

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**



На правах рукописи

Сиидов Владимир Николаевич

**ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК,
СООРУЖАЕМЫХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ
ГЛУБОКИХ ШАХТ**

Специальность 25.00.22 – Геотехнология (подземная,
открытая и строительная)

Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:

доктор техн. наук, профессор
Борzych Анатолий Филиппович

канд. техн. наук, доцент
Леонов Андрей Алексеевич

Идентичность всех экземпляров
диссертации ПОДТВЕРЖДАЮ
Ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01



И.А. Бершадский

Донецк – 2018

	стр.
ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. РАЗДЕЛ 1. АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	12
1.1. Современные тенденции развития способов и средств повышения устойчивости выработок при разработке пологонаклонных пластов.....	12
1.2. Зональные изменения напряжений в кровле вокруг очистной выработки.....	16
1.3. Коэффициент разрыхления пород как интегральный показатель разуплотнения обнажаемой лавой кровли	19
1.4. Теоретические основы устойчивости обнажаемого выработкой контура уплотненных в выработанном пространстве пород	32
1.5. Цель, задачи и методика исследований.....	36
2. РАЗДЕЛ 2. ФОРМИРОВАНИЕ СТЕПЕНИ РАЗУПЛОТНЕНИЯ И УПЛОТНЕНИЯ ОБРУШЕННЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ НА РАЗЛИЧНЫХ СТАДИЯХ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ПОДРАБАТЫВАЕМОГО МАССИВА.....	38
2.1. Установление высоты обрушения кровли и степени ее разрушения.....	38
2.2. Определение продолжительности процесса сдвижения массива при отработке глубокими шахтами пластов антрацита	53
2.3. Усовершенствование методики определения ожидаемой степени уплотнения обрушенных пород	59
Выводы.....	66
3. РАЗДЕЛ 3. ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ КОМПРЕССИОННЫХ СВОЙСТВ РАЗРУШЕННЫХ УГЛЕВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД.....	68
3.1. Методика эксперимента	68
3.1.1 Установление закономерностей процесса уплотнения разрушенных пород.....	68

3.1.2	Измерительная система определения компрессионных свойств разрушенных горных пород.....	78
3.2.	Результаты лабораторных испытаний	88
	Выводы.....	92
4.	РАЗДЕЛ 4. МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО- ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВОКРУГ СООРУЖАЕМЫХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ВЫРАБОТОК	93
4.1.	Исходные характеристики исследуемой выработки.....	93
4.2.	Установление напряженно-деформированного состояния уплотненных пород вокруг расположенной в них выработки.....	96
4.3.	Моделирование влияния зон повышенного горного давления на напряженно-деформированное состояние уплотненной кусковато- блочной породной среды	103
	Выводы.....	111
5.	РАЗДЕЛ 5. ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ СООРУЖАЕМЫХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК	113
5.1.	Исходные характеристики условий эксплуатации выработок.....	113
5.2.	Результаты шахтных инструментальных наблюдений.....	117
	Выводы.....	124
6.	РАЗДЕЛ 6. РАЗРАБОТКА И АПРОБАЦИЯ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОВОДИМЫХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ГЛУБОКИХ АНТРАЦИТОВЫХ ШАХТ	126
6.1.	Обоснование модели формирования кусковато-блочного породного массива вокруг выработки на различных стадиях ее эксплуатации	126
6.2.	Разработка технологической схемы подготовки пласта при увеличении длины выемочного столба.....	130
6.3.	Эффективность применения способа поддержания подготавливающих выработок в выработанном пространстве.....	134

Выводы.....	137
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	138
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	140
ПРИЛОЖЕНИЕ А	150
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	153
ПРИЛОЖЕНИЕ В	155
ПРИЛОЖЕНИЕ Г.....	157
ПРИЛОЖЕНИЕ Д.....	159
ПРИЛОЖЕНИЕ Е	162
ПРИЛОЖЕНИЕ Ж	164
ПРИЛОЖЕНИЕ З.....	165

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. В настоящее время наметилась тенденция роста нагрузки на комплексно-механизированные забои при сокращении количества угольных шахт Восточного Донбасса за счет увеличения длины выемочного столба и скорости подвигания лавы. При этом приоритетным остается решение вопроса, связанного с локализацией влияния усиливающихся проявлений горного давления на устойчивость выработок глубокого заложения. С учетом этого возникает необходимость развития исследований в направлении обеспечения длительного поддержания подготавливаемых выработок, подверженных непосредственному влиянию очистных работ. Как показывает практика разработки угольных пластов, одним из самых надежных способов сохранения устойчивости этих выработок является сооружение и поддержание их в зонах разгрузки, в том числе и в выработанном пространстве.

Диссертация выполнена в соответствии с тематическим планом научно-исследовательских работ ДонГТУ в рамках выполнения госбюджетной темы № 159-ГБ "Установление прочностных свойств уплотненных пород подработанного угленосного массива и их влияние на устойчивость проводимых в нем выработок" (№ госрегистрации 0107U001478), кафедральной научно-исследовательской работы "Установление компрессионно-прочностных характеристик разрушенных и уплотненных пород в выработанном пространстве при отработке пологонаклонных угольных пластов глубоких шахт".

Степень разработанности темы исследований. Значительный вклад в теоретические и экспериментальные исследования по обеспечению устойчивости выработок, сооружаемых в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства, изучение процессов сдвижения, деформации и разрушения обнажаемой кровли, а также разработку основ механики дискретных породных сред внесли: Зборщик М. П., Назимко В. В., Грядущий Б. А., Баклашов И. В., Глушко В. Т., Черняев В. И., Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г., Борзых А. Ф., Кандауров И. И., Сержневский В. Л., Субботин В. П., Ильяшов М. А., Кузнецов

Г. Н., Комиссаров С. Н., Морин С. В., Фармер Я. и др. Однако натуральных исследований особенностей проявлений горного давления в выработках, сооружаемых в выработанном пространстве и взаимодействия их опорных элементов с уплотняющимися кусковато-блочными породами, проведено недостаточно. К тому же, несмотря на многообразие существующих способов безремонтного поддержания выработок, в нормативных документах по охране выработок в обрушенных и уплотненных породах рассмотрена только одна технологическая схема. Отсутствие надежной теоретической и экспериментальной основы по рассматриваемому вопросу вызывает необходимость компенсировать ее достоверными результатами натуральных исследований. В связи с этим развитие исследований на базе инструментальных шахтных наблюдений по обеспечению устойчивости выработок, сооружаемых в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства, является актуальным научно-техническим вопросом, решение которого позволит повысить эффективность и безопасность продолжительного содержания этих выработок в удовлетворительном эксплуатационном состоянии.

Таким образом, установление особенностей влияния проявлений горного давления и управления им для обеспечения устойчивости выработок, сооружаемых в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства глубоких шахт, является актуальной задачей, имеющей важное практическое значение.

Целью работы является обоснование способа обеспечения длительной устойчивости выработок, сооружаемых в обрушенных и уплотненных породах и его параметров при отработке пластов антрацита на больших глубинах с учетом особенностей породной среды.

Идея работы заключается в использовании эффекта самоторможения уплотняемых кусковато-блочных несслеживаемых породных отдельностей обрушенного массива слоистой кровли в выработанном пространстве для обеспечения устойчивости сооружаемых в нем выработок.

Для достижения цели поставлены и решены следующие **задачи**:

- установить механизм и параметры обрушения пород слоистого массива кровли;
- определить основные параметрические характеристики естественно разрушенных и уплотненных пород;
- исследовать напряженно-деформированное состояние уплотненной в выработанном пространстве дискретной породной среды вокруг выработок численными методами;
- провести шахтные наблюдения за состоянием выработок, сооруженных в уплотненных кусковато-блочных породах выработанного пространства;
- установить особенности и закономерности смещений пород в выработках, проведенных по обрушенным и уплотненным породам выработанного пространства;
- разработать способ охраны выработок, сооружаемых в выработанном пространстве, провести шахтные испытания и установить область его рационального применения.

Объект исследований – процесс смещения уплотненных в выработанном пространстве кусковато-блочных отдельностей несслеживаемых пород при их обнажении выработками.

Предмет исследований – проявления горного давления в сооружаемых в выработанном пространстве подготавливающих выработках в условиях глубоких антрацитовых шахт.

Научная новизна полученных результатов заключается в том, что впервые:

- лабораторными исследованиями в процессе уплотнения несслеживаемых пород различной кусковатости установлены величины коэффициента бокового распора аргиллита, алевролита и песчаника соответственно 0,47, 0,43 и 0,29, которые используются при численном моделировании для отражения более близкого к реальному напряженно-деформированному состоянию массива уплотненных пород в выработанном пространстве;

– получена эмпирическая зависимость между коэффициентами разрыхления и крепости разрушенных пород выработанного пространства в виде убывающей экспоненты;

– установлены зависимости между величинами скорости обнажения массива кровли лавой, мощностью пласта, глубиной разработки и продолжительностью сдвижения подрабатываемого массива в условиях глубоких антрацитовых шахт, используемая для прогнозирования периода воздействия горного давления на устойчивость выработки;

– установлено, что оставление компенсационных полостей между крепью и блочно-зависающим слоем кровли способствует снижению потерь сечения выработки при незначительном увеличении боковых смещений ее контура на уровне мелко-дробленного слоя пород у почвы отработанного пласта толщиной (0,8...1,2) мощности вынимаемого пласта.

Теоретическая и практическая значимость работы заключается в обосновании параметров расположения сооружаемых подготавливающих выработок в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства за счет использования эффекта самоторможения кусковато-блочного массива, позволяющего обеспечить их длительную устойчивость в течение всего срока службы.

Методы исследований. Основу выполненной работы составляет комплексный метод: анализ и обобщение современных технических источников, шахтные инструментальные наблюдения, фотопланиметрию, численное моделирование методом конечных элементов, лабораторные исследования свойств уплотненных пород, обобщение результатов экспериментов с применением корреляционного анализа, методов подбора эмпирических формул и оценки их статистических характеристик, испытания и внедрение разработанного способа.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. В толще обрушенных и уплотненных пород с удалением в кровлю от почвы пласта увеличиваются размеры породных отдельностей, слагающих

нележиваемую кусковато-блочную среду. За счет ее остаточной пустотности и ограничения перемещений между отдельностями компенсируются разнонаправленные силовые воздействия в сторону обнажения и формируется эффект самоторможения. Установлено, что высота разрушения и обрушения слоистого массива кровли находится в экспоненциальной зависимости от коэффициента разрыхления и крепостей слагающих пород.

2. Установлена продолжительность процесса сдвижения подработанного массива для глубоких (более 800 м) антрацитовых шахт, которая прямо пропорционально зависит от глубины разработки и обратно пропорционально от мощности вынимаемого пласта и скорости подвигания очистного забоя.

Реализация работы.

1. Разработан способ охраны горных выработок в обрушенных породах выработанного пространства (Пат. 44771 Украина).

2. Разработаны рекомендации по обеспечению продолжительной устойчивости сооружаемых в выработанном пространстве подготавливающих выработок глубоких антрацитовых шахт Донбасса.

3. С использованием рекомендаций разработана технологическая схема отработки ярусов панели в восходящем порядке с проведением диагонально расположенных, учитывающих ориентацию системы природной трещиноватости, уклонов в выработанном пространстве. Это позволило увеличить длину выемочного столба в 1,8...2 раза по сравнению с типовыми схемами.

4. Результаты работы прошли шахтные испытания на шахтах им. им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит» и им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит». Фактический эффект от внедрения разработок при проведении и эксплуатации вентиляционного уклона № 3 пройденного по выработанному пространству лавы № 3 пласта h_7 шахты им. Ф.Э. Дзержинского составил 6192000 руб. (30960 руб./м) (в ценах на 2008 г).

Обоснованность и достоверность научных положений, полученных результатов, выводов и рекомендаций подтверждается использованием стандартизированных методов исследований, достаточным объемом натурных

наблюдений, адекватностью разработанной численной модели массива пород, удовлетворительной сходимостью результатов моделирования и натуральных исследований, апробацией и внедрением результатов в шахтных условиях, а также их экономической эффективностью.

Апробация результатов диссертации. Основные положения диссертационной работы доложены, обсуждены и одобрены на: научно-технических конференциях ДонГТУ (г. Алчевск, 2005 – 2013 гг.); международном форуме молодых ученых «Проблемы недропользования» (Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет), г. Санкт-Петербург, 2007 г.); международной научно-практической конференции «Проблемы горного дела и экологии горного производства» (г. Антрацит, 2007 и 2009 гг.); IV научно-практической конференции «Донбас-2020: наука і техніка виробництву» (ДонНТУ, г. Донецк, 2008 г.), региональной научно-практической конференции «Проблеми гірничої технології» (КИИ ДонНТУ, г. Красноармейск, 2012 г.).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 17 научных работ в профессиональных изданиях, из них 12, в рецензируемых научных изданиях, вошедших в перечень изданий, утверждённый приказом МОН ДНР, 1 статья в журнале, включенном в «Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени доктора и кандидата наук» Российской Федерации. Получен 1 патент на полезную модель. Опубликовано без соавторов 4 научные работы.

Личный вклад автора состоит в формулировании цели и постановке задач научных исследований; сборе, обработке и анализе материалов шахтных измерений; проведении лабораторных и натуральных экспериментов; разработке численных моделей по определению напряженно-деформированного состояния, зон разрушения массива и их параметров в выработках, формируемых в выработанном пространстве; обосновании технологических решений проведения и поддержания вентиляционного уклона № 3 по выработанному пространству

лавы № 3 пласта h_7 в условиях шахты им. Ф.Э. Держинского ГП «Ровенькиантрацит», вентиляционного бремсберга № 5 по выработанному пространству лавы № 77-зап. пласта k'_5 в условиях шахты им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит».

Структура и объем диссертации. Диссертационная работа состоит из введения, шести разделов и заключения, изложенных на 138 страницах машинописного текста, в том числе 56 рисунков, 15 таблиц; списка использованных источников из 101 наименования на 10 страницах и 8 приложений на 18 страницах; общий объем работы – 167 страниц.

РАЗДЕЛ 1**АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВОПРОСА ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ
ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ****1.1. Современные тенденции развития способов и средств повышения
устойчивости выработок при разработке пологонаклонных пластов**

Рост нагрузки на комплексно-механизированные лавы, сокращение объемов проведения сопряженных с ними подготовительных выработок, увеличение затрат на их поддержание предопределяют поиск новых решений по совершенствованию технологий сохранения этих выработок в конкурентном состоянии угольной промышленности с другими отраслями производства. Решение отдельных вопросов управления геомеханическими процессами, связанными с обеспечением устойчивости подготавливаемых выработок, сооруженных в выработанном пространстве, как одного из способов охраны с использованием разгрузки подрабатываемого массива затронуты в ранее проведенных исследованиях, отраженных в ряде работ [1-8].

Способы охраны и поддержания выработок, подверженных влиянию очистных работ, при различных вариантах направленных на повышение сопротивляемости и податливости применяемых конструкций ограждений и крепи, даже с применением искусственно создаваемых зон частичной разгрузки породугольного массива, не всегда обеспечивают удовлетворительное их эксплуатационное состояние. Это, прежде всего, является результатом проявлений горного давления, которые сопровождаются дополнительными смещениями, вызываемыми неполной разгрузкой породного массива от исходного напряжения и размерами зоны их охвата, что приводит к деформациям и разрушениям взаимодействующих в этой зоне несущих элементов выработки. При этом локализация смещений по контуру обнажаемой почвы путем создания отпора, а также разгрузочных полостей ограниченного объема, как правило, не дает желаемого эффекта из-за ограниченности времени их действия.

Не случайно на глубоких угольных шахтах Донбасса, разрабатывающих пологонаклонные пласты, устойчиво прослеживается тенденция увеличения погашаемых вслед за проходом лав ранее пройденных выработок, доля которых по протяженности от общего объема их эксплуатации составляет почти 72% [9]. В конкретных условиях принятие решений поддерживать или погашать выработки вслед за подвиганием лав определяется прежде всего экономической целесообразностью, учитывая затраты на их проведение, охрану, поддержание и ремонт при повторном использовании или полное восстановление. К основным направлениям реализации создания более благоприятных геомеханических условий для продолжительного сохранения подверженных влиянию очистных работ подготовительных выработок, подтверждаемыми исследованиями и практикой [2, 3], является их размещение в зонах полной естественной разгрузки, которой является выработанное пространство.

Генетические исходные напряжения породного массива общепринято считать равным γH (где γ – средневзвешенная величина удельного объема веса слагающих подрабатываемую толщю пород, т/м^3 , H – удаление выработки от земной поверхности, м) [2]. Распространение зон естественной разгрузки определяется их шириной и удалением от кромки угольного пласта в пределах выработанного пространства [6, 10]. За счет неравномерного распределения веса, оседающего в процессе сдвижения обнажаемого лавой, массива на естественные опоры (приконтурную часть угольного пласта и уплотняющиеся обрушенные в выработанном пространстве породы), размеры указанных параметров изменяются как во времени, так и в пространстве. Ширина опорной зоны на уровне вынимаемого пласта (бокового временного опорного давления) в процессе сдвижения подрабатываемого массива увеличивается, а после его затухания остается почти постоянной величиной. При этом ширина зоны разгрузки в пределах выработанного пространства уменьшается [11].

Доминирующим фактором, определяющим устойчивость проводимых в зонах естественной разгрузки выработок, как мера воздействия на него геомеханических процессов, является степень ослабления угленосной толщи,

формирующая наведенные, отличные от исходных, структурно-прочностные свойства массива кровли. В этой связи необходимо учитывать продолжительность процесса сдвижения массива и его активизацию при увеличении ширины выработанного пространства [12]. Во избежание влияния процесса сдвижения на напряженно-деформируемое состояние пород вокруг размещаемых в зонах естественной разгрузки массива выработок, проведение их должно осуществляться после полного затухания этого процесса, что обеспечивает стабилизацию деформаций, разрушения и уплотнения породных отдельностей, а также способствующих рассеиванию и снижению напряжений при обнажении этой среды [13]. Необходимо также максимально использовать особенности геомеханических процессов, происходящих вокруг очистной и подготовительной выработок, при адаптивном взаимодействии боковых пород с искусственными опорами [14].

В качестве средств поддержания выработок широко используются рамные крепи из металлического специального взаимозаменяемого профиля (СВП) типа КМП-А и КМП-Т, соответственно арочной и трапециевидной форм, в сочетании с различными по жесткости и податливости искусственными ограждениями из БЖБТ, твердеющих литых, породных полос и других конструкций опор, не исключая их различные комбинации. В частности, на глубоких антрацитовых шахтах указанные различные опорные средства не всегда обеспечивают продолжительную сохранность выработок. Поэтому эти выработки по мере подвигания лавы с отставанием от нее на 8...12 м погашаются и как правило без извлечения крепи. В связи с этим на практике, для временного обеспечения устойчивости сопряжения лавы с выработкой, используются опоры высокой податливости (чаще деревянные костры и органная крепь). При необходимости, для снижения потерь на сопряжении выработки с лавой, на практике в качестве естественных опор используются технологические целики не более 3x4 м [15, 16].

Одним из перспективных направлений совершенствования способов подтверждаемым на практике, является их поэтапное сооружение на границе с угольным массивом, включающее предварительное проведение вспомогательной разгрузочной выработки с последующим проведением вслед за подвиганием лавы

и размещением присекаемых пород в бутовую полосу [17]. Широкое распространение находят способы охраны выработок путем их проведения после затухания процесса сдвижения с полной или частичной присечками разрушенной приконтурной части угольного пласта и пород [18-20].

Одной из разновидностей способов охраны выработок является их проведение с оставлением со стороны выработанного пространства непрерывного узкого, равного $3-4m$ (где m – мощность пласта, м), оградительного целика. При этом следует рассматривать их два подварианта, в зависимости от выбранной системы разработки, при столбовой (проведение заранее на всю длину выемочного участка с последующим погашением, чаще вентиляционного штрека) и комбинированной (формирование штрека вслед за подвиганием лавы). Применение первого варианта, как показала практика, сопряжено с трудностями условий сохранения этого штрека в опережающей лаву зоне временного повышенного опорного давления [21]. Это происходит за счет накладки дополнительных напряжений в угловой части вынимаемого угольного массива от стационарного бокового и временного динамического опорных давлений [22]. Наиболее благоприятные условия сохранения выработки создаются при втором подварианте ее формирования в разгруженной приконтурной зоне угольного массива [23], когда полностью исключается накладка стационарного бокового и временного опережающего опорных зон повышенного напряжения. В этом случае возникает необходимость проведения в целике разгрузочной бермы шириной не менее $1,5 m$ [24]. При наличии породных мостов или весьма труднообрушаемого массива кровли, из-за их периодических осадок, в таких выработках следует ожидать участки с потерями их площади поперечного сечения, превышающую среднюю по всей протяженности выемочного столба аналогичную величину [25].

Немаловажное значение имеет очередность отработки лав прямым или обратным ходом, в нисходящем или восходящем порядках. Типовые технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах [26, 27] не предусматривают отработку ярусов в восходящем порядке. Предлагаются схемы отработки пласта обратным ходом чередующимися лавами с погашением

присечных выработок и тоже в нисходящем порядке [28]. Указанные схемы отработки пологих угольных пластов высоконагруженными лавами имеют существенный недостаток, выражающийся в затруднениях поддержания выработок в зоне формируемого повышенного горного давления при выемке оконтуренного столба с трех сторон выработанным пространством.

К наиболее эффективным следует отнести охрану выработок глубоких шахт в выработанном пространстве [29], почти полностью исключаящих потерю их устойчивости, если они пройдены после истечения периода сдвижения подрабатываемого массива. При определенных условиях с целью снижения затрат на повторное использование выработок иногда целесообразно производить их восстановление вслед за лавой [30]. В этом случае выработка по сути поддерживается в выработанном пространстве.

На отдельных антрацитовых шахтах, в частности им. Я. М. Свердлова, в период с 1964 по 1975 гг. применялся способ охраны и поддержания участков бремсбергов в выработанном пространстве при отработке короткими лавами (100...150 м) на глубине 600...800 м в восходящем порядке при существующей технологии, который в целом показал положительный результат. С переходом разработки пластов на глубокие горизонты (свыше 800 м) и изменением технологических параметров отработки пластов, в связи с отсутствием их обоснований этот способ не применялся. Это вызвало необходимость развития исследований связанных с особенностями проявления горного давления в выработках расположенных в выработанном пространстве. Отсюда возникает необходимость проведения дополнительных исследований особенностей проявления горного давления в этих выработках и поиска новых технологических решений с целью повышения их устойчивости.

1.2. Зональные изменения напряжений в кровле вокруг очистной выработки

Общеизвестны зональные изменения напряжений пород вокруг

движущегося очистного забоя (рисунок 1.1.), характеризующиеся коэффициентами концентрации k_σ : исходной его величины $k_{\sigma I} = 1$ в нетронутом массиве (зона I); $k_{\sigma II} \rightarrow k_{\sigma \max}$ и снижающихся до $k_\sigma = 1$ в зоне II динамического опорного давления шириной l_{od} ; $1 > k_{\sigma III} > 0$ в приконтурной зоне III частичной разгрузки пласта шириной l_p ; величина $k_{\sigma III} < 1$, зависящая от сопротивления крепи в пределах зоны IV, равной ширине поддерживаемого призабойного пространства лавы l_3 ; $k_{\sigma V} = 0$ в зоне V обрушения породных слоев шириной l_o , зависящей от длины консоли зависания кровли после передвижки крепи; $k_\sigma > 1$ стремящуюся к $k_\sigma = 1$, в зоне VI восстановления горного давления (уплотнение обрушенных пород) шириной l_y ; $k_{\sigma VII} \approx 1$ в зоне VII установившегося горного давления по завершению процесса сдвижения подрабатываемого массива.

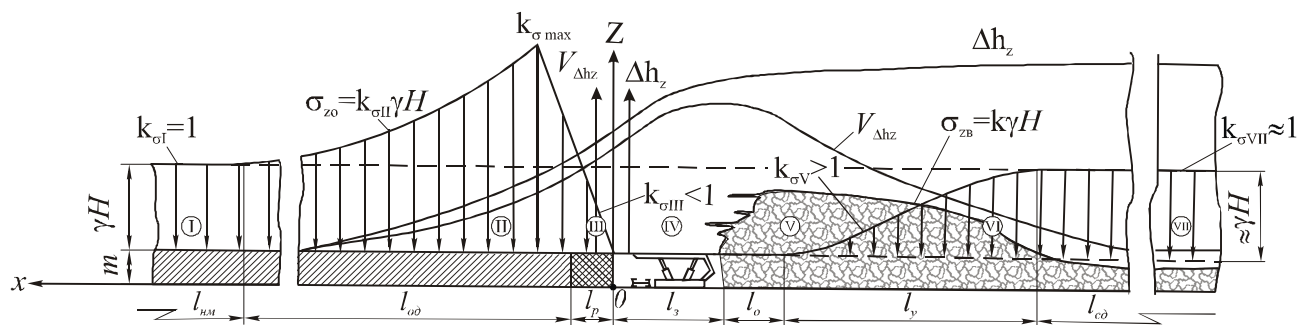


Рисунок 1.1. Обобщенная графическая интерпретация формирования зон напряженно-деформируемого состояния кровли вокруг очистной выработки:

$\Delta h_z, V_{\Delta h_z}$ – соответственно сближение кровли и почвы, ее скорость;

σ_z – нормальные напряжения

В каждой зоне по слоям с удалением от пласта происходит переход породной среды от сплошной изотропной к дискретной ее модификации с различными степенями трещинной раздробленности, сопровождающимися на различных этапах ограниченной свободой перемещения образованных отдельностей (рисунок 1.2), где h_o – высота обрушения пород, равная сумме высот обрушения беспорядочного (хаотического) h_o , упорядоченного h_y ,

соответствующих по степени измельчения пород по зонам высотой h_6 (мелкоблочная, мелкодробленая), h_y (среднеблочная) и h_k (крупноблочная). Размеры блоков зависят от структурно-прочностных свойств пород по слоям и коэффициента их разрыхления, а также давления вышележащей оседающей с прогибом породной толщи и геостатического давления γH .

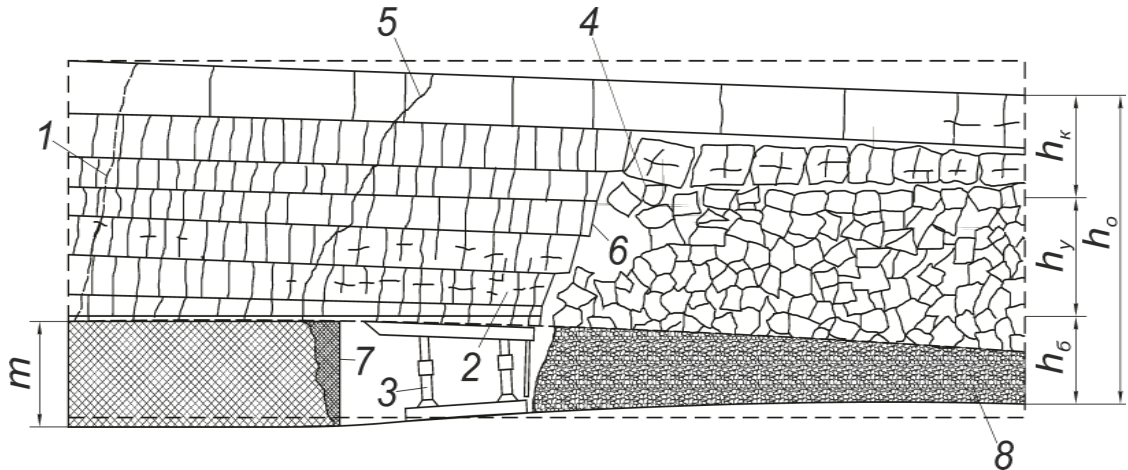


Рисунок 1.2. Типичная схема разрушения обрушаемой кровли вокруг очистной выработки:

- 1 – граница предварительного трещинообразования пород в зоне опорного давления;
- 2 – зона интенсивного трещинообразования пород, поддерживаемых крепью
- 3 в пределах призабойного пространства;
- 4 – зона обрушаемых в выработанном пространстве пород;
- 5 и 6 – плоскости соответственно скола кровли по кромке угольного пласта и отделения ее обрушенных пород от массива;
- 7 – зона отжима угля;
- 8 – зона уплотнения обрушенных пород

Характер разуплотнения кровли зависит от прочности слагающих ее породных слоев, их мощности и чередования по высоте с удалением от угольного пласта, а также его вынимаемой мощности.

В общем, высота обрушающегося слоя (непосредственной) кровли

$$h = \frac{m}{(k_p - 1)}, \text{ м}, \quad (1.1)$$

где m – мощность пласта, м;

k_p – коэффициент разрыхления пород.

При определении высоты обрушения по общепринятой формуле (1.1) коэффициент разрыхления учитывается как для однородного массива с равнопрочностными свойствами его пород. Это не представляет возможным установить четкие границы по высоте между указанными зонами.

В зоне уплотнения раздробленная кусковато-блочная породная масса под влиянием оседающей подработанной толщи (сближения кровли и почвы) подвергается усадке и вторичным разрушениям ее отдельностей. При этом исходная максимальная величина коэффициента $k_{p(\max)}$ стремится к минимальной остаточной $k_{p(\min)}$ при сохранении некоторой пустотности в уплотненных породах массива. При несслеживаемых породах в этой среде никогда не достигается напряжение величиной, равной исходному геостатическому давлению γH .

Типизацией [31] не предусматривается в пределах какой высоты следует ожидать обрушение кровли при f_{cp} , не учитывается последовательность чередования породных слоев при соответствующей их прочности. К этому же вводятся неопределенные с точки зрения количественной оценки понятия "непосредственная" и "основная" кровли.

При неоднородном массиве кровли с разнопрочностными свойствами слагающих ее породных слоев необходимо учитывать и прочностные свойства ее породных слоев их мощность и чередование по высоте с удалением от угольного пласта, а также образуемые между ними зазоры при последовательном обрушении.

1.3. Коэффициент разрыхления пород как интегральный показатель разуплотнения обнажаемой лавой кровли

С точки зрения решения инженерных горно-геомеханических задач, связанных с формированием отличных от исходных в нетронутым массиве

свойств ранее разрушенных и впоследствии уплотненных слоев кровли, определяющих их напряженно-деформируемое состояние и характер взаимодействия с крепью образованных в них выработках, наиболее показательным, хотя и не абсолютно точными, отражающими плотность дискретной кусковато-блочной среды, могут служить коэффициенты первоначального естественного разрыхления и конечного уплотнения обрушенных пород.

Степень разуплотнения пород как хрупких твердых тел оценивается коэффициентом разрыхления, величина которого в физическом понимании численно равна соотношению между кажущимися количественными значениями их объемных весов в нетронутом (монолитном, цельном) и разрушенном под воздействием гравитационных (приложенных сил) состояниях соответственно γ_m и γ_p , то есть $k_p = \gamma_m / \gamma_p$, в научно-производственной практике $k_p = V_p / V_m$ (где V_m и V_p – объемы пород соответственно в исходном нетронутом массиве и разрушенном состоянии, м³).

Разрушение обнаженной в выработанном пространстве кровли первоначально рассматривалось с позиции управления ею в лавах полным обрушением, связывая несущую способность кровли и силовые характеристики крепи с определением величины коэффициента разрыхления пород с учетом мощности угольного пласта на высоту, так называемой, непосредственной кровли. При этом высота обрушения непосредственной кровли рассматривалась как слой ее разрушенных пород, формирующий нагрузку на крепь очистной выработки.

На практике, как отмечено в работе [32], имеет место самоподбучивание обрушенными породами, так называемой основной кровли при

$$\sum_1^n h_i \geq m_p / (k_p - 1), \text{ м}, \quad (1.2)$$

где $\sum_1^n h_i$ – суммарная мощность пачки слоев непосредственной кровли, м;

m_p – рабочая мощность пласта, м;

k_p – коэффициент разрыхления обрушенных пород.

На основании исследований [33] на моделях из эквивалентных материалов зона беспорядочного обрушения кровли по ее высоте делится на две части соответственно нижнюю и верхнюю. При этом суммарная высота зоны обрушения кровли составляет

$$h_o = m + \sum_1^i h_i + \sum_{i+1}^n h_{i+1}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

где m – мощность вынимаемого пласта, м;

$\sum_1^i h_i$ – суммарная толщина породных слоев, образующих нижнюю

часть зоны их беспорядочного обрушения, м;

$\sum_{i+1}^n h_{i+1}$ – суммарная толщина породных слоев, образующих верхнюю

часть зоны их упорядоченного обрушения (систему шарнирно работающих блоков), м.

При этом величины коэффициентов разрыхления в нижней и верхней зонах составляют соответственно 1,25...1,42 и 1,05...1,15. Из формулы (1.3) вытекает условие прекращения обрушения кровли при $h_0 < h_{n+1}$.

Согласно исследований [34] целесообразно h_0 именовать пределом свободного опускания основной кровли $h_c = h_0$. Впоследствии целым рядом авторов, которые в основном рассматривают среднюю величину коэффициента разрыхления кровли в пределах высоты ее разрушения согласно формуле (1.1), зависящую только от вынимаемой мощности пласта (высоты свободного пространства), без количественного учета таких существенно влияющих на естественное (свободное) разрыхление пород факторов, как их исходные

(генетические) структурно-прочностные свойства, испытываемые ими изменения напряженно-деформируемого состояния на стадиях процессов обнажения и уплотнения.

Анализ источников по определению высоты обрушения обнажаемой лавой кровли и коэффициентов разрыхления слагающих ее пород по величинам изменяются в довольно широких пределах.

В Красноармейском районе Западного Донбасса (марка угля Д, Г) для естественного свежееобрушившихся пород $k_p=1,2\dots1,3$, в зоне затухших сдвижений $k_p=1,001\dots1,002$ [35]. По данным натуральных наблюдений [36] в условиях шахты "Миусинская" ПО "Торезантрацит" высота зоны естественного обрушения пород достигает 5 м. В пределах 2-метровой ее части интенсивного их дробления, $k_p=1,22\dots1,26$ в остальной – $k_p=1,17\dots1,18$.

Высота зоны обрушения кровли по результатам исследований [6] составляет $2\dots6m$, в том числе мелкодробленной – около $1m$. На основе изучения кернов на польской шахте "Bogdanka" [37] установлено, что на удалении от лавы более 500 м высота зоны обрушения пород после выемки пласта средней мощности 3 м составила $21\dots23$ м, что соответствует примерно 7-кратной его мощности при средней величине коэффициента разрыхления пород, равной 1,136.

Величины коэффициентов разрыхления с учетом натуральных наблюдений с учетом сопротивления крепи в ряде лав одной из шахт ПО "Карагандауголь", [38] сведены в таблицу 1.1, из которой видно, что величина предела свободного опускания кровли h_c в одних и тех же условиях равна $0,1m$ и существенно не зависит от сопротивления крепи ($R_{кр}$). Однако прослеживается, чем ниже сопротивление крепи ($R_{кр}$), тем меньше коэффициент разрыхления пород (k_p). Необходимо отметить, что для кровли пласта k_{10} с коэффициентом крепости ее пород равным 7, коэффициент ее разрыхления составляет в среднем 1,34.

По результатам натуральных наблюдений и оценки плотности трещиноватости обрушенных и уплотненных пород по обнажениям забоев, проводимых по кровле полевых подготавливающих выработок в условиях антрацитовых шахт ГП

"Свердловантрацит" [3, 39], установлено, что при средневзвешенном коэффициенте крепости породных слоев кровли 5,1...5,2 коэффициенты их разрыхления на удалении 5 и 12 м от отработанного лавами (глубина 900...1000 м) пласта k'_5 мощностью соответственно 1,1...1,3 и 1,0...1,05 м составили в среднем 1,24 и 1,07; пласта h_8 мощностью 1,4...1,5 м (глубина 1250 м) на удалении 9 м – 1,12.

Отдельными исследованиями на основании натуральных наблюдений установлены эмпирические зависимости коэффициента разрыхления пород обнаженной кровли.

По данным исследований ДонУГИ среднее значение коэффициента разрыхления пород обнажаемой кровли

$$k_p = 1 + \sqrt{m}/\zeta \cdot f_{cp}, \quad (1.4)$$

Таблица 1.1

Коэффициенты интенсивного разрыхления кровли в выработанном пространстве лав

Лавы, индекс пласта	Вынимаемая мощность пласта, м (m)	Предел свободного опускания основной кровли, м (h_c)	Коэффициент разрыхления пород (k_p)	Высота зоны интенсивного разрыхления кровли (h_p)	Фактическое сопротивление крепи, т/м ² ($R_{кр}$)
2 вост., k_{10}	1,8	0,18	1,35	11,7	38,0
3 вост., k_{10}	1,8	0,18	1,36	11,7	41,3
3 зап., k_{10}	2,5	0,25	1,30	18,8	33,0
3 зап., k_2	2,5	0,25	1,30	18,8	40,0
3 зап., k_3	1,7	0,17	1,25	15,2	36,7
3 зап., k_6	1,0	0,10	1,25	9,0	26,0
3 зап., k_7	1,7	0,17	1,30	12,7	33,0

где f_{cp} – среднее значение коэффициента крепости пород;

ζ – безразмерный коэффициент, учитывающий местоположение забоя относительно выработанного пространства и величину опускания кровли на границе с ним: для лав с индивидуальной и механизированной крепями соответственно $0,5 \leq \zeta \leq 1,0$ и $\zeta = 0,5 \cdot \sqrt{2}$. Высота зоны беспорядочно обрушившихся пород не превышает вынимаемой мощности пласта с предельной величиной коэффициентов их разрыхления на границах с пластом и вышележащим породным слоем соответственно 2,0 и 1,8 м. Для практических расчетов среднего коэффициента разрыхления пород предложена формула:

$$k_{cp} = 1 + 0,17\sqrt{m}/\zeta \cdot f_{cp} \left(1 + 8,4\sqrt{m}/\zeta \cdot f_{cp} \right), \quad (1.5)$$

при $0 \leq \sqrt{m}/\zeta \cdot f_{cp} \leq \sqrt{6}/\pi$.

Указывается, что по данным натурных наблюдений фактические значения коэффициентов разрыхления пород, $k_{cp(\phi)}$, когда $f_{cp}=4$ и $\zeta=0,75$, составят: при $m=0,7...0,9$ м $k_{cp(\phi)}=1,11...1,21$; $m=0,9...1,1$ м $k_{cp(\phi)}=1,15...1,23$ и $m=1,1...1,4$ м $k_{cp(\phi)}=1,2...1,33$.

По данным анализа смещений глубинных реперов, устанавливаемых в подрабатываемых скважинах шахтами ряда угольных бассейнов [40] получена зависимость изменения коэффициента (k_p) разрыхления пород, слагающих кровлю, от мощности вынимаемого пласта (m) и удаления от него (h_p)

$$k_p = 1 + 0,75 \cdot \exp(-0,25 \cdot h_p / m^{-1}). \quad (1.6)$$

Исходя из этой зависимости при $m=1$ м на удалении $h_p=4$ м $k_p=1,276$, а при той же мощности, но $h_p=10$ м $k_p=1,062$. Если считать, что псевдоупругое состояние изначально прогибающегося слоя подрабатываемого массива с коэффициентом упругого расширения (разрыхления) пород, примерно равному $k_{py}=1,03$, то его удаление от пласта мощностью $m=1$ м согласно связи (1.6) составит $h_{py}=100$ м, что близко к реальным условиям, т.к. охватывает зону

полных сдвижений. С увеличением соотношения высоты зоны обрушения пород (h_o) и мощности вынимаемого пласта (m), начиная с $h_o/m < 10$, при $m=2$ м, $k_p=1,5$, с уменьшением до 1,1 при $h_o/m = 10$ [41]. Закономерность этого уменьшения близка к убывающей экспоненциальной зависимости (рисунок 1.3).

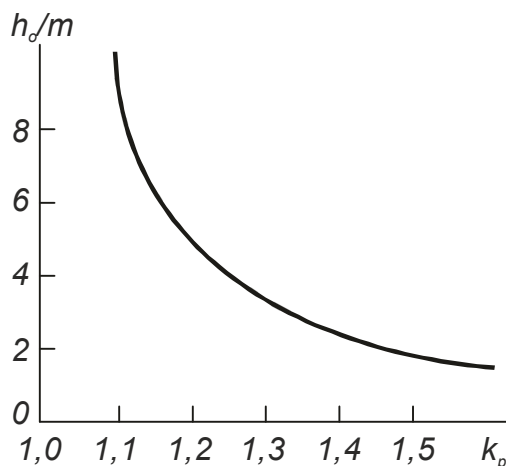


Рисунок 1.3. Зависимость между отношением высоты зоны обрушения h_o к мощности пласта m и коэффициентом разрыхления k_p

При способе управления кровлей полным обрушением рекомендуется, на основании исследований [42], эмпирическая зависимость высоты зоны обрушения (h_o) от мощности пласта (m) и угла его падения (α) в виде аппроксимирующего уравнения

$$h_o = (5,1 - 0,025 \cdot \alpha) \sqrt[4]{m^3 \cdot \cos \alpha}, \text{ м.} \quad (1.7)$$

По данным этих исследований над зоной обрушения располагается зона плавного прогиба с разрывом сплошности (трещинообразования), которая распространяется на 20...30 мощностей подрабатываемого массива. Это указывает на то, что с увеличением угла залегания пород при выемке пласта по простиранию высота зоны их обрушения уменьшается, так как несущая способность слоев обнаженного массива кровли возрастает.

По данным испытаний [43] коэффициент увеличения объема образца пород при его трехосном сжатии

$$k_{py} = 1 + \xi_x + \xi_y + \xi_z, \quad (1.8)$$

где ξ – деформации по соответствующим осям, то есть коэффициент разрыхления (увеличения объема) за пределом прочности зависит от уровня напряжений, равного $\sigma/\sigma_{сж}$ (где σ – напряжения, вызываемые внешней нагрузкой, $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие).

На основании этих испытаний получены значения k_{py} (таблица 1.2).

Из таблицы 1.2 видно, что величина k_{py} уменьшается с увеличением доли кремнесодержащих минералов в породе (от аргиллита, алевролита до песчаника). Учитывая, что угли Западного Донбасса имеют самую низкую степень метаморфизма (марка Г), а Алмазно-Марьевского района среднюю (марок ОС, Т), то можно заключить, что с повышением степени метагенеза пород k_{py} уменьшается.

Таблица 1.2

Значение коэффициентов увеличения объема пород за пределом прочности их на сжатие

$\sigma/\sigma_{сж}$	Аргиллит	Алевролит	Песчаник
Западный Донбасс			
0,5	1,040...1,042	1,021...1,041	1,013...1,034
0,3	1,026...1,063	1,055...1,065	1,020...1,052
Алмазно-Марьевский район Донбасса			
0,5	-	1,018...1,025	1,014
0,3	-	1,025...1,035	1,019

По результатам испытаний [44] углевмещающих пород самой низкой степени их метагенеза (марки угля Д, Г) коэффициент объемного упругого разрыхления (расширения)

$$k_{py} = 0,985 + 0,018/k_{\sigma}, \quad (1.9)$$

где k_σ – уровень сохранения несущей способности породы, отражающий долю ее остаточной прочности ($0 < k_\sigma < 1$).

По данным этих исследований полная деформация пород с образованием замкнутой системы трещин происходит при $k_\sigma = 0,2 \dots 0,4$. Тогда при $k_\sigma = 0,2; 0,3$ и $0,4$ можно с некоторым приближением считать соответственно $k_{py} = 1,075; 1,045$ и $1,03$, значения которых близки по величине для аргиллита (см. таблицу 1.2) при всех уровнях их напряжений в диапазоне 1,026-1,063. Следует отметить (см. таблицу 1.2), что наибольшие значения k_{py} (марка угля Г) для аргиллита и алевролита почти одинаковы, т.е. составляет соответственно 1,042 и 1,041, их наименьшие значения k_{py} для песчаника почти равны при любой степени метатенеза и зависит только от уровня напряжений и его прочности соответственно при $0,5\sigma_{сж}$ и $0,3\sigma_{сж}$ – 1,013; 1,014 и 1,02; 1,019.

Фактором, определяющим величину коэффициента разрыхления пород, является сцепление слагающих их геоматериалов (внутренняя прочность), обеспечивающая потенциальную способность к хрупкому разрушению при увеличении внешней нагрузки. Поскольку породы состоят из сцементированных зерен различных минералов, их агрегатная прочность зависит от силовых поверхностных связей между этими компонентами, которые выражаются соотношениями сжимающих, растягивающих или сдвигающих напряжений.

В физическом понимании коэффициент хрупкости твердого тела

$$k_{xp} = A_y / A_p, \quad (1.10)$$

где A_y и A_p – работы, затраченные на деформацию соответственно до предела упругости и на разрушение образца ($0 \leq k_{xp} \leq 1$).

Чем мельче раздроблен при одной и той же нагрузке образец породы, тем выше ее коэффициент хрупкости, как параметр, обобщающий феномен внутреннего трения и сущность процесса потери сплошности материала. Определение величины k_{xp} весьма сложный процесс даже в лабораторных

условиях.

Наибольшее разрыхление пород достигается при одноосном сжатии, что по условиям их деформации идентично натурным условиям при обнажении кровли. Величина коэффициента разрыхления снижается по мере перехода к более крепким породам [45].

Традиционно деформационные свойства пород оцениваются на основе испытания физико-механических свойств их образцов на сжатие и растяжение. Поэтому для характеристики хрупкости пород в основном используется ее показатель

$$P_{xp} = \sigma_{сж} / \sigma_p, \quad (1.11)$$

где $\sigma_{сж}$ и σ_p – пределы прочности породы соответственно на сжатие и растяжение, МПа.

Хрупким материалам свойственна повышенная разрыхляемость. По результатам испытаний [46] показатель хрупкости $\sigma_{сж} / \sigma_p$ для аргиллитов и алевролитов в пределах 6,2...15,7, для песчаников 7,5...10,3, а их среднестатистические значения количественно мало чем отличаются. По мнению авторов [47] без отражения других факторов считается, что коэффициент разрыхления глинистых сланцев (1,15...1,2) меньше, чем песчаников (1,3...1,4), указывая, что эта величина после просадки кровли составляет 1,01...1,15. Максимальное значение остаточного коэффициента разрыхления пород (1,15) вызывает сомнение, так как из предыдущих тех же исследований оно не может быть равно минимальной величине при обрушении (разрыхлении). Причиной такого несоответствия является то, что в работе [47] не учитываются чередование слоев и прочность этих пород, ни сопротивление крепи, что существенно сказывается на величину рассматриваемого параметра.

Для сравнительной оценки коэффициентов разрыхления пород целесообразно учитывать их трещиностойкость через коэффициент крепости, и глубину залегания, как составляющую исходной нагрузки, отражающую

величину геостатического (гравитационного) давления γH , а также степень метазенеза массива.

Коэффициент крепости пород (f) в результате испытаний большого числа проб [48] имеет весьма близкую корреляционную связь с пределом прочности их на сжатие ($\sigma_{сж}$, МПа). Одна из них представляется в виде упрощенной связи

$$f = 0,1 \cdot \sigma_{сж} . \quad (1.12)$$

Исходя из этого, с учетом точности инженерных расчетов, можно оперировать двумя этими параметрами (f и $\sigma_{сж}$).

Каждый тип породы характеризуется пороговой трещиноватостью, зависящей от их крепости. Более слабые породы при сдвигении расчленяются значительно интенсивнее, чем прочные. Поэтому в результате густота трещин отрыва и скола в слоях аргиллитов и алевролитов оказывается существенно выше, чем в более крепких песчаниках. Это подтверждается также натурными наблюдениями за кусковатостью обрушающихся пород нижних слоев кровли после ее обнажения в выработанном пространстве [39]. В значительной степени на коэффициент их разрыхления влияет ориентация плоскостей ослабления природной трещиноватости относительно пласта и направление его выемки при соответствующем угле наклона. Однако указанные параметры при определении коэффициента разрыхления пород не учитываются.

Хотя с увеличением глубины залегания пород величины предела их прочности на сжатие и плотности незначительно возрастают, существенного влияния на коэффициент разрыхления они не оказывают, так как при этом пропорционально возрастает геостатическое давление. Это в некоторой степени компенсирует влияние противодействующих факторов $\sigma_{сж}$ и γH [49]. Так, для песчаников Донецко-Макеевского района, вмещающих угли марки Т, пределы их прочности на сжатие в интервале глубины разработки 550...1000 м изменяется примерно от 83 до 102 МПа, то же марки Г – 650...1350 м соответственно 75...96 МПа; для аргиллитов, то же – марки Т и Г соответственно – 550...1250 м – 32...42

МПа; 600...1350 м и 650...1250 – 42...54 МПа. Из вышеприведенных данных пределы прочности пород по предельным значениям их величин с повышением степени их метаморфизма увеличиваются от марок угля Г до Т: для аргиллитов и песчаников соответственно в 1,3 и 1,06 раза. По этим же данным для песчаников в зависимости от их степени метаморфизма показатель хрупкости $\sigma_{сж}/\sigma_p$ составляет для марок угля: Д – 10,14; Г – 10,37; Ж – 9,31; К – 9,71; ОС – 8,55; Т – 9,24. В среднем для первых трех марок углей (I – низкая степень метаморфизма) показатель хрупкости составляет 9,94 (почти 10), для остальных (II – средней и III – высокой степеней метаморфизма) – 9,2 (почти 9).

Значительный вклад в оценку влияния на высоту разрушения кровли степени метаморфизма ее слагающих пород, предела их прочности на сжатие и глубину залегания угольного пласта по результатам математической обработки большого количества статистических данных испытаний проб с глубоких скважин угленосных районов Донбасса, внесен совокупными исследованиями авторов работ [50-54], из которых можно сделать основные выводы:

– с увеличением степени метаморфизма пород вмещающих угли марок от Г (газовый), Ж (жирный), ОС (отощенно-спекающийся) до А (антрацит) высота искусственного трещинообразования кровли (разрушения) возрастает и максимально составляет 33; 44 и 54 м (рисунок 1.4);

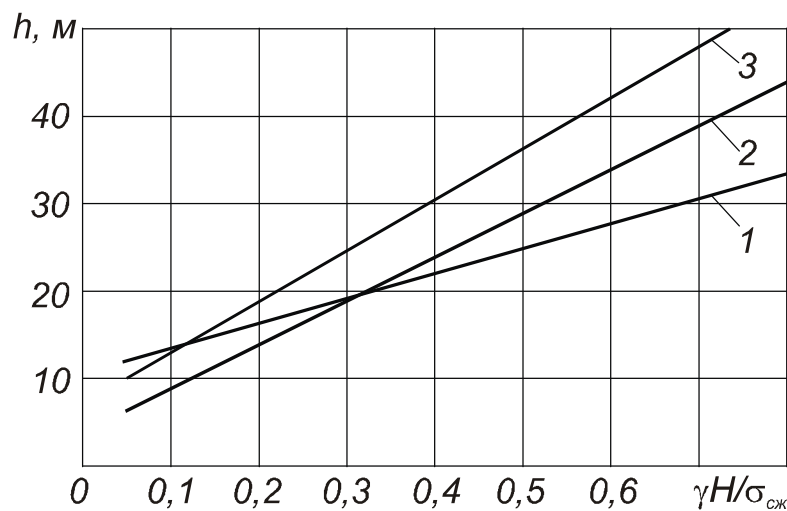


Рисунок 1.4. Зависимость высоты h зоны искусственной трещиноватости в кровле очистных выработок, представленной породами вмещающими угли марок Г (1), Ж-ОС (2) и Т-А (3) от $\gamma H / \sigma_{сж}$

– эта высота также возрастает прямо пропорционально увеличению критерия $\gamma H / \sigma_{сж}$ [50, 51] (см. рисунок 1.4);

– автор работы [52] допускает увеличение высоты зоны технологической трещиноватости с повышением показателя хрупкости пород (p_{xp}), величины которого для марок угля Г и А составляют соответственно для песчаников 10 и 14, алевролитов 8 и 10, что ранее в допустимых пределах подтверждается прочими исследованиями.

С ростом степени метаморфизма пород предел их прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$) в рассматриваемых диапазонах возрастает; при этом показатель хрупкости для аргиллитов и алевролитов остается мало изменчивым 8,9...10,1, для песчаника – незначительно возрастает от 13,4 до 15,0 (таблица 1.3) [53], соответственно 8,32...10,87; 12,4...15,5 (таблица 1.4) [54].

Таблица 1.3

Показатели хрупкости углевмещающих пород

Наименование породы	Аргиллит (г)			Алевролит (а)			Песчаник (s)		
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	32	48	54	48	65	70	70	130	150
Показатель хрупкости	8,9	9,6	10,0	9,3	10,1	9,5	13,4	15,7	15,0

Примечание.

I, II и III – степени метаморфизма пород.

Таблица 1.4

Показатели хрупкости углевмещающих пород

Наименование породы	Аргиллит (г)			Алевролит (а)			Песчаник (s)		
	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа (среднее значение)	34,3	36,7	42,5	44,8	52,3	65,2	65,7	103,0	139,2
Показатель хрупкости	8,32	8,95	8,33	8,76	8,43	10,87	12,4	13,08	15,5

Исходя из этого, литологическая принадлежность в совокупности со степенью категенеза может рассматриваться как более надежная интегральная характеристика деформационно-прочностных свойств подрабатываемой части массива, отражающих степень разрушения слагающих его пород.

1.4. Теоретические основы устойчивости обнажаемого выработкой контура уплотненных в выработанном пространстве пород

Исследования проявлений горного давления, в выработках размещаемых в выработанном пространстве, проводились в ограниченном объеме с исходными горно-геологическими условиями глубиной до 800 м и низкой степенью категенеза с использованием аналитических решений и математического моделирования [1, 29, 55, 56]. На основании этих исследований после отработки пласта, обрушенные и уплотненные кровли делятся на две ярко выраженные различные по высоте зоны: мелкодробленых пород, располагающейся непосредственно на почве пласта мощностью близкой к вынужденной мощности пласта и интенсивной трещиноватостью пород. Последняя, представляет собой весьма трещиноватую среду, в которой преобладают две главные системы трещин – вертикальные горного давления (почти параллельные линии очистного забоя) и отдельностей по напластованию. Породы этой зоны сохраняют исходную слоистость, состоят из ограниченных трещинами блоков призматической формы, связанных между собой за счет сил трения.

Блочная безраспорная среда отличается от нетронутого массива тем, что в ней законы распределения напряжений основаны на статической механике зернистых сред [57]. Нагрузка на крепь выработок поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще, в работах [1, 58, 59] рассчитывается из условия, что разрушенный массив представляет собой сыпучую среду. Область пород, определяющая нагрузку на крепь, имеет форму свода усеченной горизонтальной плоскостью, совпадающей с верхней границей первого слоя пород интенсивной трещиноватости обрушенной и уплотненной толщи

(рисунок 1.5.) [58]. Предложена расчетная схема по определению величины нагрузки на крепь выработок, поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще вне зоны влияния очистных работ составит:

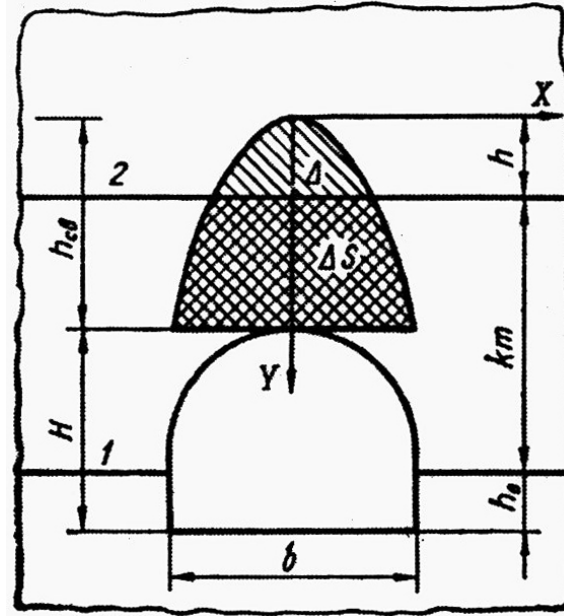


Рисунок 1.5. Расчетная схема для определения нагрузки на крепь выработок, расположенных в обрушенной и уплотненной толще пород выработанного пространства

1 – плоскость отработанного пласта;

2 – граница зоны интенсивной трещиноватости;

H и b – соответственно высота и ширина выработки, м;

$h_{св}$ – высота свода, м;

h_0 – расстояние от подошвы выработки до плоскости отработанного пласта, м;

k_m – высота зоны интенсивной трещиноватости, м;

h – высота, которой ограничен свод, м;

ΔS – площадь усеченного свода, м²;

Δ – часть площади свода, попадающая за пределы зоны интенсивной трещиноватости, м²

$$P_{кр} = \gamma n_0 \cdot (b^2 \cdot ctg \rho - 2.84 \cdot h^{1.5} \cdot \sqrt{b \cdot tg \rho}) / 3, \text{ кН}, \quad (1.13)$$

- где γ – плотность пород, т/м³;
 n_0 – расстояние между рамами крепи, м;
 b – ширина выработки, м;
 ρ – угол внутреннего трения, град.;
 h – высота, которой ограничен свод, м.

Породы мелкодробленого слоя, вмещающие угли низкой степени метаморфизации марок Д-Ж хорошо передают боковое давление, коэффициент их бокового распора колеблется в пределах 0,5...1,0 [56]. Физико-механические свойства этих пород оказывают ключевое влияние на устойчивость поддерживаемых выработок [6, 60]. Во второй зоне при удалении от пласта наблюдается уменьшение коэффициента бокового распора.

В работе [61] приведены попытки решения задачи по определению напряжений и деформаций вокруг выработки методом конечных элементов. В рассматриваемой схеме расчета нагрузки на крепь выработок, расположенных в обрушенной и уплотненной толще (см. рисунок 1.5), свод пород, формирующий нагрузку на крепь, не соответствует натурным наблюдениям. Это накладывает ограничение на применение предложенной расчетной схемы. Несоответствие результатов моделирования объясняется тем, что расчетная схема выполнена без соблюдения основных принципов моделирования и с упрощениями в расчетах. Породо-угольный массив подработанной толщи в пределах выработанного пространства характеризуется зональными изменениями степени разуплотнения (коэффициента разрыхления) слагающих его породных слоев. Величина коэффициента разрыхления для различных пород с удалением по напластованию от отрабатываемого пласта уменьшается и зависит от предела прочности на одноосное сжатие и степени категенеза. При определении высоты разрушения, с учетом коэффициента разрыхления, не принимаются во внимание такие факторы как мощности слоев, их чередование и прочность. В связи с этим результаты моделирования в качественной картине согласуются с натурными наблюдениями, однако количественно значительно занижены. Предложенная расчетная схема с учетом вышеуказанных недостатков мало приемлема для определения нагрузки

на поддерживающую ее крепь. Использование математического моделирования для определения напряжений вокруг выработки, расположенной в выработанном пространстве, в силу примитивности модели не соответствует истинной картине напряженно-деформированного состояния.

По результатам натуральных наблюдений [4, 58, 59, 62] за состоянием выработок, расположенных в уплотненных породах выработанного пространства, были установлены области их влияния и выделены две основные отличительные особенности: 1 – в поперечном сечении граница области имеет форму эллипса, большая ось которого параллельна напластованию пород; 2 – процесс сопровождается значительно меньшими по сравнению с пластовыми выработками проявлениями горного давления и динамикой деформирования окружающих выработку пород.

Рассматривая трещиноватость пород зоны разгрузки [63] установлено, что для пород с низкой степенью метаморфизма вертикальная система трещин (горного давления) изменяет свою ориентировку вблизи границ выработанного пространства. Также отмечено, что при залегании в непосредственной кровле и почве пласта относительно однородных по прочности мощных неустойчивых или средней устойчивости слоев пород, распространение зоны интенсивной трещиноватости ограничивается расстоянием 4 м по нормали от плоскости пласта. В случае залегания вблизи угольного пласта (на расстоянии менее 4 м) прочного слоя, распространение зоны интенсивной трещиноватости ограничивается этим слоем.

На основании изучения вопроса обеспечения устойчивости выработок глубокого заложения в зонах разгрузки установлено: исходным параметром, характеризующим напряженное состояние массива пород принимается величина геостатического давления, степень разгрузки массива от напряжений в выработанном пространстве определяется наименьшей величиной γH по сравнению с исходной. Использование способа охраны за счет размещения выработок в уплотненных породах выработанного пространства на практике ограничено недостаточным объемом исследований геомеханических процессов,

протекающих в области подработанного массива.

На основании проведенных исследований сформулированы цель, задачи и методика исследований по вопросу обоснования параметров обеспечения устойчивости выработок сооружаемых в уплотненных кусковато-блочных породах выработанного пространства глубоких антрацитовых шахт.

1.5. Цель, задачи и методика исследований

Целью настоящей является обоснование способа обеспечения длительной устойчивости выработок, сооружаемых в обрушенных и уплотненных породах и его параметров при отработке пластов антрацита на больших глубинах с учетом особенностей породной среды.

Для достижения цели поставлены и решены следующие задачи:

- установлен механизм и параметры обрушения пород слоистого массива кровли;
- определены основные параметрические характеристики естественно разрушенных и уплотненных пород;
- исследовано напряженно-деформированное состояние уплотненной в выработанном пространстве дискретной породной среды вокруг выработок численными методами;
- проведены шахтные наблюдения за состоянием выработок, сооруженных в уплотненных кусковато-блочных породах выработанного пространства;
- установлены особенности и закономерности смещений пород в выработках, проведенных по обрушенным и уплотненным породам выработанного пространства;
- разработан способ охраны выработок, сооружаемых в выработанном пространстве, провести шахтные испытания и установить область его рационального применения.

Решение поставленных задач осуществлялось с использованием комплексного метода: анализ и обобщение современных технических источников,

шахтные инструментальные наблюдения, фотопланиметрию, численное моделирование методом конечных элементов, лабораторные исследования свойств уплотненных пород, обобщение результатов экспериментов с применением корреляционного анализа, методов подбора эмпирических формул и оценки их статистических характеристик, испытания и внедрение разработанного способа.

РАЗДЕЛ 2

**ФОРМИРОВАНИЕ СТЕПЕНИ РАЗУПЛОТНЕНИЯ И УПЛОТНЕНИЯ
ОБРУШЕННЫХ ПОРОД В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ НА
РАЗЛИЧНЫХ СТАДИЯХ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ
ПОДРАБАТЫВАЕМОГО МАССИВА****2.1. Установление высоты обрушения кровли и степени ее
разрушения**

Установление высоты и степени разуплотнения обнажаемого лавой массива кровли на стадиях активной фазы разрушения слагающих его пород и самопроизвольного обрушения их отдельностей, провоцируемыми временным образованием пустотного пространства при полной выемке угольного пласта, является одним из актуальных вопросов горной геомеханики, связанным с решениями задач по установлению дислокации характерных зон и степени разгрузки пород от исходных напряжений. Это позволяет обосновывать не только величину формируемой нагрузки на крепь очистной выработки, но и структурно-прочностные характеристики исходной раздробленной кусковато-блочной несслеживаемой породной среды, уплотняющейся в процессе сдвижения вышележащей толщи массива.

На практике подавляющим большинством исследований для определения высоты естественного разрушения (чаще обрушения) слоистой кровли традиционно, руководствуясь результатами [32] используется упрощенная зависимость

$$h_o = \frac{m}{(k_p - 1)\cos \alpha}, \text{ м}, \quad (2.1)$$

где h_o – высота обрушения кровли, м;

m – мощность вынимаемого пласта, м;

α – угол падения пласта, град.;

k_p – коэффициент разрыхления пород, отражающий степень их разуплотнения и увеличения объема после обрушения.

Как показывают многие исследователи, в определенной степени формула (2.1) наиболее приемлема для прогнозирования нагрузочных свойств крепи в пределах поддерживаемого призабойного пространства для категорий легкообрушаемой (A_1) и средней обрушаемости (A_2) массивов кровли [31]. Для определения основных параметрических характеристик обрушенных пород после уплотнения в выработанном пространстве эта формула не может быть использована, поскольку не учитывает мощность и последовательность чередования смежных слоев кровли и исходные прочностные свойства слагающих их пород. Хотя указывается только качественная характеристика слоистости кровли и петрографического состава слагающих ее пород (аргиллит, алевролит, песчаник и известняк) с соответствующими усредненными значениями коэффициентов их крепости менее 6 (для A_1 и A_2). При этом высота ожидаемого обрушения кровли не указывается. В совокупности это не позволяет дать оценку состояния разрушенной разнородной кусочно-блочной породной среды.

По данным немногочисленных источников в таблице 2.1 приведены количественные значения коэффициентов разрыхления пород (k_{pi}) массива кровли с использованием формулы (2.1) на различном удалении по нормали (h_i) от пласта соответственно мощности m_i [64]. В зоне их активного разрушения (полной разгрузки от геостатического напряжения): $h_p = h_c + h_o$; $h_o = h_{\bar{o}o} + h_{yo}$, где $h_p, h_c, h_o, h_{\bar{o}o}$ и h_{yo} – мощности породных слоев соответственно разрушаемых, расслаиваемых, обрушаемых, беспорядочно (хаотически) и упорядоченно (связного опускания шарнирных породных блоков по открытым техногенным трещинам). Несмотря на значительный разброс коэффициентов разрыхления пород даже без учета таких доминирующих факторов как мощность слоев, прочностные свойства слагающих их пород и последовательность чередования, величина k_{pi} с удалением от пласта почти прямо пропорционально

Количественные значения коэффициентов разрыхления пород массива кровли в выработанном пространстве при выемке лавами пологонаклонных пластов по данным различных библиографических источников

№№ п/п	Источник	Угольный бассейн, месторождение, район	Количественные значения коэффициентов разрыхления пород (k_{pi}) на соответствующем удалении от пласта (h_i , м)					Отношение h_i/m_i		
			h_p	h_c	h_o	$h_{\bar{o}o}$	h_{yo}	h_p/m_i	h_o/m_i	$h_{\bar{o}o}/m_i$
1	[65]	Донецкий	-	-	-	1,25...1,42	1,05...1,15	-	-	-
2	[35]	Западный Донбасс, Красноармейский	-	-	1,20...1,30	-	-	-	-	-
3	[36]	Донецкий, "Торез-антрацит"	-	-	1,22...1,26	-	1,17...1,18	-	5,2	2,0
4	[37]	Любельский, (Польша)	1,14	-	-	-	-	-	7,0	-
5	[66]	Кузнецкий	-	-	1,27	-	-	20...30	-	-
6	[67]	Челябинский, Интинский, Кузнецкий	1,14	1,025	1,25	1,58		20	-	
7	[41]	(Англия)	-	-	1,24	1,6	-	-	4,0	1,0
8	[68]	Карагандинский	-	-	-	1,28...1,47	-	-	-	1,2
Средняя величина			1,14	1,025	1,28	1,48	1,18	23	4,6	1,4

уменьшается (см. таблицу 2.1). В основном это объясняется потенциальной способностью к свободному обрушению различных по устойчивости консольно зависящих породных слоев, а также образованием межслоевых зазоров, которые в совокупности с учетом мощности вынимаемого пласта временно образуют

пустотные пространства. Наибольшим постоянством обладают количественные значения коэффициентов разрыхления пород по высотам их полного (h_o) и беспорядочного ($h_{\bar{o}o}$) обрушений соответственно $k_{po} = 1,2 \dots 1,36$ (в среднем 1,28 при коэффициенте вариации 2,5%) и $k_{p\bar{o}o} = 1,25 \dots 1,6$ (1,48...10%). При этом средние значения $h_i / m_i = 4,6$ и $h_{\bar{o}o} / m_i = 1,4$.

Полученные значения k_{po} и $k_{p\bar{o}o}$, в т.ч. и k_{pyo} , k_{pp} , k_{cp} дают общую усредненную оценку степени разуплотнения подрабатываемого массива кровли, состоящего из однородного геоматериала, при высоте свободного для обрушения пространства, равной мощности вынимаемого пласта, при полном заполнении его разрушенной породой. При слоевом строении кровли для установления ожидаемой высоты обрушения слагающих ее пород и степени их разуплотнения необходимо, прежде всего, учитывать временно образуемые, определяющие степень свободы последовательно обрушающихся слоев, межслоевые зазоры. В таком случае определение общей высоты разрушения кровли сводится к установлению межслоевых зазоров с учетом величин коэффициентов разрыхления пород. Расстояние от кровли до пласта, где величина межслоевого зазора в массиве равна нулю, можно считать равной высоте полного разрушения пород. Это послужило основанием разработки методического подхода к определению величины разрушения пород, в состав которой входят размеры высоты беспорядочного, упорядоченного и слоистого разрушения пород, но для этого необходимо найти связь между величинами коэффициентов разрыхлений соответствующих разновидностей пород и их прочностью (в частности коэффициентом крепости). В основу механизма образования кусковато-блочной среды положено накопление техногенной трещинной раздробленности породных слоев со спонтанным, последовательно чередующимся их разрушением, на удалении под воздействием опускающейся временно консольно зависающей толщи над образующимся пространством в результате полной выемки угольного пласта.

На рисунке 2.1 представлена принципиальная схема последовательного естественного разуплотнения слоистой кровли, состоящей из слоев различных

типов осадочных пород.

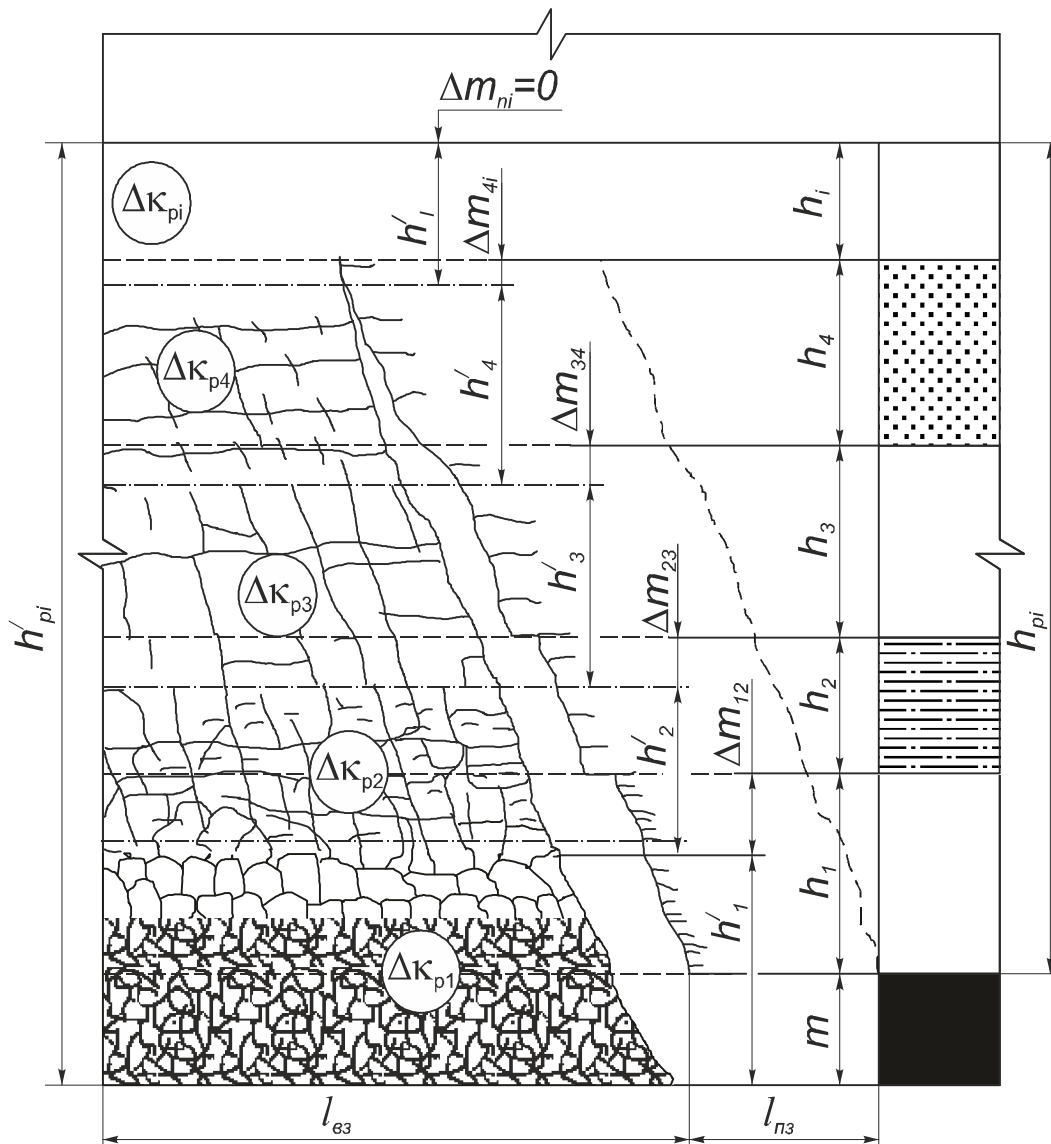


Рисунок 2.1. Расчетная схема для определения высоты разрушения кровли при последовательном естественном разуплотнении в выработанном пространстве породных ее слоев при обнажении лавой: $l_{пз}$ и $l_{вз}$ – ширина пространств соответственно призабойного и зоны активного обрушения породных слоев

Для установления эмпирической связи между коэффициентами разрыхления различных пород k_{pi} и их крепости f_{ni} использованы немногочисленные натурные измерения при выемке тонких пологонаклонных пластов лавами с индивидуальной крепью. Измерения производились с применением фотопланиметрии, угломера и дальномера "Блик". При этом в

доступных для визирования местях на участках посадки кровли после перемещения посадочной крепи фиксировались угол естественного откоса обрушенных пород, их кусковатость, зазор между ними и зависающим слоем, удаление кромки его разлома в выработанном пространстве от последнего ряда крепи. Судя по значительному разбросу вышеуказанных величин (коэффициент их вариации составил 32...53%), представленные способы шахтных измерений не претендуют на высокую точность. Однако при полном отсутствии исследований по затронутому вопросу совокупный статистический анализ полученных результатов может служить основной предпосылкой предварительного прогнозирования величины начального естественного разупрочнения массива кровли в пределах высоты ее обрушения.

Для установления эмпирической связи между Δk_{pi} и f_{ni} целесообразно принять параметр, отражающий относительную среднюю его величину приращения коэффициента естественного разрыхления разрушаемых пород соответствующего их типа

$$\Delta k_{pi} = k_{pi} - 1. \quad (2.2)$$

С использованием полученных величин Δk_{pi} и результата статистического их анализа и обработки получена нижеприведенная эмпирическая связь, наиболее близкая к убывающей экспоненциальной зависимости вида

$$\Delta k_{pi} = 0,64 \cdot \exp(-0,26f_{ni}), \quad (2.3)$$

графическая интерпретация которой представлена на рисунке 2.2.

Для близкого к реальному представлению, следует рассмотреть процесс поэтапного разрушения под действием гравитационных сил породных слоев, разгруженных от исходного геостатического давления, при отсутствии бокового распора со стороны выработанного пространства.

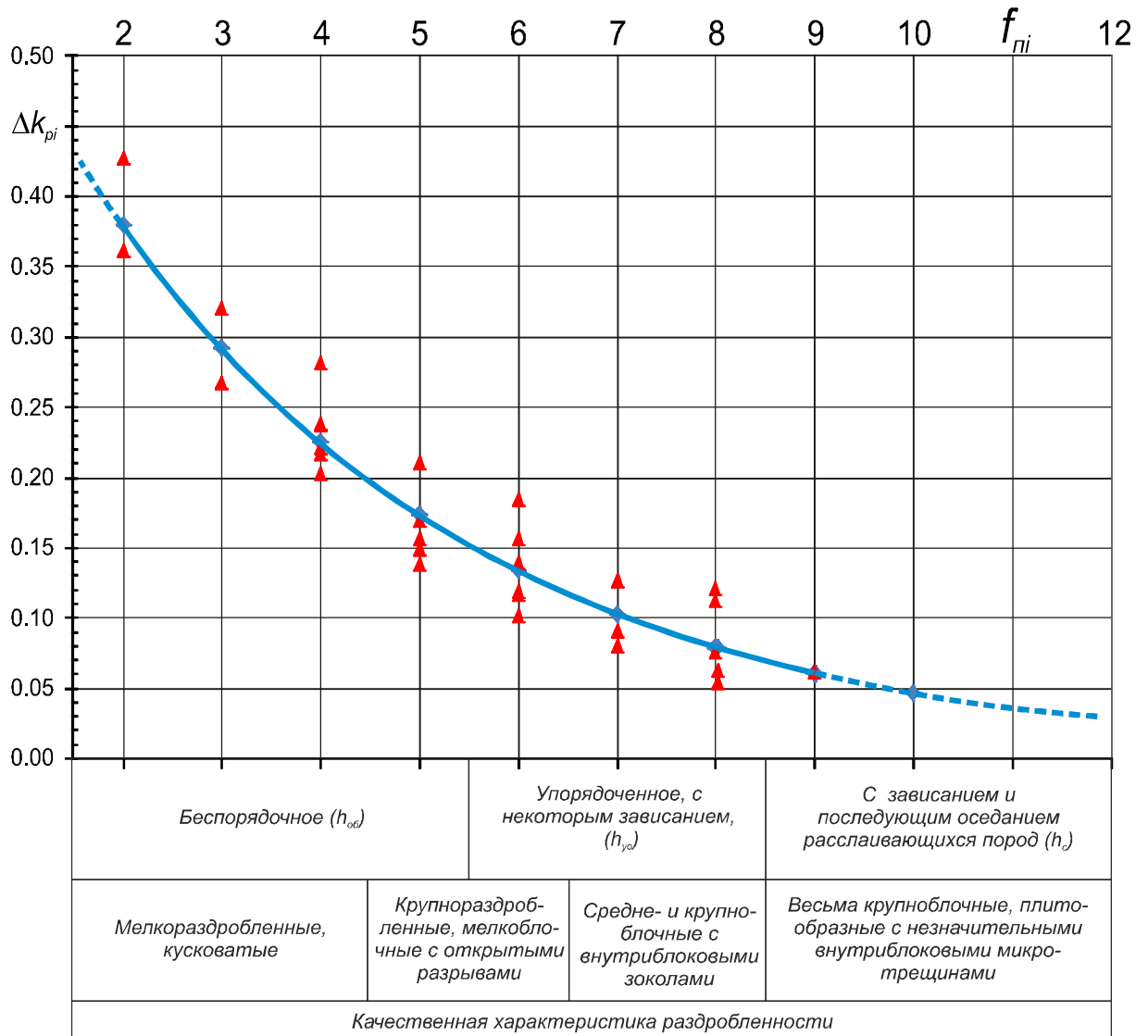


Рисунок 2.2. Графическая интерпретация эмпирической связи коэффициентов Δk_{pi} и f_{pi} с указанием признаков качественных характеристик раздробленности разрушенных естественным путем пород

Высота первого потенциально склонного к естественному разрушению слоя кровли h_1 , непосредственно контактирующего с угольным пластом мощностью m , после обрушения слагающих ее пород с учетом приращения коэффициента их разрыхления Δk_{p1} преобразуется в высоту обрушенных пород

$$h'_1 = h_1 \Delta k_{p1}, \text{ м.} \tag{2.4}$$

Аналогично для второго слоя –

$$h'_2 = h_2 \Delta k_{p2}, \text{ м и т.д.} \quad (2.5)$$

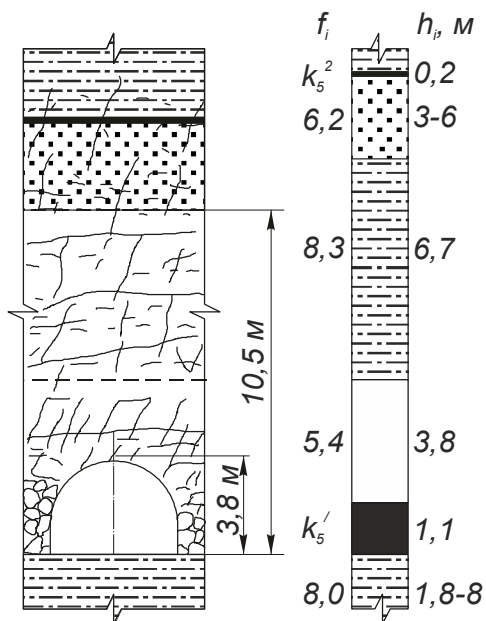
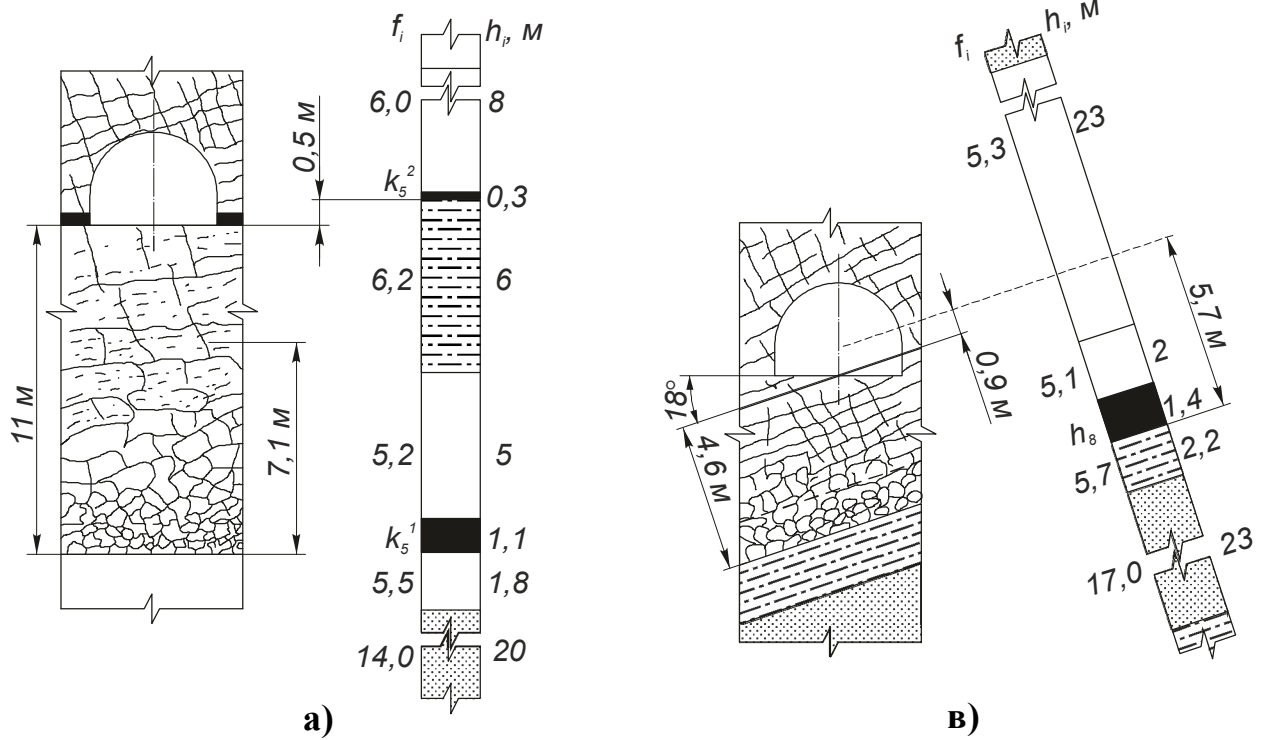
Тогда величины образуемых межслоевых пустотных зазоров для свободного падения обрушаемых слоев кровли соответствующей толщины $h_1 - h_i$ составят:

$$\Delta m_{12} = m - h_1 \Delta k_{p1}, \text{ м; } \Delta m_{23} = \Delta m_{12} - h_2 \Delta k_{p2}, \text{ м; } \Delta m_{34} = \Delta m_{23} - h_3 \Delta k_{p3}, \text{ м и т.д.} \quad (2.6)$$

Расчет высоты зазоров между слоем временно зависающих пород и границей свободно нависающей толщи проводится до тех пор, пока последняя его величина $\Delta m_i = 0$ (без учета ударной энергии свободно падающих и смещающихся разрушенных пород), т.е. при исчерпании исходной пустотности при $m - \sum \Delta m_i = 0$. В этом случае проявляется реакция обрушенной породной среды (эффект самоподбучивания кровли).

Для апробации рассмотренной методики проведено сравнение расчетных величин высоты разрушения с фактическими, наблюдаемыми в натуральных условиях отработываемых пластов шахтами им. Я. М. Свердлова (k'_5) и им. В. Володарского (h_8) ГП "Свердловантрацит" (рисунок 2.3) [39].

По данным характеристик пласта k'_5 мощностью $m=1,1$ м; (см. рисунок 2.3, а) на основании формулы (2.3) для аргиллита при $h_1=5$ м и коэффициента крепости $f_{n1}=5,2$ ожидаемая величина относительного коэффициента его естественного разрыхления $\Delta k_{p1}=0,17$; для последующего слоя алевролита – мощностью $h_2=6$ м, при $f_{n2}=6,2$ $\Delta k_{p2}=0,12$ высота обрушения кровли, исходя из образованных межслоевых зазоров, определяемых по формуле (2.6), $\Delta m_{12} = 1,1 - 5 \cdot 0,166 = 0,27$ м и $\Delta m_{23} = 0,27 - 2,1 \cdot 0,128 = \pm 0$, $h_o = 5 + 2,1 = 7,1$ м. При этом полевой Центральный вентиляционный уклон пласта k'_5 шахты им. Я. М. Свердлова глубиной заложения 1120 м, с учетом его высоты вчерне, расположен за пределами h_o в ранее блочно-разрушенных трещинами породах на удалении от пласта 11 м.



б)

Рисунок 2.3. Характер уплотнения разрушенных пород массива кровли вокруг размещенных в них на различном удалении от отработанных пластов выработок:

а и **б** – полевого Центрального вентиляционного уклона и Западного транспортного ходка;

в – полевого Западного откаточного штрека

В условиях Западного транспортного ходка расположенного на глубине 1130 м, сооруженного в выработанном пространстве лавы № 77 западной пласта k'_5 шахты им. Я. М. Свердлова (см. рисунок 2.3, б) при $m=1,1$ м, $h_1=3,8$ м, $f_{n1}=5,4$ – $\Delta k_{p1}=0,14$; $h_2=6,2$ м, $f_{n2}=8,3$ – $\Delta k_{p2}=0,08$, $\Delta m_{12}=1,1-3,8 \cdot 0,14=5,3$ м, а $\Delta m_{23}=0,53-6,7 \cdot 0,08=\pm 0$, $h_2=5,8$ м. При этом, как видно из фотофрагмента (см. рисунок 2.3, б, г), высота беспорядочного обрушения кровли, судя по раздробленности уплотненных пород, $h_{\text{бo}}=3,8$ м и общая – в сумме с ней $h_o=3,8+6,7=10,5$ м. Тогда ходок высотой в проходке 3,3 м полностью расположен в мелкодробленной зоне обрушенных пород с зависанием ее вышележащих крупно-блочных отдельностей.

Аналогичный расчет (см. рисунок 2.3, в) проводился в условиях пласта h_8 мощностью $m=1,4$ м при $h_1=2$ м, $f_{n1}=5,1$, $\Delta k_{p1}=0,17$ и $h_2=23$ м, $f_{n2}=5,3$, $\Delta k_{p2}=0,161$. Высота зазоров $\Delta m_{12}=1,4-2 \cdot 0,17=1,06$ м и $\Delta m_{23}=1,06-6,54 \cdot 0,161 \cong \pm 0$. Тогда $h_o=2+6,54=8,54$ м. При этом полевой Западный откаточный штрек, с учетом его высоты в проходке полностью расположен в зоне обрушения кровли.

В вентиляционном уклоне № 3, пройденному по выработанному пространству пласта h_7 мощностью 1,1...1,2 м, на момент его эксплуатации через 5,5 лет в условиях шахты им. Ф. Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит», сохранились устойчивые контуры раздробленных уплотненных пород. На рисунке 2.4 представлены эти контуры в местах обнажения и сохранения пустотных образований в закрепном пространстве. Из рисунка 2.5 видно, что высота мелкодробленных пород составляет 0,8...0,9 м, мелкоблочных и крупноблочных – 2,6...3,6 м, а вышележащие слои находятся в зависшем консолидированном состоянии, которое способствует обеспечению устойчивости уклона.

С использованием метода фотопланиметрии получены исходные данные для определения размеров мелкодробленных кусковато-обрушенных и уплотненных пород выработанного пространства в осыпи. На каждом фотофрагменте визуальное и фотопланиметрией определялась площадь отдельностей разрушенных пород, а также

высота мелкодробленного слоя (рисунок 2.6). В результате обработки размеров кусков пород с использованием масштабной сетки по их длине (l_0) и ширине (b_0) этой зоны выделено три преобладающие группы кусковатости: мелкодробленая 1...16 мм (22%); кусковатые 17...26 мм (54%) и крупнораздробленные 27...53 мм (24%). При удалении затяжки мелкодробленые породы образуют осыпь.

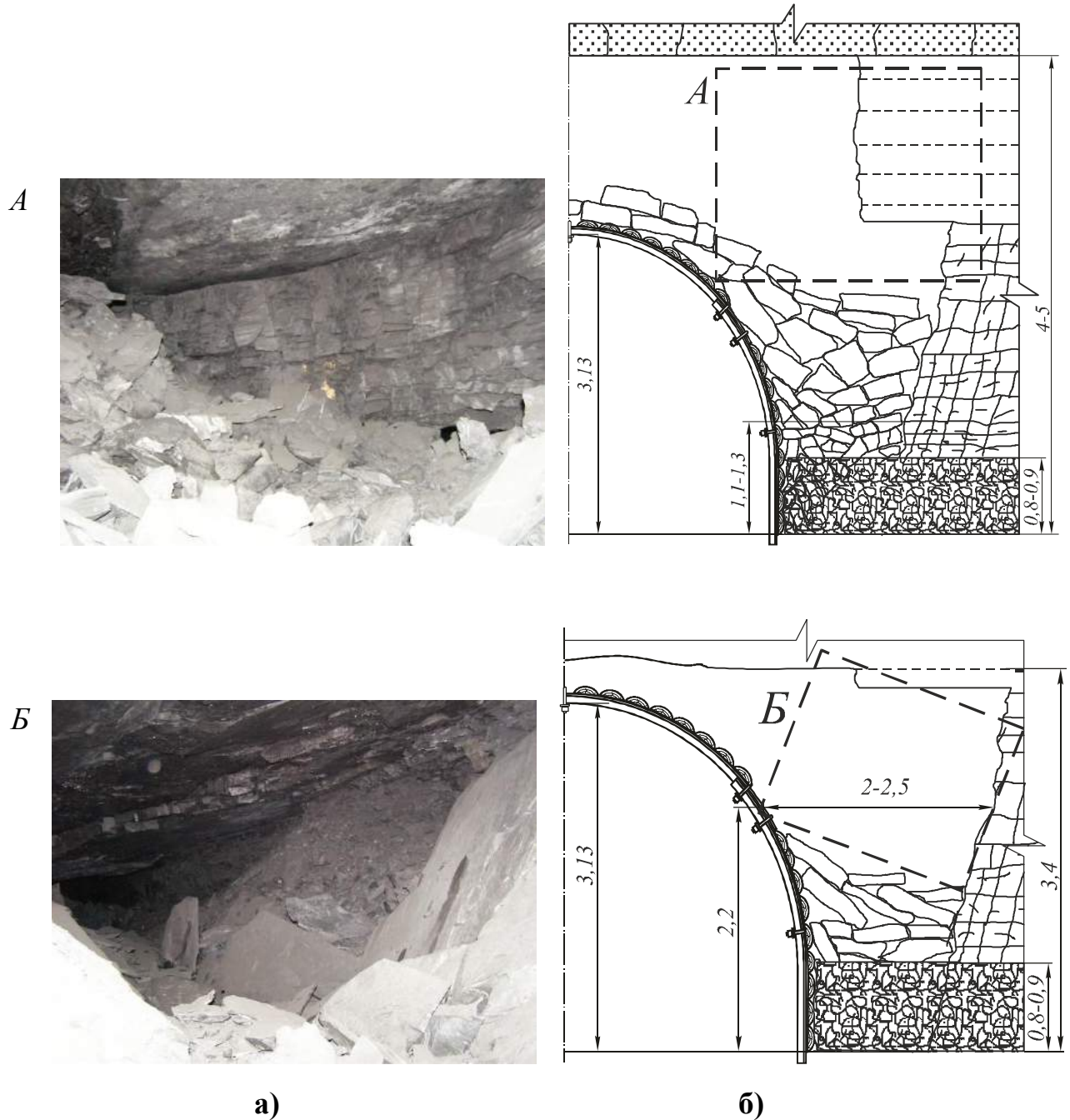


Рисунок 2.4. Характерные контуры устойчивого обнажения кровли в вентиляционном уклоне № 3 шахты им. Ф. Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит»:

а – фотофрагменты;

б – зарисовки.

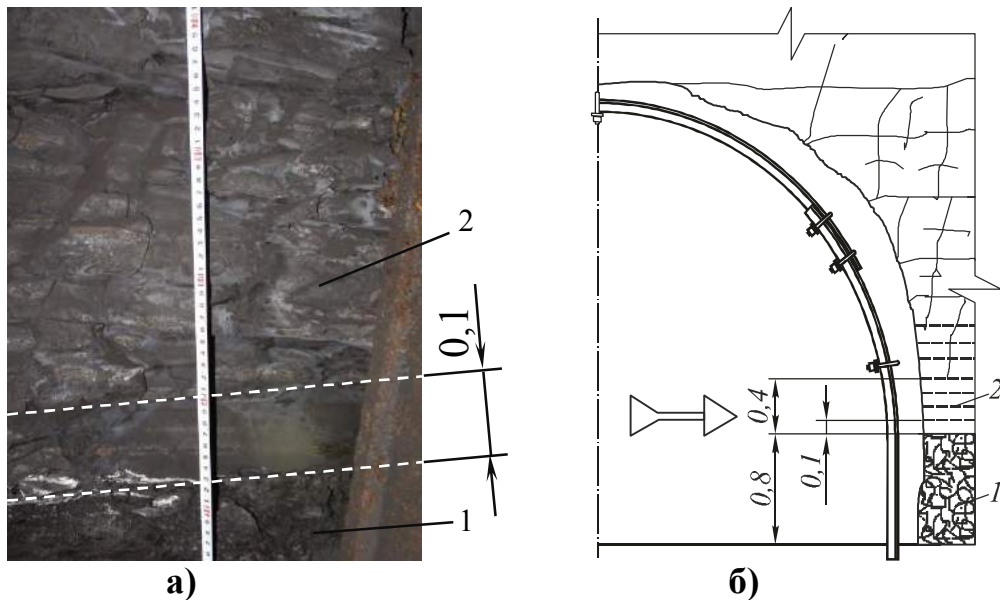


Рисунок 2.5. Характер распределения кусковатости уплотненных пород в пределах зоны беспорядочного обрушения:

а – фотофрагмент уплотненных на удалении от почвы 0,8 м мелкодробленых пород (1) и мелкоблочных (2) в слое высотой 0,4 м с слоевыми трещинами через 0,1 м;

б – зарисовка обнажения;

↗ → – направление съемки.

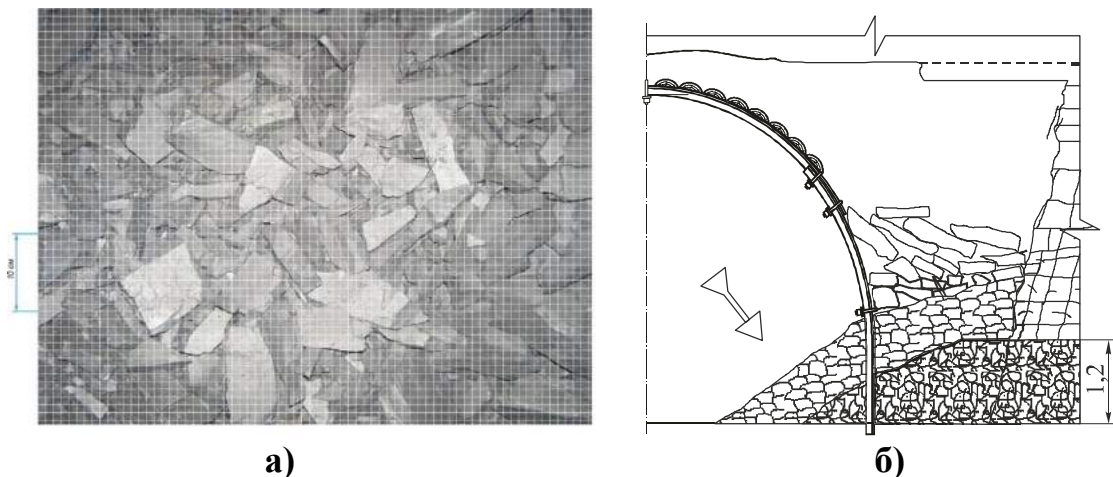
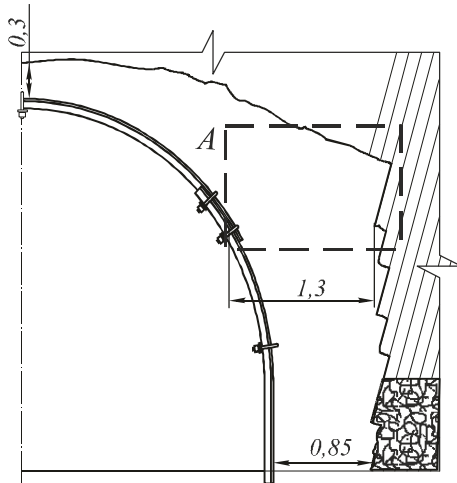


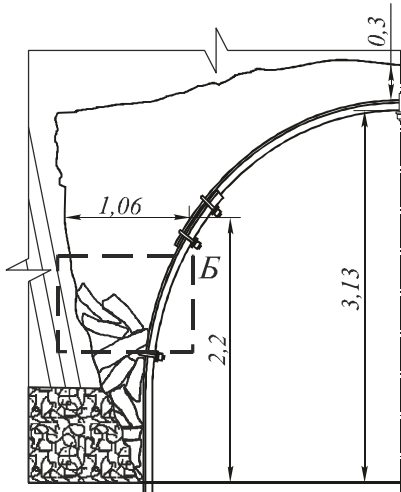
Рисунок 2.6. Фотофрагмент осыпи обрушенных пород (а) с нанесенной масштабной сеткой и эскиз ее образования (б)

В среднеблочной зоне размеры отдельностей составляют 0,1...0,3 м с плавным переходом в крупноблочную с размерами до 0,3×0,5×1,1 м

(плитообразной формы). Натурными наблюдениями в рассматриваемых условиях установлено, что в уклоне устойчивой формой обнаженных уплотненных в выработанном пространстве пород является прямоугольная (рисунок 2.7) или близкая к ней (рисунок 2.8).



а)



б)

Рисунок 2.7. Характерные контуры закрепных пустот в вентиляционном уклоне № 3 шахты им. Ф. Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит» представлены в виде зарисовок и фотофрагментов:

а и б – соответственно справа и слева

Даже при погашении западного транспортного ходка с извлечением арочной металлической крепи (рисунок 2.9) потолочина, раздробленная продольными трещинами зависает, образуя совместно с кусковато-блочными

отдельностями, обрушенными с боков выработки устойчивый контур близкий к прямоугольной форме.



а)



б)



в)



г)

Рисунок 2.8. Фотофрагменты устойчивых контуров в западном транспортном ходке по истечению 32 мес. после его проведения по выработанному пространству лавы № 77 западной пласта k_5^1 на шахте им. Я. М. Свердлова ГП «Свердловантрацит»:

а – общий вид;

б, в и г – соответственно в центральной части, с левого и правого боков;

Увеличение размеров породных отдельностей обрушенной кровли с удалением от вынимаемого пласта подтверждается результатами шахтных наблюдений в сооружаемых в выработанном пространстве выработках,

продолжительно сохраняющих свое устойчивое состояние за счет проявления эффекта взаиморасклинивания кусковато-блочного несслеживаемого геоматериала.



Рисунок 2.9. Характер обрушения и упаковки кусковато-блочных пород при погашении западного транспортного ходка шахты им. Я. М. Свердлова ГП «Свердловантрацит», расположенного в выработанном пространстве, по истечении 3 лет его эксплуатации

Исходя из размеров наблюдаемых кусковато-блочных породных отдельностей, по образованным техногенным трещинам расчетные величины высоты обрушения слоистого массива кровли близки по своим количественным значениям к установленным в шахтных условиях. Это указывает на возможность использования разработанной методики для приближенной оценки высоты обрушения кровли и степени разуплотнения слагающих ее пород.

Представленный методический подход к предварительному расчету ожидаемых параметров разупрочнения подрабатываемого массива в пределах высоты его обрушения положен в основу прогнозирования остаточного

коэффициента разрыхления пород слоистой кровли с целью рационального размещения выработок на определенном их удалении от отработанного пласта в кусковато-блочной уплотненной породной среде для повышения их устойчивости за период эксплуатации. Использование этой методики позволяет не только обосновать рациональные места заложения сооружаемых в выработанном пространстве подготавливающих выработок, но и реализовывать ее на практике в условиях глубоких антрацитовых шахт Восточного региона Донбасса [69, 70].

2.2. Определение продолжительности процесса сдвижения массива при отработке глубокими шахтами пластов антрацита

При решении горно-геомеханических задач, связанных с обеспечением сохранности наземных сооружений и подземных выработок, возникает необходимость прогнозирования продолжительности процесса сдвижения подрабатываемого угленосного массива. Определение этого параметра, в том числе изменений во времени оседаний земной поверхности и контурных смещений в подземных выработках с использованием известных закономерностей механики горных пород, сопряжены с непреодолимыми трудностями, связанными, прежде всего, с невозможностью установления точных исходных структурно-прочностных свойств массива в пределах подрабатываемой толщи и аналитического описания процесса изменения его состояния. Эти обстоятельства для прогнозирования процесса сдвижения и его активной стадии вынуждают применять эмпирические методы исследования, результаты которых с некоторым приближением приемлемы для ограниченной области охвата условий.

В настоящее время для установления продолжительности сдвижения подрабатываемого массива (T_{cd}) и периода его активной стадии (T_a) рекомендуется использовать табличные данные действующих отраслевых «Правил...» [71], которые учитывают только два усредненных исходных параметра: глубину разработки (H) и скорость подвигания одиночного очистного забоя (V). При этом определение T_{cd} и T_a ограничено предельными величинами

глубины разработки соответственно 1000 и 700 м. В основу этих данных положена ранее полученная в результате статистической обработки результатов натуральных инструментальных наблюдений во времени оседаний земной поверхности, подрабатываемой неглубокими (до 500 м) угольными шахтами Донбасса [72-74], эмпирическая зависимость:

$$T_{cd} = a \cdot H/V, \text{ мес.}, \quad (2.7)$$

где a – поправочный коэффициент;

V – скорость подвигания одиночного очистного забоя, м/мес.

По табличным данным [71] величина этого коэффициента при $H \geq 300$ м и $V \geq 40$ м/мес. переменна, колеблется в пределах 1,2...1,44 (среднее значение 1,34) при соотношении $T_a/T_{cd} = 0,43...0,6$ (среднее 0,53).

Как показывает практика, использование эмпирической зависимости (2.7) для прогнозирования продолжительности процесса сдвижения, особенно при отработке пластов глубокими шахтами, весьма проблематично. К тому же не учитываются такие существенные факторы, как строение массива и прочностные свойства слагающих его пород, длина лавы и вынимаемая мощность пласта.

По результатам исследований [75] в условиях отработки угольных пластов так же на небольшой глубине получена многофакторная эмпирическая зависимость для определения ожидаемой величины продолжительности активной стадии процесса сдвижения подрабатываемого массива:

$$T_a = \frac{1800}{V \cdot l_n} \left[(0,3 \cdot H/m)^{3/5} + 0,04 \cdot H/m + 1 \right], \text{ мес.}, \quad (2.8)$$

где l_n – длина лавы, м;

m – средняя вынимаемая мощность пласта, м.

Зависимость (2.8) показывает, что с увеличением глубины разработки продолжительность активной стадии сдвижения подрабатываемого массива

возрастает, а длины лавы, вынимаемой мощности пласта и скорости подвигания очистной выработки – уменьшается. Это не противоречит природе рассматриваемого процесса, который «инициирует» изменяющимся во времени объемом ($V \cdot l_n \cdot m$, м³/мес) образованной в массиве обширной пустотной полости (выработанным пространством) при оседании зависающей над ней породной толщи с присущей ей природными прочностными свойствами в пределах глубины разработки (H_{cp}).

Общеизвестно, что с удалением от разрабатываемого пласта величина оседания породных слоев уменьшается от m до η_m (η_m – максимальная величина оседания земной поверхности по истечении T_{co}). При большой глубине H величина η_m как основной параметр, характеризующий мульду сдвижения, может сформировать для наземных объектов неопасные деформации. На практике, как правило, при отработке пластов антрацита на глубине более 1000 м, точность их измерения находится пределах фактических значений величин этих оседаний.

В подземных выработках интенсивность контурных смещений пород с увеличением глубины разработки возрастает. Отсюда вытекает, что на различных этапах образования выработанного пространства в подрабатываемой толще при приближении к земной поверхности происходит понижающая «трансформация» ее деформационного процесса. Тогда величина продолжительности процесса сдвижения подрабатываемой толщи, установленная по измерениям оседания земной поверхности, не может количественно отличаться от аналогичной, фиксируемой в подверженных влиянию очистных работ подземных выработках. Это подтверждается результатами одновременных натуральных инструментальных наблюдений за смещениями пород вокруг подземных выработок и оседаниями земной поверхности [20, 76]. Последние отражают все этапы интенсивности потери сечения выработок, аналогичные оседанию земной поверхности. Исходя из вышесказанного, для повышения точности прогнозирования продолжительности процесса сдвижения, особенно на глубоких шахтах, необходимо в определенных условиях с учетом основных влияющих факторов использовать мониторинг

наблюдений как оседаний земной поверхности, так и смещений пород вокруг подземных выработок.

Для прогнозирования продолжительности процесса сдвижения массива при отработке тонких пологих пластов антрацитовыми шахтами Восточного региона Донбасса использованы результаты многолетних инструментальных наблюдений за оседаниями земной поверхности и смещениями породных контуров в подготовительных выработках, подверженных влиянию очистных работ. Точность измерений оседаний земной поверхности нивелиром составляла ± 10 мм на 1000 м длины, контурных смещений пород в выработках, начиная от линии движущегося очистного забоя, рулеткой ВНИМИ – ± 1 мм. Интервал между этими измерениями составлял не более 1 месяца. Фактическая продолжительность процесса сдвижения фиксировалась на момент его затухания, когда оседания земной поверхности и смещения пород в подготовительных выработках составили соответственно не более 10 и 5% от максимальных их величин. При этом величина периода затухания сдвижений округлялась до 1 месяца.

В рассматриваемых условиях подрабатываемый угленосный массив характеризуется некоторой однородностью строения. При относительном содержании в нем песчаников 25...36% (в среднем 30%) количество их одиночных монолитных слоев мощностью 27...60 м с пределом прочности на сжатие 100...150 МПа (породные мосты) составляет от 2 до 4, один из которых попадает в 200-метровую от пласта толщу.

Многолетние наблюдения проведены при отработке 5 пластов 20 лавами в семи шахтах ГП «Свердловантрацит» и «Ровенькиантрацит» (из них оседания земной поверхности 15, смещения пород в выработках 5) в пределах средних значений учитываемых параметров: глубина разработки 650...1250 м, период затухания сдвижения массива 7...15 мес., мощность пласта 0,8...1,6 м, длина лавы 180...230 м и скорость ее подвигания 40...110 м/мес [77].

В результате обработки данных (таблица 2.2) методами математической статистики получена эмпирическая зависимость для расчета прогнозируемой

величины продолжительности процесса сдвижения подрабатываемого угленосного массива высокой степени категенеза слагающих его пород:

$$T_{сдр} = 0,015 \cdot H / (m^{0,11} \cdot V^{0,06}), \text{ мес.}, \quad (2.9)$$

где 0,015 – размерный поправочный коэффициент, м.

Коэффициент детерминации зависимости (2.9) составляет 0,73.

Поскольку длина лавы в рассматриваемой совокупности изменяется незначительно (коэффициент ее вариации составляет 0,06), а минимальное соотношение $H/l_d > 3$, этот параметр не нашел отражения в полученной зависимости.

Апробация полученной эмпирической зависимости проведена в условиях отработки пласта k_5' мощностью 1,26 м лавой № 67-зап. длиной 210 м (шахта «Красный партизан» ГП «Свердловантрацит») на глубине 1100 м при средней скорости ее подвигания 66 м/мес. Ожидаемая расчетная величина продолжительности процесса сдвижения в этих условиях составила 12,5 мес. По данным шахтных наблюдений почти полное затухание смещений пород вентиляционного штрека, формируемого вслед за лавой составило 13 мес., что можно считать удовлетворительным для прогнозирования этого временного параметра.

Сравнивая фактические величины продолжительности процесса сдвижения с прогнозируемыми, расчетными и табличными, на основании [71] видно, что 17 случаев из 20 дают весьма завышенные результаты (на 69...183%), расчетные находятся в сравнительно допустимых пределах, равных 27%. Это указывает на возможность использования полученной зависимости для прогнозирования продолжительности процесса сдвижения подрабатываемого угленосного массива в аналогичных условиях с достаточной для практических целей точностью.

Продолжительность процесса сдвижения помимо глубины разработки, скорости подвигания очистного забоя зависит от мощности вынимаемого пласта и структурно-прочностных свойств угленосной толщи. Полученная эмпирическая

Таблица 2.2

Исходные фактические данные продолжительности процесса сдвижения

ГП (ПО)	Шахта	Лава	Пласт		Средняя величина			Продолжительность сдвижения массива, мес.			Относительная ошибка данных, %	
			Индекс	Вынимаемая мощность (m), м	длина лавы (L_n), м	глубина разработки (H), м	скорость подвигания лавы (V), м/мес.	фактическая ($T_{сф}$)	расчетная ($T_{ср}$)	табличная ($T_{сст}$)	расчетных	табличных
Свердловантрацит	"Должанская-Капитальная"	№56	l'_6	1,4	230	730	105	9	8,0	9,3	11	3
		№62	l'_6	1,3	230	740	110	9	8,1	9,4	10	4
	"Красный партизан"	№57-зап.*	k'_5	1,3	200	880	58	9	10,1	20,7	12	130
	им. В. Володарского	№60	h_8	1,23	190	814	42	12	9,5	27,7	21	131
		№62	h_8	1,23	210	860	40	12	10,2	33,9	15	183
		№67	h_8	1,23	180	826	44	13	9,7	27,1	26	108
		№69	h_8	1,23	220	855	47	10	10,0	26,3	0	163
		№71	h_8	1,1	200	1100	62	11	12,7	21,3	16	94
		№73*	h_8	1,2	210	1250	50	15	14,5	28,5	3	90
им. Я. М. Свердлова	№70 ^b	k'_5	1,1	220	1120	52	12	13,1	27,2	9	127	
Ровенькиантрацит	им, Космонавтов	№1	h_{10}	0,9	200	840	63	10	9,9	17,9	1	79
		№2	h_{10}	0,9	200	830	48	11	10,0	25,0	9	127
		№2*	h_{11}	1,4	200	660	47	7	7,6	19,1	8	173
		№3	h_{10}	0,8	200	820	40	11	10,1	29,0	8	164
		№326	h_{11}	1,4	200	750	40	8	8,8	30,5	10	281
		№327	h_{11}	1,4	210	780	75	8	8,7	13,5	9	69
		№4	h_{10}	0,8	200	820	42	10	10,1	27,9	1	179
		№4*	h_{11}	1,4	200	660	52	7	7,5	17,2	8	146
	им. В. В. Вахрушева	№26*	h_8	1,6	200	800	57	7	8,9	19,6	28	180
им. М. В. Фрунзе	№8-зап.	h_8	1,5	200	885	90	13	9,7	12,2	25	6	
Коэффициент вариации				0,19	0,06	0,17	0,35	Среднее значение			11	122

* замеры проводились в выработках, прилегающих к лаве

зависимость может быть использована для определения места заложения выработки в выработанном пространстве. При этом необходимо учитывать, что с течением времени обрушенные породы уплотняются, тем самым изменяя свои физико-механические свойства, параметры которых необходимо учитывать при проектировании расположения в них выработок.

При этом для снижения проявлений горного давления в выработке проводить ее необходимо в статической, уравновешенной среде уплотненных пород (системе кусковато-блочных отдельностей). Достижение такого состояния обрушенными породами можно считать завершением процесса сдвижения подрабатываемого массива. Следовательно, проведение выработок в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства необходимо начинать по истечению процесса сдвижения массива.

2.3. Усовершенствование методики определения ожидаемой степени уплотнения обрушенных пород

Степень уплотнения спонтанно обрушенных пород за счет уменьшения пространства между передислоцированными отдельностями зависит, прежде всего, от их компрессионных свойств и величины оседания массива кровли. При разрушении и отделении вышележащих слоев кровли представленных на схеме (рисунок 2.10), сопровождаемое обрушением пород, на границах их контакта, точки v_i (см. рисунок 2.10, а) перемещаются в положение соответствующей точки v'_i (см. рисунок 2.10, б). При завершении процесса сдвижения массива и уплотнения разрыхленных пород по слоям указанные границы перемещаются в точки v''_i (см. рисунок 2.10, в) на общие величины $\Delta\eta_i$, оседаний соответствующих слоев массива.

Для определения окончательных величин ожидаемых оседаний η_i массива кровли антрацитовых пологонаклонных пластов мощностью до 1,8 м использована эмпирическая связь [78]

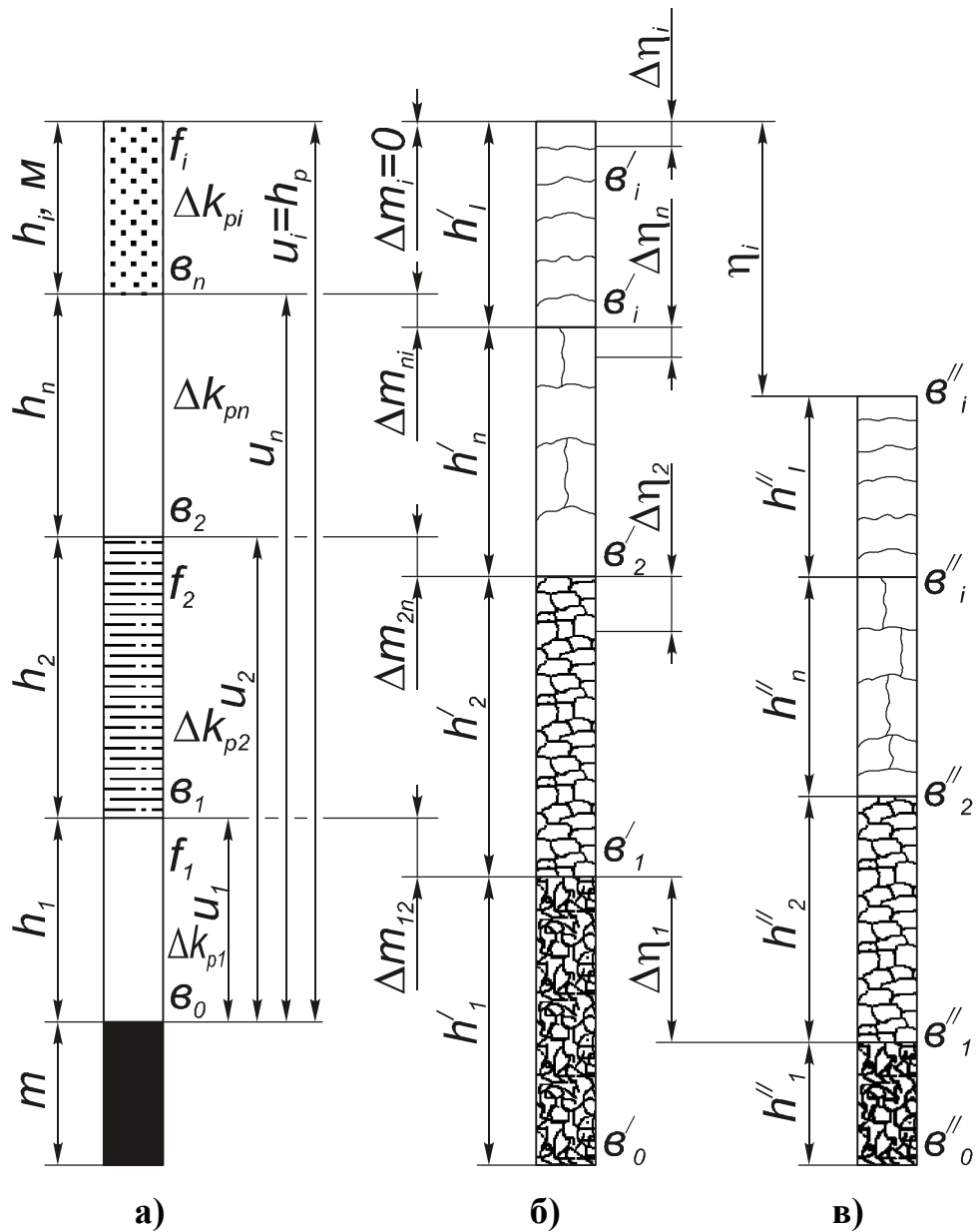


Рисунок 2.10. Расчетная схема к определению высоты уплотненных пород обнажаемого лавой слоистого массива кровли:

- а** – исходное состояние пород в нетронутом массиве;
- б** – этап техногенного образования трещин разрыва породных слоев с последующим их обрушением в выработанном пространстве;
- в** – уплотненные слои пород;

$$\eta_i = p \cdot m_m \cdot \cos \alpha \cdot \exp \left(-0,0013 \cdot \frac{H}{B} \cdot u_i \cdot \xi_\sigma \right), \text{ м}, \quad (2.10)$$

где p – коэффициент, учитывающий относительную потерю высоты

призобойного пространства за счет поднятия почвы;

α – угол падения пласта мощность m_m (м), град.;

H – глубина разработки, м;

B – длина выработанного пространства, м;

0,0013 – поправочный коэффициент;

u_i – удаление рассматриваемой плоскости напластования от пласта, м;

ξ_σ – угловой критерий перепада прочности подрабатываемого массива в пределах зоны его полного сдвижения (в условиях отработки пластов антрацита лавами длиной около 250 м высота зоны полных сдвижений массива в среднем принимается как постоянная величина, равная 200 м, на которую приходится основная доля оседания подрабатываемого массива).

Величина коэффициента p для категории устойчивости почвы, согласно [31] весьма неустойчивой (Π_1), малоустойчивой (Π_2) и устойчивой (Π_3) принимается соответственно 0,85; 0,92 и 1,0. Величина углового критерия ξ_σ , v_i , v'_i и v''_i – точки, принадлежащие плоскостям граничных поверхностей смежных породных слоев, определяющие их положение соответственно в нетронутом, и обрушено-разрушенном, а также уплотненном состояниях в пределах зоны полной потери сплошности подрабатываемого массива отражающего положение центра тяжести преобразованной площади в системе координат, где по оси ординат откладываются последовательно мощность слоя h_i на высоту $\Sigma h_i = 200$ м и абсцисс – соответствующая каждому слою, усредненные значения величин характеризующих прочность его пород [78]

$$\xi_\sigma = \arctg \left\{ \frac{\sum_{i=1}^n \left[(100k_{\sigma_n})^2 h_n \right]}{\sum_{i=1}^n \left[100k_{\sigma_n} h_n \left(\sum_{i=1}^n h_i - 0,5h_n \right) \right]} \right\}, \text{ рад.}, \quad (2.11)$$

где h_i – мощность очередного i -го породного слоя, начиная от пласта, м;

h_n – мощность последнего слоя в пределах 200-метровой высоты зоны полных сдвижений, м;

k_{σ_n} – совокупный показатель прочности пород [79];

$$k_{\sigma_n} = \sqrt{\sigma_{сж}^{\perp} \sigma_p^{\perp} / \sigma_{сж}^{\parallel} \sigma_p^{\parallel}}, \quad (2.12)$$

$\sigma_{сж}^{\perp}, \sigma_p^{\perp}$ и $\sigma_{сж}^{\parallel}, \sigma_p^{\parallel}$ – пределы прочности пород соответственно на сжатие, растяжение и перпендикулярно, параллельно напластованию в зависимости от процентного содержания в них кремнезема (SiO_2) от 10 до 90%;

При неизвестных значениях некоторых указанных пределов прочности пород их можно определить аналитически [80], либо использовать усредненные величины k_{σ_n} , равные для аргиллитов, алевролитов и песчаников, вмещающих пласты антрацита, в среднем соответственно 0,57; 0,7 и 0,86 [78]. Как показывают результаты проведенных расчетов по формуле (2.11), с учетом количества угольных пропластков или отработанных пластов в пределах 200-метровой толщи на величину ξ_{σ} , они существенного влияния не оказывают.

Длина выработанного пространства в направлении подвигания лавы, за пределами которой оседание подработанной толщи почти прекращается

$$B = T_{сд} V_l, \text{ м}, \quad (2.13)$$

где V_l – средняя скорость обнажения кровли (подвигания лавы), м/мес.;

$T_{сд}$ – продолжительность процесса полного сдвижения массива (2.9), мес.

Используя зависимость (2.10) при различных значениях удаления h_i любого породного слоя от пласта, определяется величина его оседания $\Delta\eta_i$, отражающая сжатие соответствующего разрушенного породного слоя. Тогда относительная величина уплотнения i -го слоя составит

$$k_{yi} = \Delta\eta_i / h_i' = \Delta\eta_i / \Delta k_{pi} h_i, \quad (2.14)$$

остаточный относительный объем его пустотности

$$\Delta k_{poi} = k_{yi} \Delta k_{pi}. \quad (2.15)$$

При соответствующих количественных значениях остаточный коэффициент их разрыхления Δk_{pi} после затухания процесса сдвижения подработанного массива

$$\Delta k_{pyi} = 1 + \Delta k_{poi}. \quad (2.16)$$

Натурными наблюдениями (рисунок 2.11) за состоянием расположенных в выработанном пространстве выработок [69, 70] подтверждается, что обрушенный и уплотненный массив сохраняет исходную слоистую структуру кровли с определенным остаточным коэффициентом разрыхления. В качестве примера проведена апробация вышерассмотренного расчетного метода прогнозирования высоты уплотнения обрушенных пород и их остаточной относительной пустотности в условиях уклона № 3, пласта h_7 , пройденного в выработанном пространстве лавы № 3 шахты им. Ф. Э. Дзержинского ГП "Ровенькиантрацит" [70].

Ниже приводится расчет величины остаточного коэффициента разрыхления обрушаемого массива кровли при условиях отработки пласта k_5' шахты «Красный партизан»:

мощность вынимаемого пласта – 1,4 м;

угол падения пласта – 15°;

марка угля – А;

глубина разработки – 800 м;

длина одиночной лавы – 200 м;

скорость подвигания очистного забоя – 36 м/мес;

почва – устойчивая (категория П₃);

средняя величина совокупного показателя прочности пород – 0,63;

По данным таблицы 2.3 с использованием формулы (2.3) определяются величины приращений коэффициентов разрыхления соответствующих пород по слоям:

$$\Delta k_{p1} = 0,293; \Delta k_{p2} = 0,174; \Delta k_{p3} = 0,134 \text{ и } \Delta k_{p4} = 0,226.$$

По формулам (2.6) последовательно вычисляются зазоры между слоями:



а)



б)



в)



г)



д)

Рисунок 2.11. Фотофрагменты уплотненных пород выработанного пространства шахт:

а и **б** – им. Ф. Э. Дзержинского при проведении вентиляционного уклона № 3 по лавам соответственно № 3 и № 9;

в – «Красный партизан» при проведении западного вентиляционного уклона № 67;

г и **д** – им. Я. М. Свердлова соответственно при погашении западного транспортного ходка и проведении бремсберга № 5

$$\Delta m_{12} = 1,4 - 1,8 \cdot 0,293 = 0,87 \text{ м}; \quad \Delta m_{23} = 0,87 - 2,0 \cdot 0,174 = 0,52 \text{ м};$$

$$\Delta m_{34} = 0,52 - 3,8 \cdot 0,134 \approx 0 \text{ м}.$$

Таблица 2.3

Параметрические характеристики кровли по слоям

Параметры и единицы их измерений	Количественные и качественные значения параметров			
	порядковый номер слоя от пласта			
	1	2	3	4
Мощность слоя, м	1,8	2,0	3,8	5,0
Тип породы	аргиллит	алевролит	песчаник	алевролит
Коэффициент крепости	3	5	6	4

В обрушение 4-го слоя кровли попадает только часть его пород по мощности, равная примерно 0,05 м. Тогда высота обрушения составит $h_0 = 1,8 + 2,0 + 3,8 = 7,6$ м.

Продолжительность процесса сдвижения согласно формуле (2.9) составит

$$T_{сд} = 0,015 \cdot 800 / (1,4^{0,11} \cdot 36^{0,06}) = 9,3 \text{ мес}.$$

Длина выработанного пространства в направлении подвигания лавы (2.13) составит

$$B = 9,3 \cdot 36 = 334,8, \text{ м}.$$

Высота обрушения пород $h_0 = 7,6$ м используется как доминирующий исходный параметр для определения оседания η_0 вышележащей толщи рассчитываемый по формуле (2.10) при $h = h_0$:

$$\eta_0 = 1,0 \cdot 1,4 \cdot \cos 15^\circ \cdot \exp\left(-0,0013 \cdot \frac{800}{334,8} \cdot 7,6 \cdot 0,63\right) = 1,33 \text{ м}.$$

Тогда относительная величина уплотнения на 1 м обрушенных пород в пределах h_0 согласно формуле (2.14) $k_{yi} = 1,33/7,6 = 0,175$.

При этом величины остаточного коэффициента разрыхления пород,

соответственно по слоям составят:

$$k_{po1} = 1 + 0,293 \cdot 0,175 = 1,051; \quad k_{po2} = 1 + 0,174 \cdot 0,175 = 1,03;$$

$$k_{po3} = 1 + 0,134 \cdot 0,178 = 1,023.$$

Полученные количественные значения остаточных коэффициентов разрыхления пород соответствуют ранее установленным другими исследователями и натурными наблюдениями.

Поскольку величина коэффициента уплотнения $k_{yi} = 1/k_{pi}$ то соответственно коэффициент уплотнения по слоям составит $k_{y1} = 0,95$; $k_{y2} = 0,97$; $k_{y3} = 0,98$. Отсюда следует, что коэффициент уплотнения кровли с удалением от пласта увеличивается. Это подтверждает указанную тенденцию по результатам проведенных исследований [66], где $\Delta k_{po} = 1,009$ ($k_{yo} = 0,99$).

Установленная высота уплотненных с коэффициентом k_{yi} по слоям обрушенных пород h_i обеспечивают выбор рационального заложения в них выработок на удалении от почвы пласта.

Выводы

1. Коэффициент разрыхления обрушенных пород при удалении от разрабатываемого пласта уменьшается, закономерность которого с учетом коэффициента крепости пород соответствует убывающей экспоненциальной зависимости. С удалением от пласта степень дробления пород изменяется от мелкодробленых, крупнодробленых (мелкоблочных с открытыми разрывами), средне- и крупноблочных с внутриблоковыми заколами до весьма крупноблочных (плитообразных с незначительными внутриблоковыми микротрещинами).

2. Высота обрушения слоев кровли зависит от их количества и коэффициента разрыхления слагающих их пород, а также образованного свободного пространства на границах их контактов, способствующему самопроизвольному обрушению. Начальная высота исходного свободного

пространства равна мощности вынимаемого пласта. Прогнозирование высоты обрушения (разрушения) массива кровли с использованием разработанного методического подхода апробировано в натурных условиях. Шахтными наблюдениями в условиях разработки антрацитовых пластов на большой глубине установлено, что высота зоны мелкораздробленных обрушенных пород нижнего слоя кровли кратна по величине $0,8...1,2$ мощности пласта с преимущественными размерами кусков соответственно $0,017...0,026$ м. Размеры среднекусковатых и среднеблочных пород соответственно $0,1...0,3$ и $0,3...0,5$ м, последние имеют плитообразную форму с преобладающей длиной $0,5...1,1$ м, высотой кратной $3...5$ мощности пласта.

3. В течение процесса сдвижения подрабатываемого массива до полной его стабилизации происходит уплотнение обрушенных пород. Получена эмпирическая связь для прогнозирования продолжительности процесса сдвижения массива при отработке тонких пологих пластов антрацита глубокими шахтами, которая может быть использована для определения места заложения выработки в выработанном пространстве с учетом скорости подвигания очистного забоя.

4. Величина остаточного коэффициента разрыхления обрушенных пород массива кровли под влиянием его сдвижения уменьшается одновременно с увеличением коэффициента их уплотнения, стремящегося к соответствующей его величине в нетронутым массиве. Предложенная методика прогнозирования величин остаточного коэффициента уплотнения обрушенных пород рекомендуется к использованию при решении инженерно-технических задач связанных со смещениями контура выработок, расположенных в выработанном пространстве.

РАЗДЕЛ 3

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ КОМПРЕССИОННЫХ СВОЙСТВ
РАЗРУШЕННЫХ УГЛЕВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

3.1. Методика эксперимента

3.1.1. Установление закономерностей процесса уплотнения разрушенных пород

Исследования выполнялись для проверки адекватности обоснования применяемой математической модели и определения параметров напряженно-деформированного состояния разрушенных пород и их уплотнения в конкретных горно-геологических условиях. В лабораторных условиях проведены исследования по установлению процесса уплотнения раздробленных пород с определенной насыпной плотностью γ_n в зависимости от заданной ее кусковатости с использованием экспериментальной установки (рисунок 3.1).

Для периодической усадки Δh_i навески пород плотность γ_i определяется по формуле:

$$\gamma_i = \frac{4 \cdot m_0}{\pi \cdot d^2 \cdot (h_0 - \Delta h_i)}, \text{ г/мм}^3, \quad (3.1)$$

где m_0 – масса породы, г;

d – диаметр цилиндрической полости, мм;

h_0 – начальная высота насыпки раздробленной породы, мм;

Δh_i – усадка навески породы, мм.

Признаком независимости процесса уплотнения разрушенной породы от исходной кусковатости служит изменение разброса плотности породы при различных значениях ее крупности и одинаковых условиях нагружения в пределах, не превышающих абсолютную погрешность определения этого параметра. При этом учитывается как случайная составляющая ошибки, так и

приборная погрешность. В качестве критерия независимости процесса уплотнения разрушенной породы от исходной кусковатости предложено условие $k_\gamma < 1$ (где k_γ – коэффициент относительной расходимости плотности породы γ_i , определенной при различных значениях ее крупности и в одинаковых условия нагружения).

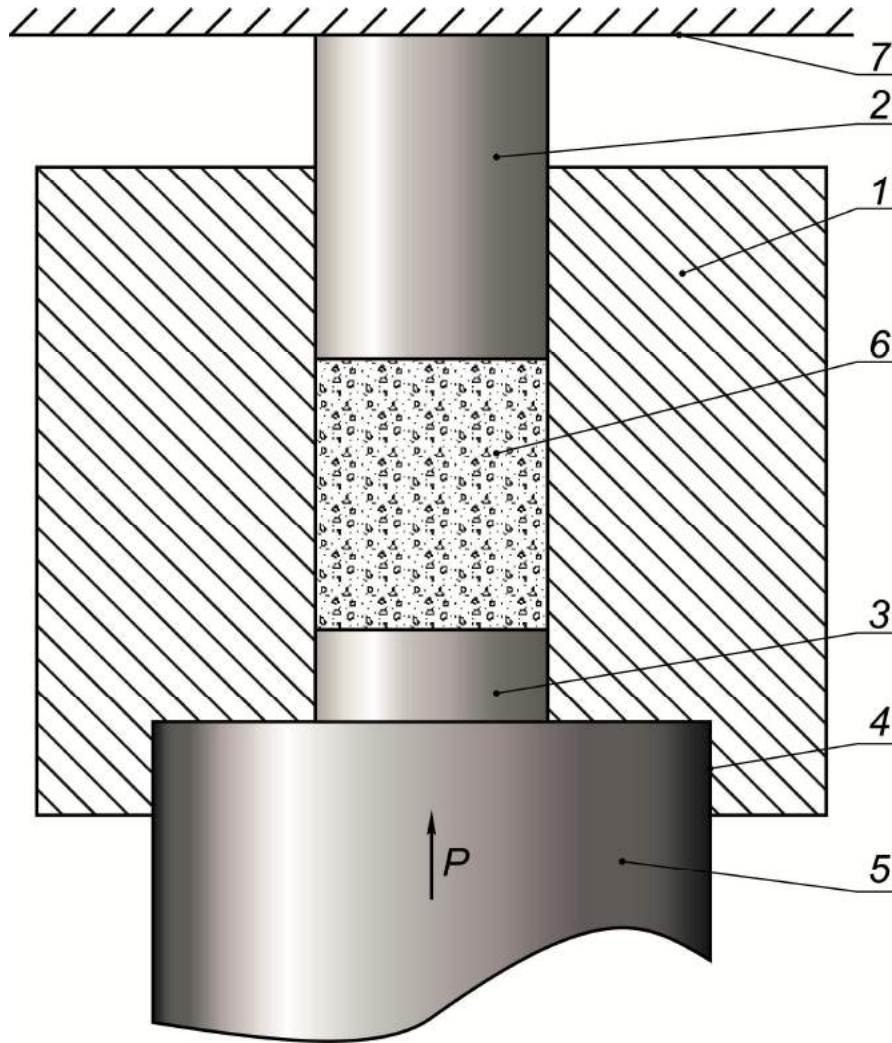


Рисунок 3.1. Схема экспериментальной модели:

- 1 – толстостенный металлический цилиндр ($D = 170$ мм);
- 2 и 3 – поршни соответственно верхний и нижний ($d = 50$ мм);
- 4 – посадочное отверстие диаметром 110 мм;
- 5 – подвижная траверса силовой установки;
- 6 – исследуемая навеска породы;
- 7 – неподвижная траверса силовой установки

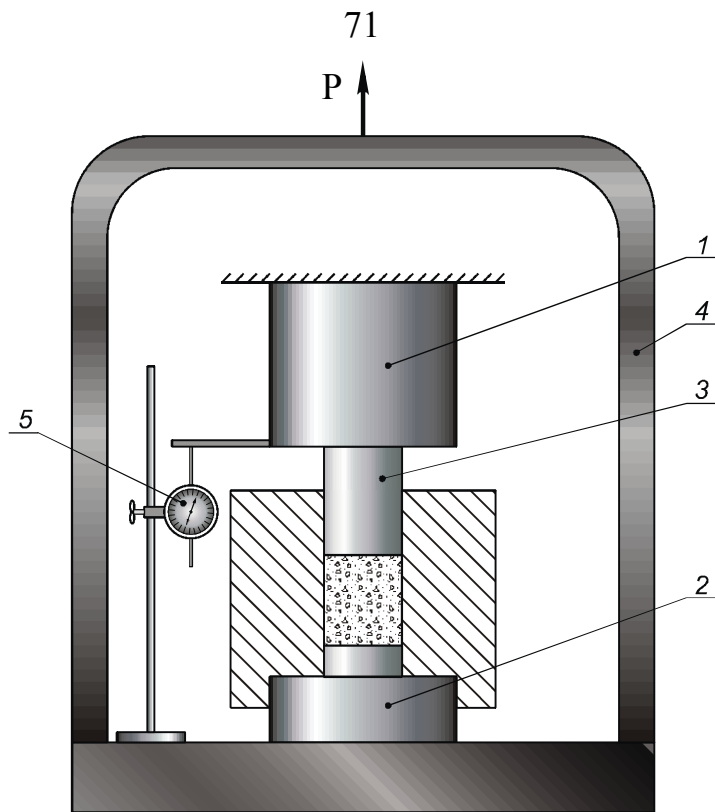
Для вычисления k_γ используется процедура последовательной статистической обработки массива значений $\gamma_i = \{\gamma_i^{(1)}; \gamma_i^{(2)}; \gamma_i^{(3)}\}$, определенных при различной крупности, отмеченных верхними индексами, и в одинаковых условиях нагружения. После определения разброса величины $z_i = \max \left\{ \left| \gamma_i^{(1)} - \gamma_i^{(2)} \right|; \left| \gamma_i^{(1)} - \gamma_i^{(3)} \right|; \left| \gamma_i^{(3)} - \gamma_i^{(2)} \right| \right\}$ находятся оценки параметров этой случайной величины z , устанавливается закон ее распределения и строится доверительный интервал (α_n – надежность оценки) на ее среднее значение z_{cp} по формуле:

$$P \left\{ \bar{z} - t_{\alpha, n-1} \cdot \frac{S_z}{\sqrt{n}} < z_{cp} < \bar{z} + t_{\alpha, n-1} \cdot \frac{S_z}{\sqrt{n}} \right\} = \alpha_n. \quad (3.2)$$

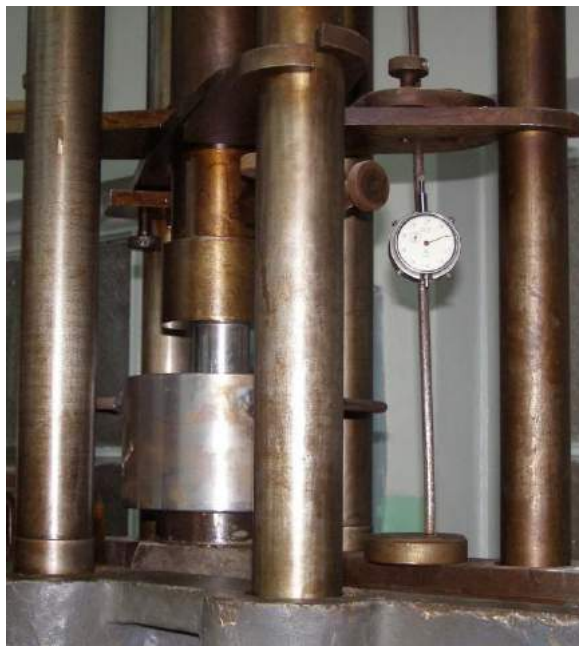
Для вычисления коэффициента $k_\gamma = \frac{z_{cp}^e}{\Delta \gamma^e}$ используется верхняя граница доверительного интервала для z_{cp} (z_{cp}^e) и нижняя граница доверительного интервала для абсолютной погрешности определения γ_i ($\Delta \gamma^e$).

Процесс уплотнения разрушенной породы не зависит от исходной кусковатости если $k_\gamma < 1$. В противном случае выдвинутое предположение не принимается. Для значений k_γ , близких к 1, необходимо провести дополнительные исследования по проверке выдвинутой гипотезы с использованием дисперсионного анализа, а также теста Чоу.

Экспериментальная модель располагается между верхней неподвижной 1 (рисунок 3.2) и нижней подвижной 2 траверсами универсальной испытательной машины УИМ-50м, при этом верхний поршень 3 экспериментальной модели упирается на траверсу 1. Через штоки 4 на нижнюю траверсу 2 передается усилие P , создаваемое гидроцилиндрами универсальной машины. Усадка навески пород Δh фиксируется при помощи индикатора 5.



а)



б)

Рисунок 3.2. Схема (а) экспериментальной установки и ее общий вид (б):

- 1 – неподвижная траверса;
- 2 – подвижная траверса;
- 3 – верхний поршень;
- 4 – шток;
- 5 – индикатор стрелочный

Поскольку целью эксперимента является установление особенностей процесса уплотнения раздробленной породы от размера ее кусков, в качестве варьирующих параметров принимаются соответствующие размеры кусков породы (D_c) и усилие (P) уплотнения их навески. Эксперимент проводился для трех основных типов пород, характерных для антрацитовых шахт Донбасса: аргиллит, алевролит, песчаник. Для классификации пород по крупности используется вибровстряхиватель.

Характеристики универсальной испытательной машины УИМ-50м позволяют обеспечить максимальное усилие, равное 500 кН. Допустимая нагрузка на экспериментальную модель при коэффициенте Пуассона $\mu = 0,3$ составляет 200 кН. Поэтому диапазон рабочих усилий (кН) равный: $P = 10 \dots 190$ кН. Для измерения P используется штатный силоизмеритель УИМ-50м с погрешностью измерений $|\delta P| = 1$ кН. Шаг измерения приращения силы ΔP исходя из градуировки шкалы силоизмерителя принимается равным 5 кН.

Матрицы планирования экспериментов, отвечающих поставленным целям и сформулированным выше условиям, приведены в приложении А. Для определения точности измеряемых параметров в математической статистике выведена общая абсолютная погрешность результата, которая представлена в виде:

$$\Delta A = \sqrt{(\Delta A_{сл})^2 + (\Delta A_{пр})^2}, \quad (3.3)$$

где $\Delta A_{сл}$ – случайная погрешность определения искомой величины, соответствующая надежности оценки α_n ;

$\Delta A_{пр}$ – приборная погрешность

$$\Delta A_{пр} = t_{\alpha, \infty} \frac{\delta}{3}, \quad (3.4)$$

$t_{\alpha, \infty}$ – коэффициент Стьюдента для заданной вероятности α_n для бесконечного числа степеней свободы;

δ – приборная погрешность.

Для вычисления приборной абсолютной погрешности A_{np} сначала определяют относительную приборную погрешность, которая выражается формулой

$$\varepsilon_{\gamma} = \sqrt{\varepsilon_m^2 + \varepsilon_d^2 + 4\varepsilon_{h_0-\Delta h_i}^2 + \varepsilon_{\pi}^2}, \quad (3.5)$$

где ε_m , ε_d , $\varepsilon_{h_0-\Delta h_i}$ и ε_{π} – относительные приборные погрешности соответственно на массу породы, диаметр цилиндрической полости, начальную высоту насыпки навески породы ее усадку и число π .

Для перехода к абсолютной приборной погрешности использовалось среднее значение γ_{cp} , рассчитанное по всем наблюдениям, в результате чего ΔA_{np} для примет вид

$$\Delta \gamma_{np} = t_{\alpha, \infty} \frac{\varepsilon_{\gamma} \gamma_{cp}}{3}. \quad (3.6)$$

Для измерения массы породы использовались весы Kenwood DS600 series с точностью $d_{m_n} = \pm 1$ г. Поскольку масса навески (m_n) породы принята приблизительно 100 г, погрешности $|\delta_{m_n}|$ и ε_{m_n} составят

$$|\delta_{m_n}| = \frac{|d_{m_n}|}{100} \leq 0,01, \quad \varepsilon_{m_n} = \frac{1}{100} = 0,01. \quad (3.7)$$

Для измерения h_0 и Δh_i использовались стрелочные индикаторы с погрешностью измерения $\pm 0,01$ мм. При минимальном измеряемом расстоянии приращения усадки Δh_i порядка 25 мм погрешность измерения $\varepsilon_{h_0-\Delta h_i}$ составила

$$\varepsilon_{h_0-\Delta h_i} = \frac{0,02}{25} = 0,0008.$$

Поскольку диаметр внутреннего отверстия модели, равный диаметру поршня (d) (см. рисунок 3.1), изменяется, то цилиндр нельзя считать абсолютно

жестким. Для учета этой погрешности с применением метода конечных элементов в ПК «Лира» смоделировано напряженно-деформированное состояние стального цилиндра, результаты которого представлены на рисунке 3.3.

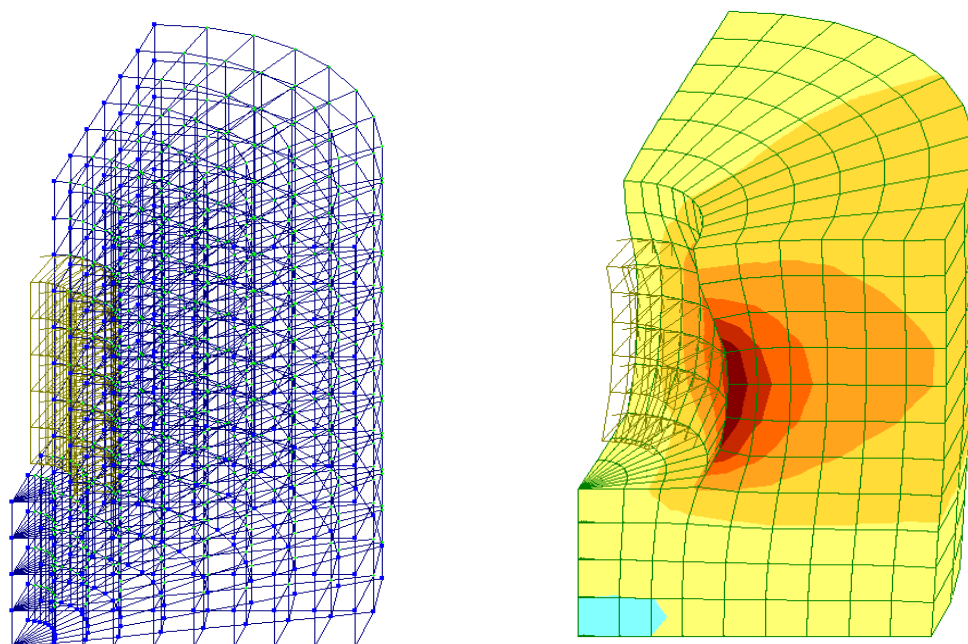


Рисунок 3.3. Конечно-элементная расчетная схема экспериментальной модели:
а и **б** – фрагменты соответственно расчетной сетки и деформированной модели

Моделирование методом конечных элементов показало, что при боковом давлении на стенки цилиндра, равном 100 МПа, изменение внутреннего диаметра цилиндра составляет $\varepsilon_d = 0,006$.

Число π принимается в виде округленного числа до необходимого количества значащих цифр. Отбрасываемая часть этих цифр, определяет относительную погрешность ε_π . По смыслу эта погрешность является систематической, но ее оценку целесообразно выполнить нижеизложенным способом, рассматривая выражение (3.6) как функцию четырех независимых аргументов. Обычно количество значащих цифр в числе π принимается таким, чтобы погрешность ε_π не оказывала существенного влияния на погрешность результата ε_γ , т.е. должно выполняться неравенство

$$\varepsilon_{\pi}^2 \ll \varepsilon_m^2 + \varepsilon_d^2 + 4\varepsilon_{h_0-\Delta h_i}^2. \quad (3.8)$$

Тогда слагаемым ε_{π}^2 можно пренебречь. При этом правая часть формулы (3.8) составит $\varepsilon_m^2 + \varepsilon_d^2 + 4\varepsilon_{h_0-\Delta h_i}^2 \approx 1,4 \cdot 10^{-4}$. Следовательно, величина ε_{π}^2 должна быть значительно меньше $1,4 \cdot 10^{-4}$. Например, $\varepsilon_{\pi}^2 \approx 1,4 \cdot 10^{-6}$, тогда $\varepsilon_{\pi} \leq \sqrt{1,4 \cdot 10^{-6}} \approx 0,00118$ и соответствующая абсолютная погрешность $\delta_{\pi} = \varepsilon_{\pi} \cdot \pi \leq 0,004$. Отсюда следует, что значение числа π , округленное до тысячных долей 3,142 составит пренебрежимо малую погрешность в результате γ_i .

Экспериментальные исследования проводились на стенде, схема которого приведена на рисунке 3.4. Испытания навесок пород проводились следующим образом: рабочая жидкость насосом 1 под давлением подается в трубопровод 2, откуда через регулируемый вентиль 3 по трубопроводу 4 поступает в рабочий цилиндр прессы 5. Под действием рабочей жидкости поршень прессы 6 поднимается вверх и при помощи траверсы 7 и тяг 8 перемещает подвижную траверсу 9. При проведении испытаний это движение является рабочим ходом поршня прессы. Модель 10 установлена на подвижной траверсе 9 с упором поршня 11 в неподвижную траверсу 12. Деформация насыпки породы определялась по перемещению траверсы 9 с фиксацией смещений индикатором 13. Для измерения усилия создаваемого прессом использовался силоизмеритель 14, дополнительно показания силоизмерителя и деформации фиксировались самописцем 15.

Экспериментальные исследования выполнялись для трех основных типов пород соответственно объемным весом γ и пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ в исходном состоянии равном:

	γ , т/м ³	$\sigma_{сж}$, МПа
аргиллит	2,6	45
алевролит	2,62	50
песчаник	3,06	170

Использовались породы крупностью кусков: 1...2,5; 2,5...5; 5+ мм.

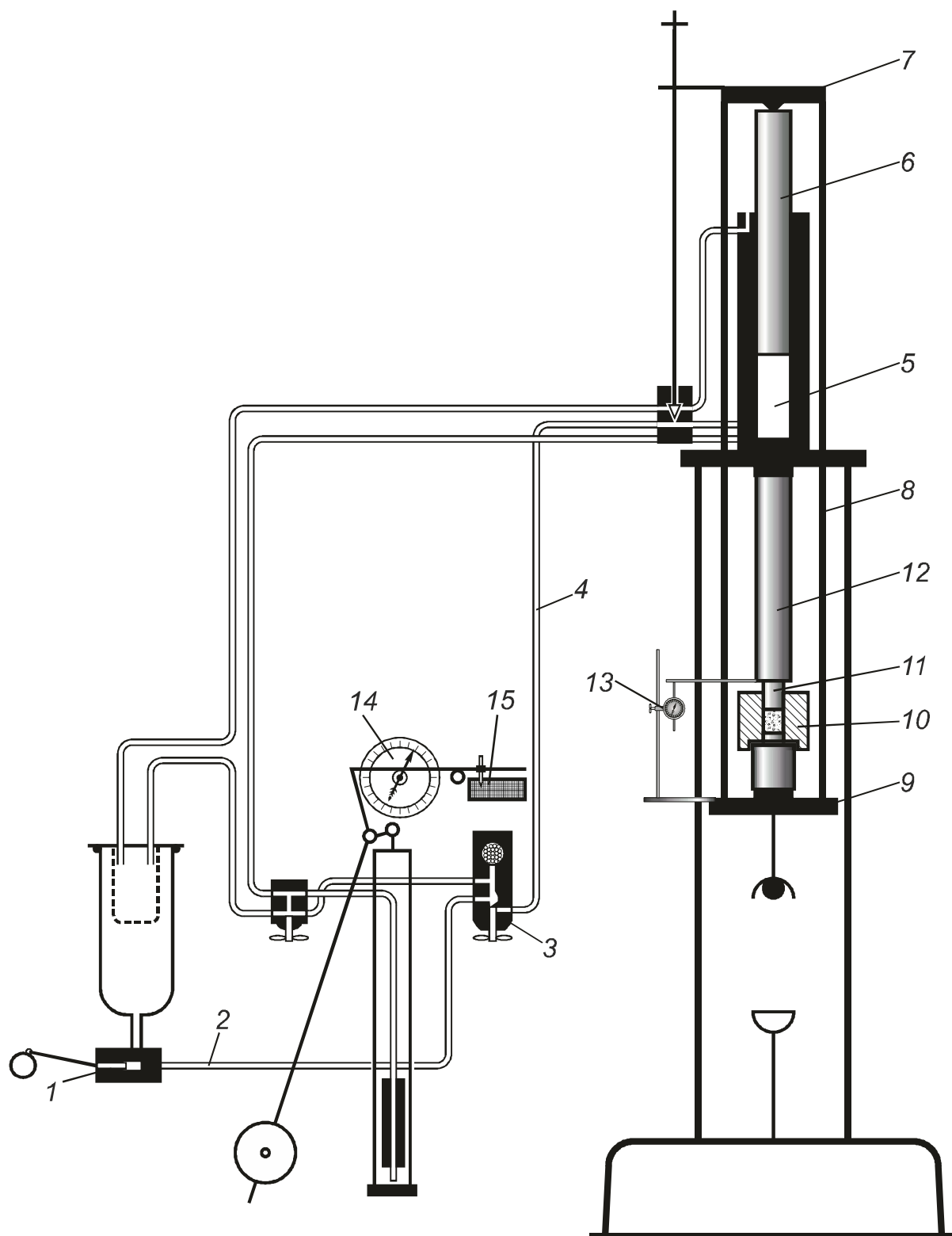


Рисунок 3.4. Схема экспериментального стенда

При отсутствии систематических погрешностей (или после их устранения) наилучшим приближением измеряемой величины A является среднее статистическое результатов измерений, определяемое по формуле

$$\alpha_{cp} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n a_i, \quad (3.9)$$

где n – количество измерений.

Результат измерения величины A представляется в виде

$$A = \alpha_{cp} \pm t \cdot S_0, \quad (3.10)$$

где $t = t_{\alpha, n-1}$ – коэффициент Стьюдента (зависит от выбранной доверительной вероятности α и числа степеней свободы $n-1$).

Случайная погрешность измерений определяется по формуле

$$\Delta A_{сл} = t \cdot S_0. \quad (3.11)$$

$\Delta A_{сл}$ представляет собой предельную ошибку определения искомой величины A , но не максимальную, а соответствующую надежности α . Если α близка к единице, то погрешность практически не отличается от максимально возможной, полученной при измерении.

При наличии в серии опытов резко выделяющегося значения a_{ik} следует оценить его относительное отклонение по формуле

$$r_{ik} = \frac{a_{ik} - \bar{a}_i}{S_i \sqrt{\frac{n-1}{n}}}. \quad (3.12)$$

Если установленное значение r_{ik} превосходит по абсолютной величине выбранное табличное значение r для появления существенных ошибок (при $n=4$ критерий равен 2,79), то данный результат r_{ik} не учитывается при дальнейшей обработке результатов измерений. В этом случае следует повторить соответствующий опыт для получения более обоснованного результата. Если не превосходят – то можно применить гипотезу об однородности результатов наблюдений.

Требуемая точность измерений определялась по формуле

$$\Delta = S_0 / \sqrt{a}, \quad (3.13)$$

величина которой не должна превышать точности прибора.

Минимальное количество измерений, гарантирующих требуемое значение Δ с доверительной вероятностью α , определялась по формуле:

$$N_{\min} = \frac{t^2 \cdot S^2}{\Delta A_{\text{сл}}^2}. \quad (3.14)$$

Гипотеза независимости процесса уплотнения разрушенной породы от исходной кусковатости принимается, если $k_\gamma < 1$. В противном случае выдвинутое предположение отвергается.

3.1.2. Измерительная система определения компрессионных свойств разрушенных горных пород

Испытания разрушенной навески породы различной кусковатости проводились в тонкостенном металлическом цилиндре согласно расчетной схеме, представленной на рисунке 3.5. Дальнейший анализ производится путем замены реальной оболочки (см. рисунок 3.5, а) на эквивалентную (см. рисунок 3.5, б).

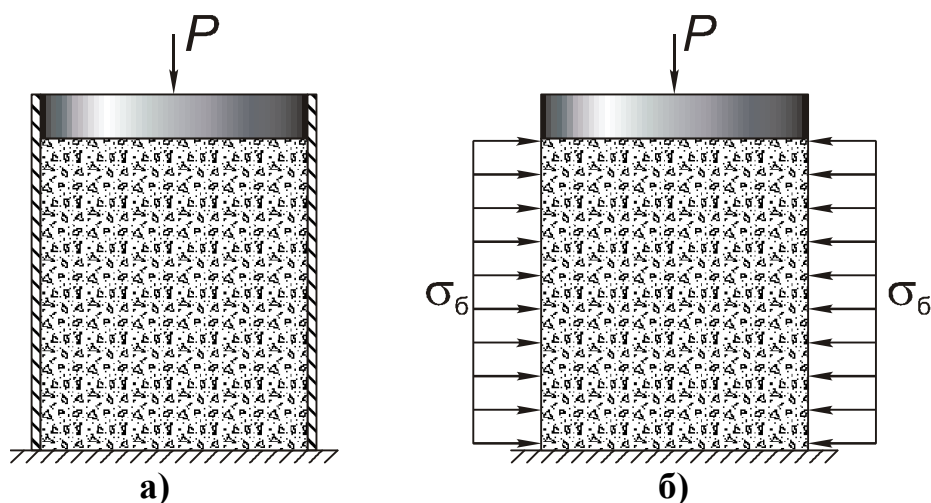


Рисунок 3.5. Расчетная (а) и эквивалентная (б) схемы экспериментальных испытаний разрушенной породы

На схеме (рисунок 3.6) представлена экспериментальная модель которая состоит из: 1 – тонкостенной металлической трубы (соответственно внешним и внутренним диаметрами $D = 50$ и $d = 48$ мм); 2 – жесткого металлического цилиндра; 3 – фиксирующей обоймы; 4 – верхнего фиксирующего кольца; 5 и 6 – поршней соответственно верхнего и нижнего, $d_n = 47,9$ мм; 7 – тензометрического датчика бокового давления; 9 – отверстия для вывода контактов датчика 8 к усилителю; 10 и 11 – соответственно подвижной и неподвижной траверсы силовой установки; 12 – исследуемой навески породы.

Модель нагружается с использованием машины УИМ-50м. В процессе проведения эксперимента фиксировалась сила сжатия P и возникающие при этом радиальные напряжения σ_σ , а также усадка образца Δh . Сила сжатия регистрировалась по показаниям силоизмерителя машины УИМ-50м, усадка образца – по показаниям индикатора. Радиальные напряжения определялись по показаниям специально разработанного комплекса регистрирующей аппаратуры: датчика радиальных напряжений Д, предварительного усилителя ПУ, окончного усилителя ОУ, цифрового вольтметра (рисунок 3.7).

Датчик радиальных напряжений представляет собой тензорезистор приклеивается к внешней стороне тонкостенного цилиндра. Согласно работы [81], такие датчики пригодны для измерений напряжений в диапазоне от 1 до 100 МПа. Для определения основных параметров датчика использована упрощенная расчетная схема (рисунок 3.8). Напряжение в стенке оболочки на основании исследований [82]

$$\sigma_{\max} = \frac{\sigma_\sigma \cdot d_\sigma}{\delta_\sigma} \leq [\sigma], \text{ МПа}, \quad (3.15)$$

где σ_σ – давление в трубе, МПа;

δ_σ – толщина стенки цилиндра, мм;

d_σ – внутренний диаметр цилиндра, мм.

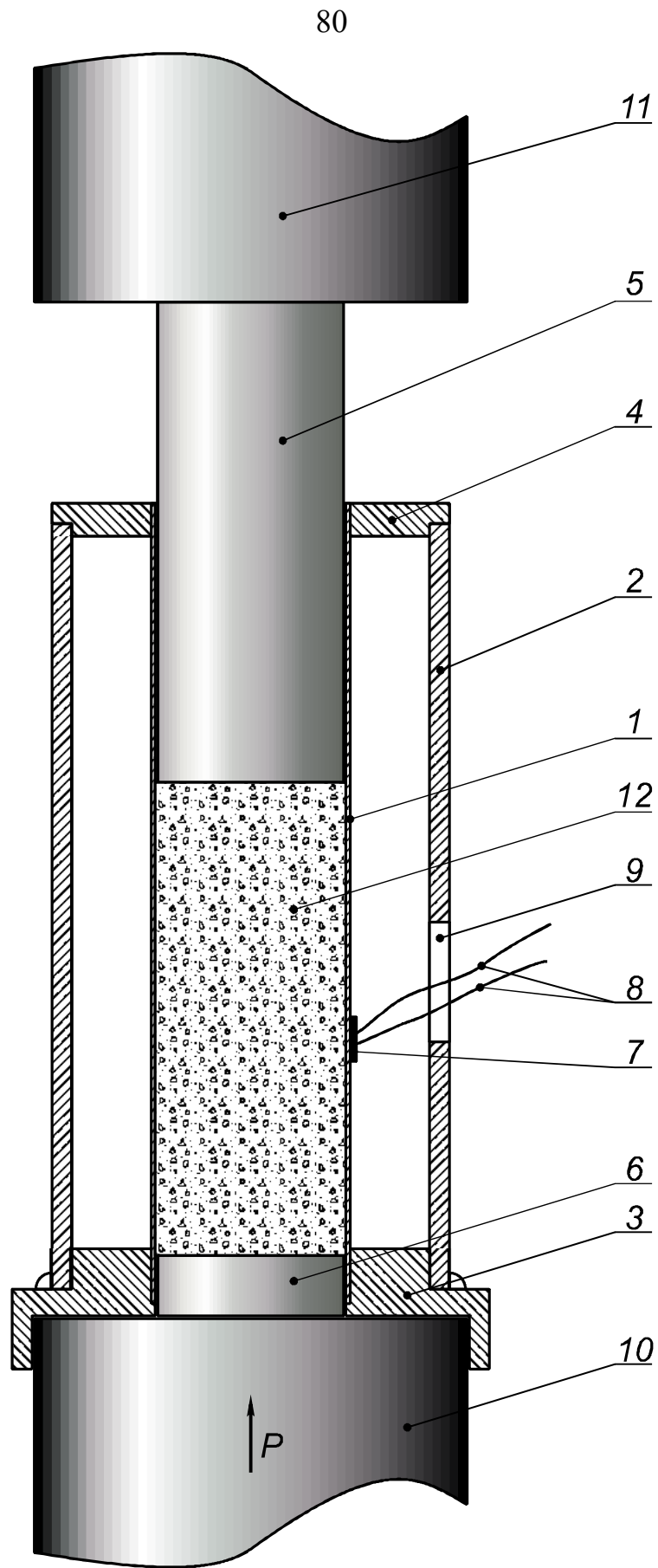


Рисунок 3.6. Схема экспериментальной модели



Рисунок 3.7. Общий вид комплекса регистрирующей аппаратуры

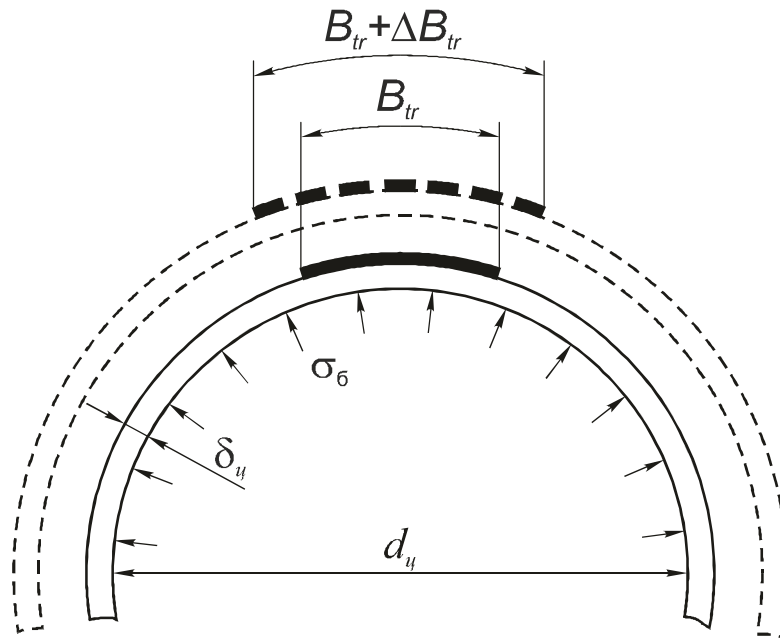


Рисунок 3.8. Расчетная схема датчика радиальных напряжений:

B_{tr} – ширина тензорезистора, мм;

ΔB_{tr} – удлинение тензорезистора, мм

На основании работы [83] изменение длины окружности тонкостенной трубы (в месте расположения тензорезистора) при воздействии давления σ_δ , можно приблизительно определить, используя зависимость деформации стенок тонкостенного трубопровода нагруженного внутренним давлением. Тогда, относительное удлинение ε_θ тензорезистора составит:

$$\varepsilon_\theta = \frac{d_y \cdot \sigma_\delta}{2 \cdot \delta_y \cdot E_y}, \text{ мм}, \quad (3.16)$$

где E_y – модуль упругости материала тонкостенной трубы, МПа.

Изменение сопротивления тензорезистора при таком удлинении согласно [84]:

$$\delta R_{IR} = k_{IR} R_{IR} \varepsilon_\theta, \text{ Ом}, \quad (3.17)$$

где k_{IR} – коэффициент чувствительности тензорезистора;

R_{IR} – номинальное сопротивление тензорезистора, Ом.

При использовании только одного плеча измерительного моста и питания схемы постоянным током напряжением U , изменение их падения согласно [85] составит

$$\delta U \approx \frac{1}{8} \cdot U \cdot k_{IR} \cdot \frac{d_y \cdot \sigma_\delta}{\delta_y \cdot E_y}, \text{ В}. \quad (3.18)$$

В разработанном датчике бокового давления, (см. рисунок 3.6) с учетом исследований [86] используются тензорезисторы ПФ4П1 со следующими характеристиками: $R_{IR} = 106,06 \pm 0,2$ Ом и $k_{IR} = 2,2$. Цилиндрическая оболочка с наружным диаметром $D = 50$ мм и толщиной $h_m = 1$ мм изготавливается из нержавеющей стали с параметрами: $\sigma_{don} = 400$ МПа, $E_m = 2,1 \cdot 10^5$ МПа и $\nu_m = 0,3$. При этих параметрах допустимая величина измеряемых напряжений составляет $p_{\max} = 16$ МПа, а приращение давления в 0,5 МПа приведет к изменению напряжения $\Delta U \cong 0,03$ мВ.

Датчик имеет слабый выходной сигнал, поэтому используется дифференциальный усилитель, который выполнен из двух блоков I и II (рисунок 3.9). Блок I является предварительным усилителем и расположен непосредственно у датчика. Блок II, получая на входе двухполярный сигнал, преобразовывает в однополярный и подает его на вход вольтметра. Применение такой схемы, на основании [87], позволяет получить минимальные искажения усиливаемого сигнала. Для большей точности измерительный мост собран с использованием полупроводниковых прецизионных резисторов с погрешностью 0,5%. Для преобразования аналогового сигнала в цифровой использовался вольтметр DT9205A с погрешностью не более 0,1%.

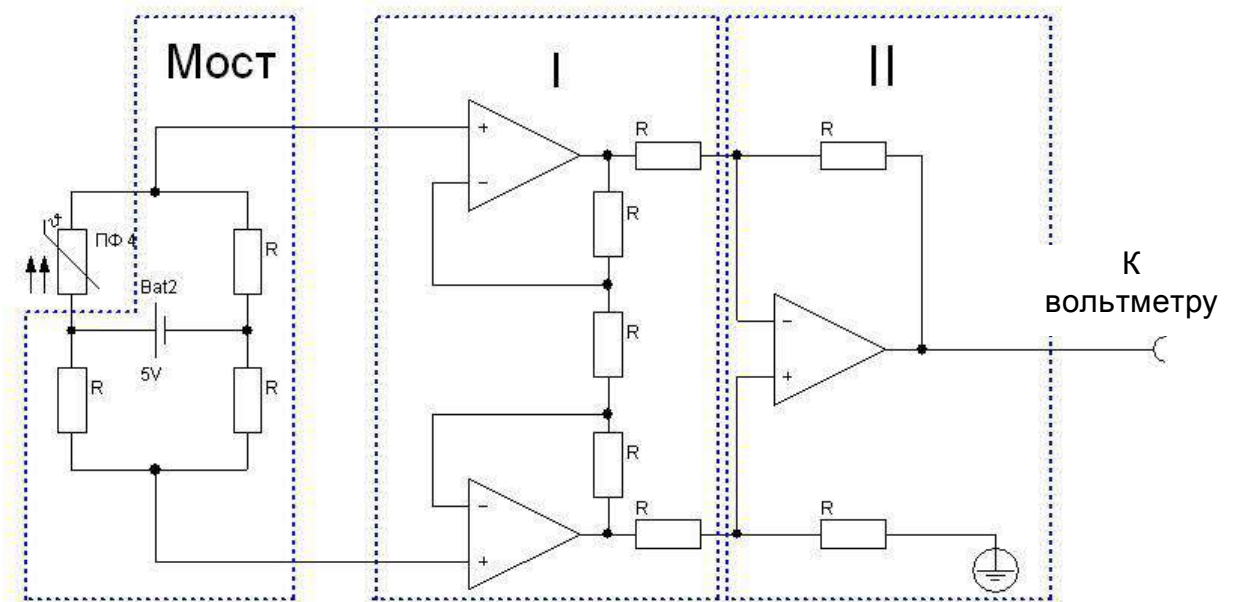


Рисунок 3.9. Усилитель датчика радиальных напряжений с блоками I и II

Тарирование полученной измерительной системы производилось путем гидравлического испытания изменением давления жидкости, схема которой представлена на рисунке 3.10.

При тарировании на основании [88] давление в измерительной системе создавалось ручным насосом. Контроль изменения давления осуществлялся по показаниям стрелочного манометра (см. рисунок 3.10) с погрешностью

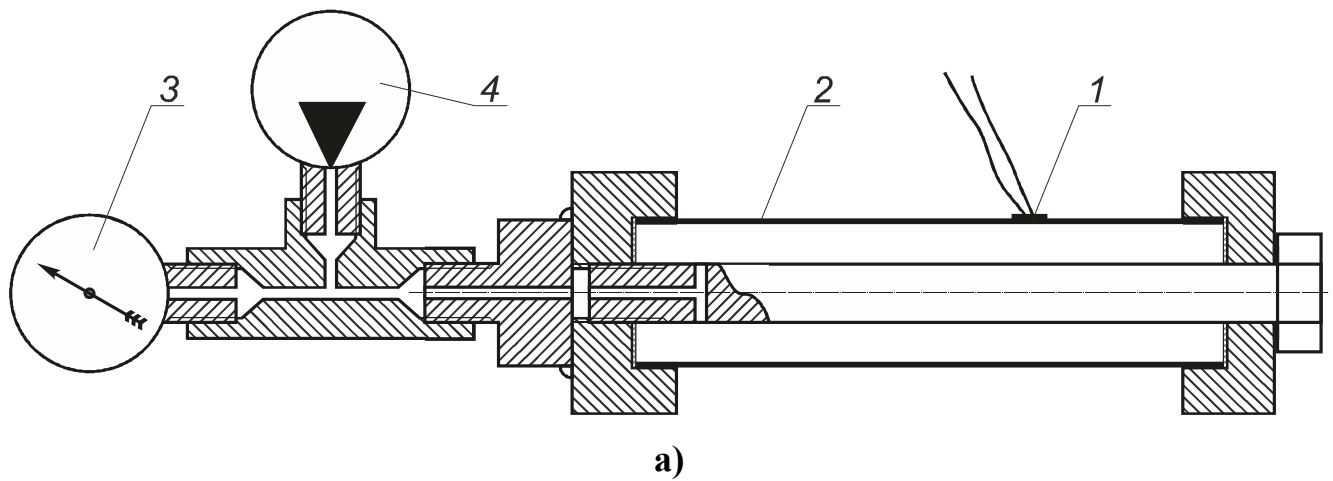


Рисунок 3.10. Схема (а) тарировки датчика радиальных напряжений и ее общий вид (б):

- 1 – тензорезистор;
- 2 – тонкостенная металлическая труба;
- 3 – манометр;
- 4 – насос

$|\Delta_p| \leq 0,025$ МПа. Давление варьировалось в диапазоне 1...6 МПа с шагом 1 МПа. Для исключения погрешностей, связанных с гистерезисными эффектами, последовательность нагружений рандомизировалась. Из 4 серии нагружений

установлено, что датчик работает в области упругих деформаций. Изменение давления в 1 МПа соответствует изменению напряжения на выходе усилителя $\Delta U = 0,062$ В с погрешностью 9 %. Таким образом, боковое давление можно определять по сигналу тензорезистора.

При проведении эксперимента измерения производились после предварительной усадки образца до показаний силоизмерителя $P = 1$ кН. Данная процедура необходима для устранения неравномерности навески.

В качестве варьирующего параметра приняты показания силоизмерителя с принятым шагом измерений равным $\Delta P = 5$ кН. Прирост напряжений сжатия определяется по формуле

$$\Delta \sigma_{сж} = \Delta P / A, \text{ МПа}, \quad (3.19)$$

где A – площадь поперечного сечения верхнего поршня (см. рисунок 3.6), м^2 .

Соответствующее приросту $\Delta \sigma_{сж}$ изменение бокового давления составит

$$\Delta \sigma_{\sigma} = \frac{(U_{\kappa} - U_{н})}{\alpha_n} \cdot 10^6, \text{ МПа}, \quad (3.20)$$

где α_n – эмпирический коэффициент пересчета показаний в результате тарировки ($\alpha_n = 0,062$).

Прирост относительной деформации образца при изменении давления сжатия $\Delta \sigma_{сж}$ составит

$$\Delta \varepsilon_z = \frac{h_n - h_{\kappa}}{H - h_n}, \text{ мм}, \quad (3.21)$$

где h_n и h_{κ} – величины усадки образца соответственно начальная и конечная, мм;

H – начальная величина насыпки, мм.

Допуская, что тонкостенный цилиндр подвержен преимущественно деформациям растяжения, можно найти линейную связь между $\Delta\sigma_\delta$ и тангенциальными растяжениями цилиндра

$$\Delta\varepsilon_m = \frac{\Delta\sigma_\delta \cdot d_\psi}{2 \cdot \delta_\psi \cdot E_\psi} = \frac{\Delta\sigma_\delta}{\varphi}, \text{ мм}, \quad (3.22)$$

где $\varphi = \frac{E_\psi \cdot 2\delta_\psi}{d_\psi}$ ($\varphi = 0,833 \cdot 10^{10}$ Па).

При рассмотрении процесса усадки раздробленной породы как деформации цилиндра, нагруженного осевым и боковым давлениями (рисунок 3.11), то

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \sigma_\delta, \text{ Па}, \quad \sigma_\theta = \sigma_\delta, \text{ Па}, \\ U &= \frac{1-\mu}{E} \cdot \sigma_\delta \cdot r - \mu \cdot \frac{\sigma_z}{E} \cdot r, \text{ м}, \end{aligned} \quad (3.23)$$

где σ_θ – тангенциальные напряжения, Па;

U – радиальные деформации образца, м;

μ – коэффициент бокового распора;

E – модуль деформации, Па;

r – текущий радиус, м.

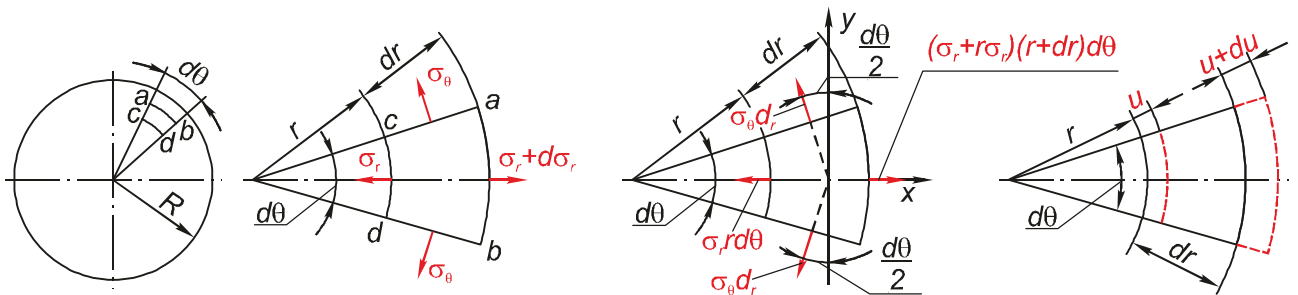


Рисунок 3.11. Цилиндр нагруженный осевым и боковым давлениями

Зависимости для относительной тангенциальной (ε_θ) и продольной (ε_z) деформаций имеют вид

$$\varepsilon_{\theta} = \frac{U}{\delta} = \frac{1}{E} \cdot [\sigma_{\delta} - \mu \cdot (\sigma_{\delta} + \sigma_z)], \quad (3.24)$$

$$\varepsilon_z = \frac{\sigma_z}{E} - \frac{\mu}{E} \cdot (\sigma_z + \sigma_{\theta}) = \frac{1}{E} \cdot [\sigma_z - \mu \cdot 2 \cdot \sigma_{\delta}]. \quad (3.25)$$

Аналогичные результаты можно получить, воспользовавшись законом Гука в цилиндрических координатах, заменив модуль Юнга и коэффициент Пуассона соответственно на эквивалентный модуль деформации и коэффициент бокового распора цилиндра

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E} \cdot [\sigma_z - \mu \cdot 2 \cdot \sigma_{\delta}], \text{ мм}, \quad (3.26)$$

$$\varepsilon_{\theta} = \frac{1}{E} \cdot [\sigma_{\delta} - \mu \cdot (\sigma_z + \sigma_{\delta})], \text{ мм}. \quad (3.27)$$

Поскольку из условия деформации цилиндра известна связь между ε_{θ} и ε_z , то, переходя к записи уравнений в приращениях рассматриваемых величин, можно записать

$$\Delta \varepsilon_z = \frac{1}{E} \cdot [\Delta \sigma_z - \mu \cdot 2 \cdot \Delta \sigma_{\delta}], \text{ мм}, \quad (3.28)$$

$$\frac{\Delta \sigma_{\delta}}{\varphi} = \frac{1}{E} \cdot [\Delta \sigma_{\delta} - \mu \cdot (\Delta \sigma_z + \Delta \sigma_{\delta})], \quad (3.29)$$

Из данной системы находятся

$$\mu = \frac{\frac{\Delta \sigma_{\delta} \cdot \Delta \sigma_z}{\varphi \cdot \Delta \varepsilon_z} + \Delta \sigma_{\delta}}{\left[\frac{2 \cdot (\Delta \sigma_{\delta})^2}{\varphi \cdot \Delta \varepsilon_z} + \Delta \sigma_z + \Delta \sigma_{\delta} \right]}, \quad (3.30)$$

$$E = \frac{\Delta \sigma_z - 2\mu \cdot \Delta \sigma_{\delta}}{\Delta \varepsilon_z}, \text{ МПа}. \quad (3.31)$$

Значения полученных величин рекомендуется принимать при моделировании методом конечных элементов для определения напряженно-деформированного состояния разрушенных пород.

3.2. Результаты лабораторных испытаний

Лабораторный эксперимент проводился для наиболее характерных пород антрацитовых шахт Донбасса: аргиллит, алевролит, песчаник. Испытывались навески этих пород объемом $1 \cdot 10^2 \text{ см}^3$ крупностью их фракций 1...2,5; 2,5...5; >5мм (рисунок 3.12). Размер между указанными интервалами фракций породы отличались в 2 раза, что пропорционально реальным размерам отдельностей обрушенных пород с удалением их от пласта.

При этом текущее напряжение сжатия навески породы

$$\sigma_{сж.і} = \frac{4 \cdot P_i}{\pi \cdot d}, \text{ МПа,} \quad (3.32)$$

где P_i – изменяемое усилие, создаваемое испытательной машиной, Н.

Для каждой крупности породы проведены по 3 эксперимента. Результаты обработки этих испытаний интерпретированы в графическом виде на рисунке 3.13, из которого видно, что процесс деформирования навесок различной крупности отличается незначительно, кроме начальной стадии.

Для оценки независимости процесса уплотнения разрушенной породы от исходной кусковатости принят критерий $k_{\rho_i} < 1$ (где k_{ρ_i} – коэффициент относительного расхождения текущей плотности породы ρ_i определенной крупности и при одинаковых значениях напряжения сжатия ($\sigma_{сж.і}$). Для всех серий эксперимента значение k_{ρ_i} не превышает 0,92, следовательно гипотеза о незначительном влиянии размеров кусков подтверждается. Это дает основание, что разрушенные породы при моделировании методом конечных элементов целесообразно заменять однородным массивом. Экспериментальные исследования показали, что процесс уплотнения разрушенных пород, вмещающие пласты антрацита, незначительно зависит от размеров их фракций. Это также подтверждается результатам аналогичных испытаний дробленых пород Карагандинского угольного бассейна, представленными в работе [89]. Поэтому для

определения псевдо упругих характеристик раздробленной породы можно использовать результаты лабораторных испытаний.

При экспериментально установленном коэффициенте бокового распора μ приведенный модуль деформации уплотненных пород

$$E = \frac{\sigma_{сж}}{\varepsilon_1} \left[1 - \frac{2 \cdot \mu^2}{1 - \mu} \right], \text{ МПа,} \quad (3.33)$$

где ε_1 – деформации навески породы, мм ($\Delta l/l$);

l – высота насыпки образца породы в экспериментальную модель, мм;

Δl – величина усадки породы на каждом шаге измерений, мм.

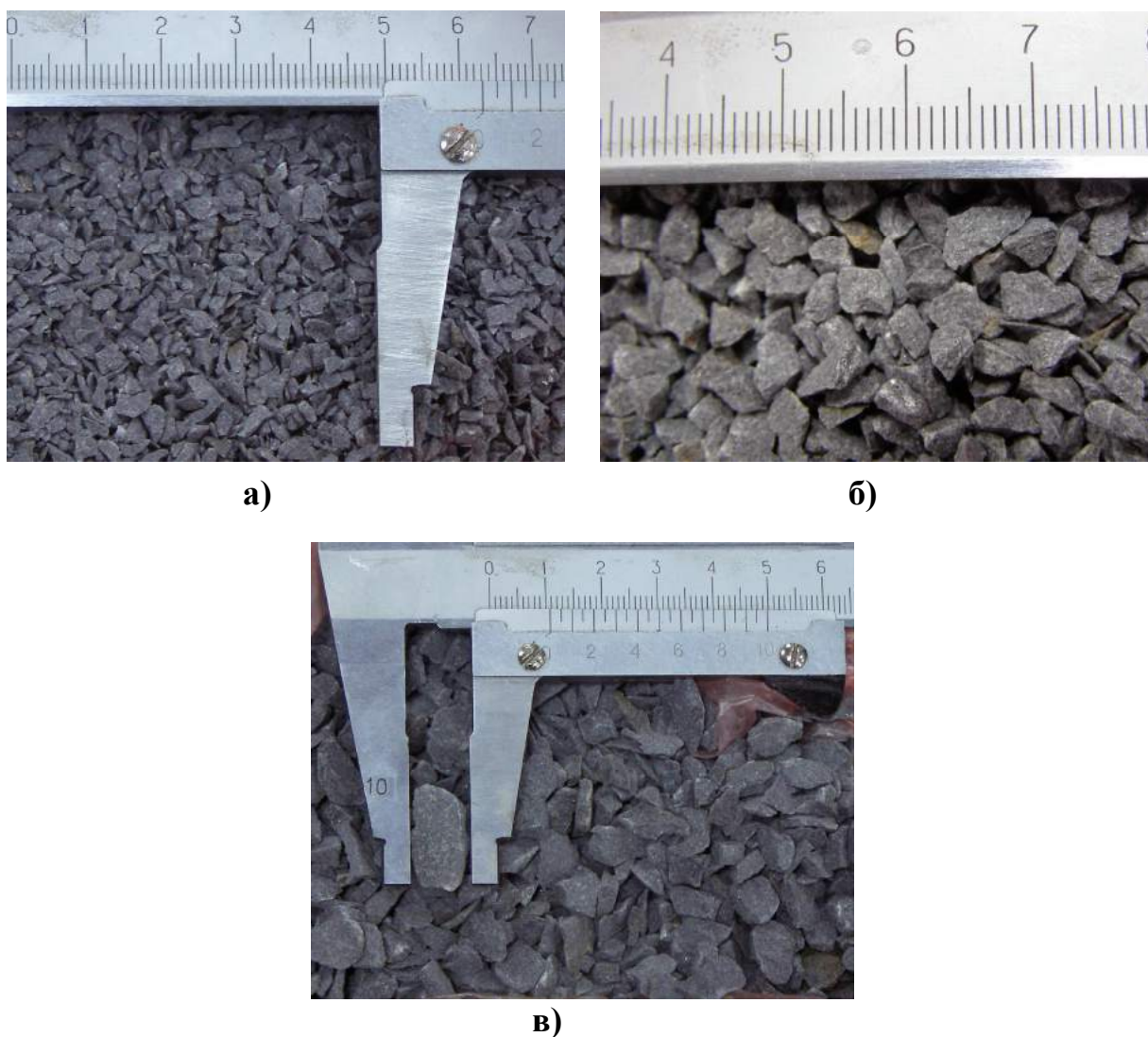
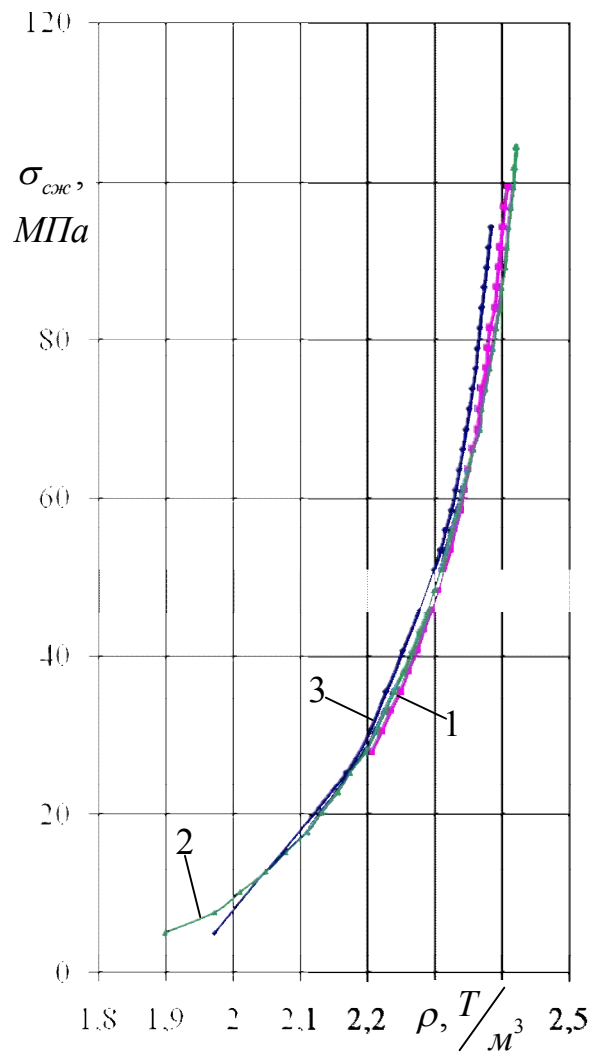
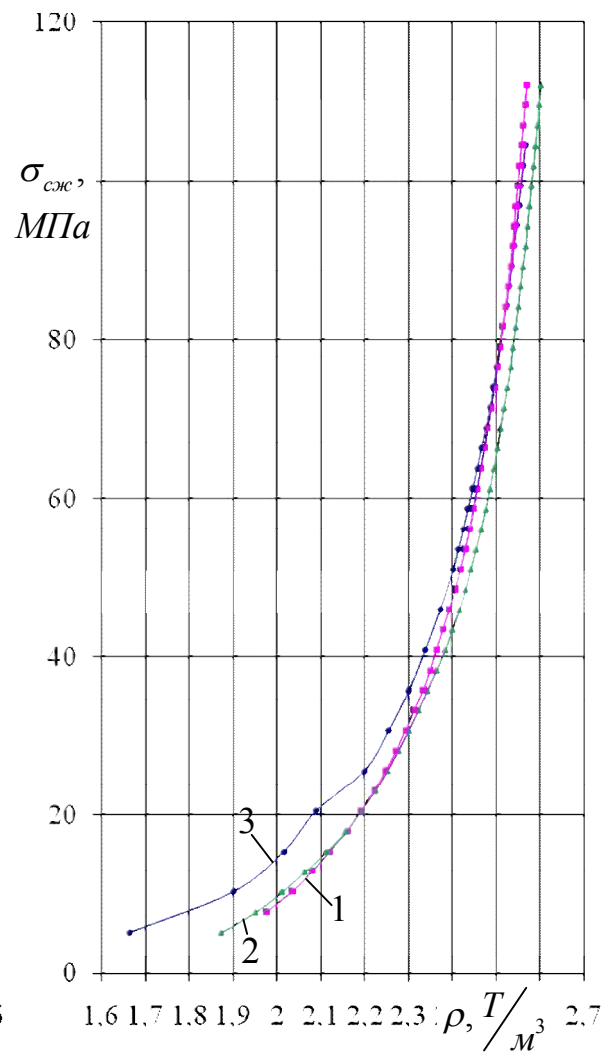


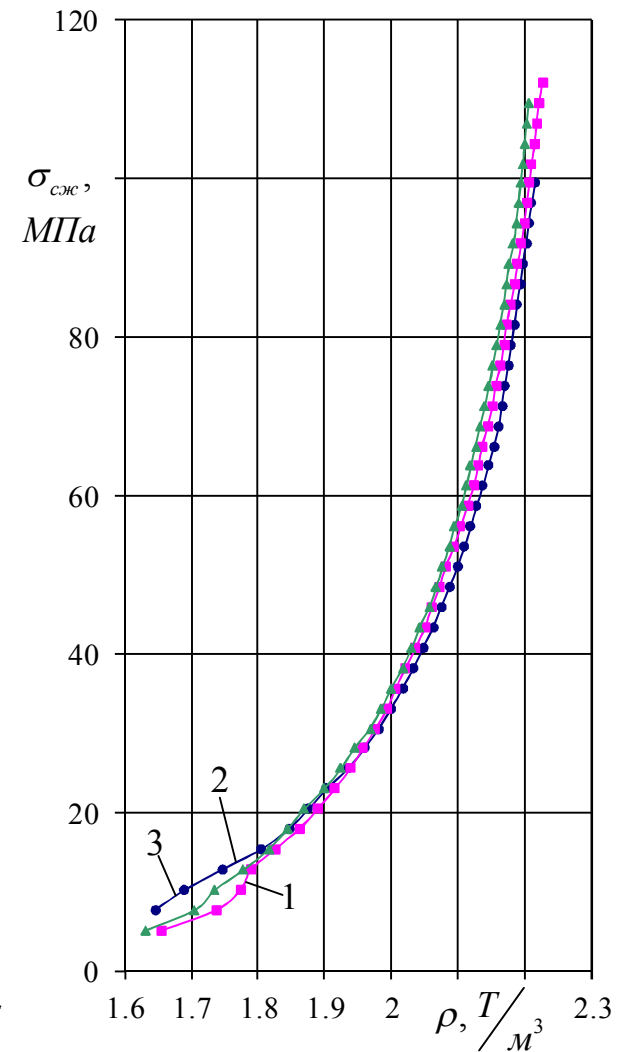
Рисунок 3.12. Образцы испытываемых пород крупностью фракций 1...2,5 (а), 2,5...5 (б) и >5 (в) мм



а)



б)



в)

Рисунок 3.13. Графики зависимости $\sigma = f(\rho)$ по результатам эксперимента для аргиллита (**а**), алевролита (**б**) и песчаника (**в**) крупностью: 1 – 1...2,5; 2 – 2,5...5; 3 – >5 мм

Характер уплотнения породных отдельностей указанных пород не противоречит результатам данным других авторов.

При определении компрессионных характеристик μ и E эксперимент проводился в четыре серии, результаты обработки которых на примере аргиллита по серии I представлен в таблице 3.3, а усредненные результаты всех экспериментов – в таблице 3.4.

Таблица 3.3.

Экспериментальные значения коэффициентов бокового распора и деформации разрушенного аргиллита

№ замера	P, кН	U, В	h, мм	ΔU , В	$\Delta \varepsilon_{сж}$	$\Delta \sigma_{сж}$, МПа	$\Delta \sigma_{\delta}$, МПа	μ	E , МПа
Серия I									
1	1,000	3,982	1,100						
2	6,000	3,885	1,138	0,097	0,000239	2,788	1,56	0,551	4,445
3	11,000	3,858	1,184	0,027	0,00029	2,788	0,44	0,278	8,792
4	16,000	3,769	1,224	0,089	0,000252	2,788	1,44	0,540	4,910
5	21,000	3,701	1,262	0,068	0,000239	2,788	1,10	0,517	6,913
6	26,000	3,655	1,306	0,046	0,000277	2,788	0,74	0,409	7,869
7	31,000	3,579	1,341	0,076	0,000221	2,788	1,23	0,546	6,569

Таблица 3.4.

Компрессионные характеристики разрушенных пород

Тип породы	Коэффициент бокового распора (μ)	Модуль деформации (E), МПа
Песчаник	0,29	$2,22 \cdot 10^4$
Алевролит	0,43	$0,95 \cdot 10^4$
Аргиллит	0,47	$0,65 \cdot 10^4$

Табличные значения (см. таблицу 3.4), исходя из пропорциональности экспериментальных данных, используются для дальнейших расчетов.

Выводы

1. На основании проведенных лабораторных испытаний согласно разработанной методике определения свойств разрушенных пород различного петрографического состава и кусковатости установлено, что размеры породных отдельностей существенно не влияют на их уплотнение. Это учитывается при определении прочностных и деформационных характеристик уплотненного кусковато-блочного массива.

2. Определены коэффициенты бокового распора уплотненного аргиллита, алевролита и песчаника составляющие соответственно 0,47, 0,43 и 0,29 (при средней величине коэффициента уплотнения 0,99...0,97) которые в 1,6...1,8 раза больше, чем в массиве.

3. Величина модуля деформации кусковато-блочных упакованных пород для аргиллита, алевролита и песчаника в среднем составила соответственно 6500; 9500 и 22200 МПа, что в 3,4; 2,4 и 1,5 раза меньше, чем модуль деформации этих пород в массиве.

4. Полученные усредненные величины бокового распора и модуля деформации рекомендуется использовать при математическом моделировании напряженно-деформированного состояния обрушенных и уплотненных пород в выработанном пространстве с учетом конкретных условий.

РАЗДЕЛ 4

МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВОКРУГ СООРУЖАЕМЫХ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ВЫРАБОТОК

4.1. Исходные характеристики исследуемой выработки

При обнажении лавой массива с характерными генетическими структурно-прочностными свойствами под влиянием процесса сдвижения происходят зональные изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) слагающих его пород, которые подвергаются различной степени хрупкого разрушения с последующим обрушением более слабых ее нижних слоев. Интегральным показателем степени разрушения пород является коэффициент их естественного разрыхления. Под влиянием сближения в выработанном пространстве кровли и почвы, сопровождаемого переупаковкой и вторичными разрушениями их кусковато-блочных отдельностей, происходит уплотнение слагающих их пород до некоторой остаточной пустотности. В результате этого естественного горно-геомеханического преобразования массива в зоне формируемой выработки образуются ее дискретно-несвязные породные слои, отличающиеся с удалением от почвы пласта совершенно другими деформационно-прочностными свойствами по сравнению с фоновыми в нетронутом массиве.

Как подтверждают ранее проведенные исследования и опыт, вокруг пройденных в слоях уплотненных пород выработанного пространства выработок, образуется некая уравновешенная грузонесущая оболочка, состоящая из взаимодействующих породных отдельностей, обеспечивающих за счет сопротивления их перемещению самозаклинивания. Интенсивность смещения контура выработки зависит от остаточной пустотности (коэффициента уплотнения) обломочной массы, формы и размеров блоков литотипов, с учетом их соотношения в рассматриваемом объеме, а также реакции крепи и

продолжительности поддержания выработки. Помимо указанного, существенное влияние на равновесное состояние контура обнаженных уплотненных пород оказывает также плотность систем природной трещиноватости пород и ориентация сечения выработки относительно их плоскостей распространения.

В качестве объекта исследований, из выработок антрацитовых шахт, выбран наиболее представительный, вентиляционный уклон № 3, проводимый по выработанному пространству пласта h_7 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП "Ровенькиантрацит" (рисунок 4.1) (приложение Б). Уклон № 3 в 2001 г. первоначально проведен длиной 197 м по выработанному пространству лавы № 1 после прохода места его заложения через 21 мес.; затем – 265 м – № 3 – в 2006 г. через 3 мес. После прохода лавы № 9 начато проведение этого уклона 2011 г. длиной 210 м. Намечено также проведение уклона по выработанному пространству лав №№ 5 и 7, с диагональным его расположением относительно линии падения пласта, а в перспективе предусматривается уклон лавы № 9 диагонально сбивать на уровне конвейерного штрека лавы № 3 (см. рисунок 4.1, а). Глубина расположения уклона изменяется от 560 до 930 м. Уклон пройден буровзрывным способом по ранее обрушенному слою песчано-глинистого сланца средней мощностью 6,6 м с пределом прочности на одноосное сжатие 50 МПа, выше которого залегает песчаник прочностью 170 МПа, мощностью 5,0 м. Угол встречи продольной оси выработки с линиями простирания плоскостей основной системы природной трещиноватости составляет 16° с наклоном последних 85° и расстоянием между ними 0,5...0,8 м. Шаг периодической посадки массива кровли 25...35 м. В пределах такого широкого по времени диапазона наблюдений изменений состояния выработки в формировании технологических условий на различной глубине их заложения, представляется возможным, используя, в том числе и лабораторные испытания деформационно-прочностных характеристик разрушенных пород [90], получить совокупные результаты моделирования и натурных исследований.

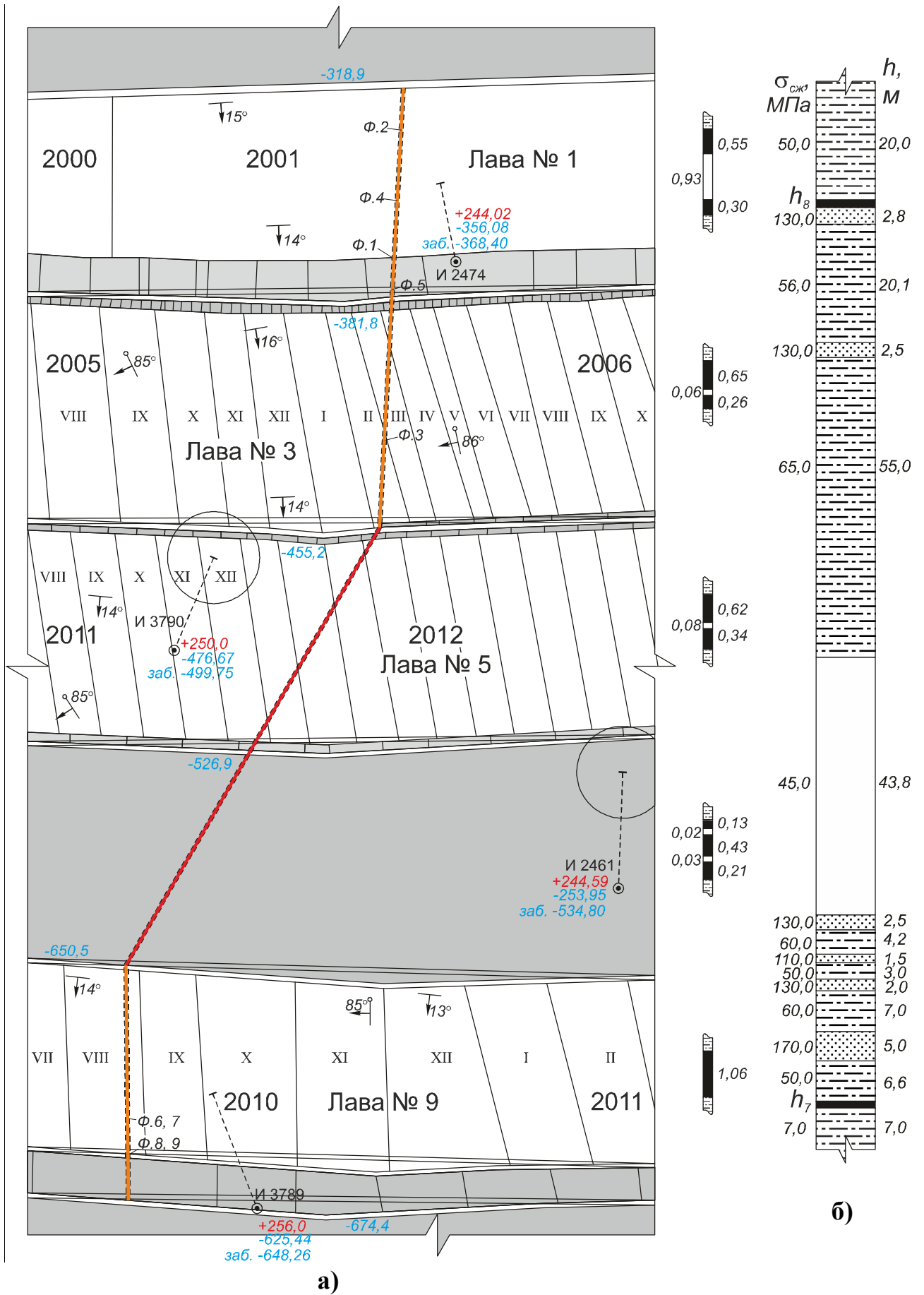


Рисунок 4.1. Выкопировка с плана горных выработок по пласту h_7 (а) и структура вмещающих его пород (б)

Решение задач геомеханики связано со значительными объемами вычислений. Определяется это размерами моделируемых массивов, при характерном размере конечных элементов, обычно не превышающих десятикратную мощность самого тонкого слоя (угольного пласта) [91]. Для снижения вычислительных объемов общепринято использование упрощенных двумерных моделей. Такой подход обосновывается тем, что отработка пласта лавами ведется столбами длиной до 3000 м, а так как участок моделирования удален от его концевых участков, то можно использовать гипотезу плоско деформированного состояния исследуемого объекта [92].

4.2. Установление напряженно-деформированного состояния уплотненных пород вокруг расположенной в них выработки

Для исследования НДС уплотненных пород вокруг проводимой в них выработки, в программном комплексе «Ли́ра» разработана расчетная схема с применением объемных конечных элементов № 236, расположенных по толщине в один слой, применяемых при моделировании объемных задач с использованием нелинейных механических свойств материала [93]. Горизонтальный (918 м) и вертикальный (1780 м) размеры модели определены исходя из параметров зоны влияния исследуемой области. Для снижения расчетной нагрузки геометрические размеры конечных элементов изменялись от 0,215 до 54 м.

Плосконапряженное состояние характеризуется отсутствием деформации вдоль оси симметрии, которые в рассматриваемом случае сориентированы по оси y . Поэтому для обеспечения $\varepsilon_y = 0$ фронт и фасад модели закрепляется по оси y [94]. При расчете области породного массива под действием собственного веса ее размеры должны быть не менее размеров зоны влияния очистных работ. При этом форма исследуемой области может быть выбрана в виде прямоугольника [65]. Для определения горизонтальных и вертикальных размеров расчетной схемы, достаточных для включения зоны влияния очистной выработки, используются углы сдвижения массива (рисунок 4.2): β_0 – со стороны падения пласта, град.; γ_0

– со стороны восстания, град.; ψ_1 и ψ_2 – углы полных сдвижений у границ выработки соответственно нижней и верхней, град.; a – запас расстояния, связанный с необходимостью повышения точности определения границы зоны сдвижения земной поверхности ($a = 50-100$ м).

При решении задачи плоской деформации расстояния от забоя до вертикальных границ расчетной схемы должно составлять не менее

$$L_1 = H \operatorname{ctg} \gamma_0 + a, \text{ м}, \quad (4.1)$$

$$L_2 = H \operatorname{ctg} \beta_0 + a, \text{ м}. \quad (4.2)$$

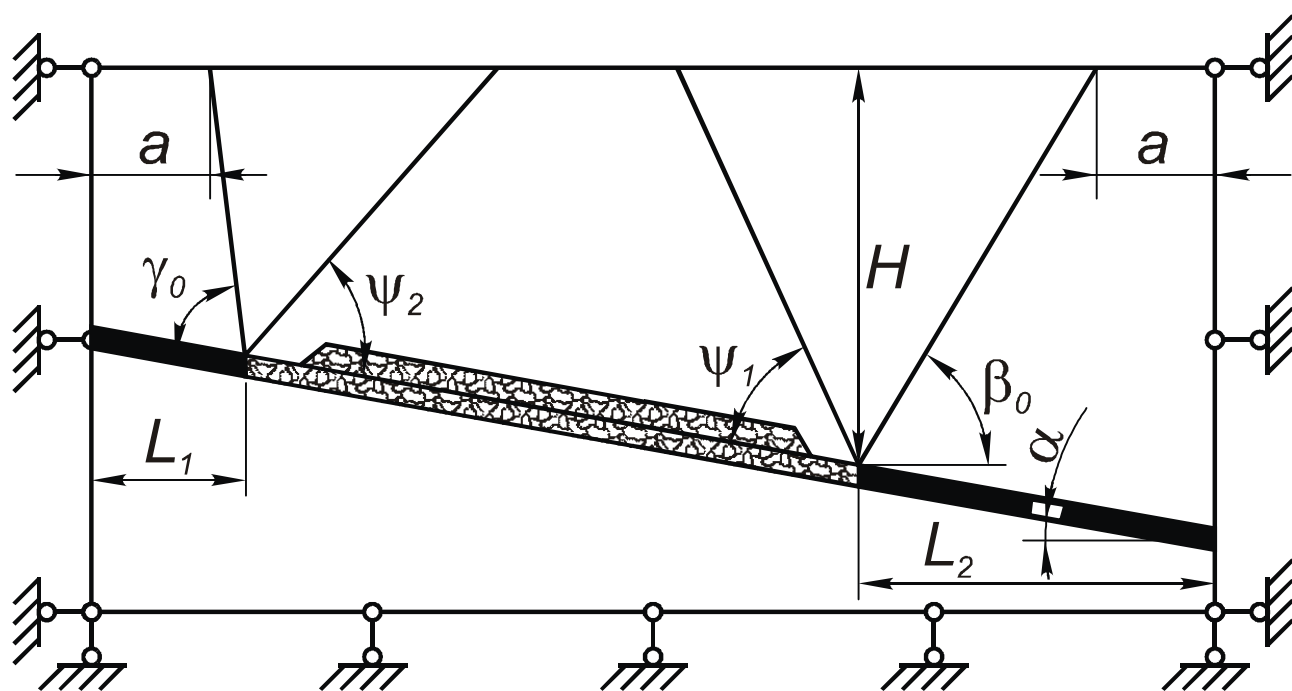


Рисунок 4.2. Схема для определения минимальных размеров исследуемой области породного массива вокруг лавы

Для установления контурных смещений уплотненных пород и их напряженного состояния вокруг проведенной выработки выполнялось условие отсутствия влияния краевых частей массива в зонах его перехода из выработанного пространства в нетронутое.

Расчеты моделей производились с применением пошагового метода [95]. Для определения размеров зоны разрушенных пород на первом шаге рассчитывалась модель, имитирующая выемку угля одиночной лавой, на

следующем – разрушенным элементам назначались упруго-прочностные свойства, эквивалентные разрушенным породам (см. подраздел 3.2). Расчет на всех этапах выполнялся в нелинейной постановке задачи с использованием режима «монтаж». На основании выполненных расчетов получены картины распределения горизонтальных, а также вертикальных перемещений и напряжений уплотненного массива (рисунок 4.3 и 4.4) [96]. Как видно из рисунка 4.3, изополя горизонтальных перемещений формируются в боках выработки с максимальными значениями (387 мм) на уровне мелкодробленого слоя, а с удалением от почвы пласта постепенно снижаются до 0 на высоте 6...7 м. При этом максимальные вертикальные перемещения составляют 135 мм, изополя которых распространяются параллельно напластованию.

Анализируя напряжения вокруг выработки видно, что вертикальные распространены равномерно с максимальными значениями 16,5...21,5 МПа (рисунок 4.4, б). Незначительное снижение их величин наблюдается в кровле выработки. Изополя горизонтальных напряжений с максимальными значениями 18,4...22,1 МПа (рисунок 4.4, а) распространяются от почвы пласта на высоту 6...8 м и замыкаются над выработкой. В боках выработки на уровне мелкодробленого слоя наблюдается снижение напряжений на расстояние 4...6 м вглубь массива.

В результате обработки данных моделирования построен профиль смещения обнаженного выработкой породного контура, представленный на рисунке 4.5, из которого видно, что преобладающие боковые смещения контура при удалении от подошвы выработки постепенно снижаются.

При преобладающих горизонтальных напряжениях в кровле, отсутствии горизонтальных перемещений и незначительных вертикальных перемещениях разрушенных пород проявляется эффект торможения за счет самозаклинивания блокообразующих фракций, что создает тем самым предпосылки для снижения потери сечения выработки.

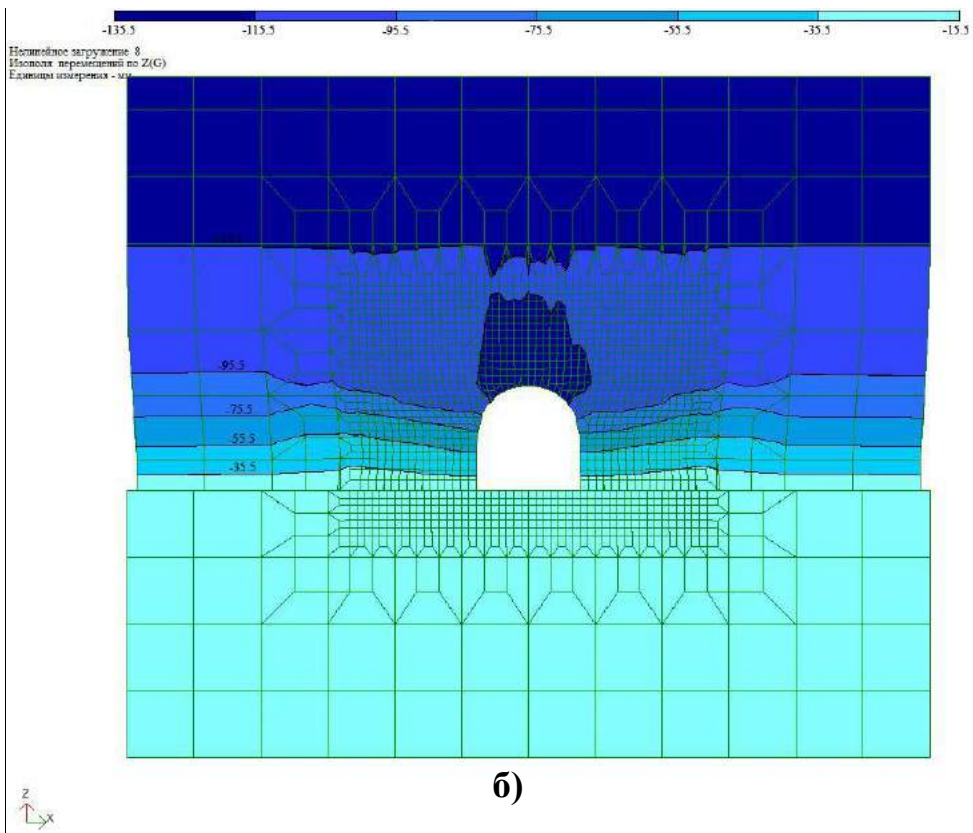
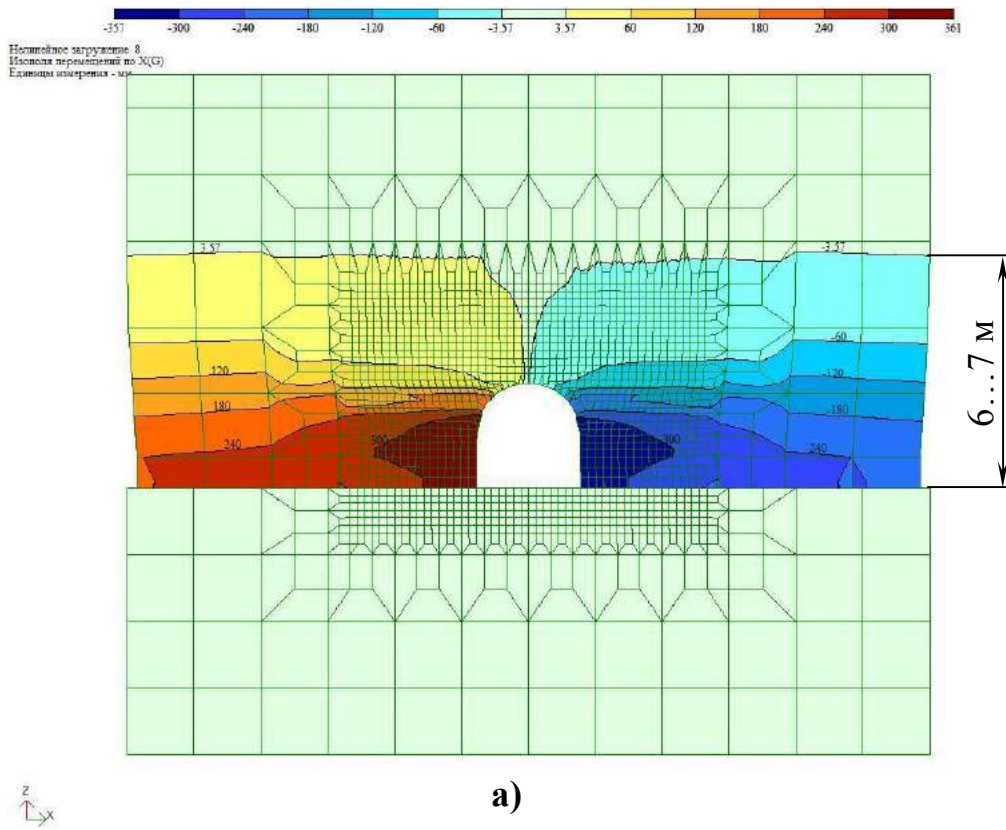
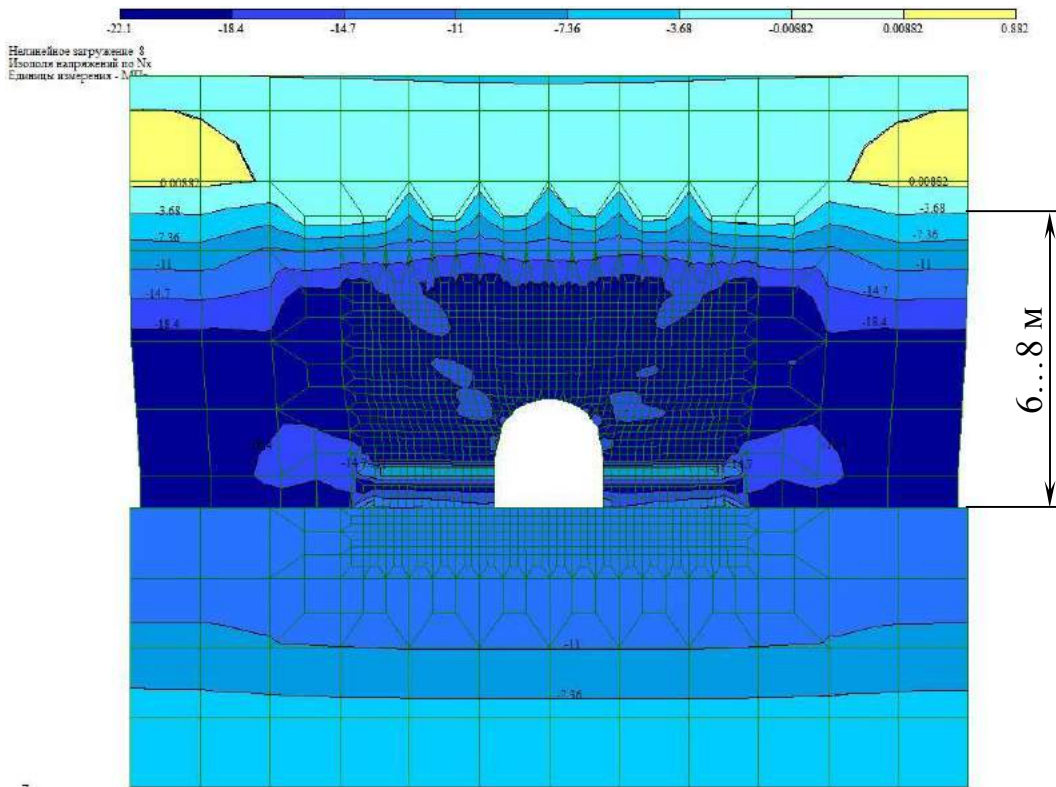
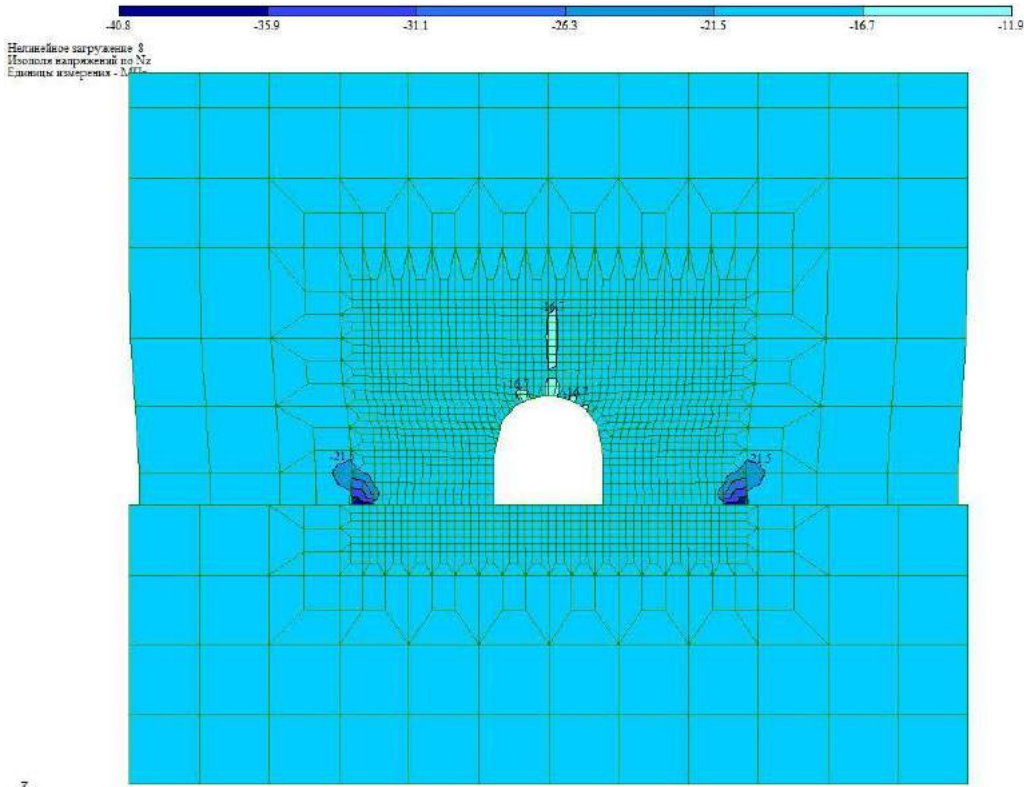


Рисунок 4.3. Изополя распределений соответственно горизонтальных (а) и вертикальных (б) перемещений



а)



б)

Рисунок 4.4. Изополя распределений соответственно горизонтальных (а) и вертикальных (б) напряжений

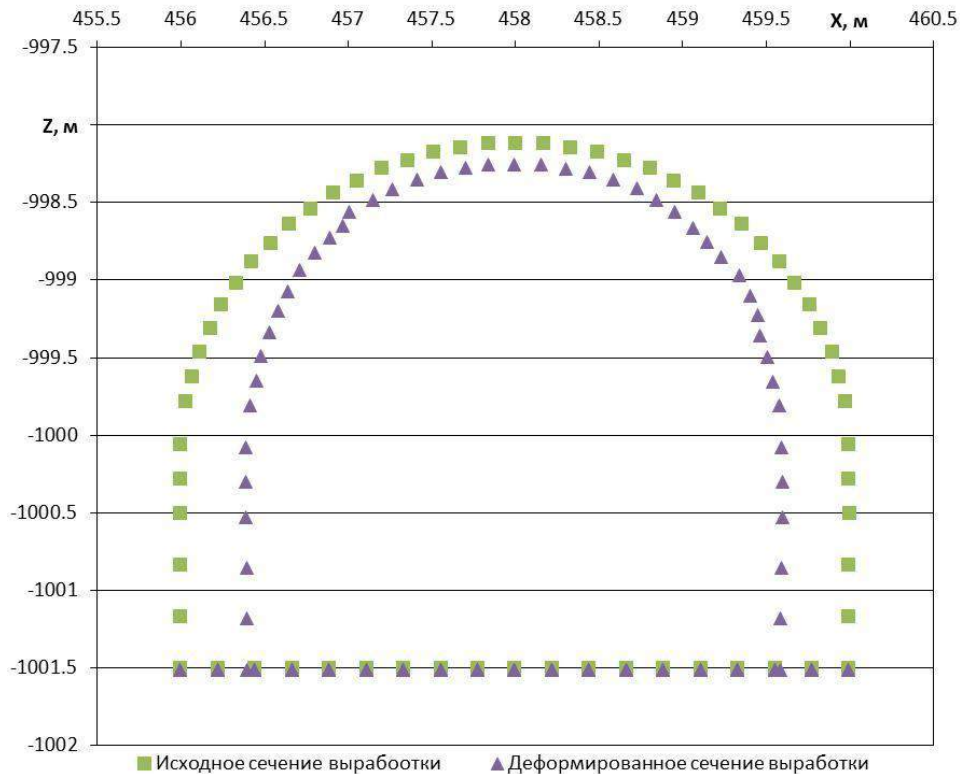
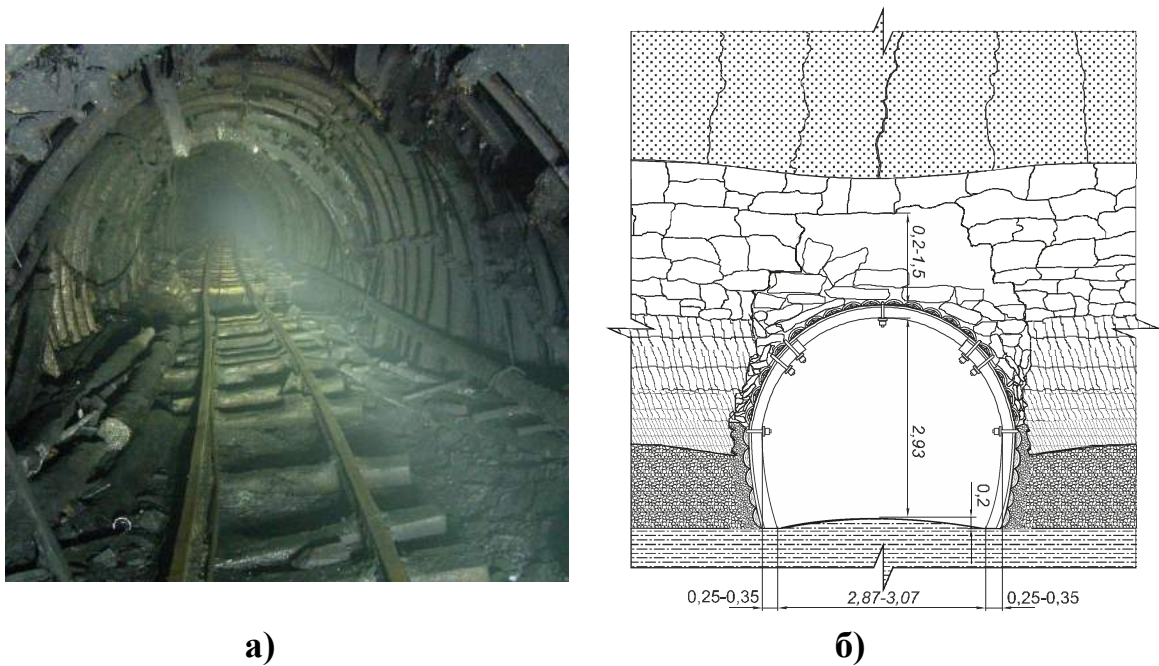


Рисунок 4.5. Изменения обнаженного выработкой породного контура после ее сооружения (X и Z – координаты узлов выработки в модели)

Полученные результаты математического моделирования не противоречат натурным наблюдениям смещений уплотненных пород в вентиляционном уклоне № 3 на участке лавы № 1 (рисунок 4.6). В этой выработке на уровне мелкодробленого слоя преобладают горизонтальные смещения на величину 0,25...0,35 м, которые приводят к повышенным боковым смещениям стоек арочной крепи, а также частичному разрыву элементов замковых соединений.

В аналогичных уклонах (см. рисунок 4.1) проведение начато после прохода лавы № 9 через 3 мес., что привело в отдельных местах к выдавливанию подошвы с образованием характерного гребня ее разлома (рисунок 4.7, а), а также разрыву соединительных элементов крепи (рисунок 4.7, б). По истечению 4 месяцев на более глубоком участке ($H = 870$ м) выемки пласта лавой № 9 производилось частичное перекрепление выработки.

Проведенные исследования позволили выявить особенности взаимодействия крепи выработок, со смещающимися уплотненными породами в



а)

б)



в)

Рисунок 4.6. Состояние уклона № 3 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит», сооруженного в выработанном пространстве лавы № 1 через 1,75 года:

а – фотофрагмент общего вида (Ф.1 см. рисунок 4.1);

б – схематическая зарисовка уклона в поперечном сечении;

в – типичные разрывы металлических планок в замковых соединениях арочной крепи (Ф.2 см. рисунок 4.1) (размеры в метрах)

выработанном пространстве. Проводить эти выработки необходимо после затухания процесса сдвижения массива на контакте с почвой по высоте ранее обрушенных слоев кровли. При их сооружении в зоне активного оседания

массива приводит к выдавливанию почвы с ее разломом, а также повышенному сближению оснований стоек. Это в последствии требует подделки выдавленных пород и замены деформированных крепежных рам.



а)



б)

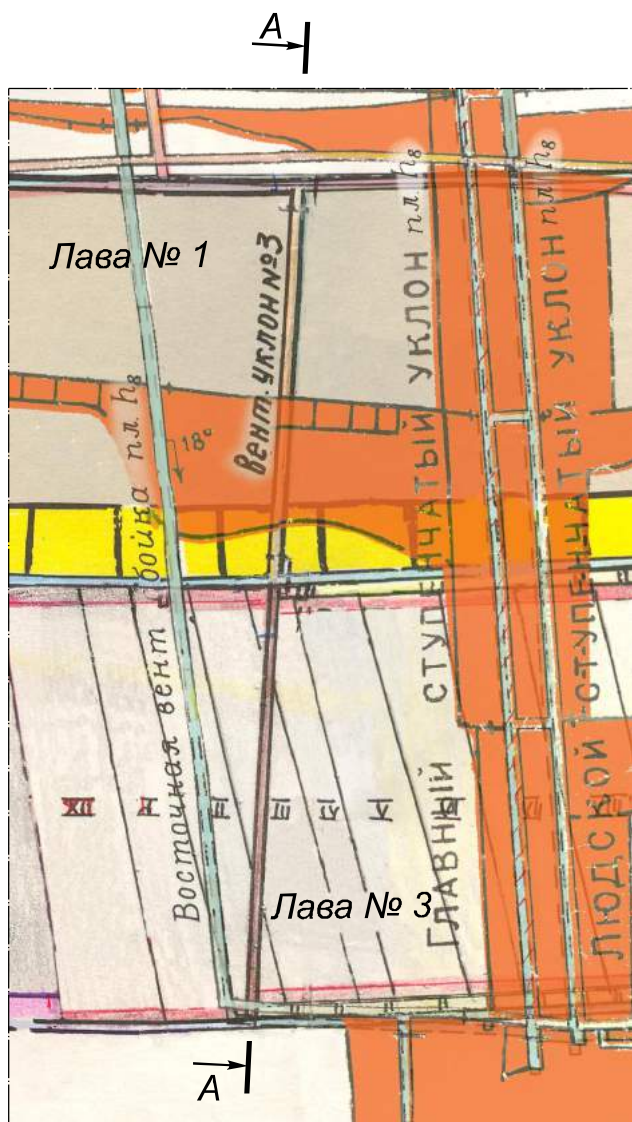
Рисунок 4.7 Состояние уклона № 3 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит», сооруженного в выработанном пространстве лав №№ 3 и 9 через 3 месяца:

а – гребень поднятия почвы с ее разломом (Ф.3 см. рисунок 4.1);

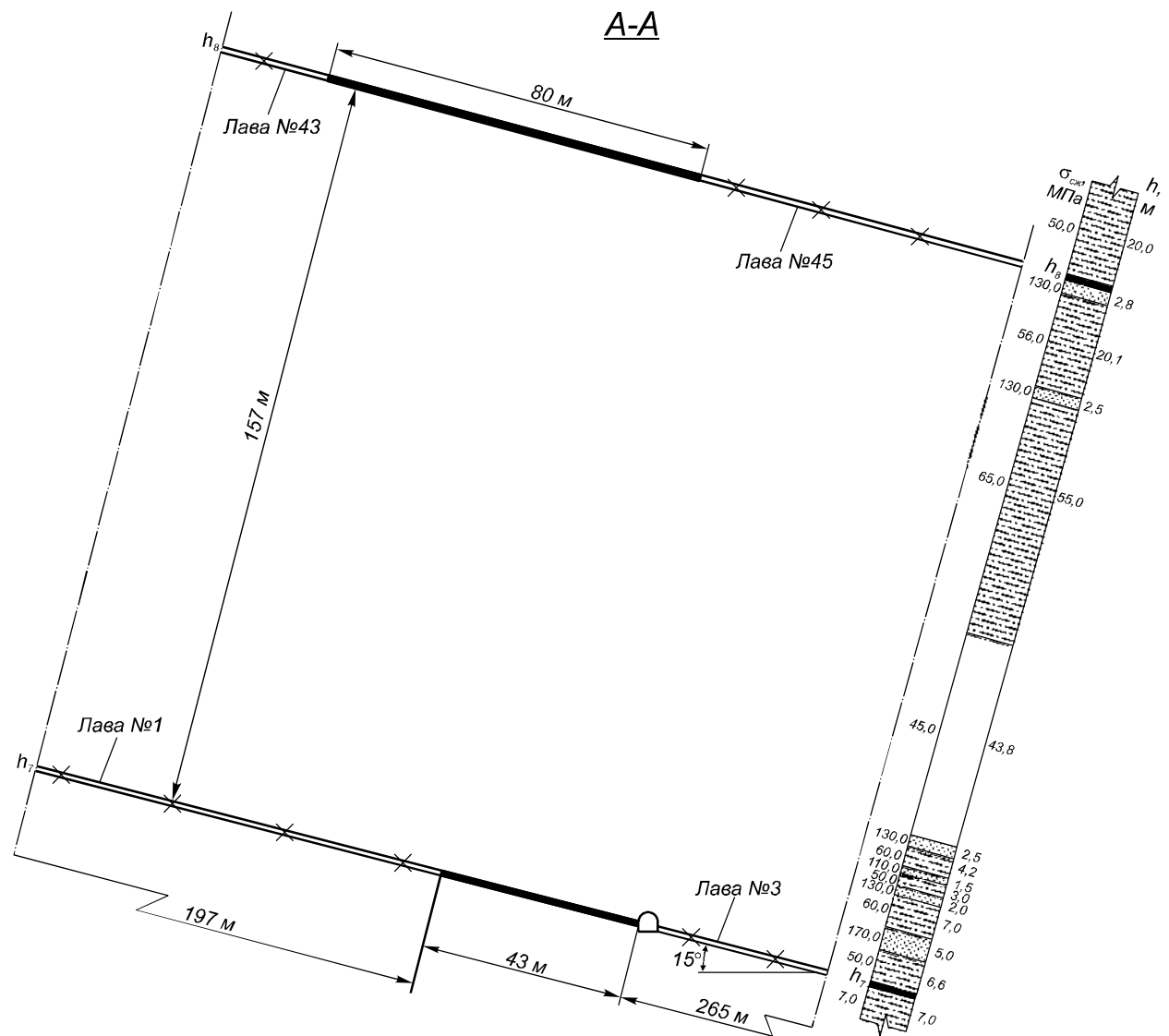
б – разрыв замкового соединения стойки и верхняка

4.3. Моделирование влияния зон повышенного горного давления на напряженно-деформированное состояние уплотненной кусковато-блочной породной среды

Для установления влияния повышенного горного давления на состояние вентиляционного уклона № 3 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит» проведены исследования на участках зон его проявлений. Вентиляционный уклон № 3 проводимый сверху вниз к штреку на участке лавы № 1, пройден по целику шириной 43 м в зоне ПГД от оставленного на ранее отработанном пласте h_8 целика шириной 80 м (рисунок 4.8). Моделирование



а)



б)

Рисунок 4.8. Совмещенный план горных выработок по пластам h_7 и h_8 (а) и вертикальный разрез подрабатываемого массива вкост линии простираия (б)

напряженно-деформированного состояния выработанного пространства лав №№ 1 и 3 выполнялось методом конечных элементов. Расстояние от забоя до верхней границы расчетной схемы принимается равным глубине разработки, а до нижней – не менее 300 м [64]. Для исследуемых условий: $\beta_0 = 68^\circ$; $\gamma_0 = 80^\circ$; L_1 и L_2 равны не менее соответственно 172 и 327 м. Полученная расчетная схема, охватывающая область моделирования, представлена на рисунке 4.9.

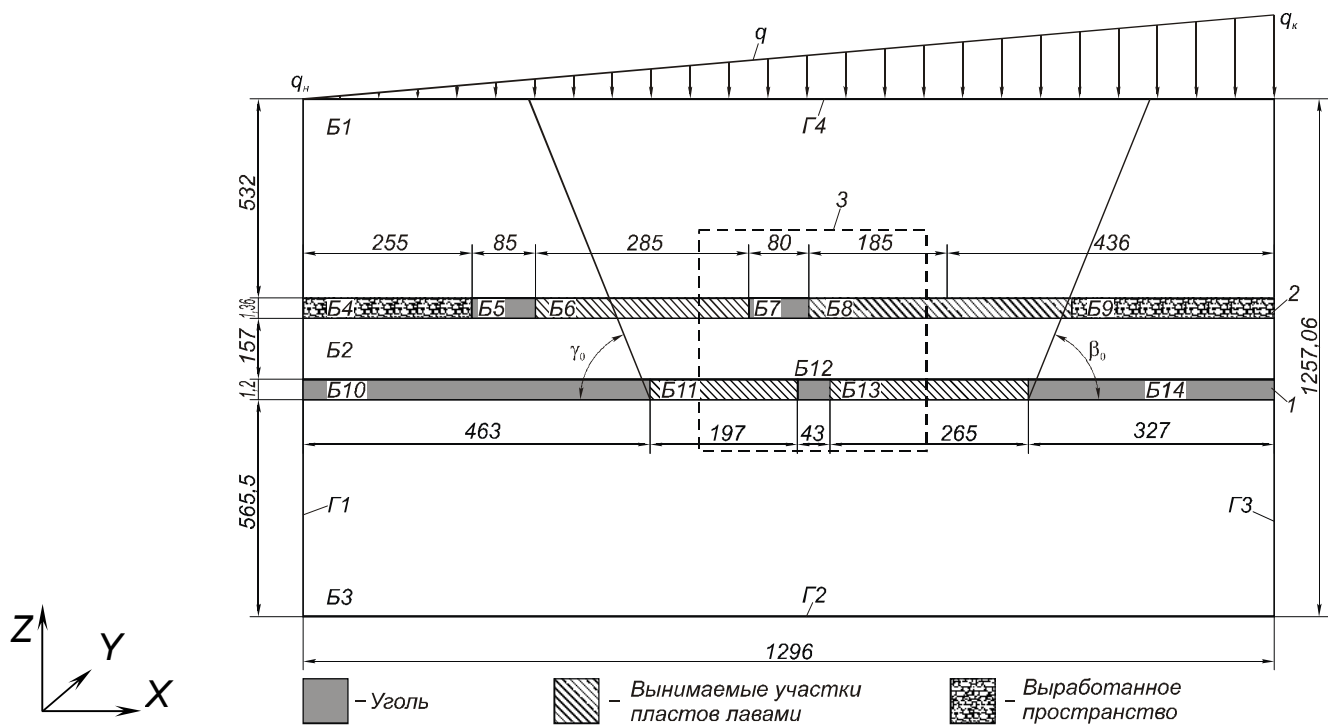


Рисунок 4.9. Расчетная схема моделирования:

1 и 2 – угольные пласты соответственно h_7 и h_8 ;

3 – границы исследуемой зоны;

Б1-Б14 и Г1-Г4 – соответственно блоки и границы модели

Угол падения пласта учитывается дополнительной трапецидальной нагрузкой q , приложенной по границе Г4 и выбранной с учетом давления вышележащих слоев породного массива. При этом используется гипотеза гидростатического распределения напряжений в исходном массиве

$$q_n = 0; q_k = \gamma L \cdot \operatorname{tg} \alpha, \text{ Н}, \quad (4.3)$$

где q_n, q_k – соответственно начальное и конечное значения нагрузки, Н;
 L – горизонтальный размер модели, м;
 α – угол падения пласта, град;
 γ – объемный вес пород, Н/м³.

На вертикальных границах Г1 и Г3 исследуемой области имеются только вертикальные перемещения, на нижней неподвижной границе Г2 отсутствуют как вертикальные, так и горизонтальные перемещения, на верхней – Г4 задана распределенная нагрузка q , компенсирующая угол наклона пласта.

Моделируемое пространство разделено на блоки. Породы, расположенные выше пласта h_8 , заменяются одним блоком Б1, аналогично для пород междупластья – блоком Б2 и почвы пласта h_7 блоком Б3. Блоки Б4 и Б9 представляют выработанное пространство отработанных лав, для которых процесс перераспределения напряжений завершен и геостатическое давление восстановлено по величине близкой к исходному. Блоки Б6 и Б8 соответствуют лавам № 43 и № 45 – Б5 и Б7 – угольным целикам пласта h_8 . Блоки Б10 и Б14 представляют угольный пласт h_7 , Б12 – целик, оставленный при отработке лавами № 1 и № 3 соответственно Б11 и Б13.

На рисунке 4.10 показана разбивка области моделирования на КЭ. Минимальный размер КЭ принимается равным 1x1 м, максимальный 27x27 м. Сгущение сетки выполнено в зонах угольных пластов h_7 и h_8 , а также в окрестности целиков (блоки Б7, Б12), при этом использованы элементы трапециевидной формы.

Расчет модели производится в нелинейной постановке шагово-итерационным методом с разделением на n шагов. Для всех КЭ модели принимается экспоненциальный закон деформирования материала [97].

Прочностные характеристики угля и пород задавались согласно данным прогнозного горно-геологического отчета шахты. Механические характеристики горных пород для блоков (Б1-Б3, Б5-Б8, Б10-Б14) приняты на основании [98] и сведены в таблицу 4.1.

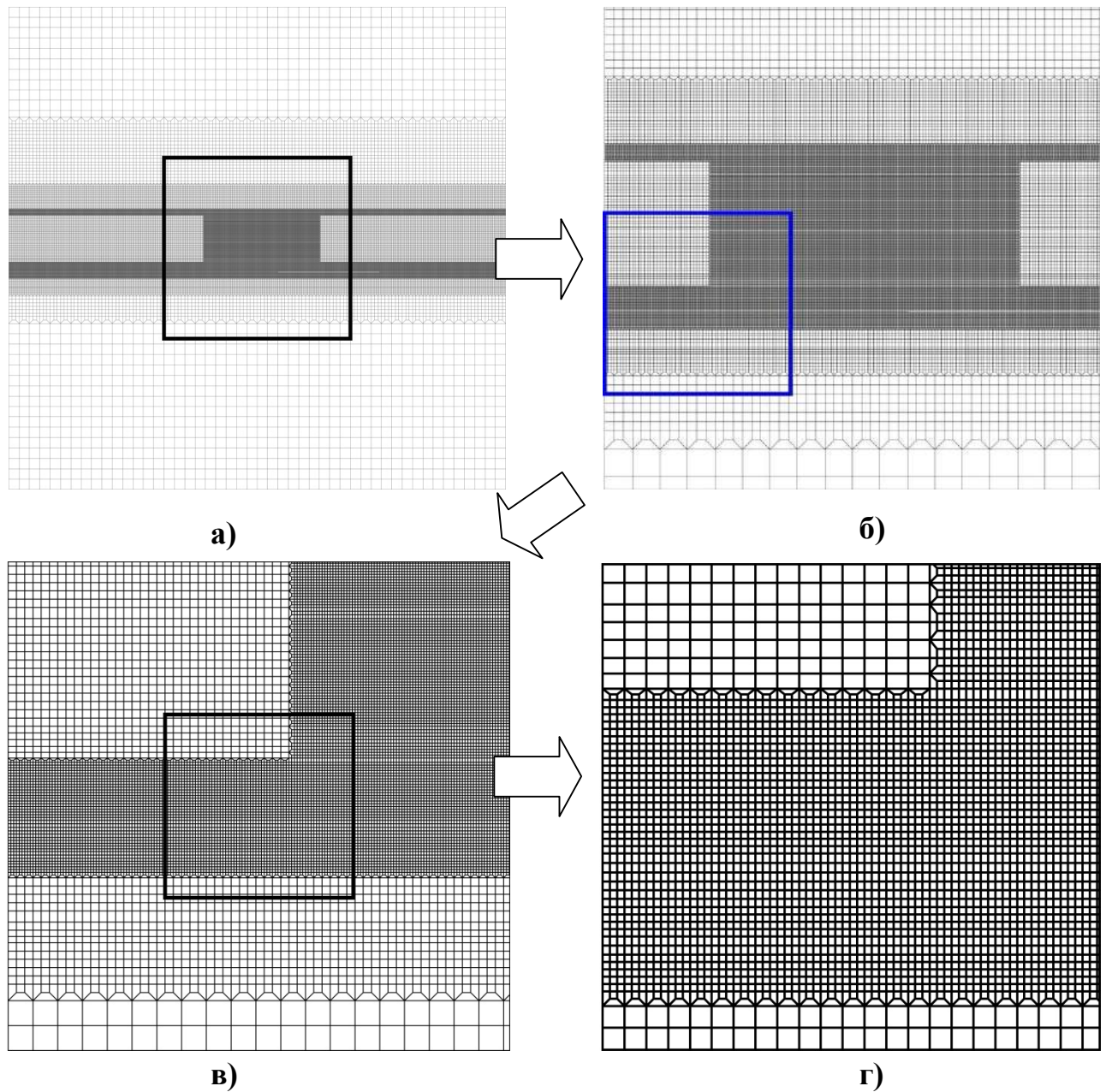


Рисунок 4.10. Конечно-элементная модель:

а – общий вид;

б, в и г – увеличенные фрагменты сгущения сетки расчетной схемы

Таблица 4.1

Упруго-прочностные характеристики горных пород в модели

	$\sigma_{сж}$, МН/м ²	σ_p , МН/м ²	γ , кН/м ³	$E_{сж}$, МН/м ²	ν
Песчаник	130-170	13-17	2,7	36000	0,2
Алевролит	50-70	5-7	2,7	35000	0,2
Аргиллит	45	4,5	2,7	34000	0,25
Угольный пласт h_7	30	3	1,6	20000	0,27
Угольный пласт h_8	28	2,8	1,5	20000	0,27

Поскольку обработка лав существенно разнесена во времени, для определения зон обрушения, образованных после обработки каждой из лав, используется поэтапное моделирование. На первом этапе определяется зона обрушения, образовавшаяся после обработки лавы № 45 пласта h_8 (рисунок 4.11).

Зона обрушения (рисунок 4.12) заменяется элементами с механическими характеристиками, эквивалентными раздробленной породе. На втором шаге моделируется обработка лавы № 43 (рисунок 4.13).

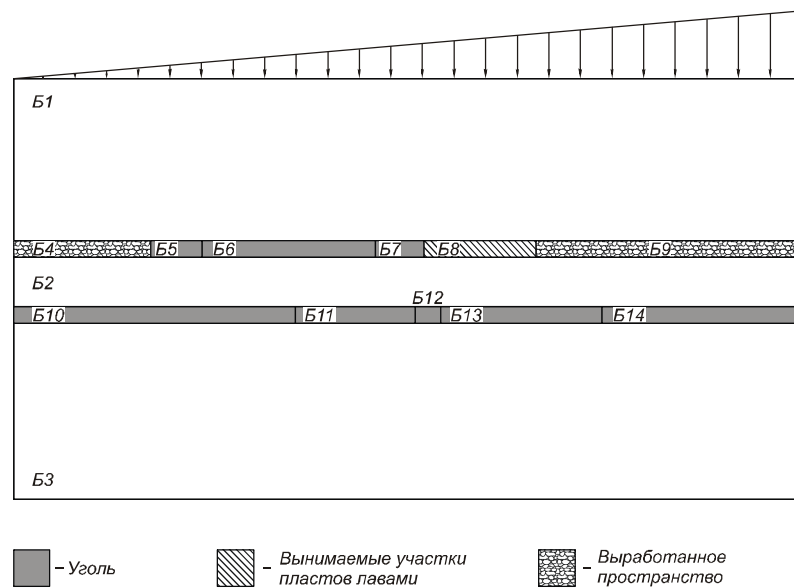


Рисунок 4.11. Область моделирования первого этапа расчета

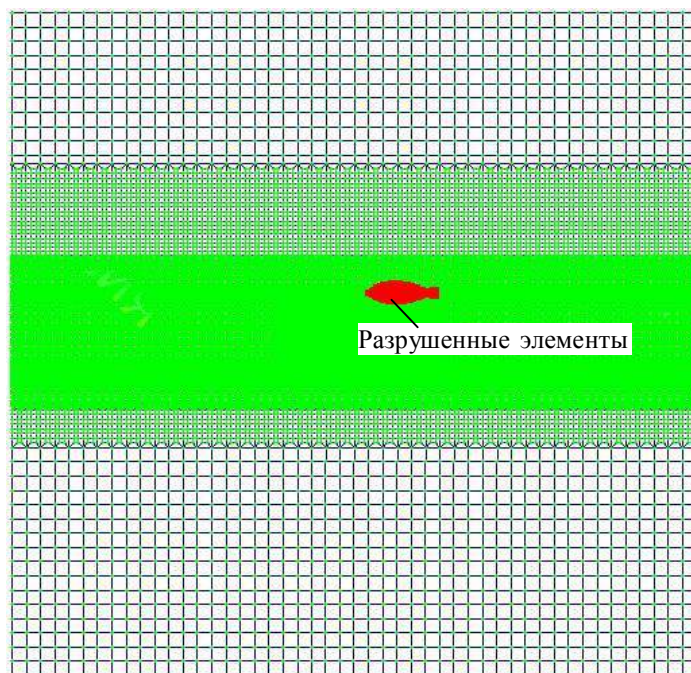


Рисунок 4.12. Зона разрушения массива после выемки пласта лавой № 45

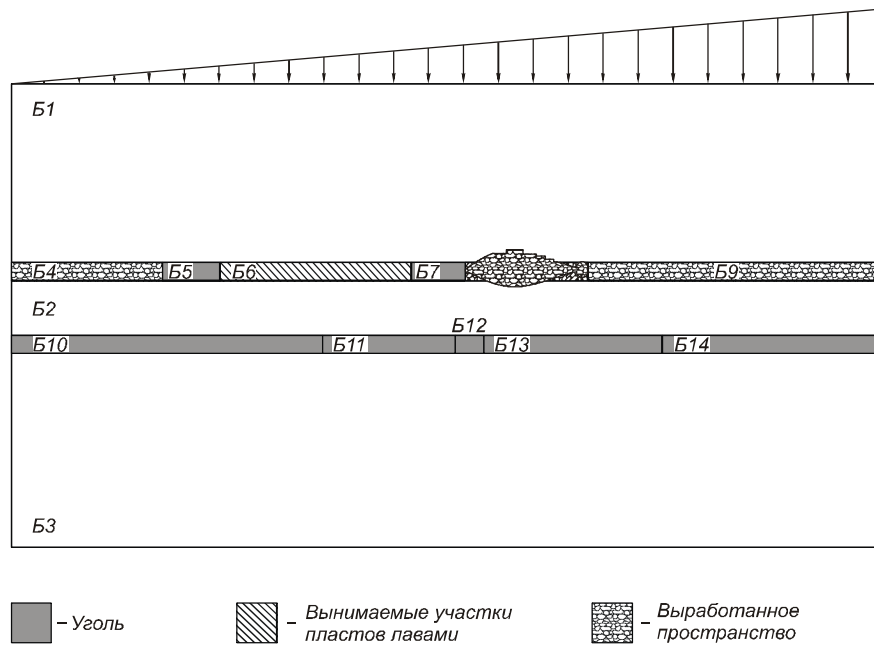


Рисунок 4.13. Область моделирования второго этапа расчета

Аналогично первому этапу свойства разрушенных элементов заменяются эквивалентными. На 3 и 4 этапе учитываются зоны разрушения, образовавшиеся в результате отработки лав №№ 1 и 43 соответственно пластов h_7 и h_8 . Итоговая расчетная схема показана на рисунке 4.14. Результаты расчета (изополя напряжений по оси Z) представлены на рисунке 4.15.

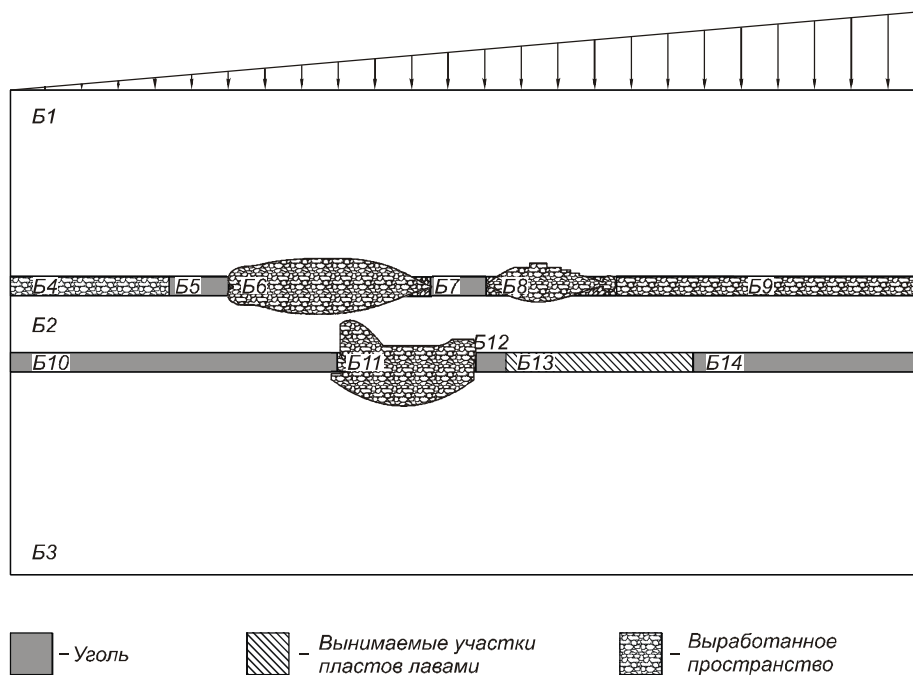
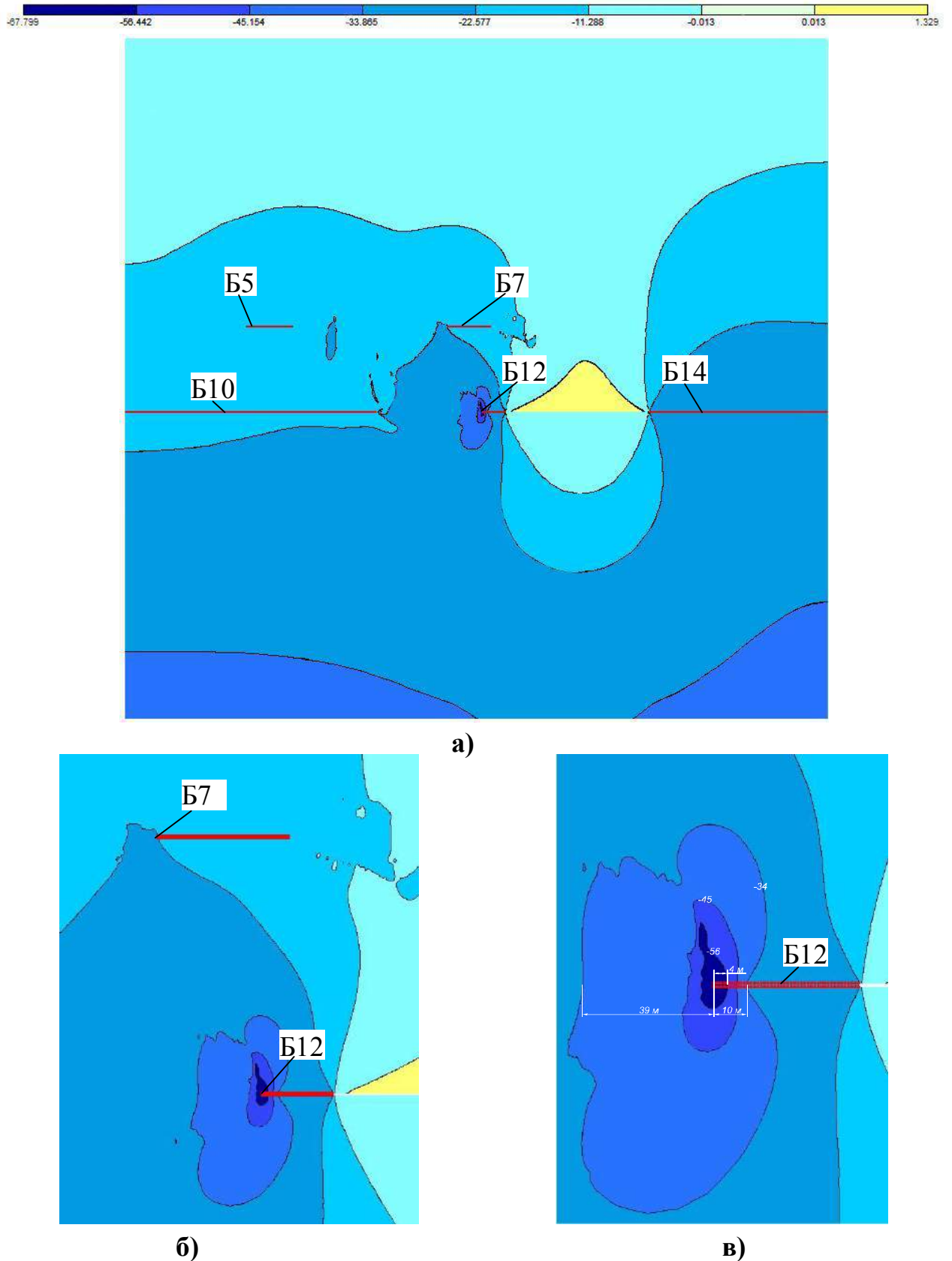


Рисунок 4.14. Расчетная схема при отработке лавы № 3 пласта h_7



а)
б)
в)
 Рисунок 4.15. Изополя вертикальных напряжений после обработки лавы № 3 пласта h_7 :

а – общий вид;

б и **в** – фрагментации в зоне влияния целиков

Анализируя результаты моделирования влияния совмещенных зон повышенного горного давления, установлено, что концентратором сжимающих напряжений является угольный целик пласта h_7 со стороны выработанного пространства лавы № 1. Повышенные вертикальные сжимающие напряжения распространяются от краевой части угольного целика в его глубь на расстояние 10 м, максимальное значение которых составляет 56 МПа (см. рисунок 4.15, в), превышая геостатическое давление в 3,5 раза. В зоне выработанного пространства лавы № 1 на участке длиной 39 м также наблюдается формирование зоны повышенного горного давления от оставленного целика шириной 80 м по пласту h_8 .

Выводы

1. На основании математического моделирования и натурных измерений установлено, что в выработках, сооруженных в уплотненных породах выработанного пространства после окончания процесса сдвижения подработанного массива, преобладающими являются боковые смещения. При их проведении до окончания периода смещений следует ожидать выдавливание почвы и потерю поперечного сечения, что может привести к частичному или полному ремонту.

2. Результаты математического моделирования согласуются с натурными измерениями смещений в вентиляционном уклоне № 3 шахты пласта h_7 им. Ф.Э. Дзержинского ГП "Ровенькиантрацит". Максимальные боковые смещения составили по натурным измерениям 350 мм, по моделированию – 387 мм, расхождение результатов в 10 % указывает на удовлетворительную их сходимость.

3. Математическое моделирование НДС по характеризующим их величинам в совмещенных зонах повышенного горного давления в проводимых по выработанному пространству выработках находятся в допустимых пределах с натурными так как расхождение указанных величин составляет 10...20%, что является приемлемым для практического использования.

4. Полученные результаты исследований рекомендуется использовать при проектировании продолжительного поддержания выработок, расположенных в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства.

РАЗДЕЛ 5

**ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ СООРУЖАЕМЫХ
В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ
ВЫРАБОТОК****5.1. Исходные характеристики условий эксплуатации выработок**

В качестве объектов исследований устойчивости расположенных в уплотненной кусковато-блочной породной среде выработок, исключая ранее указанные (см. подр. 4.1) приняты следующие пройденный по выработанному пространству лав:

- вентиляционный уклон № 67-зап шахты «Красный партизан» ГП «Свердловантрацит» – №№ 65-зап и 67-зап;
- западный транспортный ходок и бремсберг № 5 ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит» – № 77-зап;
- уклон № 6 шахты им. Космонавтов ГП «Ровенькиантрацит» – № 620-зап.

Вентиляционный уклон № 67-зап (рисунок 5.1) шахты «Красный партизан» ГП «Свердловантрацит» проведен по выработанному пространству 67-зап лавы после ее отхода через 6 мес., 65-зап лавы – 12 мес. Лавы №№ 65-зап и 67-зап оборудованы механизированными комплексами соответственно КД-80 и 2КД-90 с комбайнами 1К-101. Вентиляционные штреки проводились вслед за вышеуказанными лавами буровзрывным способом с возведением породной полосы шириной 23 м закладочными установками скреперного типа и «Титан» и рам крепи КМП-А3/11,2 через 1 м, уклоны – этим же способом, но с погрузкой отбитой породы породопогрузочной машиной 2ПНБ-2 на скребковый конвейер и установкой рам крепи КМП-А3/13,8 через 0,8 м.

Глубина разработки 1015...1139 м. Вынимаемая мощность пласта k_5^1 в пределах рассматриваемой панели 1,1...1,4 м, угол падения 7...9°. В кровле пласта залегают слои разнопрочностного алевролита мощностями 1,5; 2 и 10 м, средние пределы их прочности соответственно 48,1; 40 и 48,1 МПа, пласт k_5^2 (0,2 м),

алевролит (5 м; 54,5 МПа) и песчаник (10 м; 110 МПа). Почва представлена слоями алевролита (0,8 м; 40 МПа) и песчаника (16 м; 113,5 МПа).

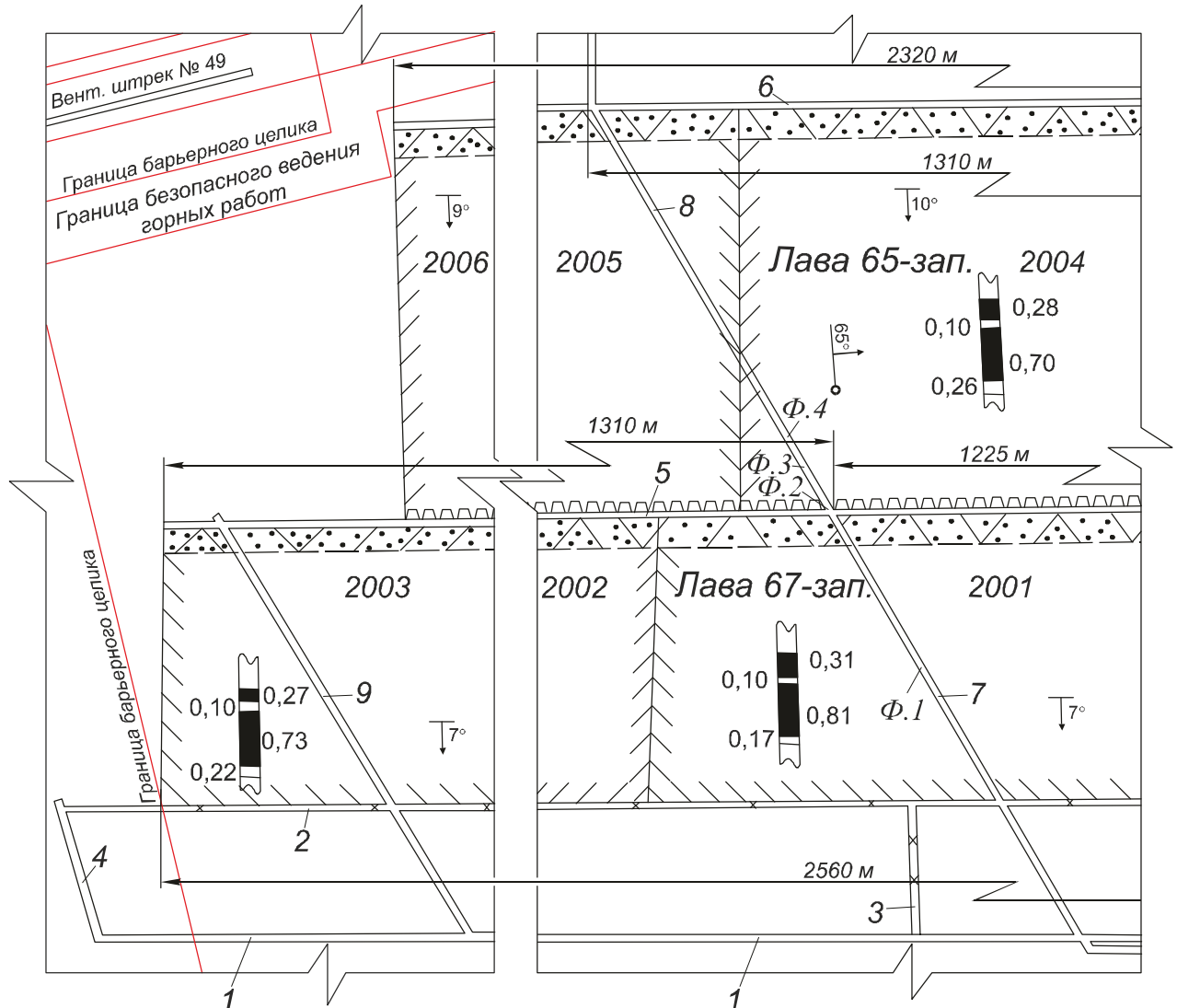


Рисунок 5.1. Выкопировка с плана горных выработок пласта k_5^I в условиях его отработки лавами №№ 65-зап и 67-зап на шахте «Красный партизан» ГП «Свердловантрацит»:

- 1 – западный конвейерный штрек;
- 2 – промежуточный штрек лавы № 67-зап;
- 3 и 4 – конвейерные бремсберги соответственно №№ 4 и 8;
- 5 и 6 – вентиляционные штреки, проведенные за лавами соответственно №№ 67-зап и 65-зап;
- 7 и 8 – вентиляционные уклоны, пройденные по выработанному пространству лав №№ 65-зап и 67-зап;
- 9 – фланговый вентиляционный уклон

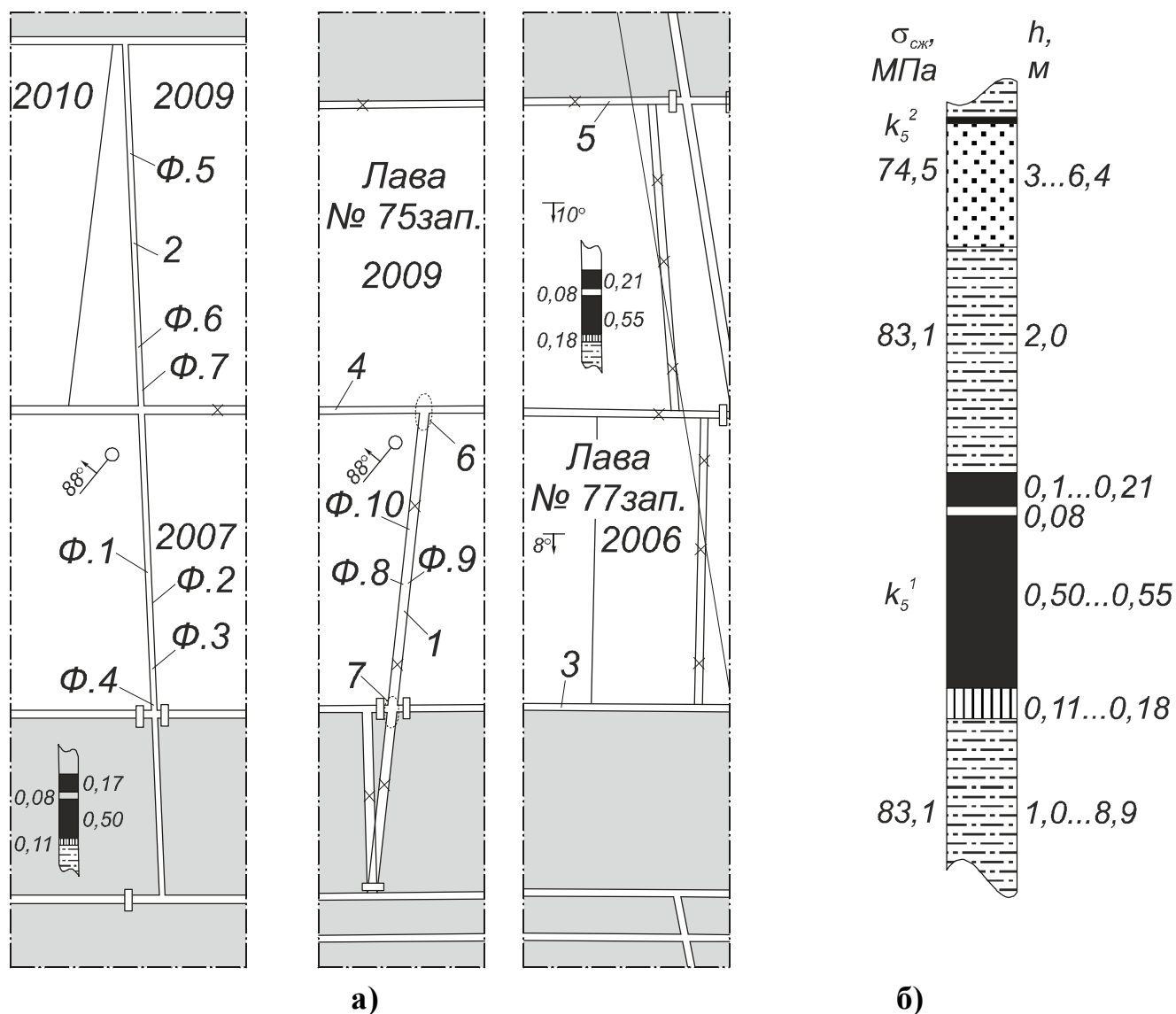


Рисунок 5.2. Расположение выработок, проведенных по выработанному пространству лавы № 77-зап ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит»:

а – выкопировка с плана горных выработок;

б – структура боковых пород пласта;

1 – западный транспортный ходок;

2 – бремсберг № 5;

3 и 4 – конвейерные штреки лав соответственно № 77-зап и 75-зап.;

5 – вентиляционный штрек лавы № 75-зап.;

6 и 7 – зоны интенсивных потерь сечения ходка и деформаций его крепи лав на удалении от конвейерных штреков в стороны выработанного пространства и угольного целика соответственно 42 и 8 м после прохода лав №№ 75-зап и 77-зап.

Западный транспортный ходок и бремсберг № 5 ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит» пройденные через 24 и 11 мес. соответственно по выработанному пространству лавы № 77-зап отработывающей пласт k_5^1 (рисунок 5.2). Глубина разработки 1130...1150 м, вынимаемая мощность пласта 1,07...1,15 м, угол падения 6...10°. В кровле пласта залегают слой аргиллита мощностью 3,8 м с пределом прочности 54 МПа, алевролита (6,7 м 83 МПа) и песчаника (3...6 м 62 МПа). Выше расположен пласт k_5^2 мощностью 0,2 м (приложение В).

Уклон № 6 шахты им. Космонавтов ГП «Ровенькиантрацит» пройденный по выработанному пространству лавы № 620-зап, отработывающей пласт h_{10} , через 36 мес. после ее прохода (рисунок 5.3). Глубина разработки 550 м, вынимаемая мощность пласта 0,76 м, угол падения 14°. В кровле пласта залегают разно прочностные слои песчаника мощностью 5 м, 4 м и 8 м с пределами прочности соответственно 100 МПа, 100 МПа и 120 МПа.

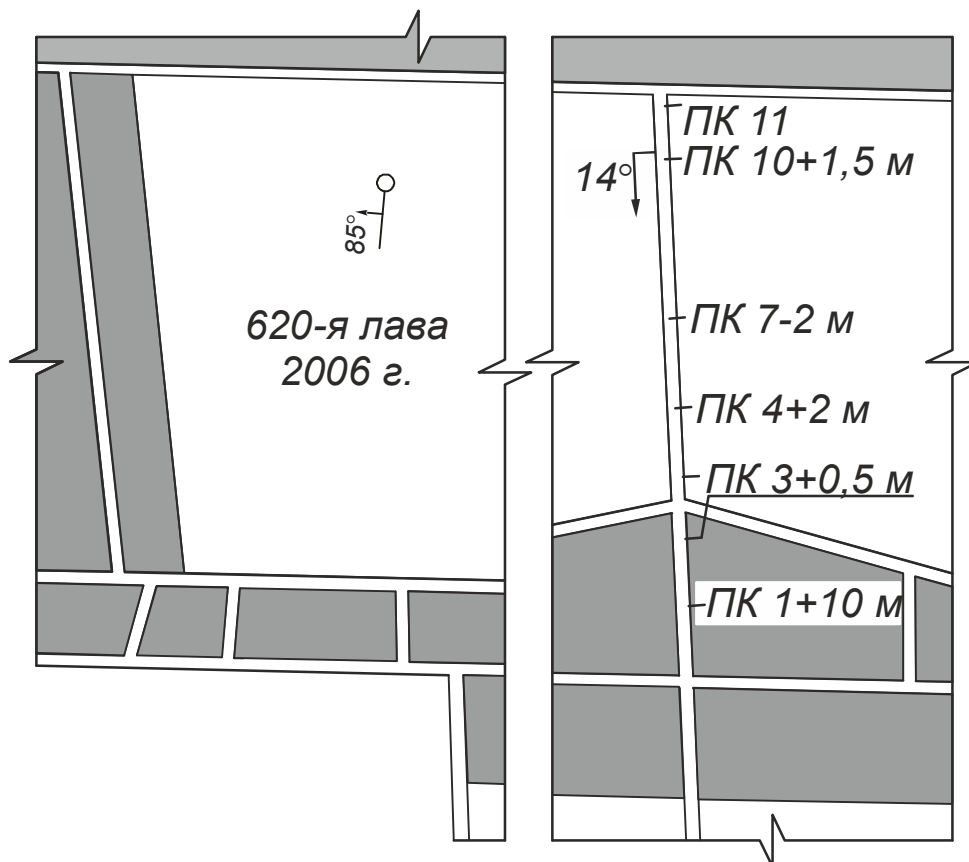


Рисунок 5.3. Выкопировка с плана горных выработок пласта h_{10} шахты им. Космонавтов ГП «Ровенькиантрацит»

5.2. Результаты шахтных инструментальных наблюдений

При исследовании изменений конфигураций контуров обнаженного выработки массива во времени использовались методы натуральных наблюдений, инструментальных измерений с применением рулетки "Азимут" конструкции ВНИМИ, фотопланиметрии для фиксации размеров выработки, стойка СУИ-II со стрелочным индикатором (приложение Г), горный компас и фотодальномер "Блик".

Обобщенный анализ оценки состояния подготавливаемых выработок, сооружаемых в уплотненных породах выработанного пространства глубоких антрацитовых шахт, в основном определялся характером и степенью уплотнения кусковато-блочных породных отдельностей в пределах высоты их обрушения, соизмеримой по величине с высотой этой выработки, а также объемом остаточной пустотности за пределами ее обнажения. Так, в диагонально пройденном в выработанном пространстве вентиляционном уклоне пласта k'_5 лавы № 67-зап шахты "Красный партизан" ГП «Свердловантрацит» при высоте обрушения его кровли 5,8...6,7 м, включая пласт-спутник k_5^2 мощностью 0,2...0,4 м, представленной однородным трещиноватым алевролитом пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 51...53$ МПа, по истечении времени со дня его сооружения после затухания процесса сдвижения массива 17 мес., наблюдались равномерные смещения пород по контуру без потери устойчивого состояния выработки (рисунок 5.4).

В условиях обрабатываемого пласта k'_5 ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит» при проведении и поддержании западного транспортного хода и бремсберга № 5 (см. рисунок 5.2) формируется устойчивый контур обнажаемых уплотненных пород с образованием пустотных зон в закрепном пространстве. Причиной этого является наличие в обрушаемом слое кровли мощностью до 9,3 м более прочных малотрещиноватых алевролита и песчаника, склонных к зависанию на 2...3,2 м при выемке пласта. На рисунках 5.5 и 5.6 представлены фотофрагменты состояния указанных выработок в различных местах по их длине и истечении определенного времени. Характерно отметить, что в этих условиях формируется близкий к прямоугольной форме устойчивый

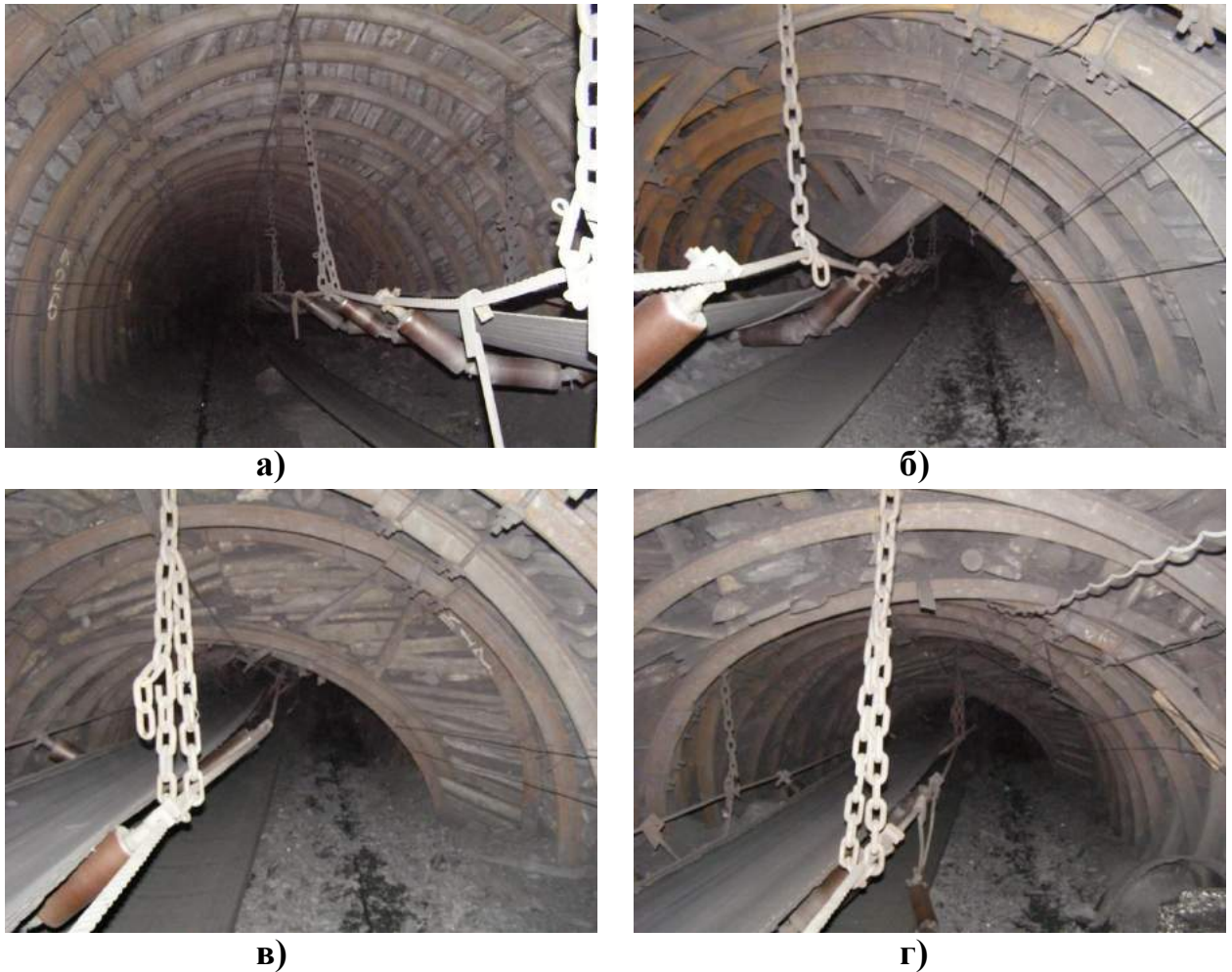


Рисунок 5.4. Фотофрагменты состояния вентиляционного уклона, пройденного по выработанному пространству лавы № 67 зап. шахты «Красный партизан» ГП «Свердловантрацит» по истечении 17 мес. после его проведения:

- а** – в центральной части лавы (Ф.1 см. рисунок 5.1);
- б** – на сопряжении с вентиляционным штреком № 67-зап (Ф.2 см. рисунок 5.1);
- в** и **г** – на удалении от технологических целиков соответственно 15 и 25 м (Ф.3 и Ф.4 см. рисунок 5.1)

контур обнажаемых пород, при оседании потолочины которых во время эксплуатации этих выработок, оставляемый зазор 0,2...0,3 м между верхняком возводимой арочной крепью и кровлей исчерпывается. Это приводит к вертикальному ее нагружению с последующим образованиям "зева" в замковых соединениях между стойкой и верхняком, а также к разрыву нижней скобы. При этом происходит почти полное прекращение контурных смещений пород и крепи с сохранением удовлетворительного состояния выработок вплоть до их



а)



б)



в)



г)

Рисунок 5.5. Фотофрагменты состояния бремсберга № 5 ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит»:

а – в центральной части лавы № 77-зап по истечении времени после его проведения 26 мес. (Ф.1, см. рисунок 5.2);

б – за этот же период на удалении от конвейерного штрека 53 м (Ф.2, см. рисунок 5.2);

в и **г** – тоже – 25 м (Ф.3, см. рисунок 5.2) и 12 м (Ф.4, см. рисунок 5.2)

погашения (рисунок 5.7). После извлечения крепи в кровле ширина зависающей потолочины увеличивается в 1,8...2,2 раза по сравнению с аналогичной при проведении ходка за счет свободного сползания кусковато-блочных породных отделеностей под углом их естественного откоса (см. рисунок 5.7, в).

Весьма продолжительные начиная с Х.2006 г., натурные наблюдения за состоянием уклона № 3 сооруженного в выработанном пространстве лав №№ 1, 3, 5 и 9 пласта h_7 шахты им. Ф.Э. Дзержинского (см. подр. 4.1) и эксплуатируемого



а)



б)

в)

Рисунок 5.6. Фотофрагменты состояния транспортного ходка в центральной части лавы № 75-зап ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит»:

а – после его проведения через 21 мес. (по бокам его верхней части Ф.5, см. рисунок 5.2);

б и **в** – тоже на удалении от конвейерного штрека 75 м (Ф.6, см. рисунок 5.2) и 25 м (Ф.7, см. рисунок 5.2)

до настоящего времени, позволили выявить влияние пустотности в закрепном пространстве в промежутке времени между проведением и продолжительностью процесса сдвижения подрабатываемого массива на состояние выработки. Поскольку при сооружении уклона № 3 время начала проходческих работ после отхода очередной лавы было различным, начальные условия эксплуатации его также отличались. Максимальный интервал времени (21 мес.) между проходом очистного забоя и началом проведения уклона наблюдался на участке лавы № 1 (рисунок 5.8). При этом забутовка закрепного пространства по бокам выработки, в

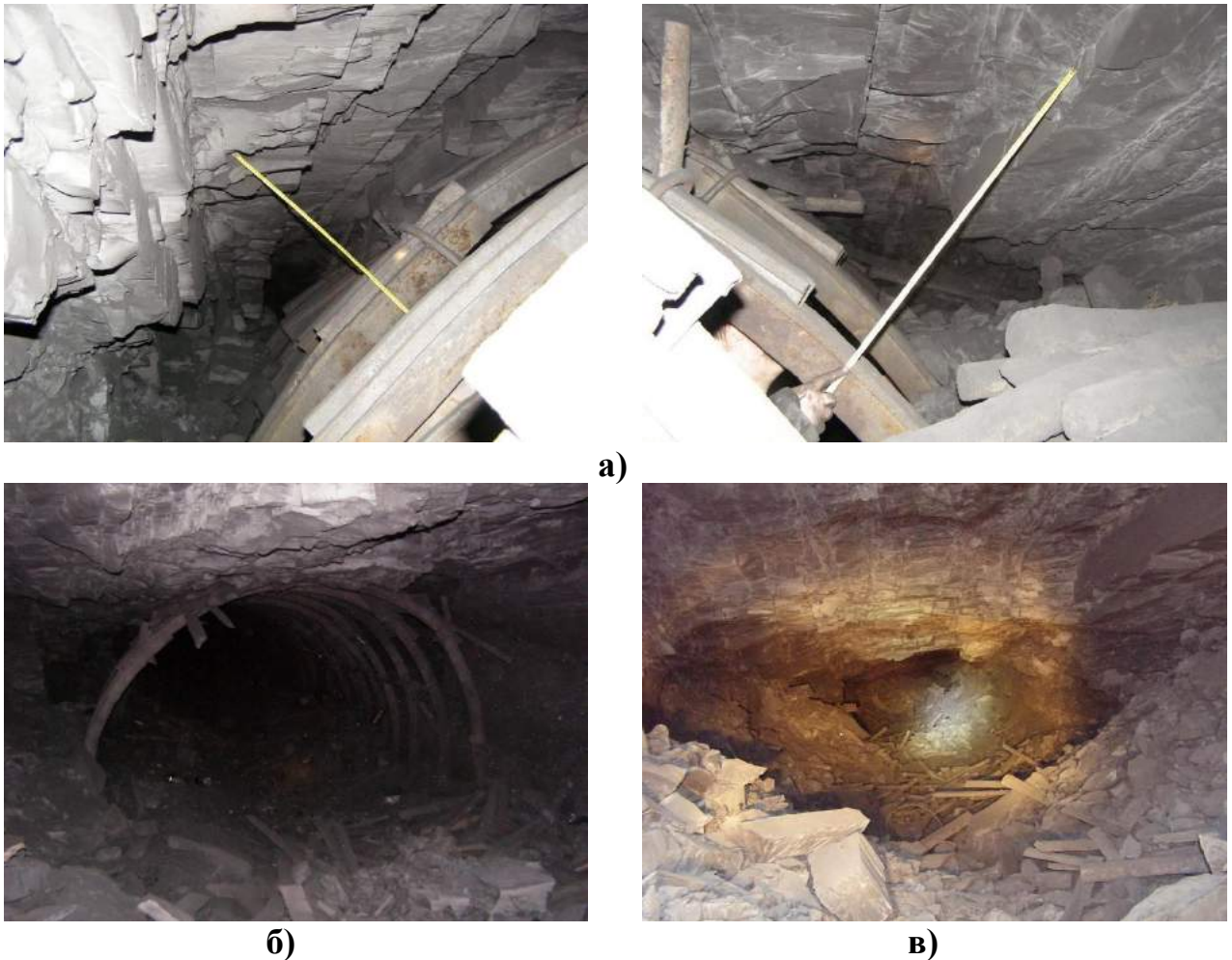


Рисунок 5.7 Фотофрагменты характерных устойчивых контуров и размеров обрушаемых пород в погашаемом западном транспортном ходке ОП «Шахта им. Я.М. Свердлова ГП «Свердловантрацит»:

а – разрушенные технологическими трещинами породы устойчивой потолочины по ширине ходка перед погашением (Ф.8, см. рисунок 5.2);

б и **в** – контуры остаточных сечений ходка соответственно перед и после извлечения крепи (Ф.9, Ф.10, см. рисунок 5.2)

силу уплотнения обрушенных пород, по сравнению с участками лав № 3 и 9 (рисунок 5.9) было более плотной. Величина зазора от крепи до породного контура обнаженной кровли в последних составили 0,2...0,4 м. Не смотря на это, в уклоне № 3, наблюдаются разрывы планок в замковых соединениях (см. рисунки 4.6, в и 5.8, а), вызванные боковыми смещениями оснований стоек арочной крепи (рисунок 8, в, г) и выдавливанием подошвы выработки на величину 0,2...0,3 м (см. рисунки 4.7, а и 5.8, б). На участках лав № 3, 5 и 9 начальные условия эксплуатации



а)



б)

Рисунок 5.8. Фотофрагменты состояния вентиляционного уклона № 3, пройденного по выработанному пространству лавы № 1, шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит»:

а и б – соответственно Ф.4 и Ф.5 (см. рисунок 4.1)



а)



б)



в)



г)

Рисунок 5.9. Фотофрагменты состояния вентиляционного уклона № 3, пройденного по выработанному пространству лавы № 9, шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит»:

а-г – соответственно Ф.6-Ф.9 (см. рисунок 4.1)

уклона и его дальнейшее состояние было аналогичным – рамы крепи на первоначальном этапе подвергались нагружению, так как расстояние от крепи до обнаженного породного контура составляло 0,3...1,5 м (рисунок 5.9, а, б).

Характерными проявлениями горного давления в уклоне № 3 на участках всех четырех лав являются деформации крепи и потеря сечения выработки при выходе из краевой части угольного массива или целика (см. рисунки 4.6, а, 5.8, е и 5.9, в, г).

В уклоне № 6 (рисунок 5.10), пройденному по выработанному пространству лавы № 620 зап. пласта h_{10} , по истечению 36 мес. потеря высоты составляли около 65%. Характерно отметить, что вертикальные и боковые смещения его контура в зоне сопряжения одновременно увеличиваются. Затем на удалении от сопряжения на 60...82 м возрастают вертикальные смещения при снижающихся боковых, на участке 82...142 м наблюдается обратное. В последующем эта тенденция повторяется.

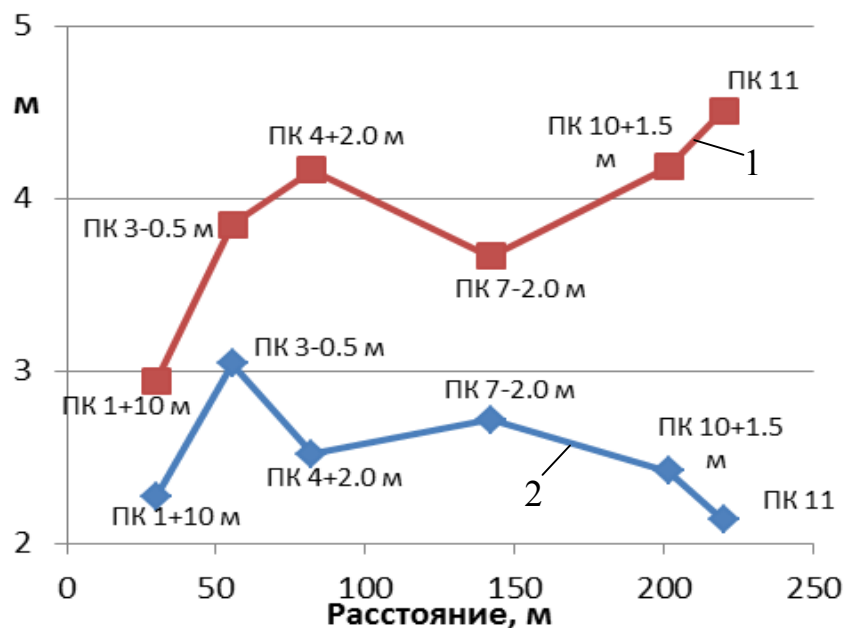


Рисунок 5.10. Графики изменения остаточной ширины 1 и высоты 2 по длине уклона № 6, пройденного по выработанному пространству лавы № 620-зап пласта h_{10} (см. рисунок 5.3)

Существенным влиянием на проявление эффекта взаимоторможения

смещающихся породных блоков в пролете обнажения кровли выработкой оказывает плотность основной системы природной трещиноватости массива кровли и ее ориентация в пространстве относительно выработки, определяемых величиной двугранного угла между плоскостями этой системы и пласта, углом между продольной осью выработки и линией пересечения плоскостей этих трещин с пластом [99]. При всех прочих равных условиях, чем меньше угол пересечения плоскостей трещин с продольной осью выработки, тем вероятность продолжительности зависания блокообразующих породных отдельностей снижается. Так, в уклоне лавы № 3 (см. рисунок 5.9, б) при совпадении направленности его продольной оси с линией пересечения плоскостей пласта и трещиноватости к тому же, при угле падения последних, близкому к прямому (85°), а так же из-за сокращения интервала времени между проходом лавы № 9 в месте последующего сооружения уклона, составляющего 4 мес. (почти в 3 раза меньшим по продолжительности процесса полного сдвижения массива), вызывало увеличение смещения контура крепи уже при его проведении, с вывалообразованиями по бокам выработки (см. рисунок 5.9, а, б). Это также наблюдалось в местах отхода забоя выработки от краевой части угольного целика в направлении выработанного пространства.

Выводы

1. Повышение устойчивости подготавливаемых промежуточных наклонных выработок, проводимых в уплотненных породах выработанного пространства, обеспечивает увеличение длины выемочных столбов, сокращения объемов работ и затрат на проведение выработок в массиве, а также сокращения расходов на их ремонт по сравнению с охраняемыми целиками.

2. Сооруженные в выработанном пространстве выработки подвергаются влиянию зон ПГД, формируемых вокруг оставленных на выше расположенных пластах целиков, особенно в переходных зонах от выработанного пространства к целику. На сопряжениях рассматриваемых выработок с краевыми частями

угольного массива и целиков, в зонах повышенного горного давления, за счет возрастающей на нее нагрузки приводит к значительным деформациям крепи и потере поперечного сечения этих выработок, что требует полное перекрепление последних на указанных участках протяженностью 20...30 м.

3. Отработка смежной лавы в совокупности с изменяющимися контурами зон ПГД и увеличением их концентрации активизирует смещения пород в пройденной по выработанному пространству выработке.

РАЗДЕЛ 6**РАЗРАБОТКА И АПРОБАЦИЯ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ
УСТОЙЧИВОСТИ ПРОВОДИМЫХ ПО ВЫРАБОТАННОМУ
ПРОСТРАНСТВУ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ
ГЛУБОКИХ АНТРАЦИТОВЫХ ШАХТ****6.1. Обоснование модели формирования кусковато-блочного породного массива вокруг выработки на различных стадиях ее эксплуатации**

В результате проведенного комплекса исследований получила развитие и подтверждение натурным путем концепция влияния эффекта самоторможения кусковато-блочных несслеживаемых пород на снижение их смещений во времени в выработках, расположенных в выработанном пространстве, в основу которой положены сохранение остаточной пустотности в этой дискретной породной среде и силового сопротивления перемещению породных отдельностей. На основании этого установлено, что высота зоны разрушения породных слоев кровли не оказывает влияния на смещение контуров обнажения сооруженных в выработанном пространстве выработок, а свойства уплотненных пород в пределах высоты обрушения является доминирующим фактором характеризующим устойчивость системы «выработка-дискретная породная среда». На основании этого высота зоны разрушений не является определяющим фактором, влияющим на смещения контуров обнажения сооружаемых в выработанном пространстве выработок, а влияние имеют свойства уплотненных пород.

Степень уплотнения беспорядочно обрушенных естественным путем нижних слоев кровли при их обнажении зависит от сочетания различных по размеру и форме, прочностных свойств и характера упаковки их отдельностей, а также величины смещений оседающей вышележащей толщи. Под влиянием процесса сдвижения подрабатываемого массива, вызывающего его геомеханические преобразования, кусковато-блочная породная среда в пределах ограниченного по высоте разрушенного слоя переходит в совершенно иное,

весьма отличное от исходного состояние, зависящее от фазовых повторных их деформаций и разрушений, а также сопротивления перемещению по контактам породных отдельностей.

Мера устойчивости этой дискретной породной среды по контуру ее обнажения при всех прочих равных условиях зависит прежде всего от степени ее дезинтеграции, определяемой остаточной пустотностью и плотностью распространения сети контактов между породными отдельностями, которые в совокупности с прочностными их свойствами в рассматриваемом геоматериале обеспечивают эффект самозаклинивания.

Вышеуказанные положения, касающиеся использования эффекта самозаклинивания уплотненной породно-блочной среды позволили разработать новую технологию длительного безремонтного сохранения выработки в зоне полной разгрузки с минимальной потерей сечения (рисунок 6.1) [100] (приложение Д).

Наиболее благоприятным с точки зрения снижения нагрузки на крепь и изменения ее формы при минимальной потере сечения является вариант, при котором обеспечивается формирование компенсационной полости в кровле выработки, а также возможной дополнительной разгрузки уплотненного кусковато-блочного массива за счет выпуска его мелкодробленых пород из закрепного пространства в выработку. При этом достигается повышение устойчивости выработки и надежность работы ее рамной крепи с одновременным снижением на нее нагрузки. Выработку 1 сооружают в ранее обрушенных, после выемки пласта мощностью m , нижних слоях не слеживаемых пород кровли склонной к обрушению на высоту $h_{об}$ в уплотнённых под влиянием процесса сдвижения подработанного массива оседающего устойчивого слоя мощностью h_u , с образованием в нем техногенных трещин и породных отдельностей различных по форме, размерам и характеру упаковки в пределах высоты упорядоченного обрушения h_{oy} мелкодробленых (h_m), кусковатых (h_k), средне- и крупноблочных соответственно по высотам h_c и h_u (см. подраздел 2.1).

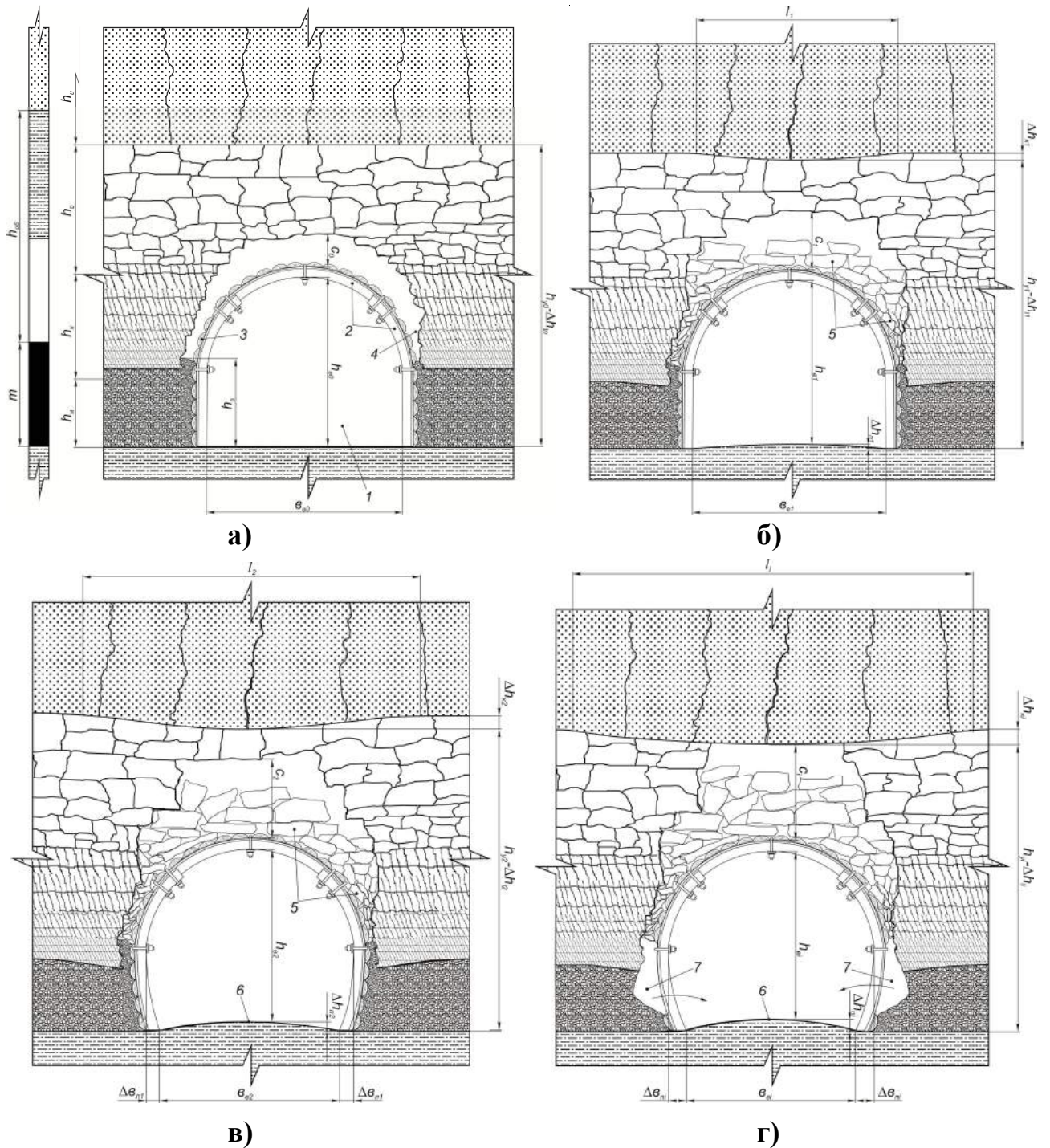


Рисунок 6.1. Схемы поэтапного формирования во времени ожидаемых смещений контуров выработки, пройденной в уплотненных породах выработанного пространства:

а, б, в и г – соответственно исходная при проведении, после проведения, промежуточная и конечная после затухания процесса движения

При проведении выработки 1 высотой и шириной в свету соответственно h_{e0} и b_{e0} в дискретной породной среде (см. рисунок 6.1) устанавливалась

металлическая арочная рамная крепь 2 с межрамным деревянным перекрытием (затяжкой) 3. Закрепное пространство с ее сторон на высоту h_3 закладывались отбитой породой, а над верхняком между креплением и обнаженным контуром среднеблочных пород оставляют исходное пустотное пространство 4 с максимальным зазором, равным c_0 .

С учетом времени проведения выработки в последующих периодах ее поддержания под влиянием затухающего процесса сдвижения налегающей толщи и переуплотнения обрушенных пород с потерей высоты этой выработки в зависимости от пролета их зависания l_i соответственно частично обрушаются на величины Δh_{in} , Δh_{t1} , Δh_{t2} , Δh_{ii} , заполняя пустоты 4 над крепью вторично обрушаемой породой 5 с сохранением в пределах соответствующих зазоров c_0 , c_1 , c_2 и c_i вплоть до трещинно-разрушенного зависающего слоя, который формирует нарастающую нагрузку на крепь. При этом могут проявиться боковые смещения Δv_{ni} , Δv_{ni} и выдавливание почвы 6 соответственно на величины Δh_{n1} , Δh_{n2} и Δh_{ni} , что сопровождается потерей высоты и ширины выработки на величины равные соответственно h_{e1} , v_{e1} , h_{e2} , v_{e2} и h_{ei} , v_{ei} .

Характер разрушения пород в законтурном пространстве выработки (см. рисунок 6.1) подтверждается исследованиями в натуральных условиях (см. подраздел 5.2).

Способ охраны выработки, сооруженной в уплотненных породах выработанного пространства, имеют следующие преимущества по сравнению с проводимой при использовании различных искусственных ограждений:

- продолжительное сохранение выработки в устойчивом состоянии во время ее эксплуатации;
- сокращение затрат на поддержание выработки.

6.2. Разработка технологической схемы подготовки пласта при увеличении длины выемочного столба

Существенным фактором, влияющим на устойчивость подготовительных выработок глубокого заложения, является увеличение продолжительности процесса сдвижения и его активной стадии. При этом необходимо сопоставлять эти временные величины с периодом эксплуатации выработки, который зависит от длины выемочного поля, скорости подвигания лавы и ее длины, а также активизации процесса сдвижения, вызванного увеличением ширины выработанного пространства с каждой отработкой пласта последующей лавой. С ростом глубины разработки в выработках, охраняемых по схеме «угольный массив – ограждение», увеличивается доля потери их поперечного сечения за счет выдавливания почвы, поддирка которой в основном производится вручную. Охрана и поддержание выработок глубоких шахт в выработанном пространстве, если они пройдены в течение периода сдвижения подрабатываемого массива, почти полностью исключают потерю их устойчивости.

Немаловажное значение имеет очередность отработки лав прямым или обратным ходом, в нисходящем или восходящем порядках. Типовые технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах [26] не предусматривают отработку ярусов в восходящем порядке. Предлагаются также схемы отработки пласта обратным ходом чередующимися лавами с погашением присечных выработок в нисходящем порядке [28]. Последние для глубоких шахт имеют существенный недостаток, выражающийся в больших затруднениях поддержания присечных выработок, особенно транспортного ярусного штрека в зоне повышенного горного давления, при выемке оконтуренного с трех сторон выработанным пространством угольного массива. При этом, как показывает практика, даже усиление сопротивления рамной крепи и применение дополнительных средств поддержания выработки в указанной зоне существенного влияния на ее сохранность не оказывает.

На базе проведенного анализа и положительного опыта поддержания подготавливаемых пластовых выработок глубоких антрацитовых шахт с целью увеличения длины панели и лавы при обеспечении удовлетворительного состояния этих выработок рекомендуется нетиповая технологическая схема подготовки и отработки ярусов в восходящем порядке [101]. В качестве примера на рисунке 6.2 представлен один из возможных ее вариантов при комбинированной системе разработки и следующих условиях: пласт угля марки А мощностью 1,1...1,5 м, угол падения до 15°, глубина разработки 800...1200 м, шахта негазовая, лавы оборудованы механизированными комплексами, подготовительные выработки арочного сечения проводятся буровзрывным способом при уборке отбитой породы породопогрузочной машиной, основной участковый транспорт – конвейерный, проветривание лав восходящее. Такая схема за счет поэтапного проведения центральных и фланговых наклонных конвейерных бремсбергов соответственно в выработанном пространстве и в полуприсечку, то есть в зонах естественной разгрузки массива от исходного повышенного геостатического давления, а также погашения сопряженных с лавой конвейерных штреков, позволяет увеличить длину панели по сравнению с типовыми аналогами отработки ярусов в нисходящем порядке примерно вдвое (2400...2800 м). Последовательно убывающая по величине длина лавы при восходящем порядке отработки ярусов может составлять около 300, 250 и 200 м. Это будет способствовать снижению влияния прироста ширины выработанного пространства, равного длине последующей лавы, на активизацию и длительность проявлений горного давления в вентиляционных штреках, проводимых вслед за подвиганием лавы, которые потом используются в качестве конвейерных (см. рисунок 6.2).

С горизонта I до горизонта II проводятся спаренные уклоны (конвейерный 1 и вспомогательный 2), а затем к границе панели – штреки 3 лавный и основной 4 с оставлением между ними охранного целика шириной l_y , длительно обеспечивающего поддержание последнего. По данным практики для рассматриваемых условий глубоких антрацитовых шахт $l_y=(0,8...1)H$, (H – глубина разработки, м). Эти штреки с некоторым интервалом сбиваются

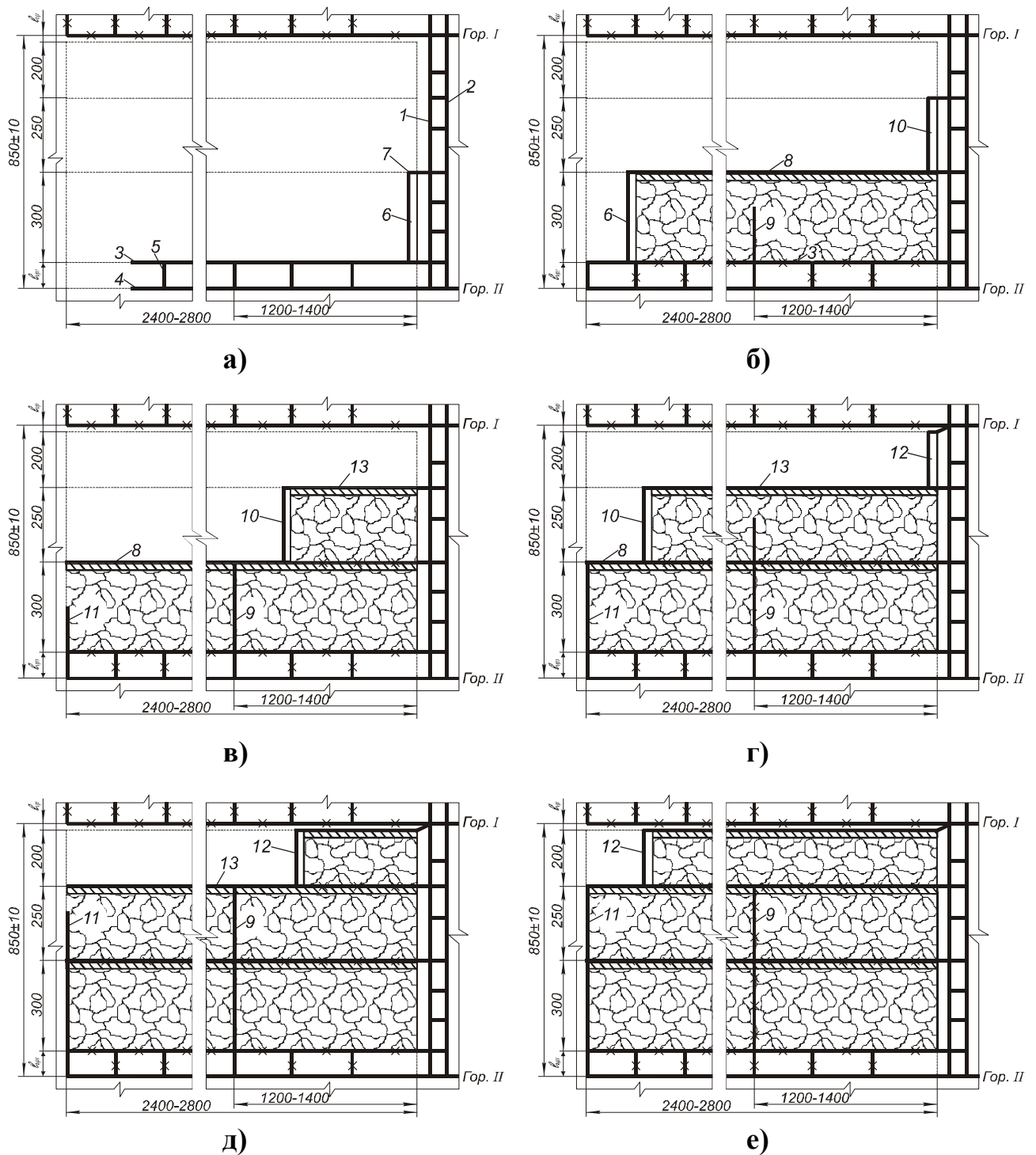


Рисунок 6.2. Этапы развития подготовительных и очистных работ при восходящем порядке отработки ярусов в панели на большой глубине:

- а** – первоначальный при проведении основного штрека;
- б** – при отработке первого столба и проведении первого промежуточного бремсберга по выработанному пространству;
- в, г, д и е** – при отработке последующих столбов с проведением промежуточных бремсбергов по выработанному пространству и фланговых по длине последующих лав

ходками 5. Проветривание проходческих забоев при проведении указанных выработок в основном осуществляется за счет общешахтной депрессии. Одновременно проводятся разрезная печь лавы 6 и отрезок ее вентиляционного штрека 7 по пласту (см. рисунок 6.2, а).

Лава 6 отрабатывает первый ярус при погашении по мере ее подвигания конвейерного штрека 3, ходков 5 и формированием вентиляционного штрека 8 с возведением породной полосы. При отходе этой лавы на определенную длину, когда произойдет затухание процесса сдвижения, по ее выработанному пространству до штрека 8 проводятся промежуточный конвейерный бремсберг 9, разрезная печь следующей лавы 10 и часть ее вентиляционного штрека по пласту (см. рисунок 6.2, б).

С подвиганием лавы 10 формируется ее вентиляционный штрек 13. При этом вентиляционный штрек 8 используется в качестве конвейерного, транспортировка угля из которого производится по пройденному бремсбергу 9 на основной конвейерный штрек. Проводится также с этого штрека вприсечку фланговый бремсберг 11 (рисунок 6.2, в).

После подвигания лавы 10 на интервал по времени, превышающий период сдвижения массива, продолжает по ее выработанному пространству проводиться бремсберг 9, а также разрезная печь лавы 12 (рисунок 6.2, г). Из лавы 12 уголь по ее конвейерному штреку 13 и пройденному бремсбергу 9 транспортируется на основной штрек. К тому же проводится фланговый бремсберг 11 (рисунок 6.2, д), на который затем (рисунок 6.2, е) пойдет грузопоток угля из лавы 12. Бремсберг 9 при необходимости развития очистных работ и раскройке соседних панелей может длительно использоваться в качестве вспомогательной вентиляционной выработки.

К недостаткам рассматриваемой технологической схемы следует отнести дополнительные затраты на перепробег транспортировки угля, которые могут компенсироваться за счет снижения других более существенных расходов, связанных с проведением, охраной, поддержанием и ремонтом выработок.

При увеличении длины панели для обеспечения сохранности пластовых подготавливающих и подготовительных выработок глубокого (более 800 м)

заложения, необходимо их располагать в разгруженных зонах (приконтурной части угольного массива или выработанном пространстве) с учетом продолжительности процесса сдвижения, восходящего порядка отработки ярусов и комбинированной системы разработки.

Предложенный вариант технологической схемы рекомендуется использовать при отработке тонких пологих пластов в аналогичных условиях и при нисходящем порядке отработки длинных выемочных столбов.

Использование рекомендаций (приложение Е) по обеспечению устойчивости сооружаемых в выработанном пространстве подготавливающих выработок в обрушенных и уплотненных породах выработанного пространства позволили расширить применение этого способа в различных условиях антрацитовых пластов (приложение Ж) которые эксплуатируются в удовлетворительном состоянии по настоящее время.

6.3. Эффективность применения способа поддержания подготавливающих выработок в выработанном пространстве

Для оценки экономической эффективности проведен его расчет по ранее внедренному уклону (см. раздел 4.1), проведенному по выработанному пространству лавы № 3 пласта h_7 на шахте им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит». Исходными данными для расчета фактического экономического эффекта являются применяемый на шахте способ охраны уклонов с использованием угольных целиков (вариант I) и внедренный (вариант II) – с их проведением по уплотненным породам выработанного пространства таблице 6.1.

При варианте I уклоны проводились по пласту и охранялись угольными целиками, что приводило к эксплуатационным потерям угля, дополнительным затратам связанными с монтажом-демонтажем очистных механизированных комплексов (таблица 6.2). Поскольку на шахте применяется система разработки столбами, по простиранию превышающими типовые, рекомендуемые 1500 м [26] в 2 раза, то возникает необходимость проведения вентиляционных уклонов из

условий невозможности продолжительного поддержания вентиляционных штреков, прилегающих к лаве в зонах интенсивных проявлений горного давления.

Таблица 6.1

Исходные данные для расчета фактического экономического эффекта

Показатель и единицы его измерения	Вариант охраны уклона	
	I – Угольными целиками	II – Проведение по выработанному пространству
Мощность пласта, м	1,2	—
Длина лавы, м	200	
Сечение уклона, м ² (типоразмер крепи)	11,2 (КМП-А3)	

Таблица 6.2

Объемы дополнительных работ

Вид дополнительных работ	Объем, ед. изм.
Проведение разрезной печи (монтажной камеры)	200 м
Демонтаж механизированного комплекса 2МКД-90Т	133 секции
Монтаж механизированного комплекса 2МКД-90Т	133 секции

При варианте II вентиляционный уклон проводился по выработанному пространству после прохода лавы № 3 и затухания процесса сдвижения массива.

Общие прямые затраты на выполнение дополнительных работ

$$\mathcal{E}_\phi = C_1 + C_2 + C_3 + C_4, \text{ руб.}, \quad (6.1)$$

где C_1 – затраты, связанные с эксплуатационными потерями угля в оставленных целиках, руб. (таблица 6.3);

C_2 – затраты на проведение разрезной печи (монтажной камеры), руб. (по фактическим шахтным данным стоимость проведения 1 м разрезной печи 2419 руб.);

C_3, C_4 – затраты на демонтаж и монтаж очистного механизированного комплекса, руб. (по фактическим шахтным данным для 2МКД-90Т составляет соответственно 1977415 и 3455327 руб.).

Таблица 6.3

Затраты связанные с эксплуатационными потерями угля
в оставленных охранных целиках

Показатель и единица его измерения	Количественное значение показателя
Вынимаемая мощность пласта, м	1,2
Объемный вес угля, т/м ³	1,85
Размер угольного целика, м:	
длина	200
ширина	20
Количество оставленных целиков, шт.	2
Общие эксплуатационные потери в целиках, т	17760
Потонная ставка, руб./т	15,51
Всего, руб.	275458

Затраты связанные с поддержанием уклона при его охране целиками принимаются как резервные и при расчете дополнительных затрат не учитывались.

Общий экономический эффект от проведения вентиляционного уклона по выработанному пространству составит:

$$\mathcal{E}_\phi = 275458 + 483800 + 1977415 + 3455327 = 6192000 \text{ руб.}$$

(Шесть миллионов сто девяносто две тысячи рублей)

В результате внедрения проекта (см. приложение Б) поддержания вентиляционного уклона, проведенного по выработанному пространству лавы № 3 пласта h_7 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит», получен

экономический эффект в размере 6192000 руб., что составляет 30960 руб./м (приложение 3).

Выводы

1. С целью увеличения длины панели при восходящей отработке лав для обеспечения сохранности пластовых подготавливающих выработок глубокого (более 800 м) заложения необходимо их располагать, с учетом продолжительности процесса сдвижения в разгруженных зонах выработанного пространства.

2. Разработан новый способ охраны и поддержания выработок, проводимых в уплотненных породах выработанного пространства, основанный на максимальном использовании эффекта самоторможения породных блоков, предусматривающей при необходимости частичный выпуск мелкодробленой породы с закрепного пространства подтверждается натурными наблюдениями в условиях глубоких антрацитовых шахт, что послужило основой для разработки рекомендаций по поддержанию выработок в уплотненных породах выработанного пространства.

3. Использование проводимых по выработанному пространству промежуточных уклонов (бремсбергов) с учетом продолжительного сохранения их устойчивости не ограничивает длину выемочного столба по простиранию (до 3000 м), для выше- или нижележащих ярусов. Ремонту подлежат только незначительные по протяженности (10...15 м) участки этих выработок на сопряжениях со штреками.

4. В результате внедрения проекта поддержания вентиляционного уклона № 3 пласта h_7 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит», проведенного по выработанному пространству лавы № 3, получен фактический экономический эффект в размере 6192000 руб., что составляет 30960 руб./м.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является завершенной научно-исследовательской работой, в которой решена актуальная научно-техническая задача, заключающаяся в установлении особенностей и закономерностей деформирования массива, вмещающего подготавливающие выработки, проводимые (сооружаемые) в обрушенных и уплотненных породах, при отработке пластов антрацита на больших глубинах, с учетом свойств среды и продолжительности процесса сдвижений, позволяющих обосновать параметры способа охраны горных выработок, обеспечивающего их длительную устойчивость и позволяющего снизить затраты на проведение.

Основные научно-практические результаты, полученные в ходе выполнения диссертационной работы:

1. На базе проведенного анализа состояния вопроса охраны и поддержания выработок глубоких антрацитовых шахт сформированы цель, задачи и методика исследований.

2. Установлены степени разуплотнения слоистой кровли в выработанном пространстве, учитывающие коэффициент разрыхления обрушенных пород, толщину слоев, степень их дробления, размеры фракций и мощность пласта. Получена эмпирическая зависимость между коэффициентами разрыхления и крепости в виде убывающей экспоненты.

3. Установлена эмпирическая зависимость для расчета продолжительности процесса сдвижения массива при отработке тонких пологих пластов антрацита глубокими шахтами с учетом скорости подвигания очистного забоя.

4. Разработана методика прогнозирования величин остаточного коэффициента уплотнения с учетом высоты обрушения, коэффициента разрыхления пород и продолжительности процесса сдвижения.

5. Проведены лабораторные испытания образцов разрушенных пород различного петрографического состава и кусковатости, в результате которых установлено, что размеры породных отдельностей существенного влияния на их

уплотнение не оказывают. Установлены коэффициенты бокового распора и модули деформации уплотненных аргиллита, алевролита и песчаника.

6. С использованием результатов натуральных измерений контурных смещений и проведенного математического моделирования напряженно-деформированного состояния установлено, что в выработках, сооруженных в уплотненных породах выработанного пространства после окончания процесса сдвижения подработанного массива преобладающими являются боковые смещения, при их проведении до окончания процесса смещений следует ожидать незначительные выдавливание почвы и потерю поперечного сечения в целом.

7. Сооруженные в выработанном пространстве выработки подвергаются влиянию зон ПГД, формируемых вокруг оставленных на вышерасположенных пластах целиков. На сопряжениях рассматриваемых выработок с краевыми частями угольного массива и целиков в зонах повышенного горного давления это приводит к значительным деформациям крепи и потере их поперечного сечения.

8. Разработаны и апробированы в шахтных условиях рекомендации по поддержанию выработок в уплотненных породах выработанного пространства, основанные на максимальном использовании эффекта самоторможения породных блоков и предусматривающей при необходимости частичный выпуск мелкодробленой породы из закрепного пространства. Это подтверждается натурными наблюдениями в условиях глубоких антрацитовых шахт.

9. Результаты исследований рассмотрены и приняты в проектном институте «Луганскгипрошахт» и внедрены при поддержании подготавливающих наклонных выработок в условиях шахт им. Ф. Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит» и им. Я. М. Свердлова ГП «Свердловантрацит».

10. В результате внедрения проекта поддержания вентиляционного уклона № 3 пласта h_7 шахты им. Ф. Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит», проведенного по выработанному пространству лавы № 3, получен фактический экономический эффект в размере 6192000 руб., что составляет 30960 руб./м.

11. Получено развитие концепции влияния эффекта самоторможения блочных кусковатых несслеживаемых пород на обеспечение продолжительной устойчивости выработок в выработанном пространстве.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Зборщик, М.П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве / М.П. Зборщик – К.: Техніка, 1978. – 176 с.
2. Грядущий, Ю.Б. Повышение устойчивости подготавливающих выработок в обрушенных и уплотненных породах зон разгрузки/ Ю.Б. Грядущий, Л.В. Трунов, М.П. Зборщик, В.В. Назимко // Уголь Украины. – 1991. – № 1. – С. 13-15.
3. Борзых, А.Ф. Устойчивость проводимых в кровле отработанного пласта полевых выработок / А.Ф. Борзых, Е.П. Горовой // Уголь Украины. – 1999. – № 7. – С. 19-21.
4. Зборщик, М.П. Особенности формирования области влияния выработки в обрушенных и уплотненных породах // М.П. Зборщик, А.Ф. Морозов, В.И. Пилюгин // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. – 1987. – № 2. – С. 17-20.
5. Особенности сдвижения пород в окрестности выработок, поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще в зоне влияния очистных работ / М.П. Зборщик, В.И. Пилюгин, В.А. Новицкий, С.В. Таранченко // Разработка месторождений полезных ископаемых. Межвед. сб. – 1990. – Вып. 87. – С. 40-46.
6. Зборщик, М.П. Свойства пород зон разгрузки / М.П. Зборщик, В.В. Назимко // Разработка месторождений полезных ископаемых. Межвед. сб. – 1991. – Вып. 90. – С. 28-36.
7. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. СОУ 10.1.00185790.011:2007. – К.: Мінвуглепром України, 2007. – 113 с.
8. Зборщик, М.П. Сохранение устойчивости подготовительных выработок высоконагруженных лав при отработке тонких пластов / М.П. Зборщик, А.В. Костенко // Уголь Украины. – 2003. – № 4. – С. 4-7.
9. Обобщение опыта крепления и охраны подготовительных выработок/ С.И. Егоров, Ю.М. Халимендик, Э.П. Курченко, В.М. Андренко, И.И. Сторчак,

Л.Г. Иваненко // Уголь Украины. – 2002. – № 5. – С. 5-19.

10. Борзых, А.Ф. Установление границ зон разгрузки в кровле отработанного пласта / А.Ф. Борзых. – Алчевск: ДГМИ. Сб. науч. трудов. – 2000. – Вып. 12. – С. 43-50.

11. Борзых, А.Ф. Особенности зональной дезинтеграции пород кровли и угольного пласта вокруг горной выработки / А.Ф. Борзых // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. – 1999. – № 5. – С.40-50.

12. Борзых, А.Ф. Влияние ширины выработанного пространства на активизацию сдвижения угленосного массива / А.Ф. Борзых, Е.П. Горовой // Уголь Украины. – 1999. – № 9. – С. 27-30.

13. Назимко, В.В. Кинетика сдвижений трещиноватых пород / В.В. Назимко, В.П. Сажнев, А.А. Лаптеев // Уголь Украины. – 1998. – № 1. – С. 18-20.

14. Борзых, А.Ф. Технология адаптивного взаимодействия опор с боковыми породами при поддержании выемочных выработок / А.Ф. Борзых // Уголь. – 1989. – № 11. – С. 3-9.

15. Борзых, А.Ф. Формирование технологических целиков для охраны прилегающих к лаве выработок / А.Ф. Борзых, С.П. Офицеров // Уголь Украины. – 2005. – № 2. – С. 12-14.

16. Мартовицкий, А.В. Концепция перехода шахт Западного Донбасса на повторное использование выработок / А.В. Мартовицкий, В.И. Пилюгин // Уголь Украины. – 2011. – № 9. – С. 11-15.

17. Борзых, А.Ф. Поэтапное проведение и поддержание прилегающих к лаве выработок / А.Ф. Борзых, В.И. Лиликович, А.И. Рачев // Уголь Украины. – 2003. – № 8. – С. 50, 51.

18. Борзых, А.Ф. Охрана наклонных подготовительных выработок путем их проведения вприсечку / А.Ф. Борзых, Е.П. Горовой, В.И. Радченко // Уголь Украины. – 2001. – № 6. – С. 7-9.

19. Андренко, В.М. Устойчивость подготовительных выработок, проводимых за лавой / В.М. Андренко, В.М. Клещенко, Б.С. Шор // Уголь

Украины. – 1987. – № 10. – С. 11-12.

20. Борzych, А.Ф. Охрана подготовительных выработок, проводимых в зоне естественной разгрузки / А.Ф. Борzych, В.И. Радченко // Уголь. – 1988. – № 7. – С. 7-10.

21. Борzych, А.Ф. Изменение положения опорных контуров в выработанном пространстве при выемке угольного пласта / А.Ф. Борzych, Е.П. Горовой. – Алчевск: ДГМИ. Сб. науч. трудов, посвященный 45-летию ДГМИ "Перспективы развития угольной промышленности в XXI веке", 2002. – С. 48-53.

22. Борzych, А.Ф. Установление параметров зоны естественной разгрузки пород в выработанном пространстве / А.Ф. Борzych, Е.П. Горовой // Уголь Украины. – 1992. – № 12. – С. 26-29.

23. Борzych, А.Ф. Устойчивость проводимых за лавой присечных выработок / А.Ф. Борzych, В.И. Радченко // Уголь. – 1990. – № 9. – С. 53-57.

24. Борzych, А.Ф. Влияние разгрузочной бермы на устойчивость присечной выработки / А.Ф. Борzych, А.В. Тоцкий, В.И. Радченко // Уголь Украины. – 2000. – № 6. – С. 14-16.

25. Борzych, А.Ф. О периодических осадках породных мостов при выемке угольных пластов / А.Ф. Борzych, В.И. Радченко. – Алчевск: ДГМИ. Сб. науч. трудов "Перспективы развития горных технологий в начале третьего тысячелетия". – 1999. – С. 156-161.

26. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. КД 12.01.201-98. – Донецк: ДонУГИ, – 1999. – 320 с.

27. Технологічні схеми відпрацювання газоносних пластів з великими навантаженнями на очисні вибої СОУ-П 10.1.00185790.014:2009. – Київ: Мінвуглепром України, – 2010. – 53 с.

28. Зборщик, М.П. Влияние очередности отработки лав обратным ходом на проявление горного давления в очистных и подготовительных выработках / М.П. Зборщик // Уголь Украины. – 2003. – № 6. – С. 3-6.

29. Зборщик, М.П. Геомеханика подземной разработки угольных пластов: в 3 томах / М.П. Зборщик, М.А. Ильяшов. [т. 1] – Донецк: ДонНТУ, 2006. – 256 с.

30. Борзых, А.Ф. Технология восстановления подготовительных выработок на их сопряжении с лавой / А.Ф. Борзых, С.Н. Княжев // Уголь Украины. – 2004. – № 5. – С. 15-16.
31. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35° // Руководство КД 12.01.01.503-2001. – Киев: Минтопэнерго Украины, 2002. – 141 с.
32. Слесарев, В.Д. Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донбасса / В.Д. Слесарев. – М., Ленинград: Углетехиздат, 1952. – 379 с.
33. Кузнецов, Г.Н. Предельное состояние твердых горных пород с учетом пространственной ориентировки естественных поверхностей ослабления. Сб. трудов ВНИМИ, XLIII. / Г.Н. Кузнецов. – Ленинград: Изд. ВНИМИ, 1961.
34. Борисов, А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1964. – 274 с.
35. Колдунов, Б.А. Метод прогнозирования сдвижений горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений / Б.А. Колдунов // Уголь. – 1991. – № 2. – С. 54-56.
36. Мордасов, В.И. О допустимой мощности междупластья при подработке весьма сближенных антрацитовых пластов / В.И. Мордасов // Уголь Украины. – 1992. - № 12. – С. 13-15.
37. Starón, Tadeusz. Badania z zakresu określenia zasięgu stre u zniszczenia górotworu w Lubelskim Zagtebiu Welowym / Tadeusz Starón, Halina Klementewicz // Pr. nauk. PŁub. Gór. – 1990. № 28. – С. 31-48.
38. Совершенствование технологии выемки угля на шахте имени И.А. Костенко / А.С. Бурчаков, Е.П. Брагин, Ю.Ф. Васючков, Ф.С. Шнейдерман // ЭИ ЦНИЭИуголь. – М.: Минуглепром СССР, 1977. – 25 с.
39. Борзых, А.Ф. Образование трещин в кровле отработанного пласта / А.Ф. Борзых // Уголь Украины. – 2001. – № 11, 12. – С. 7-9.
40. Дягилев, И.А. Характер и параметры сдвижения массива горных пород / И.А. Дягилев, И.В. Барсуков // Горный журнал. Известия вузов. – 1990. – № 6. – С. 42-46.

41. Фармер, Я. Выработки угольных шахт: Пер. с англ. / Я. Фармер [Пер. Е.А. Мельников.] – М.: Недра, 1990. – 269 с.
42. Западинский, Л.А. Опыт отработки угольных пластов в Кузбассе / Л.А. Западинский, В.П. Приступа, С.А. Толмачев // Уголь. – 1990. – № 7. – С. 26-28.
43. Глушко, В.Т. Инженерно-геологическое прогнозирование устойчивости выработок глубоких угольных шахт / В.Т. Глушко, Г.Т. Кирничанский. – М.: Недра, 1974. – 176 с.
44. Глушко, В.Т. Результаты определения механических характеристик пород на прессе с повышенной жесткостью / В.Т. Глушко, Г.Т. Кирничанский, Э.С. Фетисова // Уголь Украины. – 1977. – № 4. – С. 13-16.
45. Ардашев, К.А. Показатели сопротивления и разрыхления и механизм разрушения горных пород в условиях объемного сжатия / К.А. Ардашев, Б.В. Матвеев, М.Д. Ильинов // ФТПРМП. – 1981. – № 2. – С. 24-29.
46. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая, Р.И. Тедер, Е.С. Ватолин, М.Ф. Кунтыш. – М.: Недра, 1969. – 392 с.
47. Баклашов, И.В. Деформирование и разрушение породных массивов / И.В. Баклашев. – М.: Недра, 1988. – 271 с.
48. Свержевский, В.Л. Связь между коэффициентом крепости и пределом прочности при сжатии пород и углей / В.Л. Свержевский, В.П. Субботин // Уголь Украины. – 1984. – № 1. – С. 5.
49. Об оценке влияния глубины залегания на прочностные параметры пород и удельную работу их разрушения / М.Ф. Буряченко, Е.В. Шумилова, В.В. Бодунов, В.В. Красов // Уголь Украины. – 1988. – № 11. – С. 18, 19.
50. Свержевский, В.Л. Зоны искусственной трещиноватости в кровле и почве очистных выработок / В.Л. Свержевский, В.П. Субботин // Уголь Украины. – 1976. – № 10. – С. 44, 45.
51. Свержевский, В.Л. Зависимость физико-механических свойств пород среднего карбона от их ката- и метагенеза / В.Л. Свержевский, Л.А. Карнаухова // Уголь Украины. – 1983. – № 7. – С. 44.

52. Субботин, В.П. Распределение искусственной трещиноватости в кровле и почве очистных выработок / В.П. Субботин // Уголь Украины. – 1984. – № 9. – С. 41.
53. Свержевский, В.Л. Об обрушаемости кровли очистных выработок на пологих пластах Донбасса / В.Л. Свержевский // Уголь. – 1987. – № 8. – С. 17-19.
54. Свержевский, В.Л. Прочностные свойства пород среднего карбона юго-западной части Донецкого бассейна / В.Л. Свержевский, В.П. Субботин // Уголь. – 1969. – № 1. – С. 34-36.
55. Зборщик, М.П. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки / М.П. Зборщик, В.В. Назимко. – К.: Тэхника, 1991. – 248 с.
56. Зборщик, М.П. Распределение напряжений в обрушенных породах кровли пласта / М.П. Зборщик, В.В. Назимко // Разработка месторождений полезных ископаемых. – 1980. – Вып. 57. – С. 40-45.
57. Кандауров, И.И. Механика зернистых сред и ее применение в строительстве / И.И. Кандауров. – М.: Стройиздат, 1966. – 319 с.
58. Пилюгин, В.И. Определение нагрузки на крепь выработок поддерживаемых в обрушенной уплотненной толще / В.И. Пилюгин, В.А. Новицкий, В.М. Чиненов // Разработка месторождений полезных ископаемых. – 1989. – Вып. 84. – С. 75-79.
59. Зборщик, М.П. Особенности сдвижений пород в окрестности выработки, проводимой в обрушенной и уплотненной толще / М.П. Зборщик, В.И. Пилюгин, В.А. Новицкий // Разработка месторождений полезных ископаемых. – 1990. – Вып. 85. – С. 79-86.
60. Повышение устойчивости подготавливающих выработок, поддерживаемых в обрушенных и уплотненных породах зон разгрузки / Ю.Б. Грядущий, Л.Ф. Трунов, М.П. Зборщик, В.В. Назимко // Уголь Украины. – 1991. – № 1. – С. 13-15.
61. Зборщик, М.П. Расчет методом конечных элементов напряжений и деформаций вокруг выработки, охраняемой в обрушенных породах / М.П. Зборщик, В.В. Назимко // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. –

1980. – № 3. – С. 32-36.

62. Особенности сдвижения пород в окрестности выработок, поддерживаемых в обрушенной и уплотненной толще в зоне влияния очистных работ / М.П. Зборщик, В.И. Пилюгин, В.А. Новицкий, С.В. Таранченко // Разработка месторождений полезных ископаемых. – 1990. – Вып. 87. – С. 40-46.

63. Пилюгин, В.И. Особенности трещиноватости горных пород в зонах разгрузки / В.И. Пилюгин, В.А. Новицкий, С.В. Таранченко // Разработка месторождений полезных ископаемых. – 1988. – Вып. 81. – С. 41-46.

64. Борзых, А.Ф. Прогнозирование высоты обрушения слоистого массива кровли в выработанном пространстве при выемке полого-наклонных угольных пластов / А.Ф. Борзых, В.Н. Сиидов // «Известия вузов. Горный журнал», № 1, 2014, 13-20.

65. Комиссаров, С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983. – 237 с.

66. Калинин, С.И. Геомеханическое обеспечение эффективной выемки мощных пологих пластов с труднообрушаемой кровлей механизированными комплексами / С.И. Калинин, В.М. Колмагоров. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2002. – 111 с.

67. Морин, С.В. Характер деформирования подработанного массива горных пород в зоне обрушений и интенсивных расслоений / С.В. Морин // Изв. вузов. Горный журнал. – 1987. – № 9. – С. 39-41.

68. Степень разрыхления пород зоны беспорядочного обрушения в контуре выемки при отработке пологих угольных пластов. – Алма-Ата: ИГД АН Казахской ССР, 1988. – Деп. рукоп. № 7974-В88 ВИНТИ 27.10.88. – 13 с.

69. Борзых, А.Ф. Опыт отработки панели в восходящем порядке / А.Ф. Борзых, В.Н. Сиидов, С. П. Офицеров // Уголь Украины. – 2008. – № 5. – С. 7-10.

70. Сиидов, В.Н. Влияние ПГД на устойчивость проводимой в выработанном пространстве выработки / В.Н. Сиидов, В.Н. Григоряк // Уголь Украины. – 2009. – № 7. – С. 10-12.

71. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при

добыче угля подземным способом. – Київ: Минтопэнерго Украины, ГСТУ 101.00159226.001 – 2003, 2004. – 128 с.

72. Медянец, А.Н. Продолжительность сдвижения земной поверхности под горными работами / А.Н. Медянец // Уголь Украины. – 1961. – № 1.

73. Сдвижение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений / Акимов А.Г., Земисев В.Н., Кацнельсон Н.Н. и др. – М.: Недра, 1970. – 224 с.

74. Иофис, М.А. Инженерная геомеханика при подземных разработках / М.А. Иофис, А.И. Шмелев. – М.: Недра, 1985. – 248 с.

75. Тарасов, Б.Г. Газовый барьер угольных шахт / Б.Г. Тарасов, В.А. Калмаков. – М.: Недра, 1978. – 200 с.

76. Феликс, Э.А. О характере проявлений опорного давления в подготовительных выработках с течением времени / Э.А. Феликс, В.С. Пиховкин // Уголь Украины. – 1968. – № 2.

77. Кулибаба, С.Б. Продолжительность процесса сдвижения массива / С.Б. Кулибаба, А.Ф. Борзых, В.Н. Сиидов // Уголь Украины. – 2008. – № 4. – С. 11-13.

78. Борзых, А.Ф. Прогнозирование максимальных оседаний пород подрабатываемого угленосного массива / А.Ф. Борзых, Г.А. Аверин, О.В. Князьков // [Вестник. т. 9, № 7 (79).] – Санкт-Петербург: МАНЭБ, 2004. – С. 34.38.

79. Усаченко, Б.М. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизованных породах / Б.М. Усаченко, В.П. Чередниченко, И.Е. Головчанский. – К.: Наукова думка, 1990. – 144 с.

80. Сиидов, В.Н. Установление взаимосвязей основных прочностных и упругих параметров пород в условиях антрацитовых шахт / В.Н. Сиидов, О.В. Князьков // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. – 2005. – Вып. 20. – С. 126-131.

81. Элдер, В. Электрические измерения неэлектрических величин полупроводниковыми тензорезисторами / В. Элдер, Л. Вальтер. – М.: Мир, 1974. – 286 с.

82. Тимошенко, С.П. Пластины и оболочки / С.П. Тимошенко, С. Войновский-Кригер. – М.: Государственное издательство физико-математической литературы. 1963. – 635с.
83. Аронович, Г.В. Гидравлический удар и уравнивательные резервуары / Г.В. Аронович, Н.А. Картешвилли, Я.К. Любимцев. – М.: Наука, 1968. – 248с.
84. Пятницкий, А.А. Введение в теорию и практику тензометрирования / А.А. Пятницкий.– Новочеркасск: НПИ, 1960. – 78 с.
85. Рузга, З. Электрические тензометры сопротивления / З. Рузга. – М.: Госэнергоиздат, 1961. – 336с.
86. Дайчик, М.Л. Методы и средства натуральной тензометрии / М.Л. Дайчик, Н.И. Пригоровский, Г.Х. Хурдушов. – М.: Машиностроение, 1989. – 240 с.
87. Хорвиц, П. Искусство схемотехники / П. Хорвиц, У. Хилл – М.: Мир, 2001. – 704 с.
88. Повх, И.Л. Аэродинамический эксперимент в машиностроении / И. Л. Повх. – М. – Л.: Машиностроение, 1965. – 480 с.
89. Пак, П.П. Повышение эффективности разгрузочной полости / П.П. Пак, М.К. Баймульдин, М.Р. Халяфутдинов, Ф.Ф. Кайзер // Горный журнал. Известия вузов. – 1988. – № 2. – С. 18-21.
90. Сиидов, В.Н. Модуль деформации и коэффициент бокового распора разрушенных горных пород / В.Н. Сиидов, В.С. Пупков // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. – 2011. – Вып. 34. – С. 81-88.
91. Шашенко, О.Н. Механика горных пород: підручник для ВУЗів / О.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.
92. Филин, А.П. Прикладная механика твердого деформируемого тела, т. I / А.П. Филин, Главная редакция физико-математической литературы изд-ва «Наука», 1975. – 832 с.
93. Руководство пользователя программным комплексом "ЛИРА-Windows". 8 томов / А. С. Городецкий, И. Д. Евзеров, С. Л. Мельников и др.

Госкомградостроительства Украины 1997 г.

94. Городецкий А.С. Информационные технологии расчета и проектирования строительных конструкций. Учебное пособие / А.С. Городецкий, В.С. Шмуклер, А.В. Бондарев – Харьков: НТУ «ХПИ», 2003. – 889 с.

95. Борзых, А.Ф. Использование пошагового метода математического моделирования Напряженно-деформированного состояния разрушенного в выработанном пространстве породугольного массива / А.Ф. Борзых, В.С. Пупков, В.Н. Сиидов // Проблемы гірського тиску. Збірник наукових праць. – 2010 – Вып. 18. – С. 57-72.

96. Сиидов, В.Н. Особенности контурных изменений уплотненных пород вокруг сооруженной в выработанном пространстве выработки / В.Н. Сиидов // Сборник научных трудов Донбасского государственного технического университета. – 2012. – Вып. 36. – С. 139-151.

97. Лира[®] 9.4 Примеры расчета и проектирования: учебное пособие / Борисов В.Е., Гензерский Ю.В., Гераймович Ю.Д. и др. – К.: издательство «ФАКТ», 2008. – 280 с.

98. Филипов, Н.А. К расчёту напряженно-деформированного состояния слоистого массива горных пород / Н.А. Филипов // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. – 1979. – № 2. – С. 3-10.

99. Борзых, А.Ф. Угловые параметры природной трещиноватости кровли относительно угольного пласта / А.Ф. Борзых, С.И. Долгопятенко, В.Н. Сиидов // Уголь Украины. – 2010. – № 7. – С. 3-5.

100. Пат. 44771 Україна, МПК8 E21 D11/14. Спосіб охорони гірничої виробки в зруйнованих породах виробленого простору / А.П. Борзих, В.М. Сіидов; заявник та патентовласник Донбаський державний технічний університет. – U 2009 05191; Заявл. 25.05.09; Опубл. бюл. № 19, 12.10.09.

101. Борзых, А.Ф. Увеличение длины панели при подготовке пластов к отработке на большой глубине / А.Ф. Борзых, В.Н. Сиидов // Уголь Украины. – 2007. – № 3. – С. 8-11.

Матрицы планирования экспериментов

Тип породы – аргиллит		Объемный вес (т/м ³)			
Номер опыта	Крупность, мм	Деформация (мм) при P (кН)			
		10	15	...	190
1	5+				
2	2,5-5				
3	1-2,5				

Тип породы – алевролит		Объемный вес (т/м ³)			
Номер опыта	Крупность, мм	Деформация (мм) при P (кН)			
		10	15	...	190
1	5+				
2	2,5-5				
3	1-2,5				

Тип породы – песчаник		Объемный вес (т/м ³)			
Номер опыта	Крупность, мм	Деформация (мм) при P (кН)			
		10	15	...	190
1	5+				
2	2,5-5				
3	1-2,5				

Греко-латинский квадрат для рандомизации очередности экспериментов

Серия	Эксперимент в серии			
	1	2	3	4
1	Алевролит крупностью 1-2,5	Аргиллит крупностью 5+	Песчаник крупностью 2,5-5	Аргиллит крупностью 2,5-5
2	Песчаник крупностью 1-2,5	Алевролит крупностью 5+	Песчаник крупностью 5+	Алевролит крупностью 2,5-5
3	Аргиллит крупностью 1-2,5	Алевролит крупностью 1-2,5	Аргиллит крупностью 2,5-5	Песчаник крупностью 5+
4	Алевролит крупностью 2,5-5	Песчаник крупностью 1-2,5	Аргиллит крупностью 5+	Песчаник крупностью 1-2,5
5	Алевролит крупностью 5+	Аргиллит крупностью 1-2,5	Песчаник крупностью 2,5-5	Аргиллит крупностью 5+
6	Алевролит крупностью 1-2,5	Аргиллит крупностью 2,5-5	Песчаник крупностью 1-2,5	Алевролит крупностью 5+
7	Аргиллит крупностью 1-2,5	Алевролит крупностью 2,5-5	Песчаник крупностью 5+	Песчаник крупностью 5+
8	Алевролит крупностью 2,5-5	Аргиллит крупностью 1-2,5	Алевролит крупностью 5+	Песчаник крупностью 1-2,5
9	Аргиллит крупностью 2,5-5	Песчаник крупностью 2,5-5	Аргиллит крупностью 5+	Алевролит крупностью 1-2,5

Форма журнала регистрации результатов экспериментов

Эксперимент №			
Тип породы			
Крупность, мм			
Объемный вес, г/см ³			
Масса, гр. $m_0 =$			
Начальная высота насыпки, мм $h_0 =$			
$P, кН$	$\Delta h, мм$	$P, кН$	$\Delta h, мм$
10		105	
15		110	
20		115	
25		120	
30		125	
35		130	
40		135	
45		140	
50		145	
55		150	
60		155	
65		160	
70		165	
75		170	
80		175	
85		180	
90		185	
95		190	
100			

УТВЕРЖДАЮ

директор шахты

им. Ф.Э. Дзержинского

ГП «Ровенькиантрацит»

В.Н. Григоряк

19 ноября 2009 г.



УТВЕРЖДАЮ

Проректор по научной работе

ДонГТУ

Н.Н. Заблодский

19 ноября 2009 г.



АКТ

внедрения поддержания вентиляционного уклона, проведенного по
выработанному пространству лав № 1 и 3 пласта h_7 на
шахте им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит»

Настоящий составлен комиссией
под председательством – главного инженера шахты О.П. Горелова,
члены комиссии:

от шахты им. Ф.Э. Дзержинского
сменный инженер И.Н. Мудрый,
главный технолог Е.М. Печенкин;
от Донбасского ГТУ
докт. техн. наук А.Ф. Борзых,
канд. техн. наук Г.А. Аверин,
магистр В.Н. Сиидов,

которая отмечает нижеследующее:

1. С целью повышения устойчивости вентиляционных уклонов в условиях отработки пласта h_7 Донбасским ГТУ совместно с шахтой им. Ф.Э. Дзержинского рекомендовано их проведение по выработанному пространству.

2. Согласно этим рекомендациям пройден вентиляционный уклон № 3 по выработанному пространству лав №№ 1 и 3 длиной 505 м. Пласт h_7 мощностью 1,2-1,6 м залегает на глубине 700 – 800 м под углом падения 15° . Категории обрушаемости массива кровли A_3 , устойчивости ее нижнего слоя кровли B_3 и верхнего слоя почвы P_3 . Лавы №№ 1 и 3 длиной соответственно 197 и 265 м, оборудованы механизированными комплексами 2МКД-90Т, средняя скорость подвигания которых 48 м/мес.

3. По установленным ДонГТУ прогнозным данным продолжительность процесса сдвижения подрабатываемого углепородного массива в рассматриваемых условиях составляет 8,8 месяцев. С целью локализации возможных вывалообразований в уклоне рекомендована величина угла встречи между продольной осью указанной выработки и линиями простираения природной трещиноватости кровли $15-20^\circ$. Фактическая величина этого угла составила 16° .

4. По выработанному пространству лавы № 1 вентиляционный уклон пройден через 21 месяц после ее отхода. Вентиляционный уклон частично пройден по оставленному охранному выемному выемному сейферного штрека № 1 шириной 43 м, в котором образуется опорный сечение выработки при возведении крепи КМП-А3/9,7. ВП-19. Шахта № 1 ее установки 0,5 м составила в све-

Соответствует оригиналу:

ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01



И.А. Бершадский

ту 8,5 м². По выработанному пространству лавы № 3 вентиляционный уклон пройден через 3 месяц после ее отхода, до завершения процесса сдвижения 5,8 месяцев. Поперечное сечение выработки при возведении крепи КМП-А3/11,2 из СВП-22 с шагом ее установки 0,8 м составила в свету 10,4 м².

5. По истечению 12 месяцев после проходка вентиляционного уклона № 3 по выработанному пространству лав № 1 и 3 ДонГТУ проведены шахтные инструментальные наблюдения за его состоянием. Часть вентиляционного уклона № 3 по его длине в пределах вышеуказанного охранного целика подверглась влиянию совмещенных зон опорного давления и ПГД от оставленного угольного целика ранее отработанного пласта h_8 . В результате чего произошла повышенная деформация крепи с потерей сечения до величины 1,9 м² при остаточной ширине и высоте соответственно 1,5 и 1,5 м, что привело к необходимости его перекрепления. Также на участке 15-30 м от целика по восстанию наблюдается, хотя и не значительное (0,2-0,3 м), поднятие почвы. Оставшаяся часть уклона по выработанному пространству лавы № 1 находится в удовлетворительном состоянии. По выработанному пространству лавы № 3 рамы крепи не нагружены. По бокам выработки за крепью имеются пустотности. Расстояние от крепи до обнаженного породного контура составляет 0,3-1,5 м. В результате отсутствия в некоторых местах межрамных перекрытий (затяжки) по бокам выработки происходит высыпание породы.

ВЫВОДЫ

1. Комиссия считает необходимым в дальнейшем для условий пласта h_7 шахты им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит» проводить наклонные выработки по выработанному пространству с целью повышения устойчивости за период их эксплуатации.

2. Проводить эти выработки по завершению процесса сдвижения массива, который в рассматриваемых условиях составляет 8-9 месяцев.

3. Проводимые по выработанному пространству выработки располагать в зонах ПГД не рекомендуется.

Председатель комиссии

От шахты им. Ф.Э. Дзержинского

И.И. Мудрый
Е.М. Печенкин



О.П. Горелов

от ДонГТУ
А.Ф. Борзых
Г.А. Аверин
В.Н. Сиидов



Соответствует оригиналу:
ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01

И.А. Бершадский

/Мои документы. Акты, письма, обоснования/ Акты

УТВЕРЖДАЮ:
 Директор
 ОП "Шахта им. Я.М. Свердлова"
 ГП "Свердловантрацит"

Н.Ф. Романюк
 " " " 2010 г

УТВЕРЖДАЮ:
 Проректор по научной работе
 Донбасского ГТУ

Н.Н. Заблодский
 " " " 2010 г

А К Т

внедрения проведения и поддержания вентиляционного бремсберга №5
 по выработанному пространству лавы №77-зап пласта k_5^1
 на ОП "Шахта им. Я.М. Свердлова" ГП "Свердловантрацит"

Настоящий акт составлен комиссией
 под председательством — главного инженера шахты П.А. Матлаева,
 члены комиссии:

от ОП "Шахта им. Я.М. Свердлова":
 начальник участка — Е.А. Афоничев,
 главный технолог — Е.В. Трофимов;
 от Донбасского ГТУ:
 доктор технических наук — А.Ф. Борзых,
 магистр — В.Н. Сиидов,
 которая отмечает нижеследующее:

1. С целью повышения устойчивости вентиляционного бремсберга №5 и проветривания западного крыла в условиях отработки пласта k_5^1 Донбасским ГТУ совместно с шахтой им. Свердлова рекомендовано его проведение по выработанному пространству.
2. Согласно этим рекомендациям пройден вентиляционный бремсберг №5 по выработанному пространству лавы №77-зап длиной 207 м. Пласт k_5^1 мощностью 1,15 м залегает на глубине 1100 -1115 м под углом падения 5-7°. Категории обрушаемости массива кровли — А₂ - А₃, устойчивости её нижнего слоя кровли — Б₂-Б₃ и верхнего слоя почвы П₂. Лава №77-зап длиной 207 м оборудована механизированным комплексом 1МКД-90Т.
3. По установленным Донбасским ГТУ прогнозным данным продолжительность процесса сдвижения подрабатываемого угленородного массива в рассматриваемых условиях составляет 10 месяцев. С целью локализации возможных вывалообразований в бремсберге рекомендована величина угла встречи между продольной осью указанной выработки и линиями простираения природной трещиноватости кровли 40°. Фактическая величина этого составила 40°.
4. По выработанному пространству лавы №77-зап вентиляционный бремсберг пройден через 11,5 месяцев после её отхода. Вентиляционный бремсберг №5 частично пройден по оставленному охранному целику конвейерного штрека №77-зап шириной 120 м, в котором образуется опорное давление. Поперечное сечение выработки при возведении крепи КМП-А3/11,2 из СВП-22 с шагом её установки 0,8 м составила в свету 10,4 м².
5. По истечении 11 месяцев после проходки вентиляционного бремсберга по выработанному пространству лавы №77-зап Донбасским ГТУ проведены шахтные инструментальные наблюдения за его состоянием. Часть вентиляционного бремсберга №5 по его длине в пределах вышеуказанного охранного целика подверглась влиянию совмещённых зон опорного давления и ПГД на 23 м. В результате чего произошла повышенная деформация крепи с потерей сечения до величины 1,9 м² при остаточной ширине и высоте соответственно 1,5 м, что привело к необходимости его перекрепления. Также на участке 15-30 м от целика по восстановлению в бремсберге наблюдается, хотя и незначительное (0,1-0,3 м), поднятие почвы. Оставшаяся часть бремсберга по выработанному пространству лавы №77-зап находится в удовлетворительном состоянии. По бокам выработки за счёт отсутствия в некоторых местах обнажённого породного контура, в результате отсутствия в некоторых местах межрамных перекрытий, по бокам выработки происходит высыпание породы.

Соответствует оригиналу:
 ученый секретарь диссертационного
 совета Д 01.008.01



И.А. Бершадский

ВЫВОДЫ

1. Комиссия считает необходимым в дальнейшем для условий пласта k_5^1 ОП "Шахта им. Я.М. Свердлова" ГП "Свердлованрацит" проходить наклонные выработки по выработанному пространству с целью повышения устойчивости за период их эксплуатации.

2. Проводить эти выработки по завершению процесса сдвижения массива, который в рассматриваемых условиях составляет 10 месяцев.

Председатель комиссии — главный инженер шахты

 П.А. Матлаев

от шахты им. Я.М. Свердлова

начальник участка

 Е.А. Афоничев

главный технолог

Е.В. Трофимов

от Донбасского ГТУ

доктор технических наук



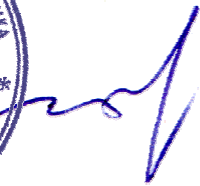
А.Ф. Борzych

магистр

В.Н. Сиидов

Соответствует оригиналу
ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01





И.А. Бершадский



**ДЕРЖАВНИЙ КОМІТЕТ УКРАЇНИ З ПИТАНЬ ТЕХНІЧНОГО
РЕГУЛЮВАННЯ ТА СПОЖИВЧОЇ ПОЛІТИКИ**

ДЕРЖАВНЕ ПІДПРИЄМСТВО
“ЛУГАНСЬКИЙ РЕГІОНАЛЬНИЙ НАУКОВО – ВИРОБНИЧИЙ
ЦЕНТР СТАНДАРТИЗАЦІЇ, МЕТРОЛОГІЇ ТА СЕРТИФІКАЦІЇ”
(ДП “ЛУГАНСЬКСТАНДАРТМЕТРОЛОГІЯ”)
91021, м. Луганськ, вул. Тімірязєва, 50
Свідоцтво про уповноваження № ПК 015-2009 от 10.08.2009г.

СВІДОЦТВО

про повірку робочого засобу вимірювальної техніки

№ 3767 Чинне до «25» 09 2010 р.

Назва та умовне позначення РУЛЕТКА ВИМІРЮВАЛЬНА

МЕТАЛЕВА АР8 Зав. № 998

Виробник „Азимут”

Власник Донецький Государственный
технический университет

На підставі результатів повірки засіб вимірювальної техніки визнано придатним до застосування.

МИ 1780-87 ; ГОСТ 7502-89 « РУЛЕТКИ ИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ МЕТАЛЛИЧЕСКИЕ »
позначення та назва документа, що містить вимоги до метрологічних характеристик і (або) за потреби,

значення метрологічних характеристик (клас точності, похибки, діапазони вимірювання тощо)

Додаток на _____ стор.

Державний повірник



[Signature]
(підпис)

Бершадский И.И.
(ініціали, прізвище)

Місце печатки або відбитка
повірочного тавра



09 2009 р.

Соответствует оригиналу:
ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01

И.А. Бершадский



ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ УКРАИНЫ ПО ВОПРОСАМ
ТЕХНИЧЕСКОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ И ПОТРЕБИТЕЛЬСКОЙ ПОЛИТИКИ

ГП «ЛУГАНСКИЙ РЕГИОНАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ
ЦЕНТР СТАНДАРТИЗАЦИИ, МЕТРОЛОГИИ И СЕРТИФИКАЦИИ»
(ГП «ЛУГАНСКСТАНДАРТМЕТРОЛОГИЯ»)

аттестат аккредитации № ПК 015-2009 от 10. 08. 2009 г.

АТТЕСТАТ № 3766

На Станція универсальна з інструментами СУИ-ІІ

наименование испытательного оборудования

Тип СУИ-ІІ заводской номер 533

Изготовленный з-д Мар'їшій деревляне інструментів.
наименование предприятия изготовителя

Принадлежащее Домбасенський державотвірний тех. ун-т.
наименование предприятия

На основании результатов первичной (периодической, внеочередной)
аттестации, проведенной ГП Луганскстандартметрологія»
наименование организации или подразделения, проводившего аттестацию
в связи с Первичною
чем обусловлено проведение аттестации

« 25 » 09 2009 г., установлено, что испытательное оборудование соответствует
требованиям нормативной документации и допускается к применению.

Срок действия аттестата до « 25 » 09 2010 г.

Госповеритель



Соответствует оригиналу
ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01



И.А. Бершадский



УКРАЇНА

(19) UA (11) 44771 (13) U
(51) МПК (2009)
E21D 11/14

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ
І НАУКИ УКРАЇНИ

ДЕРЖАВНИЙ ДЕПАРТАМЕНТ
ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ
ВЛАСНОСТІ

ОПИС ДО ПАТЕНТУ НА КОРИСНУ МОДЕЛЬ

видається під
відповідальність
власника
патенту

(54) СПОСІБ ОХОРОНИ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ В ЗРУЙНОВАНИХ ПОРОДАХ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ

1

2

(21) u200905191

(22) 25.05.2009

(24) 12.10.2009

(46) 12.10.2009, Бюл.№ 19, 2009 р.

(72) БОРЗИХ АНАТОЛІЙ ПИЛИПОВИЧ, СІДОВ
ВОЛОДИМИР МИКОЛАЙОВИЧ(73) ДОНБАСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНІЧНИЙ
УНІВЕРСИТЕТ

(57) Спосіб охорони гірничої виробки у зруйнованих породах виробленого простору, який включає встановлення рам постійного кріплення з верхня-

ками і крайніми стояками, формування в покрівлі виробки компенсаційної порожнини, який відрізняється тим, що компенсаційну порожнину формують шляхом заповнення закріпного простору спочатку тільки з боків виробки породою від її проведення, з подальшим його заповненням шматками породи, які самовільно відділяються від контуру оголення покрівлі, а розвантаження породного контуру здійснюють шляхом випускання породи з закріпного простору у виробку та плавним опусканням важкообвалюваної покрівлі.

Корисна модель відноситься до гірничої справи, а саме до способів охорони підготовчих виробок при підземній розробці пластових родовищ.

Відоме кріплення підготовчої виробки, за допомогою якої її охорона і підтримання здійснюється породною подушкою, яка частково деформується в закріпному просторі в боку виробки. З боку виробки подушка огорожується опалубкою, що утримується металевими балками /а. с. СССР 343048 МПК E21D11/18 от 22.VI.1972 Бюл. 20/.

Недоліком цього способу охорони і утримання виробки є важкість конструювання охоронних елементів, для возведення котрих потрібні додаткові витрати кріпних матеріалів і металу.

Найбільш близьким по технічній сутності й досягнутому ефекту є спосіб охорони гірничих виробок який включає попереднє закріплення виробки, формування у покрівлі компенсаційної порожнини, встановлення постійного кріплення з верхняком і крайніми опорами, при чому попереднє закріплення виробки здійснюється анкерними болтами, котрі розміщують за межами контуру компенсаційної порожнини та виконують довжиною яка більш її висоти, постійне кріплення по центру підсилюють додатково податливою центральною опорою, саму компенсаційну порожнину виконують сводчатої форми, а крайні опори постійного кріплення роблять у вигляді податливих стояків або анкерів. (а. с. 1578349 МПК E21D11/14 опубл. 15.07.90 Бюл. №26)

Недоліком цього способу є необхідність виконання додаткових технологічних операцій спрямо-

ваних на руйнування покрівлі в межах компенсаційної порожнини, навантаження і транспортування додаткового об'єму породи.

В основу корисної моделі поставлене завдання удосконалити спосіб охорони гірничої виробки в зруйнованих породах виробленого простору, в якому завдяки новому способу формування компенсаційної порожнини, та розвантаженню породного контуру за рахунок випускання породи з закріпного простору у виробку досягається підвищення стійкості виробки і надійність роботи її рамного кріплення з одночасним зниженням навантаження на рами кріплення і експлуатаційних витрат на підтримання та охорону виробки.

Поставлена задача вирішується тим, що у способі охорони гірничої виробки у зруйнованих породах, який включає встановлення рам постійного кріплення з верхняками і крайніми стояками, формування в покрівлі виробки компенсаційної порожнини згідно з винаходом компенсаційну порожнину формують шляхом заповнення закріпного простору спочатку тільки з боків виробки породою від її проведення, з подальшим його заповненням шматками породи, які свавільно відділяються від контуру оголення покрівлі, й розвантаження породного контуру здійснюють шляхом випускання породи з закріпного простору у виробку та плавним опусканням важкообвалюваної покрівлі.

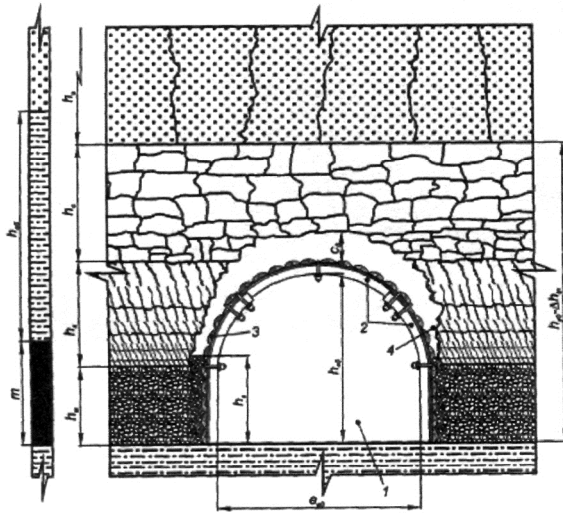
Для пояснення способу наведені схеми. На схемі - Фіг.1 - показаний поперечний переріз виробки після встановлення кріплення і часткового заповнення закріпного простору породою від її про-

(19) UA (11) 44771 (13) U

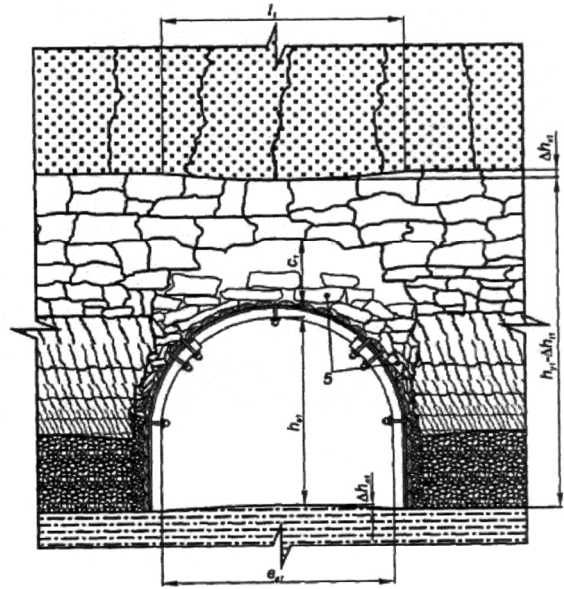
5

44771

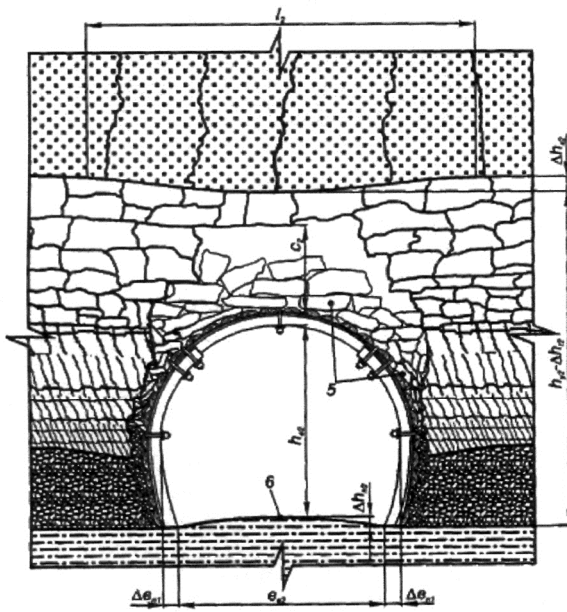
6



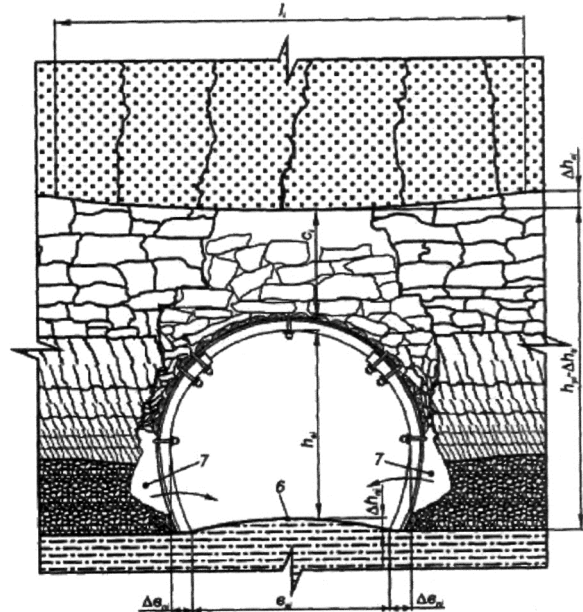
Фиг. 1



Фиг. 2



Фиг. 3



Фиг. 4

7

44771

8



Фіг. 5



Фіг. 6

РРКК

МІНІСТЕРСТВО ВУГІЛЬНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ

91055, м. Луганськ, вул. Пушкіна, 1
 телефон: 97-34-92, факс: 59-96-02
 www.lgh.com.ua, lgh@lgh.com.ua,
 Р/р: 26009492 в Луганській філії
 ВАТ «Кредитпромбанк» м. Луганська
 МФО 364382 код 05400856



91055, г. Луганск, ул. Пушкина, 1
 телефон: 97-34-92, факс: 59-96-02
 www.lgh.com.ua, lgh@lgh.com.ua,
 Р/с: 26009492 в Луганском филиале
 ОАО «Кредитпромбанк» г. Луганска
 МФО 364382 код 05400856

Любые виды проектно-изыскательских работ. Качество подтверждено сертификатом ISO 9001:2000



ДВАТ «ЛУГАНСЬКДІПРОШАХТ»

На № 11.11.09, № 1549
 від 2376-43 від 02.11.09

Богачевский А. И.
Борздох А. Ф.
17.11.09

Проректору по науке
 Донбасского государственного
 технического университета
Заблюдскому Н.Н.
 пр. Ленина, 16, г. Алчевск,
 Луганская обл.
 Украина, 94204

«О рассмотрении рекомендаций...»

Уважаемый Николай Николаевич!

На Ваше письмо №2376-43 от 02.11.09 по вопросу рассмотрения «Рекомендаций по обеспечению устойчивости сооружаемых в выработанном пространстве подготавливающих выработок глубоких антрацитовых шахт Донбасса» и дачи нами заключения сообщаем, что они рассмотрены специалистами горно-технологического отдела «Луганскгипрошахт», которыми отмечена актуальность решения вопроса важной проблемы повышения устойчивости подготавливающих выработок глубоких угольных шахт, позволяющего сократить расходы на проведение, охрану и поддержание указанных выработок, а также увеличить длину выемочного столба.

Положения настоящих «Рекомендаций...» могут быть рекомендованы для создания на их основе нормативного документа утвержденного в установленном порядке.

В качестве информации могут быть частично или полностью использованы при выполнении проектов отработки тонких пологонаклонных пластов глубоких антрацитовых шахт Украины.

С уважением,

Главный инженер

Исп. Голованов В.Е.
 97-62-52

Пономарь В.Н.

Соответствует оригиналу:
 ученый секретарь диссертационного
 совета Д 01.008.01



Вх 1501-97
 16.11.09

И.А. Бершадский

Министерство образования и науки Украины
Донбасский государственный технический университет



Утверждаю:

Проректор по научной работе

Н.Н. Заблодский

_____ 2009 г.

РЕКОМЕНДАЦИИ

по обеспечению устойчивости сооружаемых в выработанном пространстве подготавливающих выработок глубоких антрацитовых шахт Донбасса

Исполнители:

Доктор технических наук

Магистры:

А.Ф. Борзых

А.П. Болотов

В.Н. Сиидов

Соответствует оригиналу _____, 2009
ученый секретарь диссертационного
совета Д 01.008.01



И.А. Бершадский

Выработки расположенные в выработанном пространстве и их параметры

Наименование			Пласт			Выработка					Продолжительность, мес			
шахта	выработка	лава	индекс	средняя мощность, м	угол падения, град	длина, м	исходная площадь сечения, м ²		средняя глубина заложения, м	шаг установки рам крепи, м	год, мес. сооружения	интервал времени между сооружением и проходом лавы	срок эксплуатации	процесса сдвига массива
							в свету	в черне						
ГП «Свердловантрацит»														
им. Я. М. Свердлова	Бремсберг № 5	№ 75 зап.	k_5'	1,2	8	260	8,5	10,8	1112		II.2011	16	по н.в.	12.9
ГП «Ровенькиантрацит»														
им. Ф. Э. Дзержинского	Вентиляционный уклон № 3	№ 5	h_7	0,92	14	240	10,4	13,1	780	0,5	V.2012	9	по н.в.	9.3
		№ 9		1,08	13	212	10,4	13,1	870	0,5	I.2011	4	по н.в.	10.1
им. Космонавтов	Вентиляционный уклон № 1	№ 1	h_8	1,5	9	305	10,4	12,8	930	0,8	X.2011	13	по н.в.	10.5
ГП «Снежноантрацит»														
«Заря»	Восточный вент. ходок	3-я вост.	h_7	1.2	7	270	8,5	10,8	750	0,8	VI.2008	294	по н.в.	

УТВЕРЖДАЮ
 директор шахты им. Ф.Э. Дзержинского
 ГП «Ровенькиантрацит»
 В.Н. Григоряк
 _____ 2008 г.
Сенгужа



Расчет экономического эффекта

от внедрения поддержания вентиляционного уклона,
 проведенного по выработанному пространству лав № 1 и 3 пласта h_7 ,
 на шахте им. Ф.Э. Дзержинского ГП «Ровенькиантрацит»

В результате внедрения проекта (акт от 16.11.07 г.) поддержания вентиляционного уклона, проведенного по выработанному пространству лавы № 3 пласта h_7 , получен экономический эффект в размере 1177400 грн., расчет которого прилагается.

1. Исходными данными для расчета фактического экономического эффекта являются применяемый на шахте способ охраны уклонов с использованием угольных целиков (вариант I) и внедренный (вариант II) – с их проведением по обрушенным и уплотненным породам выработанного пространства. Краткая характеристика условий охраны вентиляционных уклонов по указанным вариантам представлена в таблице 1.

Таблица 1

Показатель и единицы его измерения	I вариант	II вариант
Мощность пласта, м	1,2	—
Длина лавы, м	200	
Типоразмер крепи уклона	КМП-А3/11,2	
Способ охраны уклона	Угольными целиками	Проведение по выработанному пространству

Соответствует оригиналу:
 ученый секретарь диссертационного
 совета Д 01.008.01



И.А. Бершадский

При варианте I уклоны проводились по пласту и охранялись угольными целиками, что приводило к дополнительным затратам связанным с монтажом-демонтажем очистных механизированных комплексов и эксплуатационными потерями угля. Поскольку на шахте применяется система разработки столбами по простиранию превышающие по длине типовые рекомендуемые 1500 м в 2 раза, возникает необходимость проведения вентиляционных уклонов из условий невозможности продолжительного поддержания вентиляционных штреков, прилегающих к лаве.

При варианте II вентиляционный уклон проводится по выработанному пространству после прохода лавы № 3 и затухания процесса сдвижения массива.

Объемы дополнительных работ, подлежащих сравнению, представлены в таблице 2.

Таблица 2

Вид дополнительных работ	Объем, ед. изм.
Проведение разрезной печи (монтажной камеры)	200 м
Демонтаж механизированного комплекса 2МКД-90Т	133 секции
Монтаж механизированного комплекса 2МКД-90Т	133 секции

2. Общая величина прямых затрат на выполнение дополнительных работ:

$$\mathcal{E}_\phi = C_1 + C_2 + C_3 + C_4, \text{ грн.},$$

где C_1 – затраты, связанные с эксплуатационными потерями угля в оставленных целиках, грн. (таблица 3);

C_2 – затраты на проведение разрезной печи (монтажной камеры), грн. (принимается по фактическим шахтным данным при стоимости проведения 1 м разрезной печи 460 грн.);

C_3 – затраты на демонтаж очистного механизированного комплекса, грн. (принимается по фактическим шахтным данным для 2МКД-90Т и составляет 376000 грн.);

C_4 – затраты на монтаж очистного механизированного комплекса, грн. (принимается по фактическим шахтным данным для 2МКД-90Т и составляет 657000 грн.).

Таблица 3 – Расчет затрат, связанных с эксплуатационными потерями угля в оставленных целиках

Показатель и единица его измерения	Количественное значение показателя
Вынимаемая мощность пласта, м	1,2
Объемный вес угля, т/м ³	1,85
Размер угольного целика, м:	
длина	200
ширина	20
Количество оставленных целиков, шт.	2
Общие эксплуатационные потери в целиках, т	17760
Потонная ставка, грн./т	2,95
Затраты, грн.	52400

Общий экономический эффект от проведения вентиляционного уклона по выработанному пространству составит:

$$Э_{\phi} = 52400 + 460 \times 200 + 376000 + 657000 = 1177400 \text{ грн.}$$

(Один миллион сто семьдесят семь тысяч четыреста гривен)

Главный инженер

Главный технолог

Главный экономист

Сменный инженер



[Signature]
[Signature]
[Signature]
[Signature]

О.П. Горелов

Е.М. Печенкин

И.А. Кузнецова

И.Н. Мудрый

Соответствует оригиналу:
 ученый секретарь диссертационного
 совета Д 01.008.01



[Signature]

И.А. Бершадский