

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ

**Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Национальный исследовательский
технологический университет «МИСиС»**

На правах рукописи

ЩЕРБАКОВ ВАДИМ НИКОЛАЕВИЧ

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ДЛЯ БОРЬБЫ С
ПУЧЕНИЕМ ПОРОД В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ
УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

Специальность 2.8.8 – «Геотехнология, горные машины»

Диссертация

на соискание ученой степени кандидата технических наук

**Научный руководитель
доктор технических наук,
профессор В.В. Мельник**

Москва - 2022

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ....	9
1.1. Сохранность горных выработок, пройденных в породах, склонных к пучению	9
1.2. Анализ исследований поведения боковых пород в подготовительных выработках при отработке пласта с пучащей почвой.....	16
1.3. Закономерности сдвижения и деформаций пород и перераспределения горного давления в массиве, обуславливаемые разработкой угольных пластов	21
1.4. Анализ методов расчета целиков, как способа охраны горных выработок.....	36
Выводы.....	43
1.5. Цель работы и задачи исследований.....	45
ГЛАВА 2. ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ И РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД И НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА НА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОМ УЧАСТКЕ	46
2.1. Исследование реологических свойств горных пород	46
2.2. Исследование закона суммирования усталостных повреждений для изучения длительной прочности горных пород	53
2.3. Исследование влияния изменяющихся во времени напряжений на деформированное состояние и запас прочности угольных целиков.....	55
2.4. Исследование физико-механических свойств горных пород и напряженного состояния массива на экспериментальном участке.....	61
Выводы.....	78
ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД УДЛИНЕННЫМИ КУМУЛЯТИВНЫМИ ЗАРЯДАМИ	80
3.1. Общие сведения о кумуляции	80
3.2. Математические модели функционирования кумулятивных зарядов.....	86

3.2. Экспериментальные исследования функционирования удлинённых кумулятивных зарядов	96
3.4. Разработка конструкции удлинённого кумулятивного заряда для разгрузки приконтурного массива подготовительных выработок.....	103
Выводы.....	108
ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА СПОСОБА ОХРАНЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, НАПРАВЛЕННОГО НА СНИЖЕНИЕ ИНТЕНСИВНОСТИ ПУЧЕНИЯ ПОРОД ПОЧВЫ ВЫРАБОТОК И ПОВЫШЕНИЯ ИХ УСТОЙЧИВОСТИ	110
4.1. Методика определения размеров межлавных целиков по пластам 4 и 5 при креплении подготовительных выработок анкерной крепью.....	110
4.2. Разработка способа и параметров снижения интенсивности пучения пород почвы и повышения устойчивости выработок	117
4.3. Шахтные испытания разработанного способа борьбы с пучением пород почвы и повышения устойчивости выработки	122
4.4. Методика выбора способа предотвращения пучения на основе оценки их экономической эффективности	128
Выводы.....	143
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	146
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	149
Приложение 1	157
Приложение 2	160
Приложение 3	171

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Горно-подготовительные работы играют одну из приоритетных ролей в стабильной работе современной угольной шахты.

В настоящее время проблема сохранности подземных выработок в глинистых породах является важнейшей для значительного числа угольных месторождений, в том числе и Кузбасса. Поэтому особое значение при разведке месторождений полезных ископаемых приобретает своевременный и правильный прогноз условий вскрытия и эксплуатации месторождений, и, в частности, прогноз пучения горных пород, что позволит при проектировании предусмотреть необходимые мероприятия для предупреждения этих явлений и тем самым сократить затраты при проведении горных работ.

Особое место в проявлениях горного давления в подготовительных выработках имеет пучение пород почвы. Пучение почвы происходит в незакрепленной части контура выработки, и в некоторых горно-геологических условиях его проявления отличны от проявлений горного давления со стороны кровли и боков. Особенные отличия пучения характерны при залегании в почве угольного пласта пластичных глинистых пород.

Изменение интенсивности пучения почвы в этом случае определяется пластическими свойствами глин, зависящими от ее влажности. При высокой влажности горного массива длительная прочность глин уменьшается, вследствие чего даже при низких напряжениях глины могут деформироваться упруго-вязко-пластически без разрушения. С уменьшением влажности поведение глин приближается по своему характеру к глинистым сланцам и упруго-вязко-пластическое течение может сопровождаться образованием микро- и макротрещин, а также увеличением объема пучащих пород.

Смещения пород почвы подготовительных горных выработок — следствие выдавливания и расширения пород. Высокие коэффициенты разрыхления пород в почве выработки объясняются увеличением объема пород при разрушении и выдавливании глины из-под целиков.

Пучение глинистой почвы горной выработки возникает тогда, когда породы почвы менее прочны, чем порода в боках и кровле выработки. Более прочные породы, находящиеся на основании из менее прочных пород, играют роль штампов и деформируются существенно меньше по сравнению со слабыми породами основания. Выдавливание горной породы из-под штампов вызывает пучение почвы.

Самым распространенным способом борьбы с пучением, применяемым на шахтах Кузбасса, является подрывка почвы. Подрывка почвы позволяет бороться с последствиями пучения, при этом она достаточно трудоемкая операция, и активизирует процесс пучения. После подрывки почвы, спустя некоторое время, пучение почвы проявляется с большей интенсивностью.

В связи с этим, разработка технологических решений для борьбы с пучением пород почвы выработки для обеспечения ее сохранности является актуальной научно-технической задачей.

Цель работы. Разработка технологических решений для борьбы с пучением пород в подготовительных выработках, на основе применения податливых межлавных целиков и направленного гидроразрыва тяжелой кровли.

Идея диссертационной работы заключается в применении податливых межлавных целиков, вместо устойчивых (жестких), в комплексе с направленным гидроразрывом основной кровли по предварительно сформированным трещинам в массиве с помощью удлиненных кумулятивных зарядов.

Методы исследования. При выполнении научных исследований использовался комплексный метод, включающий в себя анализ литературных источников по теме работы, аналитические исследования кумулятивного эффекта для разрушения пород, а также устойчивости угольных целиков, шахтные экспериментальные исследования по оценке эффективности разработанного способа борьбы с пучением пород с применением новых технических средств контроля горного массива, методы статистической обработки результатов лабораторных и натурных исследований.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Применение податливых целиков, параметры которых определяются по разработанной методике, снижает интенсивность пучения пород почвы подготовительных горных выработок.

2. Направленный гидроразрыв тяжелой кровли, по предварительно сформированным трещинам, вследствие воздействия специальных кумулятивных зарядов, как способ управления состоянием массива горных пород, способствует обрушению зависающей консоли кровли, над податливым целиком, со стороны выработанного пространства очистного забоя, что обеспечивает снижение интенсивности пучения пород почвы и обеспечивает сохранность подготовительных выработок.

3. Выбор способа предотвращения пучения пород почвы подготовительных горных выработок должен производиться с учетом его экономической эффективности для различных систем разработки, определяемой по разработанной методике, при этом затраты на любое мероприятие по предотвращению пучения почвы должны быть меньше затрат на подрывку пород почвы.

Новизна разработанных научных положений заключается в следующем:

установлена зависимость допустимых напряжений на целики от скорости отработки запасов на выемочном участке, доли первоначальных напряжений в массиве и реологических свойств угля в целике;

установлена зависимость глубины проникновения кумулятивного ножа в горную породу от параметров УКЗ и свойств применяемого ВВ;

установлены параметры направленного гидроразрыва тяжелой кровли, после формирования первичной трещины в массиве, вследствие взрыва в скважине УКЗ.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций, содержащихся в работе, подтверждается:

- значительным объемом шахтных экспериментальных исследований;
- удовлетворительной сходимостью результатов аналитических

исследований длительной прочности и, соответственно, допустимых напряжений на целик и шахтных экспериментальных исследований;

– положительным опытом внедрения способа борьбы с пучением пород почвы в горных выработках.

Научное значение работы заключается в исследовании влияния изменяющихся во времени напряжений на деформированное состояние и запас прочности податливых целиков, а также в разработке математической модели функционирования кумулятивных зарядов и исследовании процесса формирования «первичной трещины» в массиве при взрыве УКЗ.

Практическое значение работы заключается в следующем:

– разработан способ предотвращения пучения пород почвы выработки, что способствует повышению устойчивости горной выработки;

– разработана конструкция удлиненного кумулятивного заряда;

– разработана методика расчета параметров податливых межлавных угольных целиков;

– разработана методика оценки экономической эффективности выработанного способа предотвращения пучения в горной выработке.

Реализация работы. Результаты проведенных исследований использованы при проведении конвейерного штрека 555 в условиях шахты «Чертинская-Коксовая» ООО «ММК-УГОЛЬ».

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались на научных симпозиумах «Неделя горняка» НИТУ МИСиС (г. Москва, 2019-2021 гг.), на научных семинарах Кемеровского филиала АО «ВНИМИ» (г. Кемерово, 2018-2020 гг.).

Личный вклад автора заключается в постановке задачи исследования, в разработке способа предотвращения пучения пород почвы, разработке методики шахтных исследований, организации и проведении экспериментальных работ на шахте «Чертинская-Коксовая», в обработке материалов экспериментов и получении основных научных результатов исследований.

Публикации. По теме диссертации опубликовано 7 статей в трех

изданиях, рекомендуемых ВАК РФ и в четырех изданиях, индексируемых в наукометрических базах Scopus и Web of Science.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения и приложений, содержит 13 таблиц, 45 рисунков, список использованных источников из 86 наименований.

ГЛАВА 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Сохранность горных выработок, пройденных в породах, склонных к пучению

Вопросам разработки различных технологических решений для борьбы с пучением пород в подготовительных выработках, при проведении их в сложных горно-геологических условиях, было посвящено большое количество работ ведущих научных организаций ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, МГИ, МГГУ, Горный институт НИТУ «МИСиС», ВНИМИ, КузНИУИ, ШахтНИУИ, ДонУГИ и др.

В качестве основополагающих следует отметить работы К.А. Ардашева, И.В. Баклашова, А.С. Бурчакова, Ю.И. Черняк И.Л., Борисовца, Н.С. Булычева, В.В. Васильева, В.В. Давыдова, Б.А. Картозия, Г.А. Каткова, О.И. Казанина, М.А. Розенбаума, В.А. Лыткина, А.П. Максимова, А.П. Широкова, Е.И. Шемякина [20, 76, 82-86] и др. Однако, несмотря на научно-технический прогресс, задача повышения устойчивости выработок, особенно при проведении их по породам, склонным к пучению, полностью не решена.

Опыт работы шахт Кузбасса показывает, что устойчивость подготовительных выработок, когда последние пройдены по породам, склонным к пучению, в сильной степени зависит от того, где по отношению к элементам разрабатываемой части пласта пройдены эти выработки и какими способами они охраняются от горного давления.

В настоящее время проблема устойчивости подземных выработок, пройденных в породах, склонных к пучению (глинистых породах) является важной для большого числа месторождений.

Поэтому особое значение при разведке месторождений полезных ископаемых приобретает своевременный и правильный прогноз условий вскрытия и эксплуатации месторождений, и в частности прогноз пучения пород.

Что позволит при проектировании предусмотреть необходимые мероприятия для предупреждения этих явлений и тем самым сократить непроизводительные затраты при проведении горных работ.

Пучение пород тесно и неразрывно связаны с составом, состоянием и свойствами пород, в которых они протекают. Ползучесть глинистых пород является одной из важных причин увеличения давления на крепи выработок. Поэтому необходимо учитывать реологические свойства глинистых пород, связанные с возможностью понижения их прочности во времени. Однако создание расчетных методов определения длительной устойчивости горных выработок, с учетом реологических явлений в глинистых породах, затруднено сложностью этих явлений и особенно физико-химическими процессами, проходящими в массиве.

Кроме того, как показывают лабораторные определения реологических характеристик пород, для возникновения деформации ползучести важна не столько абсолютная величина нагрузки, сколько режим ее наращивания, а также длительность процесса нагружения. Так, при одних режимах нагружения породы снижается ее прочность и наблюдаются деформации ползучести, а при других происходит упрочнение породы [1, 2]. Следовательно, исследуя в лаборатории реологические свойства глинистых пород, необходимо имитировать естественные условия нагружения и деформирования, учитывая изменения в физическом состоянии породы, происходящие в натуре.

Изучая вопросы ползучести, целесообразно использовать классификацию горных пород и для каждого класса соответственно применять различную методику испытания на ползучесть.

Для явлений ползучести существенное значение имеет гранулометрический состав пород и, особенно, количество и качество тонкодисперсных частиц. В исследованиях [3] гранулометрический состав определялся пипетированием 1 % суспензии с предварительной химической обработкой для максимального диспергирования. Определялись показатели гидрофильности тонкодисперсной части пород, сопротивляемость пород

размыву, емкость поглощения и состав обменных катионов, характер засоления и др.

Явления выдавливания глин под действием внешних сил изучались [3] в стальных цилиндрах с различным числом отверстий. Опыты по определению предельного напряжения сдвига, при котором приготовленная из глинистой породы водная смесь фракции с частицами меньше 1 мм начинает течь, проводились на приборе с коаксиальными цилиндрами, так называемом торсионном вискозиметре [4]. Исследовались также механические и физико-механические исследования, включающие испытание пород на сжатие, сдвиг и др. Для плотных глинистых пород угольной формации (аргиллитов, алевролитов) находили упругие характеристики.

Величина сопротивления сдвигу глин в работе [3] определялась на приборах для сдвига с осевым сжатием, в образцах с ненарушенной структурой при изменяющейся плотности с использованием известной зависимости Н.Н. Маслова [5]

$$S_{pw} = p \operatorname{tg} \varphi_w + \Sigma_w + C_c \quad (1.1)$$

где p – нормальное напряжение, φ_w – угол внутреннего трения, Σ_w – связность, C_c – структурное сцепление.

Зависимость (1.1) позволяет в первом приближении дать оценку общей устойчивости инженерного сооружения с учетом фактора времени и длительной прочности глинистой породы.

В реологических процессах, протекающих в глинистых породах, существенную роль играют структурные связи. Влияние структуры глинистой породы на ее устойчивость определялось в опытах отношением коэффициентов пористости образца, с нарушенной структурой к коэффициенту пористости образца с естественной структурой.

По компрессионным кривым, полученным для монолитного образца и образца с нарушенной структурой при одинаковых начальных значениях

коэффициента пористости, можно определить для любого значения давления величину структурного показателя

$$a = \frac{\varepsilon_n}{\varepsilon_m}, \quad (1.2)$$

позволяющего судить о возможности возникновения дополнительной осадки и ее размерах. Чем меньше значение показателя (1.2), тем больше возможность появления дополнительной осадки породы, тем большие размеры она будет иметь.

Вода или иной фактор понижения влияния структурных связей, воздействуя на породы при давлениях от сооружений, содействует разрушению структуры. Это разрушение приводит к уменьшению прочности глинистых пород, находящихся в неустойчивом состоянии при неизменном давлении. Условия устойчивости бортов выработки, состоящих из глинистых пород, имеющих низкие значения структурного показателя, можно рассматривать как благоприятные лишь в случае, когда на весь период существования выработки сохраняется природная структура пород. Для характеристики возможности сохранения или разрушения природной структуры необходимо глубоко изучить физико-химическую природу породы и учесть условия ее работы при нагружении.

Опыты [6] по изучению свойств глинистой массы проводились без расщепления ее на отдельные фракции, но искусственно и условно были ограничены для удобства эксперимента размером частиц от одного миллиметра и меньше.

Свойства глинистой массы изучались в статике так, чтобы можно было с большей вероятностью судить о «поведении» этой массы в движении. Одним из основных результатов проведенного эксперимента необходимо считать роль природы тонкодисперсной части глинистой массы, ее водных свойств или гидрофильности, зависящей от данного коллоидно-минералогического состава. Этим устанавливается факт решающей роли глинистой части пород в создании

подвижности породных масс и развитии больших давлений на подпорные стенки и горные крепи.

Производственный опыт показали, что при определенной консистенции среда способна удерживать во взвешенном состоянии твердые тела значительно большей плотности, чем ее плотность. Таким образом, было установлено одно из важных свойств глинистой массы - ее аномальная взвешивающая (поддерживающая) способность по отношению к вовлекаемым ею в процессе подвижки включениям. Взвешивающая способность жидкостей в статическом состоянии согласно закону Архимеда, определяется разностью плотности тела, погружаемого в данную жидкость, и плотности жидкости. Для глинистых масс, характеризующихся сложной системой связей между частицами твердой фазы и водной среды, где действуют коллоидно-структурные связи, понятие взвешивающей способности в архимедовом понимании теряет смысл, поскольку имеет место эффект сохранения каменными включениями, помещенными в глинистую массу, определенной консистенции состояния безразличного равновесия внутри массы [7, 8].

В процессе экспериментов [8] установлено, что при величине «поддерживающей силы», превышающей гидростатический вес породного блока, этот блок находится в безразличном равновесии. Это означает, что такая масса в подземных условиях, как мы полагаем, не образует разгружающего свода и при значительной мощности, оказывает огромное давление на крепи выработок. Такой эффект можно именовать «поддерживающей способностью» или «поддерживающей силой».

Все опыты [8], связанные с определением величины силы, поддерживающей породные блоки в состоянии безразличного равновесия, в зависимости от различной консистенции глинистой массы, выполнялись с помощью специального динамометра по методике, предусматривающей широкий диапазон изменения консистенции. В опытах наблюдались два предела:

- 1) предел перехода твердого включения от поверхностного поддержания во внутривзвешенное состояние;
- 2) предел перехода твердого включения от внутривзвешенного состояния в состояние погружения на дно сосуда.

Если «поддерживающая сила» меньше гидростатического веса породного блока, то он тонет с различной скоростью, что свидетельствует о нарушении «сплошной» коллоидальной структуры внутри глинистой массы и постепенном ее переходе в простую механическую смесь компонентов.

Кроме того, проведенные опыты по исследованию поддерживающей способности глинистой массы позволяют считать, что наряду с другими возможными причинами в этом явлении существенную роль играет «структурная вязкость» массы. Она обусловлена взаимной фиксацией или взаимосвязыванием тонкодисперсных частиц в результате образования вокруг них гидратных оболочек. Это возможно лишь при малых расстояниях между частицами, когда гидратные оболочки пересекаются между собой и создают структуру.

Разбавление водой увеличивает расстояние между частицами, гидратные оболочки уже не пересекаются, непрерывность структуры массы разрушается и «структурная вязкость», а с ней и «поддерживающая способность» постепенно исчезают. «Поддерживающая сила» каждой отдельной горной массы зависит от процентного содержания тонкодисперсных частиц меньше 1μ , степени их гидрофильности и содержания воды в этой массе. Следовательно, «структурная вязкость» горной массы и ее «поддерживающая способность» находятся в прямой зависимости. Полученные в лаборатории данные между консистенцией глинистой массы и спецификой ее свойств помогут объяснить природу явлений пучения пород.

При проектировании шахт многие решения основываются на механических параметрах горных пород. Однако использование результатов механических испытаний пород, без учета некоторых из особенностей, отдаляет лабораторные данные от натурных. Поэтому часто допускаются ошибки в

рекомендациях как в теории, так и в практике горного дела. Это приводит к неправильному расчету устойчивости подземных сооружений.

Рассмотрим новую схему классификации пород, составленную на основе известных общих геологических и технических классификаций горных пород, преследующих узкие прикладные цели [9]. Данная классификация охватывает все типы пород и по условиям генезиса включает три основные группы: изверженные, или магматические; осадочные; метаморфические, которые соответственно подразделяются на подгруппы: излившиеся (эффузивные), глубинные (интрузивные); механические, химические, органогенные и смешанные осадки; региональные, контактовые, гидротермальные, динамометаморфические. Каждая из подгрупп состоит из однородных и неоднородных, слоистых и неслоистых пород. Следует заметить, что некоторые породы, при необходимости, можно еще подразделить морфологически на мелко-, средне- и крупнозернистые.

В зависимости от трещиноватости все породы можно разбить на трещиноватые и нетрещиноватые, а при необходимости детализации - на породы со слабой, средней и сильной трещиноватостью. Характерно, что существующие методы количественной и качественной оценки трещиноватости пород еще несовершенны. Поэтому более дробное деление пород в зависимости от трещиноватости требует корректирования.

По водонасыщенности все породы разделены на водонасыщенные и сухие. Степень насыщения породы водой характеризует коэффициент водонасыщения [10]. В зависимости от гидростойкости породы разбиты на гидростойкие и негидростойкие. Стойкость породы при этом оценивается степенью ее размягчения или размокания в воде.

1.2. Анализ исследований поведения боковых пород в подготовительных выработках при отработке пласта с пучащей почвой

По данным исследований ВНИМИ, в угольных бассейнах РФ разрабатывается 103 шахтопласта с углом падения до 35° , имеющих слабые почвы, склонные к пучению. Это составляет 21 % от всего количества шахтопластов, находящихся в работе в указанном диапазоне углов падения. Оработка их связана с определенными трудностями поддержания подготовительных выработок в зонах сопряжения их с очистными работами [11].

Как показывает опыт отработки угольных пластов с пучащими почвами, применяемые меры борьбы с отрицательным воздействием пучения на состояние выработок не всегда бывают эффективными. Это можно объяснить недостаточной изученностью процессов пучения. Исследователи по-разному объясняют причины пучения. По мнению одних, причиной пучения является склонность некоторых пород, подстилающих почву пласта, к разбуханию при попадании в них влаги после обнажения почвы. Однако на практике имеется немало случаев, когда пучение происходит при отсутствии видимой влаги. Другие считают, что влага может попасть в почву из рудничной атмосферы. Некоторые утверждают, что под действием горного давления угольный пласт вдавливаются в почву, слабые слои которой при этом вспучиваются.

По нашему мнению, причиной пучения может быть влияние опорного давления, разбухание гигроскопичных слоев почвы при попадании в них влаги из выработки или из рудничной атмосферы, действие сил упругого восстановления после проходки выработки, а также выдавливание их из-под пласта. Последний фактор начинает проявляться на больших глубинах разработки и при достаточно прочных породах почвы.

Ширина зоны выдавливания («вытекания») пород зависит, видимо, от физико-механических свойств пород, величины опорного давления, типа крепи и способов охраны выработки. Для проверки этого предположения (о «вытекании» пород) проведены специальные шахтные измерения и наблюдения.

Цель ряда [12-15] исследований - установление закономерностей пучения пород почвы в подготовительных выработках на большой глубине. При этом решались следующие задачи:

- 1) выбор метода исследований и разработка методики проведения экспериментов;
- 2) изучение горно-геологических и горнотехнических условий;
- 3) получение данных о пучении пород почвы в подготовительных выработках;
- 4) оценка эффективности охраны штреков.

При выборе метода исследований необходимо обеспечивать его применимость для замеров в подготовительных выработках. Это требование диктовалось стремлением получить сопоставимые результаты исследований, т.е. чтобы исключить влияние различных методов, применяемых разными авторами, на результаты исследований.

В подготовительных выработках скорость пучения часто измеряют по методике, разработанной ВНИМИ [16]. Измерительные стойки с индикаторами устанавливают у обоих боков выработки в середине между рамами крепи. Выбирают три-четыре наблюдательные точки, расположенные по длине штрека. По всем установленным индикаторам отсчеты снимают одновременно и ведут в каждом цикле наблюдений в течение 3-4 ч. По полученным данным строят зависимости изменения скоростей пучения почвы от расстояния до лавы.

Проанализируем натурные измерения, выполненные на шахте «Западная» АО «Гуковуголь» при отработке пласта i_3 [16].

Система разработки комбинированная: конвейерный штрек пройден на всю длину столба. При проходке штрека производится подрывка кровли на высоту до 1,6 м и почвы со стороны восстания до 1 м.

Выше выемочного столба находятся старые работы, которые отделены от лавы барьерным целиком шириной 30 м. Вентиляционный штрек проходится на расстоянии 1,8 м от барьерного целика.

В качестве крепи ограждения используются бутокостры и полоса из бетонных блоков. шириной 1 м. Но паспорт крепления с течением времени изменялся. Затем полосу из бетонных блоков стали устанавливать со стороны выработанного пространства. Как показано далее, это обстоятельство существенно сказывалось на состоянии крепи вентиляционного штрека и на пучении почвы.

Слой глинистого сланца («ложная» кровля) мощностью до 0,6 м вынимался комбайном одновременно с выемкой угля в лаве. Выше его находился легкообрушаемый сланец мощностью до 1,5 м. Над сланцем расположен мелкозернистый песчаник до 17 м, прочностью 80-120 МПа.

В непосредственной почве пласта залегал углисто-глинистый сланец (0,1-0,4 м) с прочностью 18-28 МПа. Под ним залегает песчано-глинистый сланец (6÷14 м) с прочностью 50-70 МПа. Глубина работ 700 м.

По данным измерения скоростей пучения почвы в верхнем вентиляционном штреке построена зависимость (рис. 1.1).

Она имеет вид гиперболы, наиболее интенсивное пучение (до 8,5 мм/сут) происходит на расстоянии 10-12 м от линии очистного забоя. При удалении от забоя более 12 м скорость пучения резко падает и на расстоянии 30 м стабилизируется примерно на уровне 2,5-2,2 мм/сут. Дальнейшее увеличение расстояния мало сказывается на изменении скорости пучения. Аналогичные измерения с подобными результатами выполнены в конвейерном штреке.

На участках выработки, где со стороны восстания вентиляционного штрека (рис. 1.2) возводились бутокостры, а со стороны выработанного пространства - полоса из бетонных блоков, пучение со стороны падения было минимальным.

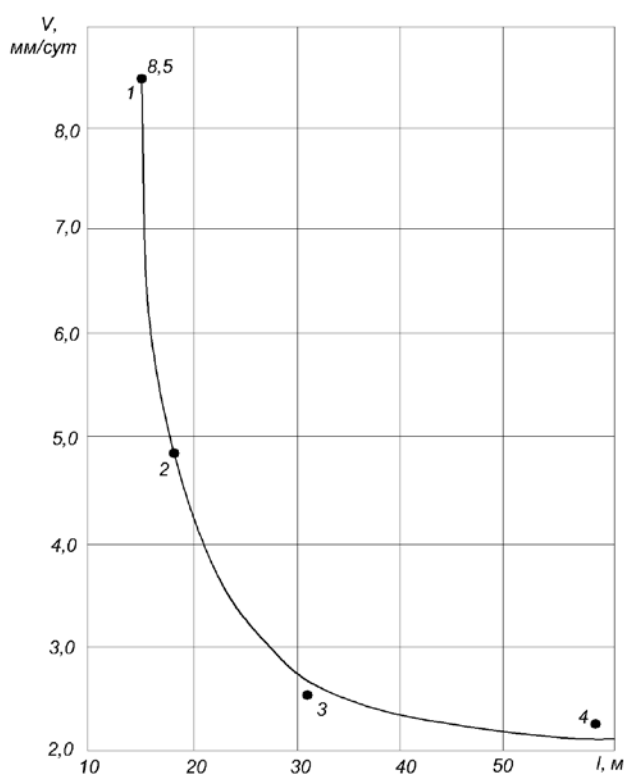


Рисунок 1.1 – Изменение средней скорости пучения почвы в вентиляционном штреке в зависимости от расстояния до лавы [16]

1, 2, 3, 4 – точки установки измерительных стоек с индикаторами

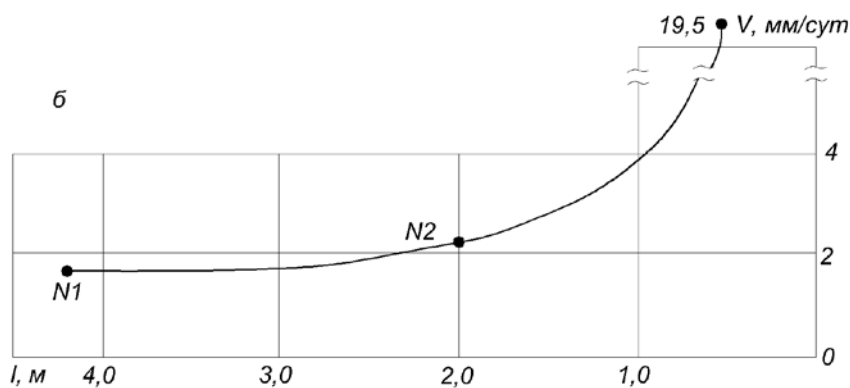


Рисунок 1.2 – Скорость пучения на расстоянии 13 м от лавы [16]:

№ 1, № 2 – измерительные стойки с индикаторами

l – расстояние до целика, м.

Средняя его скорость (данные индикатора № 1) была равна 1,7 мм/сут. Со стороны восстания измеренная скорость пучения (индикатор № 2) составила 2,3 мм/сут. Расстояние до целика по первому индикатору составляло 4,5 м, по второму - 2 м.

Наибольшая интенсивность пучения наблюдалась на расстоянии примерно 0,6 м от барьерного целика. В этом месте за 18 сут пучение почвы составило 35 см, что в среднем равно 19,5 мм/сут. Таким образом, большая часть пучения происходила в зоне между барьерным целиком и крепью вентиляционного штрека.

На тех участках штрека, где бетонная полоса устанавливалась со стороны восстания, зона интенсивного пучения почвы смещалась из полосы между штреком и барьерным целиком непосредственно в штрек. В этом случае в штреке на расстоянии 0,5 м от крепи (0,6 м от бетонной полосы) скорость пучения составила 8,7 мм/сут. Бетонная полоса способствовала смещению пика пучения от целика в выработку.

Кроме того, в кровле примерно над серединой выработки в месте наибольшей подрывки произошел облом пород, которые, опускаясь, начали воздействовать на крепь штрека. В результате ножки крепи были сильно наклонены в сторону восстания и мешали движению вагонеток с грузом.

Это свидетельствует о неправильном расположении крепей ограждения в вентиляционном штреке на рассматриваемом участке, что привело к смещению места интенсивного пучения почвы в выработку и деформированию крепи.

Вторым примером неудачного выбора паспорта охраны выработки был случай установки крепи ограждения на одном из участков конвейерного штрека. Здесь со стороны выработанного пространства (восстания) вдоль штрека устанавливались бутокостры. Выше по восстанию шириной примерно 8 м возводилась бутовая полоса. Вследствие этого конвейерный штрек со стороны восстания имел высокоподатливую крепь ограждения. Со стороны падения целик угля являлся довольно жесткой опорой с высоким сопротивлением. Это привело к тому, что над серединой штрека произошел облом пород кровли, которые деформировали крепь. Верхняки арочной крепи прогнулись в сторону почвы выработки. Положение усугублялось тем, что породы почвы выдавливались из-под целика угля в выработку. Скорость пучения на расстоянии 0,6 м от угольного целика достигла 10,3 мм/сут. Из-за неудовлетворительного

состояния крепи штрека и повышенного пучения почвы пришлось штрек перекреплять с частичным выпуском породы из кровли.

Результаты анализа различных исследований позволяют сделать выводы:

- максимум скорости пучения находится вблизи от жесткой опоры (целика угля или полосы из бетонных блоков);
- основной причиной пучения является выдавливание пород почвы под действием горного давления. Они как бы «вытекают» из-под штампа и вспучиваются в свободном пространстве;
- в подготовительных выработках при пучении почвы происходит разлом ее верхних слоев;
- стабилизация скоростей пучения на определенном уровне наступает в подготовительных выработках на расстоянии 30-40 м сзади лавы;
- состояние крепи и почвы подготовительных выработок существенно зависят от типа и схемы установки крепи ограждения. Крепь ограждения со стороны выработанного пространства должна обладать достаточной жесткостью и несущей способностью, позволяющими перенести линию облома пород кровли за пределы выработки.

1.3. Закономерности сдвижения и деформаций пород и перераспределения горного давления в массиве, обуславливаемые разработкой угольных пластов

Большое значение при выборе рациональных способов разработки угольных пластов имеют геологические данные разрабатываемого месторождения. В свете последних исследований, влияние геологических данных на эффективность добычи угля и безопасность работ представляется в несколько ином, более широком виде.

Не повторяя давно известных положений о влиянии природных факторов на выбор рациональных способов разработки, здесь уместно упомянуть о вскрытом за последнее время ином влиянии геологических данных на условия

добычи угля, особенно на глубоких горизонтах. Это влияние, в первую очередь, сказывается через те упомянутые природные явления, которые порождаются горными работами. Так, на глубоких горизонтах в ряде случаев пласты мощностью 0,6-0,8 м не смогут разрабатываться без принятия специальных мер по разгрузке их от горного давления, в силу того, что под влиянием опорного горного давления уголь в очистном забое будет отжиматься, а кровля опускаться еще впереди забоя и призабойное пространство будет иметь нерабочую высоту. Такое положение в соответствующих условиях будет усугубляться пучением почвы пласта в очистном забое. Изменение мощности пластов (особенно тонких) в пределах шахтного или выемочного полей, ведет к неравномерности или к перерывам в добыче угля из очистных забоев, если принятые способы разработки не учитывают этих условий. Физико-механические свойства угля определяют способность его разрушаться под действием горного давления, а, следовательно, влияют на размеры зоны нарушенного угля впереди очистного забоя, что, в свою очередь, определяет величину оседания кровли пластов в очистном забое, а также влияет на степень дегазации угля и вероятность внезапных выбросов угля и газа. Кроме того, физико-механические свойства угля определяют размеры всякого рода предохранительных целиков. Состав, структура и свойства пород, вмещающих угольные пласты и слагающих всю толщу, определяют характер и интенсивность деформаций и сдвижений пород в очистных забоях и подготовительных выработках и обуславливают перераспределение горного давления в массиве пород. Следовательно, они влияют на абсолютную величину и характер смещений кровли и почвы пластов и, как следствие, на высоту выработанного пространства в очистных забоях, проявление горного давления в очистных забоях и степень устойчивости подготовительных выработок. Другими словами, эти факторы определяют способы управления кровлей и способы охраны выработок. Кроме того, состав, структура и свойства пород определяют также характер деформаций и скорость сдвижения подрабатываемой толщи пород, что отражается на состоянии подрабатываемых пластов и перераспределении в них горного давления. В

известной мере эти свойства пород влияют также на интенсивность газовыделения из надрабатываемых и подрабатываемых пластов и на вероятность внезапных выбросов угля и газа.

Число и мощность пластов и пропластков и расстояние от них до разрабатываемого первым пласта определяют газообильность выработок на разрабатываемом первом пласте. С другой стороны, от взаимного расположения пластов зависит газоносность пластов смежных с разрабатываемым и степень деформации подрабатываемых пластов.

Углы падения определяют, с одной стороны, как характер деформаций и сдвижений пород и границы зон с перераспределившимся горным давлением, так и давление на крепь в очистных забоях. Изменение углов падения в пределах шахтных и выемочных полей влечет за собой изменение размеров длины очистных забоев и наклонной высоты этажа, что сказывается на планомерности добычи угля, а также ведет на практике к увеличению потерь угля и вообще осложняет горные работы. Кроме того, изменение углов падения влияет на размеры зон, разгруженных от горного давления, в нижней и верхней частях выработанного пространства и может привести на практике к различным вариантам разработки на разных участках с различными углами падения.

Глубина разработки определяет величину горного давления в массиве пород, примыкающем к выработанному пространству, что, в свою очередь, сказывается на состоянии подготовительных выработок, предохранительных целиков угля, а также на состоянии угля впереди очистного забоя. Газоносность месторождений влияет на порядок отработки пластов и суммарную длину последовательно проветриваемых забоев и т. д. Сказанное свидетельствует о том, что эффективность применяемых способов разработки зависит от полноты и правильности учета геологических данных разрабатываемых пластов. Упоминание о них было сделано с той целью, чтобы показать, насколько при проектировании горных работ необходимо детально знать геологические данные и их изменение в пределах рассматриваемого участка того или иного месторождения.

Так как за последние годы явления сдвижения и деформаций пород, а также самого угольного пласта в пределах очистных забоев были изучены достаточно подробно, в данной работе основное внимание уделено изучению явлений сдвижений пород в массиве, окружающем разрабатываемый пласт. Разрез пород брался вкрест простирания, т. е. в той области, где в наибольшей степени и в течение наиболее длительного времени влияние выемки пласта сказывается на состоянии пород [17].

Следует отметить, что сдвижение пород под влиянием выемки угля по простиранию и по падению по существу протекает одинаково, так как на слои подрабатываемых пород действуют одинаковые силы. Некоторое отличие может наблюдаться под влиянием разного направления развития трещин кливажа по отношению к элементам залегания пород, а также при больших углах падения.

Проведенные эксперименты позволили вскрыть ряд характерных закономерностей сдвижения и деформаций пород и определяемых ими закономерностей перераспределения горного давления в толще пород при выемке угольных пластов.

Опыты показали, что подработанные породы после выемки угля начинают прогибаться, разбиваются трещинами на блоки и, теряя связь с остальным массивом, постепенно оседают над выработанным пространством. Наибольший прогиб пород имеет место в средней части выработанного пространства, где породы опускаются в первую очередь, полностью оседая на почву пласта или на обрушившиеся, или осевшие нижние слои. Это хорошо согласуется с данными замеров оседания кровли, проведенными в свое время ЦНИМБ на шахтах. За пределами зоны беспорядочного обрушения пород, в осевших слоях пород трещины закрываются. Такие же данные были получены ранее Г.Н. Кузнецовым. В пограничной зоне, т. е. там, где подработанные породы отрываются от остального массива, оседание пород протекает по-иному. Здесь блоки, образовавшиеся в результате разрушения пород, лишь наклоняются в сторону выработанного пространства, опускаясь на почву пласта или нижележащий слой одной стороной и опираясь на массив другой стороной. Это явление вызывается

тем, что в пограничных блоках сначала опускается их внешняя сторона. В результате этого со стороны массива блок остается как бы расклиненным между осевшими слоями и остальным массивом пород. В этой части толщи подработанных пород образуется характерная зона нависших в виде перекрытия у границ выработанного пространства блоков пород, между которыми имеются пустоты [18-22].

При горизонтальном и слабо пологом падении пограничные блоки у верхней и нижней границ выработанного пространства одной стороной обычно опускаются на почву, а другой - опираются на массив. С увеличением угла падения подработанные слои пород под действием сил веса стремятся опуститься вниз. Поэтому при достаточно больших углах падения, особенно на крутом падении, верхние пограничные блоки опускаются на почву пласта. Благодаря этому у верхней границы свода обрушения образуются зияющие трещины, размер которых определяется мощностью разрабатываемого пласта. В нижней части выработанного пространства с увеличением угла падения пласта пограничные блоки под действием сил веса расклиниваются все больше. При обрушении пород после выемки крутого пласта нижняя часть выработанного пространства обычно подбучивается обрушившимися выше породами.

Размеры блоков, на которые разбиваются слои подработанных пород, зависят как от их прочности, так и мощности. Чем меньше мощность слоев пород или их прочность, тем меньше размеры блоков, на которые они разбиваются. При этом, если более слабые породы залегают на более прочных, то размеры блоков слабых пород определяются размерами блоков прочных пород. Характерной является зона, внутри которой происходит оседание пород с отрывом слоев от остального массива. При однородном составе подработанных пород, каждый вышележащий слой имеет меньшую, по сравнению с нижним ширину пролета, в пределах которого он теряет связь с остальным массивом. В тех случаях, когда над более слабыми слоями пород лежат более прочные породы, последние, отрываясь от остального массива, обламывают края нижних. Оседание пород, потерявших связь с остальным массивом протекает как бы в

пределах свода обрушения. При увеличении ширины выработанного пространства излом вновь подработанной толщи пород происходит параллельно ранее образовавшейся трещине.

Если отработка пласта начинается от поверхности, то свод обрушения не образуется. В этом случае трещины появляются лишь в нижней части подрабатываемой толщи пород.

Подобное явление наблюдается и тогда, когда между действующим и ранее отработанным этажом или ярусом не оставляются предохранительные целики угля. В таких случаях происходит как бы расширение ранее образовавшегося свода обрушения. Указанный характер сдвижений и деформаций пород над выработанным пространством наблюдался при любой принятой в опытных работах глубине разработки. Таким образом, эксперименты показали, что глубина разработки не вносит принципиальных изменений в закономерности сдвижений пород и это сдвижение происходит всегда в направлении снизу-вверх в пределах свода обрушения.

Опытные работы показали, что над выработанным пространством оседает с потерей связи с остальным массивом лишь часть подработанных пород. Высота зоны, в пределах которой наблюдается этот вид оседания пород, зависит от ширины выработанного пространства и не всегда распространяется до поверхности. При малой ширине выработанного пространства высота свода, в пределах которого породы оседают с потерей их связи с остальным массивом, ограничена. В этом случае оседание пород здесь, как правило, распространяется до слоя более крепких пород.

Описанный выше характер оседания пород в пределах свода обрушения свойственен лишь сравнительно слабым породам. Если же в толще пород, покрывающих угольные пласты, залегают мощные слои крепких пород (песчаников, известняков), то последние, при определенной ширине выработанного пространства, при их подработке могут и не обрушиться, а лишь прогнуться вместе с покрывающими их более слабыми породами в сторону выработанного пространства.

При этом чем больше угол падения, тем при меньшей мощности или при более слабых породах, происходит зависание пород без отрыва их от остального массива.

Косвенным подтверждением сказанному на практике являются случаи, когда при наличии в породах междупластья мощных песчаников, при подработке верхнего пласта нижним естественной дегазации верхнего пласта не происходит.

Однако при разработке следующего этажа (подэтажа или яруса), т. е. при большем суммарном обнажении таких пород, они могут перейти в движение с большим динамическим эффектом.

Исследования показали, что чем больше прочность и мощность подрабатываемых слоев пород, тем большим должно быть их обнажение, при котором они теряют связь с остальным массивом и оседают. Следовательно, и период времени между очередными осадками таких пород будет более длительным. Эксперименты также показали, что остальной массив пород за сводом обрушения прогибается в сторону выработанного пространства. В результате общего процесса сдвижения пород подработанной толщи на поверхности образуется, так называемая, мульда сдвижения.

Прогиб пород за пределами свода обрушения влечет за собой появление растягивающих напряжений в слоях пород, нависающих над сводом обрушения, что вызывает появление трещин в этом массиве, хотя в целом он остается достаточно монолитным. При прогибе данной части толщи пород в сторону выработанного пространства, нависающие слои пород встречают на своем пути осевшие в пределах свода обрушения породы, которые препятствуют их дальнейшему движению. В результате этого наступает равновесие, и дальнейшее движение пород прекращается. При этом часть веса нависающих пород передается на осевшие слои, а часть на массив угля, примыкающий к выработанному пространству, поддерживая в нем остаточное опорное горное давление. Эксперименты показали, что если между смежными этажами (подэтажами или ярусами) находится предохранительный целик угля, то он препятствует оседанию расположенной над ним толщи пород, являясь как бы

опорой моста. Оседание пород над каждым, находящимся по обе стороны от этого целика выработанным пространством происходит так, как указывалось выше.

Существенное значение с глубиной приобретают размеры предохранительных целиков. В практике работы шахт встречаются случаи, когда целики недостаточных размеров раздавливаются мгновенно, причем процесс оседания пород, происходит в виде горного удара.

Исследования показали, что после выемки угля, в выработанном пространстве происходит пучение или поднятие пород почвы пласта, абсолютная величина которого возрастает с увеличением глубины разработки. Это явление объясняется с одной стороны увеличением объема пород почвы пласта, после снятия с них нагрузки в результате выемки над ними угля, а с другой - выжиманием этих пород в сторону выработанного пространства. При пучении наблюдается также расслоение пород.

В очистных забоях происходят также явления отжима угля, пучения или выжимания почвы пласта в призабойной зоне, а также опускание кровли над пластом впереди очистного забоя. В отдельных случаях наблюдается также отжим непосредственной кровли пласта. Эти явления порождаются опорным горным давлением, развивающимся впереди очистного забоя в пласте и вмещающих его породах. Практика показывает, что с ростом глубины разработки и повышением опорного горного давления, указанные явления протекают более интенсивно.

Сдвигание толщи пород при разработке свиты пластов подчиняется закономерностям, установленным выше для отдельного пласта. Над выработанным пространством каждого пласта образуются характерные своды обрушения, в пределах которых происходит активное оседание пород. В той части толщи пород, где один свод обрушения накладывается на другой, общее смещение пород суммируется.

В процессе изучения проявления горного давления при разработке угольных пластов решались два круга вопросов. Один из них был связан с

изучением перераспределения горного давления в породах, непосредственно вмещающих угольный пласт. Второй касался изучения горного давления в массиве над и под разрабатываемым пластом.

На рисунке 1.3 приведены диаграммы проявления горного давления в почве пласта при разных углах падения, по данным работы [17].

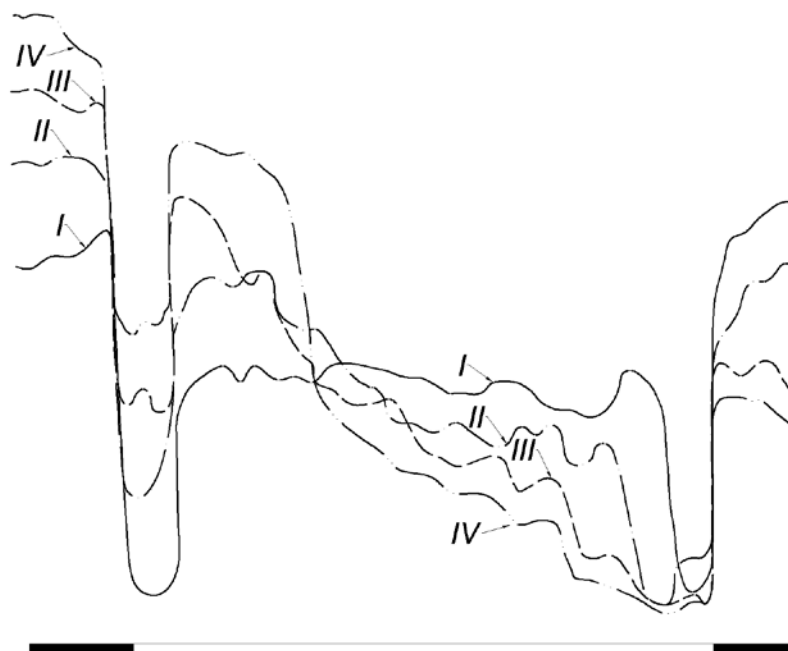


Рисунок 1.3 - Диаграммы перераспределения горного давления в почве пласта под выработанным пространством при различных углах падения (опытные данные) [17]:

I – при угле падения 0° , II – при угле падения 30° , III – при угле падения 50° , IV – при угле падения 70°

Совершенно по-иному проявляется горное давление под влиянием очистных работ во второй характерной области, т.е. в массиве угля и вмещающих его породах, непосредственно примыкающих к выработанному пространству у верхней и нижней границ последнего. В этой части толщи пород, в результате выемки угля в очистном забое, горное давление значительно возрастает. Это объясняется тем, что подработанные породы обрушаются не сразу вслед за выемкой угля, а зависают на окружающем выработанное пространство массиве угля или предохранительных целиках, передавая последнему свой вес. Следовательно, здесь также возникает опорное горное

давление. При этом горное давление в рассматриваемой области претерпевает изменения во времени, обусловливаемые процессами сдвижения горных пород. Своего максимума оно достигает после выемки угля, когда не успевшие еще осесть подработанные горные породы передают часть своего веса на массив угля, расположенный впереди очистного забоя, а часть на массив угля (или предохранительные целики) и вмещающие его породы, расположенные выше и ниже выработанного пространства. При этом чем ближе расположены участки указанного массива угля и вмещающих его пород к забою, тем меньшая составляющая веса подработанных пород передается на массив и, наоборот. Этим и объясняется наблюдаемое на практике повышение опорного горного давления в штреках позади очистного забоя. Однако вследствие того, что породы над выработанным пространством постепенно оседают, теряя связь с остальным массивом, опорное горное давление снижается, пока не установится на определенном уровне. Это, в частности, видно из диаграмм перераспределения горного давления на разных стадиях обрушения пород, приведенных на рисунке 1.4.

Экспериментальные работы показали, что наличие после завершения процесса сдвижения пород остаточного опорного горного давления в массиве угля (или предохранительных целиках) и вмещающих его породах, примыкающих к выработанному пространству, определяется тем, что над границами выработанного пространства, остаются нависшие породы. Величина опорного давления зависит, при прочих равных условиях, от ширины выработанного пространства и глубины разработки. С увеличением ширины выработанного пространства по падению (или длины очистного забоя) возрастают абсолютная величина опорного горного давления и размеры зоны (по падению), где оно проявляется. Это хорошо видно из приведенных на рисунке 1.5 диаграмм перераспределения горного давления на разных стадиях разработки модели. Такая зависимость повышения опорного давления от увеличения ширины выработанного пространства имеет определенные пределы. Это иллюстрируется диаграммами горного давления, приведенными на рисунке

1.5. Сказанное справедливо для горизонтальных или близких к ним по углам падения пластов. При других углах падения с увеличением ширины выработанного пространства опорное давление, в примыкающих в нижней части к выработанному пространству пласте и вмещающих его породах будет возрастать.

С глубиной возрастают как величина опорного давления, так и размеры этой зоны.

Величина опорного давления и величина зоны распространения его в глубь массива зависят от состава и свойств покрывающих пласты пород. Так, если над пластом залегают монолитные мощные слои прочных пород, то при прочих равных условиях опорное горное давление распространяется в глубь массива на большую величину, чем в том случае, если над пластом залегают легко обрывающиеся породы. Однако во втором случае абсолютная величина максимального опорного горного давления может быть больше, чем в первом.

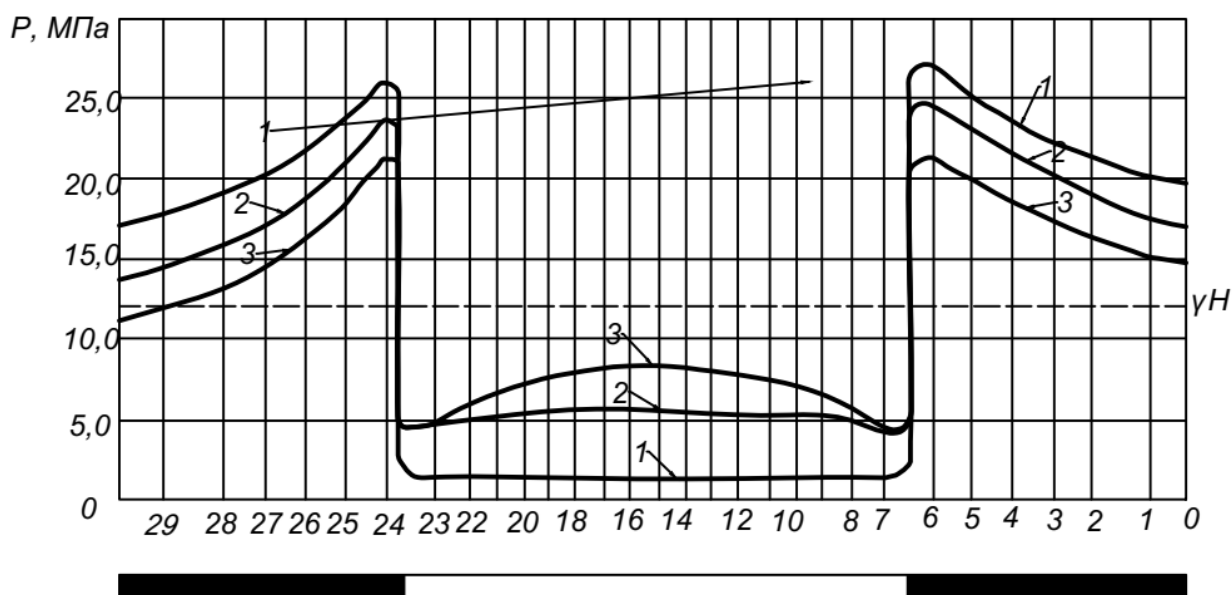


Рисунок 1.4 – Диаграмма перераспределения горного давления на разных стадиях оседания подработанной толщи пород:

1 – до обрушения толщи пород, 2 – после обрушения 30% подработанной толщи пород, 3 – после обрушения 60% подработанной толщи пород

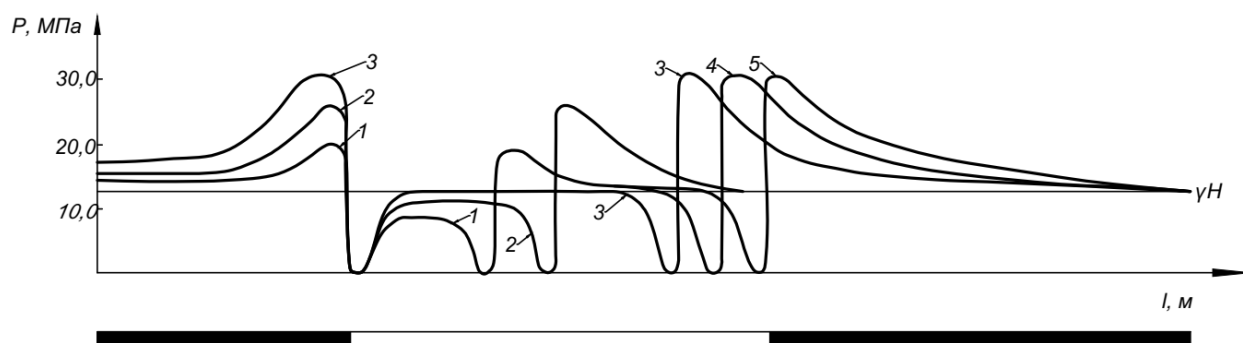


Рисунок 1.5 - Диаграмма перераспределения горного давления в почве пласта при разной ширине выработанного пространства:

1, 2 – горное давление при разной ширине выработанного пространства до распространения обрушения пород до поверхности; 3, 4, 5 – горное давление при разной ширине выработанного пространства после распространения обрушений пород до поверхности

Указанный характер обрушения пород по обе стороны от предохранительных целиков определяет появление в них и вмещающих породах значительного опорного горного давления. В данном случае опорное давление определяется весом пород, зависающих над выработанным пространством по обе стороны от целиков. Следовательно, абсолютная величина опорного давления в целиках и вмещающих их породах бывает больше, чем в массиве угля, примыкающем к выработанному пространству.

Абсолютная величина опорного горного давления в предохранительных целиках зависит и от их размеров. Чем шире предохранительные целики, тем меньшей будет абсолютная величина опорного горного давления, приходящаяся на единицу площади целика, и наоборот. Если выработки проводить с двусторонней раскоской, а за пределами раскосок оставлять предохранительные бортовые целики угля, то горное давление в породах, окружающих выработки, значительно снизится. В этом случае оно будет определяться лишь весом пород, оседающих в пределах свода, образующегося над вынудой полосой угля. Предохранительные целики угля предотвращают оседание всей толщи пород, находящихся над выработкой, являясь опорами своего рода моста. При таком варианте опорное горное давление, развивающееся в предохранительных

целиках и вмещающих их породах, выносятся за пределы области, где пройдена выработка. Такой способ охраны выработок от горного давления позволяет резко снизить горное давление в окружающих их породах. Для иллюстрации сказанного, на рисунке 1.6 представлена диаграмма перераспределения горного давления в почве пласта. Если подготовительные выработки с обеих сторон имеют выработанное пространство и охраняются породными полосами, то после завершения процесса оседания пород над выработанным пространством и уплотнения породных полос, последние начинают играть роль предохранительных целиков. Следовательно, они также препятствуют оседанию находящегося над ними массива пород и вызывают развитие опорного горного давления в породах, окружающих выработки.

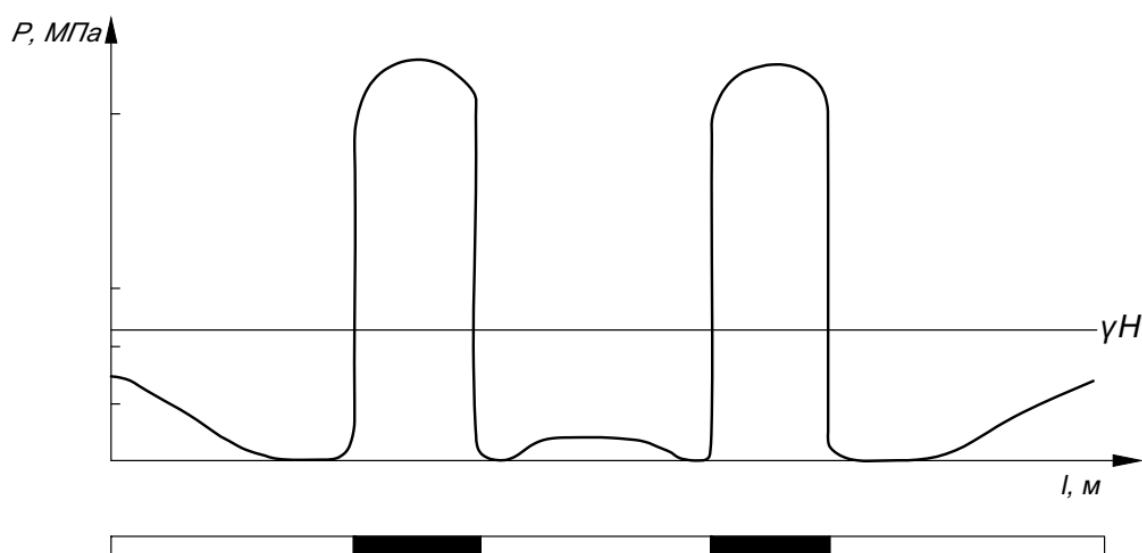


Рисунок 1.6 – Диаграмма перераспределения горного давления в почве пласта в зоне расположения подготовительной выработки, пройденной с двусторонней раскоской и охраняемой бортовыми целиками угля

На рисунке 1.7 приводится соответствующая этому способу охраны выработки от горного давления диаграмма перераспределения горного давления. Выявленные закономерности сдвижения пород и перераспределения горного

давления в массиве под влиянием разработки угольных пластов хорошо согласуются с данными практики.

Опыт работы шахт Кузбасса показывает, что устойчивость подготовительных выработок, когда последние пройдены по породам, склонным к пучению, в сильной степени зависит от того, где по отношению к элементам разрабатываемой части пласта пройдены эти выработки и какими способами они охраняются от горного давления. Особенно наглядно это видно в тех случаях, когда в пределах одного и того же участка на шахтах изменялись как место расположения подготовительных выработок по отношению к элементам разрабатываемой части пласта, так и способы охраны выработок от горного давления. Интенсивное пучение пород в штреках, проводимых узким забоем и охраняемых от горного давления с одной стороны массивом угля, а с другой предохранительными целиками или породными полосами, свидетельствует о том, что в таких условиях выработки подвергаются действию опорного горного давления.

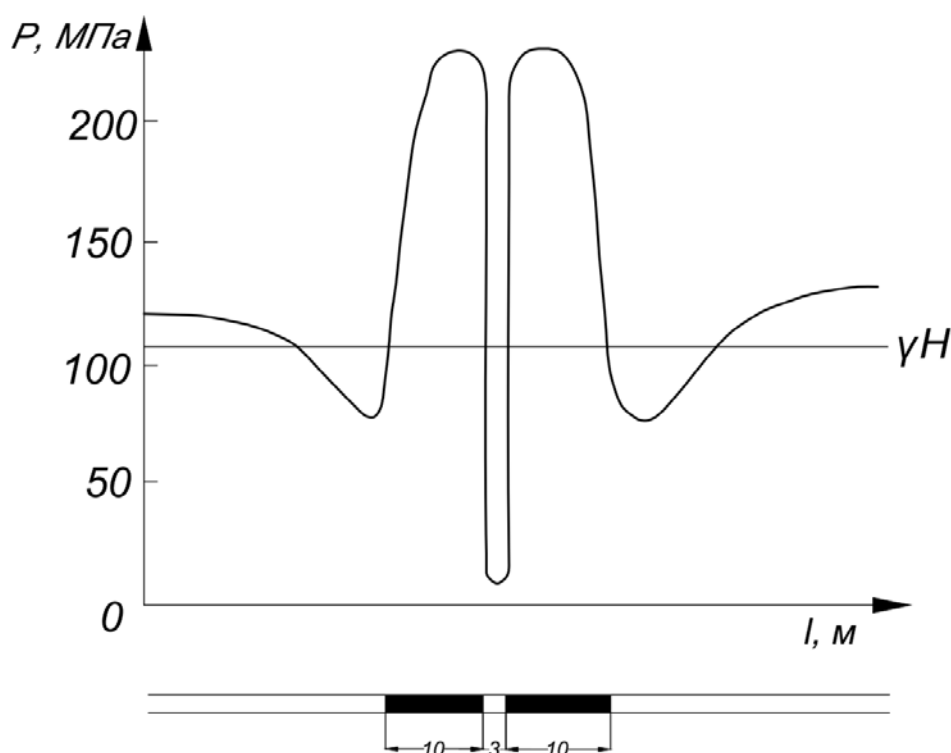


Рисунок 1.7 – Диаграмма перераспределения горного давления в почве пласта в зоне расположения подготовительной выработки, охраняемой породными полосами

Изменение интенсивности пучения пород объясняется изменением горного давления в породах, окружающих штреки, и полностью согласуется с приведенными выше закономерностями сдвижения пород и перераспределения горного давления. Действительно, при рассмотренных вариантах расположения и охраны от горного давления штреков они попадают в зону, где проявляется опорное горное давление, которое изменяется с такой же закономерностью, что и установленная закономерность изменения интенсивности пучения пород.

Указанные наблюдения показали также, что процесс пучения пород протекает независимо от того, пройдена ли выработка в зоне, где не сказывается влияние очистных работ, или в зоне их влияния.

Для выработок, проведенных в нетронутом массиве, характерным является то, что процесс пучения пород в них протекает примерно с одинаковой интенсивностью. Это объясняется тем, что горное давление в породах, окружающих такие выработки, практически остается постоянным.

С течением времени интенсивность пучения пород в таких условиях должна несколько падать, так как по мере выжимания породы в выработку толщина слоя пучащей породы в районе выработки будет уменьшаться. Это может привести к тому, что вышележащая толща пород не будет опускаться сразу вслед за понижением кровли пластичного слоя породы вследствие его утонения и горное давление в породах, окружающих выработку, снизится. Последнее и поведет к снижению интенсивности пучения пород.

Сказанное хорошо согласуется с данными практики и подтверждается лабораторными экспериментами. Эксперименты преследовали цель выявить качественную сторону изменения во времени интенсивности выжимания (пучения) пластичной породы в выработку и зависимость интенсивности пучения пород от ширины выработки, толщины пластичного слоя породы и глубины разработки. Эксперименты велись на малых моделях. В качестве пластичной породы использовалась глина, содержащая 60% влаги (по

весу). Интенсивность пучения пород в модели измерялась специальным прибором с самописцем.

Проведенные эксперименты показали, что непосредственно вслед за проведением выработки при постоянном давлении интенсивность пучения пород в ней бывает наибольшей. Затем она постепенно падает, пока не устанавливается на каком-то уровне (рисунок 1.8).

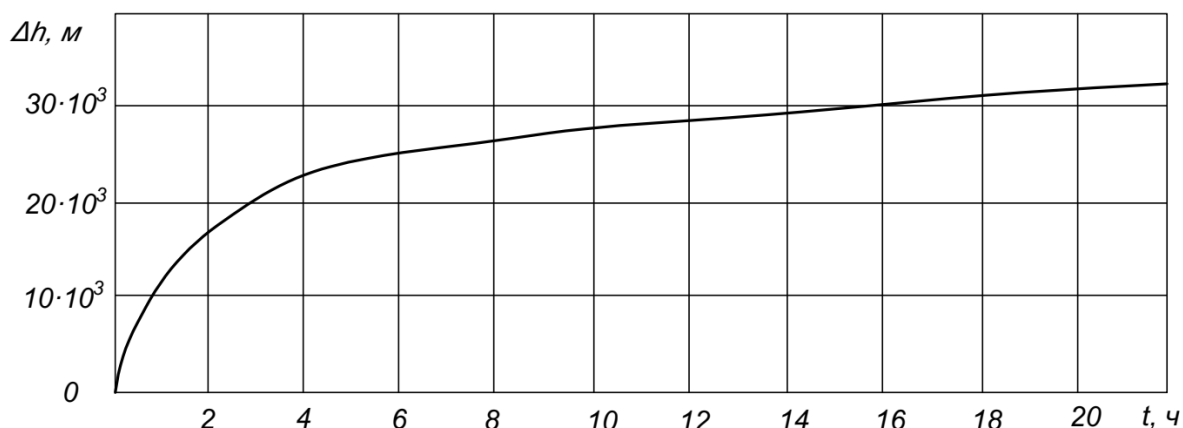


Рисунок 1.8 – Диаграмма изменения интенсивности пучения пород во времени

При проведении выработок широким забоем, когда они с обеих сторон охраняются породными полосами, пучение пород интенсивно происходит впереди очистного забоя. Позади же его пучение либо совсем прекращается, либо начинает проявляться на некотором расстоянии от забоя с постоянной интенсивностью, близкой к интенсивности пучения пород в выработках, проведенных в нетронутом массиве, если штрек не попал в разгруженную от горного давления зону.

1.4. Анализ методов расчета целиков, как способа охраны горных выработок

Для охраны горных выработок от пучения пород почвы, пройденных по угольным пластам, часто оставляют угольные целики, прилегающие к выработке.

Существующие методы расчета целиков не учитывают изменений прочностных и деформационных свойств угля (пород), происходящих с течением времени, т. е. не учитывают реологического фактора, хотя значение его в большинстве случаев велико. Изменение прочности во времени наглядно иллюстрируется кривой длительного сопротивления, приведенной на рис. 1.9. Согласно приведенным данным, при длительном действии нагрузки, которое имеет место в реальных условиях работы целиков, разрушение происходит при нагрузке, меньшей временного сопротивления $\sigma_{вр}$ пород на сжатие. Снижение прочности во времени при длительном действии постоянной нагрузки для большинства материалов составляет 50-70% [19-22]. В опытах Манасевича, например, образцы каменного угля разрушались на 49-й день под нагрузкой, составляющей 78% $\sigma_{вр}$, а через 174-55% $\sigma_{вр}$, что указывает на значительное влияние фактора времени на прочность материала [23-25].

Однако при увеличении времени действия нагрузки сопротивление снижается не безгранично, а стремится к некоторой постоянной величине $\sigma_{д.с.}$, называемой пределом долговременного сопротивления пород сжатию (растяжению). Величина $\sigma_{д.с.}$ равна асимптоте кривой длительного сопротивления (см. рис. 1.9).

Весь диапазон изменения нагрузки от нуля до $\sigma_{вр}$ делится асимптотой $\sigma_{д.с.}$ на две различные области - нижнюю ($\sigma < \sigma_{д.с.}$), в которой прочность не снижается, как бы долго ни действовала нагрузка, и верхнюю ($\sigma > \sigma_{д.с.}$), в которой неизбежно разрушение. Это подтверждается экспериментальными данными, полученными при исследовании различных материалов (например, бетона, пластика, текстолита, полимеров, древесины и др.) [26].

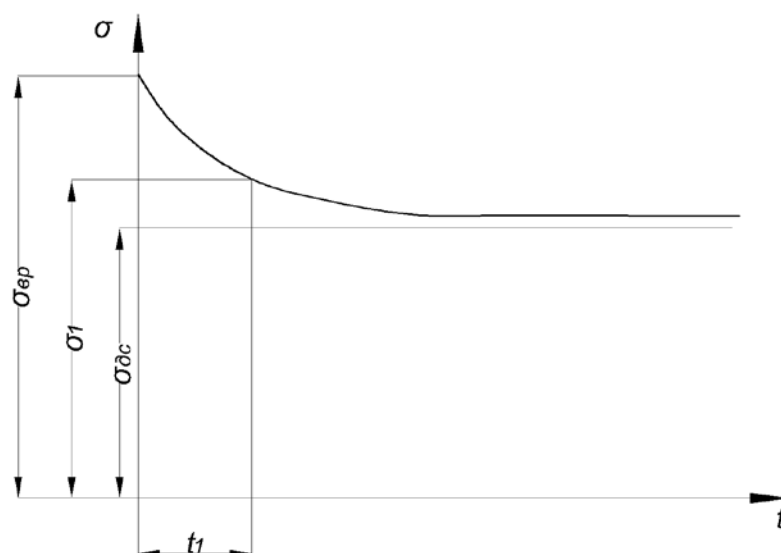


Рисунок 1.9 – Изменение прочности целика во времени [14]

Указанные области весьма наглядно различаются и по характеру изменения деформаций во времени под действием постоянной нагрузки. Если нагрузка не превышает определенной величины $\sigma_{д.с.}$, изменение деформаций во времени происходит по асимптотическому закону при уменьшающейся во времени скорости, а сама деформация без разрушения материала достигает постоянного значения, которое зависит от величины приложенной нагрузки. Если величина нагрузки выше значения $\sigma_{д.с.}$, процесс развития деформаций во времени заканчивается разрушением; причем начиная с определенной величины увеличение деформации во времени происходит по линейному закону.

На деформируемость целиков во времени существенное влияние оказывает ориентировка трещиноватости. На рис. 1.10 представлены кривые ползучести гипсопесочных образцов с разнонаправленной трещиноватостью* (ориентировка трещиноватости: *а* – под углом к горизонтам 45° , *б* - под углом 60° и *в* - образцы без трещин).

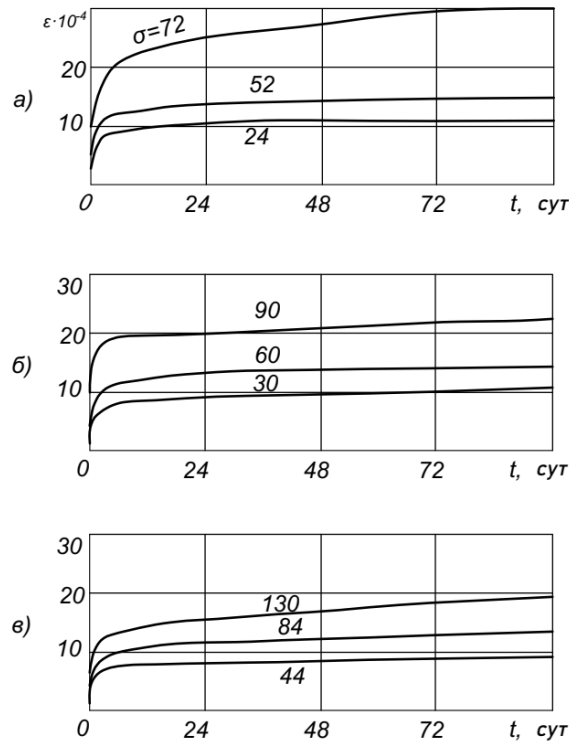


Рисунок 1.10 – Зависимость деформируемости целиков во времени от трещиноватости

a – под углом к горизонтам 45° , $б$ - под углом 60° и $в$ - образцы без трещин

Заметим, что образцы с ориентировкой трещиноватости 45° были больше деформированы, чем образцы без трещин, т.е. они имели лишь меньшую прочность.

Рассмотрим изменение деформации целиков во времени. Предположим, что вертикальные напряжения σ_1 в целике постоянны, $\sigma_1 = \frac{\gamma H(a+b)}{b}$, горизонтальные же напряжения σ_2 в центре целика равны $\frac{\nu}{1-\nu} \sigma_1$.

Принимая схему к расчету, представленную на рисунке 1.11, в среднем сечении имеем

$$\sigma_2 = A_1 \cos \frac{2\pi x}{b}, \quad (1.3)$$

где b - ширина целика.

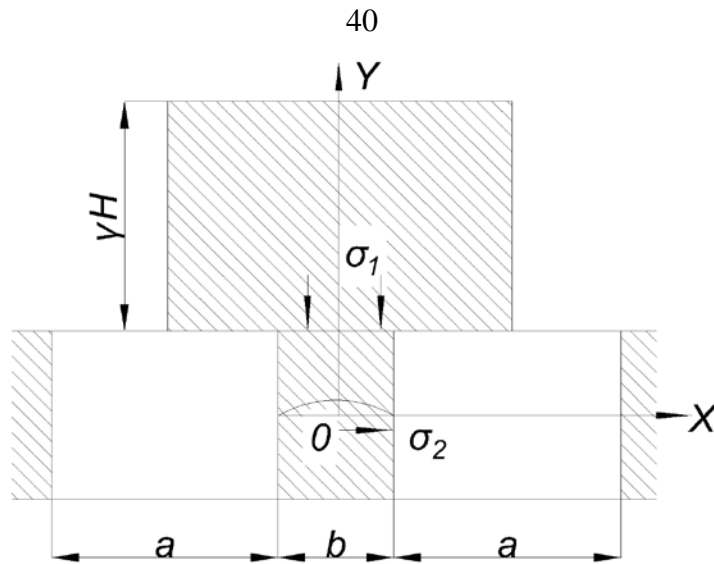


Рисунок 1.11 – Схема к расчету целиков

Если начало координат расположить в центре целика и положить $A_1 = \frac{v}{1-v} \sigma_1$, то среднее значение горизонтального напряжения

$$\sigma_{2cp} = \frac{2v\sigma_1}{\pi(1-v)} \quad (1.4)$$

Полагаем, что параметры ползучести и физико-механические свойства целика одинаковы во всех точках, т. е. они не зависят от координат. Тогда связь напряжений и деформаций в каждой точке целика во времени можно рассматривать как физическую связь между средними значениями напряжения и средними значениями деформаций:

$$\varepsilon_{1cp} = \frac{1}{E} \sigma_{1cp} - \frac{v}{E} \sigma_{2cp}; \quad (1.5)$$

$$\varepsilon_{2cp} = \frac{1}{E} \sigma_{2cp} - \frac{v}{E} \sigma_{1cp}. \quad (1.6)$$

Согласно принципу Вольтерра, упругие постоянные заменим временными операторами. Тогда формулы (1.5) и (1.6) примут вид:

$$\varepsilon_{1cp} = \frac{1}{E} \sigma_{1cp} - \frac{\bar{v}}{E} \sigma_{2cp}; \quad (1.7)$$

$$\varepsilon_{2cp} = \frac{1}{E} \sigma_{2cp} - \frac{\bar{v}}{E} \sigma_{1cp}. \quad (1.8)$$

Для определения деформаций целика необходимо расшифровать операторы $\frac{1}{E}$ и $\frac{\bar{v}}{E}$, подставить их в формулы (1.7) и (1.8) и получить значения ε_{1cp} и ε_{2cp} для интересующих нас моментов времени. Операторы расшифровываются с помощью экспоненциальной функции дробного порядка Ю.Н. Работнова, теоремы умножения и ее следствия. После расшифровки имеем

$$\frac{1}{E} = \frac{1}{E} \left[1 + \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right]; \quad (1.9)$$

$$\frac{\bar{v}}{E} = \frac{v}{E} \left[1 + \frac{\delta t^{1-\alpha}}{2v(1-\alpha)} \right], \quad (1.10)$$

где α и δ - параметры ползучести.

Подставив расшифрованные операторы (1.9) и (1.10) в выражения (1.7) и (1.8), получим расчетные формулы в виде:

$$\varepsilon_{1cp} = \frac{(a+b)\gamma H}{bH} \left(1 - \frac{2v^2}{\pi(1-v)} \right) \left(1 + \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right); \quad (1.11)$$

$$\varepsilon_{2cp} = \frac{(a+b)\gamma H}{bE} \left(\frac{2v}{2(1-v)} - v \right) \left(1 + \frac{\delta t^{1-\alpha}}{1-\alpha} \right). \quad (1.12)$$

Для примера рассмотрим деформируемость целиков во времени при следующих условиях: $H = 500$ м, $a = 10$ м, $b = 5$ м, $E = 2 \cdot 10^{10}$ н/м², $v = 0,5$, $\gamma = 2,5 \cdot 10^4$ н/м³. Параметры ползучести, полученные для гипсопесочной трещиноватой среды, имеют такие значения: при $\varphi = 90^\circ$ имеем $\alpha = 0,77$, $\delta = 0,040$; при $\varphi = 60^\circ$ получаем $\alpha = 0,73$, $\delta = 0,046$; при $\varphi = 45^\circ$ будет $\alpha = 0,77$, $\delta = 0,048$; для среды без трещин $\alpha = 0,75$, $\delta = 0,315$.

Таблица 1.1 – Деформации образцов в различное время

Время, сутки	ε_{1cp}	ε_{2cp}	Время, сутки	ε_{1cp}	ε_{2cp}
Образцы без трещин			Образцы с трещинами под углом 60°		
0	0,0012	0,00025			
100	0,016	0,0033			
			100	0,023	0,0049

500	0,026	0,0054	500	0,037	0,0077
1000	0,031	0,0065	1000	0,045	0,0095
Образцы с вертикальными трещинами			Образцы с трещинами под углом 45°		
100	0,020	0,0043	100	0,024	0,0050
500	0,032	0,0067	500	0,039	0,0080
1000	0,039	0,0083	1000	0,047	0,0099

При этих условиях значения деформаций для произвольно выбранных моментов времени приведены в таблице 1.1. Согласно приведенным в таблице 1.1 данным, разноориентированная трещиноватость даже в образцах из одного и того же материала обуславливает различие его деформационных способностей, а в целиках создает различную их жесткость и устойчивость. Естественно предположить, что деформации, накапливаясь, достигают некоторой предельной величины, что и обуславливает переход целиков в другое качественное состояние - стадию разрушения. Наибольшие деформации развиваются в целиках, разбитых трещинами под углом 45-60°. Поэтому целики, сложенные породами с такой трещиноватостью, следует полагать менее устойчивыми. На практике этот вывод полностью подтверждается. Однако, если деформации даже не достигают предельной величины, их неравномерность обуславливает большую неравномерность распределения нагрузок. В пределах участка шахтного поля или панели некоторые целики «уходят» из-под нагрузки, на другие целики нагрузка увеличивается.

Эффект снижения напряжений в целиках с течением времени установлен ВНИМИ методом разгрузки [27]. Нагрузки на целики легко подсчитать, пользуясь методом расчета статически неопределимых систем, если деформации целиков на данном участке шахтного поля определены экспериментально или теоретически.

В результате анализа ранее проведенных исследований можно констатировать следующее:

- прочность угля (пород), слагающих целики, существенно зависит от времени. С течением времени она снижается, приближаясь к некоторой постоянной величине, равной пределу долговременного сопротивления;
- разноориентированная трещиноватость вызывает различные деформационные свойства материала, обуславливая различную жесткость и устойчивость целиков, что способствует неравномерности распределения нагрузок на них;
- при выборе параметров систем разработки и подземных сооружений, которые предусматривают длительное сохранение статического равновесия налегающей толщи, необходимо учитывать фактор времени.

Выводы

1. Пучение пород тесно и неразрывно связаны с составом, состоянием и свойствами пород, в которых они протекают. Ползучесть глинистых пород является одной из важных причин увеличения давления на крепи выработок. Поэтому необходимо учитывать реологические свойства глинистых пород, связанные с возможностью понижения их прочности во времени. Однако создание расчетных методов определения длительной устойчивости горных выработок, с учетом реологических явлений в глинистых породах, затруднено сложностью этих явлений и особенно физико-химическими процессами, проходящими в массиве.

2. Проведенный анализ исследований поведения вмещающих пород в подготовительных выработках при отработке пласта с пучащей почвой позволил установить следующее:

- максимум скорости пучения находится вблизи от жесткой опоры (целика угля или полосы из бетонных блоков);
- основной причиной пучения является выдавливание пород почвы под действием горного давления. Они как бы «вытекают» из-под штампа и вспучиваются в свободном пространстве;

- в подготовительных выработках при пучении почвы происходит разлом ее верхних слоев;

- стабилизация скоростей пучения на определенном уровне наступает в подготовительных выработках на расстоянии 30-40 м сзади лавы;

- состояние крепи и почвы подготовительных выработок существенно зависят от типа и схемы установки крепи ограждения. Крепь ограждения со стороны выработанного пространства должна обладать достаточной жесткостью и несущей способностью, позволяющими перенести линию облома пород кровли за пределы выработки.

3. Проведены исследования закономерностей сдвижения и деформаций пород и перераспределения горного давления в массиве.

Знание закономерностей проявления горного давления и деформаций пород в подготовительных выработках имеет исключительное значение для выбора рациональных способов разработки угольных пластов на глубоких горизонтах.

4. Проведенный анализ методов расчета целиков, как способа охраны горных выработок позволил установить следующее:

- прочность угля (пород), слагающих целики, существенно зависит от времени. С течением времени она снижается, приближаясь к некоторой постоянной величине, равной пределу долговременного сопротивления;

- разноориентированная трещиноватость вызывает различные деформационные свойства материала, обуславливая различную жесткость и устойчивость целиков, что способствует неравномерности распределения нагрузок на них;

- при выборе параметров систем разработки и подземных сооружений, которые предусматривают длительное сохранение статического равновесия налегающей толщи, необходимо учитывать фактор времени.

1.5. Цель работы и задачи исследований

На основании анализа устойчивости горных выработок, пройденных в породах, склонных к пучению, с учетом выявленных закономерностей сдвигения и деформаций пород и перераспределения горного давления в массив пород, обуславливаемые разработкой угольных пластов в диссертационной работе ставятся следующие цель и задачи исследований:

Цель работы – разработка технологических решений по охране подготовительных выработок, пройденных в породах склонных к пучению, на основе применения податливых межлавных целиков и направленного гидроразрыва тяжелой кровли.

Задачи исследований:

1. Исследование напряженно-деформированного состояния горного массива и оценка его влияния на пучение пород почвы подготовительных горных выработок.
2. Исследование влияния изменяющихся во времени напряжений в массиве на деформированное состояние и запас прочности угольных целиков.
3. Аналитические исследования разрушения горных пород удлиненными кумулятивными зарядами (УКЗ). Разработка конструкции УКЗ для формирования «первичной трещины» в массиве горных пород.
4. Исследование процесса и определение параметров направленного гидроразрыва пород кровли по сформированной «первичной трещине».
5. Разработка технологических решений для борьбы с пучением в подготовительных горных выработках, повышающих их сохранность.

ГЛАВА 2. ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ И РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД И НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА НА ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОМ УЧАСТКЕ

Исследование состояния горного массива и его напряженного состояния, а также физических и реологических свойств горных пород проводились на экспериментальном участке при отработке пласта 5 на шахте «Чертинская-Коксовая» ООО «ММК-Уголь».

2.1. Исследование реологических свойств горных пород

Физические и реологические свойства горных пород, угол падения и глубина залегания их, а также величина и характер распределения напряжений в массиве составляют основной комплекс факторов, определяющих устойчивость горной выработки.

Проведение горной выработки и работы по добыче полезных ископаемых вызывают изменение существующего поля напряжений.

Если приращения напряжений будут значительны и скоротечны, то в массиве произойдут структурные изменения, которые могут повлечь за собой нарушение сплошности массива, а, следовательно, и его несущей способности.

Вблизи выработки и на удалении от нее наблюдается явление ползучести горных пород с неодинаковой интенсивностью протекания процесса.

Поэтому необходимо изучать ползучесть основных типов пород в большом диапазоне прикладываемых нагрузок. Такие испытания горных пород позволят получить кривые длительной прочности, по которым можно будет предсказать время потери несущей способности массива, окружающего выработку.

Натурные наблюдения показывают, что каждая литологическая разность обладает характерной для нее способностью деформироваться во времени. Так, глинистые породы проявляют свойства ползучести на незначительных глубинах

(150-200 м), песчанистые сланцы и песчаники - начиная с глубины 400-500) м, причем в идентичных условиях глинистые породы обнаруживают большую подвижность, чем песчанистые.

При большой степени влажности пород, что имеет место в шахтных условиях, наблюдается интенсивное развитие деформаций ползучести, сопровождающихся значительными изменениями механического состояния горных пород. Следовательно, физическое состояние и структурно-текстурные особенности пород являются важными факторами, определяющими их напряженно-деформированное состояние, а также исходными параметрами для систематизированного изучения реологических свойств горных пород.

Изучение реологических свойств пород позволит получить параметры ползучести, необходимые для расчетов напряженно-деформированного состояния горного массива, а также установить природу деформаций, проходящих в нем.

Обычно опыты на ползучесть предполагают изучение реологических свойств в условиях одноосного сжатия или поперечного изгиба [28].

Учитывая, что период развития деформаций ползучести продолжителен (1000 ч и больше), а для получения семейства кривых ползучести необходимо испытать серию образцов в широких пределах нагрузок, то возникает необходимость использовать для проведения эксперимента большое количество аппаратуры и оборудования.

Количество информации о ползучести пород можно повысить за счет увеличения числа одновременно испытываемых в опыте образцов.

Величина остаточной деформации ($\varepsilon_{\text{ост}}$) (при нагрузках, составляющих 60-80% разрушающих) определяется как разность между упругопластической деформацией ($\varepsilon_{\text{общ}}$) и упругой частью деформации ($\varepsilon_{\text{упр}}$)

$$\varepsilon_{\text{ост}} = \varepsilon_{\text{общ}} - \varepsilon_{\text{упр}} . \quad (2.1)$$

Величина остаточной деформации в этих опытах определяется исключительно структурно-текстурными особенностями породы. Если для расчетов используется величина $\varepsilon_{\text{упр}}$, полученная экспериментально, и не

ведется выделение пластической (остаточной) деформации, то вносится некоторая ошибка в определение величины упругой деформации, следовательно, и параметров ползучести. Результаты кратковременных и длительных испытаний горных пород на ползучесть представлены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Результаты испытаний горных пород на ползучесть

Номер пробы	Порода	Время наблюдения, сутки	Упругая деформация, $\varepsilon \cdot 10^5$	Остаточная деформация, $\varepsilon \cdot 10^5$	Деформация ползучести, $\varepsilon \cdot 10^5$
254	Песчаник	16	100,0	34,0	44,0
134	Песчаник	8	170,0	12,0	8,0
94	Песчаник	8	115,0	13,0	27,0
64	Песчанистый сланец	8	132,0	23,0	9,0
58	Песчано-глинистый сланец	8	140,0	22,0	22,0

На рисунке 2.1 приведены построенные по результатам опытов кривые ползучести песчаника (1), песчано-глинистого сланца (2), песчанистого сланца (3), песчаника (4), которые позволили определить параметры ползучести.

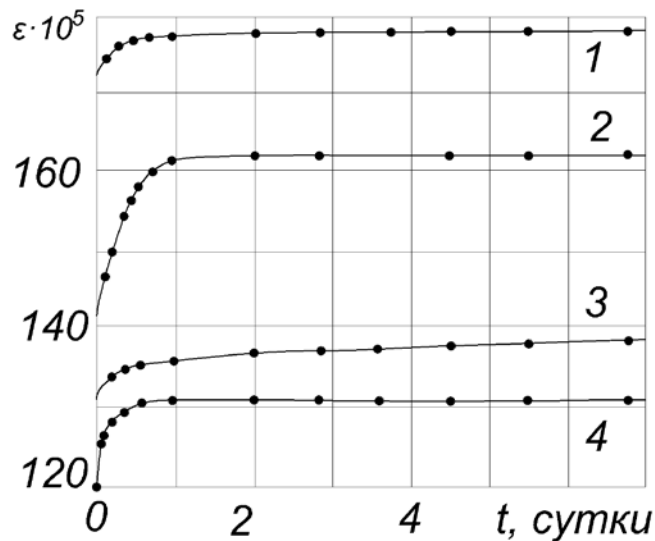


Рисунок 2.1 – Зависимость упругой деформации горных пород от времени наблюдений

Лабораторными исследованиями установлено, что процесс ползучести для испытанных типов пород протекает по линейному закону. В связи с этим для обработки кривых ползучести нами принято интегральное уравнение теории линейной наследственности.

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left[\sigma(t) + \int_0^t k(t-\tau) \sigma(\tau) d\tau \right], \quad (2.2)$$

с использованием экспоненциальной функции дробного порядка Ю.Н. Работнова, которая наиболее точно описывает процесс ползучести горных пород. Используя аппроксимацию М.И. Розовского [29], можно определить деформацию в любой момент времени t по формуле

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_0 \{1 + a[1 - \exp(-\beta_1 \gamma t^{1-\alpha})]\}. \quad (2.3)$$

Здесь ε_0 - величина упругой деформации, a - параметр.

$$a = \frac{\varepsilon_\infty - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = \frac{X}{\beta_1} \quad (\beta_1 = \beta - X), \quad (2.4)$$

где ε_∞ - величина деформации при $t \rightarrow \infty$; X, β - параметры ползучести.

Ю.Н. Работнов [30] установил, что безразмерная величина α приблизительно равна 0,7 и остается для всех материалов постоянной.

Значение γ определяется из выражения

$$\gamma = (1 - \alpha)^{1-\alpha} = 0,7. \quad (2.5)$$

После несложных преобразований с учетом формул (2.4) и (2.5), соотношение (2.3) примет вид

$$\frac{\varepsilon(t) - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = a(1 - e^{0,7\beta_1 t^{0,3}}). \quad (2.6)$$

Обозначив

$$\frac{\varepsilon(t) - \varepsilon_0}{\varepsilon_0} = z,$$

Имеем

$$\beta_1 = -\frac{1}{0,7t^{0,3}} \ln \left[1 - \frac{z}{a} \right]. \quad (2.7)$$

Реологический параметр X определяется из выражения (2.4).

Анализ графиков ползучести показывает, что ползучесть для различных типов пород проявляется неодинаково. Однако на графиках ползучести для всех типов пород можно выделить два периода деформирования, с затуханием

скорости деформирования и с постоянной скоростью деформирования. Вторым период деформирования заканчивается стабилизацией этого процесса и прекращением нарастания деформаций ползучести или же значительным их развитием, предшествующим разрушению, в случае, если нагрузки близки к разрушающим. Последний момент хорошо иллюстрирует график ползучести песчаника (рис. 2.2).

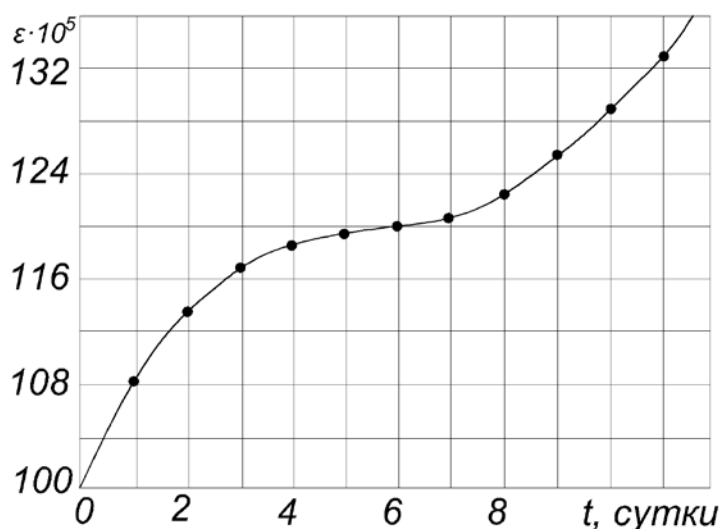


Рисунок 2.2 – График ползучести песчаника

Период неустановившейся ползучести песчаников колеблется в пределах от 24 до 100 ч, а песчанистых и песчано-глинистых сланцев – от 48 до 158 ч. 0 ч, а песчанистых и песчано-глинистых сланцев - от 48 до 158 ч. Наблюдениями, которые проводились в течение года выявлено, что период установившейся ползучести более продолжителен по сравнению с периодом неустановившейся ползучести и составляет для песчаников примерно 35-40 суток, а для песчанистых и песчано-глинистых сланцев 20-25 суток.

Замечено, что на образцах песчаника деформации ползучести прекращаются примерно через 45 суток, на образцах песчанистых и песчано-глинистых сланцев через 29 суток.

Анализируя результаты опытов, следует отметить, что максимальные деформации ползучести (см. табл. 2.1) зафиксированы на образцах песчаника,

имеющих значительную пористость и влажность. При нагрузках, равных 85% разрушающей, деформации ползучести составляют 44% упругой деформации.

Незначительные деформации ползучести зафиксированы на образцах мелкозернистого песчаника и песчанистого сланца. Это, вероятно, объясняется тем, что песчаник и сланец имеют большой предел прочности на сжатие, а нагрузки, прикладываемые к образцам, соответственно составляют всего лишь 60% и 40% разрушающей. Деформации ползучести для песчаника в среднем по породе равны 23%, а для песчано-глинистого сланца - 15% упругой деформации. Следует отметить, что существенного различия между развитием продольных и поперечных деформаций ползучести не наблюдалось.

Остаточные деформации для некоторых типов испытанных пород больше деформаций ползучести. Например, остаточные деформации мелкозернистого песчаника в 1,5 раза, а песчанистого сланца в 2,5 раза больше деформаций ползучести. Максимальные остаточные деформации зафиксированы на образцах песчаника, которые составили 34% упругой деформации.

Вероятно, при значительной выдержке образца после разгрузки остаточные деформации будут уменьшаться за счет обратного последействия. Но так как за циклом нагрузка - разгрузка следует длительное загрузеение испытываемых образцов, данное положение проверить не удалось.

Проведенные исследования позволяют отметить следующее.

Метод одновременного загрузеения нескольких образцов обеспечивает достаточную надежность определения параметров ползучести, простоту проведения эксперимента, повышает эффективность работ по изучению реологических свойств пород. Изучение остаточных деформаций пород позволит в некоторой степени увязать пространственно-минералогическую характеристику породы и ее реологические свойства.

Пластические свойства горных пород характеризуются пределами пластичности и текучести, модуляции деформации, коэффициентами вязкости, временем релаксации, ядром пластичности и т. д. Характер комплексной связи этих показателей также определяет реологическую модель породы.

Определение пластических свойств горных пород выполняется испытанием на ползучесть породных образцов при длительно действующих нагрузках. Эти испытания методически и технически сложны, и доступны весьма ограниченному кругу научно-исследовательских организаций (с малой степенью массовости таких испытаний).

Вместе с тем разработка аналитических методов расчета и проектирования горных работ еще не развита до уровня, когда для управления пластическими проявлениями горного давления (например, пучением в выработках) точно учитываются и используются все показатели пластических свойств пород. Поэтому настоятельная практическая необходимость такого учета пластичности пород пока сводится лишь к необходимости иметь самую грубую, полукачественную характеристику их поведения в горнотехнической практике, позволяющую оценить возможные вредные проявления свойств пород в горных выработках. Такая характеристика предусматривает: а) определение и использование наиболее существенных показателей пластических свойств пород; б) комплексный характер этих показателей применительно к их комплексному проявлению в горнотехнических условиях; в) грубую количественную оценку определяемого показателя малым числом условных баллов удобно выбранной шкалы.

Наиболее существенными пластическими свойствами пород в горнотехнических условиях являются:

- способность к образованию остаточных деформаций, возникающих при приложении нагрузок (включая и кратковременный начальный период действия этих нагрузок), т.е. при изменяющейся горнотехнической обстановке, например, способность к развитию деформаций выработки в зонах проходки или временного опорного давления;

- способность к текучести - систематическому росту деформаций при длительном действии неизменных нагрузок, т.е. при неизменяющейся горнотехнической обстановке, например, способность к пучению пород в выработке в зонах стационарного опорного давления.

При этом наиболее показательны проявления этих свойств при высоких (близких к разрушающим) нагрузках.

ВНИМИ предусматривает оценку указанных показателей пластичности баллами соответствующих условных шкал для каждого из оцениваемых показателей. Причем шкалы должны содержать малое число ступеней, построенных по закону геометрической прогрессии (для каждой шкалы), в целях равнозначности оценки на разных ступенях. Для каждой шкалы предусматривается три основные ступени, характеризующие малую, среднюю и большую интенсивность оцениваемых свойств, и две добавочные (нулевая и четвертая) для всех значений, соответственно выходящих за пределы диапазона основных ступеней.

Предельные значения остаточных деформаций и деформаций текучести пород, ограничивающие диапазоны основных ступеней этих шкал, установлены ВНИМИ исходя из разработанных и нормированных положений метода грубого определения показателей пластических свойств пород и из конкретных величин деформаций типичных пород в горных выработках с широким диапазоном производственных условий.

2.2. Исследование закона суммирования усталостных повреждений для изучения длительной прочности горных пород

Горные породы имеют дефекты внутреннего строения (пористость, трещиноватость, различную крупность, прочность и ориентировку зерен).

При воздействии внешней нагрузки в окрестности дефектов строения возникают концентрации напряжений, которые приводят к локальным нарушениям сплошности материала, что с течением времени ускоряет развитие микротрещиноватости. Как только будет достигнута определенная степень трещиноватости, начинается распад материала на отдельные части - разрушение.

Представление о разрушении горной породы длительной нагрузкой позволяет оценить изменение прочностных свойств материала с помощью

закона суммирования усталостных повреждений. Сущность его заключается в следующем.

Под действием нагрузки в материале происходят внутренние изменения структуры, характеризуемые как повреждение. Величина повреждения до момента действия нагрузки принимается равной нулю. Величина повреждения к периоду разрушения принимается равной единице. Доля повреждения зависит от величины действующей нагрузки и времени ее действия.

Закон суммирования усталостных повреждений у ряда авторов [31] нашел различное математическое отображение. Наиболее общая формула записи закона следующая:

$$D_n = k(\sigma)t^{m(\sigma,t)}, \quad (2.8)$$

где D_n – доля повреждения; σ – удельная нагрузка; t – время действия нагрузки от момента ее приложения до разрушения; m , k – постоянные величины, характеризующие деформативные свойства материала и зависящие от нагрузки, времени и действия.

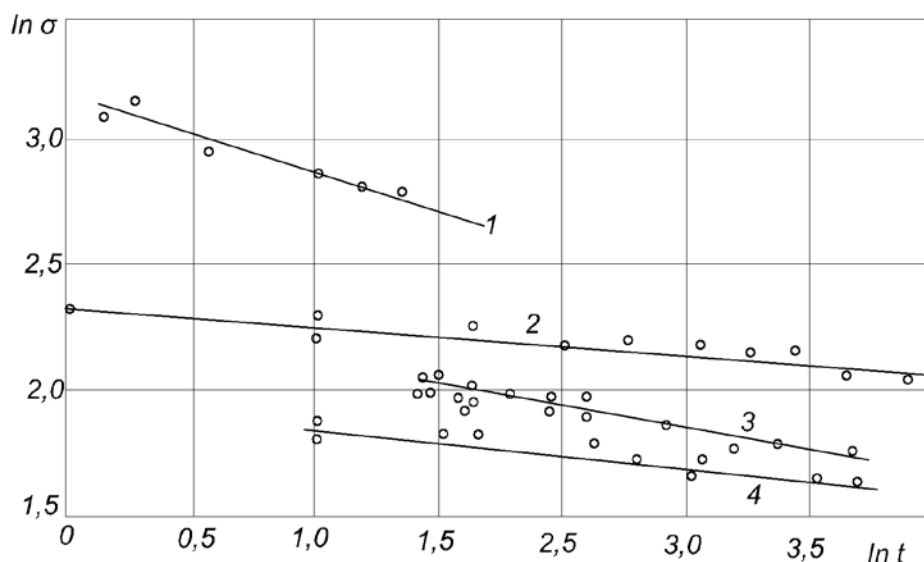


Рисунок 2.2 – Зависимость прочности горных пород во времени

Предположим, что постоянные m и k зависят только от свойств данного материала, тогда уравнение (2.8) будет иметь вид

$$D_n = k\sigma t^m. \quad (2.9)$$

В момент разрушения, когда $D_n = 1$, имеем

$$\sigma = \sigma_0 t^{-m}. \quad (2.10)$$

Формула (2.10) характеризует изменение прочности материала во времени. Для проверки возможности ее применения в исследовании горных пород используем работу [32], где приводятся результаты испытания различных материалов в течение длительного промежутка времени (см. таблицу 2.2)

Таблица 2.2 – Результаты испытаний горных пород

Порода	Нагрузка, н/м ³	Время испытания, ч
Известняк	1200 – 620 · 10 ⁵	2-20
Песчаник	197 – 129 · 10 ⁵	42,5-2300
Сланец	124 – 63 · 10 ⁵	1-59
Уголь	83 – 51 · 10 ⁵	1-1600

Обработка экспериментальных данных показала, что формула (2.10) удовлетворительно описывает изменение прочности горных пород во времени при испытаниях (см. рисунок 2.2): 1 – на сжатие известняка; 2, 3, 4 – на изгиб (соответственно песчаника, сланца и угля).

2.3. Исследование влияния изменяющихся во времени напряжений на деформированное состояние и запас прочности угольных целиков

Ползучесть пород характеризуется уравнением теории наследственности Вольтерра - Работнова [32]:

$$\varphi(\varepsilon) = \sigma(t) + \int_0^t k(t - \tau) \sigma(\tau) d\tau, \quad (2.11)$$

где σ - напряжение; $\varphi(\varepsilon)$ - функция мгновенного нагружения; $k(t - \tau)$ - ядро наследственности.

Исследования физических свойств пород показывают, что $\varphi(\varepsilon)$ является ограниченной функцией типа

$$\varphi(\varepsilon) = b - (b - a)e^{-\beta\varepsilon}, \quad (2.12)$$

где коэффициент b характеризуется разрушающим напряжением R , определяемым экспериментальным путем ($b=R$).

Так как коэффициент a для пород сравнительно мал, уравнение (2.12) можно представить в виде

$$\varphi(\varepsilon) = R(1 - e^{-\beta\varepsilon}). \quad (2.13)$$

Введение ограниченной функции мгновенного нагружения $\varphi(\varepsilon)$ оправдано лучшим соответствием аналитической функции эксперименту при быстром нагружении. Кроме того, это позволяет сформулировать феноменологический критерий прочности - условие разрушения. Функция φ асимптотически стремится к величине $b = \text{const}$ и очень быстро возрастает вблизи нуля, уже при сравнительно небольших деформациях ($\varepsilon = 0,1 \div 0,15$, $\varphi(\varepsilon_{\Pi}) \approx b$). Очевидно, при линейном напряженном состоянии разрушение наступает при $\sigma = b$. Поэтому можно положить, что разрушение наступает при $\varepsilon = \varepsilon_{\Pi} = \infty$, так как при $\varepsilon = \varepsilon_{\Pi}$ и $\varepsilon_{\Pi} = \infty$ результаты практически не отличаются. Стремление деформации к бесконечности в локальной области имеет ясный физический смысл – разрушение. Примем в качестве условия разрушения

$$\varepsilon = \infty \quad (2.14)$$

Соответствие теории эксперименту (если теория обладает общностью) достигается правильным подбором функциональных механических коэффициентов $k(t - \tau)$ и $\varphi(\varepsilon)$. Удачный выбор одного из этих коэффициентов позволяет предъявить менее жесткие требования к подбору второго. Вводя $\varphi(\varepsilon)$, тем самым принимаем определенную нелинейность в теорию наследственности. Это позволяет принять в качестве коэффициента наследственности экспоненту

$$k(t - \tau) = A\alpha e^{-\alpha(t-\tau)}. \quad (2.15)$$

Как показывает эксперимент, ядро (2.15) удовлетворительно описывает деформирование угля. По-видимому, результаты могут быть улучшены, если при выборе ядер исходить из работ [33-35].

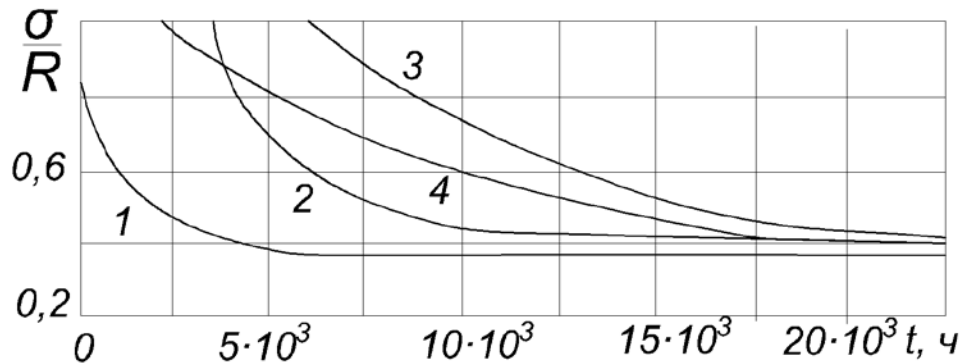


Рисунок 2.3 – Зависимость предельного разрушающего напряжения от времени

В работах [36, 37] рассмотрен расчет целиков в предположении, что вес вышележащей толщи воспринимается целиками мгновенно и полностью. При этом получено время разрушения целиков в зависимости от действующей нагрузки. Введение критерия прочности позволило установить допустимые нагрузки, при которых целики в течение ограниченного или неограниченного срока службы будут устойчивыми.

Как показано в работе [37], из уравнений (2.11), (2.13) – (2.15) следует:

$$\sigma_{\text{дл}} \leq \frac{R}{1 + A}, \text{ или } \sigma_{\text{дл}} \leq \frac{R}{1 + A(1 - e^{-at})}, \quad (2.16)$$

где коэффициент $(1 + A)$ представляет собой запас прочности на фактор времени или коэффициент статической усталости материала.

Предположение о том, что вес вышележащей толщи воспринимается целиками мгновенно и полностью, принимаем в виде первого приближения.

Известно, что по мере продвижения очистных работ формируется зона опорного давления, в результате которого целики у линии фронта очистных работ воспринимают не полностью вес вышележащей толщи. По мере удаления от линии фронта очистных работ нагрузка на целики постепенно возрастает и

только на некотором расстоянии от забоя целики воспринимают полный вес вышележащей толщи.

Таким образом, условие длительной прочности, представленное уравнением (2.15), является первым грубым приближением. Поэтому важно знать насколько изменится это условие в зависимости от изменения нагрузки на целики во времени. Рассмотрим типичный случай, когда целики начинают воспринимать нагрузку от нуля до максимального значения по закону, который устанавливается на основании экспериментальных исследований [38]:

$$\sigma(t) = \sigma_m(1 - e^{-ct}), \quad (2.17)$$

где σ_m - максимальное напряжение от веса вышележащей толщи; c - коэффициент стабилизации напряжений.

При этом предполагается, что забой, под которым в данном случае подразумевается линия фронта очистных работ подвигается с определенной, наперед заданной постоянной скоростью. Неравномерность поля напряжений не учитывается. Корректировка результатов в первом приближении возможна с помощью коэффициента концентрации напряжений.

Подставляя соответствующие выражения функций (2.13), (2.15) и (2.17), в уравнение (2.11) и решая его относительно $\varepsilon(t)$, получаем

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{\beta} \ln \frac{1}{1 - \frac{\sigma_m}{R} \left[1 + A(1 - e^{-at}) - e^{-ct} - A \frac{\alpha}{\alpha - c} (e^{-ct} - e^{-at}) \right]}. \quad (2.18)$$

На основании уравнения (2.18) запишем условие длительной прочности

$$(\sigma_m)_{\text{дл}} \leq \frac{R}{1 + A(1 - e^{-at}) - e^{-ct} - A \frac{\alpha}{\alpha - c} (e^{-ct} - e^{-at})}. \quad (2.19)$$

Из уравнения (2.19) видим, что коэффициент запаса длительной прочности отличается от мгновенной (2.15). Это значит, что при плавном изменении

нагрузки по экспоненциальному закону (2.17) целики способны некоторое время выдержать большую нагрузку, чем при мгновенном возрастании нагрузки.

Рассмотренный выше случай изменения напряжения по закону (2.17) не является обязательным. Так, К.Х. Хефер [39] считает, что первоначальные напряжения в целиках не равны нулю, как это принято по условию (2.17), а изменяются по закону

$$\sigma(t) = \sigma_{\text{пол}}(1 - ke^{-ct}), \quad (2.20)$$

где коэффициент k показывает долю первоначальных напряжений от величины конечных напряжений, k изменяется от нуля до единицы. При $k = 0$ получим исходное положение, при $k = 1$ получим уравнение (2.17). Таким образом, уравнение (2.20) выражает более общий закон изменения напряжений в функции времени.

Подставляя соответствующие значения деформаций в уравнение наследственности (2.11) и решая его относительно $\varepsilon(t)$, получаем

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{\beta} \ln \frac{1}{1 - \frac{\sigma_{\text{пол}}}{R} \left[1 + A(1 - e^{-at}) - ke^{-ct} - A \frac{k\alpha}{\alpha - c} (e^{-ct} - e^{-at}) \right]}. \quad (2.21)$$

Если $t = 0$,

$$\varepsilon[t(0)] = \frac{1}{\beta} \ln \frac{1}{1 - \frac{\sigma_{\text{пол}}}{R} (1 - k)}. \quad (2.22)$$

Из уравнения (2.21) получим условие длительной прочности целиков

$$(\sigma_{\text{пол}})_{\text{дл}} \leq \frac{R}{1 + A(1 - e^{-at}) - ke^{-ct} - A \frac{\alpha k}{\alpha - c} (e^{-ct} - e^{-at})}. \quad (2.23)$$

Из уравнения (2.23) следует, что допустимые напряжения на целики зависят от скорости обработки, доли первоначальных напряжений и реологических параметров слагающего целик материала. Таким образом, зная

реологические свойства материала целика, параметры ползучести A и α и закон изменения напряжения в функции времени или сознательно, изменяя его (путем изменения скорости выемки), можем рассчитать допускаемые напряжения на целики. Определив значение натурных разрушающих напряжений R и задавшись скоростью выемки, можно регулировать потери угля в целиках и выбирать в каждом конкретном случае оптимальные параметры системы разработки для конкретных горногеологических условий.

Проведенные исследования изменяющихся во времени напряжений на деформированное состояние и запас прочности угольных целиков позволяют утверждать, что:

- введение функции мгновенного нагружения и критерия разрушаемости в уравнение наследственности Вольтерра - Работнова позволяет решить задачу расчета длительной прочности целиков;
- условия длительной прочности и, соответственно, допускаемые напряжения на целики зависят от характера изменения приложенных нагрузок в функции времени;
- допускаемые напряжения, полученные при $\sigma(t) = \sigma_0 = const$ меньше напряжений, полученных при условии плавного нарастания от нуля до максимума. Это свидетельствует о возможности регулирования прочности целиков путем изменения скорости выемки;
- методика расчета допускаемых напряжений по условию нагружения сравнительно проста. Хотя имеющиеся экспериментальные данные подтверждают возможность использования предлагаемой методики расчета длительно устойчивых целиков.

2.4. Исследование физико-механических свойств горных пород и напряженного состояния массива на экспериментальном участке

Керн выбуривался пневматическим анкероустановщиком со специальным керноотборником, накрученным на буровой став. Интервал отбора керна - 500 мм.

Испытания отобранных кернов горных пород проводят по ГОСТ [40].

В процессе испытаний кернов породы определяют [41]:

- максимальную нагрузку на породный керн (P_p), кН;
- площадь расколотой поверхности образца керна (S_p), см².

Прочность породы при одноосном растяжении σ_p определяют по формуле [41]:

$$\sigma_p = 7,5 \frac{P_p}{S_p} K_m,$$

где $K_m = \sqrt[4]{\frac{S_p}{15 \cdot 10^{-4}}}$ – коэффициент, учитывающий масштаб образца породы.

Прочность породы при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$ определяют по зависимостям, в зависимости от типа горной породы

$$\sigma_{сж} = 16 \div 25 \sigma_p$$

Физико-механические свойства и прочностные характеристики пород керна в районе ПК 46 представлены в таблице 1 Приложения 1. Для проб керна №6-11 проводилось три испытания, для пробы №12-два, для проб №1-5-одно.

Кровля в районе ПК 46 на глубину до 6,0 м представлена в основном переслаиванием алевролита с песчаником, со средней прочностью пород на сжатие 47,01 МПа, коэффициент крепости $f \approx 4,6$.

Физико-механические свойства и характеристика пород керна в районе ПК 43 + 10 м представлены в таблице 2 Приложения 1.

Кровля конвейерного штрека 555 ПК 43+10 м на глубину до 4,0 м представлена в основном алевролитом, со средней прочностью пород на сжатие 42,01 МПа, коэффициент крепости $f \approx 4,0$.

Физико-механические свойства и характеристика пород керна в районе ПК 35 + 10 м представлены в таблице 3 Приложения 1.

Кровля в районе ПК 35+10 м на глубину до 1,5 м представлена в основном алевролитом, со средней прочностью пород на сжатие 27,02 МПа, коэффициент крепости $f = 2,5$ от 1,5 до 3,5 м - песчаником со средней прочностью пород на сжатие 46,00 МПа, коэффициент крепости $f = 4,5$.

Физико-механические свойства и характеристика пород керна в районе ПК 30 представлены в таблице 4 Приложения 1.

Кровля в районе ПК 30 на глубину до 4,5 м представлена в основном алевролитом, со средней прочностью пород на сжатие 40,20 МПа, коэффициент крепости $f = 4,2$.

2.5. Исследование напряженно-деформированного состояния горного массива

При решении задач механики сплошных сред, связанных с выбором эффективных параметров поддержания подготовительных выработок широкое применение приобретают численные способы, среди которых наиболее распространен метод конечных элементов (МКЭ). Благодаря развитию электронно-вычислительной техники МКЭ стал достаточно надежен и прост. Поэтому его использовали при решении задачи определения параметров охраны подготовительных выработок целиками.

Влияние очистной выемки на напряжённо-деформированное состояние вмещающего массива ограничено зоной полных сдвижений пород, формирующейся в кровле извлекаемого пласта. Высота этой зоны

$$h = \frac{m}{k - 1},$$

где m - мощность извлекаемого пласта, м; k - коэффициент разрыхления обрушенных пород, равный 1,025 для пород средней устойчивости, и 1,03 - для устойчивых пород.

Размер рассматриваемой области в почве пласта принят равным рассчитанному для кровли. Горизонтальные размеры исследуемой области выбирали из условия их превышения шага обрушения кровли, представленной породами средней обрушаемости типа песчано-глинистого и песчанистого сланцев. Шаг обрушения таких пород равен 25-30 м.

В соответствии с основным принципом МКЭ рассматриваемый массив представляется в виде отдельных (конечных) элементов, связанных в узлах между собой.

Подготовительная выработка арочной формы охраняется с одной стороны угольным массивом, а с другой (со стороны лавы) - целиком. Поскольку основной интерес представляло состояние пород в приконтурной зоне выработки, размеры элементов принимали меньше, чем в остальной области, что упрощало решение задачи (уменьшилось время счета на ЭВМ).

Распределенную нагрузку на границах исследуемой области заменяли сосредоточенными силами, приложенными в узлах элементов. Для расчета полученной системы использовали МКЭ в форме перемещений. Решение задачи при этом сводилось к следующим основным этапам: сборка общей матрицы жесткости, формирование векторов нагружений, решение системы линейных уравнений и вычисление внутренних усилий.

Матрица жесткости системы содержит сумму соответствующих коэффициентов матриц жесткости отдельных элементов:

$$K_{ij} = \sum_{m=1}^N (k_{ij})_m,$$

где N – число элементов; k_{ij} - матрица жесткости m -го элемента.

Систему уравнений элементов можно записать в виде

$$\{P\} = [K]\{q\},$$

где $\{P\}$ - вектор-столбец узловых сил, эквивалентных внешней нагрузке; $\{q\}$ - вектор-столбец узловых перемещений элементов; $[K]$ - матрица жесткости системы.

Эту систему уравнений решали с использованием метода исключения Гаусса.

Каждый узел треугольного конечного элемента имеет две степени свободы: линейные перемещения по осям x и z , которые аппроксимируются линейными полиномами:

$$U = f_1 + f_2x + f_3z;$$

$$V = f_4 + f_5x + f_6z,$$

где f_1, f_2, \dots, f_6 - независимые параметры, определяющие перемещения.

Представление перемещений узлов в виде последних уравнений обеспечивает условие совместности деформаций как внутри, так и по контуру элемента.

Каждый узел прямоугольного элемента имеет две степени свободы - линейные перемещения по осям x и z , которые определяют через функцию напряжений

$$\varphi = f_1x^3 + f_2x^2 + f_3xz + f_4z^2 + f_5z^3.$$

Такое представление обуславливает линейное распределение нормальных и постоянство касательных напряжений по области прямоугольника:

$$\sigma_x = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial z^2} = 6f_5z + 2f_4;$$

$$\sigma_z = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2} = 6f_1x + 2f_2;$$

$$t_{xz} = -\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x \partial z} = -f_3.$$

Перемещение узлов при этом аппроксимируется полиномами:

$$U = \frac{1}{E} (-3\nu f_1x^2 - 3f_1z^2 + 6f_5xz + 2f_4x - 2\nu f_2x + \mu f_7z - \mu f_3z + \mu f_8);$$

$$V = -\frac{1}{E}(-3f_5x^2 - 3f_5vz^2 + 6f_1xz - \mu f_7x - \mu f_3x + 2f_2z - 2f_4vz - vf_6),$$

где μ – параметр, связанный с коэффициентом Пуассона ν зависимостью $\mu = 1 + \nu$.

Как показали исследования [33?], матрица жесткости, полученная при таком представлении перемещений, даст более точный результат, чем матрица, полученная из функций перемещения вида:

$$U = f_1 + f_2x + f_3z + f_4xz;$$

$$V = f_5 + f_6x + f_7z + f_8xz.$$

Решение производили с помощью программного комплекса NDCGaz 29-05-2020, методика расчета представлена в Приложении 2.

В результате решения задачи получены величины перемещений отдельных точек на контуре выработки и ее окрестности, а также внутренние усилия, возникающие в конечных элементах. Напряженно-деформированное состояние массива, вмещающего подготовительную выработку, обусловлено геомеханическими условиями: глубиной заложения, физико-механическими характеристиками боковых пород, мощностью пласта и параметрами средств поддержания выработки (типом и механическими характеристиками крепи, параметрами средств охраны). Ниже приведены основные параметры, варьируемые в численных расчетах и их значения для условий ш. «Чертинская-Коксовая».

Глубина заложения выработки, м	600
Мощность пласта, м	2,0
Породы кровли пласта	Алевролиты с $E = 4 \cdot 10^4$ МПа; $\nu = 0,26$; песчаники с $E = 6,4 \cdot 10^4$ МПа; $\nu = 0,3$
Породы почвы пласта	Алевролиты с $E = 4 \cdot 10^4$ МПа; $\nu = 0,26$; аргиллиты с $E = 2,3 \cdot 10^4$ МПа; $\nu = 0,36$
Структурное ослабление	0,5
Боковое давление	0,5

Крепёж выработки	Анкерная А20В; $l = 2,8$ м
Ширина податливого целика, м	7,78

Примечание: E - модуль упругости материала; ν - коэффициент Пуассона.

Параметры охраны подготовительной выработки податливым целиком выбирали на основании сравнения величин и характера перемещений узлов конечных элементов на контуре выработки, а также распределения напряжений в массиве горных пород. Критерием при этом являлось условие минимума смещений породного контура выработки.

Для определения отношения остаточной прочности угля (породы) к исходной используется диаграмма «напряжения-деформация». Общий вид диаграммы деформирования угля (породы) принят с выделением на рисунке 2.4 следующих участков: упругого деформирования О-С, упруго-пластического предразрушения С-Д, предельного Д и запредельного состояния Д-Н. При упругом деформировании угля без учёта процессов механодеструкции угля график деформирования соответствует линии О-Г.

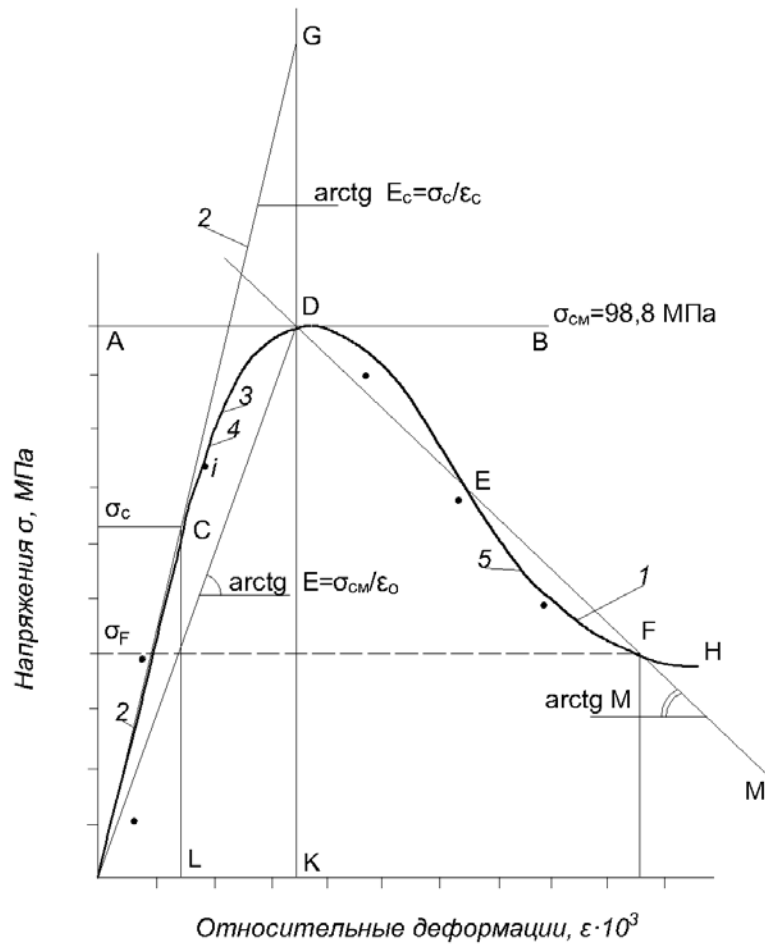


Рисунок 2.4 – Диаграмма напряжения-деформация при испытании песчаника в лабораторных условиях

Корректировка исходных деформационных и прочностных характеристик угля и пород проводилась с использованием отношения остаточной прочности угля или пород к их исходной прочности $K_{оп}$.

Отношение остаточной прочности угля (S_1) к их исходной прочности (S_0) определяется по зависимости:

$$K_{\text{оп}} = \sigma_{\text{экс}} / \sigma_{\text{мкэ}} = S_1 / S_0,$$

где $K_{\text{оп}}$ - отношение остаточной прочности угля или пород к их исходной прочности;

$\sigma_{\text{экс}}$ - нормальные напряжения по диаграмме напряжения-деформации (рис. 2.4);

$\sigma_{\text{МКЭ}}$ - нормальные вертикальные напряжения, вычисленные методом конечных элементов, по модели упругого деформирования угля или пород (линия O-G на рис. 2.4).

За исходную принимается прочность при однократном нагружении образца на прессе, строится график напряжение-деформация и максимальное напряжение принимается за начальную (исходную) прочность.

Величина исходной прочности S_0 делится на n интервалов, допустим $n = 3$, $n = 5$ или $n = 10$ в зависимости от способа испытаний. Допустим $n = 5$.

Затем изготавливаются $n = 3, 5$ или 10 одинаковых образцов и определяется величина цикла $d_s = S_0/n$.

Осуществляются испытания каждого образца по схеме:

Первый цикл до величины d_s , сброс давления, потом повторная нагрузка этого же образца до разрушения. Полученная максимальная нагрузка S_1 является остаточной прочностью. Можно сразу вычислить отношение остаточной прочности к исходной $R_1 = S_1/S_0$.

Второй цикл до величины $2xd_s$, сброс давления, потом повторная нагрузка этого же образца до разрушения. Полученная максимальная нагрузка S_2 является остаточной прочностью. Можно сразу вычислить отношение остаточной прочности к исходной $R_2 = S_2/S_0$.

Третий цикл до величины $3xd_s$, сброс давления, потом повторная нагрузка этого же образца до разрушения. Полученная максимальная нагрузка S_3 является остаточной прочностью. Можно сразу вычислить отношение остаточной прочности к исходной $R_3 = S_3/S_0$.

и т.д. до всех n образцов.

В итоге получается график(таблица) S_0, R_i .

После решения задачи МКЭ определяются упругие напряжения S_0 и по ним по графику выбираются значения R_i .

На рисунке 2.5 представлена схема к расчету напряженно-деформированного состояния горного массива при проведении конвейерного штрека 555 и промежуточного штрека 555. Модель массива разделена на 40400

треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи.

Результаты расчетов представлены в Приложении 3 и на следующих рисунках:

При проведении конвейерного штрека 555

- рис. 2.6 – Отношение остаточной прочности к исходной (упругопластическое решение);
- рис. 2.7 – Вертикальные смещения (упругопластическое решение);
- рис. 2.8 – Горизонтальные смещения (упругопластическое решение);
- рис. 2.9 – Вертикальные напряжения (упругое решение);
- рис. 2.10 – Горизонтальные напряжения (упругое решение).

При проведении промежуточного штрека 555

- рис. 2.11 – Отношение остаточной прочности к исходной (упругопластическое решение);
- рис. 2.12 – Вертикальные смещения (упругопластическое решение);
- рис. 2.13 – Горизонтальные смещения (упругопластическое решение);
- рис. 2.14 – Вертикальные напряжения (упругое решение);
- рис. 2.15 – Горизонтальные напряжения (упругое решение).

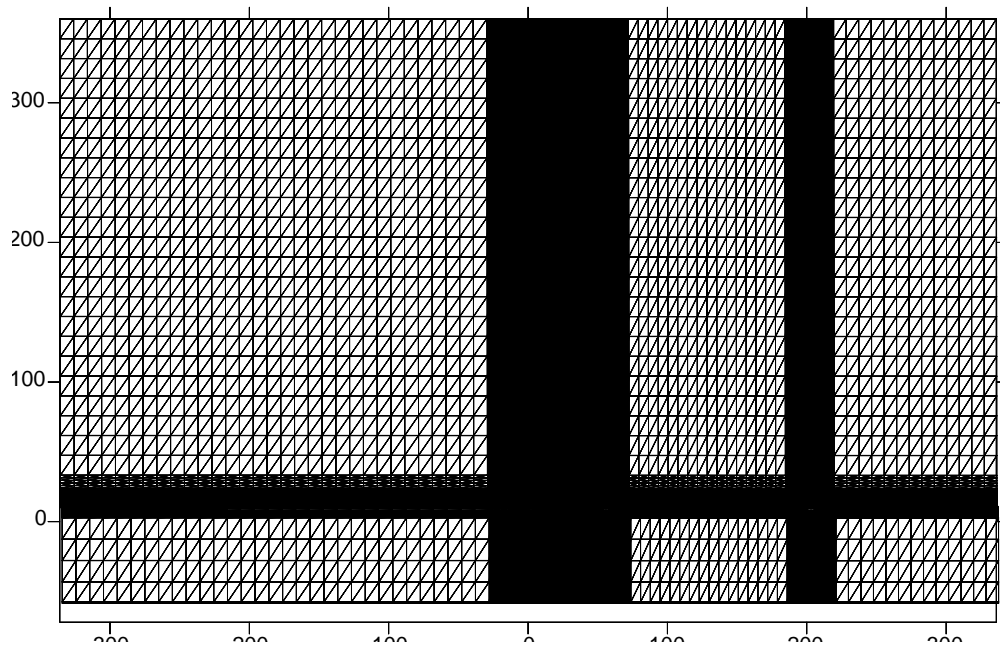


Рисунок 2.5 – Схема к расчету напряженно-деформированного состояния горного массива (Программа NDCGaz 29-05-2020)

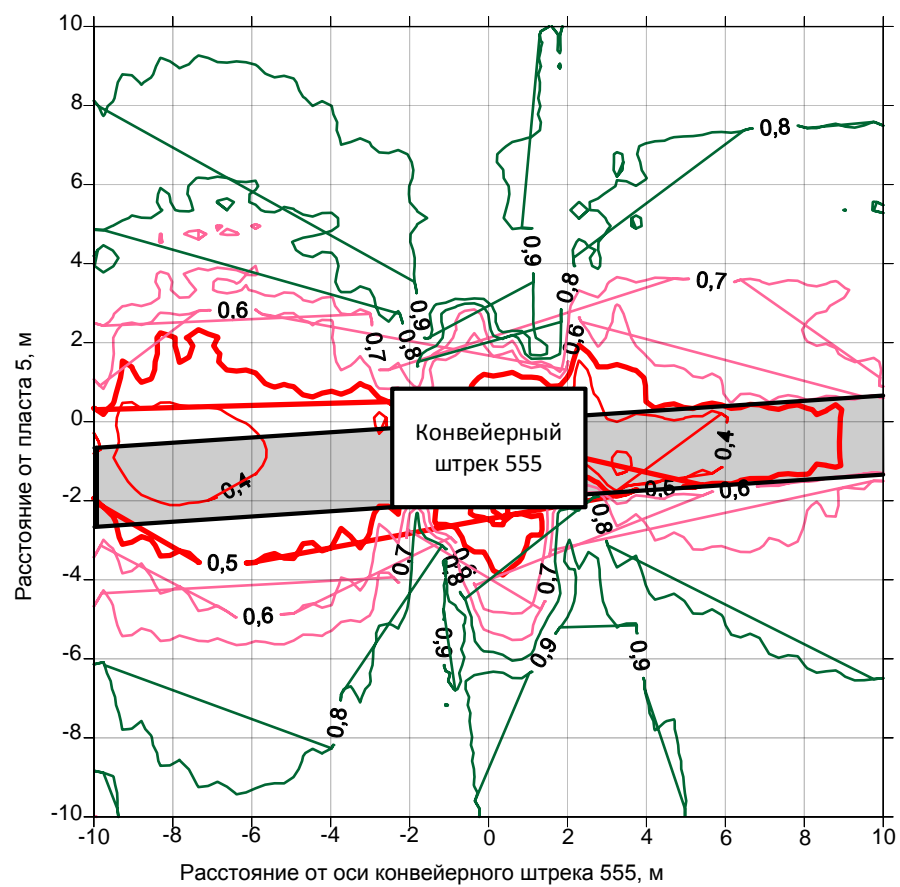


Рисунок 2.6 – Отношение остаточной прочности к исходной

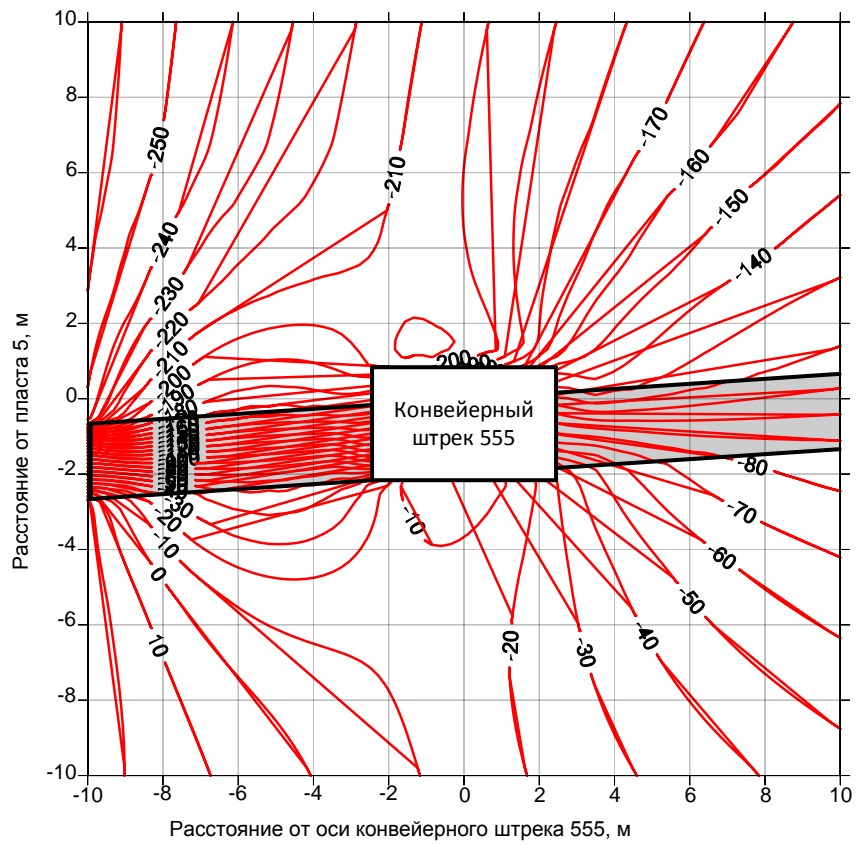


Рисунок 2.7 – Вертикальные смещения, мм

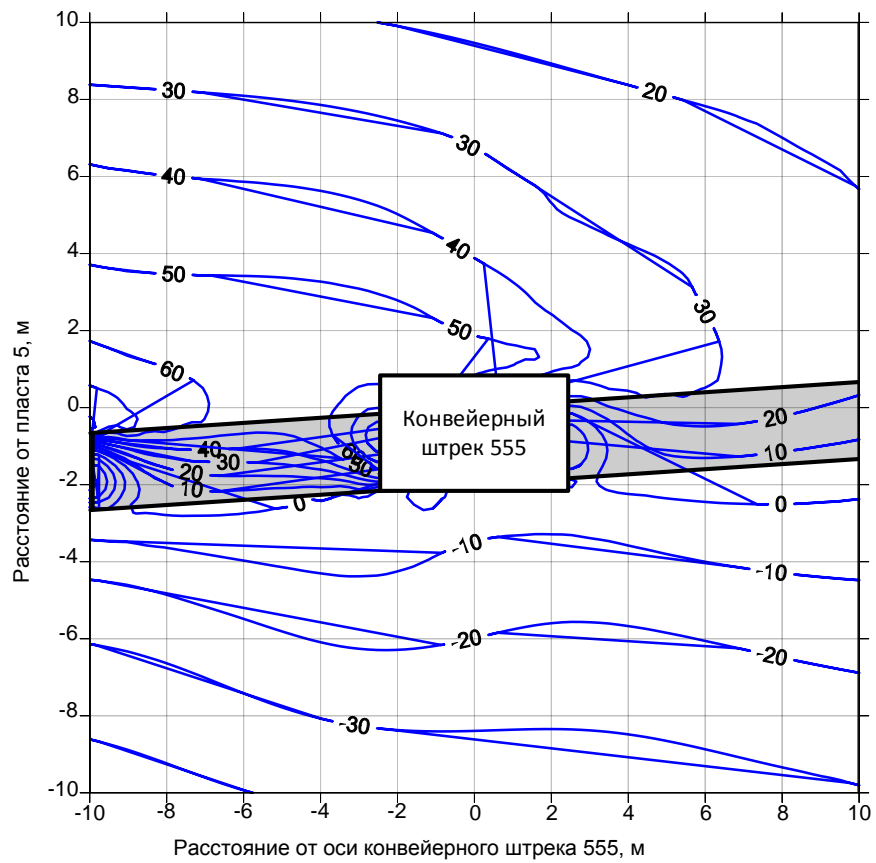


Рисунок 2.8 – Горизонтальные смещения, мм

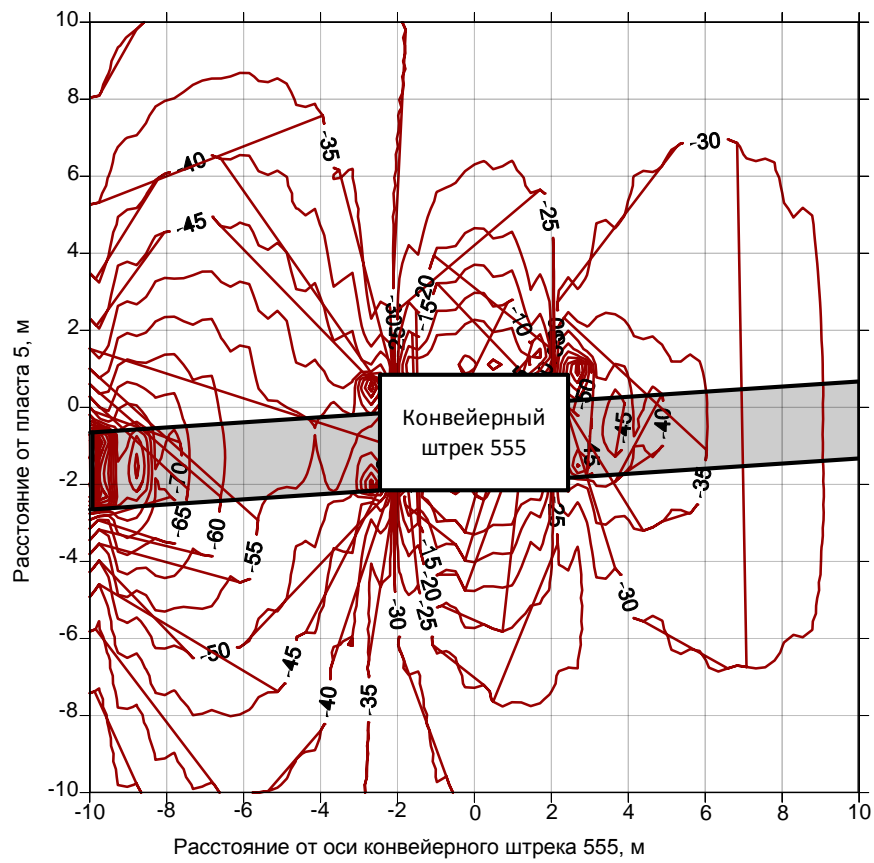


Рисунок 2.9 – Вертикальные напряжения, МПа

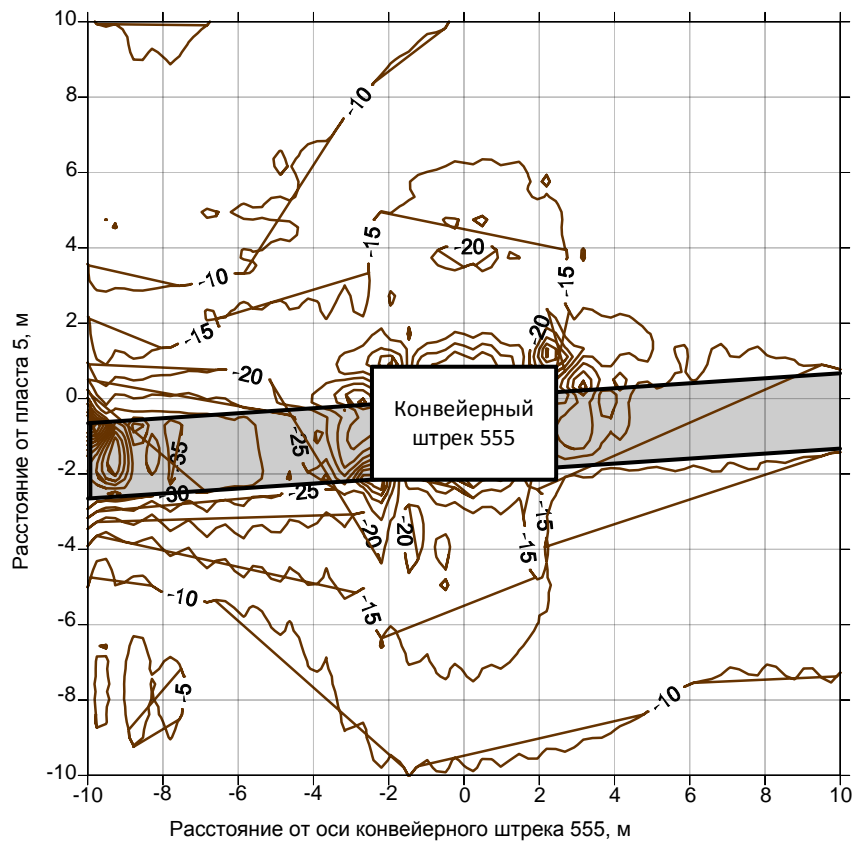


Рисунок 2.10 – Горизонтальные напряжения, МПа

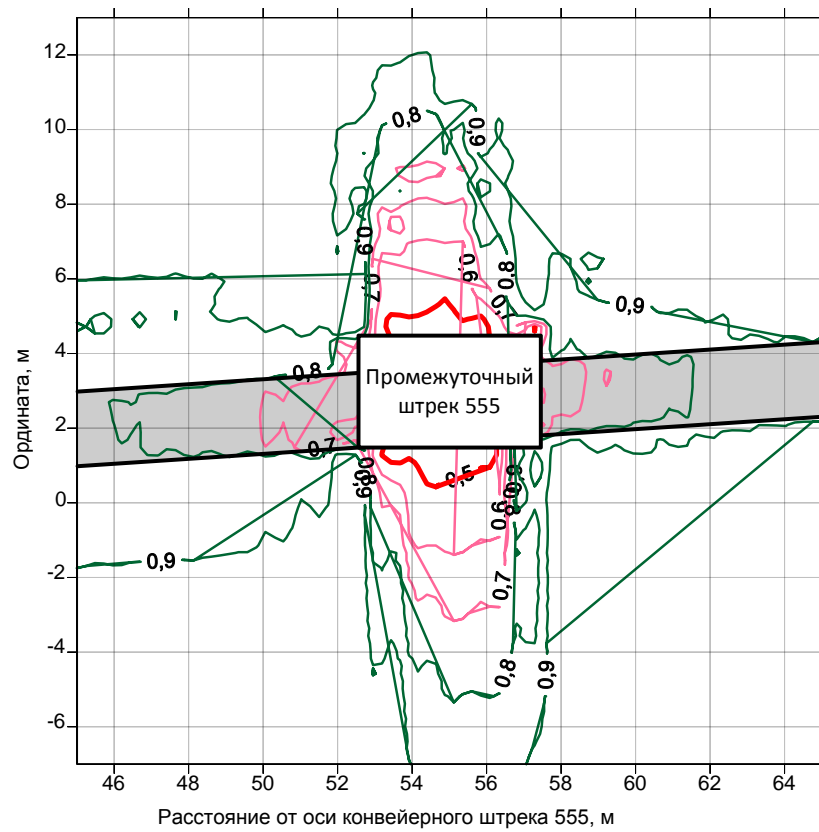


Рисунок 2.11 – Отношение остаточной прочности к исходной

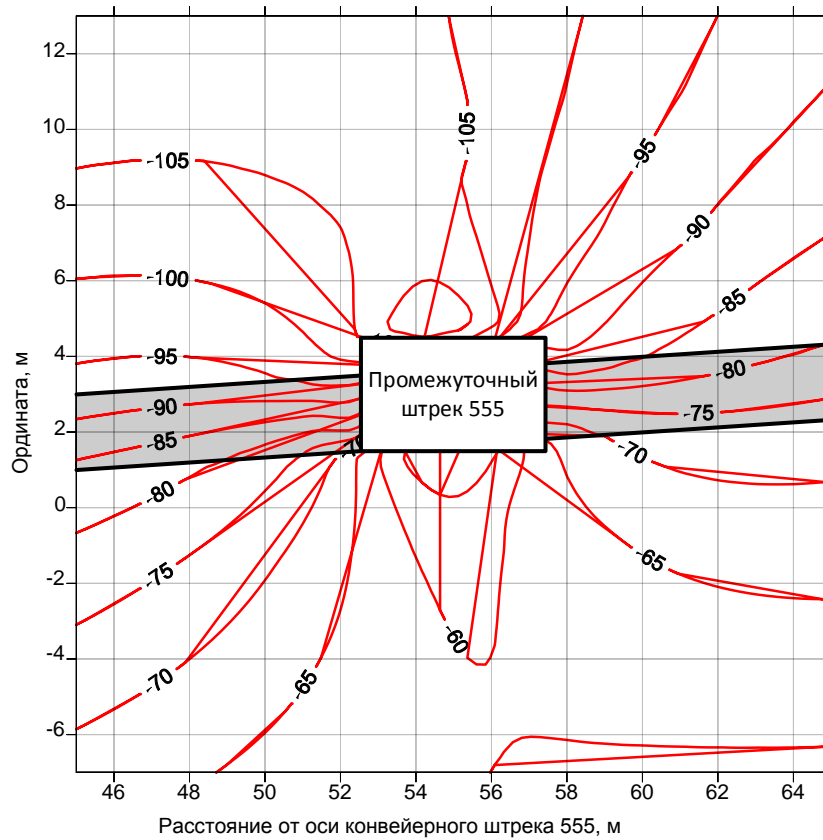


Рисунок 2.12 – Вертикальные смещения, мм

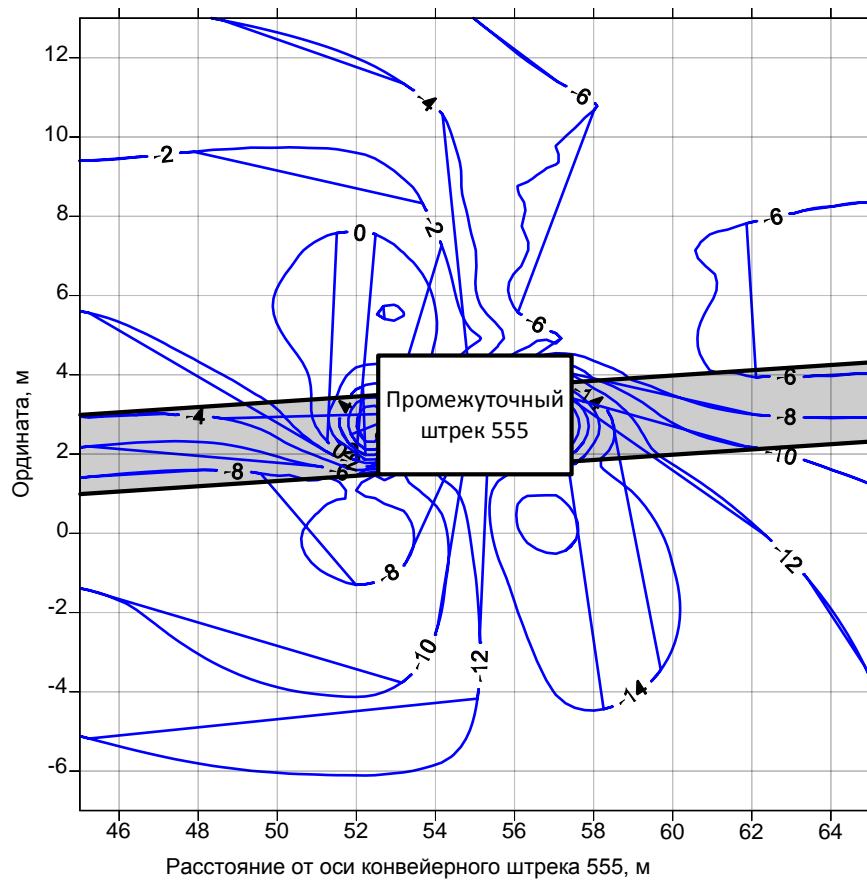


Рисунок 2.13 – Горизонтальные смещения, мм

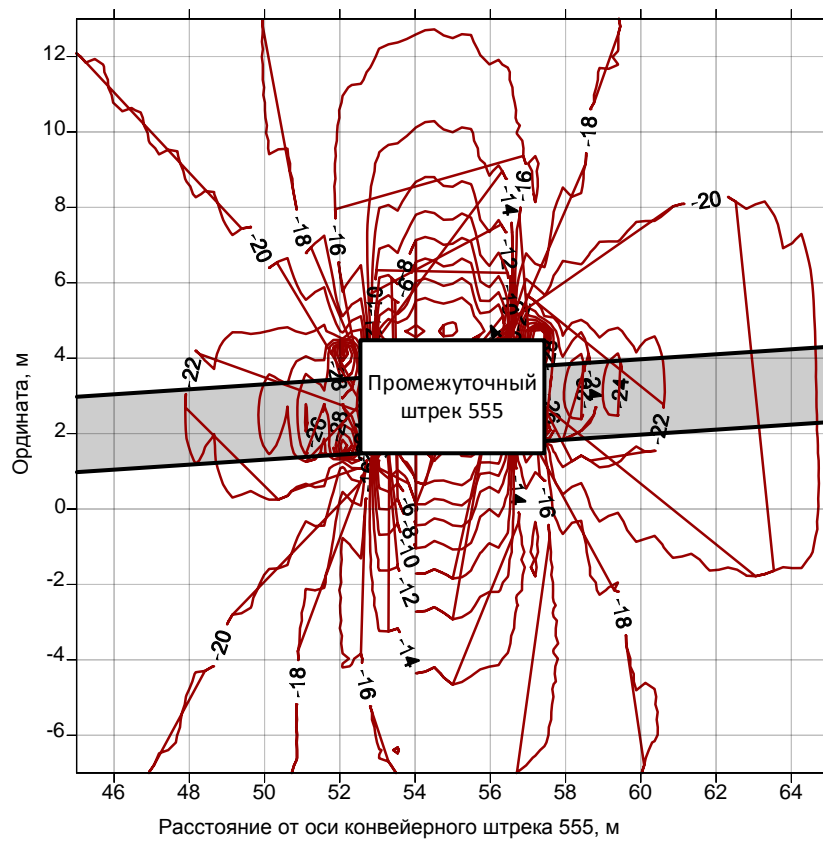


Рисунок 2.14 – Вертикальные напряжения, МПа

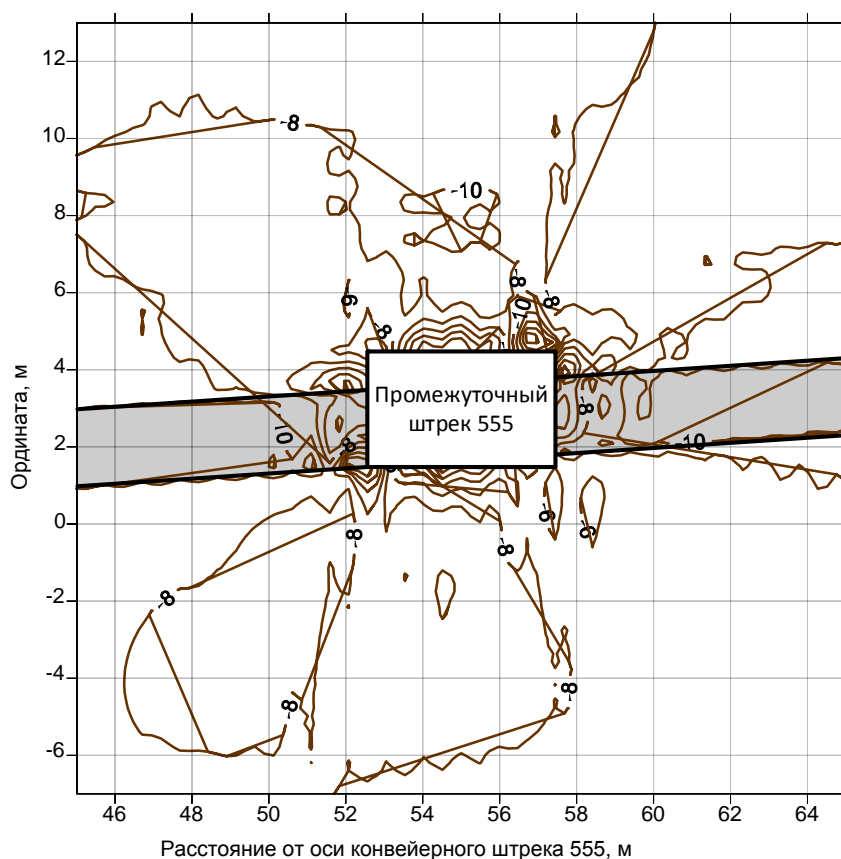


Рисунок 2.15 – Горизонтальные напряжения, МПа

По результатам моделирования только одного частного варианта схемы расположения скважин и трещин гидроразрыва установлено, что трещины гидроразрыва с расположением их от штрека на 6-10 м в целом несущественно влияют на распределение напряжённо-деформированного состояния массива

горных пород. Посредством попарного сравнения результатов моделирования до и после гидроразрыва выявлены следующие закономерности:

1) После гидроразрыва точки с меньшими величинами отношения остаточной прочности к исходной переместились в сторону штрека на 2-5 м.

2) Наиболее заметное влияние веса пород кровли проявилось под штреком, то есть произошло перераспределение энергии деформаций зависающих пород кровли в почву выработки на глубине более 6 м.

3) Конвергенция кровли и почвы штрека после гидроразрыва увеличилась на 40%, причиной этого события является переток энергии деформаций в породы почвы конвейерного штрека 555, то есть увеличение пучения пород.

4) Выявлено перемещение обрезанной при гидроразрыве консоли кровли по падению пласта, то есть возможно расширения трещины гидроразрыва, расположенной по восстанию пласта (с правого бока штрека). При этом влияние трещины с левого бока штрека отчётливо не установлено.

5) Трещины гидроразрыва несущественно повлияли на характер распределения вертикальных и горизонтальных напряжений в окрестности конвейерного штрека.

6) Рекомендуются для каждой конкретной горнотехнической ситуации на стадии проектирования разрабатывать альтернативные варианты расположения скважин и линий гидроразрыва и проводить моделирование напряжённо-деформированного состояния массива горных пород для каждого варианта с последующим выбором оптимального.

Оценка геомеханического состояния участков горного массива в условиях ш. «Чертинская-Коксовая» с помощью наведенных электромагнитных полей геофизической аппаратурой ANGEL-M с функцией АЭШ, которая основана на зависимости электропроводности горных пород от величины горного давления (их напряженности), степени расслоения и трещиноватости. В Приложении 3 представлена методика геофизических исследований массива аппаратурой ANGEL-M. Экспериментально установлено, что с ростом величины напряжений электропроводность большинства пород увеличивается, и, на оборот, в разгруженном, расслоенном и трещиноватом горном массиве удельное сопротивление пород уменьшается.

По результатам проведенного электрозондирования аппаратурой ANGEL-M с функцией АЭШ кровли пласта 5 на участке между пикетами ПК 33-10 м – ПК 32 были получены значения параметра F , характеризующего ее (кровли) плотностные свойства. Исходя из представленных на рисунке 2.16 численных значений параметра F на участке между ПК 33-10 м и ПК 32 до проведения НГР отмечается плотная структура пород кровли. Численные значения показателя F с 6 метров на ПК 33-10 м не превышают 0,26, а на ПК 32 – 0,53. Глубже в массив эти показатели достигают 0,05 и 0,15 соответственно. Представленные

численные значения позволяют охарактеризовать структуру кровли пласта с глубины 6 метров как весьма плотную. Расслоения и трещиноватость на данных глубинах, либо минимальны, либо отсутствуют, что приводит к резкому повышению напряженного состояния горного массива и как следствие увеличению горного давления на податливый угольный целик, что в свою очередь передаст это давление на породы почвы пласта и вызовет их пучение в штреке с потерей его устойчивости. То есть в конвейерном штреке 555 необходимо применять направленный гидроразрыв массива с целью снижения напряженного состояния массива.

		Кровля		
Глубина зондирования, м		до НГР		после НГР
	10	0,05	0,15	0,12
	9	0,15	0,18	0,24
	8	0,20	0,22	0,28
	7	0,27	0,53	0,99
	6	0,23	0,53	0,86
	5	0,67	0,65	1,09
	4	0,52	0,48	1,09
	3	0,95	0,88	1,91
	2	0,92	1,18	1,09
	1	1,24	1,14	0,98
		ПК 33-10	ПК 32	ПК 32+5

Рисунок 2.16 – Результаты наблюдений аппаратурой ANGEL-M с функцией АЭШ кровли по оценке эффективности проведения НГР кровли пласта 5
Скважина пробурена на участке ПК 32+5 м под углом в кровлю пласта

Примечание: Изменение численных значений показателя F свидетельствуют об изменении плотности в структуре кровли пласта. По значению показателя $F \geq 1,0$ (зеленая заливка) отбивается разгруженная, преимущественно трещиноватая зона во вмещающих породах кровли. Значение показателя $F < 0,2$ соответствует плотной структуре кровли (расслоений нет, либо они минимальны, может быть песчаник). Значение показателя $0,2 \leq F < 1$ указывает на состояние средней трещиноватости (в кровле присутствуют алевролиты).

Выводы

1. Метод одновременного нагружения нескольких образцов обеспечивает достаточную надежность определения параметров ползучести, простоту проведения эксперимента, повышает эффективность работ по изучению реологических свойств пород. Изучение остаточных деформаций пород позволит в некоторой степени увязать пространственно-минералогическую характеристику породы и ее реологические свойства.

2. Наиболее существенными свойствами пород в горнотехнических условиях, влияющими на напряженно-деформированное состояние горного массива являются:

- способность к образованию остаточных деформаций, возникающих при приложении нагрузок (включая и кратковременный начальный период действия этих нагрузок), т.е. при изменяющейся горнотехнической обстановке, например, способность к развитию деформаций выработки в зонах проходки или временного опорного давления;

- способность к текучести - систематическому росту деформаций при длительном действии неизменных нагрузок, т.е. при неизменяющейся горнотехнической обстановке, например, способность к пучению пород в выработке в зонах стационарного опорного давления.

При этом наиболее показательны проявления этих свойств при высоких (близких к разрушающим) нагрузках.

3. Проведенные исследования влияния изменяющихся во времени напряжений в массиве на деформированное состояние и запас прочности угольных целиков позволяют утверждать, что:

- введение функции мгновенного нагружения и критерия разрушаемости в уравнение наследственности Вольтерра - Работнова позволяет решить задачу расчета длительной прочности целиков;

- условия длительной прочности и, соответственно, допускаемые напряжения на целики зависят от характера изменения приложенных нагрузок в функции времени;

- допускаемые напряжения, полученные при $\sigma(t) = \sigma_0 = const$ меньше напряжений, полученных при условии плавного нарастания от нуля до максимума. Это свидетельствует о возможности регулирования прочности целиков путем изменения скорости отработки пласта.

4. Для решения задач механики сплошных средств, связанных с выбором эффективных параметров поддержания подготовительных выработок, широкое применение приобретают численные способы, среди которых наиболее распространен метод конечных элементов (МКЭ).

Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающего горного массива конвейерного штрека 555, в условиях ш. «Чертинская-Коксовая», проведено с помощью программного комплекса NDCGaz 29-05-2020, а также комплекса геофизических исследований массива с помощью наведенных электромагнитных полей аппаратурой ANGEL-M. В результате исследований было установлено, что в массиве формируются зоны со значительным уровнем концентрации напряжений, что приводит к увеличению горного давления на податливый угольный целик, что в свою очередь передает это давление на породы почвы пласта и вызывает их пучение в штреке с потерей его устойчивости. Это обстоятельство указывает на необходимость применения направленного гидроразрыва массива с целью снижения его напряженного состояния и податливого угольного целика.

ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД УДЛИНЕННЫМИ КУМУЛЯТИВНЫМИ ЗАРЯДАМИ

3.1. Общие сведения о кумуляции

Кумулятивный эффект был обнаружен более века назад. В 1894 г. Муррад впервые провел опыты с зарядом, в выемку которого была помещена жесткая облицовка. При этом бронебойное действие заряда резко увеличилось. В 1911 г. фирмой "Вазан" было запатентовано несколько конструкций кумулятивных снарядов с металлической оболочкой в выемке. Однако наиболее широкое применение кумулятивный эффект нашел в годы второй мировой войны.

М.А. Лаврентьевым [42] разработана гидродинамическая теория кумуляции, которая рассматривала образование кумулятивной струи и взаимодействие ее с преградой как суперпозицию двух потоков несжимаемых жидкостей [43].

Позднее большой вклад в развитие современных представлений о кумуляции и использовании этого явления в практических целях внесли также Г.И. Покровский, Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер, Л.П. Орленко, А.А. Дерибас, А.И. Ломова, В.М. Мали, Г. Биркгоф, Г. Уикли, М.А. Кук.

Кумулятивный эффект состоит в том, что он связан с существенным уплотнением продуктов детонации, ростом давления в них, а также со значительным увеличением плотности энергии как в разлетающихся продуктах детонации, так и в возникающих при взрыве ударных волнах.

Кумулятивный эффект можно увеличить, если кумулятивную выемку покрыть тонкой металлической облицовкой. На рисунке 3.1 показано сравнительное действие обычного и кумулятивного зарядов.

При наличии выемки (без облицовки) детонационная волна подходит к ее поверхности под некоторым углом, при котором основная часть энергии поверхностного слоя заряда излучается внутри достаточно малого угла 2γ (рисунок 3.2), образуя сходящиеся потоки продуктов детонации.

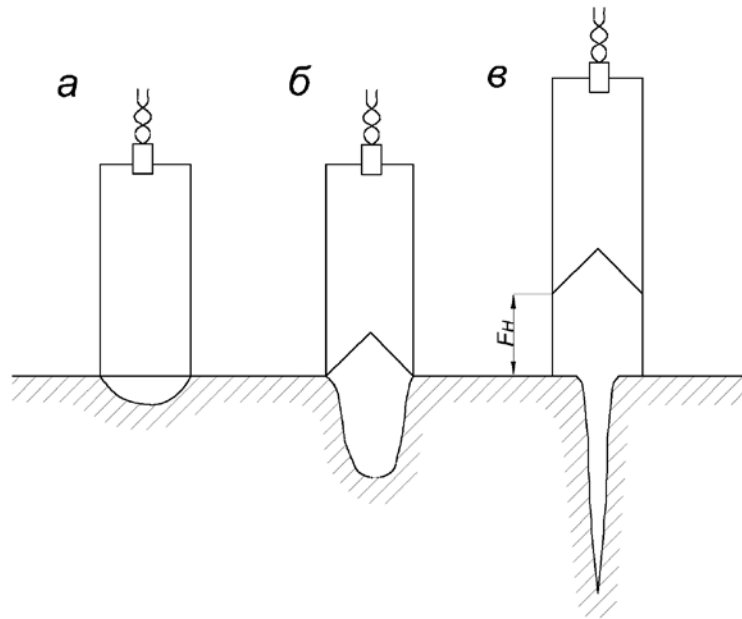


Рисунок 3.1 – Сравнительное действие зарядов ВВ

а – обычного заряда; б – заряда с кумулятивной выемкой без облицовки;
в – заряда с облицованной выемкой

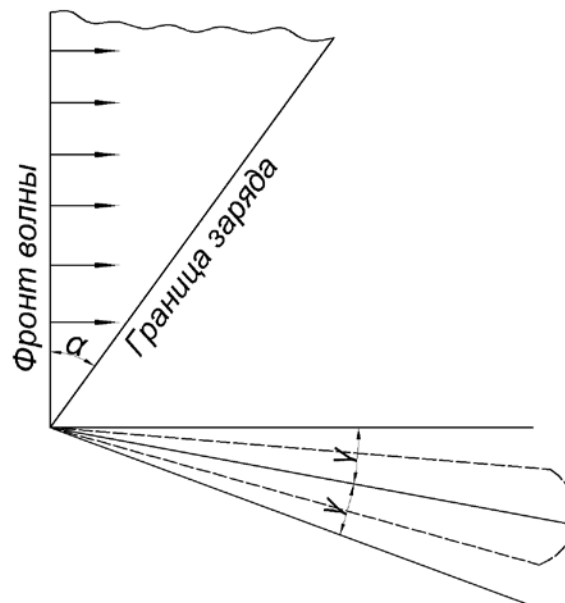


Рисунок 3.2 – Разлет продуктов детонации с косого среза

На некотором расстоянии F от заряда происходит наибольшее уплотнение струи продуктов взрыва. Это место называют кумулятивным фокусом. Вследствие быстрого расширения газообразных продуктов взрыва плотность на расстояниях, больших фокусного, очень быстро падает до сравнительно малой величины, кумулятивная струя вырождается (рисунок 3.3).

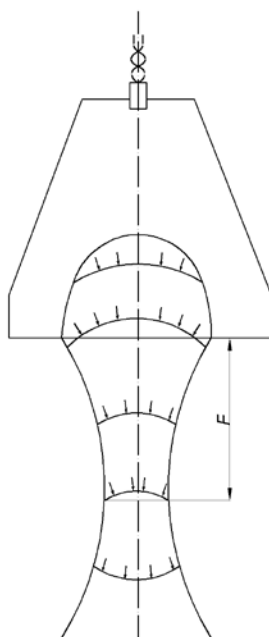


Рисунок 3.3 – Формирование кумулятивной струи

Таким образом, действие кумулятивного заряда без облицовки обусловлено главным образом ударом потока продуктов детонации (кумулятивной струи), которая на близких расстояниях от очага взрыва обладает значительно большей плотностью, чем плотность воздуха в движущейся впереди ударной волны [45].

В работе [46] установлено, что для зарядов высокобризантных ВВ скорость кумулятивной струи достигает 12-15 км/с, а фокусное расстояние зависит от формы выемки: чем меньше кривизна кумулирующей поверхности, тем больше фокусное расстояние. Причем фокусное расстояние зависит от скорости детонации заряда ВВ: чем она меньше, тем больше фокусное расстояние. В случае с облицованной кумулятивной выемкой картина образования струи существенным образом меняется.

На рисунке 3.4 представлена схема осесимметричного заряда с кумулятивной конической воронкой (облицовкой).

Кумулятивный заряд состоит из корпуса 2, в котором помещен заряд 3 бризантного взрывчатого вещества (БВВ); в основании заряда располагается коническая воронка 4. Для инициирования детонации в вершине заряда располагается электродетонатор 1. При срабатывании электродетонатора в

заряде возбуждается детонация, которая распространяется в виде сферической поверхности к облицовке.

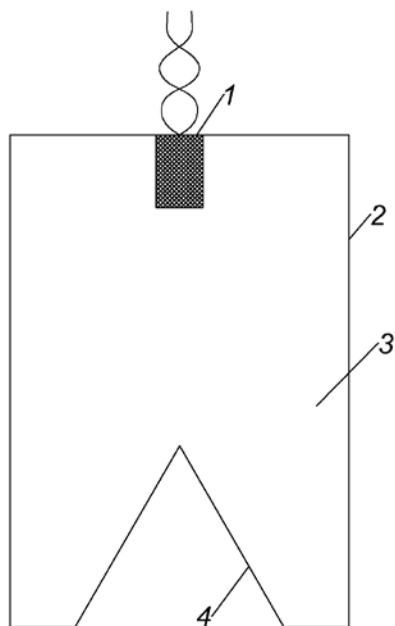


Рисунок 3.4 – Схема осесимметричного заряда с конической кумулятивной выемкой

1 – электродетонатор; 2 – корпус; 3 – бризантное взрывчатое вещество;
4 – коническая воронка

Металлическая облицовка обжимается под действием скользящей детонационной волны, причем ее элементы последовательно схлопываются, начиная с вершины, с образованием тонкой кумулятивной струи. В связи с тем, что на элементы облицовки, находящейся у основания заряда, действует меньшая масса ВВ, они схлопываются с меньшей скоростью. По длине заряда формируется кумулятивная струя, имеющая градиент скорости, под действием которого она растягивается. Следует отметить, что не весь металл кумулятивной облицовки формирует кумулятивную струю, а лишь та часть, которая прилегает к внутренней поверхности облицовки. Поверхностные слои облицовки, обращенные к заряду, обладают существенно меньшей скоростью и образуют компактную массу - пест, скорость движения которого меньше скорости головной части струи. При движении струи происходит отрыв ее от песта, который располагается в хвосте струи. В дальнейшем движении и сама струя под

влиянием градиентов скоростей теряет устойчивость и разрывается на отдельные фрагменты.

Дм. С. Райнхарт и Дм. Пирсон [46, 47] рассматривали процесс деформации и разрушения облицовки различной формы. В частности, самыми применимыми формами кумулятивных облицовок являются конус и сфера. На рисунке 3.5 показан вид деформации и разрушения конической облицовки.



Рисунок 3.5 – Форма деформации и разрушения конической облицовки

1 – стержень; 2 – вторичный осколок; 3 – мелкие осколки; 4 – остроконечный осколок

Вид деформации полусферической облицовки показан на рисунке 3.6.



Рисунок 3.6 – Форма деформации и разрушения полусферической облицовки

Скорость струи от полусферы в два раза меньше, чем скорость струи от конуса, но масса ее в 3-4 раза больше. Аналогичная схема обжата конической и полусферической облицовок приведена в работе Ф.А. Баума [46].

Кроме формы кумулятивной выемки на процесс формирования кумулятивной струи существенное влияние оказывают микроструктура металла

облицовки. Наилучшее пробивное действие достигалось при использовании облицовок из меди и железа.

Принцип действия кумулятивных зарядов, изложенный выше, был сформирован на основании многолетних исследований кумулятивных зарядов, предполагающих осесимметричное инициирование. Эти заряды широко используются в производстве боеприпасов, а также применяются в горнодобывающей промышленности для разделки негабарита (заряды типа ЗКН).

Попытки использования осесимметричных кумулятивных зарядов для создания в массиве протяженных плоскостей разрыва не привели к положительным результатам. В работе [48] приведены результаты исследований по определению возможности использования в шпурах кумулятивных зарядов с торцевой выемкой при проходке горных выработок с целью формирования плоскости отрыва породы. Однако, как показали опыты, такая конструкция кумулятивного заряда не дала существенных результатов в увеличении объема разрушения. Основной недостаток зарядов с торцевой кумулятивной выемкой заключается в том, что преимущественное истечение энергии, фокусируемой на оси заряда, трудно направить в плоскости разрушения по контуру выработки или параллельно свободной поверхности забоя.

Указанный недостаток можно исключить при использовании в шпурах удлиненных кумулятивных зарядов (УКЗ) с продольной кумулятивной выемкой. Характерной особенностью такого заряда является расположение кумулятивной выемки по всей его длине, на боковой поверхности. Таким образом, кумулятивная струя образуется по всей длине заряда.

В середине 60-х годов были проведены промышленные эксперименты по применению зарядов ВВ с продольной кумулятивной выемкой. Наиболее детальное изучение вопроса воздействия УКЗ на горные породы нашло отражение в работах Г.П. Демидюка и В.Ф. Ведутина [49].

Однако, несмотря на положительные результаты промышленных экспериментов, использование УКЗ для разрушения пород не нашло широкого

применения. Это объясняется тем, что в то время не существовало изготавливаемых промышленностью зарядов такого типа, а также отсутствовали теоретические проработки вопросов кумулятивных зарядов, расчеты их геометрических и кинематических параметров, не был установлен механизм разрушения горных пород УКЗ.

В настоящее время промышленностью выпускаются гибкие кумулятивные заряды (ГКЗ), которые успешно используются в различных областях народного хозяйства, например, при рубке металлических конструкций, однако рамки их применения ограничены узкой областью из-за недостаточной изученности потенциальных возможностей этих конструкций.

3.2. Математические модели функционирования кумулятивных зарядов

Функционирование кумулятивных зарядов состоит из нескольких последовательных этапов: схлопывание кумулятивной облицовки и формирование кумулятивной струи, движение и разрыв кумулятивной струи, взаимодействие ее с преградой. В настоящее время не существует единой модели, описывающей все стадии функционирования кумулятивных зарядов. В связи с этим обычно рассматриваются модели, описывающие каждую из последовательных стадий процесса.

Основные работы, исследующие схлопывание элементов кумулятивной выемки и формирование кумулятивной струи, связаны с изучением этого процесса в осесимметричных кумулятивных зарядах. Основополагающими являются работы М.А. Лаврентьева [42], посвященные гидродинамической теории сходящихся струй. При этом элементы облицовки рассматриваются как струи несжимаемой жидкости, детонация считается мгновенной, а воздействие ее на облицовку сводится к импульсу, направленному перпендикулярно поверхности конуса (в случае конической облицовки).

В случае сферической облицовки все точки сферы приобретают инерционное движение по направлению к центру сферы. По гидродинамической

теории находят основные зависимости, определяющие размеры кумулятивной струи и ее скорость в зависимости от скорости обжата, угла при вершине конуса, толщины облицовки. Подробный анализ учитывает только стационарный процесс схлопывания, при котором скорость обжата постоянна по всей длине облицовки. В случае же реальной кумуляции скорость обжата облицовки будет изменяться по ее длине, уменьшаясь к основанию [46]. При этом скорость кумулятивной струи будет определяться следующим соотношением (для осесимметричного заряда с конической кумулятивной выемкой):

$$v_c = \omega_0 \frac{\cos(\alpha + \varphi/2 - \beta/2)}{\sin(\beta/2)}, \quad (3.1)$$

где v_c - скорость кумулятивной струи, ω_0 - скорость обжата, α - угол между образующей конуса и осью симметрии, φ - угол отклонения фронта движения облицовки от нормали, β - угол обжата.

Для удлиненных кумулятивных зарядов с клиновидной формой выемки без оболочки при учете вязкости материала облицовки получена формула

$$v_c = \omega_0 \frac{\sin \omega}{\sin \beta} \left[\sqrt{1 - \frac{2\vartheta_c(1 - \sin \alpha)}{\delta_1 \omega_0 \sin \beta \sin \omega}} + \frac{\sin(\beta + \omega)}{\sin \omega} \right], \quad (3.2)$$

где ϑ_c - кинематический коэффициент вязкости, δ_1 - толщина облицовки, ω_0 - угол между плоскостью симметрии УКЗ и вектором скорости обжата.

Скорость кумулятивной струи для УКЗ со сферической формой выемки описывается формулой (3.1). При этом в качестве угла α рассматривается угол профиля кумулятивной выемки.

Анализ зависимостей (3.1) и (3.2) показывает, что для определения начальных параметров кумулятивной струи необходимо определить скорость обжата кумулятивной облицовки. Решение задачи об обжатии кумулятивной облицовки детонационной волной производится четырьмя основными методами.

Первый метод основан на решении системы уравнений, описывающих интегральные законы сохранения энергии и импульса [50]. Второй метод основан на решении дифференциальных уравнений в полных производных [51]. К третьему методу относятся решения одномерных задач, описывающих схлопывание облицовки конечной толщины под действием продуктов мгновенной детонации с помощью системы уравнений в частных производных [42]. И к четвертому, самому сложному, относится решение двумерной задачи об обжатии осесимметричной облицовки кумулятивного заряда с учетом формы внутреннего и внешнего контуров заряда и оболочки [52].

Однако при сопоставлении результатов расчетов схлопывания элементов конической облицовки осесимметричного кумулятивного заряда по четырем методам было установлено [52] расхождение результатов. Это говорит о применимости каждой модели только для определенной конструкции кумулятивных зарядов. При этом все рассматриваемые модели предполагают, что в результате схлопывания облицовки всегда образуется кумулятивная струя. Работы [46] показывают, что образование кумулятивной струи при соударении двух струй несжимаемой жидкости не всегда наблюдается.

В работе Ю.А. Тришина [53] проводится обобщение экспериментальных данных по струеобразованию и определяются критические условия образования струй. На рисунке 3.7 приводятся критические кривые струеобразования для мягкой стали. Область существования кумулятивной струи в рассматриваемой плоскости ограничена кривыми 1, 3. При этом в области, ограниченной кривыми 1, 2, струя существует в виде расширяющегося потока частиц металла облицовки, а в области ограниченной кривыми 2, 3, - в виде сплошной струи. Левее кривой 3 находится область, в которой прочность материала облицовки соизмерима с силами инерции. Правее кривой 2 жидкость становится сжимаемой. Справа от кривой 1 находится область критических углов соударения, не дающая образования обратной струи.

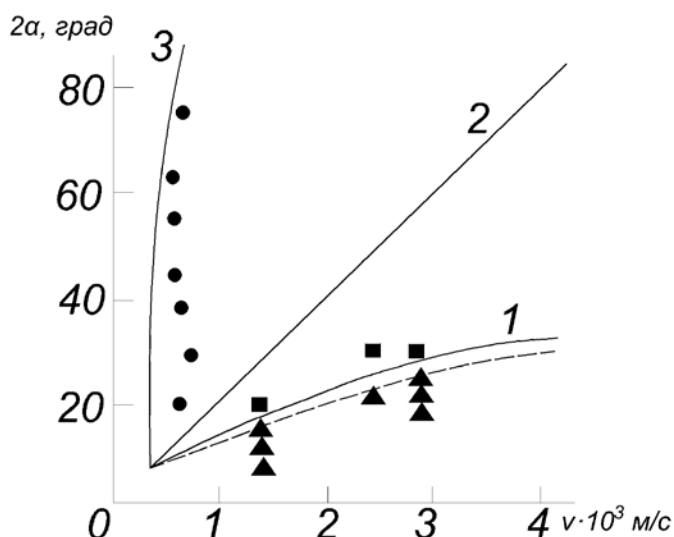


Рисунок 3.7 – Критические кривые на плоскости возможных параметров соударения пластин из мягкой стали

1, 3 – границы области струеобразования, 2 – раздел области реализации сплошных и диспергированных кумулятивных струй

Темные квадрат и кружок – струя, треугольник – отсутствие струи

Величины критических углов, определяющих приведенные кривые, описываются соотношениями

$$\alpha_2 = \frac{\text{arctg} U_0}{C_0}; \quad \alpha_3 = \arccos \sqrt{\frac{2\sigma_c}{\rho_c U_0^2}}, \quad (3.3)$$

где U_0 - скорость обжатия материала облицовки, C_0 - скорость звука в материале облицовки, σ_c - динамическая прочность материала облицовки, ρ_c - плотность материала облицовки. Критический угол α_1 , определяющий кривую 1, может быть найден из решения уравнений движения сжимаемой жидкости.

В работе [45] критический угол струеобразования определяется соотношением

$$\sin \frac{\alpha}{2} \geq \frac{\sqrt{1 + 4Re}}{2Re} - 1, \quad (3.4)$$

где $Re = U_0/\vartheta_c$ - число Рейнольда.

В работе [43] показано, что аналогичные кривые для струеобразования можно получить и для сферических кумулятивных облицовок.

Другой, не менее важной стадией функционирования кумулятивных зарядов является стадия движения кумулятивной струи до преграды. Эффективность действия кумулятивных зарядов как осесимметричных, так и удлиненных, оценивается глубиной проникания кумулятивной струи или кумулятивного ножа в преграду. Способность же струи производить разрушение в конечном счете определяется не только ее выходными параметрами после формирования, но и сплошностью струи, которая меняется в процессе движения.

Известно [46], что глубина проникания определяется расстоянием от кумулятивного заряда до преграды. При этом существенным фактором проникания в преграду является сплошность струи. В ряде работ [47, 56] показано, что фрагментированная струя менее эффективна.

Процесс движения струи, вне зависимости от заряда и формы его кумулятивной выемки, описывается уравнением Эйлера для неустановившегося движения жидкости. Решение этого уравнения определяет положение элемента кумулятивной струи в пространстве в зависимости от его начального положения (x_0) и начальной скорости $v_0(x_0)$ в виде

$$x = x_0 + v_0(x_0)t. \quad (3.5)$$

При линейном распределении скоростей по длине струи можно определить текущее значение длины струи [58] из соотношения

$$l = l_0 + (v_0 - v_{\text{хв}})t, \quad (3.6)$$

где l_0 - начальная длина струи, $v_{\text{хв}}$ - скорость хвоста струи.

Однако для ряда кумулятивных осесимметричных зарядов показано, что распределение скоростей по длине нелинейно, в этом случае определяют эффективную длину струи для данного материала преграды, вводя понятие критической скорости пробития $v_{\text{пр}}$. Критическая скорость - это предельная для данного материала скорость, при которой осуществляется внедрение струи в преграду. Эффективная длина струи определяется соотношением

$$l_{\text{эф}} = l_0 + (v_0 - v_{\text{пр}})t. \quad (3.7)$$

В процессе движения струя не может растягиваться безгранично и при достижении материалом струи предельной для данного состояния пластичности разрывается на отдельные фрагменты.

Таким образом, при расчете параметров движущейся кумулятивной струи необходимо учитывать не только исходное распределение скорости по длине, но и предельные возможности удлинения.

В настоящее время не существует единой модели определения предельного удлинения струи, что прежде всего связано с отсутствием физически обоснованного механизма разрушения струи. Поэтому определение предельных удлинений струи производится экспериментально или по эмпирическим формулам, справедливым лишь для определенного типа заряда.

Для зарядов со сферической выемкой А.А. Дерибасом [48] получена формула для определения предельной длины струи:

$$l = \left(\frac{0,5}{\omega_0} + \frac{0,8}{v_c} \right) (v_c - v_{пр}) \xi, \quad (3.8)$$

где ξ – коэффициент, учитывающий относительное удлинение струи до разрыва. Значение этого коэффициент для стали – 1,0, для меди – 1,6, для алюминия – 1,8. Для устройств, в которых кумуляция инициируется ударными волнами, получена зависимость между радиусом выемки и предельной длиной струи:

$$l_{пр} = \frac{d_{к.в.}}{2} \sqrt{R_E}. \quad (3.9)$$

В работе Ф.А. Баума [46] показано, что для металлов с линейной диаграммой упрочнения предельная длина кумулятивной струи определяется из выражения

$$l = l_0 \left(1 + \frac{\sigma_p - \sigma}{D} \right), \quad (3.10)$$

где σ_s и σ_p – истинные напряжения начала пластической деформации и разрушения соответственно; D – модуль упрочнения.

В настоящее время существует несколько моделей разрушения струи. В работе [45] предлагается использовать механизм сверхпластичности для описания предельных удлинений струи. Однако обычный механизм сверхпластичности, связанный с массопереносом, не может быть использован в связи с тем, что время, необходимое для его осуществления до 0,01 с, намного больше времени существования кумулятивной струи.

В работах [43, 46] показано, что в процессе растяжения кумулятивной струи на ее поверхности образуются шейки, по которым происходит разрыв струи. Это позволяет предположить, что струя ведет себя как квазижидкость. Разрушение струи на элементы происходит при равенстве поверхностного натяжения инерциальному давлению, обусловленному радиальным движением материала струи.

В ряде работ разрушение кумулятивной струи на элементы связывается с наличием критического градиента скорости. Так, М.А. Лаврентьев показал, что разрушение струи происходит при равенстве кинетической энергии, связанной с градиентом скорости, и энергии пластической деформации [42]. При этом значение предельного удлинения струи определяется выражением

$$l_{\text{пр}} = \exp\left(\frac{1}{\sigma_{\text{дин.с}}^T} \rho_c \Delta v^2\right), \quad (3.11)$$

где $\sigma_{\text{дин.с}}^T$ - динамический предел текучести материала струи. Однако входящие в формулу (3.11) параметры, связанные с материалом струи, затрудняют ее практическое использование.

□ Эффективность кумулятивного заряда определяется его взаимодействием с преградой. Поэтому этап воздействия струи с преградой представляет особую значимость в процессе функционирования кумулятивного заряда.

Описание процесса внедрения кумулятивной струи в преграду нашло отражение уже в первых работах по кумуляции. Г.И. Покровский, рассматривая

преграду как вязкую среду, а струю - как поток жидкости, получили формулу, связывающую глубину пробития L с параметрами струи и преграды:

$$L = k_1 \frac{mv_c^2}{d_c^2}, \quad (3.12)$$

где m - масса струи, d_c - диаметр струи, k_1 - эмпирический коэффициент, учитывающий свойства преграды.

Анализ этой формулы показывает, что она не учитывает свойств материала, длины струи, распределения скоростей по ее длине, а также - формы струи. В более поздних работах Г.И. Покровский уточнил формулу, введя понятие критической скорости пробивания и предельной длины струи. Уточненная формула имеет вид

$$L = \left(\frac{v_c}{v_{\text{кр}}} - 1 \right) k \left(\frac{v_c}{v_{\text{хв}}} - 1 \right) F \quad (3.13)$$

при $v_{\text{хв}} \geq v_{\text{кр}}$, $F < F_{\text{кр}}$,

где k - путь, который проходят элементы облицовки до схлопывания; F - расстояние, которое проходит струя до преграды; $v_{\text{кр}}$ - критическая скорость пробивания; $F_{\text{кр}}$ - расстояние, на котором происходит разрыв струи.

Формулы Покровского - полуэмпирические и поэтому имеют ограниченное применение.

Наибольшую известность и применимость до настоящего времени имеет формула М.А. Лаврентьева, которую он получил, рассматривая процесс взаимодействия струи и преграды с позиций гидродинамики. Предполагалось, что из-за больших давлений (10-100 гПа), возникающих на границе «струя-преграда», значительно превосходящих прочность материалов струи и преграды, эти материалы можно рассматривать как несжимаемую жидкость, а их взаимодействие - как образование расходящегося потока жидкости, на границе которого справедлив закон Бернулли. При этом формула, описывающая глубину проникания струи в преграду, имеет удобный для использования вид:

$$L = l \sqrt{\frac{\rho_c}{\rho_{\text{пр}}}}, \quad (3.14)$$

где l - длина струи, ρ_c - плотность струи материалов, $\rho_{\text{пр}}$ - плотность преграды.

При определении объема кратера, образованного струей, предполагается, что вся энергия струи идет на его образование. Формула М.А. Лаврентьева показывает, что глубина проникания не зависит от скорости струи, а определяется только ее длиной. Эта формула хорошо описывает процесс внедрения струи в преграду в области высоких скоростей (больших 4500 м/с) [46].

Однако существует ряд экспериментальных данных, которые не укладываются в рамки гидродинамической теории. Так, в работе [53] приведена зависимость относительной скорости проникания кумулятивной струи в преграду из мягкой стали от скорости кумулятивной струи. Еще одним недостатком гидродинамической теории является то, что она не учитывает удлинение струи в процессе ее внедрения. Это может привести к несколько заниженным значениям глубины внедрения. Для исключения этого недостатка в работе [44] производится разбиение струи на элементы для учета их удлинения.

Ф.А. Баум, рассматривая ряд факторов, влияющих на глубину проникания кумулятивной струи в преграду, - свойства преграды, сжимаемость струи и преграды, критическую скорость проникания - уточнил теорию бронепробивания. При этом изучались условия на границе «струя-преграда» с позиций ударных волн, а прочность материала преграды принималась равной величине предельного давления проникания струи в преграду ($P_{\text{пр}}$).

Выражение, полученное Ф.А. Баумом, имеет вид

$$L = l \left\{ \left(1 + \sqrt{\frac{\alpha_1}{\alpha_2} \frac{\rho_{\text{пр}}}{\rho_c}} \right) \left[1 - \frac{P_{\text{пр}}}{\rho_{\text{пр}}} \frac{\alpha_2}{U_c} \left(1 + \sqrt{\frac{\alpha_1}{\alpha_2} \frac{\rho_{\text{пр}}}{\rho_c}} \right)^2 \right] - 1 \right\}, \quad (3.15)$$

где \overline{U}_c - средняя скорость струи, α_1, α_2 - коэффициенты сжимаемости струи и преграды соответственно. Присутствие в выражении (3.15) такого параметра, как предельное давление проникания $P_{пр}$, определение которого экспериментально затруднено, уменьшает возможность использования этой формулы.

В дальнейшем работы по определению глубины проникания строились на базе модификации гидродинамической теории [42]. В частности, В.П. Алексеевский сделал попытку учесть прочность материала струи и преграды [59]. При этом получена формула, которая нашла широкое применение в расчетах:

$$L = \frac{A + B}{1 + A - B}, \quad (3.16)$$

где

$$A = \frac{1}{1 - \sqrt{\rho_{пр}/\rho_c}}, \quad B = \frac{H_{дин} - \sigma_{дин.с}^T}{\overline{U}_c^2 \sqrt{\rho_{пр}/\rho_c}}$$

($H_{дин}$ - динамическая твердость материала преграды).

Эта модель не учитывает сжимаемости струи и преграды, а также удлинения струи.

В связи с тем, что единой модели, описывающей процесс внедрения струи в преграду не существует, ряд исследователей пошли по пути получения экспериментальных моделей для конкретных видов зарядов, используя при этом теорию подобия и размерностей [57]. При этом получаются зависимости, содержащие различные эмпирические коэффициенты (φ, Θ):

$$L = \Theta \varphi \left((\rho v_c^2 / H_{дин}) \frac{\rho_{пр}}{\rho_c} \right). \quad (3.17)$$

Завершая описание моделей функционирования кумулятивных зарядов, следует отметить, что эффективность зарядов повышается при действии на преграду сплошной кумулятивной струи, а не только ее фрагментов [43]. Снижение эффективности действия фрагментированной струи объясняется

рядом причин: радиальным рассеянием фрагментов при разрыве [59], потерей части энергии струи при разрыве ее на фрагменты, действием отраженной от границы «фрагмент-преграда» ударной волны [56].

Приведенный анализ моделей функционирования кумулятивных зарядов показывает отсутствие единого описания механизма действия этих зарядов и недостаточное количество экспериментальных и теоретических результатов применительно к УКЗ. Вследствие этого для установления оптимальных параметров функционирования удлиненных кумулятивных зарядов, обеспечивающих эффективное разрушение горных пород, необходимы как экспериментальные исследования взаимодействия УКЗ с преградой, так и разработка математических моделей, описывающих все стадии, предшествующие разрушению.

3.2. Экспериментальные исследования функционирования удлиненных кумулятивных зарядов

При изучении процессов взрывного разрушения горных пород для проверки различных научных идей и теоретических разработок необходимо широкое применение экспериментальных исследований. При практической реализации последних возникает проблема изменения физических параметров тел, участвующих в изучаемых процессах. Однократность взрывных нагрузок создает определенные трудности, связанные не только с весьма широким амплитудным диапазоном и частотным спектром измеряемых сигналов, но и с необходимостью защиты измерительных преобразователей от разрушительного действия взрыва. Также следует учитывать влияние измерительных преобразователей на измеряемые параметры.

Кроме того, для уменьшения количества экспериментов необходимо установить влияние каждого из параметров исследуемого объекта на эффективность его функционирования.

При планировании экспериментов исследования функционирования кумулятивных зарядов, которые представляют собой металлическую трубу диаметром 3-25 мм с кумулятивной выемкой по всей длине заряда, наполненную бризантным взрывчатим веществом, была установлена функциональная зависимость между параметрами УКЗ и эффективностью функционирования зарядов.

Эффективность функционирования кумулятивных зарядов непосредственно зависит от их геометрических параметров. Анализ работ, посвящённых исследованию эффективности разрушения удлиненными зарядами с продольной кумулятивной выемкой различной формы [60], показал, что все варианты возможных сечений УКЗ можно свести к двум основным типам, изображенным на рисунках 3.8 и 3.9.

Как видно из рисунков, оба варианта УКЗ описываются практически одной и той же системой геометрических параметров. Отличие в описании заключается в наличии параметра, характеризующего раствор кумулятивной выемки (φ) у УКЗ треугольного сечения и радиуса кумулятивной выемки (r_k) у УКЗ сложного профиля. Экспериментальные данные, приведенные в работе [58], и выводы, сделанные в работе [49], указывают на преимущество удлиненных зарядов с полуцилиндрической кумулятивной выемкой перед зарядами с треугольной выемкой.

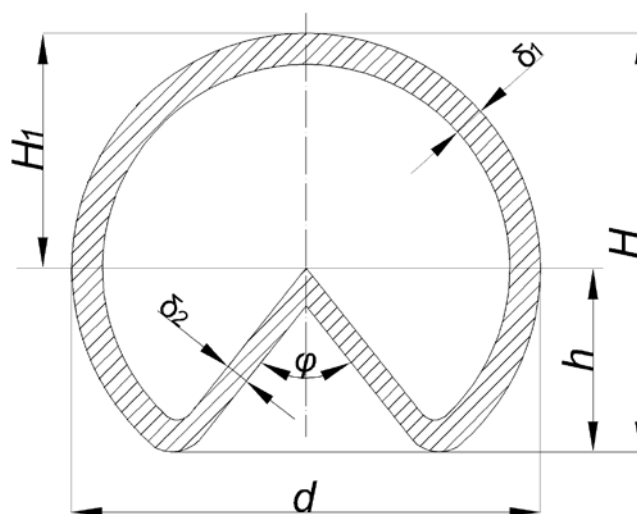


Рисунок 3.8 – Конструкция удлиненного кумулятивного заряда с треугольной кумулятивной выемкой

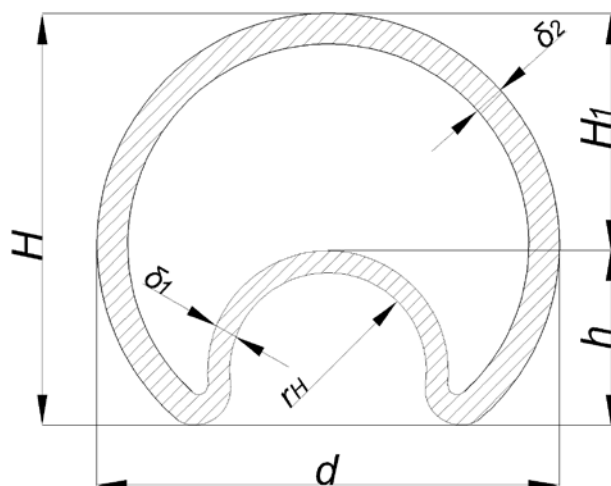


Рисунок 3.9 – Конструкция удлиненного кумулятивного заряда с кумулятивной выемкой сложного профиля

При взрывании удлиненных зарядов с треугольной кумулятивной выемкой высокая скорость движения сформированного кумулятивного ножа приводит к его неустойчивости и быстрому вырождению, т.е. разрыву на фрагменты. Это, в свою очередь, снижает проникающую способность кумулятивного ножа. Можно выделить следующие этапы процессов.

Процесс обжатия облицовки кумулятивного заряда, при котором происходит взаимодействие скользящей вдоль заряда оси детонационной волны с каждым сечением облицовки и оболочки заряда. Это в конечном счете определяет скорость движения оболочки заряда и скорость схлопывания элементов сечения кумулятивной облицовки заряда.

В процессе схлопывания элементов облицовки заряда происходит формирование кумулятивного ножа.

В процессе движения кумулятивного ножа происходит увеличение его размеров за счет градиентов скорости и разрыв его на фрагменты, при достижении элементами ножа критических удлинений.

В процессе внедрения кумулятивного ножа в породу образуется «первичная трещина» и под действием продуктов взрыва происходит ее дальнейшим рост.

Эффективность каждого из перечисленных процессов связана с исходными параметрами УКЗ, которые можно разбить на следующие группы.

1. Параметры, характеризующие материал оболочки УКЗ: ρ_c - плотность материала оболочки, C_c - скорость звука, σ_c - динамическая прочность, ε - предельное удлинение.

2. Параметры, характеризующие конструкцию УКЗ (рис. 3.8 и рис. 3.9): d - диаметр УКЗ, H - высота УКЗ, r_k - радиус кумулятивной выемки, h - высота кумулятивной выемки, δ_1 - толщина облицовки, δ_2 - толщина оболочки.

3. Параметры, характеризующие ВВ: $\rho_{\text{ВВ}}$ - плотность, D - скорость детонации, $m_{\text{ВВ}}$ - масса ВВ, приходящаяся на единицу длины УКЗ.

В качестве параметра, характеризующего взаимное расположение УКЗ и разрушаемого массива, использовалось оптимальное расстояние между горной породой и УКЗ, называемое фокусным (F).

4. Параметры, характеризующие горную породу: $\rho_{\text{пр}}$ - плотность, $C_{\text{пр}}$ - скорость звука в породе, $\sigma_{\text{сж}}^{\text{д}}$ - динамический предел прочности.

Глубина проникания кумулятивного ножа в горную породу характеризует эффективность УКЗ и является функцией вышеперечисленных параметров вида

$$L = f(\rho_c, C_c, \sigma_c, \varepsilon, d, H, h, r_k, \delta_1, \delta_2, \rho_{\text{ВВ}}, D, m_{\text{ВВ}}, \rho_{\text{пр}}, C_{\text{пр}}, \sigma_{\text{сж}}^{\text{д}}) \quad (3.18)$$

Используя π - теорему подобия, можно преобразовать аргументы в правой части в безразмерные комплексы, являющиеся критериями подобия.

Уравнение (3.18) примет вид

$$L = df_1 \left(\frac{H}{d}, \frac{h}{d}, \frac{r_k}{d}, \frac{\delta_1}{d}, \frac{\delta_2}{d}, \frac{F}{d}, \frac{m_{\text{ВВ}}}{\rho_c d^2}, \varepsilon, \frac{\sigma_c}{\rho_{\text{ВВ}} D^2}, \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{д}}}{\rho_{\text{ВВ}} D^2}, \frac{\rho_c}{\rho_{\text{ВВ}}}, \frac{\rho_{\text{пр}}}{\rho_c}, \frac{\rho_{\text{пр}} C_{\text{пр}}}{\rho_c C_c} \right) \quad (3.19)$$

Если учесть, что, как правило, в УКЗ будет использоваться один и тот же материал оболочки и состав ВВ, то в этом случае уравнение (3.19) можно представить в виде

$$L = df_2 \left(\frac{H}{d}, \frac{h}{d}, \frac{r_k}{d}, \frac{\delta_1}{d}, \frac{\delta_2}{d}, \frac{F}{d}, \frac{m_{\text{ВВ}}}{\rho_c d^2}, \frac{\sigma_{\text{сж}}^{\text{д}}}{\rho_{\text{ВВ}} D^2}, \frac{\rho_{\text{пр}}}{\rho_c}, \frac{\rho_{\text{пр}} C_{\text{пр}}}{\rho_c C_c} \right) \quad (3.20)$$

В случае, когда УКЗ применяется для разрушения одного и того же типа горной породы, уравнение еще больше упрощается:

$$L = df_3 \left(\frac{H}{d}, \frac{h}{d}, \frac{r_k}{d}, \frac{\delta_1}{d}, \frac{\delta_2}{d}, \frac{F}{d}, \frac{m_{\text{ВВ}}}{\rho_c d^2} \right). \quad (3.21)$$

Физическое подобие модели подтверждается экспериментальным фактом увеличения глубины проникания с ростом диаметра кумулятивного заряда [46].

Для экспериментальных исследований по изучению процесса функционирования УКЗ использовались заряды, конструктивные параметры которых в безразмерных переменных представлены в таблице 3.1.

Данные в таблице 3.1, показывают, что рассматриваемые конструкции УКЗ имеют разброс в значениях критериев подобия. Следовательно, для получения оптимальных конструкций УКЗ необходимо установить влияние каждого из приведенных критериев подобия на эффективность функционирования УКЗ и получить экспериментальные данные о процессах детонации УКЗ и формировании, и движении кумулятивного ножа.

Таблица 3.1 – Параметры УКЗ в безразмерных переменных

Тип Заряда	$\frac{H}{d}$	$\frac{h}{d}$	$\frac{r_k}{d}$	$\frac{\delta_1}{d}$	$\frac{\delta_2}{d}$	$\frac{m_{\text{ВВ}}}{\rho_c d^2}$
УКЗ-1, $d = 6,75 \cdot 10^{-3}$ м, $m_{\text{ВВ}} = 23 \cdot 10^{-3}$ кг	0,790	0,207	0,440	0,065	0,103	0,5670
УКЗ-2, $d = 9,0 \cdot 10^{-3}$ м, $m_{\text{ВВ}} = 46 \cdot 10^{-3}$ кг	0,920	0,330	0,444	0,061	0,110	0,0638
УКЗ-3, $d = 4,3 \cdot 10^{-3}$ м, $m_{\text{ВВ}} = 10 \cdot 10^{-3}$ кг	0,825	0,220	0,465	0,058	0,081	0,0607
УКЗ-4, $d = 2,6 \cdot 10^{-3}$ м, $m_{\text{ВВ}} = 3,5 \cdot 10^{-3}$ кг	0,965	0,355	0,385	0,095	0,135	0,0580

Скорость детонации ВВ является одной из основных характеристик взрывчатого разложения. Ее величина зависит от таких характеристик заряда, как его диаметр, плотность, агрегатное состояние, наличие оболочки и т.д. [55].

Изучением зависимости скорости детонации от диаметра заряда занимались Дотриш, Кай и многие другие исследователи. Наиболее систематические исследования в этой области проведены в Советском Союзе А.Ф. Беляевым и А.П. Боболевым, а зарубежом - М. Куком, П. Персоном, К.

Юхансоном. Установлено, что с увеличением диаметра заряда скорость детонации повышается [54].

Для порошкообразных ВВ малой плотности относительное увеличение скорости детонации ($D/D_{\text{макс}}$) определяется приблизительно отношением диаметров зарядов ($d/d_{\text{пр}}$). В соответствии с этим скорость детонации быстро - при незначительном увеличении диаметра - возрастает у ВВ, имеющих малый критический диаметр [55].

В работе [46] показано, что для большинства ВВ реальная скорость детонации зарядов, плотность которых $\rho \geq 1 \cdot 10^3$ кг/м³ не зависит от плотности

$$D_{\text{пр}} = D_1 + M(\rho - \rho_1), \quad (3.22)$$

где $D_{\text{пр}}$ - реальная скорость детонации заряда ВВ, D_1 - скорость детонации заряда ($\rho_1 \geq 1 \cdot 10^3$ кг/м³), ρ - плотность ВВ в заряде, M - коэффициент, зависящий от характеристик ВВ.

Для октогена, который использовали для снаряжения УКЗ, при $\rho_1 \geq 1 \cdot 10^3$ кг/м³ скорость детонации $D_1 = 6980$ м/с, а $M = 3590$ (м/с)/(кг/м³). Тогда предполагаемая скорость для исследуемых УКЗ при средней плотности ВВ в них $\rho = 1,63 \cdot 10^3$ кг/м³ составит величину 8350 м/с.

С учетом вышеизложенного были спланированы эксперименты по определению скорости детонации исследуемых зарядов. В исследованиях использовались четыре типа УКЗ (таблица 3.2). Ориентировочная плотность ВВ в зарядах составляла 1630-1750 кг/м³. Съемка процесса детонации УКЗ проводилась по методике, приведенной в предыдущем разделе.

Анализ полученных экспериментальных данных показал, что изменение скорости детонации от диаметра заряда имеет зависимость вида

$$D = D_{\text{пр}} A(d/d_{\text{пр}}), \quad (3.23)$$

где $D_{\text{пр}}$ - предельная скорость детонации, полученная в экспериментах при $d = d_{\text{пр}}$, d - диаметр УКЗ, $d_{\text{пр}}$ - предельный диаметр УКЗ, A - коэффициент пропорциональности.

Таблица 3.2 – Экспериментальные значения параметров кумулятивного ножа

Тип УКЗ	Скорость детонации D , м/с	Скорост ь головно й части ножа, v_{Γ} , м/с	Скорость хвостово й части ножа, $v_{\text{ХВ}}$, м/с	Начальная длина кумулятивног о ножа, l_0 , м · 10 ³	Начальная ширина кумулятивног о ножа, Δ , м · 10 ³	Скорост ь движени я оболочк и УКЗ, W , м/с	Предельная длина кумулятивног о ножа, $l_{\text{пр}}$, м · 10 ³	Угол фронта	
								облицовк и	оболочк и
УКЗ -1	8600- 8800	2800- 3200	1000- 1400	2,2-2,7	0,3-0,5	1300- 1500	9,0-9,7	19°	11°
УКЗ -2	8700- 8800	3600- 3800	1200- 1300	4,0-4,4	0,7-0,8	1700- 1800	13-16	25	12
УКЗ -3	8500- 8600	2900- 3150	1000- 1100	2,1-2,3	0,3-0,4	1400- 1700	6,3-7,5	21	11
УКЗ -4	7200- 7600	2500- 2800	1700- 1800	0,7-0,8	0,08-0,1	1300- 1500	2,4-3,4	20	12

Из анализа кинограмм было установлено, что при детонации УКЗ формируется устойчивый кумулятивный нож. Причем, чем больше скорость детонации заряда, тем выше скорость движения кумулятивного ножа

3.4. Разработка конструкции удлиненного кумулятивного заряда для разгрузки приконтурного массива подготовительных выработок

В связи со значительными объемами применения бесцеликовых схем подготовки выемочных участков на шахтах России возникает острая необходимость в изыскании способов сохранения повторно используемых выработок в нормальном эксплуатационном состоянии. Особенно это касается пластов с труднообрушаемыми породами основной кровли, зависание которых в выработанном пространстве на больших площадях приводит к значительным величинам смещений кровли, увеличению нагрузок на крепь выработок и интенсификации пучения почвы. В результате совместного проявления данных отрицательных факторов сохраняемая выработка за очистным забоем часто приходит в аварийное состояние с деформацией крепи и восстановлению в большинстве случаев не подлежит.

С целью сохранения повторно используемых выработок рекомендуется использование следующих активных способов: скважинной щелевой и взрывощелевой разгрузки, а также отсечного торпедирования. Весьма эффективным средством при отработке пластов с труднообрушаемыми кровлями является способ отсечного торпедирования, который позволяет не только снизить величины опускания кровли, но и уменьшить пучение почвы. Однако следует отметить, что такие выводы сделаны из опыта применения отсечного торпедирования при основной кровле с прочностью на сжатие до 120 МПа. При большей прочности пород, вследствие образования незначительной зоны трещин при взрыве заряда ВВ, этот способ не даст необходимого эффекта.

Заслуживает внимания способ направленного гидроразрыва, разработанный ВостНИИ на основе гидродинамической стратификации пород

основной кровли. Начальные трещины в скважинах образуются специальным щеленарезным инструментом, довольно сложным в изготовлении и эксплуатации. Кроме того, трещины имеют ограниченную длину и глубину, что ограничивает эффективное применение данного способа, если основная кровля - большой мощности и прочности.

Для решения этих вопросов разработан взрывогидравлический способ разрушения прочных пород кровли, в основу которого положено образование начальных трещин взрыванием небольшого по весу кумулятивного заряда ВВ 0,5-1,5 кг, размещенного в рабочих скважинах.

После образования начальной трещины производится герметизация данного участка скважины с последующим нагнетанием жидкости по высоконапорному трубопроводу от насоса типа УНГ, т.е. осуществляется гидроразрыв пород основной кровли.

Применение УКЗ позволяет образовывать начальные трещины в горном массиве. Для этой цели требуется разработка соответствующих конструкций кумулятивных зарядов ВВ.

Разгрузка приконтурного массива горных пород от повышенного горного давления предусматривает отсечение зависающей консольной части плиты основной кровли над выработанным пространством движущейся лавы. Это позволяет уменьшить величины опускания кровли, значительно снизить концентрацию напряжений вблизи контура угольного целика, а, следовательно, уменьшить величины пучения почвы.

Отсечение зависающих консолей производится применением взрывогидравлического способа, позволяющего впереди лавы образовать поверхности разрушения, по которым происходит в выработанном пространстве обрушение пород основной кровли.

Для образования начальной трещины была разработана конструкция продольного кумулятивного заряда ВВ, приведенная на рис. 3.10.

Корпус 1 изготовлен из негорючей пластиковой (резистосолевой) гильзы, к которой крепится трубка 2 диаметром 18 мм, выполняющая роль кумулятивной

выемки. Гильза заполняется ВВ 9 (аммонит Т-19), ВВ IV класса предохранительности, допущенным к применению на шахтах опасных по газу и пыли, и в ней располагают два электродетонатора 6 с проводами 7. Для удержания заряда в скважине у верхнего его торца монтируется стопорное устройство 10. В головной части заряда крепится винтами 5 направляющая головка 9, а в хвостовой - деревянная пробка 4, служащая для ориентирования заряда в скважине. Забойка 3, состоящая из глины или ПЗМ, расположена над хвостовой деревянной пробкой.

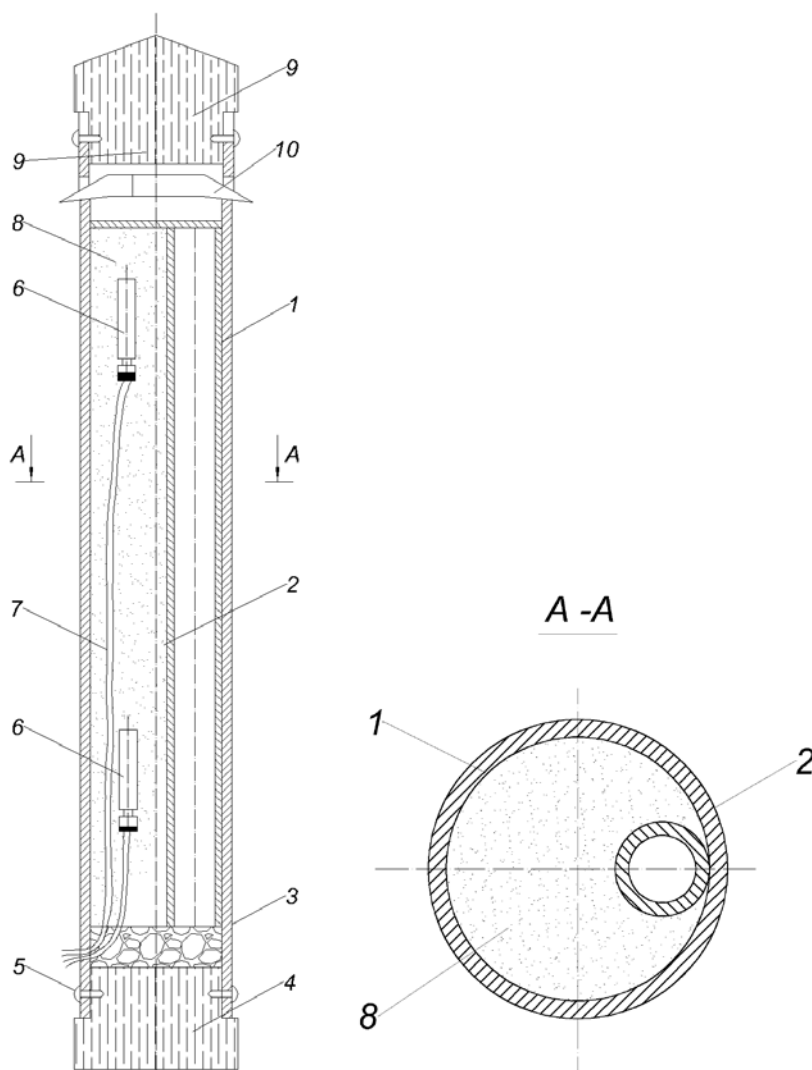


Рисунок 3.10 – Конструкция кумулятивного заряда:

- 1 - резистосолевой корпус (гильза); 2 - кумулятивная воронка; 3 - забойка ПЗМ или глина;
 4 - деревянная пробка; 5 - винт; 6 - электродетонатор;
 7 - электропровода; 8 - заряд ВВ; 9 - направляющая головка; 10 - стопор

Кумулятивный заряд доставлялся к забою скважины вручную с помощью составных забойников и ориентировался в скважине таким образом, чтобы кумулятивная воронка была направлена параллельно оси выработки. Взрывание производилось при установке забойников на почву пласта. С целью рационального заложения разгрузочных скважин была пробурена специальная, разведочная длиной 25 м под углом 75° . По результатам исследования керна, определения положения ослабленных контактов были найдены параметры заложения разгруженных скважин. При этом также учитывались условия изгиба плиты зависающих пород. Скважина пробуривается в плоскости естественного обрушения пород основной кровли вдоль выработки, а длина ее определяется расположением по высоте слоя начальной трещины, а, следовательно, и кумулятивного заряда ВВ. Развиваемая давлением воды поверхность разрушения от начальной трещины должна располагаться в зоне максимальных растягивающих напряжений, т.е. вблизи верхнего контура изгибающегося слоя (рис. 3.11).

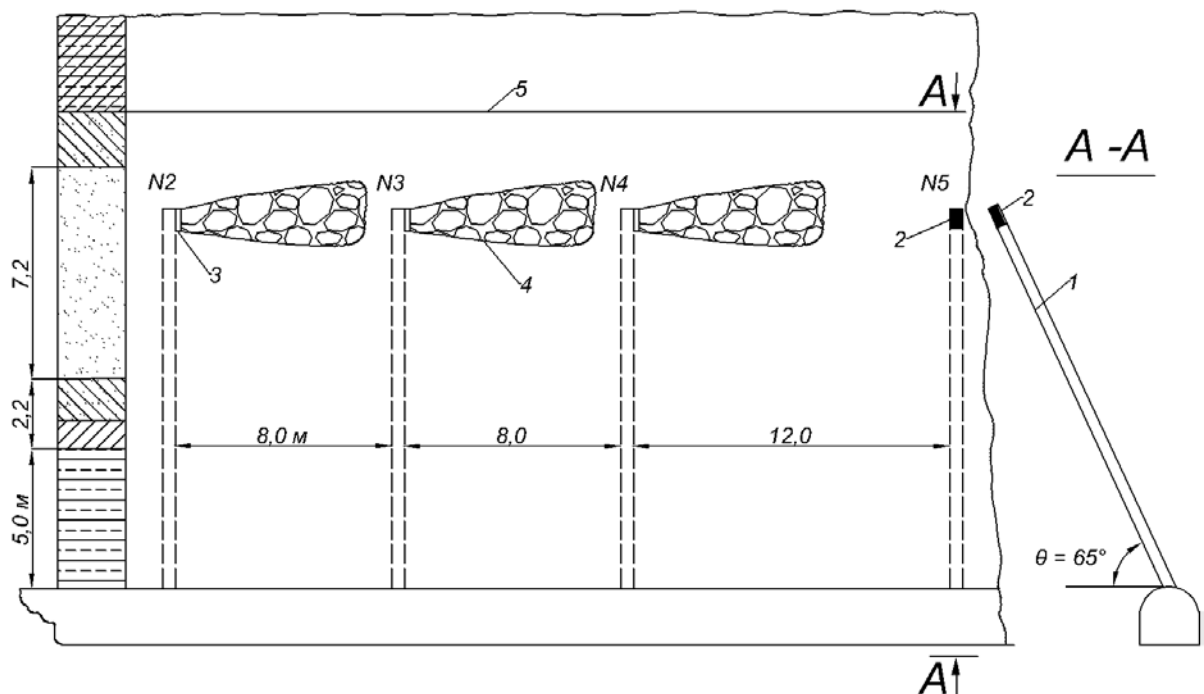


Рисунок 3.11 – Схема и параметры заложения разгрузочных скважин:

1 - разгрузочные скважины; 2 - кумулятивный заряд; 3 - начальная трещина;

4 - поверхность разрушения; 5 - ослабленный контакт

Расстояние между скважинами принималось 8 м, исходя из опыта ВостНИИ, а затем увеличивалось до 12 м. На экспериментальном участке шахты «Чертинская-Коксовая», при проведении конвейерного штрека 555, было пробурено девять скважин, параметры которых приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Параметры заложения скважин

Параметры скважин	Номера скважин								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Длина, м	12,2	13,7	13,7	13,5	13,0	13,2	13,0	14,0	13,0
Диаметр, мм	76	76	76	93	93	93	59	59	59
Угол заложения, °	65	65	65	65	65	70	70	75	75
Расстояние между скважинами, м	-	12	8	8	12	12	8	17	8

Всего обработано по данной технологии пять скважин (№№ 3, 4, 5, 6, 7). В скважине № 1 взорван кумулятивный заряд, но нагнетание не производилось. В скважине № 2 сделана попытка гидроразрыва без взрывания кумулятивного заряда, а скважины 8 и 9 по техническим причинам были не обработаны.

Параметры кумулятивных зарядов ВВ и нагнетаемой жидкости в режиме гидроразрыва приведены в табл. 3.4, из которой видно, что время нагнетания жидкости составляло от 5 до 15 мин. За этот период в массив пород кровли закачивалось до 1,5 м³ жидкости при 2-3-х ступенях гидроразрыва пород.

Таблица 3.4 – Параметры УКЗ и гидроразрыва пород

Параметры зарядов ВВ и воды	Номера скважин								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Вес заряда, кг	1,6	-	0,6	0,6	0,6	0,6	0,5	-	-
Длина заряда, м	1,2	-	0,8	0,4	0,4	0,4	0,4	-	-
Время нагнетания, мин	-	10	5	15	15	12	5	-	-
Давление гидроразрыва, МПа	-	18	18	17	17	18	15	-	-
Падение давления после гидроразрыва, МПа	-	18	13-15	10	10	15	Плавное, до 10	-	-

Диаграмма изменения давления жидкости при нагнетании до достижения гидроразрыва и при развитии поверхности разрушения приведена на рис. 3.12. Из рассмотрения ее видно, что давление в камере высокого давления с начальной

трещиной на участке скважины, ограниченной герметизатором, постепенно повышается до давления гидроразрыва, которое составляет 17-18 МПа. При этом следует отметить, что, достигнув данной величины, давление остается постоянным несмотря на нагнетание жидкости. Это объясняется тем, что идет процесс заполнения жидкостью зоны кумулятивного воздействия, фильтрации жидкости в породы, окружающие начальную трещину, заполнения зоны микротрещин, образовавшейся в результате движения кумулятивной струи при взрыве заряда ВВ.

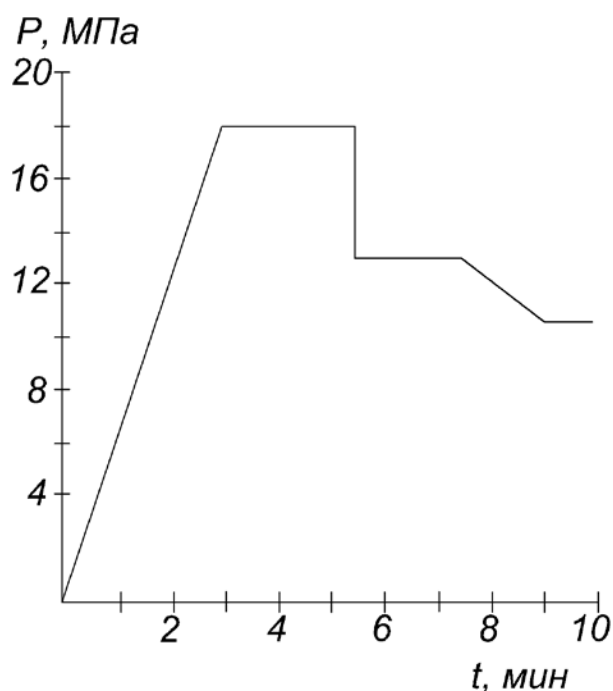


Рисунок 3.12 – Диаграмма изменения давления жидкости при нагнетании в породы кровли

При гидроразрыве пород кровли происходит резкое падение давления до 10-15 МПа с его последующей стабилизацией на этом уровне в течение 3-4 мин. Дальнейший гидроразрыв происходил при меньшем давлении жидкости в течение 2-3 мин.

Выводы

1. Кумулятивный эффект состоит в том, что он связан с существенным уплотнением продуктов детонации, ростом давления в них, а также со

значительным увеличением плотности энергии как в разлетающихся продуктах детонации, так и в возникающих при взрыве ударных волнах.

2. Несмотря на положительные результаты промышленных экспериментов, использование УКЗ для разрушения пород не нашло широкого применения в горной промышленности.

В настоящее время промышленностью выпускаются гибкие кумулятивные заряды (ГКЗ), которые успешно используются в различных областях народного хозяйства, например, при рубке металлических конструкций, однако рамки их применения ограничены узкой областью из-за недостаточной изученности потенциальных возможностей этих конструкций.

3. Приведенный анализ моделей функционирования кумулятивных зарядов показывает отсутствие единого описания механизма действия этих зарядов и недостаточное количество экспериментальных и теоретических результатов применительно к УКЗ. Вследствие этого для установления оптимальных параметров функционирования удлиненных кумулятивных зарядов, обеспечивающих эффективное разрушение горных пород, необходимы как экспериментальные исследования взаимодействия УКЗ с преградой, так и разработка математических моделей, описывающих все стадии, предшествующие разрушению.

4. Исследованы параметры УКЗ и кумулятивного ножа, которые зависят от геометрических параметров кумулятивной выемки, свойств материала оболочки и облицовки, а также применяемого типа ВВ.

5. Разработана конструкция кумулятивного заряда, размещаемого в резистосолевом корпусе и снаряжаемая предохранительным ВВ IV класса – Аммонитом Т-19, позволяющая формировать первичную трещину в массиве пород для последующего гидроразрыва пород кровли.

6. Проведены исследования процесса и определены параметры направленного гидроразрыва пород основной кровли по сформированной «первичной трещине» в массиве.

Давление жидкости, нагнетаемой в массив для его гидроразрыва, составило $15\div 18$ МПа, а время нагнетания $10\div 15$ мин.

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА СПОСОБА ОХРАНЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, НАПРАВЛЕННОГО НА СНИЖЕНИЕ ИНТЕНСИВНОСТИ ПУЧЕНИЯ ПОРОД ПОЧВЫ ВЫРАБОТОК И ПОВЫШЕНИЯ ИХ УСТОЙЧИВОСТИ

Рекомендуемый в диссертационной работе, способ охраны горных выработок основан на применении податливых межлавных целиков, вместо устойчивых (жестких) целиков, в комплексе с применением направленного гидроразрыва тяжелой кровли по предварительно сформированным трещинам в массиве вследствие взрыва специальных удлиненных кумулятивных зарядов (УКЗ). Разупрочнение тяжелой кровли способствует обрушению зависающей консоли кровли над податливым целиком со стороны выработанного пространства очистного забоя, что значительно снижает напряжение в горном массиве и угольном целике, что способствует снижению интенсивности пучения пород почвы и повышает устойчивость горной выработки.

4.1. Методика определения размеров межлавных целиков по пластам 4 и 5 при креплении подготовительных выработок анкерной крепью

Бесцеликовая технология ведения горных работ способствует увеличению полноты извлечения полезного ископаемого, при отработке свиты пластов позволяет избежать ведения горных работ в зонах повышенного горного давления (ЗПГД) на выше и нижележащих пластах, а при отработке пластов, склонных к горным ударам, снизить удароопасность.

В условиях шахты «Чертинская-Коксовая» почва всех пластов свиты склонна к пучению. Поддержание подготовительных выработок разрушающимися (податливыми) межлавными целиками имеет ряд недостатков, особенно в период и после отработки смежной лавы. Проявления влияния

опорного давления от смежной лавы на охраняемую выработку, практически не отличаются от условий сохранения выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством. То есть, за счет отслоения пород кровли, пучения почвы и выдавливания бортов выработки, происходит уменьшение сечения выработки, не смотря на принимаемые меры, направленные на сохранение геометрических параметров штрека.

Все пласты свиты отнесены к угрожаемым по горным ударам с глубины 200 м. Опережающая отработка защитных пластов, без оставления на нем целиков угля, является основным региональным мероприятием по борьбе с горными ударами и выбросами угля и газа.

Исходя из выше изложенного, рекомендуем способ проведения и поддержания подготовительных выработок по пластам 4 и 5 - в присечку к выработанному пространству с оставляемыми податливыми межлавыми целиками не более $0,1l$, где l - ширина зоны опорного давления, зависящая от глубины разработки (H), и погашением их за очистным забоем. В отдельных случаях, где отсутствует техническая и технологическая возможности проведения выработки в присечку к выработанному пространству, рекомендуется повторное использование выработок со сроком службы до 5 лет с применением анкеров глубокого заложения. При данной схеме отработки пластов 4 и 5 исключается формирование зон ПГД на ниже- вышележащие пласты свиты от оставляемых межлавных целиков. Размеры межлавных податливых целиков по пластам 4 и 5 приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Размеры межлавных податливых целиков

Глубина горных работ, м	Величины размеров податливых межлавных целиков, м	
	Наименование пласта	
	Пласт 4	Пласт 5
	$m_B = 2,6$ м	$m_B = 2,0$ м
200	4	4
250	5	4
300	6	5
350	6	5
400	7	6
450	7	6
500	7	6
550	-	7
600	-	7
650	-	7

Ширина межлавных целиков с одной стороны должна быть такой, чтобы обеспечить сохранность выработок в течение всего срока их эксплуатации, а с другой стороны такой, чтобы обеспечить полноту выемки полезного ископаемого. Так как пласты угля в пределах шахтного поля отнесены к угрожаемым по горным ударам, то минимальная допустимая ширина межлавных целиков, при условии применения в качестве крепи выработок сталеполимерных анкеров, должна быть такой, чтобы в целике с предельно напряженным состоянием краевых частей, имеющаяся упругая область между двумя максимумами зон опорного давления от оконтуривающих целик выработок, была равна не менее мощности пласта. При этом, необходимо также учитывать имеющуюся зону трещиноватости и расслоения угля в бортах выработок, оконтуривающих целик. Требование о том, чтобы максимумы зон опорного давления не перекрывались в межлавном целике вызвано тем, что наложение двух зон увеличит примерно в два раза удельную нагрузку на целик и оконтуривающие выработки. Для того, чтобы максимумы зон опорного давления не перекрывались, необходимо оставить дополнительный запас целика не менее мощности пласта.

Расчет ширины устойчивых межлавных целиков без условия его извлечения произведем из условия, что предыдущая лава отработана и пройдена

(или проходится) подготовительная выработка для следующей лавы, которую надо охранять целиком угля.

Положение максимумов зоны опорного давления можно рассчитать по следующей формуле:

$$a = x + 0,96 \cdot e \cdot \left(\frac{h}{k_*} \cdot |k_I| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot f(p), \text{ м} \quad (4.1)$$

где x - ширина зоны трещиноватости угля в бортах выработок. По многочисленным данным геофизических исследований Кемеровского Представительства ВНИМИ на шахтах Кузбасса при помощи геофизической аппаратуры установлено, что ширина зоны трещиноватости угля в бортах выработок в среднем составляет $x = 1,5$ м;

e – множитель, учитывающий пространственный характер задачи;

h - полумощность пласта вынимаемая, м;

k_* - коэффициент линейной аппроксимации, $k_* = 1,3 \cdot \sigma_{\text{куб}}$, кг/см²;

k_I - коэффициент интенсивности напряжений;

$f(p)$ - коэффициент, зависящий функционально от значения коэффициента p ;

$\sigma_{\text{куб}}$ – прочность угля на сжатие, $\sigma_{\text{куб}} = f \cdot 100$, где f - крепость угля.

Множитель e , учитывающий пространственный характер задачи, функционально зависит от коэффициента, рассчитываемого по формуле:

$$ж = \frac{2X_o}{2l} \quad (4.2)$$

$$e = -0,2424 \cdot ж^2 + 0,0015 \cdot ж + 0,09914 \quad (4.3)$$

где $2X_o$ – общая ширина выработанного пространства, $2X_o = 2S_1 + 2S_2$, м;

$2l = 2S_2$ - длина очистной выработки в плане, м.

Коэффициент интенсивности напряжений определяется по формуле:

$$k_I = -\gamma H \cdot \sqrt{X_o} \cdot \varphi_2, \text{ кг/см}^2 \quad (4.4)$$

где γ - средний объемный вес вышележащих пород, $\gamma = 2,5$ т/м³;

H - глубина ведения горных работ, м;

X_o – полуширина прилегающего выработанного пространства, м;

φ_2 – коэффициент, значения которого находятся в функции от $2S_{1,2}/2X_o$ и $2L/2X_o$;

$2S_{1,2}$ – соответственно ширина подготовительной и длина очистной выработок в плане в плане, $2S_1 = 5,0$ м, $2S_2 =$ от 150 до 220 м.

Коэффициент p определяется по формуле:

$$p = 0,57 \cdot \frac{\sigma_{\text{куб}}^3}{k_I^2} \cdot \frac{h}{k_*} \quad (4.5)$$

$$f(p) = \frac{1}{\sqrt[3]{4}} \cdot \left(\sqrt[3]{\sqrt{1+p} + 1} - \sqrt[3]{\sqrt{1+p} - 1} \right)^2 \quad (4.6)$$

Таким образом, минимальная допустимая для обеспечения устойчивости подготовительных выработок ширина межлавного целика определится по формуле:

$$L_{\text{ц}} = (a_{\text{л}} + a_{\text{п}} + m_{\text{в}}) \cdot n, \text{ м} \quad (4.7)$$

где $L_{\text{ц}}$ – минимальная допустимая ширина межлавных целиков, м;

$a_{\text{п}}$ – расстояние до максимума опорного давления со стороны подготовительной выработки, м;

$a_{\text{л}}$ – расстояние до максимума опорного давления со стороны очистной выработки, м;

$m_{\text{в}}$ – вынимаемая мощность пласта, м;

n – коэффициент запаса, вводимый чтобы учесть возможные изменения крепости угля, вынимаемой мощности пласта, появления разрывов пласта, труднообрушаемой кровли, высокой трещиноватости, мелкоамплитудной нарушенности, высоких скоростей подвигания очистного забоя, и других факторов, осложняющих ведение горных работ. Принимаем $n = 1,5$.

Результаты расчета ширины устойчивых межлавных целиков по пластам 4 и 5, в зависимости от глубины и вынимаемой мощности пластов, сведем в таблицу 4.2.

Таблица 4.2 – Расчет ширины устойчивых (жестких) межлавных целиков

Глубина горных работ, м	Величины размеров устойчивых (жестких) межлавных целиков, м	
	Наименование пласта	
	Пласт 4	Пласт 5
	$m_B = 1,5$ м	$m_B = 2,0$ м
200	13	14
250	14	16
300	15	17
350	16	18
400	17	19
450	18	20
500	18	21
550	19	22
600	20	23
650	-	24

Охрана выработок устойчивыми межлавными целиками обеспечивает их поддержание в удовлетворительном состоянии без дополнительных мероприятий по усилению крепления. Полученные размеры устойчивых межлавных целиков позволяют вести подготовку очистных забоев спаренными выработками.

Следует иметь в виду, что при попадании данных целиков в зону ПГД, и при отработке смежной погашающей лавы, данные целики будут являться нагруженными и могут быть потенциально удароопасными, так как в них будут накапливаться напряжения. В этой связи, при ведении горных работ необходимо будет производить прогноз удароопасности данных целиков, в том числе геофизическими методами. Также обращаем внимание на то обстоятельство, что устойчивость подготовительных выработок в зоне влияния погашающей лавы будет также в большей степени зависеть и от правильности составления паспорта крепления.

При решении проблем, связанных с проветриванием и дегазацией выемочных столбов лав, может возникнуть вопрос о необходимости проведения промежуточных штреков в теле лавы. Промежуточный штрек должен охраняться целиком угля не менее $0,5l$, где l - ширина зоны опорного давления, от конвейерного или вентиляционного штрека данной лавы. Расчет

минимальных значений размеров целиков, при условии их выемки, между промежуточным и конвейерным/вентиляционным штреком представлен в таблице 4.3.

Как показывает практика, проведение промежуточных штреков целесообразно с целиком, размер которого составляет от 1/4 до 1/3 длины очистного забоя, но не меньше размера, указанного в таблице 4.3.

Подготовка и отработка выемочных столбов 550, 560, 561 производилась на глубине 550-630 м от поверхности. Подготовка столбов проводилась спаренными выработками с жёстким целиком между ними. При этом один штрек был вентиляционным для предстоящего выемочного участка, а второй осевым для последующего участка.

Таблица 4.3 – Минимальные размеры устойчивых (жестких) целиков

Глубина горных работ, м	Величины минимальных размеров устойчивых (жестких) целиков, м	
	Наименование пласта	
	Пласт 4	Пласт 5
	$m_b = 1,5 \text{ м}$	$m_b = 2,0 \text{ м}$
200	17	19
250	20	22
300	22	25
350	23	27
400	25	29
450	26	31
500	28	32
550	29	34
600	30	35
650	-	36

После отработки выемочного столба и завершения процессов сдвижения вприсечку к выработанному пространству с оставлением податливого целика 2-3 м пласта проводился конвейерный штрек. Охрана выработок податливыми целиками применялась т.к. почва пласта 5 склонна к пучению. Осевые штреки

применялись из-за высокой газоносности пласта (до 25-28 м³/т) для подачи необходимого количества воздуха.

По результатам наблюдений в выработках выемочных столбов 550, 560, 561 величина пучения составляла:

вне зоны влияния опорного давления лавы

- в конвейерных штреках через год после проведения – 0,4-0,6 м, в зонах влияния геологических нарушений – до 1,1 м;
- в сбойках между конвейерными и осевыми штреками – до 1,2-1,8 м;
- в осевых штреках – до 1,2 м;

в зоне влияния опорного давления лавы

- в конвейерных штреках дополнительно – 0,4-0,6 м;
- в осевых штреках – до 1 м.

Учитывая то, что почва всех угольных пластов свиты на шахте «Чертинская-Коксовая» склонна к пучению, потребовалась разработка способа охраны выработок, направленного на снижение интенсивности пучения и повышения устойчивости выработок.

4.2. Разработка способа и параметров снижения интенсивности пучения пород почвы и повышения устойчивости выработок

Для снижения интенсивности пучения пород почвы в конвейерном штреке 555 шахты «Чертинская-Коксовая» был выбран экспериментальный участок с ПК 20 по ПК 46, где апробировался предложенный способ охраны выработок.

Проведение конвейерного штрека 555 осуществляется по пласту 5, состоящего из двух пачек, разделенных пачкой алевролита мощностью, в среднем 0,05 м. Мощность пласта, пологого залегания ($0^\circ \div 30^\circ$), колеблется в пределах $1,75 \div 2,76$ м, при среднем значении 1,92 м.

Осложняющими факторами при проведении выработок будут являться мелкоамплитудные разрывные нарушения типа «сброс» и «взброс» с амплитудами смещения 0,1 – 0,5 м и углами падения от 40° до 80° .

Непосредственная кровля ($7 \div 10$ м), в основном представлена мелкозернистыми до крупнозернистыми алевролитами, в ее нижней части (0,5-1,2 м) имеются многочисленные включения углефицированных остатков растительности и линзочек угля, неустойчивая и зачастую обрушается с образованием куполов высотой до 1,2 м.

Непосредственная кровля средней устойчивости до неустойчивой. Время устойчивого состояния $t = 0,1-0,5$ час, допустимые размеры обнажения 0,5х20 м. В зонах интенсивной трещиноватости кровля весьма неустойчивая $t = 0,1$ час, допустимые размеры обнажения 0,5х5 м.

Основная кровля по нагрузочным свойствам легкая, средней обрушаемости, представлена мелкозернистыми песчаниками.

Согласно «Инструкции по геологическим работам» индекс боковых пород и пород активной кровли 34.100.23.

Непосредственная почва средней крепости, при увлажнении и размокании склонна к пучению.

При проведении подготовительных выработок возможен приток воды в виде капежа с кровли до 1 м³/час, локальными участками ожидается выделение воды из почвы выработок до 1-1,5 м³/час.

Прогнозная газоносность пласта 5 на участке горных работ по данным геологоразведочных работ составляет от 25 м³/т до более 26 м³/т (в районе уклонов 7/5). Пласт с глубины 200 м угрожаемый по горным ударам.

Горные работы по проведению подготовительной выработки будут производиться ниже границы выбросоопасности.

Конвейерный штрек 555 производится согласно проектной документации «Отработка запасов Чертинской брахисинклинали в границах горных отводов ООО «Шахта Чертинская-Коксовая».

Паспорт проведения и крепления конвейерного штрека 555 представлен на рисунке 4.1.

Сущность способа борьбы с пучением пород почвы и повышения устойчивости выработки от воздействия горного давления заключается в том,

что зависающую консоль пород основной кровли разделяют на блоки небольших размеров. Для этого в кровлю пласта бурится одна или две скважины. Затем в скважины помещаются УКЗ и взрываются в режиме камуфлета, с целью образования первичной (начальной) трещины. Кумулятивную выемку ориентируют вдоль оси выработки. Величину (длину) первичной трещины ($L_{тр}$) можно определить по зависимости [61]:

$$L_{тр} = \frac{0,25h_0}{3 \sin \alpha}, \quad (4.8)$$

где α – угол заложения скважины над угольным пластом, град.; h_0 – мощность обрушаемого слоя основной кровли, м.

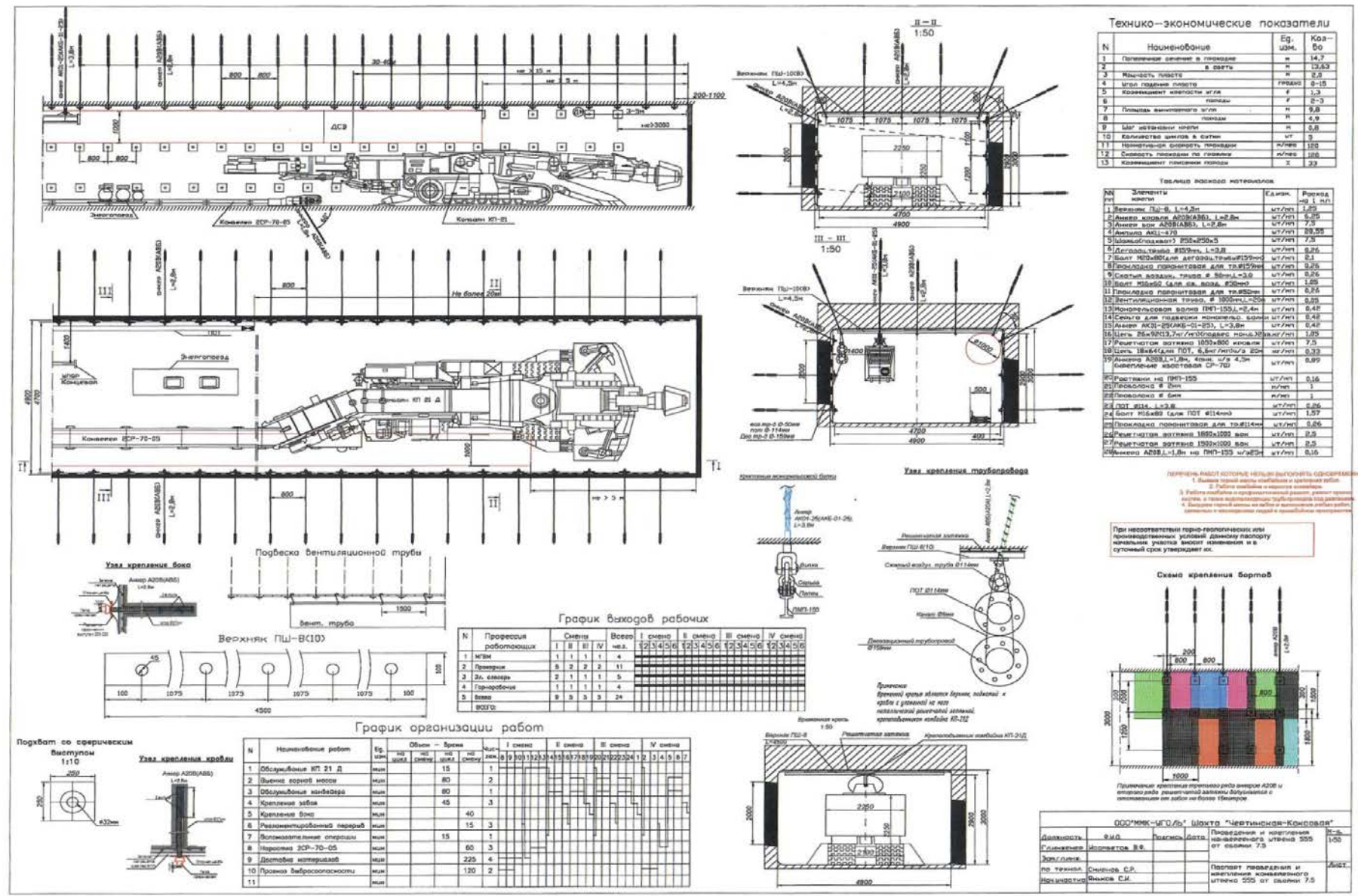


Рисунок 4.1 – Паспорт проведения и крепления конвейерного штрека 555

Длина скважины определяется по зависимости:

$$L_{\text{скв}} = \frac{h_0 + h_{\text{н.к.}}}{\sin \alpha} - 2L_{\text{тр}}, \quad (4.9)$$

где $h_{\text{н.к.}}$ – расстояние от устья скважины до верхнего контура непосредственной кровли, м.

Расстояние между скважинами (B) определяют (рассчитывают) по зависимости:

$$B = L_{\text{раз}} + 0,33L_0, \quad (4.10)$$

где $L_{\text{раз}}$ – длина поверхности разрушения, м; L_0 – шаг обрушения основной кровли, м.

Таблица 4.4 – Расчетные параметры заложения скважин

№ скв	α	$L_{\text{скв}}$, м	$d_{\text{скв}}$, мм	B , м
Скважина № 1	50°	10,45	76	30,0 ÷ 40,0
Скважина № 2	50°	9,2	76	30,0 ÷ 40,0

После образования первичной трещины скважины герметизируются специальным устройством (пакером) и производится нагнетание воды под высоким давлением.

Параметры удлиненного кумулятивного заряда (УКЗ) и нагнетания жидкости (воды) приведены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Параметры УКЗ и гидровоздействия на массив пород основной кровли

№ скв	Вес УКЗ, кг	Длина УКЗ, м	Максимальное давление, МПа	Время нагнетания, мин
Скважина № 1	1,6	1,2	18,0	15
Скважина № 2	0,8	0,6	15,0	12

Скважины для НГР горного массива герметизируются специальными устройствами типа ГАС-42 или «Таурис» [62].

4.3. Шахтные испытания разработанного способа борьбы с пучением пород почвы и повышения устойчивости выработки

Задачами шахтных инструментальных наблюдений являлись исследование характера и величин смещения пород в окрестности выемочных выработок при различных способах охраны.

Объектами наблюдений являлись выработки, предназначенные для повторного использования при столбовой системе разработки.

Распространенным методом исследования смещений пород вокруг выработки являются шахтные инструментальные наблюдения на специальных замерных станциях, оборудованных контурными и глубинными реперами (рис. 4.2).

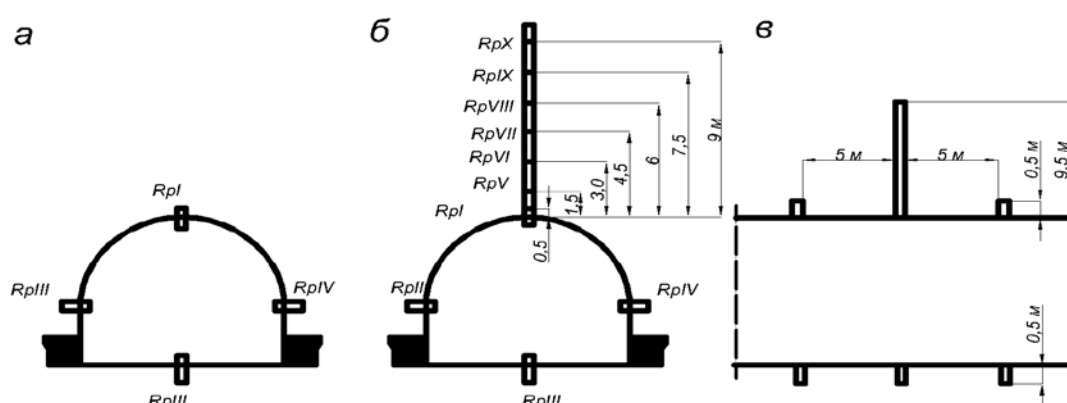


Рисунок 4.2 – Схемы замерных станций:

а – из контурных реперов; б – из контурных и глубинных реперов;

в – расположение замерных станций по длине выработки

Контурные реперы предназначены для получения данных о величинах смещений пород, кровли, почвы и боков выработки, а глубинные - для исследования смещений пород в массиве при различном удалении от контура выработки.

Замерная станция состояла из трех наблюдательных пунктов, расстояние между которыми составляет 5 м. Шпур для реперов в наблюдательном пункте располагали в одной плоскости, перпендикулярной к оси выработки.

Контурные реперы представляли собой металлические стержни диаметром 24 мм с клинощелевыми замками, глубинные состояли из распорной головки конструкции НИОГР и штоков длиной 1-1,5 м. Наблюдательную станцию устанавливали вне зоны влияния опорного давления впереди лавы.

Изменение высоты и ширины выработки определили по замерам между парными реперами RpI-RpIII и RpII-RpIV в сравнении с первоначальными замерами, снятыми при оборудовании наблюдательной станции. Измерения производили рулеткой ВНИМИ с ценой деления 1 мм. Разделение величины конвергенции кровли и почвы выполняли с помощью линии, провешенной между реперами, заложенными в боках выработки.

Частоту наблюдений принимали в соответствии с методикой ВНИМИ: 2 раза в месяц на участках, удаленных от забоя лавы более 100 м; 6 раз в месяц на участках, удаленных от забоя лавы на 30-100 м; через 3 сут. в период прохода лавы у станции.

Для контроля сдвижения пород кровли и почвы выработок в вертикальном направлении применяли метод геометрического нивелирования. Отметки реперов в кровле и почве выработок определяли относительно опорных реперов при помощи нивелира НА-1, и шахтной рейки, подвешиваемой к крепи выработки. Опорные реперы (минимум два) закрепляли в выработках или в стенках камеры, расположенных в зоне установившегося горного давления. Нивелирный ход от опорных реперов прокладывали дважды - в прямом и обратном направлениях методом "со середины" с соблюдением равенства плеч.

Средняя квадратическая погрешность определения отметки конечной точки нивелирного хода

$$M_n = \pm m_o \sqrt{n/2}; M_n = \pm m_l \sqrt{L/2},$$

где m_o - среднеквадратическая погрешность измерений превышения на одной станции; $m_l = m_o / \sqrt{l}$ - средняя квадратическая погрешность измерения превышения, отнесенная к единице длины хода; n - число станций в нивелирном ходе; L - длина хода; l - среднее расстояние между рейками на станции.

Средние погрешности m_o и m_l определяли по фактическим невязкам большого числа нивелирных полигонов по формулам:

$$m_o = \pm \sqrt{[f_n^2/n]/N};$$

$$m_l = \pm \sqrt{f_n^2/[l]/N},$$

где N - число нивелирных ходов, использованных для определения m_o и m_l ; $[l]$ - периметр нивелирных ходов; f_n - невязка нивелирного хода.

Предельная погрешность определения отметки реперов

$$M_{\text{пред}} = \pm 3M_n.$$

В результате вычислений, произведенных по фактическим невязкам нивелирных ходов, было получено

$$M_n = \pm 2,31 \text{ мм}; M_{\text{пред}} = \pm 6,93 \text{ мм}.$$

Коэффициент разрыхления пород

$$K_p = \frac{(U_1 - U_2)}{b},$$

где U_1, U_2 - смещение соответствующих глубинных реперов, м;

b - расстояние между соседними глубинными реперами, м.

Одновременно с инструментальными измерениями смещений пород вели визуальные наблюдения за состоянием крепи и породного контура выработок.

Результаты испытаний способа

После осуществления способа охраны выработок от пучения на экспериментальном участке проводился мониторинг за смещением пород кровли и почвы пласта 5, боков выработки на опытном участке.

Станция измерения конвергенции (контурная реперная станция) «Кровля-Почва», «Бок-Бок» установлена в районе ПК 46 м;

Станция глубинных реперов (РГЗ) установлена в районе ПК 45.

Для определения величины смещений пород кровли по мере подвигания очистного забоя установлен глубинный репер РГ 3.

Конструктивно глубинные реперы РГ 3 выполнены в виде полый втулки с осевыми отверстиями, в которых размещены упругие усы, к перекрестию

которых присоединены струны. В комплектацию таких реперов входят, кроме базового и контрольного, промежуточные реперы, которые устанавливаются в промежутках между базовым и контрольным и между контрольным и контурным. Струны от промежуточных реперов проходят через полость втулок нижерасположенных реперов. Индикаторы пронумерованы и на них нанесена шкала. Каждому номеру соответствует определенная длина струн.

Относительные смещения реперов (базового, контрольного и контурного) ведется наблюдением положения торцов индикаторов на шкалах.

По результатам наблюдений определяется величина смещений пород кровли выработки и интенсивность проявления горного давления.

В таблице 4.6 приведены параметры установки глубинных реперов. Всего было установлено 16 станций наблюдений, данные о которых в таблице 4.7.

Таблица 4.6 - Глубины установки реперов замерных станций

№ репера	Глубины установки реперов
	Конвейерный штрек 555
R ₁	7,10 м
R ₂	3,30 м
R ₃	2,30 м

Таблице 4.7 – Данные станций наблюдений

Расположение станций относительно дневной поверхности и очистного забоя		
№ Станций	Глубина от поверхности, м	Расстояние до выемочного участка, в период наблюдения, м
1	610	43 -17
2	607	98-8
3	603	112-43
4	599	152-75
5	588	114-69
6	575	106-50
7	555	83-55
8	540	88-27
9	520	95-26
10	516	127-22
11	510	60-28
12	503	150-79
13	493	65-15
14	484	90-19

Расположение станций относительно дневной поверхности и очистного забоя		
№ Станций	Глубина от поверхности, м	Расстояние до выемочного участка, в период наблюдения, м
15	478	70-11
16	468	70-28

Результаты замеров величин смещений кровли, почвы и боков конвейерного штрека 555 представлены на рис. 4.3 – 4.5.

Анализ результатов измерений смещений контура конвейерного штрека 555 показал, что применение разработанного способа охраны горных выработок позволило снизить интенсивность пучения пород почвы с 503 мм (на контрольном участке, станция № 1) до 192 ÷ 41 мм (на станциях №2 ÷ №8). На замерных станциях 9-16 пучение пород почвы не наблюдалось.

Смещение кровли конвейерного штрека 555 на контрольном участке (станция № 1) составляло 667 мм. После применения разработанного способа охраны выработки смещение кровли на участках станций № 2-16 составляло 2 ÷ 48 мм, а смещения боков уменьшились с 380 мм до 10 ÷ 47 мм.

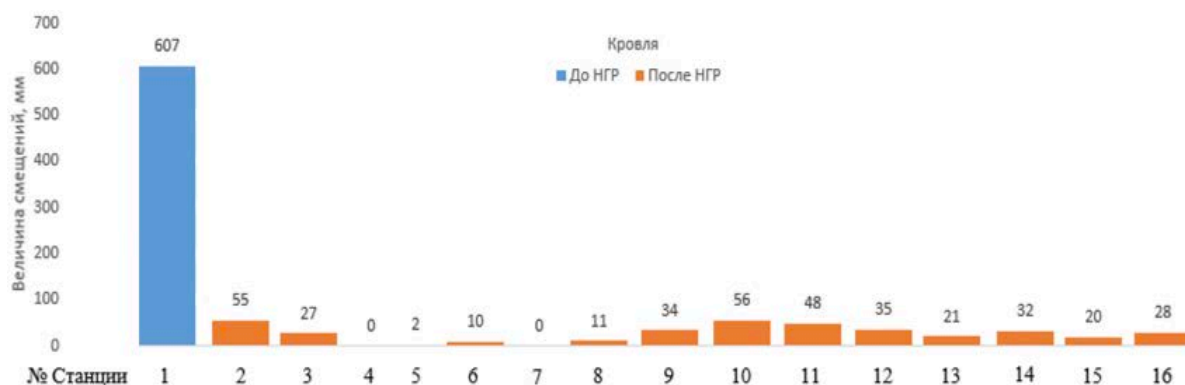


Рисунок 4.3 – Смещения кровли конвейерного штрека 555

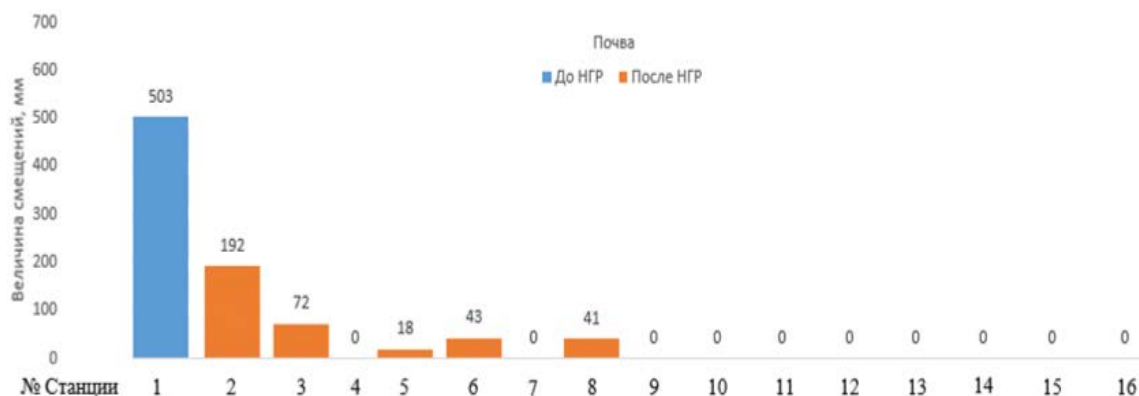


Рисунок 4.4 – Смещения почвы конвейерного штрека 555



Рисунок 4.5 – Смещения боков конвейерного штрека 555

В конвейерном штреке 555, в районе проведения экспериментальных работ, проводился комплекс геофизических исследований с использованием аппаратуры ANGEL-M.

После проведения НГР кровли пласта значения параметра F , характеризующего структуру кровли, существенно изменились. Характерно, что до 8 метров эти значения превысили прежние показатели параметра F практически в 2 раза. С глубины 8 метров и далее значения показателя F превышали значения данного параметра на 20% – 50%. Возможно, снижение значений параметра F на данных глубинах обусловлено геометрическими параметрами самой скважины. Скважина бурилась в кровлю пласта под углом $75 - 80^\circ$. Исходя из результатов значений показателя F , полученных методом электромагнитного зондирования кровли пласта на участке ПК 31+10 м, проведенный на данном участке НГР оценивается как эффективный.

Согласно представленному на рисунке 4.6 распределению показателя F в кровле пласта на участке ПК 31+10 м до и после проведения НГР в его численных значениях весьма явно отмечается существенная разница в показаниях, причем на глубине от 7 метров до 10 эти отличия составляют от 50% до 150% в сторону их роста.

Полученные по результатам электромагнитного зондирования кровли пласта 5 значения показателя F на участке ПК 31+10 м позволяют подтвердить эффективность проведения НГР, что подтверждает данные по снижению

интенсивности пучения пород почвы пласта в конвейерном штреке 555 и повышения устойчивости штрека.

Кровля

		до НГР	после НГР
Глубина зондирования, м	10	0,09	0,26
	9	0,20	0,23
	8	0,17	0,31
	7	0,15	0,38
	6	0,22	0,29
	5	0,25	0,27
	4	0,30	0,35
	3	0,36	0,39
	2	0,64	0,54
	1	0,85	0,88

ПК 31+10

Рисунок 4.6 – Результаты наблюдений аппаратурой ANGEL-M с функцией АЭШ кровли по оценке эффективности проведения НГР кровли пласта 5
Скважина пробурена на участке ПК 31+10 м вертикально в кровлю пласта

4.4. Методика выбора способа предотвращения пучения на основе оценки их экономической эффективности

Много шахтопластов в Кузбассе имеют в кровле или почве, а большей частью и в кровле, и в почве такие неустойчивые породы, как глинистые и песчанистые сланцы.

Поэтому при выборе систем разработки для глубоких горизонтов следует исходить из необходимости предотвращения пучения пород в горных выработках. Вопрос о предупреждении пучения пород в рассматриваемых условиях будет стоять лишь для одиночных пластов или для пластов, разрабатываемых первыми в группе или свите. При разработке пластов, разрабатываемых в группе или свите не первыми, явления пучения пород в выработках можно избежать, используя разгруженные от горного давления

зоны, образующиеся при разработке смежных пластов. В последнем случае на пологом падении наилучшие результаты достигаются при системе разработки длинными столбами по простиранию [65-70].

Рассмотрим, какие системы и их варианты могут быть наиболее пригодными для пластов одиночных или разрабатываемых в группе первыми. Одновременно рассмотрим методику выбора наивыгоднейшего варианта разработки. Указанные вопросы рассмотрим для пологих пластов.

Для пологих пластов в рассматриваемых условиях можно сравнивать две системы разработки - сплошную и длинными столбами по простиранию. На глубоких горизонтах при разработке пластов, залегающих среди неустойчивых пород, особенно среди глинистых сланцев, система разработки длинными столбами по простиранию не будет иметь неоспоримых преимуществ перед сплошной, так как в ряде случаев вследствие пучения пород поддержание подготовительных выработок при первой системе разработки будет намного сложнее и дороже, чем при второй.

Применяемые методы выбора систем разработки, основанные на технико-экономическом сопоставлении различных вариантов, не позволяют получить правильных и исчерпывающих ответов. Это объясняется прежде всего тем, что стоимость поддержания подготовительных выработок принимается без учета тех деформаций, которым фактически могут подвергаться выработки. Между тем проведенные исследования показывают, что на состояние подготовительных выработок, а вместе с этим и на стоимость их поддержания влияют не только физико-механические свойства пород, но и глубина ведения работ, применяемые варианты разработки и углы падения пластов [74-78].

В конечном итоге стоимость поддержания подготовительных выработок будет определяться тем объемом ремонтных работ, который будет связан с удалением из выработок выжатой за срок их службы породы, ремонтом крепи и перестилкой рельсового пути (там, где он есть) или заменой конвейерной линии. Объем ремонтных работ будет тем больше, чем большей будет интенсивность пучения пород и чем большими будут срок службы выработок и их длина.

Следовательно, для того чтобы выбрать наиболее рациональный вариант разработки, необходимо знать, как будут протекать явления пучения пород в выработках, объем и частоту ремонтных работ и то, как это отразится на других производственных процессах и в первую очередь на транспорте.

Широкий диапазон горно-геологических условий обуславливает необходимость установления области применения различных способов предотвращения пучения почвы. Выбор рационального способа должен базироваться на физических основах процесса пучения с учетом его экономической эффективности. Физические основы процесса тесно связаны со структурой и составом массива пород, которые находят отражение в классификации пород [79-81].

Во всех случаях затраты на любое мероприятие по предотвращению пучения почвы должны быть меньше затрат на подрывку почвы ($r_{п.п} < r_{п}$).

Выбор способа предотвращения пучения производится в следующем порядке.

Рассчитывается величина смещений почвы в горной выработке для проектного способа охраны. Если смещения почвы требуют работ по предотвращению пучения, то намечаются способы предотвращения пучения и определяются их среднемесячные затраты на 1 м выработки $r_{п.п}$. Затем определяются затраты на подрывку 1 м почвы выработок, $r_{п}$. При $r_{п} < r_{п.п}$ следует применять подрывку почвы. При больших величинах смещений и необходимости многократной подрывки намечаются пути уменьшения пучения почвы. Если затраты на предотвращение (или уменьшение) пучения меньше затрат на подрывку, то приближенно определяют часть пучения, которую нельзя предотвратить известными способами, и устанавливают необходимость подрывки почвы.

Выбор способов борьбы с пучением почвы нельзя рассматривать в отрыве от поддержания кровли и боков выработки.

Знание закономерностей изменения интенсивности пучения пород в штреках во времени позволяет рассчитать объем породы, который может быть

выжат в выработки за срок их службы. Следовательно, при выборе рационального способа разработки пласта в любых конкретных условиях можно заранее рассчитать сопоставимые затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок для сравнения различных вариантов разработки.

Анализ изменения интенсивности вспучивания пород при различных вариантах разработки показывает, что наибольший объем породы может быть выжат в выработку при сплошной системе разработки с охраной штреков жесткими предохранительными целиками угля или породной полосой со стороны выработанного пространства. Поэтому в условиях пучащих пород этот вариант будет наименее рентабельным. Минимальный объем пород, может быть выжат в выработку при проведении штрека с двусторонней раскоской. Однако проведение выработки с двусторонней раскоской связано с большими капитальными затратами. Кроме того, усадка породных стенок влечет за собой деформацию штреков. Поэтому на практике соотношение между затратами на проведение и поддержание подготовительных выработок будет зависеть от интенсивности пучения пород, длины и срока службы выработок и мощности пластов.

Так как количество породы, которая может быть выжата в выработки, зависит от способов их охраны, от горного давления, срока службы и длины; необходимо установить какие из возможных способов разработки пластов могут быть положены в основу сравнения вариантов. Существенное значение имеет то, будут ли рассматриваемые выработки служить только в период отработки двух смежных ярусов, подэтажей или этажей. В обоих случаях, разным будет срок службы выработок и по-разному будет проявляться горное давление в их рабочей части, а следовательно, различным будет объем выжимаемой породы.

При обратном порядке обработки этажей (ярусов), т. е. при применении столбовых систем разработки, в случае, когда выработка служит только в течение срока отработки одного яруса или подэтажа, она располагается в нетронutom массиве угля. Откаточные штреки, используемые в дальнейшем в качестве вентиляционных, можно охранять со стороны выработанного

пространства предохранительными целиками угля или породными полосами. Первый вариант, безусловно, даст некоторое снижение интенсивности вспучивания пород, определяемой опорным давлением. Однако, для того, чтобы эффект снижения опорного давления был бы достаточно ощутимым, предохранительные целики должны иметь достаточно большие размеры по восстанию (15-20 м), чтобы штрек не попал в зону наибольшего опорного давления. Но применение этого варианта повлечет за собой значительные потери угля. Кроме того, этот вариант вызовет необходимость проведения печей и просеков, а также усложнение доставки угля из очистного забоя.

При втором варианте эти недостатки отпадут, однако интенсивность пучения пород в результате проявления опорного давления на массив угля, примыкающий к выработке, увеличится. Кроме того, возникнет необходимость в дополнительных затратах и применении ручного труда на выкладку породных или литевых полос. В случае наличия в кровле пласта труднообрушающихся пород и при использовании в этих условиях управления кровлей методом полного обрушения посадка кровли будет приводить к деформации выработок и крепи. Поэтому при выборе способа охраны штреков необходимо сравнивать оба варианта.

При рассмотрении прямого порядка отработки этажей (ярусов) надо принимать такой вариант охраны подготовительных выработок, при котором интенсивность пучения пород будет наименьшей (выработки будут охраняться с обеих сторон породными или литевыми полосами). В том случае, когда забой штрека будет опережать очистной забой, работы по проведению штрека не будут мешать выдаче угля из очистного забоя. Однако в этом случае в штреке впереди очистного забоя будет проявляться опорное горное давление, что будет приводить к выжиманию пород. В том случае, когда штрек будет проводиться позади очистного забоя, для выдачи угля из очистного забоя на штрек необходимо будет проводить конвейерные ходки, монтировать в них конвейеры. Этот недостаток будет особенно ощутим при разработке тонких пластов (мощностью менее 1-0,9 м), когда в конвейерной ходке придется подрывать

боковые породы. Поэтому данный вариант может применяться лишь в тех случаях, когда в выработку, опережающую очистной забой, будет выжиматься значительное количество породы, крепь будет ломаться, а сечение выработки резко сокращаться.

Однако методика определения возможного объема выжимаемых пород для каждого варианта отработки пластов будет одинаковой. При определении объема породы, которая может быть выжата в выработки за срок их службы, необходимо учитывать как поднятие почвы, так и опускания кровли в результате выжимания пород или усадки породных стенок.

Таким образом, при разработке угольных пластов, залегающих среди пород, склонных к пучению, на практике могут сравниваться два типичных варианта разработки: 1) выемка угля ведется обратным ходом по принципу системы разработки длинными столбами по простиранию; 2) выемка угля ведется прямым ходом по принципу сплошной системы разработки, но охрана штреков с обеих сторон осуществляется породными полосами.

Установим вначале, как можно определить объем породы, которая может быть выжата в штреки за срок их службы при обратном порядке отработки пластов.

При данном варианте разработки пучение пород в рабочей части штрека будет протекать с какой-то постоянной интенсивностью. Лишь на небольшом участке выработки, примыкающем к очистному забою, интенсивность пучения пород под влиянием опорного горного давления будет возрастать, достигая максимума в зоне выработанного пространства. В зоне опорного давления закономерность изменения интенсивности пучения пород будет такой же, как и при прямом порядке отработки пластов с охраной штрека предохранительными целиками угля или породной полосой со стороны выработанного пространства. Поэтому объем породы, выжимаемой в рабочей части штрека и в выработанном пространстве, будет различным. При повторном использовании откаточного штрека в качестве вентиляционного при отработке нижележащего столба необходимо учитывать объем породы, который будет выжат в выработку в зоне

выработанного пространства. Так как на этом участке интенсивность пучения пород будет резко возрастать, может оказаться, что из-за большого объема выжимаемой породы рациональнее будет проводить новый вентиляционный штрек, чем поддерживать бывший откаточный. Поэтому целесообразно рассмотреть оба возможных варианта, при которых штрек используется и для отработки только одного столба и двух смежных столбов. Очевидно, что для подсчета объема породы, которая может быть выжата в выработку, необходимо прежде всего определить, насколько может подняться почва и опуститься кровля в выработке за срок ее службы вследствие выжимания боковых пород. Назовем это поднятие почвы и опускание кровли потерей высоты выработки. При отработке пластов обратным ходом и однократном использовании штреков потеря высоты выработки за срок ее службы может быть определена достаточно просто, так как интенсивность пучения пород по всей длине выработки практически можно считать постоянной. Что касается участка выработки, примыкающего к очистному забою, то возрастающей здесь интенсивностью пучения пород можно пренебречь, так как за очистным забоем выработка погашается и ремонтные работы не проводятся.

Следовательно, зная интенсивность пучения пород и срок службы выработки, легко подсчитать потерю высоты выработки.

При рассматриваемом варианте разработки объем породы, выжатой за срок службы выработки, будет складываться из объема породы, выжатой за время проведения штрека, времени от окончания проведения выработки до начала очистных работ и за время отработки столба.

Объем породы, выжатой в выработку, будет неодинаков по ее длине, так как срок службы отдельных участков выработки различен; в период проведения штрека он будет максимальным в начале выработки и минимальным в ее конце.

После завершения работ по проходке до начала очистных работ абсолютная величина пучения пород во всех пунктах выработки будет одинаковой.

В период отработки столба выработка будет постепенно погашаться, вследствие чего срок службы каждого ее участка будет неодинаков; максимальный срок службы будут иметь участки, расположенные у начала столба, а минимальный - у границ выемочного поля. Чтобы подсчитать объем породы, которая может быть выжата в выработку за срок ее службы, достаточно знать, сколько породы может быть выжато в среднем по длине выработки, т. е. установить среднее значение потери высоты выработки.

Для рассматриваемого варианта разработки средняя потеря высоты выработки будет складываться из потери высоты выработки, за каждый из указанных трех периодов существования штреков, т.е.

$$h_{\text{ср}} = \frac{t_{\text{нар}}}{2} \Delta h + t_{\text{нар}} \cdot \Delta h + \frac{t_{\text{оч}}}{2} \cdot \Delta h,$$

или

$$h_{\text{ср}} = \Delta h \left(\frac{t_{\text{пр}} + t_{\text{оч}}}{2} + t_{\text{нар}} \right). \quad \text{см},$$

где $t_{\text{пр}}$ - время проведения штрека, мес.;

$t_{\text{нар}}$ – время от окончания проведения штрека до начала очистных работ (время нарезки и подготовки лавы), мес.;

$t_{\text{оч}}$ - время отработки столба, мес.;

Δh - интенсивность пучения пород в нетронутом массиве угля, см/мес.

При проведении выработок по пучащим породам наблюдается не только поднятие почвы или опускание кровли пласта, но и выжимание пород в боках выработки. Поэтому при проведении указанных выше маркшейдерских наблюдений по определению интенсивности пучения пород необходимо устанавливать и интенсивность потери сечения выработки по ее ширине. При прямом порядке отработки пластов с охраной выработок породными или литьевыми стенками выжимание пород из боков выработки в период осадки пород будет меньше, чем при обратном, так как в этот период горное давление будет меньшим. Эта разница будет возрастать с увеличением интенсивности

пучения пород. Однако для упрощения расчетов потерей ширины выработки можно пренебречь.

Ширину выработки при расчетах следует принимать такой, какой она будет в среднем месте подрывки пород, т. е. в почве или кровле, в зависимости от того, где будут подрывать выжатую породу. Так как трудоемкость работ по подрывке пород в кровле и почве выработки, а, следовательно, и связанные с этим затраты на ремонтные работы будут различными, то при сравнении вариантов в конкретных условиях необходимо учитывать отдельно объем выжатой породы в кровле и почве выработки. Так как закономерность выжимания пород как в кровле, так и в почве выработки по существу одинакова, то объем породы, выжатой за срок службы выработки в почве и кровле, будет пропорционален интенсивности пучения пород кровли и почвы.

Таким образом, объем породы, которая может быть выжата из кровли выработки,

$$Q_{кр} = h_{ср}^к \cdot L \cdot \alpha_k, \text{ м}^3,$$

а из почвы выработки

$$Q_{п} = h_{ср}^п \cdot L \cdot \alpha_{п}, \text{ м}^3,$$

где $h_{ср}^к$ - средняя потеря высоты выработки за срок ее службы за счет опускания кровли, м;

$h_{ср}^п$ - средняя потеря высоты выработки за срок ее службы за счет поднятия почвы, м;

$\alpha_{п}$ - ширина выработки у почвы, м;

α_k - ширина выработки у кровли, м.

Зная объем породы, которая может быть выжата в выработку за срок ее службы при различных вариантах разработки, несложно вычислить стоимость ремонтных работ в зависимости от интенсивности пучения пород.

Так как при различных вариантах разработки объем работ по проведению штреков будет различным, необходимо подсчитать стоимость проведения последних.

Объем породы, выжимаемой в вентиляционные штреки за срок их службы, подсчитывается аналогичным образом.

Рассмотрим теперь, как могут быть определены затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок при рассмотренных вариантах разработки угольных пластов, т. е. при прямом и обратном порядке отработки угольных пластов в пределах панели, этажей или выемочных полей (при системах разработки сплошной и длинными столбами по простиранию).

а) Обратный порядок отработки панелей или выемочных полей

Система разработки длинными столбами по простиранию

Затраты на проведение подготовительных выработок

При условиях залегания пластов среди слабых пород, когда пучение их в подготовительных выработках неизбежно, для сокращения объема ремонтных работ целесообразно выработки проводить заранее большим сечением, чем это требуется по условиям эксплуатации.

Стоимость проведения штреков

$$K_{\text{пр}} = K_y \cdot l, \text{руб.},$$

где K_y – стоимость проведения 1 м выработки узким забоем, руб.;

l – длина выработки, м.

Стоимость проведения 1 м выработки будет зависеть от мощности пласта, сечения выработки, а также способов и скорости ее проведения.

Затраты на поддержание подготовительных выработок

Затраты на поддержание подготовительных выработок будут зависеть в первую очередь от объема породы, выжимаемой в выработку за срок ее службы.

При расчете затрат на поддержание выработок среднюю величину потери высоты выработки следует уменьшить на ту величину, на которую будет увеличена высота выработки в период ее проведения. Расчетная величина потери высоты выработки

$$h_{\text{ср}}^p = h_{\text{ср}} - h_{\text{пр}}, \text{м.},$$

где $h_{\text{ср}}$ – средняя потеря высоты выработки, м;

$h_{\text{пр}}$ - принимаемое увеличение высоты выработки в период проведения против требуемой, м.

При определении затрат на ремонтные работы необходимо исходить из того, что число ремонтов по возможности должно быть наименьшим. Следовательно, ремонтные работы рекомендуется проводить тогда, когда потеря высоты выработки достигнет 0,4-0,5 м.

Таким образом, число ремонтов можно будет определить путем деления расчетной величины потери высоты выработки на указанную величину разовой подрывки пород, т. е.

$$n = \frac{h_{\text{ср}}^p}{h_{\text{рем}}},$$

где $h_{\text{рем}}$ - толщина слоя породы, снимаемого при одной подрывке, см.

Стоимость ремонтных работ за срок службы выработки может быть определена из выражения

$$K_{\text{рем}} = r \cdot l \cdot n, \text{ руб.},$$

где r - стоимость одного ремонта 1 м выработки, руб.

l – длина выработки, м;

n – число ремонтов за срок службы выработки.

Стоимость одного ремонта 1 м выработки может быть определена по действующим нормам и расценкам.

При этом необходимо отдельно подсчитать затраты, связанные с подрывкой кровли и почвы.

На пластах, имеющих и в кровле, и в почве породы, склонные к пучению, даже прочная металлическая податливая крепь оказывается настолько деформированной, что требует полной замены. Расходы на поддержание выработок, проведенных в таких условиях, резко возрастают.

Поэтому для получения исходных данных для выбора способов разработки в тех или иных конкретных условиях залегания угольных пластов необходимо не только устанавливать интенсивность пучения пород, но и учитывать при маркшейдерских наблюдениях данные о характере деформации крепи.

Полная стоимость проведения и поддержания выработок при обратном порядке отработки пластов в пределах панелей или выемочных полей

$$K_{\text{обр}} = K_{\text{пр}} + K_{\text{рем}} = K_y \cdot l + r \cdot l \cdot n, \text{руб.}$$

б) Прямой порядок отработки панелей или выемочных полей.

Сплошная система разработки

Затраты на проведение подготовительных выработок

Затраты на проведение подготовительных выработок при сплошной системе разработки, когда штреки охраняются породными стенками, будет больше затрат по проведению подготовительных выработок при обратном порядке отработки, в связи с затратами на уборку породы и выкладку породных полос, а также некоторое, по сравнению с очистными забоями, удорожание угля, добываемого в раскосе.

Для снижения объема ремонтных работ, штреки целесообразно будет проводить большего сечения, чем это требуется по условиям эксплуатации.

В общем виде стоимость проведения штреков

$$K'_{\text{пр}} = K_{\text{ш}} \cdot l, \text{руб.},$$

где $K_{\text{ш}}$ - стоимость прохождения 1 м штрека широким забоем, руб.

Стоимость проходки будет зависеть от мощности пласта и сечения выработки. Ширину раскоски следует принимать из расчета размещения штрека в разгруженной от горного давления зоне.

В случае, когда выработка будет обслуживать один подэтаж или ярус, необходимо отдельно подсчитать затраты на проведение штрека по участкам.

Затраты на поддержание подготовительных выработок

При расчете затрат на поддержание подготовительных выработок, так же, как и при системе разработки длинными столбами по простиранию, необходимо учитывать то обстоятельство, что часть породы, которая может быть выжата за срок службы выработки, будет вынута в период проведения выработки.

Расчетная величина потери высоты выработки, включая величину усадки породных полос,

$$h_{\text{ср}}^p = h_{\text{ср}} + h_{\text{ус}} - h_{\text{пр}}, \text{см},$$

где h_{yc} - потеря высоты выработки за счет усадки породных полос, м;

$h_{пр}$ – принимаемое увеличение высоты выработки в период проведения против требуемой по паспорту, м.

Объем ремонтных работ необходимо отдельно установить для двух характерных участков. Ремонты следует производить, когда потеря высоты выработки будет достигать 0,4-0,5 м.

Отсюда число ремонтов выработки за срок ее службы по каждому из указанных участков будет составлять

$$n = \frac{h_{ср}^p}{h_{рем}},$$

где $h_{ср}^p$ - расчетная величина потери высоты выработки, м;

$h_{рем}$ - толщина слоя породы, снимаемого при одной подрывке, м.

Стоимость ремонтных работ за срок службы выработки

$$K'_{рем} = r \cdot l_1 \cdot n_1 + r \cdot l_2 \cdot n_2, \text{ руб.},$$

где r - стоимость одного ремонта 1 м выработки, руб.;

l_1 - длина участка, примыкающего к началу выработки, где сдвижение пород заканчивается за срок службы выработки, м;

l_2 - длина участка, примыкающего к границам панели или выемочного поля, где сдвижение пород не успевает закончиться за срок службы выработки, м;

n_1 - число ремонтов за срок службы выработки на первом участке;

n_2 - число ремонтов за срок службы выработки на первом участке.

При подсчете затрат на ремонтные работы 1 м выработки необходимо отдельно учитывать затраты, связанные с подрывкой кровли и с подрывкой почвы выработки.

Полная стоимость проведения и поддержания выработки при прямом порядке отработки пластов

$$K_{прям} = K_{пр} + K_{рем} = K_{ш} \cdot l + r \cdot l_1 \cdot n_1 + r \cdot l_2 \cdot n_2, \text{ руб.}$$

Приведенная методика расчета затрат на проведение и поддержание подготовительных выработок позволит в каждом конкретном случае установить экономически наиболее рациональный вариант отработки пласта в зависимости от интенсивности пучения пород. Кроме того, расчеты покажут, целесообразно ли использовать выработку для последовательной отработки двух смежных этажей (подэтажей или ярусов), т. е. сначала в качестве откаточного, а затем вентиляционного штрека, а также целесообразность проведения штрека с опережением или отставанием от очистного забоя.

Если на практике окажется возможным и целесообразным одновременно разрабатывать два смежных подэтажа или яруса с последовательным проветриванием двух очистных забоев, то в этом случае на участках будут выработки (промежуточные штреки) со сроком службы, равным сроку подготовки только одного подэтажа или яруса. Поэтому при сравнении вариантов разработки пластов в пределах панелей или выемочных полей необходимо сравнивать суммарные затраты на проведение и поддержание выработок с разным сроком службы.

Из приведенной выше методики расчета объема работ по поддержанию выработок видно, что в качестве исходных данных для расчетов необходимо знать: длину выемочного поля, этажа или яруса, скорость подвигания очистного забоя, скорость проведения штрека, время нарезки очистного забоя, скорость оседания пород, глубину разработки, интенсивность лучения пород и степень ее увеличения в период проявления опорного давления.

Для установления потери высоты выработки за срок ее службы необходимо знать: интенсивность пучения пород в нетронутом массиве (Δh), в зоне опорного давления (Δh_{max}) и размеры зон по длине выработки, где проявляется опорное давление (для определения времени оседания пород $t_{сдв}$ и времени нарастания давления в зоне опорного давления $t_{оп}$), а также потерю высоты выработки впереди очистного забоя под влиянием опорного давления.

Наиболее исчерпывающие данные могут быть получены путем наблюдений за движением реперов, закладываемых в кровлю и почву выработок

при ее проведении. По интенсивности перемещения таких реперов можно построить диаграмму, характеризующую изменение интенсивности пучения пород в выработке в зависимости от места расположения репера по отношению к очистному забою.

Построение такой диаграммы позволит достаточно точно определить среднюю интенсивность пучения пород по периодам нарастания \square и спада опорного давления.

Для получения достоверных данных, практически нивелировки необходимо вести через 5 суток.

При этом можно заложить ограниченное число реперов и дать возможность каждому реперу пройти все стадии его сдвижения с разной интенсивностью, обусловливаемой изменением опорного давления при движении очистного забоя. В этом случае продолжительность нивелировки составит 6-8 мес.

Во-вторых, можно заложить большое число реперов по длине выработки с таким расчетом, чтобы они попали во все участки, характерные по изменению опорного давления, т. е. через такое расстояние, чтобы за период между нивелировками забой перемещался на расстояние между смежными реперами. В этом случае наблюдения достаточно будет вести в течение одного-двух месяцев.

Но интенсивность пучения пород, во внешне, казалось бы, одинаковых условиях, может быть совершенно различной, так как факторы ее определяющие значительно отличаются. Поэтому даже при наличии достаточно совершенных методов определения интенсивности пучения пород, расчет последней для тех или иных конкретных условий будет затруднителен. Наиболее рациональным методом расчета интенсивности пучения, исключающим существенные ошибки, будет смешанный, основанный на непосредственных замерах интенсивности пучения на одном из действующих горизонтов и дальнейшем пересчете интенсивности пучения через какой-то постоянный обобщенный коэффициент по одному из методов, для других рассматриваемых горизонтов. Данный

коэффициент охватывает и те особенности протекания процессов пучения пород на рассматриваемом пласте, которые не могут быть учтены аналитически.

Числовое значение такого коэффициента может быть установлено в каждом конкретном случае по данным замеров интенсивности пучения пород и глубины разработки, на которой производилось определение.

Наилучшие результаты такой метод даст в тех случаях, когда в пределах рассматриваемого участка месторождения геологические условия и, прежде всего, состав и свойства пород, вмещающих угольный пласт, существенно не меняются.

Сказанное позволяет не только определить интенсивность пучения пород в выработке на участке, где установилось постоянное горное давление, но и в зоне опорного горного давления.

Можно также учитывать и изменение мощности пучащего слоя породы. Для этого вначале по фактическим данным необходимо произвести расчет интенсивности пучения пород для интересующего нас горизонта, а затем пересчитать для новой мощности интенсивность пучения пород.

Приведенный метод определения интенсивности пучения пород позволяет в каждом конкретном случае получать исходные данные для расчета объема ремонтных работ по поддержанию подготовительных выработок с достаточной для практических целей точностью.

Выводы

1. Рекомендуемый в диссертационной работе, способ охраны горных выработок основан на применении податливых межлавных целиков, вместо устойчивых (жестких) целиков, в комплексе с применением направленного гидроразрыва тяжелой кровли по предварительно сформированным трещинам в массиве вследствие взрыва специальных удлиненных кумулятивных зарядов (УКЗ). Разупрочнение тяжелой кровли способствует обрушению зависающей консоли кровли над податливым целиком со стороны выработанного

пространства очистного забоя, что значительно снижает напряжение в горном массиве и угольном целике, что способствует снижению интенсивности пучения пород почвы и повышает устойчивость горной выработки.

2. Ширина межлавных целиков с одной стороны должна быть такой, чтобы обеспечить сохранность выработок в течение всего срока их эксплуатации, а с другой стороны такой, чтобы обеспечить полноту выемки полезного ископаемого. Так как пласты угля в пределах шахтного поля отнесены к угрожаяемым по горным ударам, то минимальная допустимая ширина межлавных целиков, при условии применения в качестве крепи выработок сталеполлимерных анкеров, должна быть такой, чтобы в целике с предельно напряженным состоянием краевых частей, имеющаяся упругая область между двумя максимумами зон опорного давления от оконтуривающих целик выработок, была равна не менее мощности пласта. При этом, необходимо также учитывать имеющуюся зону трещиноватости и расслоения угля в бортах выработок, оконтуривающих целик. Требование о том, чтобы максимумы зон опорного давления не перекрывались в межлавном целике вызвано тем, что наложение двух зон увеличит примерно в два раза удельную нагрузку на целик и оконтуривающие выработки. Для того, чтобы максимумы зон опорного давления не перекрывались, необходимо оставить дополнительный запас целика не менее мощности пласта.

3. Анализ результатов измерений смещений контура конвейерного штрека 555 показал, что применение разработанного способа охраны горных выработок позволило снизить интенсивность пучения пород почвы с 503 мм (на контрольном участке, станция № 1) до $192 \div 41$ мм (на станциях №2 ÷ №8). На замерных станциях 9-16 пучение пород почвы не наблюдалось.

Смещение кровли конвейерного штрека 555 на контрольном участке (станция № 1) составляло 667 мм. После применения разработанного способа охраны выработки смещение кровли на участках станций № 2-16 составляло $2 \div 48$ мм, а смещения боков уменьшились с 380 мм до $10 \div 47$ мм.

4. После проведения НГР кровли пласта значения параметра F , характеризующего структуру кровли, существенно изменились. Характерно, что до 8 метров эти значения превысили прежние показатели параметра F практически в 2 раза. С глубины 8 метров и далее значения показателя F превышали значения данного параметра на 20% – 50%. Возможно, снижение значений параметра F на данных глубинах обусловлено геометрическими параметрами самой скважины. Скважина бурилась в кровлю пласта под углом $75 - 80^\circ$.

Исходя из результатов значений показателя F , полученных методом электромагнитного зондирования кровли пласта на участке ПК 31+10 м, проведенный на данном участке НГР оценивается как эффективный.

Разработана методика оценки экономической эффективности способов предотвращения пучения пород почвы, для различных систем разработки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся завершенной научно-квалификационной работой, представлены новые, научно обоснованные технологические решения для борьбы с пучением пород в подготовительных выработках, базирующиеся на применении податливых межлавных целиков и направленного гидроразрыва тяжелой кровли, что имеет существенное значение для развития подземной геотехнологии, а также повышения эффективности подготовительных и очистных работ на угольных шахтах России.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Наиболее существенными свойствами пород в горнотехнических условиях, влияющими на напряженно-деформированное состояние горного массива, провоцирующие пучение пород, являются:

- способность к образованию остаточных деформаций, возникающих при приложении нагрузок (включая и кратковременный начальный период действия этих нагрузок), т.е. при изменяющейся горнотехнической обстановке, например, способность к развитию деформаций выработки в зонах проходки или временного опорного давления;

- способность к текучести - систематическому росту деформаций при длительном действии неизменных нагрузок, т.е. при неизменяющейся горнотехнической обстановке, например, способность к пучению пород в выработке в зонах стационарного опорного давления.

При этом наиболее показательны проявления этих свойств при высоких (близких к разрушающим) нагрузках.

2. Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающего горного массива конвейерного штрека 555, в условиях ш. «Чертинская-Коксовая», проведено с помощью программного комплекса NDCGaz 29-05-2020, а также комплекса геофизических исследований массива с помощью наведенных электромагнитных полей аппаратурой ANGEL-M. В результате исследований

было установлено, что в массиве формируются зоны со значительным уровнем концентрации напряжений, что приводит к увеличению горного давления на податливый угольный целик, что в свою очередь передает это давление на породы почвы пласта и вызывает их пучение в штреке с потерей его устойчивости. Это обстоятельство указывает на необходимость применения направленного гидроразрыва массива с целью снижения его напряженного состояния и податливого угольного целика.

3. Разработана методика расчета параметров податливых угольных целиков. Проведенные исследования влияния изменяющихся во времени напряжений в массиве на деформированное состояние и запас прочности угольных целиков позволяют утверждать, что:

введение функции мгновенного нагружения и критерия разрушаемости в уравнение наследственности Вольтерра - Работнова позволяет решить задачу расчета длительной прочности целиков;

условия длительной прочности и, соответственно, допускаемые напряжения на целики зависят от характера изменения приложенных нагрузок в функции времени;

допускаемые напряжения, полученные при $\sigma(t) = \sigma_0 = \text{const}$ меньше напряжений, полученных при условии плавного нарастания от нуля до максимума. Это свидетельствует о возможности регулирования прочности целиков путем изменения скорости отработки пласта.

4. Разработана конструкция УКЗ для формирования «первичной трещины» в массиве горных пород.

Параметры УКЗ и кумулятивного ножа, формирующего трещину в массиве пород, зависят от геометрических параметров кумулятивной выемки, свойств материала оболочки и облицовки, а также применяемого типа ВВ.

5. Проведены исследования процесса и определены параметры направленного гидроразрыва пород основной кровли по сформированной «первичной трещине» в массиве.

Давление жидкости, нагнетаемой в массив для его гидроразрыва, составило $15 \div 18$ МПа, а время нагнетания $10 \div 15$ мин.

6. Разработаны технологические решения для борьбы с пучением в подготовительных горных выработках.

Сущность технологических решений заключается в том, что зависающую консоль пород основной кровли разделяют на блоки небольших размеров. Для этого в кровлю пласта бурится одна или две скважины, в которые помещаются УКЗ и взрываются в режиме камуфлет, с целью образования «первичной трещины». После этого производится направленный гидроразрыв пород основной кровли угольного пласта.

7. Анализ результатов измерений смещений контура конвейерного штрека 555 показал, что применение разработанных технологических решений позволило снизить интенсивность пучения пород почвы с 503 мм (на контрольном участке, станция № 1) до $192 \div 41$ мм (на станциях №2 ÷ №8). На замерных станциях 9-16 пучение пород почвы не наблюдалось.

Смещение кровли конвейерного штрека 555 на контрольном участке (станция № 1) составляло 667 мм. После применения разработанных технологических решений смещение кровли на участках станций № 2-16 составляло $2 \div 48$ мм, а смещения боков уменьшились с 380 мм до $10 \div 47$ мм.

8. Установлено, что применение разработанных технологических решений по предотвращению пучения почвы должны базироваться на физических основах процесса пучения, которые связаны со структурой и составом массива пород, с учетом их экономической эффективности для различных систем разработки, определяемой по разработанной методике.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложение. – Алма-Ата: «Наука», 1964. – 175 с.
2. Лабасс А. Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. - 300 с.
3. Либерман Ю.Н. Давление на крепь капитальных выработок. – М.: Наука, 1969. - 119 с.
4. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.
5. Запреев С.П., Скрылев П.А. Исследования по вопросам горного дела. – М.: Госгортехиздат, Сб. № 9, 1961. - 138 с.
6. Ржевский В.В. Основы физики горных пород. – М.: «Недра», 1964. – 390 с.
7. Глушко В.Т., Усаченко Б.М. и др. Проблемы механики горных пород. – Алма-Ата: «Наука», 1966. – 498 с.
8. Гольдштейн М.Н. и др. Вопросы геотехники. / Под ред. проф. М. Н. Гольдштейна; Днепропетр. ин-т инженеров ж.-д. транспорта им. Л. М. Кагановича. – М.: Гос. изд-во лит. по строительству и архитектуре, 1953. - 1 т.
9. Матвеев Б.В. О работах по исследованию реологических свойств горных пород. – Л.: Изд. ВНИМИ, 1965. – 113 с.
10. Рейнер М. Реология / Под ред. Э. И. Григолюка. – М.: Наука, 1965. - 223 с.
11. Ржаницын А.Р. Теория ползучести. – М.: Стройиздат, 1968. - 416 с.
12. Власенко Б.В. Проблемы механики горных пород / Материалы Первой Всесоюз. науч. конференции по механике горных пород. 30 сент. - 5 окт. 1965 г. / АН Каз. ССР. - Алма-Ата: Наука, 1966. - 498 с.
13. Безухов Н.И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. – М.: «Высшая школа», 1961. – 512 с.
14. Белоусов В.В. Основные вопросы геотектоники. - М.: Госгеолтехиздат, 1954. - 607 с.

15. Ержанов Ж.С., Егоров А.К. Исследования по механике горных пород: сборник статей / Акад. наук КазССР. - Алма-Ата: Наука, 1965. - 145 с.
16. Розовский М.И. Интегрально-операторный метод в наследственной теории ползучести. – Докл. АН СССР, 1965, 160, 4. С. 792–795.
17. Ержанов Ж.С., Егоров А.К. Проблемы механики горных пород: материалы Первой Всесоюз. науч. конференции по механике горных пород / АН Каз. ССР. - Алма-Ата: Наука, 1966. - 498 с.
18. Работнов Ю.Н. Сопротивление материалов: учеб. пособие для ун-тов. - М.: Физматгиз, 1962. - 455 с.
19. Малинин С.И. Вторичные изменения пород, вмещающих ископаемые угли. – М.: Изд-во Акад. наук СССР, 1963. - 133 с.
20. Мельник В.В., Кузнецов Ю.Н., Грохотов Ф.И., Мурин К.М., Буханик А.И., Дронов А.Н. Геомеханическая база обеспечения устойчивости горных выработок и эффективности технологии угледобычи. Монография. Под общей редакцией проф. В.В. Мельника. Тула: Изд-во ТулГУ, 2017. 128 с.
21. Мельник В.В., Джигрин А.В., Лупий С.М., Мурин К.М., Буханик А.И., Дронов А.Н. Обоснование параметров анкерного крепления горных выработок в различных горнотехнических условиях угольных шахт. Том 1. Монография. Под общей редакцией проф. А.В. Джигрина. Тула: Изд-во ТулГУ, 2017. 110 с.
22. Мельник В.В., Новосельцев С.А., Мурин К.М., Буханик А.И., Дронов А.Н., Величко, Д.В. Геомеханическое обоснование технологических решений по управляемому выпуску угля подкровельной толщи мощных пологих пластов. Монография / общ. ред. проф. В.В. Мельника. Тула: Изд-во ТулГУ, 2019. 161 с.
23. Карташов Ю.М. Методические указания по ускоренным лабораторным испытаниям слабых горных пород на длительную прочность. – Л.: [б. и.], 1966. - 34 с.
24. Бабков В.Ф., Гербурт-Гейбович А.В. Основы грунтоведения и механики грунтов. – М.: Автотрансиздат, 1956. - 308 с.
25. Хархута Н.Я. Реологические свойства грунтов. – М.: Автотрансиздат, 1961. - 63 с.

26. Слободкин М.И. Основы аналитической теории резания углей. – М.: изд. и 2-я тип. Углетихиздата, 1947 (13-я тип. треста «Полиграфкнига»). - 207 с.
27. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. – М.: Гостехиздат, 1954. - 276 с.
28. Шевяков Л.Д. Основы теории проектирования угольных шахт. – М.; Л.: изд. и тип. № 3 Углетехиздата в Л., 1950. - 324 с.
29. Панюков П.Н. Инженерная геология. – М.: Госгортехиздат, 1962. - 343 с.
30. Мириманов И.Г. Некоторые вопросы подвижности глинистых пород. – Тбилиси: Мецниереба, 1966. - 138 с.
31. Мириманов И.Г., Гвенетадзе Д.Е. Некоторые вопросы подвижности глинистых пород. – Тбилиси: Мецниереба, 1966. - 138 с.
32. Авершин С.Г. Сдвигение горных пород при подземных разработках. – М.: Углетехиздат, 1947 (Ленинград: тип. им. Евг. Соколовой). - 245 с.
33. Жихович В.В. Основания, фундаменты и механика грунтов. – М.: Экономика, строительство, транспорт, 1963, 4. – С. 44-51.
34. Барон Л.И., Логунцов Б.М., Позин Е.З. Определение свойств горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1962. - 332 с.
35. Мельник В.В., Ковалёв Н.Б., Мурин К.М., Буханик А.И., Дронов А.Н., Величко Д.В. Геомеханическое обоснование рационального расположения подрабатываемых выработок при разработке сближенных пластов Прокопьевско-Киселёвского месторождения: монография / общ. ред. проф. В.В. Мельника. Тула: Изд-во ТулГУ, 2020. 96 с.
36. Хазе О. Простой способ определения прочности угля и вмещающих пород. Gluckauf, 1962, 10.
37. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. – М.: Наука, 1973. - 366 с.
38. Парчевский Л.Я. Симанович А.М. Проектирование и строительство угольных предприятий. – Днепропетровск: Труды ДГИ, 1969. - С.85-94.
39. Работнов Ю.Н. Введение в механику разрушения. – М.: Кн. дом «ЛИБРОКОМ», 2009. (Изд. 2-е). – 79 стр.

40. Гелескул М.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982. - 479 с.
41. Лехницкий Г.С. Теория упругости анизотропного тела. – М.; Л.: Гос. изд-во техн.-теорет. лит., 1950 (М.: Образцовая тип. им. Жданова). - 300 с.
42. Лаврентьев М.А. Кумулятивный заряд и принцип его работы // Успехи матем. наук. 1957. Т.12, вып. 4. С. 41-56.
43. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах // Под ред. Г.П. Демидюка. – М.: Недра, 1980. 453 с.
44. Мурахин А.Н. и др. Особенности образования первичных трещин в процессе разрушения горных пород удлиненными кумулятивными зарядами // Подземная разработка полезных ископаемых Кольского полуострова. – Апатиты: КФ АН СССР, 1985. С. 88-92.
45. Юхансов К., Персон П. Детонация взрывчатых веществ / Под ред. В.К. Боболева. – М.: Мир, 1973. 352 с.
46. Баум Ф.А. и др. Физика взрыва. – М.: Физматгиз, 1973. 704 с.
47. Гречишкин П.В., Розонов Е.Ю., Клишин В.И., Опрук Г.Ю., Щербаков В.Н. Управление кровлей для повышения эффективности поддержания выработок, охраняемых податливыми целиками. Уголь. 2019. №10 (1123). С. 35-41.
48. Дерибас А.А. О некоторых явлениях при высокоскоростных соударениях твердых тел // Физика горения и взрыва. 1973. № 2. С. 268-275.
49. Джигрин А.В., Харченко В.Ф., Малова С.А., Розонов Е.Ю., Карасев Г.А., Горностаев В.С., Щербаков В.Н. Основные проблемы повышения безопасности и эффективности разработки угольных пластов подземным способом // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 10 (специальный выпуск 30). – С. 3-16. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-10-30-3-16.
50. Розонов Е.Ю., Карасев Г.А., Щербаков В.Н. Оптимальные параметры гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов при проведении горных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 10 (специальный выпуск 29). – С. 3-11. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-10-29-3-11.

51. Биркгоф Г. Гидродинамика. – М.: Издательство иностранной литературы, 1954. - 184 с.
52. Журков С.Н. и др. О прогнозировании разрушения горных пород // Изв. АН СССР. Физика Земли. 1977. № 6.
53. Качан М.С., Тращин Ю.А. Волны сжатия и растяжения при соударении твердых тел // Физика горения и взрыва. 1975. № 6. С. 58-63.
54. Покровский Г.И. Взрыв. – М.: Недра, 1973. 83 с.
55. Дубнов Л.В. и др. Промышленные взрывчатые вещества. - М.: Недра, 1988. - 357 с.
56. Кольский Г. И др. Волны напряжений и разрушения // Разрушение. Т.1. - М, 1973. С. 570-608.
57. Сляпин Л.И. и др. Теория трещин. – Л.: Судостроение, 1976. - 44 с.
58. Щербаков В.Н. Способ повышения эффективности процесса гидровоздействия на угольные пласты при проведении горных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 10 (специальный выпуск 29). – С. 19-25. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-10-29-19-25.
59. Щербаков В.Н., Гречишкин П.В., Зеляева Е.А. Повышение эффективности поддержания анкерной крепью конвейерного штрека 555, охраняемого податливым целиком в условиях шахты «Чертинская-Коксовая» // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2021. № 3. – С. 94-103. DOI: 10.26730/1999-4125-2021-3-94-103.
60. Щербаков В.Н. Исследование направленного разрушения горных пород удлиненными кумулятивными зарядами. // Маркшейдерский вестник - 2021- №5 - 6- С.72-76
61. Melnik V. V., Grechishkin P. V., Gornostaev V.S., Shcherbakov V. N. Increasing the stability of mine stopes by injection hardening of the near-contour mass // XX Conference of PhD Students and Young Scientists – 2021. - №684. - pp 2-7. DOI:10.1088/1755-1315/684/1/012013
62. Черняк И.Л. и др. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. – М.: Недра, 1984. - 304 с.

63. Мельник В.В., Щербаков В.Н. Способы и рекомендации проведения подготовительных выработок по породам склонным к пучению // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле - 2021. - №4. – С. 436-443.

64. Гречишкин П. В., Щербаков В. Н., Зеляева Е. А., Зайцев Я. И. Оценка эффективности мероприятий по управлению кровлей в конвейерном штреке 555 на шахте «Чертинская-Коксовая» // Горный журнал. – 2022. - № 1. – с. 101-105. DOI: 10.17580/gzh.2022.01.18.

65. Савченко Е.С. Обоснование эффективных способов борьбы с пучением пород почвы в подготовительных выработках угольных шахт: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 25.00.22 / Юж.-Рос. гос. техн. ун-т (Новочеркас. политехн. ин-т). - Новочеркасск, 2010. - 17 с.

66. Исаченко А.А., Петрова Т.В. Оценка эффективности способов предотвращения пучения пород почвы горных выработок при отработке свиты весьма сближенных угольных пластов. Материалы XVI Международной научно-практической конференции «Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири СИБРЕСУРС 2016». – Кемерово, 2016. – с. 124-128.

67. Сальвассер И.А. Геомеханическое обоснование способов борьбы с пучением пород почвы в подготовительных выработках угольных шахт: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 25.00.20 / ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет. - Санкт-Петербург, 2016. - 17 с.

68. Максимов А.П. Горнотехнические здания и сооружения: учебник для горных специальностей вузов / А. П. Максимов. - 4-е изд., перераб., доп. – М.: Недра, 1984. - 263 с.

69. Лыткин, Виктор Александрович. Механизм пучения пород в подземных выработках / Акад. наук СССР. Госстрой СССР. Науч.-исслед. ин-т оснований и подземных сооружений. – М.: Наука, 1965. - 131 с.

70. Кузьмин С.В. Разработка способа охраны подготовительных выработок с помощью компенсационных полостей при отработке мощных пологих угольных пластов: автореферат дис. ... кандидата технических наук:

25.00.20 / ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет. - Санкт-Петербург, 2017. - 20 с.

71. Воскобоев Ф.Н., Джигрин А.В., Клишин В.И., Качурин Н.М., Мельник В.В., Исаев И.Р., Тациенко В.П., Лупий М.Г., Костюк С.Г. Технологические решения по активному управлению геомеханическими процессами в угольных шахтах. Тула: Изд-во ТулГУ. 2015. 458 с.

72. Козовой Г.И., Кузнецов Ю.Н., Грохотов Ф.И. Геомеханическое обеспечение устойчивости горных выработок и эффективности технологии. – М.: Изд-во ОО «Международная академия связи». 2006. – 247 с.

73. Газалиев А.М., Стефлюк Ю.М., Демин В.Ф., Алиев С.Б., Журов В.В., Демина Т.В. Разработка технологических схем проведения и средств анкерного крепления выработок с управлением геомеханическим состоянием приконтурного массива. – Караганда: Изд-во КарГТУ. 2012. - 418 с.

74. Бобылев Ю.Г., Демин В.Ф., Цай Б.Н., Коршунов Г.И., Шувалов Ю.В. Крепление горных выработок угольных шахт анкерной и комбинированной крепью. – СПб.: Международная академия наук экологии, безопасности человека и природы, 2009. - 176 с.

75. Борисов А.А., Матанцев В.И., Овчаренко Б.П., Воскобоев Ф.Н. Управление горным давлением. Учебное пособие для техникумов. – М.: Недра. 1983. - 168 с.

76. Демин В.Ф., Алиев С.Б., Мельник В.В., Исагулов А.З., Смагулова А.С., Позолотин А.С., Демина Т.В. Технология управления устойчивостью приконтурного углепородного массива горных выработок. – Караганда: Изд-во КарГТУ. 2013. - 382 с.

77. Демин В.Ф., Исабек Т.К., Арыстан И.Д., Мельник В.В., Демин В.В. Управление геомеханическими процессами при ведении подземных горных работ. – Караганда: Изд-во КарГТУ. 2013. - 109 с.

78. Демин В.Ф., Алиев С.Б., Исабек Т.К., Мельник В.В., Долгонос В.Н., Кушеков К.К. Управление геомеханическими процессами при ведении подземных горных работ. – Караганда: Изд-во КарГТУ. 2012. - 190 с.

79. Терентьев Б.Д., Мельник В.В., Абрамкин Н.И., Коликов К.С. Геомеханическое обоснование подземных горных работ. Учебник. – М.: Изд. Дом НИТУ «МИСиС». 2019. - 279 с.

80. Бондаренко В.И., Чередниченко Ю.Я., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Вивчаренко А.В., Фомичев В.В. Геомехника взаимодействия анкерной и рамной крепей горных выработок в единой грузонесущей системе. – Днепропетровск: «ЛизуновПрес». 2010. - 174 с.

81. Бондаренко В.И., Ильяшов М.А., Руденко Н.К. Теория управления состоянием массива горных пород. – Днепропетровск: «ЛизуновПрес». 2012. - 320 с.

82. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: «Недра», 1988. – 271 с.

83. Ардашев К.А., Крылов В.Ф., Куксов Н.И., Ткачев И.Г., Шалыгин А.С., Шик В.М. Совершенствование управления горным давлением при разработке наклонных и крутых пластов. – М. «Недра», 1967. – 289 с.

84. Шемякин Е.И. Динамические задачи теории упругости и пластичности. – М.: ННЦГП - ИГД им. А. А. Скочинского, 2007. – 205 с.

85. Розенбаум М.А. Геомеханические основы управления горным давлением при разработке угольных пластов в зоне многолетней мерзлоты: автореферат дис. ... доктора технических наук: 05.15.11, 05.15.02 / Гос. НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела. - Санкт-Петербург, 1996. - 32 с.

86. Широков А.П., Петров А.И., Найдов М.И. Разработка угольных пластов с углами падения свыше 35° в сложных горногеологических условиях. – М.: Прометей, 1990. – 228 с.

Физико-механические свойства пород керна конвейерного штрека 555

Таблица 1 - Физико-механические свойства пород керна конвейерного штрека 555 ПК 46

№ п/п	Глубина керна, м	№ испытания									Средние показатели		
		1			2			3					
		P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа
1	0-0,6	3,20	6,25	63,75	-	-	-	-	-	-	3,26	6,20	63,73
2	0,6-1,0	2,85	7,85	46,78	-	-	-	-	-	-	2,82	7,78	46,70
3	1,0-1,4	2,55	7,95	41,05	-	-	-	-	-	-	2,53	8,01	40,01
4	1,4-2,0	1,55	3,95	38,68	-	-	-	-	-	-	1,58	4,39	37,68
5	2,0-2,7	2,40	6,95	38,37	-	-	-	-	-	-	2,48	7,89	38,35
6	2,7-3,0	4,90	6,98	78,15	2,01	6,71	41,38	2,40	7,62	41,80	3,17	7,82	55,78
7	3,0-3,6	2,15	6,93	35,93	2,15	6,98	35,98	3,52	7,01	55,78	2,63	7,38	45,38
8	3,6-4,2	5,05	7,94	73,12	2,38	6,01	38,85	3,85	8,43	56,73	3,72	7,06	60,06
9	4,2-4,5	3,20	8,08	54,14	2,59	7,01	43,06	1,56	11,00	18,95	2,38	8,54	35,75
10	4,5-5,1	4,95	8,64	68,60	2,12	7,01	38,35	2,14	7,76	35,34	3,09	7,85	50,65
11	5,1-5,6	2,85	6,73	50,18	2,38	7,02	43,50	3,01	9,20	43,06	2,76	7,60	45,35
12	5,6-6,0	2,95	6,82	51,40	-	-	-	2,03	6,73	38,58	2,38	6,74	46,54

Таблица 2 - Физико-механические свойства пород керна конвейерного штрека 555 ПК 43 + 10 м.

№ п/п	Глуби- на керна, м	№ испытания									Средние показатели		
		1			2			3					
		P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа
1	0-0,5	1,85	7,01	31,98	2,73	10,95	34,65	1,88	5,07	42,18	2,14	7,69	35,06
2	0,5-1,0	3,83	7,02	60,98	2,38	7,01	43,60	2,23	6,99	36,66	2,78	7,11	47,05
3	1,0-1,5	1,99	7,27	33,95	2,83	10,04	38,65	3,01	8,01	48,45	2,63	8,39	41,16
4	1,5-2,0	2,28	6,31	43,99	3,96	9,01	53,06	1,51	11,8	19,04	2,62	8,68	39,63
5	2,0-2,5	5,01	6,99	70,02	3,01	9,02	41,01	3,53	9,02	47,01	3,81	8,47	54,78
6	2,5-3,0	2,38	5,98	41,04	2,36	5,99	41,15	2,04	5,96	34,99	2,21	6,26	38,09
7	3,0-3,5	2,69	7,00	43,41	1,96	12,04	25,16	3,55	8,58	47,98	2,69	9,05	36,02
8	3,5-4,0	2,71	7,19	40,13	2,99	4,79	74,79	2,56	8,02	37,32	2,68	6,61	47,01

Таблица 3 - Физико-механические свойства пород керна конв. штрека 555 ПК 35+10 м.

№ п/п	Глубина керна, м	№ испытания									Средние показатели		
		1			2			3					
		P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа
1	0-0,5	2,22	6,68	40,38	1,61	7,69	26,30	0,65	6,63	11,09	1,48	7,01	26,03
2	0,5-1,0	0,33	5,70	6,05	1,52	5,68	30,91	2,55	7,48	41,82	1,45	6,36	27,18
3	1,0-1,5	2,34	6,38	42,91	1,03	6,13	20,03	1,25	7,06	19,69	1,49	6,69	27,40
4	1,5-2,0	2,62	7,49	42,48	2,01	7,48	29,99	2,25	6,48	42,91	2,19	6,99	40,05
5	2,0-2,5	0,53	8,28	7,03	1,75	5,39	33,02	3,55	9,12	46,15	1,89	7,61	28,64
6	2,5-3,0	2,62	5,83	46,98	2,43	5,11	49,04	4,05	7,85	57,68	3,03	6,29	50,95
7	3,0-3,5	4,82	8,39	67,03	2,38	5,79	45,98	3,05	6,21	54,28	3,38	6,78	55,44

Таблица 4 - Физико-механические свойства пород керна конв. штрека 555 ПК 30.

№ п/п	Глубина керна, м	№ испытания									Средние показатели		
		1			2			3					
		P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа	P _p , кН	S _p , см ²	σ _{сж} , МПа
1	0-0,5	1,58	4,03	41,70	0,95	3,90	24,40	1,05	4,50	24,60	1,15	4,15	30,05
2	0,5-1,0	2,73	5,80	54,70	0,55	6,08	9,70	1,65	3,82	44,85	1,65	5,28	35,08
3	1,0-1,5	2,04	4,42	50,15	2,75	7,49	45,15	1,75	6,43	32,39	2,18	6,14	41,69
4	1,5-2,0	0,63	7,43	10,21	1,75	6,28	33,15	1,30	6,43	25,58	1,23	6,60	22,38
5	2,0-2,5	1,93	5,70	35,20	2,00	6,21	35,18	3,55	6,58	58,59	2,45	6,45	43,40
6	2,5-3,0	2,45	6,46	40,71	3,65	7,31	56,17	4,55	6,45	79,05	3,55	6,58	58,29
7	3,0-3,5	3,06	5,75	55,52	2,25	5,33	43,80	1,55	6,15	26,74	2,28	5,70	41,68
8	3,5-4,0	1,88	4,46	40,65	2,80	6,68	46,72	1,95	5,72	35,79	2,17	5,61	41,21
9	4,0-4,5	3,09	6,98	51,06	2,95	5,43	62,51	3,65	6,78	62,28	3,23	6,41	58,21

**Методика расчета параметров напряженно-деформированного и
прочностного состояния массива горных пород**

Геологическая модель расчета строится по следующим исходным данным:

- верхняя граница модели – глубина разработки H ;
- нижняя граница модели – $0,2 \cdot H$;
- левая и правая граница модели – ширина зоны сдвижения пород + 20 м в каждую сторону;
- глубина зоны сдвижения пород ниже выработки – $0,1 \cdot H$;
- угол падения пласта высчитывается по правилам тригонометрии на плане проведения выработок по пласту;
- слои пород и углей тем тоньше, чем ближе в рассматриваемой выработке, мощность слоёв непосредственной кровли 0,1-0,3 м, основной кровли 0,5-1 м, почвы так же;
- коэффициенты крепости пород f присваивается каждому слою;
- f берутся из отчёта по кернам, паспорта проведения и крепления выработки (я знаю, что это называется документация по ведению горных работ), горно-геологического прогноза на проведение/отработку, разведочной скважины, геологического отчёта;
- минимальный размер конечного элемента $0,1 \text{ м}^2$.
- если в отчете по керну или эндоскопу встречается широкая трещина от 0,01 м, она обозначается отдельным слоем $f = 1 \cdot e^{-10}$.
- геометрические параметры выработок – из плана работ по пласту, паспорта;
- расстояние от рассматриваемых выработок = ширина зоны сдвижения: определяется по Правилам охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях, ВНИМИ 1998 г.

Трещиноватость, разрыхленность всех пород модели задаётся коэффициентом структурного ослабления.

Границы модели неподвижны.

Решение задачи в упругой постановке

В авторском варианте комплекса проблемно-ориентированных программ расчёт параметров напряжённо-деформированного и прочностного состояния массива горных пород осуществляется поэтапно.

1 этап. Решение задачи упругого линейного деформирования пород в нетронутом массиве [134].

$$\sigma_x + \sigma_y = 2[\varphi'_1(z) + \overline{\varphi'_1(z)}]; \quad (1)$$

$$\sigma_x + \sigma_y + 2i\tau_{xy} = 2[\bar{z} \varphi'_1(z) + \psi'_1(z)], \quad (2)$$

где $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ - нормальные и касательные напряжения соответственно;

$z = x + iy, \bar{z} = x - iy$ - комплексные переменные;

$\varphi'_1(z), \psi'_1(z)$ - неизвестные функции, определяются из граничных условий поставленной задачи.

В общем виде дифференциальные уравнения линейной механики сплошной среды для бесконечно малого элементарного параллелепипеда, выделенного из горного массива, имеют следующий вид:

- уравнения равновесия:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial z} + X &= 0; \\ \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial z} + Y &= 0; \\ \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial y} + Z &= 0; \end{aligned} \quad (3)$$

- условия совместности:

$$\begin{aligned} \frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial x^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}; \quad 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial y \partial z} = \frac{\partial}{\partial x} \left(-\frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial x} + \frac{\partial \gamma_{xz}}{\partial y} + \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} \right); \\ \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial z^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_z}{\partial y^2} &= \frac{\partial^2 \gamma_{yz}}{\partial y \partial z}; \quad 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial x \partial z} = \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\partial \gamma_{xz}}{\partial x} - \frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial y} + \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial z} \right); \end{aligned} \quad (4)$$

$$\frac{\partial^2 \varepsilon_z}{\partial_x^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial_z^2} = \frac{\partial^2 \gamma_{xz}}{\partial_x \partial_z}; \quad 2 \frac{\partial^2 \varepsilon_z}{\partial_x \partial_y} = \frac{\partial}{\partial_z} \left(\frac{\partial \gamma_{yz}}{\partial_x} + \frac{\partial \gamma_{xz}}{\partial_y} - \frac{\partial \gamma_{xy}}{\partial_z} \right).$$

- уравнения закона упругости Гука:

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)], & \gamma_{xy} &= \frac{\tau_{xy}}{G}; \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \nu(\sigma_z + \sigma_x)], & \gamma_{yz} &= \frac{\tau_{yz}}{G}; \\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_x + \sigma_y)], & \gamma_{zx} &= \frac{\tau_{zx}}{G}. \end{aligned} \quad (5)$$

В уравнениях (3) - (5) приняты следующие обозначения: $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ – нормальные напряжения по осям координат; $\tau_{xy}, \tau_{xz}, \tau_{yz}$ – касательные напряжения; $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_z$ – относительные деформации по осям координат; $\gamma_{xy}, \gamma_{xz}, \gamma_{yz}$ – деформации сдвига по соответствующим плоскостям; x, y, z – компоненты силы по осям координат, отнесённые к единице объёма элемента; E – модуль упругости Юнга; ν – коэффициент Пуассона; G – модуль сдвига Ляме.

Решение задачи деформирования пород в нетронутом массиве может проводиться в 3 вариантах:

- Динниково напряжённо-деформированное состояние, в котором боковое горизонтальное давление больше вертикального;
- гидростатическое, при котором горизонтальное давление равно горизонтальному;
- геотектоническое, при котором горизонтальное давление больше вертикального.

Вид НДС определяется по геологическим отчётам или производственному опыту. По нашим данным в районе южного Кузбасса коэффициент бокового давления принимается 1,0-1,2; Ерунаковский район, Полысаево 0,5-0,7; На севере Кузбасса 0,3-0,5. Лучшим вариантом являются результаты измерения напряжений в одиночных выработках методом разгрузки.

Другой вариант: в забое одиночной выработки закладываются контурные репера кровля-почва и, обязательно, бок-бок. По отношению конвергенции бок-бок и кровля почва можно в первом приближении определить коэффициент бокового давления при примерно одинаковых свойствах пород в приконтурной зоне выработки, например, в штреке.

В штреке закладываются контурные станции, проводятся измерения смещений реперов и проводится серия расчётов по программе МКЭ конвергенции кровля-почва и бок-бок при разных значениях коэффициента бокового давления. Строится график коэффициент бокового давления и отношение конвергенции бок-бок к конвергенции кровля-почва. Определяется точка на графике, в которой отношение измеренных конвергенций равны отношению вычисленных. Это отношение и следует принимать в качестве коэффициента бокового давления. Следует помнить, что измеренные смещения не равны фактическим, так как реперные станции в подготовительном забое уже потеряли часть информации в зоне опорного давления впереди забоя, поэтому надо работать с отношениями смещений. После первого прогона расчётной упругой модели в нетронутом массиве проверяется коэффициент бокового давления как отношение горизонтальных напряжений к вертикальным. Для правильно настроенной модели (в частном случае угол падения равен 0, изолинии вертикальных смещений и напряжений изображаются в SURFER в виде прямых линий, а в середине модели вертикальная линия имеет смещения равные 0).

2 этап. Решение задачи упругого линейного деформирования пород в массиве с выработками. Лучший вариант: решение упругой задачи для одиночной или группы выработок., так как есть точные решения теории упругости для простых форм выработки, см., например, Руппенейта К.В., Кузнецова С.В., Изаксона и др. Полученные полные напряжения и деформации используются для определения состояния пород в каждом конечном элементе. Можно использовать паспорт прочности Мора или диаграмму напряжения-деформации.

Параметры паспорта установлены в соответствии с теорией прочности Кулона-Мора (рис. 1). В горной науке и практике для описания уравнения огибающей кругов напряжений применяются линейные или параболические зависимости.

Параболическую зависимость огибающей предельных кругов Мора согласно можно представить в виде:

$$\tau = \left\{ (\sigma_p - \sigma) \left[2\sigma_p - 2\sqrt{\sigma_p (\sigma_p - \sigma_{сж})} + \sigma_{сж} \right] \right\}^{0,5}, \quad (6)$$

а линейную:

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg} \varphi, \quad (7)$$

где τ , σ – касательные и нормальные напряжения в породном слое или угольном пласте; $\sigma_{сж}$, σ_p – пределы прочности угля или породы при сжатии и растяжении соответственно; C – сцепление угля или породы при сдвиге; φ – угол внутреннего трения.

Величины $\sigma_{сж}$, σ_p , C , φ , принятые согласно данным геологических отчётов по Томь-Усинскому угольному месторождению, представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Свойства угля и вмещающих пород

Характеристика породы	$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа	C , МПа	φ , градус	* $E \cdot 10^{-4}$, МПа	* ν
Уголь	10,0	1,4	3,2	40	0,3	0,25
Непосредственная кровля, алевролит крупнозернистый	57,0	5,8	16,1	42	1,4	0,21
Основная кровля, песчаник среднезернистый	74,2	7,1	18,8	44	1,6	0,22
Почва, алевролит крупнозернистый	55,9	5,8	12,2	39	1,2	0,23

* E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона

В общем виде паспорт прочности угля и вмещающих пород при параболической и линейной зависимостях (6) и (7) огибающей кругов предельных напряжений представлен на рис. 1.

При линейной форме огибающей предельных кругов Мора в зоне растяжения (слева от вертикальной оси τ на рис. 1) точка пересечения наклонной прямой линии и горизонтальной оси σ существенно удалена от предельного круга при растяжении, то есть в зоне растяжения угля погрешность определения геомеханических параметров будет существенной. Учитывая, что на контуре междокамерных целиков отжим угля происходит, как правило, при растягивающих напряжениях, то для дальнейших исследований, с целью повышения точности прогноза ширины зоны отжима, принята параболическая зависимость огибающей кругов напряжений.

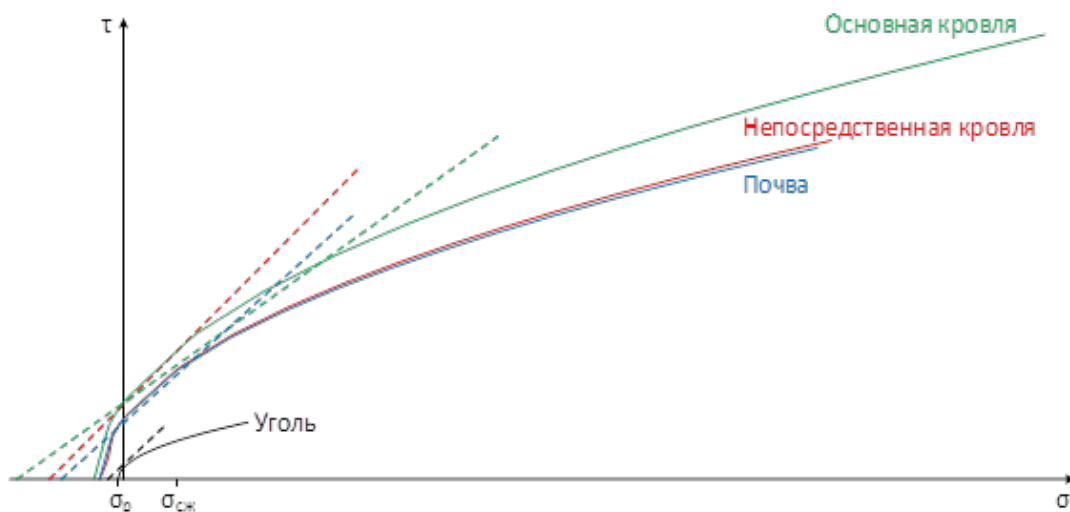


Рисунок 1 - Паспорт прочности угля и вмещающих пород пласта III при параболической (сплошные линии) и линейной (пунктирные линии) зависимостях

Для построения огибающей предельных кругов упругого деформирования пород используется зависимость (6) при замене предела прочности при сжатии или растяжении угля, или пород величинами $\sigma_{сж} \rightarrow K \sigma_{сж}$; $\sigma_p \rightarrow K \sigma_p$, где K – коэффициент удароопасности.

Для каждого участка массива горных пород с использованием реального плана горных выработок или проектной документации методом конечных элементов определяются параметры напряжённого состояния для упругого массива горных пород, в том числе упругие главные максимальные σ_1 и минимальные σ_3 напряжения. Величины напряжений откладываются в масштабе на рис. 2 по горизонтальной оси напряжений σ . Следует соблюдать правило знаков, принятое на паспорте прочности на рисунках 2.4 и 2.5: сжимающие напряжения $\sigma > 0$, растягивающие $\sigma < 0$, то есть на паспорте прочности показаны знаки напряжений обратные по сравнению со знаками напряжений, вычисленных методом конечных элементов.

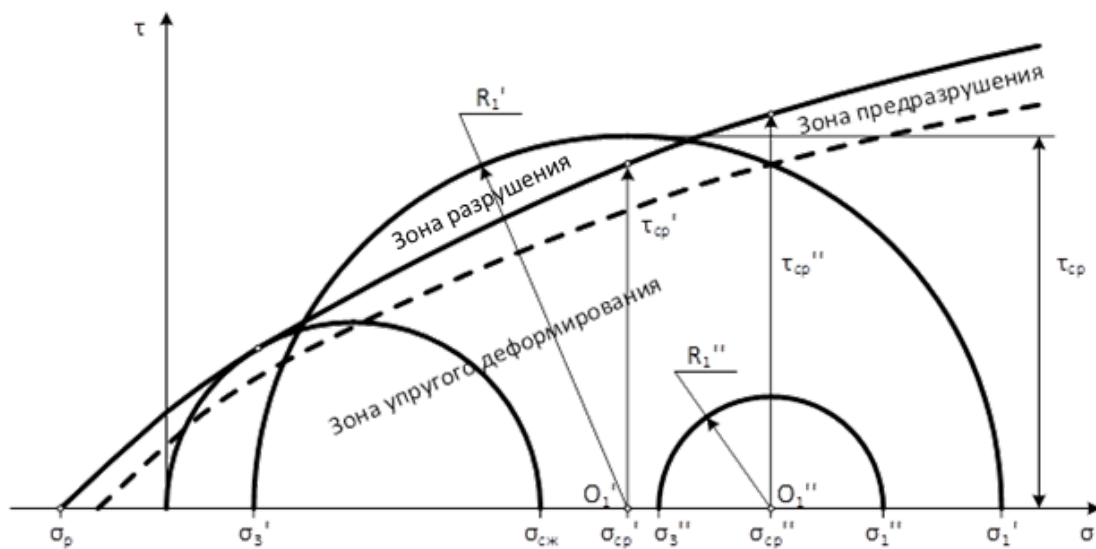


Рисунок 2 - Схема определения комплексного показателя удароопасности по паспорту прочности пород

Расстояние между точками σ_1 и σ_3 (на рис. 2 σ_1' и σ_3' или σ_1'' и σ_3'') горизонтальной оси паспорта прочности делится пополам и из полученной средней точки O (на рис. 2 O_1' и O_1'') проводится круг Мора радиусом R (на рис. 2 R_1' и R_1'')

$$R = 0,5(\sigma_1 - \sigma_3). \quad (8)$$

Вычисляется среднее значение напряжений σ_{cp}

$$\sigma_{cp} = 0,5(\sigma_1 + \sigma_3). \quad (9)$$

По формуле (6), подставляя вместо σ среднее напряжение $\sigma_{\text{ср}}$, вычисляется среднее касательное напряжение $\tau_{\text{ср}}$ согласно паспорту прочности пород (рис. 2):

$$\tau_{\text{ср}} = \left\{ (\sigma_{\text{р}} - \sigma_{\text{ср}}) \left[2\sigma_{\text{р}} - 2\sqrt{\sigma_{\text{р}}(\sigma_{\text{р}} - \sigma_{\text{сж}})} + \sigma_{\text{сж}} \right] \right\}^{0,5}. \quad (10)$$

Тогда комплексный показатель удароопасности, учитывающий природные свойства и напряженное состояние угольного пласта, определяется по формуле:

$$K_y = K \frac{\tau_{\text{ср}}}{\tau_{\text{МКЭ}}}, \quad (11)$$

где K – коэффициент удароопасности, зависящий от прочности угля и пород в зоне упругого деформирования; $\tau_{\text{ср}}$ – касательные напряжения, определяемые по паспорту прочности пород Кулона-Мора; $\tau_{\text{МКЭ}}$ – касательные напряжения, полученные по результатам численного моделирования.

Значение коэффициента удароопасности принимается согласно Инструкции или по результатам натурных или лабораторных исследований в диапазоне 0,6-0,9.

При анализе расположения окружности, построенной по вычисленному по формуле (8) радиусу R , и огибающей предельной кругов Мора на паспорте прочности (рис. 2) возможны следующие критерии для оценки напряженного и удароопасного состояния угольного пласта на основе комплексного показателя удароопасности.

Вариант I. Окружность расположена ниже огибающей предельной кругов напряжений (упругое состояние). Комплексный показатель удароопасности принимает значения $K_y > 1$, что соответствует высокому уровню нормальных напряжений и категории НЕОПАСНО.

Вариант II. Окружность расположена между огибающей предельной кругов напряжений и огибающей, удовлетворяющей условию специального предельного равновесия (упругопластическое состояние). Комплексный показатель удароопасности изменяется в пределах $K < K_y \leq 1,0$, что

соответствует пограничному уровню нормальных напряжений и переходу от категории НЕОПАСНО к категории ОПАСНО.

Вариант III. Окружность касается огибающей предельных кругов напряжений (предельное состояние). Комплексный показатель удароопасности с учетом глубины разработки H и объемного веса пород γ изменяется в пределах $\frac{\sigma_{сж}}{K_{в} \gamma H} < K_{у} \leq K$, что соответствует переходу от плотной к трещиноватой структуре, слабонапряжённому, неудароопасному состоянию угольного пласта.

Вариант IV. Окружность пересекает огибающую предельных кругов напряжений (запредельное состояние). Комплексный показатель удароопасности принимает значения $K_{у} \leq \frac{\sigma_{сж}}{K_{в} \gamma H}$, что соответствует зоне разгрузки, возникновению трещин, отжиму угля, неудароопасному состоянию угольного пласта.

Установленные критерии используются при обосновании типов и параметров крепи, способов и средств упрочнения пород для обеспечения устойчивости угольных целиков и камер.

Для оценки результатов прогноза с учетом комплексного показателя удароопасности в выделенных зонах проведено сравнение вычисленных методом конечных элементов и измеренных в шахтных условиях прочностных и деформационных свойств угля и пород, а также напряжённого состояния массива горных пород.

3 этап. После определения модуля пропорциональности осуществляется изменение модуля упругости в каждом КЭ и решение упругопластической задачи.

Модуль пропорциональности умножается на функцию ползучести по Ж.С. Ержанову осуществляется окончательное решение с учётом ползучести горных пород во времени.

Если решение не удовлетворяет требования практики или ВНИМИ, то экспериментально или по ВНИМИ определяются величины смещений и как граничные условия вводятся в специальный файл исходных данных

СМЕНХYWV.dat. После такой операции величины вычисленных смещений в заданных КЭ будут точно соответствовать расчётным.

Результаты численного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности конвейерного штрека 555 шахты «Чертинская-Коксовая» до и после гидроразрыва пород кровли

До гидроразрыва пород кровли

Координаты X	Координаты Y	Вертикальные напряжения, МПа
-509.780000	-233.103500	789.737500
-504.560000	-233.091000	6.748712
-494.120000	-232.066100	6.172472
-488.900000	-232.053600	-24.816890
-478.460000	-231.028700	-25.551880
-473.240000	-231.016300	-28.441900
-462.800000	-229.991300	-29.217110
-457.580000	-229.978900	-30.117060
-447.140000	-228.953900	-30.900370
-441.920000	-228.941500	-31.172930
-431.480000	-227.916500	-31.958770
-426.260000	-227.904100	-31.856730
-415.820000	-226.879200	-32.643630
-410.600000	-226.866700	-32.285980
-400.160000	-225.841800	-33.072470
-394.940000	-225.829300	-32.529410
-384.500000	-224.804400	-33.316520
-379.280000	-224.791900	-32.632870
-368.840000	-223.767000	-33.419340
-363.620000	-223.754500	-32.625130
-353.180000	-222.729600	-33.411770
-347.960000	-222.717100	-32.527930
-337.520000	-221.692200	-33.314720
-332.300000	-221.679700	-32.356300

Вверху представлены данные расчетов вертикальных напряжений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Вертикальные смещения, мм
310.260000	-132.007000	0.000000E+00
333.010000	-130.499900	0.000000E+00
333.010000	-130.499900	0.000000E+00
355.760000	-128.992800	0.000000E+00
355.760000	-128.992800	0.000000E+00
378.500000	-127.486400	0.000000E+00
378.500000	-127.486400	0.000000E+00
401.250000	-125.979400	0.000000E+00
401.250000	-125.979400	0.000000E+00
424.000000	-124.472300	0.000000E+00
424.000000	-124.472300	0.000000E+00
446.750000	-122.965200	0.000000E+00
446.750000	-122.965200	0.000000E+00
469.500000	-121.458200	3.725290E-06
469.500000	-121.458200	3.725290E-06
492.250000	-119.951100	5.899129
492.250000	-119.951100	5.899129
515.000000	-118.444000	-7.450581E-06
-515.000000	-139.246000	-7.450581E-06
-499.340000	-138.208600	0.000000E+00
-499.340000	-138.208600	0.000000E+00
-483.680000	-137.171200	0.000000E+00
-483.680000	-137.171200	0.000000E+00
-468.020000	-136.133800	0.000000E+00

Вверху представлены данные расчетов вертикальных смещений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Горизонтальные напряжения, МПа
-509.780000	-233.103500	8.547707
-504.560000	-233.091000	-128.553400
-494.120000	-232.066100	-131.578700
-488.900000	-232.053600	-131.545300
-478.460000	-231.028700	-135.404000
-473.240000	-231.016300	-128.374200
-462.800000	-229.991300	-132.444000
-457.580000	-229.978900	-124.628100
-447.140000	-228.953900	-128.740400
-441.920000	-228.941500	-120.714800
-431.480000	-227.916500	-124.840500
-426.260000	-227.904100	-116.720000
-415.820000	-226.879200	-120.851300
-410.600000	-226.866700	-112.674800
-400.160000	-225.841800	-116.803900
-394.940000	-225.829300	-108.590000
-384.500000	-224.804400	-112.722300
-379.280000	-224.791900	-104.481400
-368.840000	-223.767000	-108.610300
-363.620000	-223.754500	-100.349100
-353.180000	-222.729600	-104.479000
-347.960000	-222.717100	-96.201680
-337.520000	-221.692200	-100.332300
-332.300000	-221.679700	-92.042020

Вверху представлены данные расчетов горизонтальных напряжений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Горизонтальные смещения, мм
-515.000000	-233.116000	0.000000E+00
-499.340000	-232.078600	0.000000E+00
-499.340000	-232.078600	0.000000E+00
-483.680000	-231.041200	2.980232E-05
-483.680000	-231.041200	2.980232E-05
-468.020000	-230.003800	0.000000E+00
-468.020000	-230.003800	0.000000E+00
-452.360000	-228.966400	0.000000E+00
-452.360000	-228.966400	0.000000E+00
-436.700000	-227.929000	0.000000E+00
-436.700000	-227.929000	0.000000E+00
-421.040000	-226.891600	2.980232E-05
-421.040000	-226.891600	2.980232E-05
-405.380000	-225.854200	2.980232E-05
-405.380000	-225.854200	2.980232E-05
-389.720000	-224.816800	0.000000E+00
-389.720000	-224.816800	0.000000E+00
-374.060000	-223.779400	0.000000E+00
-374.060000	-223.779400	0.000000E+00
-358.400000	-222.742100	0.000000E+00
-358.400000	-222.742100	0.000000E+00
-342.740000	-221.704700	0.000000E+00
-342.740000	-221.704700	0.000000E+00
-327.080000	-220.667300	0.000000E+00

Вверху представлены данные расчетов горизонтальных смещений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Отношение остаточной прочности к исходной
-50.410000	-203.006100	3.526789E-01
-39.970000	-201.981100	3.507994E-01
-34.750000	-201.968700	4.757400E-01
-29.196670	-201.267400	4.735202E-01
-28.863330	-201.578700	4.905673E-01
-28.196670	-201.201200	4.866083E-01
-27.863330	-201.512500	5.044585E-01
-27.196670	-201.135000	5.002884E-01
-26.863330	-201.446200	5.190074E-01
-26.196670	-201.068700	5.146028E-01
-25.863330	-201.380000	5.342571E-01
-25.196670	-201.002500	5.295799E-01
-24.863330	-201.313700	5.502324E-01
-24.196670	-200.936200	5.452619E-01
-23.863330	-201.247500	5.669781E-01
-23.196670	-200.870000	5.616763E-01
-22.863330	-201.181200	5.845184E-01
-22.196670	-200.803700	5.788538E-01
-21.863330	-201.115000	6.028822E-01
-21.196670	-200.737500	5.968286E-01
-20.863330	-201.048800	6.221022E-01
-20.196670	-200.671200	6.156145E-01
-19.863330	-200.982500	6.421841E-01
-19.196670	-200.605000	6.352360E-01

Вверху представлены данные расчетов отношений остаточной прочности к исходной для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

После гидроразрыва пород кровли

Координаты X	Координаты Y	Вертикальные напряжения, МПа
-509.780000	-233.103500	789.737500
-504.560000	-233.091000	6.748712
-494.120000	-232.066100	6.172472
-488.900000	-232.053600	-24.816890
-478.460000	-231.028700	-25.551880
-473.240000	-231.016300	-28.441900
-462.800000	-229.991300	-29.217110
-457.580000	-229.978900	-30.117060
-447.140000	-228.953900	-30.900370
-441.920000	-228.941500	-31.172930
-431.480000	-227.916500	-31.958770
-426.260000	-227.904100	-31.856730
-415.820000	-226.879200	-32.643630
-410.600000	-226.866700	-32.285980
-400.160000	-225.841800	-33.072470
-394.940000	-225.829300	-32.529410
-384.500000	-224.804400	-33.316520
-379.280000	-224.791900	-32.632870
-368.840000	-223.767000	-33.419340
-363.620000	-223.754500	-32.625130
-353.180000	-222.729600	-33.411770
-347.960000	-222.717100	-32.527930
-337.520000	-221.692200	-33.314720
-332.300000	-221.679700	-32.356300

Вверху представлены данные расчетов вертикальных напряжений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Вертикальные смещения, мм
310.260000	-178.447000	0.000000E+00
333.010000	-176.939900	-2.328306E-07
333.010000	-176.939900	-2.328306E-07
355.760000	-175.432800	0.000000E+00
355.760000	-175.432800	0.000000E+00
378.500000	-173.926400	0.000000E+00
378.500000	-173.926400	0.000000E+00
401.250000	-172.419400	0.000000E+00
401.250000	-172.419400	0.000000E+00
424.000000	-170.912300	0.000000E+00
424.000000	-170.912300	0.000000E+00
446.750000	-169.405200	0.000000E+00
446.750000	-169.405200	0.000000E+00
469.500000	-167.898200	0.000000E+00
469.500000	-167.898200	0.000000E+00
492.250000	-166.391100	3.221442
492.250000	-166.391100	3.221442
515.000000	-164.884000	0.000000E+00
-515.000000	-186.675900	0.000000E+00
-499.340000	-185.638600	0.000000E+00
-499.340000	-185.638600	0.000000E+00
-483.680000	-184.601200	0.000000E+00
-483.680000	-184.601200	0.000000E+00
-468.020000	-183.563800	0.000000E+00

Вверху представлены данные расчетов вертикальных смещений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Горизонтальные напряжения, МПа
-509.780000	-233.103500	8.547707
-504.560000	-233.091000	-128.553400
-494.120000	-232.066100	-131.578700
-488.900000	-232.053600	-131.545300
-478.460000	-231.028700	-135.404000
-473.240000	-231.016300	-128.374200
-462.800000	-229.991300	-132.444000
-457.580000	-229.978900	-124.628100
-447.140000	-228.953900	-128.740400
-441.920000	-228.941500	-120.714800
-431.480000	-227.916500	-124.840500
-426.260000	-227.904100	-116.720000
-415.820000	-226.879200	-120.851300
-410.600000	-226.866700	-112.674800
-400.160000	-225.841800	-116.803900
-394.940000	-225.829300	-108.590000
-384.500000	-224.804400	-112.722300
-379.280000	-224.791900	-104.481400
-368.840000	-223.767000	-108.610300
-363.620000	-223.754500	-100.349100
-353.180000	-222.729600	-104.479000
-347.960000	-222.717100	-96.201680
-337.520000	-221.692200	-100.332300
-332.300000	-221.679700	-92.042020

Вверху представлены данные расчетов горизонтальных напряжений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Горизонтальные смещения, мм
-515.000000	-233.116000	0.000000E+00
-499.340000	-232.078600	-2.980232E-05
-499.340000	-232.078600	-2.980232E-05
-483.680000	-231.041200	2.980232E-05
-483.680000	-231.041200	2.980232E-05
-468.020000	-230.003800	0.000000E+00
-468.020000	-230.003800	0.000000E+00
-452.360000	-228.966400	2.980232E-05
-452.360000	-228.966400	2.980232E-05
-436.700000	-227.929000	0.000000E+00
-436.700000	-227.929000	0.000000E+00
-421.040000	-226.891600	0.000000E+00
-421.040000	-226.891600	0.000000E+00
-405.380000	-225.854200	2.980232E-05
-405.380000	-225.854200	2.980232E-05
-389.720000	-224.816800	0.000000E+00
-389.720000	-224.816800	0.000000E+00
-374.060000	-223.779400	0.000000E+00
-374.060000	-223.779400	0.000000E+00
-358.400000	-222.742100	0.000000E+00
-358.400000	-222.742100	0.000000E+00
-342.740000	-221.704700	0.000000E+00
-342.740000	-221.704700	0.000000E+00
-327.080000	-220.667300	0.000000E+00

Вверху представлены данные расчетов горизонтальных смещений для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.

Координаты X	Координаты Y	Отношение остаточной прочности к исходной
-50.410000	-203.006100	3.526789E-01
-39.970000	-201.981100	3.507994E-01
-34.750000	-201.968700	4.757400E-01
-29.196670	-201.267400	4.735203E-01
-28.863330	-201.578700	4.905672E-01
-28.196670	-201.201200	4.866082E-01
-27.863330	-201.512500	5.044585E-01
-27.196670	-201.135000	5.002884E-01
-26.863330	-201.446200	5.190074E-01
-26.196670	-201.068700	5.146028E-01
-25.863330	-201.380000	5.342571E-01
-25.196670	-201.002500	5.295799E-01
-24.863330	-201.313700	5.502324E-01
-24.196670	-200.936200	5.452619E-01
-23.863330	-201.247500	5.669781E-01
-23.196670	-200.870000	5.616763E-01
-22.863330	-201.181200	5.845184E-01
-22.196670	-200.803700	5.788538E-01
-21.863330	-201.115000	6.028822E-01
-21.196670	-200.737500	5.968286E-01
-20.863330	-201.048800	6.221022E-01
-20.196670	-200.671200	6.156145E-01
-19.863330	-200.982500	6.421841E-01
-19.196670	-200.605000	6.352360E-01

Вверху представлены данные расчетов отношений остаточной прочности к исходной для 24-х точек координат горного массива. В виду того, что модель массива разделена на 40400 треугольных конечных элементов, площади конечных элементов переменные от 0,1 до 100 м², что позволяет учитывать структурные и физические особенности массива горных пород, а также элементов крепи, поэтому представить в приложении расчеты по всем координатам (40400 шт.) не представляется целесообразным, в следствие этого в тексте диссертации представлены графические материалы данных расчетов.