовых схем подготовки и отработки выемочных полей на шахтах Кузбасса свидетельствует об их экономической эффективности за счет снижения потерь угля, сокращения объема подготовительных работ, устранения загазований и динамических явлений.

По данным статистики в предохранительных целиках возникает около 30 % всех эндогенных пожаров по всем угольным бассейнам (в Карагандинском 47 %, по месторождениям Средней Азии – 21,4 %, в Челябинском бассейне – 18 %). На шахтах г. Междуреченска практически все очаги эндогенных пожаров, расположение которых установлено, возникли в целиках, оставленных для охраны горных выработок или в местах геологических нарушений. Кроме того, оставление целиков угля при отработке свиты пластов существенно осложняет отработку смежного удароопасного пласта. Так, на шахте «Распадская» семь горных ударов произошли в самих целиках и 17 – в зонах ПГД под целиками смежных пластов. Для данной шахты рекомендуется применение следующих четырех схем бесцеликовой выемки пластов.

Схема 1. Бесцеликовая схема выемки с полным сохранением конвейерного штрека и дальнейшим его использованием в качестве вентиляционного для нижележащего выемочного столба приведена на рис. 2.33. В процессе выемки штрек ограждают от выработанного пространства двойным органом рядом, усиливают промежуточными рамами и подхватами с одной или двух сторон, а в случае необходимости и посередине выработки. После отработки столба по выработке прокладывают рельсовый путь для доставки в лаву материалов и оборудования. По данной схеме отработаны четыре лавы восточного крыла по пласту 12 с промышленными запасами около 900 тыс. т. В результате отпала необходимость в проведении 1,5 км выработок.

Схема выемки с полным сохранением и повторным использованием горных выработок позволяет исключить межстолбовые целики угля и вдвое уменьшить объем проведения подготовительных выработок. Однако в настоящее время нет достаточного опыта ее применения на мощных пластах, где высота подготовительных выработок менее вынимаемой мощности пласта. Не определена также опти-

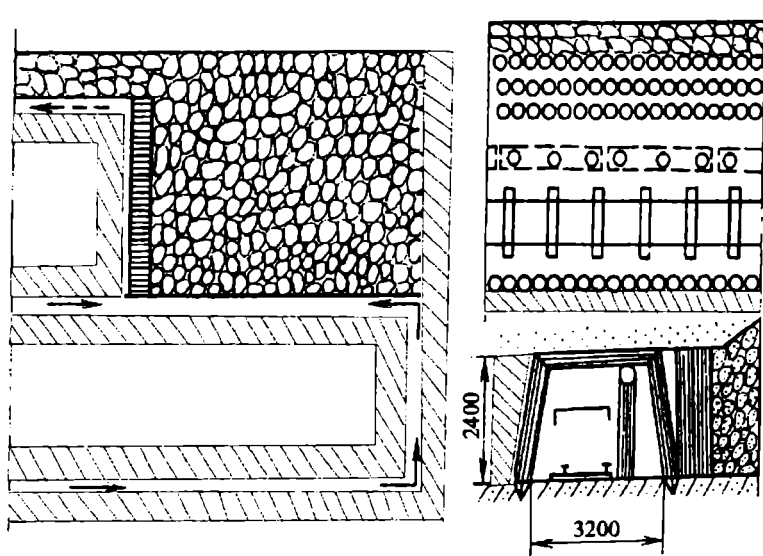


Рис. 2.33. Бесцеликовая схема выемки с полным сохранением конвейерного штрека и дальнейшим его использованием как вентиляционного для нижележащего выемочного столба

мальная длина выемочных столбов, так как до сих пор схема применялась в столбах длиной не более 620 м. Основное препятствие ее широкого применения – отсутствие в достаточном количестве податливой металлической крепи повышенной несущей способности.

Схема II. При бесцеликовой схеме выемки с частичным сохранением конвейерного штрека в случае спаренных лав и использованием его в качестве вентиляционного просека для проветривания забоя погашенного целика угля (рис. 2.34) целик между выемочными столбами двух смежных одновременно работающих лав погашали одновременно с выемкой угля в нижней лаве одним механизированным комплексом. Для проветривания забоя погашаемого целика конвейерный штрек между лавами сохраняли на полное или неполное сечение, для чего крепь на сохраняемом участке выработки усиливали и ограждали от выработанного пространства органичным рядом.

Схема III. Предусматривает сохранение конвейерного штрека при последовательной отработке смежных столбов и использовании его в качестве вентиляционного просека при отработке ниже-

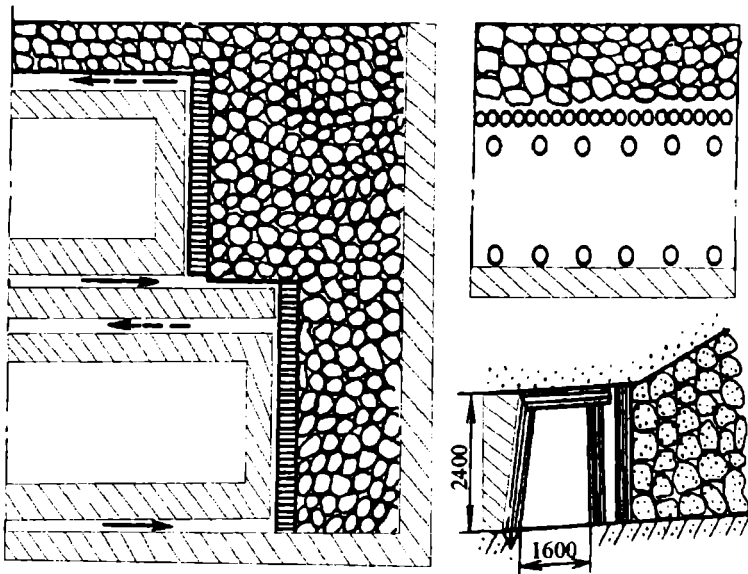


Рис. 2.34. Бесцеликовая схема выемки с частичным сохранением конвейерного штрека при отработке спаренных лав и использовании его как вентиляционного просека для проветривания забоя погашенного целика

лежащего столба. В схеме, в отличие от предыдущей, смежные выемочные столбы обрабатываются не одновременно, а последовательно и конвейерный штрек сохраняется не частично, а на всю длину. В связи с длительным сроком поддержания выработка сохраняется полным сечением. Оставляемый в выработанном пространстве штрек дополнительно крепят и ограждают от выработанного пространства органной крепью, кострами, стойками или стенками. Для улучшения условий поддержания вентиляционный штрек новой лавы проводят на 15–20 м ниже границ отработанного столба, а целик погашают одновременно с выемкой угля в лаве.

Схема IV. Предусматривает бесцеликовую выемку с проведением вентиляционного просека для проветривания забоя погашаемого целика по контакту с выработанным пространством смежного отработанного столба (рис. 2.35). Так как сохранение выработок в зоне активного сдвижения горных пород является трудной задачей, то экономически более выгодно проведение новой выработки.

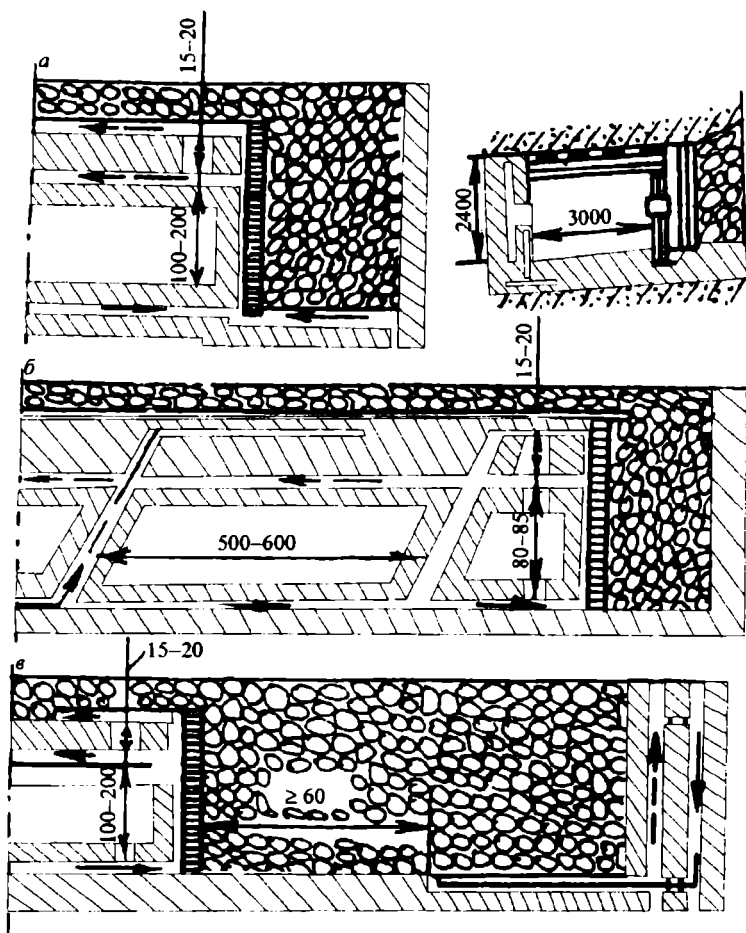


Рис. 2.35. Бесцеликовая схема выемки с проведением вентиляционного просека по контакту с выработанным пространством для проветривания погашаемого целика:

а – вприссечку к лавс; *б* – с вентиляционного штрека; *в* – с флангового бремсберга

Вентиляционные просеки проводят по контакту с выработанным пространством смежного отработанного столба, а вентиляционные штреки в целях создания лучших условий поддержания – на 15–20 м ниже его границ.

Вариант 1. Проведение вентиляционного просека вприсечку к выемочному столбу. Достоинства данного варианта: забой выработки проветривается общешахтной струей, а для транспортирования отбитого угля не требуется монтаж специального конвейера. К недостаткам относится то, что выработка поддерживается на всю длину столба, причем в первый период своего существования выработка формируется и поддерживается вначале в зоне опорного давления, а затем в зоне активного сдвигения горных пород.

Вариант 2. Проведение вентиляционного просека с вентиляционного штрека лавы. Для сокращения срока поддержания выработки большой протяженности вентиляционный просек проводят по частям, при этом выемочный столб разбивают на отрезки длиной по 500–600 м, границы которых приурочены к промежуточным разрезным печам. Отбитый уголь транспортируют по промежуточным разрезным печам на конвейерный штрек. Проветривание забоя осуществляют вентилятором местного проветривания, установленным на вентиляционном штреке лавы. Если газовая обстановка этого не позволяет, то вентилятор устанавливают в промежуточной разрезной печи на входящей струе лавы. Крепление осуществляют, как и в предыдущем варианте, крепью ИПК или КШУ, кровлю и висячий бок перетягивают арматурной сеткой (решеткой), а для защиты выработки от обрушенных пород выработанного пространства в висячем боку оставляют целик шириной 1,5–2 м.

Вариант 3. Проведение вентиляционного просека с флангового бремсберга. В связи с удлинением выемочных столбов путем объединения смежных полей для осуществления варианта необходимо использовать бремсберги и уклоны соседних блоков. Такой способ подготовки новых столбов позволяет проветривать забой, транспортировать отбитый уголь, доставлять крепежные и вспомогательные материалы независимо от очистных работ. Крепление выработки выполняют аналогично варианту 2. Проведение просека на всю длину выемочного столба сопряжено с поддержанием его в течение длительного периода, поэтому этот вариант обычно комбинируют с первым или вторым.

При применении бесцеликовых схем выемки необходимо особое внимание уделять креплению выработок. Крепление повторно используемых выработок и вентиляционных просеков, проводимых по контакту с выработанным пространством, необходимо осуществлять металлическими податливыми крепями многократного исполь-

зования, например, типа ИПК и КШУ. Попытки применять для этой цели металлические арочные крепи не оправданы. Такие крепи в силу своей формы не контактируют с кровлей, так как оставленные у кровли клинообразные пачки угля растрескиваются и высыпаются, а кровля, в свою очередь, растрескивается и образуются купола. Резьбовые детали замков крепи деформируются под нагрузкой и подвергаются коррозии, в результате чего не поддаются демонтажу и их приходится удалять, что снижает производительность труда и ухудшает условия безопасности. Для крепления сохраняемых вентиляционных штреков в ЗПГД должна использоваться только рамная податливая металлическая крепь с перетяжкой боков. В призабойной зоне в случае необходимости крепь следует усиливать подхватами на металлических стойках.

Если, несмотря на применяемые технологические решения с оставлением межлавных целиков угля, устанавливается высокая степень удароопасности, необходимо искусственно разрушить целик угля в выработанном пространстве.

При выборе способа разрушения целика рассмотрены два варианта: камуфлетное взрывание и разбуривание скважинами большого диаметра.

В результате сопоставления и анализа вариант с камуфлетным взрыванием целика был исключен по следующим причинам. Бурение шпуров длиной 8–10 м с последующим выполнением большого объема работ по их заряданию вызовет существенные осложнения в ведении технологического процесса и снижение добычи угля. Взрывание очередного участка целика должно осуществляться в выработанном пространстве позади механизированной крепи, в связи с чем трудно обеспечить целостность взрывной сети. В выработанном пространстве по обе стороны целика может образоваться опасная газовая среда, способная вызвать взрыв при прорыве пламени взрываемого ВВ через трещины в целике.

Учитывая недостатки указанного способа, рекомендуется разбуривание целика скважинами диаметром 200 мм.

Нагнетание воды в пласты для борьбы с горными ударами выполняют в режимах глубинного увлажнения, гидроразрыхления краевой части пласта и гидроотжима. Гидроразрыхление и гидроотжим осуществляют в действующих очистных и подготовительных забоях. В забоях с вынимаемой мощностью 3,6–4,2 м (пласты 6–6^а, 7–7^а) гидроотжим неприемлем, так как может спровоцировать

горный удар. При подвигании очистного забоя со скоростью 6 м в сутки при ширине ЗПГД, равной 30 м, для обработки краевой части массива гидроразрыхлением одним насосом УНВ-2 (производительность 30 л/мин) потребуется 20 ч, что при существующих на шахте темпах очистной выемки и проходки неприемлемо. В связи с вышеизложенным на шахте рекомендовано использовать глубинное увлажнение впереди очистного забоя, которое эффективно только тогда, когда пропитку выполняют за пределами зоны опорного давления.

В условиях высокой газоносности пластов мероприятия по увлажнению массива необходимо совмещать с работами по дегазации, что позволит уменьшить объем буровых работ и предотвратить закорачивание потоков воздуха.

В выемочных столбах, где дегазационные работы не производили, скважины для увлажнения бурили из вентиляционного штрека параллельно очистному забою станком БС-1 диаметром 43–50 мм. Бурение скважин легким станком не требовало сооружения специальных ниш и не осложняло технологический процесс. Герметизацию скважин осуществляли герметизаторами ГАС-43 и ГАС-60 на глубину 7,7–10 м, недостатком которых является то, что их резиновые уплотнители после нескольких циклов становятся непригодными, а извлечение герметизаторов из скважин – невозможным.

Для выполнения работ по дегазации станком СБГ-1м из конвейерного штрека бурят скважины диаметром 80–120 мм через 15–20 м друг от друга и на длину до 100 м. При этом не добуривают до вентиляционного штрека 7,5–10 м. В соответствии с руководством по дегазации шахт глубина герметизации должна быть не менее 2 м, а согласно инструкции по горным ударам – не менее половины расстояния между скважинами, т.е. 7,5–10 м. Герметизация скважины песчано-цементным раствором на такую глубину весьма затруднительна, так как в этом случае подача раствора осуществляется снизу вверх.

Если до пуска очередного очистного забоя не удастся выполнить намеченный объем буровых работ по разработанной схеме, рекомендуется применять групповую схему заложения скважин из ниш, сооружаемых через 60–80 м.

Опережение фронта пропитки относительно очистного забоя должно составлять не менее одного веера или ширины зоны опор-

ного давления. Однако эффективность глубинного увлажнения угля в ЗПГД, пересекающих выемочные столбы, резко снижается из-за высокой напряженности пласта на этих участках. Так, 18 ударов из 24 произошли на пропитанных участках, в том числе 14 в зоне вентиляционного штрека, качественная пропитка которой неосуществима. В связи с тем, что это мероприятие одновременно является средством снижения уровня пылеобразования, от глубинного увлажнения выемочных столбов отказываться нецелесообразно.

Так как глубинное увлажнение угля в ЗПГД оказалось недостаточно эффективным, а количество динамических явлений нарастало, в качестве основного метода принято бурение разгрузочных скважин. Для приведения в неудароопасное состояние наиболее опасных участков пласта в ЗПГД от целиков смежных пластов вблизи вентиляционных штреков применяют станок БС-1, снабженный специальным расширителем. Для предотвращения зажатия бурового инструмента в процессе бурения используют шарнирное долото, перья которого расходятся при подаче вперед и складываются при извлечении из скважины. Кроме того, широко используется буровой снаряд, допускающий расширение скважины как при прямом, так и обратном ходе. В целях сокращения времени на ремонт станков используют схему веерного бурения скважин, которая позволяет с одной установки станка бурить в каждый бок выработки по три скважины.

На шахте «Распадская» для предотвращения горных ударов в ЗПГД двумя станками БС-1м бурили скважины диаметром 150 мм. При заданном подвигании забоя 5 м/сут из лавы необходимо было бурить по 125 м скважин. Для выполнения такого объема работ ремонтной смены не хватало, кроме того, бурение сопровождалось обрывом бурового инструмента, а образованные полости скважин полностью зажимались через несколько минут после извлечения бурового инструмента. В результате добыча угля из забоя снизилась с 87 190 до 17 140 т/мес., т.е. в 5 раз, а себестоимость угля возросла в 3,5 раза.

Для устранения простоев забоя параллельно нижней границе ЗПГД из промежуточной разрезной печи до встречи с лавой был проведен подэтажный вентиляционный штрек длиной 165 м, в котором установили буровые станки БГА-2. Скважины бурили по восстаню длиной 25 м, диаметром 390 мм и на расстоянии 3 м друг от друга. Для предотвращения усиленного кливажа разгру-

жаемого участка скважины бурили под углом 60° к плоскости очистного забоя. Опережение фронта бурения составляло не менее 20 м. Таким образом, совмещение очистных и профилактических работ, которые вели в две-три смены, обеспечило рост нагрузки на очистной забой до 2280 т/сут.

Опорное давление в призабойной зоне можно уменьшить путем искусственного разупрочнения кровли, например методами торпедирования или гидродинамического расслоения пород. Передовое торпедирование пород кровли позволило отработать 20 лав (около 1240 тыс. т угля). При этом средняя величина зависаний кровли снизилась с 8 до 2 м, а максимальные размеры обрушенных блоков – с 1200 до 120 м³. Количество посаженных на жестко стоек на 100 м длины забоя сократилось с 94 до 4. Общее время простоев, связанных с аварийностью крепи, уменьшилось в 1,6 раза. Установлено, что в процессе взрывания трещины развиваются, как правило, перпендикулярно оси скважин. В связи с этим наиболее эффективной является такая схема заложения скважин, при которой трещины рассекают массив на полосы параллельно очистному забою. В идеальном виде эту схему можно выполнить при наличии передовой разрезной печи. При отсутствии передовых выработок скважины бурят из вентиляционного штрека, а угол между осями скважин и выработки выбирают минимально возможным. Параметры торпедирования рассчитывают согласно нормативным документам.

Вместе с тем образующиеся при взрывании трещины нередко рассекают массив на блоки случайных размеров, которые при внезапных обрушениях разрушают отдельные секции крепи. Создание механизированных крепей повышенного рабочего сопротивления, таких как УКП и КМ130, и оснащение ими всех забоев с труднообрушаемыми кровлями позволили отказаться от передового торпедирования по всей площади обрабатываемого массива. Однако торпедирование кровли может существенно снизить степень напряженности массива, например в ЗПГД, и на участках пласта под мощными толщами песчаника, выходящего в непосредственную кровлю.

Основные принципы предотвращения удароопасности угольных пластов заключаются в следующем:

- стратиграфическая структура месторождений Томь-Усинского района отличается непостоянством состава и физико-механических свойств вмещающих пород, что затруд-

няет прогнозирование горного давления как в статической, так и динамической форме. Основную роль в составе вмещающих пород играют прочные песчаники, формирующие опорное давление при ведении очистной выемки;

- опорное давление у краевых частей выемочного столба распределяется, как правило, двумя зонами: у границ смежного отработанного столба и у границ выработанного пространства. Опорное давление от выработанного пространства смежного столба носит относительно стабильный характер и для существующих горно-технических условий равно 10–15 МПа, что в 1,5–2,5 раза превышает естественное (гравитационное) горное давление. Опорное давление у границ собственного выработанного пространства в связи с нарастанием длины консоли непостоянно и изменяется от величины естественного горного давления до определенного максимума, который в существующих условиях составляет 20–25 МПа, что в 3–4,5 раза превышает естественное горное давление. Указанные зоны пересекаются в верхней части лавы, где происходит наложение нагрузок. Горное давление в районе пересечения зон равно 25–30 МПа, что в 4,5–6 раз выше естественного горного давления;
- опорное давление со стороны смежных пластов проявляется на обрабатываемом пласте в виде ЗПД, которые осложняют переход краевых частей смежных пластов и ведение горных работ под целиками. Горное давление под целиками смежных пластов составляет 15–20 МПа, что в 3–4 раза выше естественного горного давления. Установлено, что опорные нагрузки на призабойную часть пласта от очистного забоя и целиков смежных пластов суммируются. Горное давление в местах наложения нагрузок достигает 35–40 МПа, что в 6–7 раз выше естественного. Максимальное горное давление, обнаруженное в таких зонах, равно 180 МПа. Опыт работы показывает, что участки пластов, на которых концентрируются нагрузки свыше 25–30 МПа, опасны по горным ударам. Нагрузки в защищенных зонах от глубины разработки не зависят и равны 3–3,5 МПа, что составляет 0,7–0,8 естественного горного давления;

- частота динамических явлений находится в прямой зависимости от глубины разработки, содержания песчаников в составе кровли и от мощности пласта. Исследования зависимости между частотой динамических явлений и скоростью подвигания очистных забоев показали, что минимальная вероятность возникновения динамических явлений находится при скоростях подвигания 5–11 м/сут. При других скоростях подвигания забоев вероятность динамических явлений возрастает;
- прогноз степени удароопасности участков пластов осуществляется по изменению выхода буровой мелочи при бурении скважин. Этот метод зарекомендовал себя как простой, оперативный и надежный. Однако он требует оснащенности участка энергосетью и буровым инструментом, а на мощных пластах операции по прогнозу весьма трудоемки и небезопасны для рабочих. С ростом объема добычи угля из удароопасных пластов этот метод не обеспечивает своевременного и качественного прогноза, что сказывается на темпах очистных и подготовительных работ. Вместе с тем на шахте не внедряются геофизические экспресс-методы прогнозирования, в том числе и безскважинные, из-за необеспеченности предприятия соответствующей аппаратурой;
- опережающая выемка защитных пластов – универсальный метод предотвращения горных ударов, однако оставление междулавных целиков, создающих ЗПГД на смежных пластах, осложняет ведение горных работ. Для участков, где оставление целиков для охраны выработок неизбежно, разработан эффективный метод их разрушения в выработанном пространстве путем бурения густой сети скважин большого диаметра;
- основное средство предупреждения динамических явлений – разгрузка напряженных участков бурением разгрузочных скважин, а качественное выполнение этих работ – надежная гарантия предотвращения горных ударов. Объем работ по бурению разгрузочных скважин ежегодно возрастает, в основном за счет работ по разгрузке ЗПГД, пересекающих выемочные столбы. В результате остановок очистных забоев для выполнения профилактических работ в ЗПГД проис-

ходит снижение темпов выемки угля. Для повышения эффективности очистных работ на стадии планирования необходимо выделять зоны влияния целиков и включать в проект отработки лавы такие схемы приведения в неудароопасное состояние участков угольного массива в ЗПГД, для осуществления которых не требуется останавливать очистной забой. Сущность схем заключается в том, что параллельно границе зоны влияния целика проходят передовую выработку, из которой бурят разгрузочные скважины на всю ширину ЗПГД. При этом горные работы планируют таким образом, чтобы проходка выработки и бурение скважин были закончены до подхода очистного забоя к ЗПГД. В этом случае механизированный комплекс проходит ЗПГД без остановок для выполнения локальных мер борьбы с горными ударами и без снижения темпов выемки угля;

- безопасность людей, работающих в очистных и подготовительных забоях на удароопасных пластах, обеспечивается комплексом профилактических работ по снижению степени удароопасности выемочных участков. Вместе с тем эффективной дополнительной мерой может явиться дистанционное управление выемочными машинами. Кардинальным решением этого вопроса должны стать полная механизация и автоматизация всех производственных процессов, обеспечивающие выемку угля без постоянного присутствия людей в очистном забое.

ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ УДАРООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Рассматриваемые технологические решения по предотвращению удароопасности угольных пластов опробованы и внедрены на шахтах Кузбасса и базируются на следующих предпосылках:

- а) выбор места заложения уклонов в пределах выемочной панели;
- б) порядок выемки слоев (последовательный или одновременный);
- в) порядок отработки ярусов в панели (нисходящий или восходящий);
- г) возможность и целесообразность изменения геометрических параметров панели (рациональный размер пролета панели по простиранию);
- д) возможность и целесообразность оставления промежуточных опор (целиков) между панелями и ярусами в целях снижения опорного давления на очистной забой;
- е) совершенствование способа изоляции выработанного пространства при существующей технологии.

При этом окончательное решение должно приниматься с учетом всего комплекса вопросов, возможности обеспечения безопасного ведения горных работ, экономической и технической целесообразности.

Место заложения уклонов и бремсбергов выбирается из следующих соображений.

Уклоны могут быть заложены по мощному пласту под выработанным пространством защитного пласта. Наблюдения показали, что защита мощного пласта при существующих геометрических параметрах панели достигается на участках, примыкающих с обеих сторон выемочного столба на протяжении одной трети от общего пролета столба. Таким образом, в этом случае проходка флангового уклона на границе с соседней панелью обеспечит нормальные условия его эксплуатации в течение всего срока службы.

Вариант заложения уклона в соответствующих прочных породах, хотя и обеспечивает нормальные условия эксплуатации, является экономически нецелесообразным ввиду большой стоимости и длительности проходки выработок. Проведение выработок флангового уклона или бремсберга в защищенной зоне, образованной защитным пластом, может осуществляться в безопасных условиях с применением современных высокопроизводительных угольных комбайнов быстро и надежно. Нет оснований ожидать каких-либо трудностей в обеспечении безопасного проведения данных выработок и в условиях отсутствия защитного пласта.

Рассматривая вопрос о порядке отработки слоев мощного пласта следует иметь в виду, что при последовательной выемке слоев значительно проще и надежнее решаются мероприятия по бесцеликовому поддержанию подготовительных выработок. Для удароопасных мощных пластов, склонных к самовозгоранию угля, это преимущество решающее. О существенных преимуществах восходящего порядка отработки ярусов в панели указывалось выше.

Говоря о целесообразности уменьшения длины выемочного столба по простиранию для обеспечения полной защиты мощного пласта защитным пластом, следует подчеркнуть следующее. Уменьшение размеров выемочных столбов при применении высокопроизводительной горной техники экономически невыгодно и поэтому нецелесообразно. Изменив порядок отработки ярусов панели на восходящий, можно исключить как опасные динамические явления в лаве по первому слою, так и возможность самовозгорания угля в выработанном пространстве.

Целесообразность оставления промежуточных опор (барьерных целиков) между ярусами и на отдельных участках по простиранию для уменьшения опорного давления на очистной забой по первому слою можно рассматривать в настоящее время только в чисто теоретическом плане. Любые целики – это наиболее опасные очаги горных ударов, возникновения ЗПГД на смежных пластах и самовозгорания угля, существенные потери угля в недрах; фактор, ограничивающий эффективное применение в лавах современных высокопроизводительных выемочных комплексов. Поэтому на шахтах Южного Кузбасса целесообразно внедрять способы подготовки и отработки мощных пластов в соответствии с принятыми на шахте АО «Аларда». По данному проекту в новой панели фланговый уклон заложен в защищенной зоне на границе с действующей в настоящее время панелью. Ярусы предусмотрено обрабатывать в вос-

ходящем порядке с применением комплексов 4КМ-130, «Пиома», наклонными слоями в последовательном порядке.

К настоящему времени на шахте АО «Аларда» осуществлена проходка основных подготовительных выработок (уклонов). Каких-либо признаков повышенной напряженности пласта не наблюдается. Разработан и внедрен усовершенствованный способ изоляции выработанного пространства при выемке первого слоя в действующей панели по бесцеликовой схеме поддержания подготовительных выработок. Способ основан на выявленных в процессе инструментальных наблюдений закономерностях деформирования конвейерного штрека впереди и позади очистного забоя.

При отработке первого слоя мощного удароопасного пласта 3–3^а, склонного к самовозгоранию угля, подготовительные выработки поддерживаются без оставления охранных целиков. В связи с этим возникает проблема изоляции выработанного пространства первого слоя для предотвращения самовозгорания угля второго слоя.

Для повышения эффективности мероприятия на шахте АО «Аларда» проведен промышленный эксперимент по изоляции выработанного пространства лав 3–1–17 и 3–1–19, а вдоль конвейерных штреков лав со стороны выработанного пространства установлена изолирующая стенка и на расстоянии 0,8–1 м – двойной органический ряд. Изолирующая стенка состоит из органического ряда, отшитого плахами; между стойками и вмещающими породами помещен шпальный брус (податливый элемент). Кроме того, на отшиве из плах укрепляют металлическую сетку, на которую набрызгивают раствор из фосфогипса (рис. 3.1). В этом случае функцию поддержания кровли выполняет двойной органический ряд, который с течением времени разрушается (изолирующая стенка сохраняется за счет податливого деформирования шпального бруса). Для определения необходимой величины податливости на шахте выполнен значительный объем инструментальных наблюдений за смещением пород кровли. В результате был выбран шпальный брус таких геометрических размеров, которые позволили обеспечить большую, чем величину сближения пород, величину податливости.

Наряду с приведенными выше технологическими решениями по предотвращению удароопасности угольных пластов существует ряд локальных мероприятий по снижению удароопасности. Наиболее эффективным мероприятием на шахтах Южного Кузбасса счи-

тается применение разгрузочных скважин, которое имеет свои особенности при отработке мощных пологих пластов.

В последние годы накоплен определенный положительный опыт по бурению разгрузочных скважин, позволяющий сделать некоторые обобщения, на шахтах Кузбасса, разрабатывающих пласты, опасные по горным ударам.

Наибольший объем бурения разгрузочных скважин на удароопасных пластах в Кузбассе выполнен на шахтах «Распадская», АО «Аларда», «Усинская», «Анжерская». Бурили скважины диаметром 100, 150, 200, 250 и 390 мм длиной до 30 м. Разгрузочные скважины бурили преимущественно на участках пластов, испытывающих повышенное горное давление.

Горно-геологические условия залегания типичны для удароопасных пластов. Породы основной кровли представлены крепкими монолитными песчаниками, склонными к зависанию на больших отработанных площадях. Прочность образцов песчаников на одноосное сжатие в среднем превышает 100 МПа, достигая в отдельных случаях 150–190 МПа. Уголь крепкий, упругий. Прочность угля на одноосное сжатие колеблется в пределах 7–15 МПа. Мощность пластов составляет от 1,6–1,9 м до 5,8–6,5 м. Падение пластов – пологое.

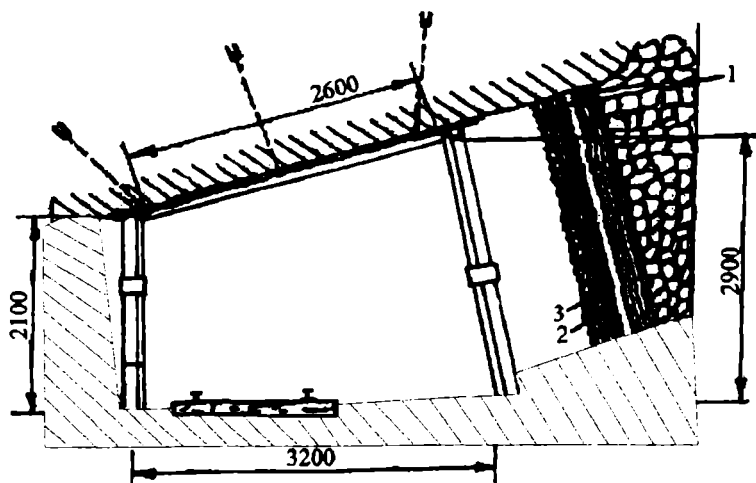


Рис. 3.1. Изоляция отработанного пространства вышележащего яруса с помощью податливой стенки:

1 – элемент податливости; 2 – подшив из плах; 3 – металлическая сетка

Контроль эффективности бурения разгрузочных скважин осуществляли группы прогноза горных ударов, созданные на всех шахтах, по известной методике (сейсмическая активность, зажатие штанг и т.д.). Анализ опыта применения разгрузочных скважин на шахтах Южного Кузбасса и выполненные экспериментальные исследования позволяют сделать следующие выводы.

В ЗПДГ при правильно выбранных параметрах бурения (в основном расстояние между скважинами и их глубина) эффективно применение скважин любого диаметра (100–390 мм). При этом в ЗПДГ скважины диаметром 100–150 мм бурить легче на большую глубину с меньшими затратами и авариями станками облегченного типа, что весьма существенно для быстрого и эффективного приведения участков пласта в неудароопасное состояние.

Бурение разгрузочных скважин диаметром 100–150 мм веером, применяемое иногда на шахтах для снижения трудоемкости работ, надежно только в случае, если обеспечивается взаимное перебуривание в глубине угольного массива скважин двух соседних кустов. При этом исключается вредное влияние отклонения скважин от заданного направления и обеспечивается надежная разгрузка массива в глубине. Исходя из этого и следует выбирать места установки бурового станка в выработках.

Зоны влияния ПГД на мощных пластах необходимо перебуривать полностью. Частичное перебуривание ЗПДГ для создания защитной зоны около выработок не обеспечивает безопасного ведения горных работ на мощных пластах, а в ряде случаев даже усугубляет опасность проявления горного удара. Это объясняется тем, что часть нагрузки, снятая с разбуренного участка, воспринимается соседним, уже испытывающим повышенное горное давление. В результате общая нагрузка на участок пласта возрастает, что повышает вероятность проявления горных ударов глубинного типа, при которых наблюдается сильное воздействие сейсмической волны на окружающий массив, опасное для людей.

При планировании работ по приведению участков пласта в неудароопасное состояние способом бурения разгрузочных скважин необходимо строго выполнять последовательность и порядок осуществления данного мероприятия.

Опыт показывает, что разгрузка одной части массива, проведенная путем бурения длинных скважин, неизбежно сопровождается

ся пригрузкой соседних с ним участков пласта. При бурении длинных разгрузочных скважин происходит интенсивное перераспределение горного давления на значительной площади угольного массива. Необходимо с учетом сложившейся горно-технической обстановки правильно управлять этим процессом, не допуская дополнительной пригрузки тех участков пласта, которые еще до бурения разгрузочных скважин испытывали повышенное горное давление. Поэтому последовательность и порядок бурения разгрузочных скважин необходимо определять в каждом конкретном случае исходя из анализа горно-технической ситуации. Данное положение является очень важным и его игнорирование может привести к серьезным осложнениям при ведении горных работ. Необходимо отметить, что негативное последствие бурения разгрузочных скважин в известной мере свойственно и всем другим способам локальных мер предотвращения горных ударов – нагнетанию воды в пласт, камуфлетному взрыванию.

В процессе бурения разгрузочных скважин происходит снижение устойчивости пород кровли. Поэтому на пластах, в непосредственной кровле которых залегают неустойчивые породы, необходимо перед бурением разгрузочных скважин принимать меры по исключению возможного обрушения слабых пород в подготовительные выработки, находящиеся в зоне влияния проводимой разгрузки угольного массива. Этого можно достигнуть, например, путем заблаговременного анкерования пород.

Рекомендуется к применению на шахтах вариант предварительного бурения разгрузочных скважин на участках угольного массива, в которых в процессе ведения очистных работ и изменения горно-технической ситуации могут возникнуть в дальнейшем ЗПГД. Этот вариант имеет то преимущество, что процесс бурения скважин не вызывает трудностей и полностью безопасен. В этом случае расстояние между скважинами определяется не столько уровнем напряженности угольного массива в период бурения, сколько прочностью угля и особенностями структуры пласта. При наложении на разбуренный участок пласта волны опорного давления (например, при приближении очистного забоя) перемычки между скважинами должны разрушаться. Практически в угольном массиве в этом случае образуется сплошная щель, достаточная для эффективной разгрузки разбуренного участка пласта.

После бурения разгрузочных скважин в охранных целиках капитальных уклонов ухудшаются условия поддержания выработок. Эксперименты показали, что этот недостаток может быть устранен путем забивки в скважины деревянных стоек длиной не менее 4 м.

Таким образом, бурение разгрузочных скважин является эффективным способом предотвращения горных ударов в условиях шахт Южного Кузбасса с учетом соблюдения приведенных выше рекомендаций.

Изучение вопроса о технической возможности выемки оставленных на защитном пласте целиков угля для исключения возникновения ЗПГД на нижележащих мощных пластах показало, что в подавляющем большинстве случаев это мероприятие на действующих пластах по многим серьезным причинам исключается. Кроме того, даже при возможности осуществления погашения целиков угля на защитном пласте, расположенных над охранными целиками центрального уклона по мощному пласту при существующих геометрических параметрах выемочной панели и бесцеликовой схеме поддержания горизонтальных выработок (штреков), эта мера не даст положительного эффекта. Инструментальные наблюдения показали, что даже при пролете крыла панели 1000 м в средней части выемочного столба защита мощного пласта не достигается. Тем более это будет иметь место на участке центрального уклона, расположенного в середине панели общим размером до 2000 м по простиранию без промежуточных опор (целиков) как по простиранию, так и падению. В связи с тем, что на поддержание центрального уклона по мощному пласту в безопасном состоянии путем бурения разгрузочных скважин постоянно затрачиваются значительные материальные и людские ресурсы, был разработан новый проект приведения выработок в неудароопасное состояние. Проект основан на применении для этой цели способа гидродинамического воздействия воды на породы кровли через скважины. Способ был ранее успешно опробован на пласте I и показал перспективность дальнейшего применения. О сути данного способа и результатах его промышленного опробования будет сказано ниже.

Рекомендуется также бурение серии скважин для производства так называемой стратификации кровли, в результате которой происходит расслоение пород, их частичное обрушение и сползание в выработанное пространство с обеих сторон целиков. В результате применения этой меры происходит разгрузка массива, включая мощный пласт на рассматриваемом участке.

Эффективным мероприятием по снижению опорного давления является гидродинамическое воздействие воды на породы кровли через скважины.

Известно, что зависание подработанной толщи прочных упругих слоев кровли приводит к дополнительной пригрузке краевой части пласта, а также целиков, граничащих с выработанным пространством, и образованию зоны опорного давления. Наличие мощных слоев прочных пород является фактором, обуславливающим увеличение пролета зависающих пород и нагрузки на пласт в зоне опорного давления.

Снижение величины пролета зависающих пород кровли обязательно должно уменьшить напряжение в краевой части пласта в зоне опорного давления.

В условиях разработки пластов с мощными жесткими кровлями, представленными песчаниками и конгломератами с пределом прочности пород на одноосное сжатие более 80 МПа, зависание кровли, как правило, имеет место на значительной площади (сотни квадратных метров).

На пластах, склонных к горным ударам, такая пригрузка краевой части пласта всегда таит в себе потенциальную опасность динамического разрушения пласта в виде горного удара.

Для безопасной отработки пластов, склонных к горным ударам, на участках с тяжелыми кровлями должны применяться меры, обеспечивающие снижение шага обрушения пород кровли (снижение пролета) позади очистного забоя. В этой связи заслуживает внимания метод гидравлического расслоения (стратификации) пород, проводимый впереди очистного забоя заблаговременно в местах с «тяжелыми», зависающими кровлями.

Расслоение массива основной кровли на значительной площади трещинами, параллельными напластованию, ведет к ее разупрочнению и, следовательно, к уменьшению шага обрушения. Это позволяет существенно снизить и стабилизировать опорное давление со стороны кровли на угольный пласт и механизированный комплекс и устранить такое опасное и вредное явление, как резкие осадки основной кровли в моменты, предшествующие обрушениям ее зависающих консолей в выработанном пространстве.

Гидродинамическое расслоение (стратификация) осуществляется путем направленного гидроразрыва, т.е. нагнетанием жид-

кости в скважину под давлением, определяемым приближенно по формуле

$$P_{\max} = \gamma H + k\sigma_p,$$

где γ – объемный вес пород кровли, Н/м^3 ; H – глубина заложения трещины, м; σ_p – предел прочности пород на разрыв, Па; k – коэффициент, учитывающий снижение прочностных свойств массива осадочных пород в плоскости напластования.

Основным элементом технологии этого метода является создание в породном массиве заостренной щели – концентратора напряжений, которая в дальнейшем определяет место возникновения и направления развития расслаивающей трещины.

Расслоение пород кровли было осуществлено на высоте 7,2 м над пластом (лава 1–29) посредством создания расслаивающей трещины. Принципиальная схема способа уменьшения пролета консоли пород кровли приведена на рис. 3.2.

На рис. 3.3. показано расположение очистного забоя (лавы 1–29) относительно зоны расслоения (стратификации) кровли и места проведения инструментальных наблюдений. При работе очистного забоя на контрольном участке постоянно имели место зависания пород кровли в нижней части лавы, доходившие по простиранию до 25 м, а по восстанию – до 20 м. Впереди лавы в 10 м происходило разрушение пород ложной кровли и вследствие этого куполообразование в очистном забое. Замеры давления в гидросистеме распорных стоек крепи с помощью манометров-самописцев показали периодические всплески давления (до $3P_{\text{ном}}$) в момент, предшествующий обрушению основной кровли.

При прогнозном бурении на удароопасность выход штыба практически постоянно был в объеме 12–13 л/м шпура, что соответствовало высокой напряженности краевой части пласта (I–II категория удароопасности). В лаве систематически происходили опасные динамические явления в виде микроударов с выбросом угля в очистное пространство.

В целях определения эффективности способа на конвейерном штреке лавы были оборудованы реперные станции, оснащенные контурными реперами. Измерения деформации кровли и почвы (конвергенции) проводились на двух участках: контрольном (R_5, R_4, R_3) и экспериментальном (R_1, R_2).

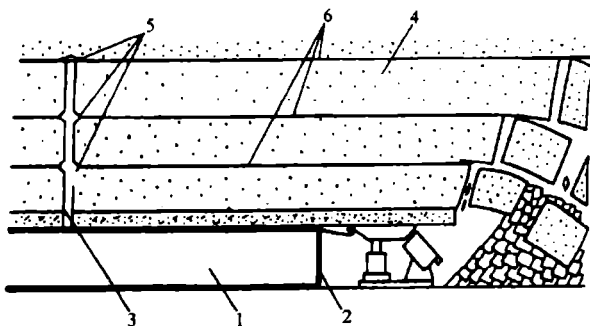


Рис. 3.2. Принципиальная схема гидродинамической стратификации пород кровли: 1 – подготовительная выработка; 2 – забой лавы; 3 – стратификационная скважина; 4 – массив основной кровли; 5 – зародышевая щель; 6 – стратифицирующая (расслаивающая) трещина

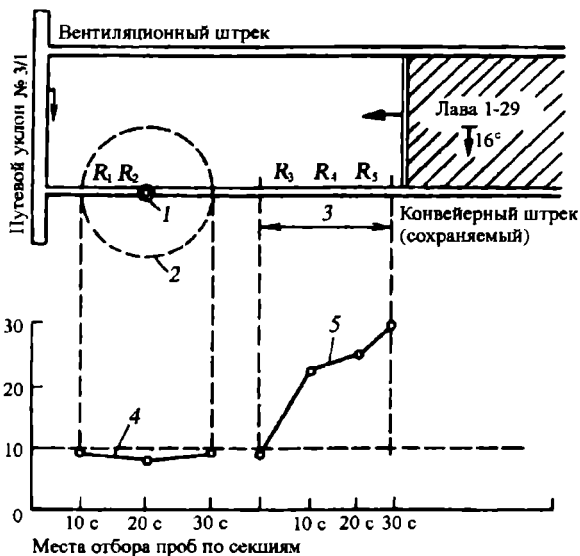


Рис. 3.3. Схема расположения расслаивающей скважины, наблюдательных (реперных) станций и результаты оценки степени удароопасности участков пласта: 1 – стратификационная скважина; 2 – экспериментальный участок; 3 – контрольный участок; 4, 5 – графики выхода штыва при прогножном бурении на экспериментальном и контрольном участках; R_1, R_2 – реперные станции на экспериментальном участке; R_3, R_5 – то же, на контрольном участке; P – выход штыва

Анализ результатов экспериментальных данных показал следующее. Сразу после гидроразрыва в районе стратификационной скважины (R_2) произошло разовое смещение кровли выработки на 25 мм. В последующие 15 дней изменений (подвижек) не зафиксировано.

Начиная с расстояния до лавы в 50 м значения конвергенции стали увеличиваться с возрастающей скоростью. Когда забой лавы подошел к скважине на 30 м, проявилось влияние трещины расслоения на обрушаемость кровли. Шаг ее обрушения в нижней части лавы снизился до 2–2,5 м в зоне скважины, площадь повышенной обрушаемости в закрепном пространстве максимально расширилась, охватив участок в лаве до 30 м по восстанию.

После того как забой удалился от скважины, обрушаемость кровли вновь резко снизилась. Давление на механизированную крепь и краевую часть пласта на экспериментальном участке уменьшилось, о чем свидетельствовала сохранность ложной кровли (отсутствие куполов) в зоне действия трещины. В записях давления в гидростойках комплекса отсутствовали пиковые нагрузки, давление соответствовало номинальному ($R_{ном}$).

Данные прогноза степени удароопасности краевой части пласта показали стабильное снижение выхода штыба до 6–8 л/м шпура. Прекратились динамические явления в лаве (микроудары с выбросом угля, толчки), улучшилось состояние прилегающих выработок (конвейерного штрека, сопряжения с лавой), повысилась безопасность труда, возросла добыча угля из лавы.

Таким образом, анализ проведенных наблюдений позволил установить, что метод гидродинамического расслоения (разупрочнения) кровли эффективно, в несколько раз, снижает пролет консоли, подрабатываемой толщи.

В результате повышения степени обрушаемости пород уменьшается зависающая консоль кровли, а, следовательно, и опорное давление на участок угольного массива впереди лавы, что исключает возможность проявления горных ударов в очистном забое и подготовительных выработках.

Большим преимуществом метода гидродинамической стратификации пород кровли является возможность осуществления данного мероприятия по снижению степени удароопасности краевой части массива заблаговременно, без остановки очистного забоя.

На рис. 3.4 приведены возможные принципиальные схемы гидродинамической стратификации пород кровли для снижения опорного давления.

По схеме 1 предлагается бурить две скважины 4 из передовой выработки 3. По схеме 2 бурятся две скважины из вентиляционного 6 и конвейерного 2 штреков впереди лавы под некоторым углом к

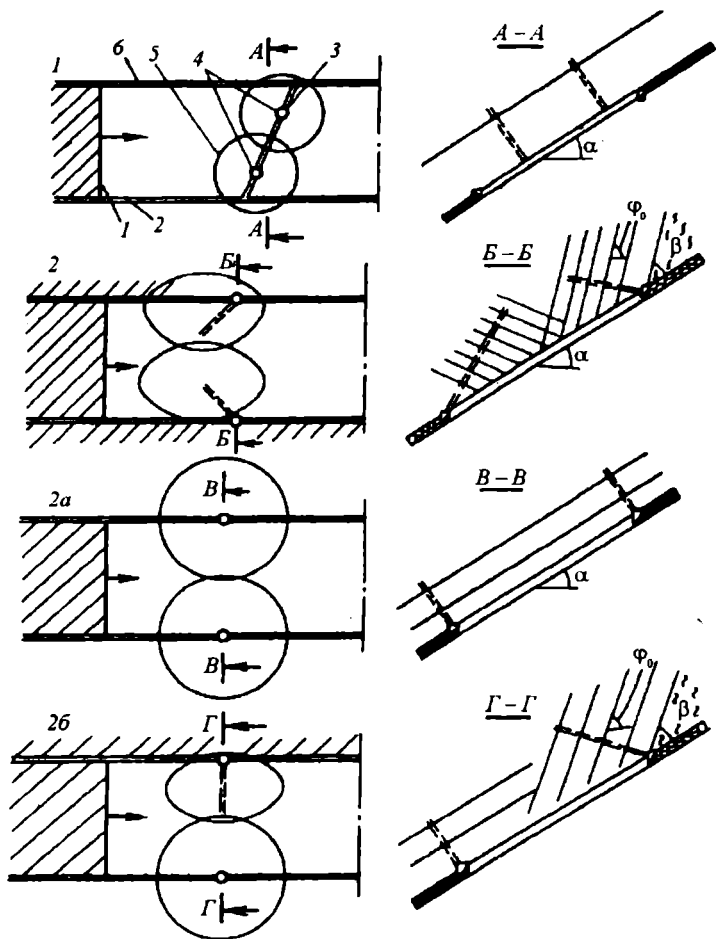


Рис. 3.4. Варианты выбора мест бурения стратификационных скважин: 1 – забой лавы; 2 – конвейерный штрек; 3 – передовая выработка; 4 – стратификационная скважина; 5 – расслаивающая трещина; 6 – вентиляционный штрек

напластованию пород кровли. Трещины расслоения при гидродинамическом воздействии воды возникают в этом случае в направлении, перпендикулярном оси скважины под углом к горизонту. Образующиеся трещины будут способствовать сползанию пород кровли в выработанное пространство.

По схеме 2а стратификационные скважины также бурят из вентиляционного и откаточного штреков впереди очистного забоя, но в направлении, перпендикулярном напластованию пород. В этом случае происходит расслоение монолитных мощных пород, образуются отдельные, более тонкие слои, шаг обрушения кровли резко уменьшается.

На схеме 2б изображена комбинация двух вариантов бурения скважин из вентиляционного и откаточного штреков. В принципе возможны и другие варианты использования рассмотренного способа снижения опорного давления.

Ввиду относительной простоты и доступности осуществления данный способ разупрочнения пород кровли на защитном пласте рекомендуется использовать для снижения опорного давления, передаваемого в зонах ПГД на нижележащий мощный пласт.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бич Я.А., Егоров П.В., Литвиненко А.С. Горные удары на шахтах Прокопьевского района Кузбасса // Тр. ВНИМИ. – Л., 1966. – Вып. 58.
2. Бич Я.А., Лазаревич Т.И., Толкачев Н.И., Золотых С.С. Опыт использования разгрузочных скважин при разработке мощных удароопасных пластов на шахтах Кузбасса. Локальные меры борьбы с горными ударами // Сб. научн. трудов. – Л.: ВНИМИ, 1984. – С. 19–23.
3. Бич Я.А., Золотых С.С., Шванкин М.В. Разработка мощных пологих пластов, подверженных горным ударам. – М.: Недра, 1994. – С. 169.
4. Бич Я.А., Золотых С.С., Лаврик В.Г. Особенности горно-геологических и горнотехнических условий возникновения горных ударов // Уголь. – 2000. – № 11.
5. Бич Я.А., Пискунов Ю.Д., Толкачев Н.Н., Большанин Н.И., Золотых С.С. Опыт отработки удароопасных мощных пологих пластов на шахтах Южного Кузбасса / ЦНИЭИуголь. – М.: 1988. – 36 с.
6. Золотых С.С., Пискунов Ю.Д. Планирование горных работ при разработке мощных пологих удароопасных пластов Кузбасса // Сб.: Профилактика горных ударов при проектировании и строительстве шахт. – Л.: ВНИМИ, 1985. – С. 36–41.
7. Петухов И.М. и др. Теория защитных пластов. – М.: Недра, 1976. – 229 с.
8. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1986. – 447 с.
9. Ржевский В.В., Братченко Б.Ф., Бурчаков А.С., Ножкин Н.В. Управление свойствами и состоянием угольных пластов с целью борьбы с основными опасностями в шахтах. – М.: Недра, 1984. – 327 с.
10. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Глава 1

МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ И СПОСОБЫ РЕАЛИЗАЦИИ ГОРНЫХ УДАРОВ	5
---	----------

Глава 2

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ КУЗНЕЦКОГО БАССЕЙНА	20
2.1. Закономерности проявления горного давления при ведении очистных работ	20
2.2. Закономерности проявления горного давления при отработке мощных пластов с оставлением противопожарных целиков угля	58
2.3. Принципиальные технологические решения по предотвращению удароопасности пологих мощных угольных пластов	70

Глава 3

ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ УДАРООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	83
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	96

Николай Николаевич Красюк
Станислав Станиславович Золотых
Юрий Михайлович Максименко
Сергей Сергеевич Решетов

**МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ
УДАРООПАСНОЙ СИТУАЦИИ
И СПОСОБЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ
УДАРООПАСНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ
МОЩНЫХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ
УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *М.М. Титова*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета *О.Н. Киреева*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Уробушкина*
Полиграфическое производство
Л.Н. Файнгор

Подписано в печать 30.01.2010. Формат 60x90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».
Печать трафаретная на цифровом дупликаторе.
Усл. печ. л. 6,25. Тираж 100 экз. Заказ 2211

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
ИЗДАТЕЛЬСТВО «ГОРНАЯ КНИГА»**

*Оригинал-макет подготовлен в издательстве
«Горная книга»*

Отпечатано в типографии Издательства
Московского государственного горного университета

**Горное
образование**



119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6,
Издательство МГГУ; издательство «Горная книга»
тел. (495) 236-97-80; факс (495) 956-90-40;
тел./факс (495) 737-32-65