

**Министерство образования и науки Украины
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»**



**К.В. КРАВЧЕНКО
Д.В. БАБЕЦ**

**ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ
ПРИ ОТРАБОТКЕ КОНЕЧНЫХ УЧАСТКОВ ЛАВ
СТРУГОВЫМИ КОМПЛЕКСАМИ**

МОНОГРАФИЯ

**Днепропетровск
НГУ
2015**

УДК 622. 833.5

ББК 33.1

К78

Рекомендовано вченою радою Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» (протокол № 6 від 2 липня 2013).

Рецензенти:

О.М. Шашенко – доктор технічних наук, завідувач кафедри будівництва і геомеханіки Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет»;

О.О. Сдвижкова – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри вищої математики Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет».

Кравченко К.В.

К78 Геомеханические явления при отработке конечных участков лав струговыми комплексами: монография / К.В. Кравченко, Д.В. Бабец ; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2015. – 108 с.

ISBN 978-966-350-533-6

Приведены результаты исследований, которые позволили установить закономерности геомеханических процессов, протекающих в породном массиве при предварительном сооружении демонтажной камеры и последующем приближении к нему фронта очистных работ. На основе выполненных исследований определены форма и размер зоны разрушений над выработанным пространством лавы и над демонтажной камерой, вследствие перераспределения напряжений впереди забоя лавы, движущегося в зависимости от расстояния между лавой и камерой.

Материал монографии может быть использован в учебном процессе при чтении лекций по дисциплине «Механика горных пород» при определении напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности горных выработок, а также для дальнейшей разработки и совершенствования методов анализа напряженно-деформированного состояния породного массива специалистами учебных научно-исследовательских и проектных учреждений (НГУ, ИГТМ, Днепротипрошахт, Донгипрошахт и др.).

УДК 622. 833.5

ББК 33.1

© К.В. Кравченко, Д.В. Бабец, 2015

© Державний ВНЗ «НГУ», 2015

ISBN 978-966-350-533-6

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1. АКТУАЛЬНОСТЬ, ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	6
1.1. Анализ состояния угольной промышленности в мире и Украине...	6
1.2. Объективные и субъективные факторы, связанные с аварийной ситуацией и травматизмом рабочих на угольных предприятиях	10
1.3. Основные аспекты совершенствования и повышения безопасности механизированной добычи угля	14
1.4. Актуальные вопросы повышения эффективности и безопасности работ при демонтаже оборудования очистных комплексов	19
ГЛАВА 2. АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО СООРУЖЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «СТЕПНАЯ»	22
2.1. Анализ состояния горных выработок шахт и перспективы развития ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».....	23
2.2. Горно-геологические и горнотехнические условия шахты «Степная».....	23
2.3. Применение механизированной выемки на шахте «Степная» в 161-й лаве	25
2.4. Особенности технологических схем проведения и поддержания монтажных камер при завершении цикла очистных работ	26
2.5. Проект предварительного проведения монтажной камеры для 161-й струговой лавы ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».....	38
ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ СИСТЕМЫ «ПОРОДНЫЙ МАССИВ – КРЕПЬ» В ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЕ ШАХТЫ «СТЕПНАЯ» ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»	40
3.1. Мониторинг состояния монтажной камеры 161-й струговой лавы, в котором проводятся шахтные наблюдения	40
3.2. Методика проведения шахтных исследований по изучению деформационных процессов вокруг выработки	42
3.2.1. Требования к месту установки замерных станций	42
3.2.2. Оценка общего состояния выработки и ее визуальное обследование	43
3.2.3. Порядок установки замерной станции.....	45
3.3. Визуальные наблюдения за состоянием выработок.....	48
ГЛАВА 4. ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОМ ПРИБЛИЖЕНИИ ЛАВЫ К ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЕ	57
4.1. Теоретические предпосылки.....	57
4.2. Алгоритм определения НДС породного массива методом конечных элементов.....	58
4.3. Определение напряженно-деформированного состояния породного	

массива при подходе забоя лавы к демонтажной камере.....	61
4.3.1. Исходные данные к расчету. Расчетная схема задачи.....	62
4.3.2. Анализ перемещений при последовательном приближении лавы к демонтажной камере.....	63
4.3.3. Анализ напряжений при последовательном приближении лавы к демонтажной камере.....	67
4.4. Определение и анализ зон разрушения.....	77
4.4.1. Выбор критерия прочности.....	77
4.4.2. Результаты моделирования зон разрушения при последовательном приближении лавы к демонтажной камере прямоугольной формы..	80
4.4.3. Обобщение результатов моделирования. Закономерности возрастания нагрузки на крепь при подходе забоя лавы к демонтажной камере.....	88
ГЛАВА 5. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ 161-Й СТРУГОВОЙ ЛАВЫ ПСП ШАХТА «СТЕПНАЯ» ПАО «ДТЕК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ».....	90
5.1. Разработка инженерного подхода к определению основных геомеханических характеристик, необходимых для выбора средств крепления демонтажных камер	90
5.2. Обоснование схемы проведения демонтажной камеры 161-й лавы гор. 330 м и демонтажа в ней оборудования механизированного комплекса щитового типа ДВТ 65/130 ПСП шахты «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».....	95
5.3. Расчет опережающего опорного давления и вертикальной нагрузки на механизированную крепь фирмы ДВТ при подходе 161-й лавы к демонтажной камере гор. 330 м	96
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	99
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	100

ВВЕДЕНИЕ

Стратегия развития угольной отрасли как одно из направлений обеспечения энергетической безопасности Украины должна предусматривать повышение объемов добычи и эффективность использования собственного угля.

На сегодняшний день продуктивность отработки тонких и весьма тонких угольных пластов является актуальной проблемой. Новые технологические решения требуют детального изучения и анализа. В современных условиях повышение объемов добычи угля может быть достигнуто за счет увеличения длины лавы, повышения скорости подвигания очистного забоя, а также сокращения сроков монтажа-демонтажа механизированного комплекса.

Важным элементом физико-технического процесса отработки угольных пластов является информация о состоянии породного массива вокруг выработки и, прежде всего, о изменении его геомеханического состояния. Интенсификация разработки, усложнение горно-геологических условий, увеличение пролетов выработок – все это приводит к увеличению нагрузки на крепь, резким и более интенсивным проявлениям горного давления.

Проведенные исследования, описанные в монографии, были направлены на установление закономерностей геомеханических процессов, протекающих в породном массиве при предварительном сооружении демонтажной камеры и последующем приближении к ней фронта очистных работ. На основе этих закономерностей, по мнению авторов, должны разрабатываться параметры крепи демонтажного штрека и мероприятия по его охране в момент наибольшего воздействия очистных работ.

ГЛАВА 1

АКТУАЛЬНОСТЬ, ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Анализ состояния угольной промышленности в мире и Украине

В первой половине XX ст. преобладающую долю в энергетическом балансе мира составлял уголь (рис. 1.1). За последние десятилетия его доля снизилась, а ключевыми составляющими стали нефть и газ, которые пользуются значительным преимуществом по сравнению с твердым органическим топливом. Прослеживается также тенденция развития и увеличения доли возобновляемых видов энергии [1].

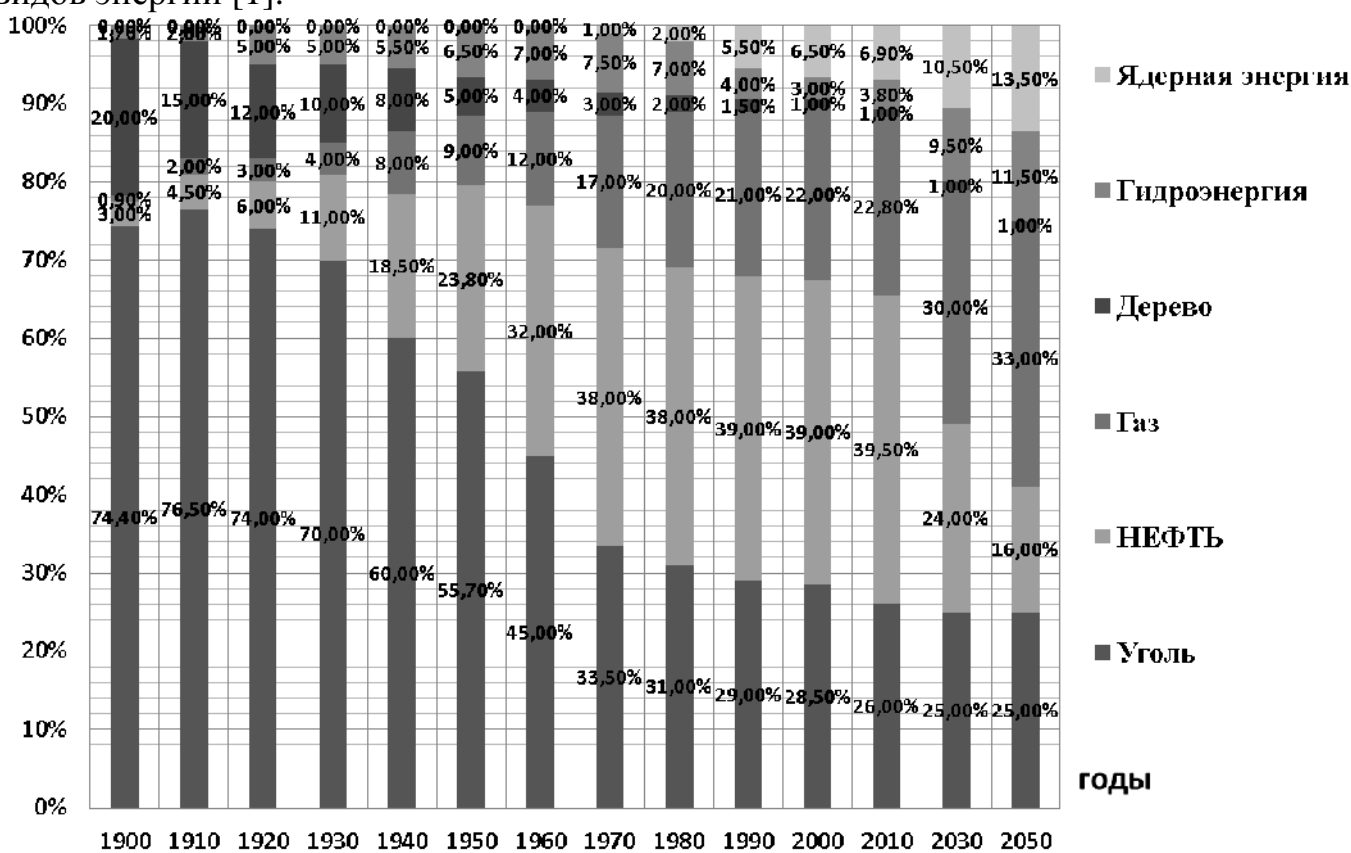


Рис. 1.1. Мировой энергетический баланс XX века

По прогнозам нефтяной компании British Petroleum, энергетические запросы в мировом масштабе к 2030 году увеличатся на 39 % (ежегодно на 1,6 %), зато спрос на нефть будет уменьшаться.

Этот процесс в основном коснется стран, не входящих в состав Организации экономического сотрудничества и развития (ОЭСР) (рост энергетических запросов стран ОЭСР не превысит 4 % за весь период). Доминирующую роль продолжит играть ископаемое топливо, которое к 2030 году составит 81 % мировой энергии (нефть, газ, уголь), что примерно на 6 % меньше, чем сегодня. В это же время начнется постепенный переход на возобновляемые источники энергии, значительно больше будет использоваться газ (рис. 1.2).

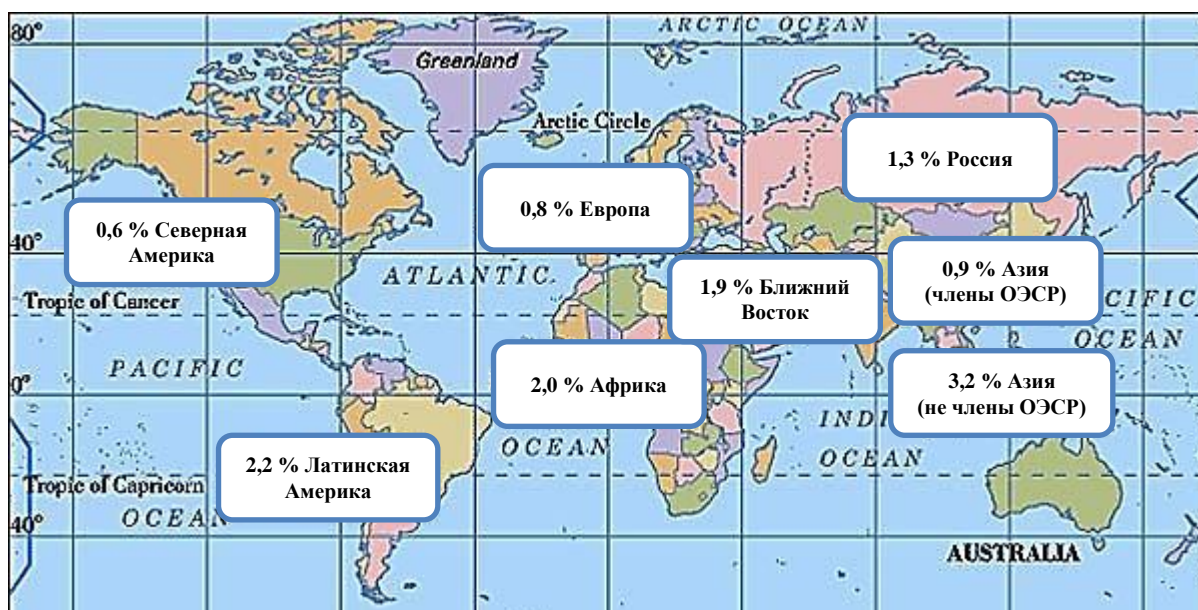


Рис. 1.2. Мировое потребление энергии в период до 2030 года

Согласно прогнозам наибольшую популярность среди возобновляемых источников энергии получит биотопливо, использование которого с каждым годом будет увеличиваться на 8 % (в то время как рост спроса на газ не превысит 2 % в год).













Нефть как основной вид топлива на мировом рынке в настоящее время продолжает терять свои позиции, однако спрос на жидкие углеводороды к 2030 году может составить около 103 млн баррелей в сутки, то есть на 18 % больше, чем в 2010 году.

Рост доли газа стабилизируется, а спрос на другие виды не ископаемого топлива в основном будет расти после 2020 года (рис. 1.1) [2]. В этой связи государственная политика многих развитых стран мира с учетом ожидаемого истощения ресурсов нефти и газа ориентируется сейчас на постепенное увеличение добычи угля для использования его в промышленности и энергетике. Уголь, как топливный ресурс, имеет ряд весомых позитивных особенностей. Это – большие запасы и относительно стабильная цена, которая на международном рынке в пересчете на эквивалентное топливо в 2,5 – 3 раза ниже цены на нефть и в 2,0 – 2,5 раза – на газ. Если по данным экспертов мировых запасов нефти и газа хватит на 50 – 60 лет, то запасов угля – на 400 лет (табл. 1.1). По оценкам западных экспертов, мировая потребность в угле до 2020 года может вырасти вдвое, а до 2030 – почти в три раза [3].

Эксперты предполагают, что уголь в ближайшее десятилетие продолжит завоевывать новые позиции на мировом энергетическом рынке. Уже сейчас потребление угля на одного жителя 400 кг превышает показатель в Украине [4], в Германии в 4 раза, в Польше более чем в 3, в США и ЮАР – почти в 2, в России более чем в 1,5.

Таблица 1.1

Добыча угля в мире (млн т / год)

Страны	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	Доля, %	На сколько хватит разведанных запасов (лет)
 Китай	1722	1992	2204	2380	2526	2782	3050	44,7	38
 США	972	1009	1027	1054	1040	1063	973	14,3	245
 Индия	375	408	428	447	478	521	558	8,1	105
 ЕЭС	638	628	608	596	593	588	537	7,7	55
 Австралия	352	366	379	385	399	402	409	6,0	186
 Россия	277	282	299	309	314	327	298	4,3	500
 Индонезия	114	132	147	195	217	230	253	3,7	17
 ЮАР	238	243	244	245	248	250	250	3,6	122
 Германия	205	208	203	197	202	192	184	2,7	37
 Польша	164	162	160	156	146	144	135	2,0	56
 Казахстан	85	87	87	96	98	111	102	1,5	308
 Украина	79	81	78	80	75	78	72	1,1	400
Мировое производство угля	5142	5517	5786	6060	6261	6610	6749	100	

Мировая добыча угля – 5 млрд т в год, а известные запасы составляют 1 трлн 250 млн т. Уголь потребляется в тех странах, в которых его добывают и только 10 % его идет на мировой рынок (на экспорт). Это связано с тем, что перевозка угля достаточно дорогая, рис. 1.3 [5].

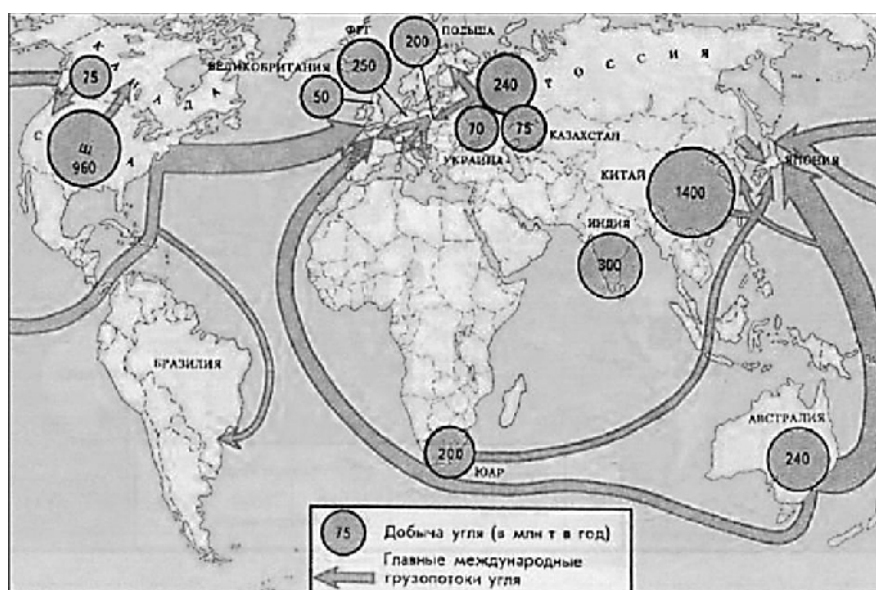


Рис. 1.3. Схема добычи и транспортировка угля в мире

В Украине основными органическими энергоносителями являются каменный и бурый уголь. Из общих геологических запасов угля доля каменного составляет 94,5 %, бурого – 5,5 %. Общие запасы органического топлива в Украине представлены на рис. 1.4.

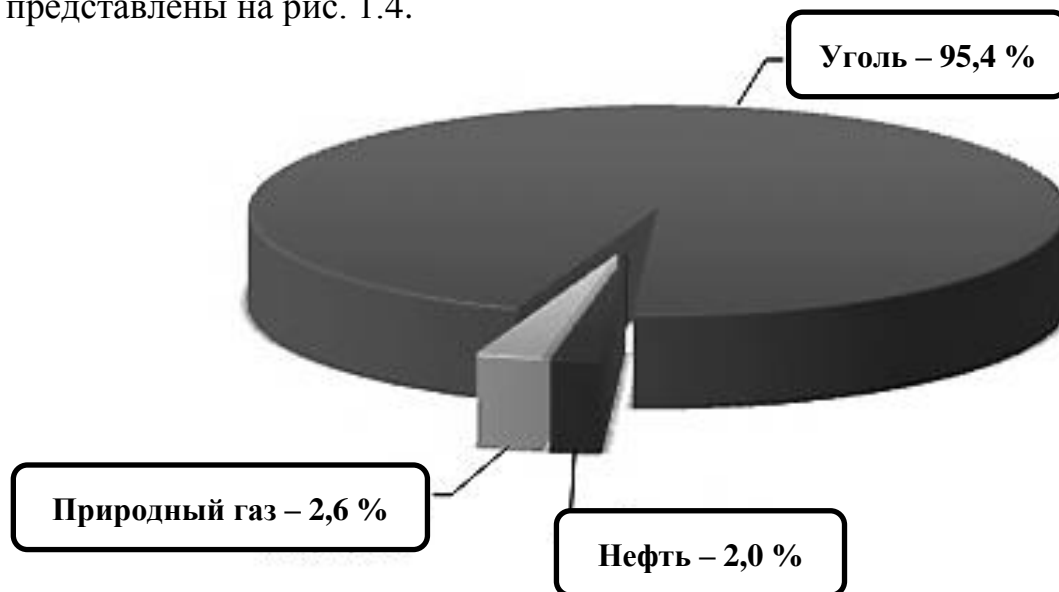


Рис. 1.4. Диаграмма соотношений запасов органического топлива в Украине

В недрах Украины по общим оценкам может быть сосредоточено до 300 млрд т угля. Это дает возможность рассматривать современную угольную энергетику как приоритетную, а уголь – как основной энергетический ресурс Украины. Балансовые, внебалансовые и прогнозные ресурсы угля в Украине составляют 117,5 млрд т, разведанные запасы по категориям А + С1 + С2 – 56,7 млрд т, из них коксующийся уголь – 17,7 (31 %), антрациты – 8,3 (11,5 %). В разработке и подготовке для освоения находятся 23,6 млрд т. Балансовые запасы угля на действующих шахтах составляют 8,7 млрд т, из них 3,5 – это энергетический уголь [6].

Стратегия развития угольной отрасли должна предусматривать повышение объемов и эффективности использования собственного угля как направление обеспечения энергетической безопасности Украины. Можно утверждать, что собственный топливно-энергетический потенциал Украины сравним с большинством стран Европы, однако эффективность его использования значительно ниже среднемирового уровня. В целом уровень обеспеченности Украины собственными энергоносителями составляет 42 – 44 %: из них на 80 % углем, на 21 – газом и на 25 – нефтью (табл. 1.2).

Покрытие спроса угольной продукции планируется осуществлять за счет увеличения собственной добычи без наращивания объемов импорта угля [7]. В настоящее время потребность Украины в угле составляет 110 – 120 млн т.

Таблица 1.2

Угольные запасы Украины по месторождениям залегания		
Угольные запасы Украины		
Название региона	Количество месторождений	Запасы, млн тонн
Уголь каменный		
Донецкая	303	1854,0
Луганская	286	17984,2
Днепропетровская	55	13986,1
Харьковская	6	2081,1
Львовская	28	1364,7
Волынская	11	75,4
Итого	689	54040,5
Уголь бурый		
Днепропетровская	21	1578,7
Кировоградская	42	801,3
Харьковская	1	390,0
Черкасская	8	84,1
Закарпатская	3	39,2
Житомирская	2	11,0
Итого	77	2904,3

1.2. Объективные и субъективные факторы, связанные с аварийной ситуацией и травматизмом рабочих на угольных предприятиях

С увеличением глубины разработки проблема нормального функционирования угольных предприятий приобретает особенно большое значение ввиду ряда причин, влияющих на аварийные ситуации в шахтах. Причины высокого уровня производственного травматизма и аварийности в угольной промышленности можно разделить на две группы: объективные и субъективные.

К объективным факторам следует отнести:

1. Самые сложные в мире горно-геологические и горнотехнические условия разработки пластов. Стохастическая природа высоконапряженных газонасыщенных породных массивов, поведение которых с переходом на большие глубины все больше не соответствует устоявшимся представлениям как горняков, так и ученых.

2. Изношенность основных фондов достигла 70 %; более половины шахт работают без реконструкции свыше 50 лет, имеют сложные протяженные вентиляционные сети и многоступенчатый подземный транспорт.

3. Увеличение концентрации горных работ и нагрузки на очистные забои до 5 – 6 тыс. т в сутки. Необходимость решения ряда вопросов, связанных с управлением горным давлением, обеспечением устойчивости капитальных и вспомогательных выработок, состоянием шахтной атмосферы и газодинамическими проявлениями.

4. Нарушение правил безопасности, так называемый «человеческий» фактор.

Субъективными можно считать следующие факторы:

1. Низкая эффективность функционирования на шахтах системы управления охраной труда и отсутствие рычагов экономического стимулирования безопасной работы горняков.

2. Низкий уровень подготовки специалистов и руководителей, большая текучесть кадров, частая смена руководства шахт и участков, несвоевременное и некачественное их обучение.

3. Неудовлетворительный уровень производственной и трудовой дисциплины работников, низкая культура производства, отсутствие надлежащего контроля со стороны должностных лиц.

По данным отчета Госгорпромнадзора Украины, в 2010 году с точки зрения травматизма и смертности самыми опасными профессиями были признаны водители и шахтеры.

Риск профболезни у шахтеров в 5 – 10 раз больше, чем у работников других отраслей промышленности [11].

Очевидно, что проблему травматизма только увеличением средств и тотальным обучением работников снять невозможно. Анализ коренных причин всех происшествий и выводы правительственных комиссий говорят о том, что одна из основных причин – человек [12].

Если говорить об общем травматизме на угольных шахтах, то в 2010 году были травмированы 4888 горняков, из них 131 – смертельно (рис. 1.5, 1.6).

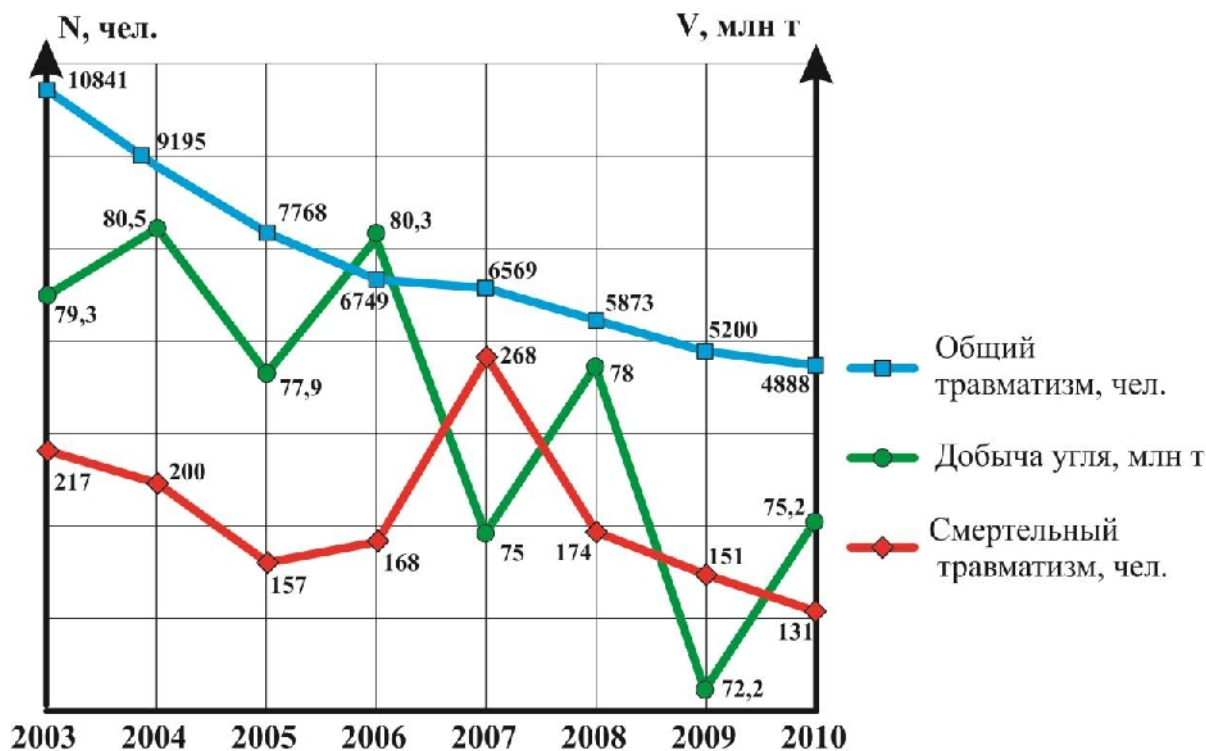


Рис. 1.5. Графики общего и смертельного травматизма в угольной промышленности Украины

Общая структура причин травматизма представлена на рис 1.7. В целом по отрасли ежегодно 5 – 6 % общей суммы расходов по бюджетным программам на развитие угольной промышленности идет на регрессные иски и одноразовую помощь. Для шахт объединения ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» доля затрат по выплате регрессных исков составляет 3 – 5 % общей стоимости угля, или 28–30 % прочих затрат.

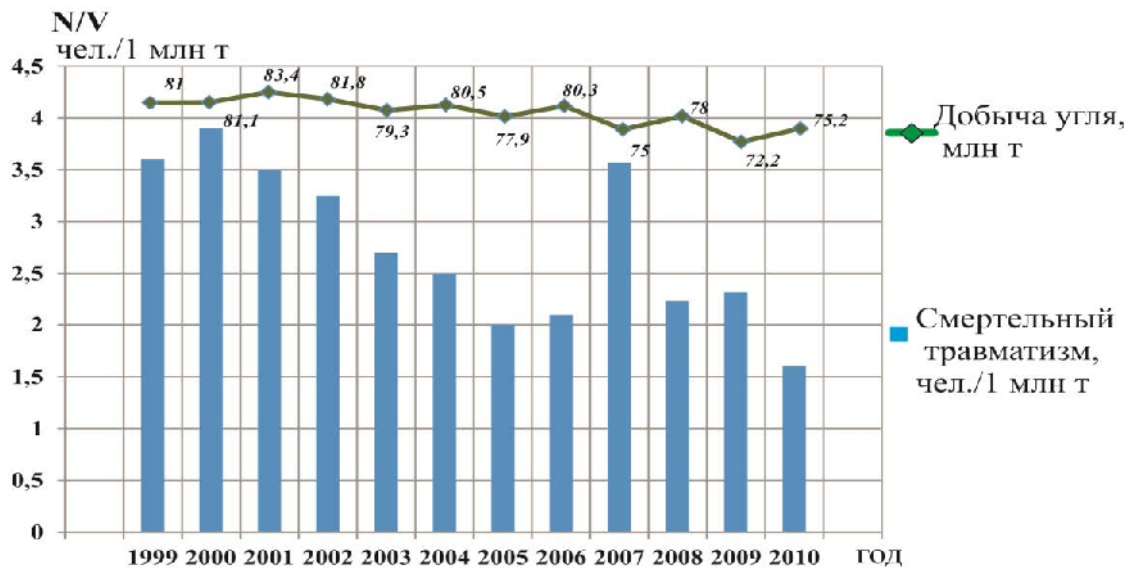


Рис. 1.6. Диаграмма смертельно травмированных на 1 млн тонн добытого угля с 1999 по 2010 год

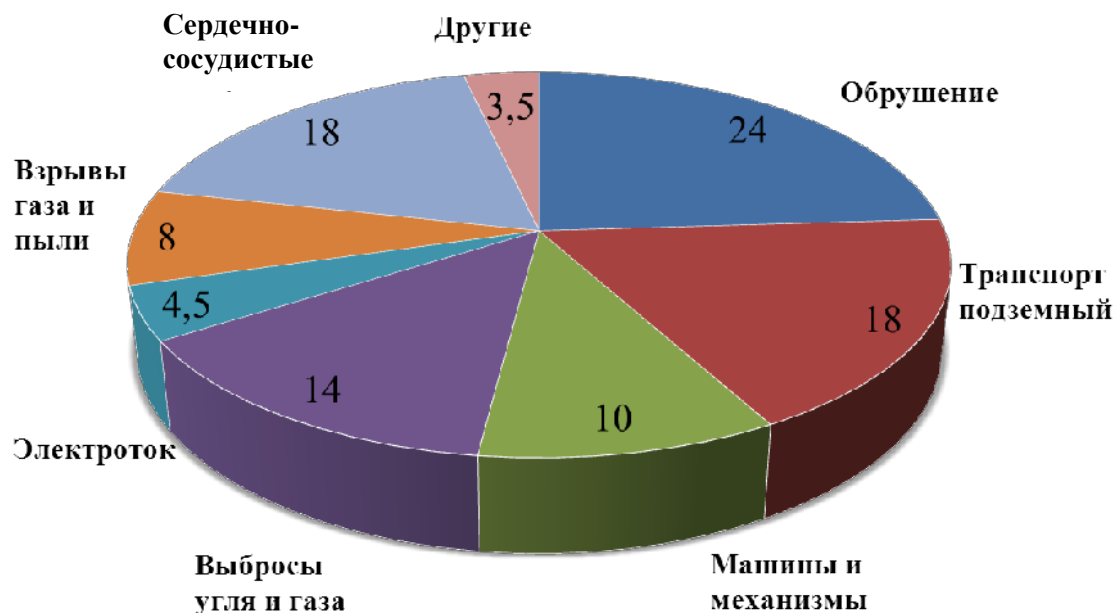


Рис. 1.7. Диаграмма структуры причин травматизма в угольной отрасли с 1995 по 2010 год

На рис. 1.8 показаны диаграммы причин и места несчастных случаев на шахтах объединения ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» [13].

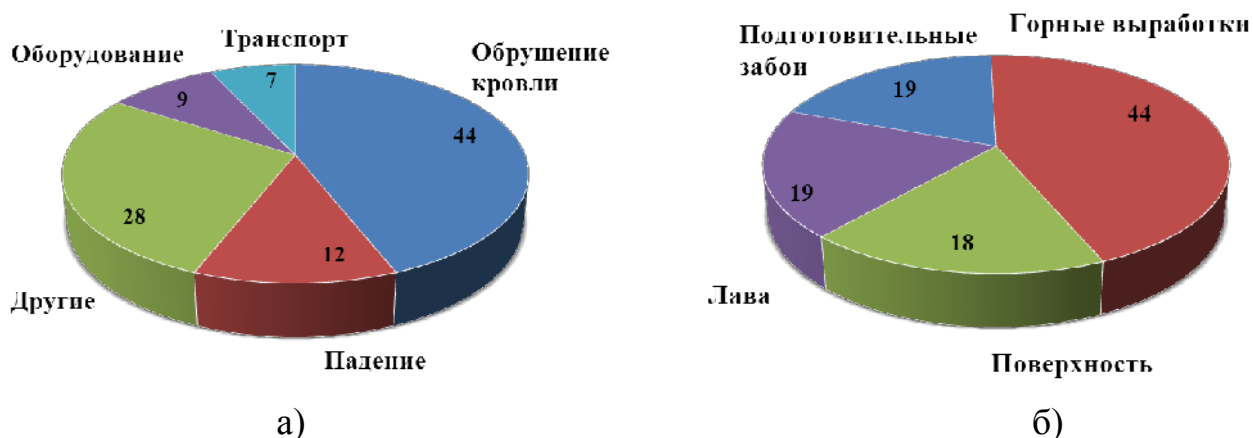


Рис. 1.8. Диаграммы причин (а) и места (б) несчастных случаев на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» в процентном соотношении

Приведенные данные свидетельствуют, что основной причиной травм рабочих являются обрушения кровли (44 %), которые равномерно распределились между очистными и подготовительными забоями. Если рассматривать отрасль в целом, доля несчастных случаев из-за обрушения кровли составляет 23 % от общего числа. Значительная часть случаев травматизма возникла при обрушении кровли в лавах с отработкой угля комбайнами. При этом существует наибольшая степень риска получения травм для рабочих в зоне сопряжения лавы со штреком и на участках, прилегающих к призабойной части лавы [14, 15].

По данным, приведенным в работе [16], снизить уровень травматизма в лаве позволит струговая выемка угля, которая, как будет показано ниже, сможет обеспечить более эффективную механизацию очистных работ в автоматическом режиме, даст возможность исключить присутствие людей вблизи забоя. Сокращение трудоемкости и численности горнорабочего очистного забоя (ГРОЗ) при выемке угля в струговой лаве приведет к повышению общей надежности и производительности в лаве в целом, а снижение потребляемой мощности – к существенному сокращению затрат на электроэнергию.

Здесь же авторами приведена оценка эффективности труда горнорабочих в струговых лавах, которая показала, что переход на качественно новый уровень технологии комплексно-механизированной подземной разработки как сложной технологической системы невозможен без согласованного развития всех составляющих ее подсистем «человека», «техники» и «технологии» с учетом закономерностей влияния взаимосвязанных технических характеристик выемочных машин, биомеханических и психофизических характеристик рабочих, технологических, организационных и технико-экономических параметров на эффективность ее работ.

1.3. Основные аспекты совершенствования и повышения безопасности механизированной добычи угля

Добыча каменного угля ведется подземным способом, и только небольшой объем бурого угля (500 тыс. т/г) добывается на карьерах (для сравнения: в России открытым способом добывает приблизительно две трети всего угля) [17].

Основная часть промышленных запасов каменного угля в Украине (примерно 117,3 млрд т) расположена на глубине до 1500 м, однако 70 – 80 % этих запасов находятся в тонких (до 1,2 м) и весьма тонких (менее 0,7 м) пластах [18], которые во многих странах не разрабатываются.

Отработка пластов средней и малой мощности обретает все большее значение, поскольку оставшиеся запасы угля в основном сконцентрированы в тонких пластах, а «легкодоступный» уголь уже почти исчерпан. В Германии, например, 80 % оставшихся запасов угля находятся в пластах мощностью менее 1,5 м. Промышленные запасы, расположенные в пластах мощностью от 0,6 до 1,5 м, залегающих на глубинах до 1500 м, составляют около 60 % всех разведанных запасов каменного угля. В США добыча угля все чаще производится путем отработки пластов мощностью менее 1,6 м, в Китае согласно оценкам 40 % всех запасов угля сконцентрированы в пластах мощностью менее 2 м.

Повышение эффективности разработки тонких и весьма тонких угольных пластов остается актуальной проблемой. Новые технологические усовершенствования требуют детального изучения и анализа.

В настоящее время на шахтах Украины используются три основных способа механической добычи угля: комбайновый, струговый и бурошнековый. Они в различной мере позволяют использовать технологические процессы, связанные с отработкой, транспортировкой угля и обеспечением управления состоянием горного массива.

Комбайновая технология – наиболее широко используемая – обеспечивает механизированную отработку угля любой прочности и вязкости на всю мощность пласта. Основным элементом механизированного комплекса являются выемочные горные машины, одновременно выполняющие операции по разрушению полезного ископаемого, дроблению до транспортабельных размеров и погрузке на скребковые конвейеры.

Комбайны добычные подразделяются:

- по углу падения пластов – для пологих ($0 - 25^\circ$), наклонных ($25 - 45^\circ$) и крутых ($45 - 90^\circ$);
- по мощности пластов – для весьма тонких, тонких и средней мощности;
- по глубине захвата – на широкозахватные и узкозахватные;
- по схеме работы – на работающие по односторонней (с холостым перегонном в исходное положение), двухсторонней (с разворотами по концам очистного забоя) и челноковой схемам;
- по типу исполнительных органов – баровые (осуществляют выемку угля, разрезая пласт режущими цепями; могут быть приспособлены для резания с поверхности забоя); барабанные, дисковые и шнековые (производят разрушение с поверхности забоя, снимая серповидную стружку); корончатые (осуществляют резание стружками большой толщины с поверхности забоя

при сложном движении коронок); буровые (разрушают уголь путем прорезания узких кольцевых щелей с последующим взламыванием угля, остающегося между целиками) [19].

Бурошинековая технология предусматривает добычу угля с помощью специальных установок, размещенных в подготовительных выработках в одну или обе стороны. Она используется для отработки балансовых запасов угля, в зонах геологических нарушений и предохранительных целиках. Эксплуатация машин и комплексов не допускается на выбросоопасных и угрожающих пластах, а также на пластах с самовозгорающимся углем [20].

Струговая технология предусматривает отработку пласта путем принудительного перемещения струга вдоль лавы между забоем и конвейером, разрушая пласт на глубину до 70 – 100 мм по всей его мощности или с оставлением верхней пачки угля и последующим её обрушением под действием силы тяжести и горного давления. Струги, осуществляющие отбойку и навалку угля на забойный конвейер, разделяют на статические (рабочие резцы закреплены в корпусе неподвижно) и динамические (резцы совершают ударные или вибрационные движения). Наибольшее распространение получили статические струги. Для комплексной механизации работ в очистном забое применяются струговые комплексы, в состав которых, кроме стругового оборудования, входит механизированная крепь. Струговой комплекс – основной вид оборудования, выполняющий отбойку, навалку и доставку угля, крепление кровли в рабочем пространстве и передвижение всего оборудования вслед за перемещением забоя лавы. Энерговооружённость струговой установки составляет 440 – 1600 кВт. Скорость движения струга 0,6 – 1,8 м/с, а скребковой цепи конвейера 0,6 – 1,2 м/с.

Наиболее эффективное и перспективное устройство для струговой выемки – струговой агрегат, в котором совмещены в единое целое струг (один или несколько), система его приводов, средства доставки угля вдоль очистного забоя и механизированная крепь. Агрегат создаёт предпосылки для осуществления процесса выемки угля без постоянного присутствия рабочих в очистном забое, на основе систем автоматического и дистанционного управления оборудованием.

В предыдущие годы использование струговых установок в длинных очистных забоях ограничивалось мягкими углями. На сегодняшний день ситуация изменилась. Благодаря усовершенствованию систем привода, доставки угля и управления, включая более мощные электродвигатели, более прочную тяговую цепь, более высокую скорость резания, большее поперечное усилие, высокоточное электронное управление глубиной резания и улучшенные резцы, струговые установки могут применяться для выемки угля любой крепости и создают серьёзную альтернативу очистным комбайнам.

Корректное сравнение преимуществ и недостатков струговой установки и очистного комбайна при отработке пластов средней и малой мощности возможно лишь при условии комплексного подхода, учитывающего эксплуатационные, технические и экономические аспекты. Обратимся в первую очередь к эксплуатационным аспектам, которые приведены в табл. 1.3.

Таблица 1.3

Сравнительные данные очистного комбайна и струговой установки

Очистные комбайны	Струговые установки
Общие характеристики	
Работают с постоянной глубиной захвата (обычно 1 м), а их скорость, составляющая в среднем 10 – 20 м/мин, устанавливается в зависимости от крепости угля	Напротив, обычно перемещается с постоянной высокой скоростью, достигающей 3 – 6 м/с, а глубина резания регулируется электронной системой управления в соответствии с крепостью угля
Мощность пласта	
Способны обрабатывать пласты мощностью от 1,5 до 6 м и даже больше, однако не оптимальны при выемке пластов мощностью менее 2,3 м. При использовании на тонких пластах часто захватывают смежную пустую породу, что повышает износ оборудования и удорожает обогащение угля. Комбайном управляют вручную один или два оператора, которые стремятся обеспечить себе проход достаточной высоты вне зависимости от реальной мощности пласта	Могут работать на пластах мощностью от 0,6 до 2,3 м, допускают большую избирательность. При выемке не возникает проблем с перемещением угля, который находится прямо перед стругом. Барабаны очистного комбайна не только режут уголь, но еще и грузят его на конвейер
Крепость угля	
Очистные комбайны и современные струговые установки вполне сопоставимы в том, что касается производительности выемки пластов средней и малой мощности	
Комбайн обычно разбивает уголь на мелкие фракции	Струг срезает крупные куски, что снижает пылеобразование, а значит, и уменьшает угрозу взрыва. Благодаря высокой селективности струговая выемка требует менее интенсивного обогащения угля
Выемка при нарушении пласта со сдвигом	
Ранее это была серьезная проблема для стругов, но современная технология управления и высокая мощность резания позволили ее преодолеть, так что теперь струги и комбайны вполне сопоставимы в этом отношении	
Наклонное и волнистое залегание пласта	
Система управления положением струга в горизонтальной плоскости позволяет с высокой точностью регулировать угол наклона струга так, чтобы он строго следовал за гипсометрией пласта. В этом отношении струговая установка гораздо универсальнее комбайна	

Очистные комбайны	Струговые установки
Размеры штрека	
<p>Вспомогательный привод очистного комбайна расположен, как правило, внутри лавы, а для струга обычно требуется более широкий штрек, в котором размещаются его приводы. Теоретически это означает увеличение инфраструктурных расходов при струговой выемке, однако практически это не так, поскольку штрек, где размещается вспомогательный привод струга, так или иначе должен иметь определенную минимальную ширину для обеспечения вентиляции</p>	
Работа в условиях неустойчивой кровли пласта	
<p>Такая работа чревата обрушением кровли пласта, поскольку глубина захвата обычно оставляет незакрепленной около 1 м кровли</p>	<p>Глубина резания струговой установки составляет обычно от 75 до 250 мм. Поскольку секции механизированной щитовой крепи могут продвигаться независимо от перемещения струга, это обеспечивает безопасную работу даже под неустойчивой кровлей</p>
<p>В отношении непосредственной почвы пласта струг и комбайн вполне сопоставимы</p>	
Автоматизация	
<p>Несмотря на значительный прогресс в области автоматизации, включая систему «memogcut», устанавливающую положение поворотных редукторов в соответствии с условиями выемки в данной конкретной лаве, даже самые совершенные очистные комбайны все же требуют постоянного присутствия оператора непосредственно в забое. Это ограничивает скорость передвижения, поскольку сопровождающий оператор идет вслед за комбайном, а тот перемещается тем медленнее, чем тоньше становится пласт</p>	<p>Струговые установки могут эксплуатироваться в полностью автоматизированном режиме. Многие шахты в разных странах мира годами работают в автоматизированном режиме. Благодаря системе «incremental plowing» струг может поддерживать строго определенную глубину резания вне зависимости от крепости угля, структуры пласта и дефектов породы. Это позволяет получить прямолинейный забой</p>
Метан	
<p>Очистные комбайны работают с относительно малой скоростью, но с большой глубиной резания, так что при транспортировке дробленого угля в одном месте забоя оказывается сконцентрировано гораздо большее количество угля, чем в случае струговой выемки. В сочетании с более высокой степенью измельченности угля это приводит к повышению концентрации метана, увеличивая угрозу взрыва</p>	
Содержание угля	
<p>Высокая степень выхода мелкого угля</p>	<p>Пылеобразование в несколько раз меньше, чем при выемке комбайном</p>
<p>Зольность угля 26 %</p>	<p>Зольность угля 12 %</p>

Очистные комбайны	Струговые установки
Экономические аспекты выемки угольных пластов	
Стоимость оборудования	
<p>Стоимость очистного агрегата – будь то комбайн или струг – составляет не более чем 10 – 20 % стоимости механизированной крепи для длинных очистных забоев. В среднем можно исходить из того, что при прочих равных условиях в забое стоимость струговых установок и очистных комбайнов примерно одинакова.</p> <p>Однако цена комбайна не зависит от длины забоя, а цена струговой установки до некоторой степени зависит. Это связано с наличием направляющих струга, соединенных с рештками конвейера, тяговой цепи струга (толщиной от 38 до 42 мм и длиной, равной удвоенной длине забоя) и двух приводов, состоящих из блока струга (редуктора и двигателя).</p> <p>Поскольку забойный конвейер и щитовая крепь обычно обходятся дороже для комбайна, а электрооборудование – дороже для струга, общая стоимость сопоставляемого оборудования, в конечном счете, различается незначительно</p>	
Техобслуживание	
<p>Сложное, особенно непосредственно в зоне выемки.</p> <p>Обслуживание комбайна становится все труднее и требует все больше времени по мере уменьшения мощности пласта</p>	<p>Крайне простое, поскольку используются только механические детали, а замена изнашиваемых частей может быть произведена в штреках под землей</p>
Срок службы	
<p>Очистной комбайн представляет собой чрезвычайно сложное устройство, состоящее из множества механических, гидравлических, электрических и электронных компонентов, и все они подвержены таким разрушающим факторам, как вибрация, механическая нагрузка, температурные колебания, сырость, коррозионная вода и пыль. В комбайнах использовано множество изнашиваемых частей, включая резцы, барабаны и башмаки, и все они относительно часто нуждаются в замене. Срок службы комбайна рассчитан на выемку 10 – 20 млн т угля</p>	<p>Струг состоит из стальных деталей, в нем нет вращающихся частей, легко выходящих из строя. Хотя струг перемещается гораздо быстрее комбайна, он значительно менее чувствителен к внешним воздействиям. Изнашиваемые части – резцы и поверхности скольжения, тяговая цепь и зубчатые колеса – требуют периодической замены, но доступ к ним не составляет труда. Срок службы струговой установки может достигать, в зависимости от условий эксплуатации, времени добычи 35 млн т угля</p>
<p>Стоимость капитального ремонта очистных комбайнов и струговых установок составляет 10 – 30 % их первоначальной закупочной цены, при этом ремонт комбайна обычно обходится немного дороже</p>	

Очистные комбайны	Струговые установки
Эксплуатационные расходы	
<p>В ходе масштабного исследования 75 длинных очистных забоев Германии на протяжении 4-х лет учитывались затраты на заработную плату персонала, стоимость расходных материалов и запасных частей, оплата электроэнергии, амортизационные расходы, издержки на страхование и текущие арендные платежи. В 18 длинных забоях выемка осуществлялась комбайнами, в остальных 57 – струговыми установками. Оказалось, что эксплуатация комбайна обходится в среднем на 8,6 % дороже, чем эксплуатация струга, причем выемка в лучшей струговой лаве была на 20 % дешевле, чем выемка в лучшей комбайновой лаве. При отработке пластов мощностью менее 1,9 м струговая выемка всегда была экономичнее, нежели комбайновая.</p> <p>Стоимость тонны товарной продукции – наглядный показатель рентабельности горных работ. В пластах мощностью менее 1,8 м стоимость тонны угля, отбитого стругом, в среднем ниже стоимости тонны угля, отбитого комбайном в лаве со сходными параметрами.</p> <p>Расчетный анализ, приведенный в работе [21], показывает, что производительность при струговой выемке выше комбайновой в 2 раза при сопоставимых параметрах добычной машины и одинаковых условиях по мощности пласта. Производительность выемочной машины характеризуется скоростью отработки пласта</p>	

Таким образом, приведенный выше анализ позволяет определить преимущество струговых технологий на тонких пластах по сравнению с комбайновой технологией:

- значительно увеличивает нагрузку на очистной забой;
- улучшает качество добываемого угля;
- из-за малых габаритов струга и малой толщины стружки обеспечивается стабильное проветривание призабойного пространства;
- принцип действия струга (скалывание) и автоматическая система орошения приводят к меньшему пылеобразованию;
- обеспечивает безлюдную выемку угля;
- техобслуживание и ремонт струга из-за простоты конструкции не требует больших трудозатрат;
- позволяет осуществлять визуализацию всех производственных процессов, происходящих в очистном забое, что дает возможность параметрирования функций конкретно для каждой лавы;
- визуализация отказов и повреждений, что облегчает обнаружение и устранение неисправностей.

1.4. Актуальные вопросы повышения эффективности и безопасности работ при демонтаже оборудования очистных комплексов

Применение новой техники и технологий для эффективной отработки пластов мощностью 0,4 – 1,5 м, в которых залегают основные запасы коксующихся и энергетических углей, становится все более востребованной. Струго-

вая выемка позволит осуществлять добычу пласта любой мощности и обеспечивает получение чистого (товарного) угля непосредственно из лавы, без дополнительного обогащения угля. Это один из важных экономических факторов, выгодно отличающий струговую технологию от комбайновой [21].

Наращивание объемов добычи возможно только при внедрении новой высокопроизводительной техники, позволяющей достигнуть нагрузки на лаву 2000 – 3000 и более тонн в сутки.

Благодаря непрерывному совершенствованию конструкций и улучшению параметров стругов имеются все предпосылки для перехода к технологии струговой отработки тонких пологих пластов, и ее дальнейшему эффективному использованию [16].

Следует отметить, что наращивание объемов добычи наряду с внедрением новейшей техники предполагает и сокращение сроков ввода ее в эксплуатацию за счет рационализации и интенсификации подготовки выемочных участков, а также сокращения сроков демонтажа оборудования. Как показывают статистические данные, из действующих 426 очистных комплексов около 40 % постоянно находятся в процессе монтажно-демонтажных работ. Основной объем работ по монтажу-демонтажу приходится на механизированную крепь и обеспечение устойчивости камер монтажа-демонтажа [22].

В условиях остановленной лавы при завершении отработки угольного пласта выполняются операции, связанные с демонтажем механизированного комплекса и вспомогательного оборудования. Эти работы очень трудоемки и выполняются в стесненных условиях. Помимо этого имеется ряд причин, которые приводят к увеличению времени на демонтажные операции:

- затраты времени на восстановление и подготовку вспомогательных выработок для транспортирования демонтируемого оборудования;
- несвоевременная подготовка транспортных средств и камеры, в которую будет монтироваться комплекс;
- затраты времени на согласование и возможность выполнения демонтажных операций в соответствии с техникой безопасности;
- отсутствие специальной бригады подземных монтажников;
- неудовлетворительная организация работ.

В настоящее время демонтаж отечественных очистных комплексов осуществляется непосредственно в лаве в соответствии с технологическими схемами, предусмотренными нормативными документами [23]. При этом, несмотря на конструктивную возможность разворота секций механизированной крепи в лаве и использование для транспортировки лебедочных установок, демонтажные работы в ограниченном пространстве – наиболее опасный и длительный технологический процесс.

Одним из возможных решений повышения безопасности работ и сокращения сроков демонтажа является предварительное сооружение штреков для демонтажа оборудования до подхода лавы к тупиковой части выемочного столба вне зоны влияния очистных работ. Предварительное сооружение таких штреков (камер) для демонтажа позволяет подготовить сечение выработки, до-

статочное для использования современных средств механизации, например монорельсовой дороги для транспортировки секций. При этом наиболее сложным технологическим моментом является въезд секций в заранее сооруженную камеру, что связано с обеспечением поддержания выработанного пространства большой площади.

С точки зрения геомеханических процессов, протекающих в породном массиве, предварительно сооруженная демонтажная камера представляет собой очень сложный объект, поскольку демонтажный штрек, пройденный вне зоны очистных работ, по мере приближения лавы будет испытывать негативное влияние волны горного давления впереди движущегося забоя лавы.

В момент подхода лавы к демонтажному штреку создается сложная геомеханическая система взаимовлияющих выработок. В зависимости от горно-геологических условий это взаимное влияние приводит к различным по интенсивности проявлениям горного давления: вывалам пород кровли и бортов выработки, деформациям элементов крепи, пучению пород почвы.

Преимущества сооружения демонтажного штрека будут очевидны только в случае обеспечения его устойчивого состояния на протяжении всего срока эксплуатации. При этом будут достигнуты: высокая степень механизации работ, сокращение сроков демонтажа, а также снижение риска травматизма рабочих. Таким образом, на первый план выходит задача разработки рациональной технологичной схемы крепления демонтажной камеры с учетом характерных особенностей ее функционирования в зоне интенсивного влияния движущегося забоя лавы.

Следует отметить, что на сегодняшний день из-за недостаточного опыта предварительного сооружения камер демонтажа отсутствует нормативная база для разработки таких схем как на шахтах Украины, так и за рубежом.

Действующие нормативные отраслевые руководства по монтажу-демонтажу [24] не достаточно ориентированы на вопросы крепления в условиях интенсификации очистных работ и не учитывают особенности сохранности выработок в слабых породах, а также пригодности для вентиляции и прохода людей при демонтаже секций.

Таким образом, разработка нового инженерного подхода к определению основных геомеханических характеристик, необходимых для выбора средств крепления демонтажных камер в условиях интенсификации отработки угольных пластов струговым комплексом, является актуальной научно-технической задачей.

ГЛАВА 2

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО СООРУЖЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «СТЕПНАЯ»

Угольное месторождение Западного Донбасса расположено на левом склоне Днепровско-Донецкой впадины, в бассейне р. Самара, левого притока Днепра, и занимает площадь около 12 тыс. км² (протяженность 250 км, ширина 40 – 50 км). Оно охватывает Петропавловский, Павлоградский, Новомосковский, Царичанский районы Днепропетровской области и Лозовской район Харьковской области.

Угленосность района связана главным образом с отложениями нижнего карбона и в меньшей мере с отложениями среднего отдела карбона. Детально разведаны отложения нижнего карбона Павлоградско-Петропавловского района. Распространение углей в нижнем карбоне отмечено во всех свитах, однако промышленное значение имеет продуктивная толща Самарской свиты С₁³. В разрезе свиты насчитывается от 14 до 40 пластов и пропластков мощностью от 0,1 до 1,5 м. Промышленное значение подтверждают 15 – 20 угольных пластов, которые относятся к тонким по мощности и относительно выдержанным как по мощности, так и по площади распространения. Расстояние между пластами колеблется от 4 – 6 до 40 – 60 м. Строение пластов преимущественно простое с преобладающей мощностью 0,55 – 0,95 м, реже двухпачечное с мощностью пропластка от 0,01 до 0,30 м. Глубина залегания пластов от 50 до 900 м.

Вмещающие породы представлены в основном переслаивающимися между собой аргиллитами и алевролитами (75 – 80 %), песчаниками (до 20 %) с подчиненным значением известняков. Аргиллиты и алевролиты относятся к категориям весьма неустойчивых и неустойчивых пород. Песчаники имеют мощность от 5 до 50 м и содержат статические запасы воды.

Отличительной особенностью месторождения является крепкий и вязкий уголь (3,0 – 3,5 по шкале М.М. Протодьяконова) и слабые, склонные к пучению, аргиллит и алевролит (1,0 – 2,5), которые при увлажнении размокают, теряя при этом 50 – 80 % прочностных свойств.

Угленосная толща месторождения характеризуется моноклиналильным залеганием с падением на северо-восток под углом 1 – 5°.

Угли Западного Донбасса относятся к среднезольным, среднесернистым, газовым, слабоспекающимся, обладающим повышенной коксующейся способностью. Содержание золы колеблется от 3 до 25 %, серы – от 0,5 до 3,5 %, выход летучих – от 35 до 45 %, теплотворная способность, в среднем, по пластам – от 7700 до 8400 ккал/кг.

Угольные пласты не склонны к самовозгоранию, не опасны по внезапным выбросам и горным ударам, но опасны по пыли.

2.1. Анализ состояния горных выработок шахт и перспективы развития ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

Угледобывающий регион Западного Донбасса характеризуется очень сложными горно-геологическими условиями отработки угольных пластов. Это обусловлено наличием слабых вмещающих глинистых и песчано-глинистых пород с низкой степенью метаморфизма, резкой потерей прочности этих пород при наличии влаги, интенсивным пучением пород почвы, наличием геологических нарушений. В связи с этим при строительстве и эксплуатации протяженных выработок возникают значительные проблемы.

Спецификой подземной добычи угля является необходимость постоянного выполнения подготовительных работ, то есть систематического создания новых производственных мощностей. Проведение таких работ при влиянии негативных факторов, которые сопровождаются понижением глубины разработки, характеризуется постоянным ростом расходов, что в конечном итоге приводит к увеличению себестоимости угля, поскольку в ее структуру входят и расходы на сооружение, ремонт и поддержание подготовительных выработок.

Другим важным фактором является обеспечение безопасности горнодобывающих работ, которая предусматривает соответствие параметров выработок нормам эксплуатации и избежание тяжелых или аварийных ситуаций, приводящих к нарушению ритмичности технологических процессов, материальным и человеческим потерям.

Нужно отметить, что интенсификация работ неизбежно повлечет за собой увеличение площади поперечного сечения горных выработок для обеспечения возросших транспортных потоков и необходимости нормального проветривания, а также увеличение глубины разработки. Эти факторы приведут к еще большему ухудшению условий разработки месторождения, которые с начала освоения этого района вызвали серьезные проблемы при строительстве и эксплуатации протяженных выработок.

Для обеспечения эксплуатационного состояния горных выработок приходится вести ремонтные работы, связанные с заменой деформированных элементов крепи, применением временной усиливающей крепи, увеличением плотности установки рам, заменой межрамных ограждений крепи, подрывкой вспученных пород почвы и др.

2.2. Горно-геологические и горнотехнические условия шахты «Степная»

Горно-геологические условия отработки запасов

Залегание в поле шахты углесодержащих пород в основном моноклиналиное с погружением на северо-восток под углом $2 - 5^{\circ}$ осложнено рядом дизъюнктивных нарушений типа крутопадающих сбросов, среди которых серия наиболее крупных представлена Продольным, Петропавловским и Западным сбросами. Простираение основных тектонических нарушений северо-западное и юго-восточное. Углы падения этих нарушений крутые и составляют $60 - 85^{\circ}$.

Амплитуды смещения пород в зонах нарушений изменяются в пределах от 7 – 10 до 125 м. При этом горными выработками шахты отмечен ряд мелко- и среднеамплитудных нарушений с амплитудами порядка 0,10 – 3,50 м.

В пределах шахтного поля рабочей мощности достигают 11 пластов: C_{10}^B , $C_8^B C_7^B$, C_6^3 , $C_6^1 C_6$, $C_5^1 C_5$, C_2^1 , C_2 и C_1 . Шахтой отрабатываются только два: C_6^1 и C_6 .

Углевмещающие породы шахты «Степная» представлены чередованием аргиллитов, алевролитов, реже – песчаников. Прочность углевмещающих пород изменяется: для аргиллитов от 18,0 до 34,3 МПа, для алевролитов от 20,0 до 35,2 МПа и для песчаников от 45,1 до 61,8 МПа.

На поле шахты «Степная» породы непосредственной кровли при отработке угольного пласта C_6 характеризуются как среднеобрушающиеся, а породы почвы – как среднеустойчивые, склонные к размоканию и пучению.

Пласт C_6 относительно выдержанный, преимущественно простого строения с геологической мощностью 0,7 – 1,0 м, представлен полублестящим, тонкополосчатым трещиноватым углем марки «Г» (уголь коксующийся). По физико-механическим свойствам угли отличаются повышенной крепостью – 3,5 по шкале Протодяконова и сопротивлением резанию до 5,5 кН/см.

В непосредственной кровле пласта C_6 на большей части отрабатываемой площади залегает аргиллит тонкогоризонтальнослоистый, иногда переходящий в слабоуглистый аргиллит трещиноватый (до 5 тр/м), реже – в алевролит слюдистый. Крепость пород по Протодяконову 1,5 – 1,8, а иногда 1,8 – 2,2. Непосредственная кровля характеризуется как малоустойчивая и неустойчивая (B_3 – B_2), в трещиноватых зонах и в районах геологических нарушений – весьма неустойчивая (B_1).

Непосредственная почва представлена аргиллитом алевролитовым, склонным к пучению и размоканию при увлажнении, крепостью 1,8 – 2,2, среднеустойчивая (P_2).

Геологические нарушения по пласту C_6 – это трещиноватые зоны и мелкоамплитудная тектоника, невыявленные геологоразведочными работами. Они сопровождаются участками дробления и интенсивной трещиноватости, где возможны обрушения кровли на высоту до 1,5 м, что может существенно осложнить процесс добычи и увеличить зольность добываемого угля.

Характерной особенностью залегания угольного пласта является мелкоамплитудная волнистость, которая приводит к потере мощности пласта и увеличению породной присечки (0,01 – 0,02 м в среднем по лаве), что влияет на увеличение зольности добываемого угля.

Подготовительные работы проводятся только по угольному пласту C_6 преимущественно в нормальных горно-геологических условиях, за исключением интервалов с тектоническими нарушениями.

Горнотехнические условия отработки запасов

Шахтное поле по падению делится на три блока и вскрыто четырьмя вертикальными стволами – клетьевым и скиповым, пройденными до горизонта

145 м в блоке № 1, а также воздухоподающим и вентиляционным, пройденными до горизонта 400 м в блоке № 2.

Угольный пласт вскрыт на горизонте 300 м горизонтальными квершлагами. Схема подготовки шахтного поля – погоризонтная. Система разработки – длинные столбы по восстанию. Длина выемочных столбов составляет 2500 м.

В настоящее время на шахте действуют пять горизонтов: 145, 210, 330, 400 и 490 м (основные рабочие – 330 и 490 м).

2.3. Применение механизированной выемки на шахте «Степная» в 161-й лаве

На шахте «Степная» введен новый комплекс, который включает монорельсовую подземную дорогу, струговый автоматизированный лава-комплект для добычи угля и дегазационную установку. Созданный комплекс позволит вести эффективную угледобычу на новых шахтных полях «Степной» и обеспечит безопасные условия труда горняков.

Монорельсовая подземная дорога

Шахта «Степная» в ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» является своеобразным полигоном для внедрения самой перспективной и высокоэффективной техники и современных технологий. В июне 2011 года здесь была сдана в эксплуатацию первая в Западном Донбассе монорельсовая подвесная дорога производства компании «Ferrit» (Чехия) общей протяженностью около 8 км.

Основное преимущество монорельса заключается в том, что он может работать в выработках с углом наклона до 25 – 30°. С его помощью можно доставлять грузы непосредственно к забою, исключая маневры на заезде. Конструкция дороги полностью исключает сход подвижного состава с рельсового пути, что присуще традиционным наземным составам. Таким образом, внедрение новой дороги позволяет сократить время на проведение монтажно-демонтажных работ, доставку людей и транспортировку грузов непосредственно на рабочие места. Обеспечивается также высокий уровень безопасности труда горняков. При этом подземная дорога комплектуется различными приспособлениями, позволяющими облегчить труд рабочих.

Струговый автоматизированный комплект

На шахте «Степная» осуществляется внедрение первого в Западном Донбассе стругового комплекса, изготовленного компанией Viscugus DBT.

Компания Viscugus – мировой лидер в разработке и производстве высокопроизводительного добычного оборудования для наземной и подземной отработки месторождений полезных ископаемых. Наземное оборудование этой компании применяется для добычи угля, меди, железной руды, нефтяного песка и другого минерального сырья. Подземное – используется преимущественно для выемки угля, а также добычи такого минерального сырья, как поташ и трона. Помимо производства добычного оборудования компания Viscugus выпускает высококачественные компоненты и узлы, а также обеспечивает техобслужи-

вание этого оборудования. Центральный офис компании находится в Саут-Милуоки, штат Висконсин, США.

Стоимость проекта составила порядка 351,9 млн грн. Это оборудование проектировалось и производилось с учетом горно-геологических условий и технологических особенностей шахты «Степная». По прогнозам фирмы-производителя и технических специалистов ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», после выхода оборудования на проектную мощность нагрузка на струговую установку составит 3300 тонн в сутки, что в 2 – 3 раза превышает нагрузку на традиционные комбайны. В лаве смонтирован механизированный комплекс, струговая установка и лавный конвейер фирмы DBT, а также скребковый перегружатель завода "Свет шахтера". Длина лавы 300 м, вынимаемая мощность 1,1 м, длина столба свыше 2,5 км. Это третья струговая лава в Украине и первая в ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». Кроме того, струг позволяет повысить уровень безопасности труда шахтеров, так как процесс добычи угля осуществляется в автоматическом режиме, без присутствия человека непосредственно в очистном забое.

Струговая установка – комплект оборудования для узкозахватной выемки и доставки угля, состоящий из струга, верхних и нижних приводов с электродвигателями, скребкового передвижного забойного конвейера, системы гидравлических или пневматических домкратов.

На основании стратегического плана развития ПСП «Шахта «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» на период с 2007 по 2017 год осуществлено внедрение нового высокопроизводительного оборудования – струговой установки скользящего типа GN800 и механизированного комплекса щитового типа DBT 65/130. Внедрение струговой установки GN800, лавного конвейера PF3/822, штрекового перегружателя СПЦ-230.86 и механизированного комплекса DBT является составной частью стратегического плана развития шахты. Основным эффектом от внедрения новейшего оборудования достигается за счет сокращения количества очистных забоев и увеличения эксплуатационной службы оборудования. Таким образом, реализация проекта позволит достичь уровня запланированных технических показателей, которые обеспечат увеличение объемов добычи, снижение зольности в целом по шахте и рост производительности труда рабочего.

2.4. Особенности технологических схем проведения и поддержания монтажных камер при завершении цикла очистных работ

При отработке тонких угольных пластов в условиях Западного Донбасса одной из наиболее актуальных задач является повышение темпов добычи полезного ископаемого. Повышение эффективности работы добычного оборудования может быть достигнуто за счет сокращения сроков монтажа механизированных комплексов и быстрее ввода новых очистных забоев.

В настоящее время демонтаж механизированных комплексов отечественного производства выполняется по традиционной схеме, когда выдача добычного оборудования осуществляется непосредственно в лаве (рис. 2.1 – 2.3).

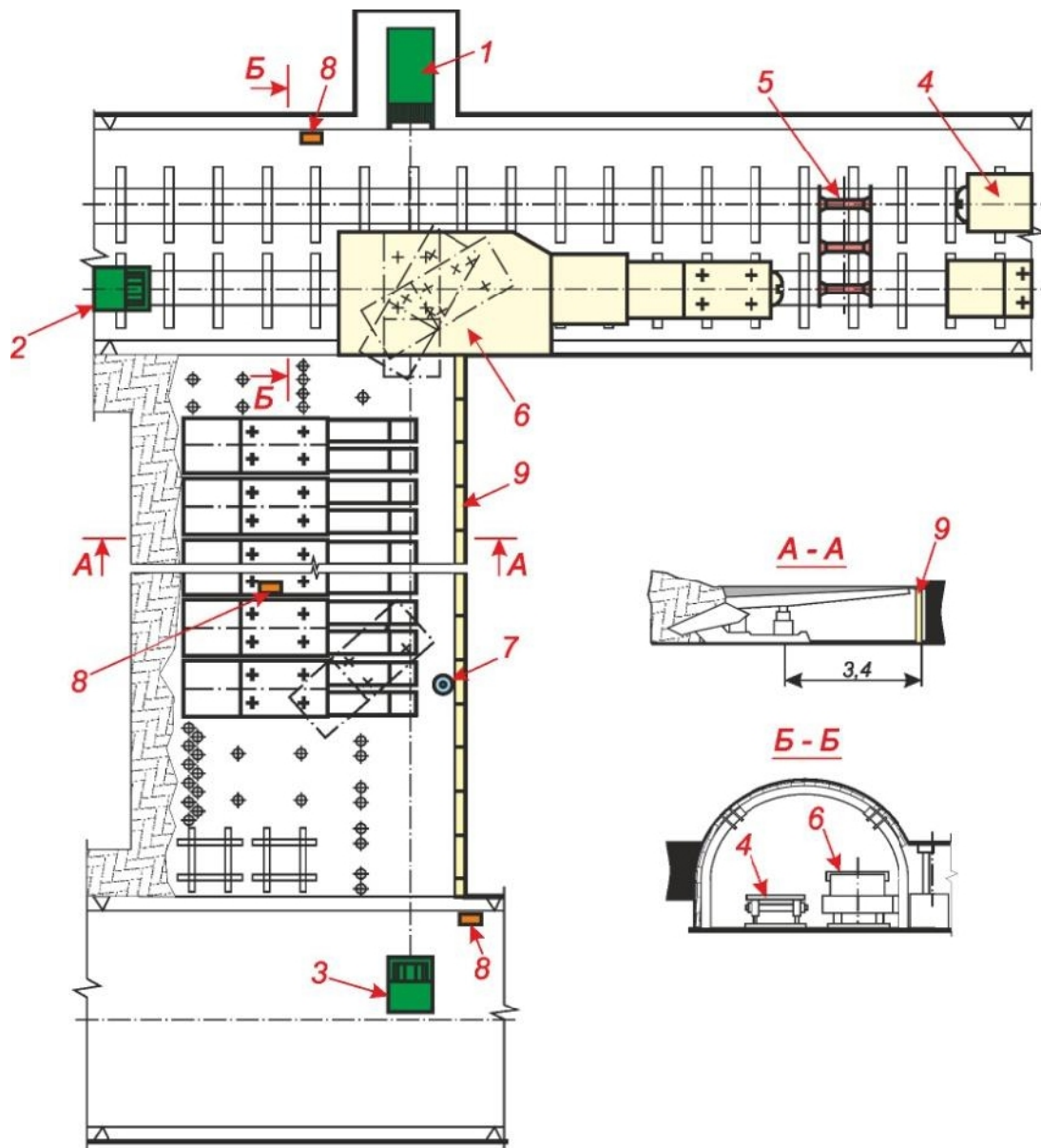


Рис. 2.1. Схема демонтажа секций крепи КД80 с применением лебедок (доставка секций по демонтажному ходуку на верхний штрек): 1 – 3 – лебедки (1ЛГКНМ1, ЛШМ, ЛМ); 4 – платформа; 5 – платформа перекатная; 6 – полок монтажный; 7 – блок отклоняющий; 8 – аппаратура сигнализации и связи; 9 – брус призабойный

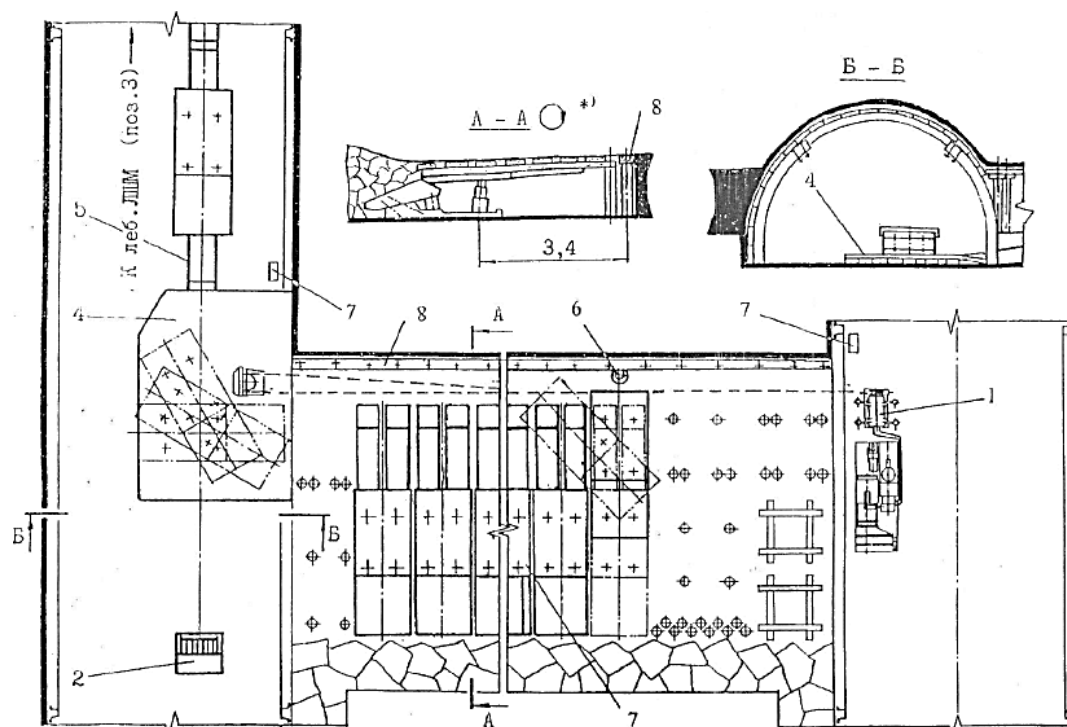


Рис. 2.2. Схема демонтажа секций крепи КД 80 с применением тяговых цепных устройств (доставка секций по демонтажному ходу на левую бортовую выработку) : 1 – установка монтажная цепная; 2, 3 – лебедки; 4 – полук монтажный; 5 – дорога монтажная; 6 – блок отклоняющийся (стопор); 7 – аппаратура сигнализации и связи; 8 – брус призабойный

Существующая технология предполагает выполнение описанных далее операций. По окончании отработки лавы производится ее постановка под демонтаж с полным перекрытием кровли доской сплошную и увеличением вынимаемой мощности при подходе лавы на расстояние 14 – 16 м к месту демонтажа. При выемке последней стружки угля привод и секции крепи не додвигаются к плоскости забоя на расстояние 0,8 м. Диагонально на секции механизированной крепи заводят брусья под углом 55° в соответствии со схемой последующей транспортировки. Далее выполняется снятие поджимной консоли, разворот секции и ее транспортирование вдоль линии забоя лавы. Выше указывалось, что, несмотря на конструктивную возможность такого маневра для отечественных комплексов, разворот секций является наиболее опасным технологическим процессом.

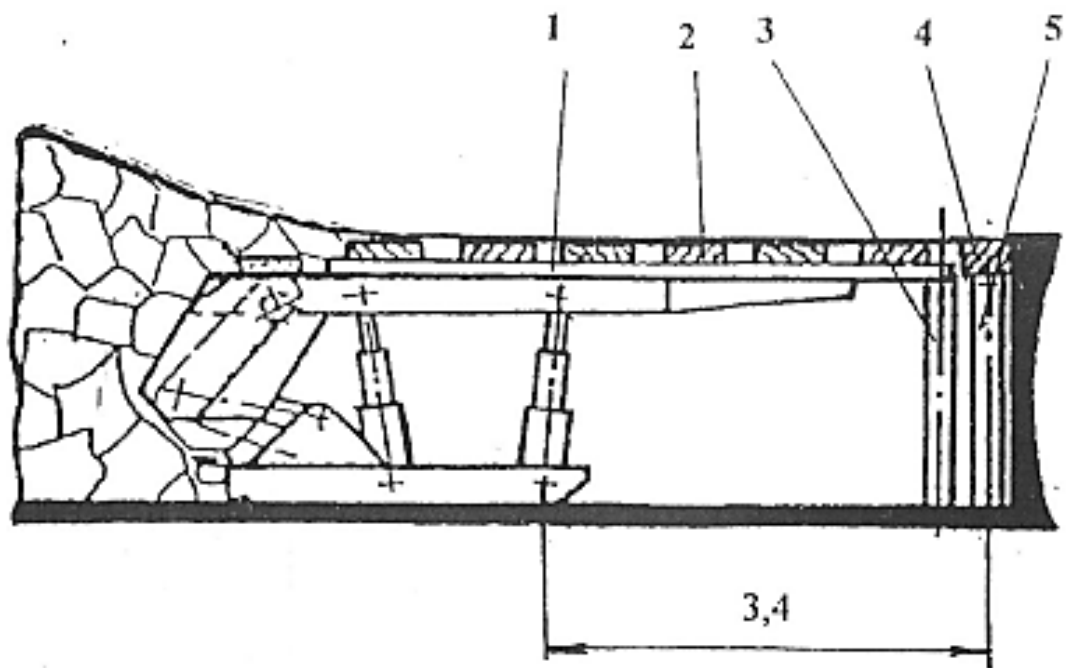


Рис. 2.3. Традиционная схема крепления демонтажной камеры (1 – брус верхнего перекрытия секций крепи, 2 – доска (3,2x0,3x0,04) м, 3 – стойка \varnothing 0,1 – 0,2 м, 4 – брус призабойный, 5 – стойка \varnothing 0,1 – 0,12 м)

В работе [25] изложена новая технология крепления лавы при демонтаже добычных комплексов, позволяющая создать более безопасные условия труда для рабочих при демонтаже секций (рис. 2.4).

Предлагаемая технология предусматривает разворот первых двух секций вдоль лавы, что частично увеличивает безопасность проведения работ по извлечению последующих секций механизированной крепи. По мере демонтажа комплекса эти две секции передвигаются вдоль линии очистного забоя. В предложенной схеме можно отметить уменьшение расхода лесоматериала, однако трудозатраты работ, а значит и время демонтажа комплекса, по-прежнему остаются значительными.

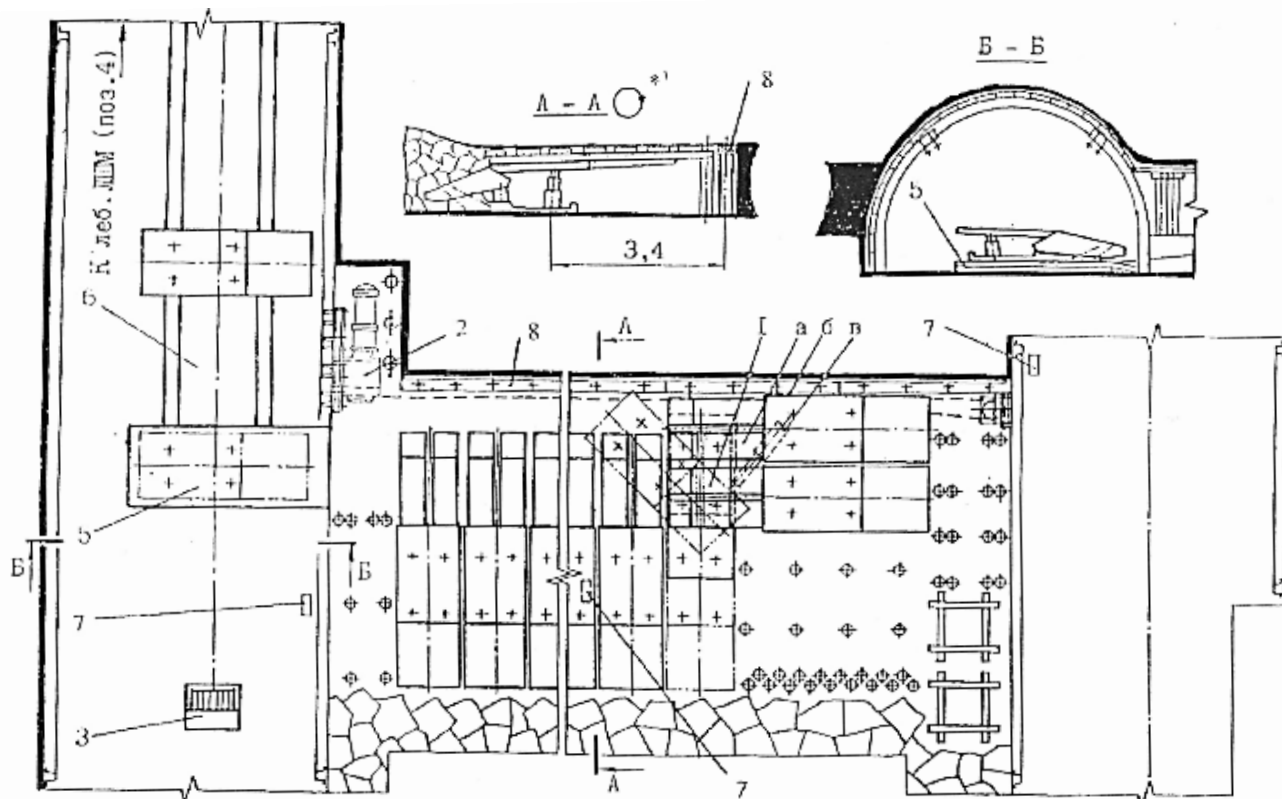


Рис. 2.4. Схема технологии демонтажа секций крепи КД 80 с применением тяговых цепных устройств и крепи сопровождения (доставка секций по демонтажному ходу на левую ходовую выработку): 1 – устройство демонтажное (а – секции сопровождения, б – балка, в – гидродомкрат); 2 – устройство тяговое цепное с приводом ВСП; 3, 4 – лебедки; 5 – полук монтажный; 6 – настил направляющий; 7 – аппаратура сигнализации и связи; 8 – брус призабойный

Постоянное увеличение глубины разработки на угольных шахтах и характерная для большинства угольных районов невысокая прочность пород привели к возникновению таких негативных явлений, как пучение почвы и вывалообразование пород кровли выработок. Особые сложности вызывают случаи вывалообразований, часто возникающие в очистных выработках. В остановленных лавах вследствие длительного их простоя, при недостаточном сопротивлении изношенной механизированной крепи, образуются завалы и вывалообразования легкообрушающейся и неустойчивой кровли. Для предотвращения указанных негативных проявлений горного давления следует увеличивать плотность перекрытия кровли в бесстоечном пространстве камеры деревянной затяжкой, пробивать под забоем сплошную органную крепь, которая не только создает дополнительное сопротивление смещающимся породам, но и предотвращает развитие отжима угольного пласта, как это реализуется на шахте «Благодатная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» [26].

Особенности происходящих вокруг демонтажных камер геомеханических процессов, связанных, в первую очередь, с интенсивными смещениями вмещающих пород, провоцируют аварийные ситуации, такие как посадка секций

«нажестко», невозможность поддержания рабочего пространства в местах их извлечения, резкое уменьшение высоты камеры под забоем, невозможность транспортировки секций вдоль нее и пр. Как было отмечено ранее, продолжительный простой камеры вызывает вывалообразования пород кровли при извлечении секций. В итоге эти аварийные ситуации снижают скорость демонтажа механизированной крепи и увеличивают время простоя оборудования.

Авторы [22] считают, что установление расчетным путем ожидаемой потери высоты камеры демонтажа за период эксплуатации в конкретных условиях не представляется возможным. Поэтому для получения более достоверных значений потери высоты демонтажной камеры с двухрядной механизированной крепью предполагается использовать замеры просадок ее гидравлических стоек (рис. 2.5).

Для установления ожидаемой потери высоты камеры за период ее простоя авторами [27] рекомендуется использовать закономерность изменения во времени конвергенции кровли и почвы, полученную на основе шахтных измерений в остановленных лавах. Это в очередной раз доказывает целесообразность и необходимость проведения натурных измерений для всестороннего изучения и анализа геомеханической ситуации в каждом конкретном случае.

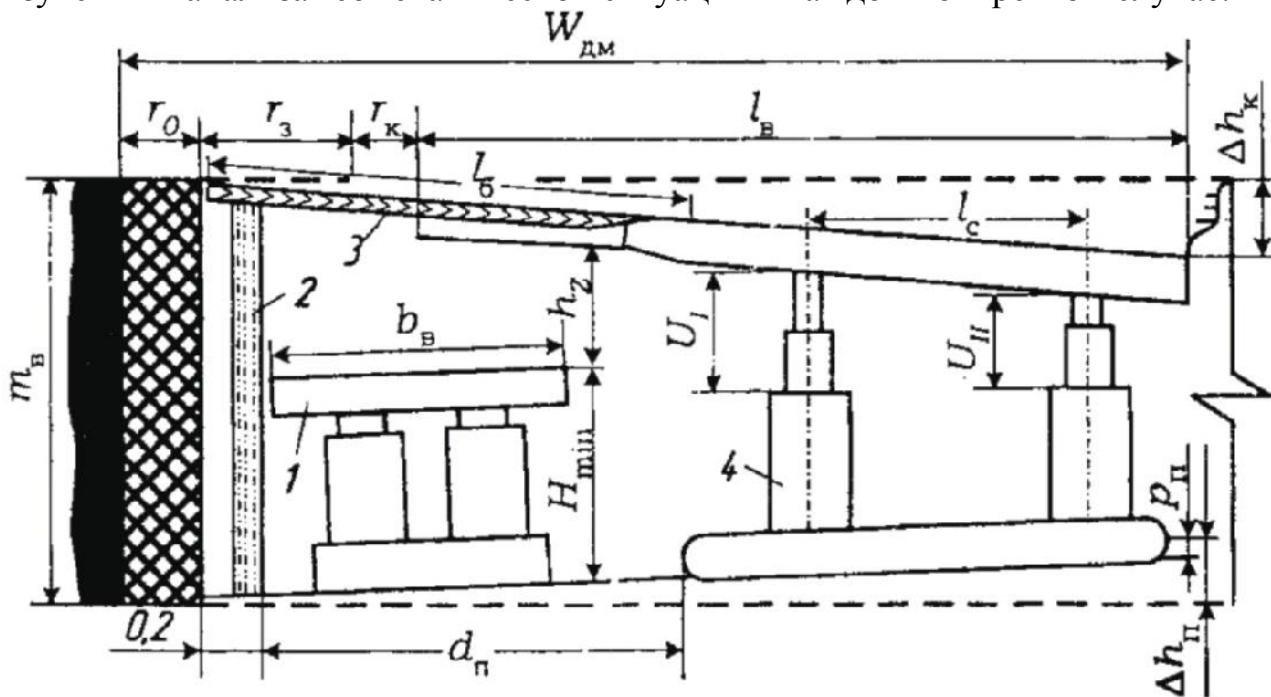


Рис. 2.5. Схема демонтажной камеры: 1, 4 – секции двухрядной механизированной крепи поддерживающего типа в транспортном и рабочем положениях; 2, 3 – деревянная стойка и брус

В последние годы в зарубежной и отечественной горнодобывающей промышленности все шире находит применение сталеполимерное анкерное крепление горных выработок. Так, в работе [28] авторами описаны проведенные опытно-экспериментальные работы на шахтах, которые подтвердили высокую экономическую эффективность и практическую целесообразность использования для крепления демонтажных камер сталеполимерных анкеров.

В процессе проведенной работы авторами выполнена оценка экономической эффективности используемого технического решения. В работе сравнивались варианты крепления демонтажной камеры традиционным способом с использованием деревянной крепи и сталеполимерными анкерами. По базовому варианту стоимость крепления 1 м демонтажной камеры составила на 16,7 % дороже, чем на экспериментальном участке. Трудозатраты, связанные с погрузкой и транспортировкой, на экспериментальном участке были снижены в 2,65 раза по сравнению с базовым. Однако время демонтаж механизированных секций крепи сокращается незначительно.

Повышение устойчивости подготовительных выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, достигается их поддержанием в зоне естественной частичной разгрузки массива, которая образуется в окрестности остановленной лавы. Возникает ситуация описанная в работе [29]. Предложено технологическое решение: совместить операции извлечения секций механизированной крепи с использованием демонтажной камеры для сооружения подготовительной выработки. Этот проект был реализован на шахтах и представлен на рис. 2.6 и 2.7.

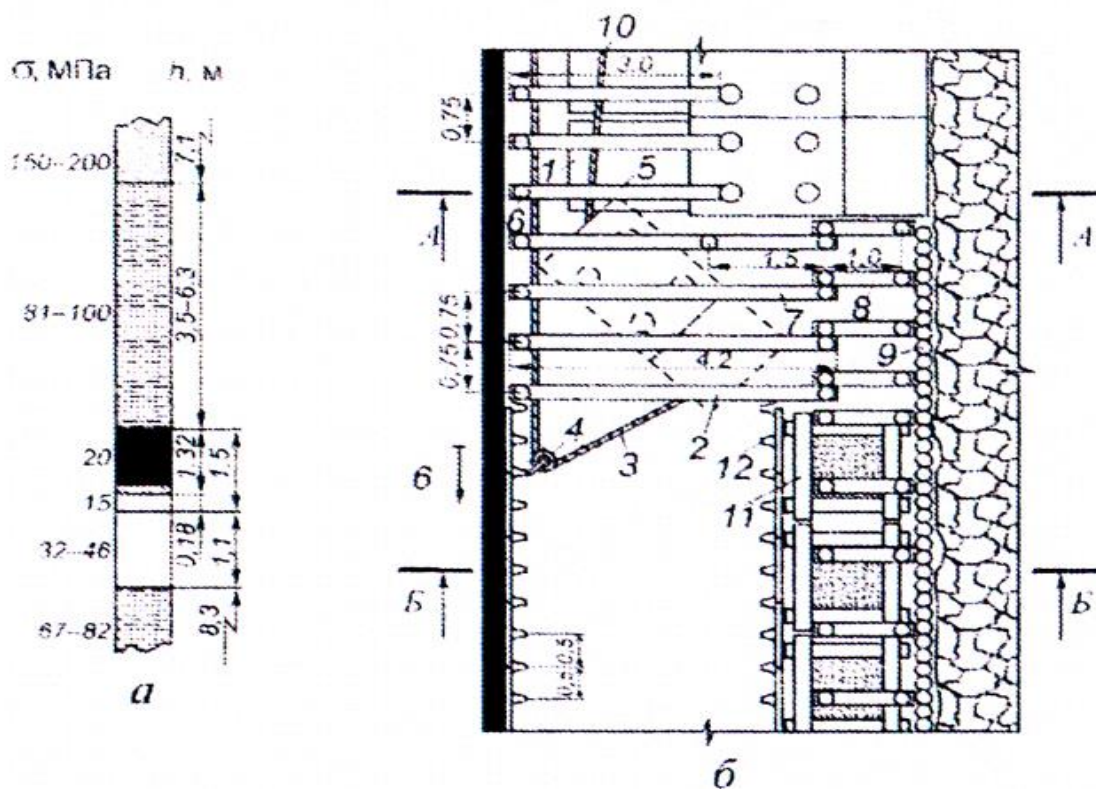


Рис. 2.6. Фрагмент графической части паспорта сооружения выработки трапециевидной формы по остановленной лаве № 6 пласта h_{10} на шахте им. В.В. Вахрушева при демонтаже механизированного комплекса 2КД-90Т: а – структурно-прочностная характеристика пласта h_{10} и вмещающих пород, б – основные линейные параметры в метрах

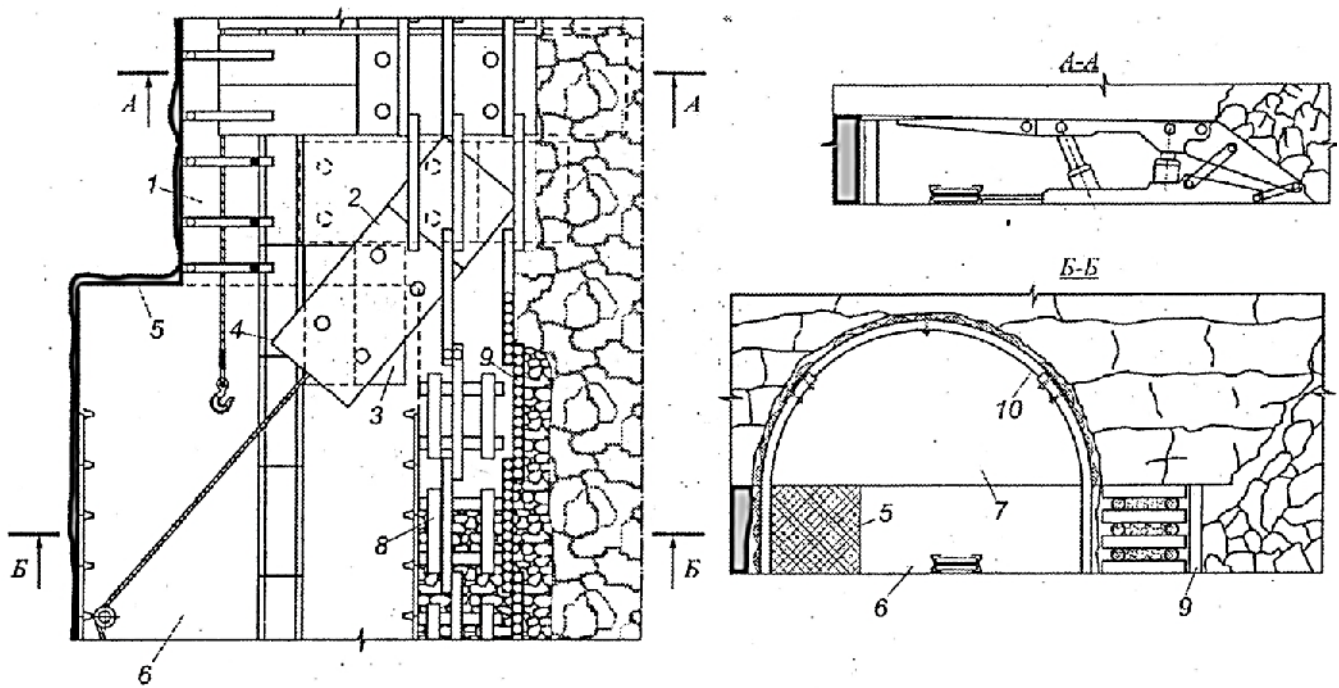


Рис. 2.7. Технологические схемы сооружения выработки арочной формы с подрывкой кровли по демонтажной камере при извлечении секций механизированной крепи

Большой опыт в области проведения, поддержания и эксплуатации капитальных выработок накоплен еще в 80 – 90-е годы немецкими специалистами. Так называемые базисные (капитальные) выработки, проходимые по разрабатываемому пласту, могут быть использованы для подготовки односторонних или двухсторонних выемочных полей (рис 2.8). С точки зрения механики горных пород базисные выработки различают в зависимости от того, находятся ли они в зонах повышенного горного давления в краевых частях пласта или в целиках, подвергаются ли они временно или постоянно воздействию очистных работ или же пройдены широким ходом с оставлением разгрузочных раскосов [30].

В 80 – 90-е годы в Германии при широком применении пластовой схемы вскрытия и подготовки участков шахтного поля получили распространение базисные выработки с большим сроком службы для отработки угольного пласта как прямым, так и обратным ходом [31].

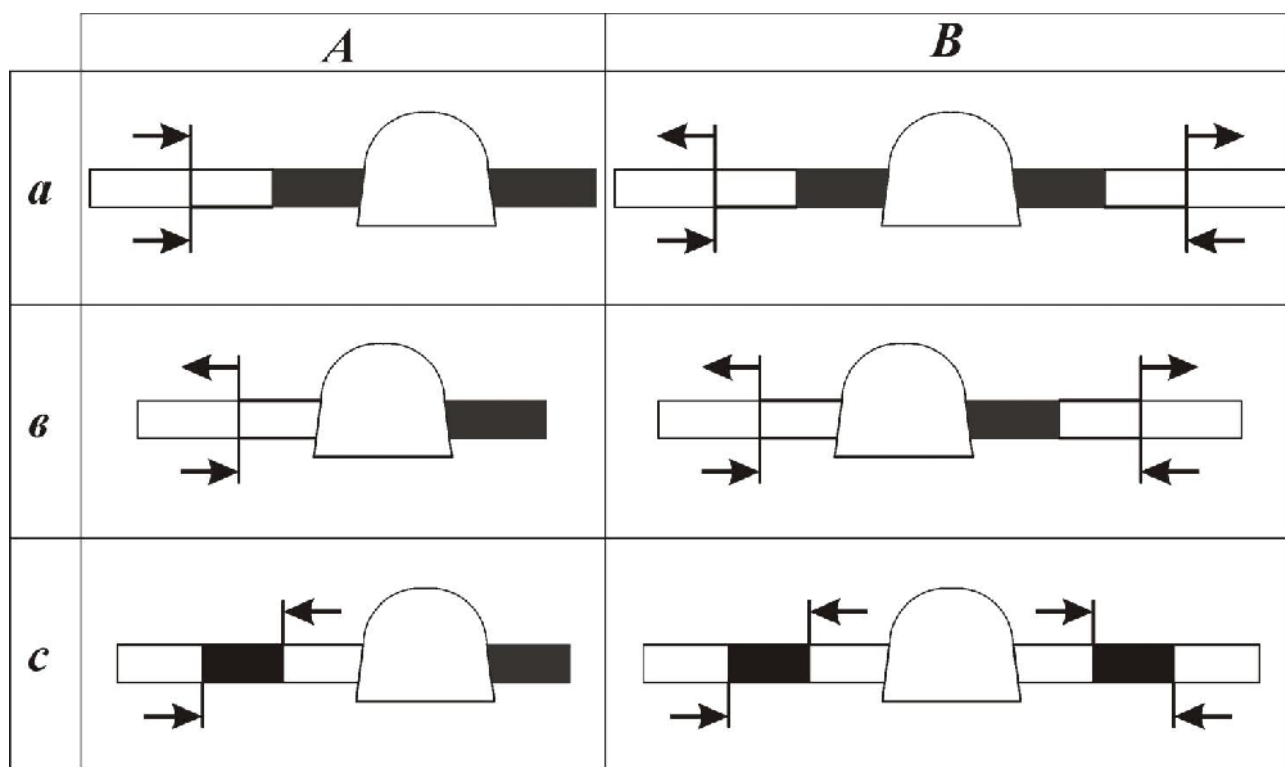


Рис. 2.8. Варианты расположения пластовых базисных выработок: А и В – при односторонней и двухсторонней разработках соответственно; *a* – в предохранительном целике; *b* – на границе с выработанным пространством; *c* – с раскосками

Характерной особенностью современных технологических схем является отказ от оставления целиков у базисных штреков. Это способствует увеличению длины выемочного участка, устраняет эксплуатационные потери угля и облегчает перевод в новую лаву тяжелого дорогостоящего оборудования.

После того как на шахтах был накоплен опыт отработки лав прямым порядком из базисных штреков, сравнительные замеры показали, что при соответствующей геометрии подготовки участка можно также вести отработку, вплоть до базисной выработки. Для каждого случая рекомендуется предварительное усиление крепи в вертикальном направлении – установка центральных стоек. Выдавливание угольных стенок необходимо удерживать в дополнительных пределах. Предпринимавшиеся для этого меры сразу же обеспечивали надлежащий эффект и только в исключительных случаях требовалось их повторение.

Автор [32] указывает, что при выходе лавы в базисную выработку необходимо предварительно изучить и произвести оценку дополнительных влияющих факторов, таких как мощность пласта, строение кровли, организация крепления в лаве, мероприятия по упрочнению пород кровли и пр.

Базисная выработка, к которой планомерно приближается лава, должна быть подготовлена с учетом проблем, ожидаемых при подходе лавы и выходе ее в выработку. Например, как показано на рис. 2.9, у кровли устанавливают подхватывающие анкеры, а у кромки со стороны лавы – управляющие.

Авторы [33] акцентируют внимание на том, что установка анкеров должна быть закончена, пока разрыхление пород еще незначительно. Только в данном случае упрочняющие анкера будут работать эффективно. При этом лава должна находиться от базисной выработки на расстоянии, по меньшей мере, 100 м, пока штрек находится вне зоны влияния лавы. С приближением лавы и уменьшением сечения выработки на кромке кровли пласта вдоль выработки возникают трещины. Состояние кровли на сопряжении можно улучшить путем установки упрочняющих анкеров, а также с помощью дополнительного упрочнения породного массива.

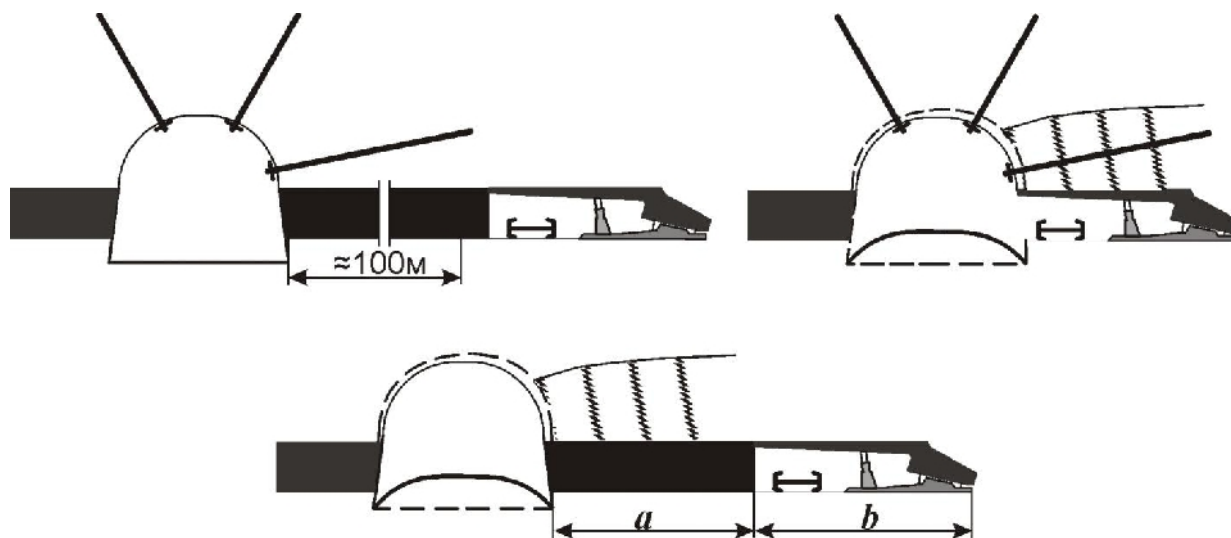


Рис. 2.9. Схемы конечного положения лавы у базисной выработки без оставления охранного целика и при его оставлении: a – охранный целик; b – демонтажная камера

Автор [32] отмечает, что в результате приближения лавы к базисному штреку опасность повреждения штрековой крепи вследствие горизонтальной конвергенции увеличивается (примерно в два раза) по сравнению с отходом лавы от базисного штрека.

Как показали эксперименты в погашаемых лавах на шахте «Вальзум» и в Саарском бассейне, демонтажные камеры можно закреплять анкерами и провололочной сеткой, даже если пласт и слой кровли пронизаны открытыми трещинами. Важно только, чтобы анкера закреплялись по всей длине скважины. Поскольку часть закрепляющего состава при установке анкеров может расходоваться на заполнение трещин, его нужно подавать в скважины с определенным избытком.

В разрезных печах, базисных выработках и при демонтаже оборудования лав анкерная крепь обеспечивает свободное пространство для транспортирования и выполнения других работ, что является важной предпосылкой снижения затрат и рациональности работ по переводу оборудования в новые лавы. При использовании анкерной крепи следует принимать во внимание границы ее применения [32].

В России при добыче угля на пологих пластах высокопроизводительными комплексами также предъявляются строгие требования к срокам демонтажа механизированных комплексов. В настоящее время в большинстве угольных шахт применяются уже описанные выше схемы демонтажа механизированных комплексов, т. е. демонтажные камеры:

- с заводкой комплекса под “брус” (формируемые проходческим комбайном);
- развиваемые от механизированного комплекса с заводкой под “брус”;
- развиваемые от механизированного комплекса с заводкой его под высокопрочное полимерное перекрытие.

Однако, с точки зрения минимизации времени демонтажа механизированного комплекса, одним из наиболее перспективных вариантов является применение предварительно пройденных демонтажных камер.

В частности, за последние годы в Кузбассе накоплен значительный опыт применения демонтажных камер, пройденных предварительно [34] (рис. 2.10).

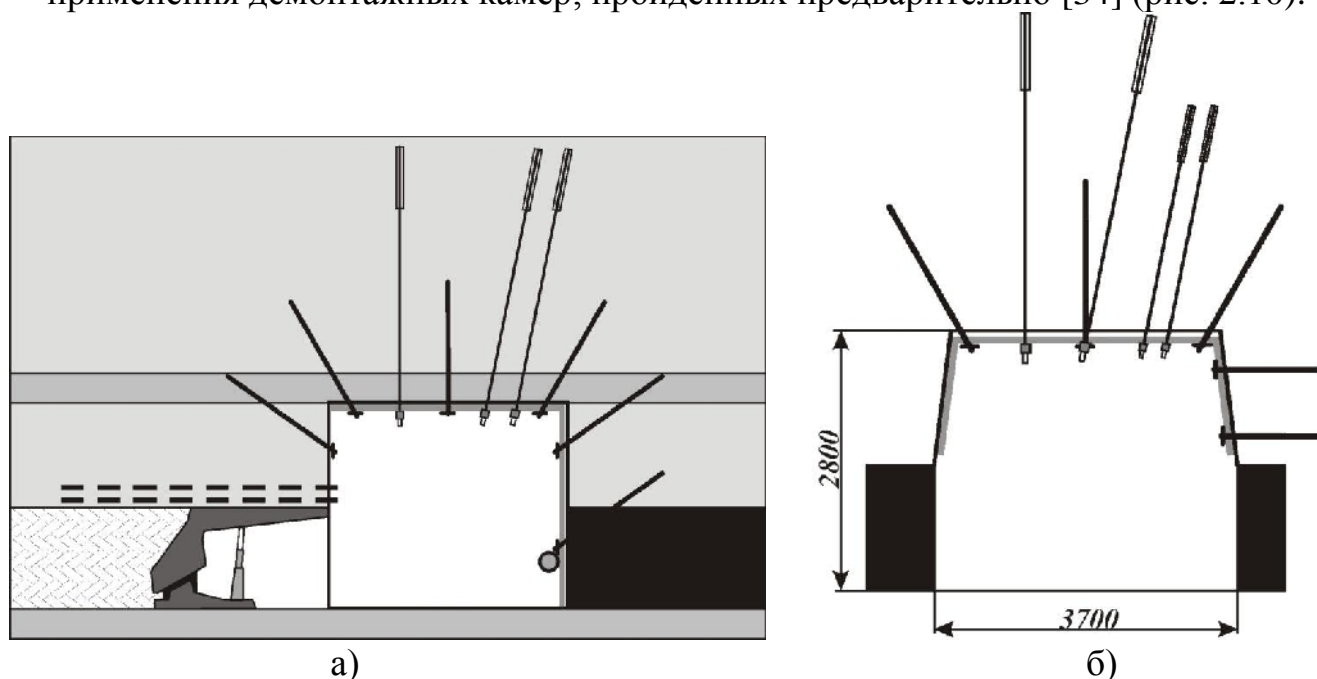


Рис. 2.10. Схема крепления предварительно проведенной демонтажной камеры на тонких пластах: а) № 43 шахта “Берёзовская”; б) № 607 шахта “Чертинская-Южная”

В представленном варианте авторы подтвердили, что демонтаж механизированного комплекса можно сократить, в результате чего необходимо выполнить в короткие сроки демонтажные операции. Наиболее целесообразно решить данную задачу с применением дизельного транспорта на подвесной монорельсовой дороге [35].

Из проведенного анализа можно сделать вывод, что монтажно-демонтажные работы являются основным процессом, обеспечивающим поточ-

ность разработки. Положительный опыт применения предварительного проведения демонтажных камер в условиях отработки тонких пластов угля на ряде зарубежных шахт, в том числе и на шахтах Кузбасса, позволяет охарактеризовать рассматриваемый способ как наиболее эффективный и перспективный. Рекомендуемое при этом крепление демонтажной камеры стальными и канатными анкерами значительно снижает стоимость и трудоемкость при увеличении безопасности ведения горных работ. Преимуществом предварительного проведения демонтажной камеры являются как отсутствие простоя комплекса, так и возможность быстрой адаптации существующих технологических решений к различным горногеологическим условиям.

Из приведенного выше анализа следует, что сооружение демонтажных камер представляет собой перспективное направление в плане рационализации операций при завершении разработки выемочного пласта.

Однако исследования, по-видимости, носили фрагментарный характер, так как ни в одной работе не приведен комплексный анализ визуальных и инструментальных замеров, математического и физического моделирования. Именно эти аспекты являются важным элементом для разработки паспорта крепи демонтажной камеры и мероприятий по усилению механизированной крепи, а также необходимы для оценки опережающего опорного давления при подходе лавы к демонтажной камере и вертикальной нагрузки на элементы крепи в различные моменты развития очистных работ. Следует отметить, что на данный момент отсутствует нормативно разработанная методика, позволяющая определить нагрузку на механизированную крепь лавы и на крепь предварительно пройденной демонтажной камеры с учетом их взаимного влияния в процессе постепенного сближения. При этом именно динамика развития геомеханических процессов при непрерывном перераспределении опорного давления впереди движущегося очистного забоя важна для своевременной разработки мероприятий по поддержанию сложной системы взаимовлияющих выработок. Поэтому в дополнение к расчетам, выполненным в соответствии с рекомендациями нормативных документов, необходимо проведение комплекса научно-исследовательских работ, включающих:

- визуальные и инструментальные наблюдения за состоянием породного массива при проходке демонтажной камеры;
- мониторинг состояния демонтажной камеры на различных этапах очистных работ;
- прогностическое моделирование геомеханических процессов в породном массиве при непрерывном перемещении фронта очистных работ к заранее сооруженной камере;
- разработку инженерного подхода к определению основных геомеханических характеристик, необходимых для выбора средств крепления демонтажных камер.

2.5. Проект предварительного проведения демонтажной камеры для 161-й струговой лавы ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

Компанией «Павлоградуголь» реализован проект по введению в эксплуатацию струговой лавы в условиях шахты «Степная». В 161-й лаве горизонта 330 м смонтированы механизированный комплекс, струговая установка и лавный конвейер. Длина лавы 300 м, вынимаемая мощность 1,1 м, длина столба свыше 2,5 км. Нагрузка на очистной забой составляет 2 – 3 тыс. т в сутки. Для такого высокопроизводительного комплекса актуален поиск новых решений, позволяющих минимизировать потери за счет вынужденного простоя.

Механизированные комплексы щитового типа производства Bucyrus DBT сконструированы таким образом, что поджимной верхняк механизированной крепи имеет цельную литую конструкцию, в результате чего отсутствует выдвижная и поджимная консоль, что исключает возможность ее снятия в подземных условиях шахты. Длина секции DBT в сложенном состоянии 5,1 м, что значительно превышает длину секций отечественного производства, поэтому, для того чтобы выставить и развернуть секцию в транспортное положение, придется снимать постоянное крепление в радиусе разворота 2,5 – 3,0 м, что может привести к еще большей степени риска и травматизма.

Конструктивная увязка секций механизированной крепи DBT, лавного конвейера PF3/822 и струговой установки GH800, а также создание опережающей центральной дуги в 161-й лаве, глубина которой должна составлять не менее 9,0 м (по рекомендациям специалистов фирмы DBT, это расстояние должно составлять не менее 3 % от длины лавы), не позволяют произвести сразу выемку угля на 0,8 м и завести брусья на секции механизированной крепи.

Создание опережающей центральной дуги при выполнении технологических процессов исключают смещение концевой и приводной головки лавного конвейера PF3/822 относительно горизонтальной плоскости на сборном и бортовом штреках.

Для того чтобы разрубиться струговой установкой на 0,8 м, необходимо произвести непрерывную выемку угля на длину лавы 300 м и глубину 0,8 м, а это приведет к обнажению большой площади и обрушению забоя лавы.

Завести деревянные брусья на секции крепи не представляется возможным, так как люди будут в опасной незакрепленной зоне и под постоянным опережающим опорным давлением при отсутствии установки временной крепи.

При остановке лавы необходимо:

- перейти с автоматического режима управления секциями РМС-R на ручной;
- выставить все секции крепи фронтально линии забоя лавы;
- уйти от опережающей центральной дуги;
- занести нижнюю и верхнюю части лавы относительно центральной опережающей дуги, а это приведет к смещению концевой и приводной головок относительно горизонтальной плоскости на сборном и бортовом штреках и затруднит постановку 161-й лавы под демонтаж.

В связи с невозможностью применения обычной схемы демонтажа для 161-й лавы для сокращения времени демонтажа механизированного комплекса и обеспечения безопасности труда рабочих необходимо выполнить предварительное проведение демонтажной камеры вне зоны очистных работ, а также использовать дизелевозный транспорт на подвесной монорельсовой дороге.

Проведение предварительно демонтажной камеры гор. 330 м вне зоны ведения очистных работ с установкой поддерживающей крепи усиления позволит уйти от вышеперечисленных негативных факторов, минимизировать безопасность работ при постановке 161-й лавы под демонтаж, так как брусья будут устанавливаться со стороны демонтажной камеры под закрепленным пространством при остановленной 161-й лаве.

Демонтаж секций механизированной крепи, их выдача будут производиться в демонтажную камеру, что так же является немаловажным фактором, так как создает необходимое рабочее пространство при демонтаже секций крепи, уменьшает время демонтажа и доставку секций механизированной крепи по демонтажной камере к месту монтажа.

Обоснование параметров проведения и крепления камеры для демонтажа стругового комплекса с учетом возможных негативных проявлений горного давления впереди очистного забоя лавы является сложной научно-технической задачей. Одной из основных проблем в данном случае является то, что плоскость очистного забоя непрерывно перемещается в пространстве в сторону уже существующей выработки – демонтажной камеры. Выработанное пространство лавы и полость демонтажной камеры в зоне влияния забоя в целом образуют сложную геомеханическую систему. Ее поведение трудно прогнозировать в условиях слабых вмещающих пород Западного Донбасса, поскольку это первый опыт предварительного проведения демонтажных камер на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

ГЛАВА 3
ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ
СИСТЕМЫ «ПОРОДНЫЙ МАССИВ – КРЕПЬ» В ДЕМОНТАЖНОЙ
КАМЕРЕ ШАХТЫ «СТЕПНАЯ» ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

3.1. Мониторинг состояния монтажной камеры 161-й струговой лавы, в котором проводятся шахтные наблюдения

В соответствии с задачами, поставленными в работе, для изучения закономерностей поведения породного массива осуществлялся мониторинг состояния монтажной камеры 161-й струговой лавы. Монтажный штрек 161-й лавы был проведен по пласту С₆ на площади восточного крыла прирезки к полю шахты «Степная» (рис. 3.1).

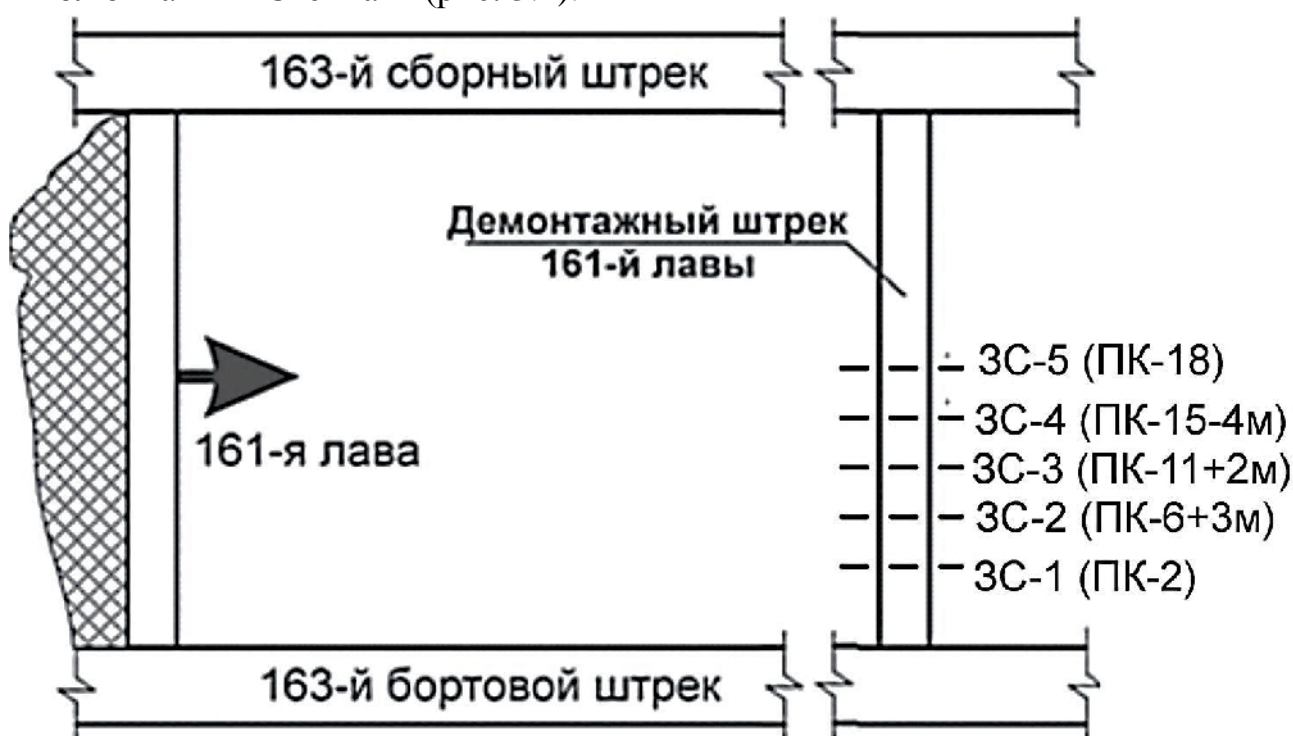


Рис. 3.1. Схема расположения монтажного штрека 161-й лавы и места заложения замерных станций

Паспорт крепления монтажной камеры показан на рис. 3.2. Камера проводится прямоугольным сечением шириной в проходке $B_{пр} = 4,2$ и высотой $H_{пр} = 3,0$ м по пласту угля с верхней подрывкой. Расстояние от почвы выработки до почвы пласта составляет не менее 1 м. Кровля выработки крепится поперечными металлическими прогонами из отрезков СВП-22, соединенных между собой в замок. Через отверстия в металлических прогонах устанавливаются металлические анкеры длиной $l_a = 2,4$ м с шагом установки 1,0 м. В боках выработки монтируются деревянные стойки $\varnothing = 22$ см, в сечении штрека – поддерживающие металлические стойки усиления из СВП-22, а стойки СШ-2 из СВП-22 ставятся под продольный металлический прогон (рис. 3.3).

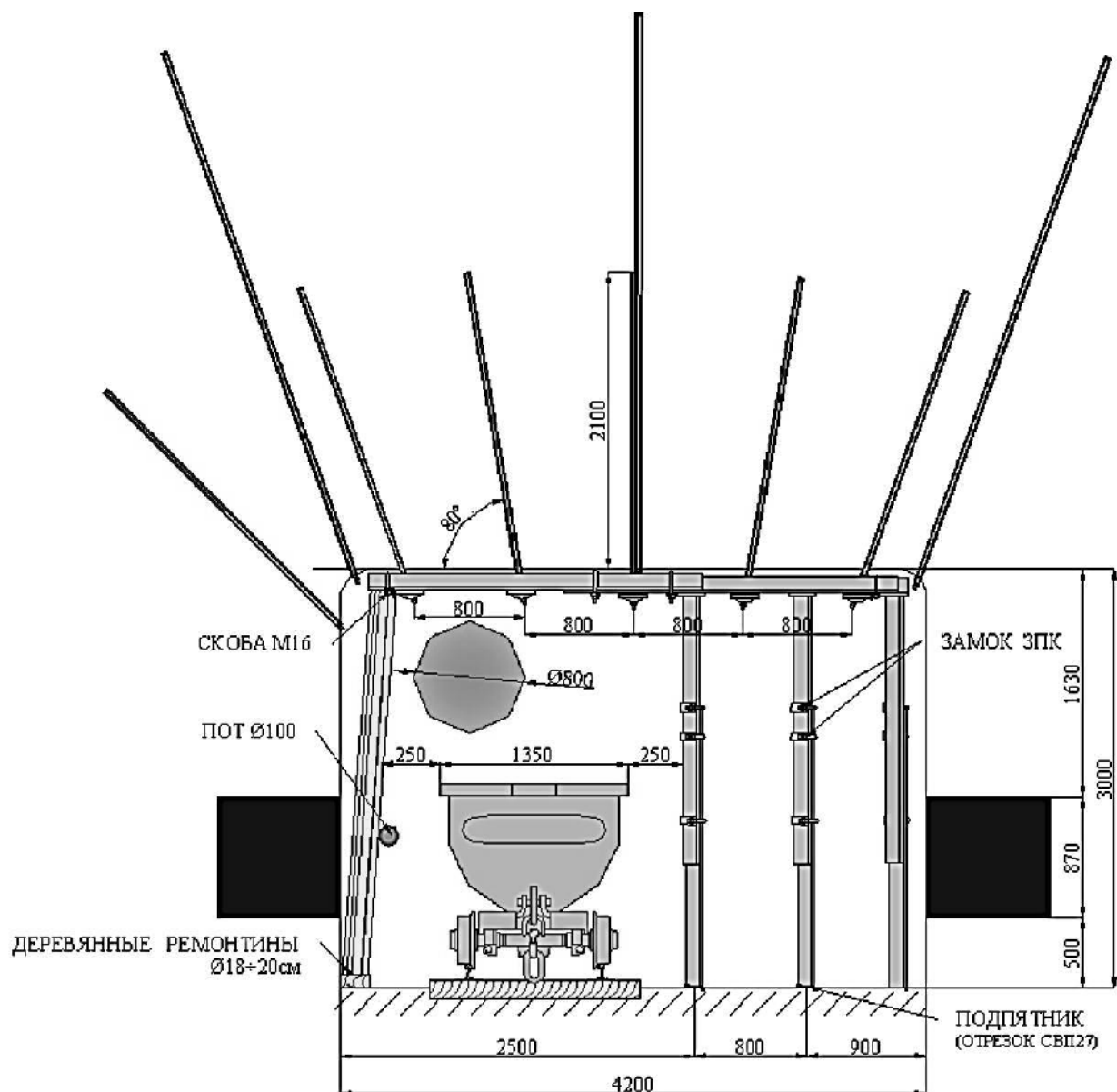


Рис. 3.2. Схема поперечного сечения и конструкции крепи демонтажной камеры 161-й лавы пласта С₆

В кровле выработки на расстоянии 50 см от боковой части между металлическими подхватами с шагом установки 1,0 м в шахматном порядке устанавливаются канатные анкеры глубокого заложения длиной 6,0 м.



Рис. 3.3. Вид крепи демонтажной камеры

3.2. Методика проведения шахтных исследований по изучению деформационных процессов вокруг выработки

3.2.1. Требования к месту установки замерных станций

Основное требование, предъявляемое к выработкам при выборе участков заложения замерных станций и во время наблюдений, сводится к их представительности и возможности получения обширной информации, т. е. должны быть соблюдены следующие условия:

- исследуемый участок выработки закреплен согласно паспорту крепления;
- участок выработки находится вне зоны геологических нарушений;
- забой выработки находится на участке вне зоны влияния очистных работ (150 – 180 м);
- в пределах участка наблюдений обязательное постоянство строения пород.

Замерные станции устанавливаются как можно ближе к забою выработки.

Важным условием при развертывании замерной станции является качественная установка крепи как рамной, так и анкерной или рамно-анкерной, а это значит, что:

- в месте, предусмотренном для установки станций, проходка ведется с минимально возможными переборами от проектного сечения;
- крепь и ее элементы не имеют дефектов;

-
- устанавливаются только новые комплекты крепи, повторно используемые элементы крепи к установке не допускаются;
 - для создания измерительного участка (с новой крепью) силами производственно-технической службы (техотдела) шахты предварительно разработаны соответствующие паспорта крепления. Рамы стальной крепи (анкера) монтируются (устанавливаются) со строгим соблюдением регламента установки и паспорта крепления, утвержденного в соответствующем порядке;
 - установленную на участке, где будут выполняться замеры, раму стальной крепи сразу переводят в «жесткий» режим работы.

3.2.2. Оценка общего состояния выработки и ее визуальное обследование

Оценка состояния выработки должна выполняться в ходе визуального обследования, проводимого перед либо после снятия замеров на контурных замерных станциях бригадой, которая будет делать также измерения на контурных реперах. В период проведения наблюдений в рабочий журнал заносятся сведения, касающиеся отступлений от паспортных данных крепления, примерных размеров и качества забутовки закрепного пространства и др. (рис. 3.4 – 3.5).



Рис. 3.4. Оценка состояния выработки в ходе визуального обследования



а)



б)

Рис. 3.5. Внешний вид крепи анкеров: а – сталеполимерного, б – канатного

В дальнейшем в процессе наблюдений отмечаются все изменения состояния рам крепи: деформации ее элементов, разрушения скрепляющих деталей и т. д. Для наиболее характерных изменений делают эскизы. Результаты наблюдений обобщаются и сводятся в специальные ведомости.

При визуальном обследовании состояние выработок оценивается относительным показателем устойчивости, который определяется как отношение количества рам крепи, находящихся в неудовлетворительном состоянии, к общему количеству рам на оцениваемом участке, т. е.

$$\omega = \frac{N_0 - N}{N_0},$$

где N_0 – общее количество рам крепи на участке, шт.; N – количество рам крепи, находящихся в неудовлетворительном состоянии, шт.

Отнесение рамы крепи к категории разрушенных производилось при наличии не менее двух из ниже приведенных признаков:

- разрушение замков (разрыв планок, срыв гаек, разрыв хомута);
- деформации или разрушения стоек крепи;
- деформации или разрушение верхняка крепи;
- значительное количество разрушенных затяжек;
- смещение элементов крепежной рамы в выработку.

3.2.3. Порядок установки замерной станции Станция, оборудованная контурными реперами

Каждый замерный пункт представляет собой три контурных репера, два из которых установлены в противоположных боках выработки соосно на высоте 1,8 – 2,0 м от почвы выработки и один – в кровле выработки по ее вертикальной оси (рис. 3.6).

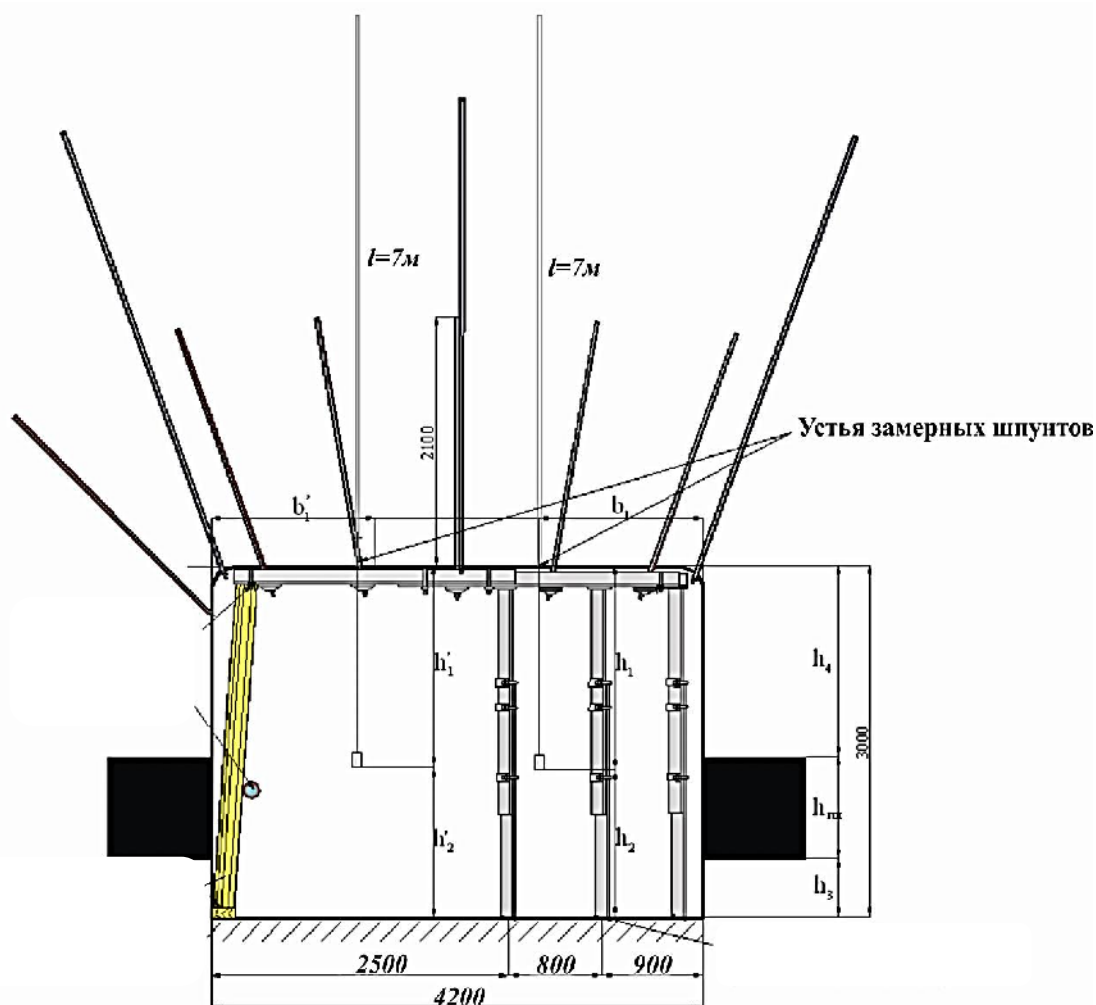


Рис. 3.6. Схема установки замеров контурных реперов

Контурный репер представляет собой шпур длиной 0,50 м диаметром 32 мм, в котором при помощи деревянных пробок закрепляются металлические штыри, выходящие одним концом в выработку. В месте установки реперов на контрольном участке межрамное пространство должно быть закрыто сетчатой затяжкой. Конец репера, выходящий в выработку, имеет форму крюка для удобства фиксации шнуров отвеса и условного замерного горизонта.

Станция, оборудованная глубинными реперами

Для изучения характера деформирования приконтурного породного массива, возникшего от воздействия очистных работ, в выработке устанавливались замерные станции, состоящие из двух глубинных реперов, расположенных с противоположных сторон в одном сечении выработки на расстоянии 1 м от боковой поверхности между прогонами.

Расстояние замерной станции от забоя выработки на момент ее установки составляло 20 м. Расслоений в приконтурной части выработки не отмечено, поскольку принятая крепь – поперечные металлические прогоны на анкерах – предупреждали этот процесс, а влияние очистных работ еще отсутствовало.

Установка (развертывание) замерных станций проводилось в последовательности, описанной ниже.

С помощью буровой установки MQT бурили шпуры диаметром 30 мм и длиной около 7 м. Далее на якорном репере закреплялся трос, после чего он устанавливался в специальный паз досыльника (рис. 3.7).



Рис. 3.7. Установка якоря в досыльник

Досыльник представлял собой сборный трубчатый стержень, изготовленный из отрезков металлопластиковой трубы диаметром 16 мм, соединяемых с помощью муфт диаметром 26 мм.

Длина отрезка трубы с муфтой составляла 104 мм, что с учетом стыковки труб между собой (– 4 мм) позволяло точно контролировать глубину установки репера.

С помощью досыльника с периодическим наращиванием его длины путем подсоединения необходимого количества отрезков металлопластиковой трубы якорный репер устанавливался на требуемую глубину (рис. 3.8).

Глубина установки контролировалась по числу отрезков досыльника и отметкам на них.



Рис. 3.8. Установка якоря в скважину

На тросе каждого глубинного репера закреплялась пластиковая бирка с соответствующим номером (рис. 3.9). Номер репера и глубина его установки сразу же заносились в ведомость.

После установки всех реперов на глубинах 7, 6, 5, 4, 3, 2, 1 и 0.5 м делали первый замер: измеряли разницу между концом троса от первого глубинного репера, положение которого считается неизменным в течение всего времени измерений, и концами тросов от остальных реперов. Все домеры разности между первым репером и всеми последующими имеют положительное значение, так как для удобства снятия замеров трос от репера №1 делали короче остальных. После занесения замеров в ведомость все концы тросов собирают в один пучок и фиксируют в верхней части выработки, во избежание внешних воздействий на них. Каждый следующий замер выполняется по той же методике, что и предыдущий.



Рис. 3.9. Установка бирки

По методике, разработанной в Национальном горном университете, вдоль трассы выработки установлено 5 замерных пунктов, состоящих из двух станций (рис. 3.10).

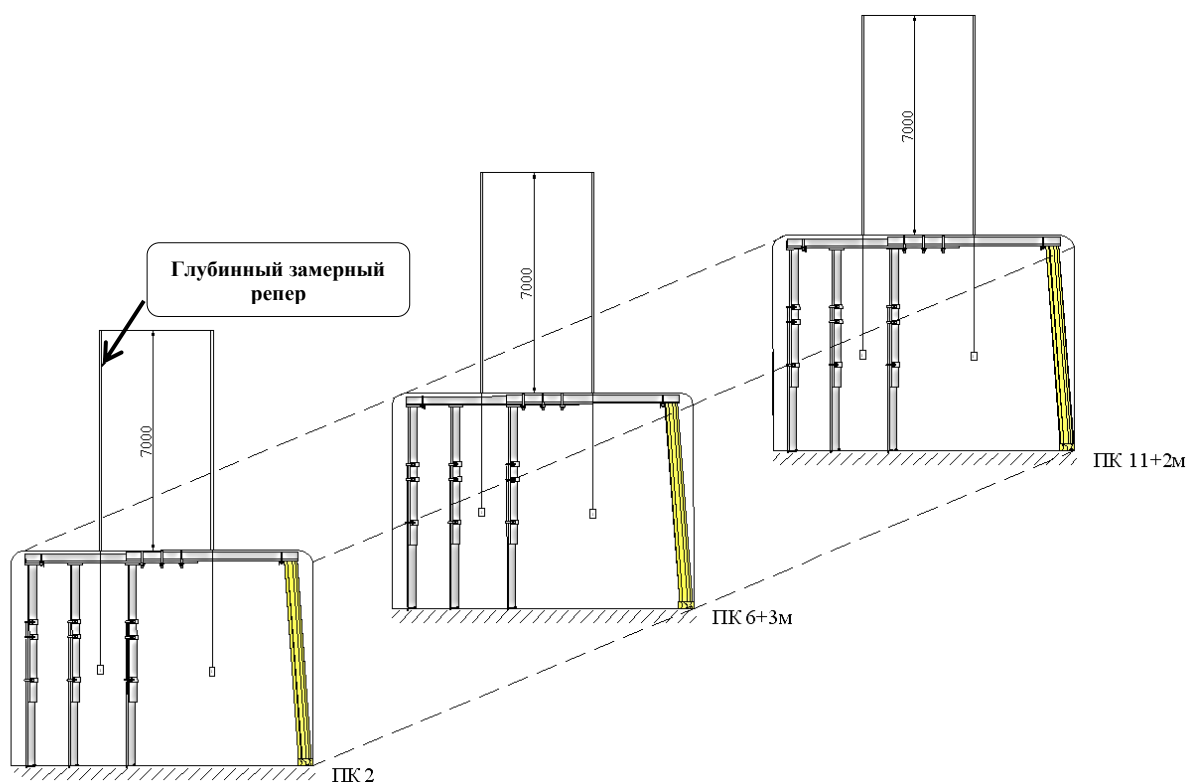


Рис. 3.10. Схема заложения замерных станций в 161-й демонтажной камере

3.3. Визуальные наблюдения за состоянием выработок

Оценка состояния выработки выполнялась в ходе визуального обследования до или после снятия замеров на замерных станциях. В рабочий журнал заносились сведения о проведенных наблюдениях (касающиеся отступления от паспортов крепления, проектных размеров и качества забутовки крепящего пространства и др.). Отмечались все изменения состояния рам крепи: деформации ее элементов, разрушения крепящих деталей и т.д.

На рис. 3.11 – 3.17 представлены фотографии, которые отображают состояние участка демонтажной камеры при ее проведении.



Рис. 3.11. Металлические стойки усиления демонтажной камеры 161-й лавы



Рис. 3.12. Состояние демонтажной камеры 161-й лавы при ее проведении



Рис. 3.13. Кровля демонтажной камеры 161-й лавы при ее проведении



Рис. 3.14. Вхождение секций механизированной крепи в демонтажную камеру



Рис. 3.15. Подход секций механизированной крепи в демонтажную камеру



Рис. 3.16. Деформации анкерного крепления в демонтажной камере

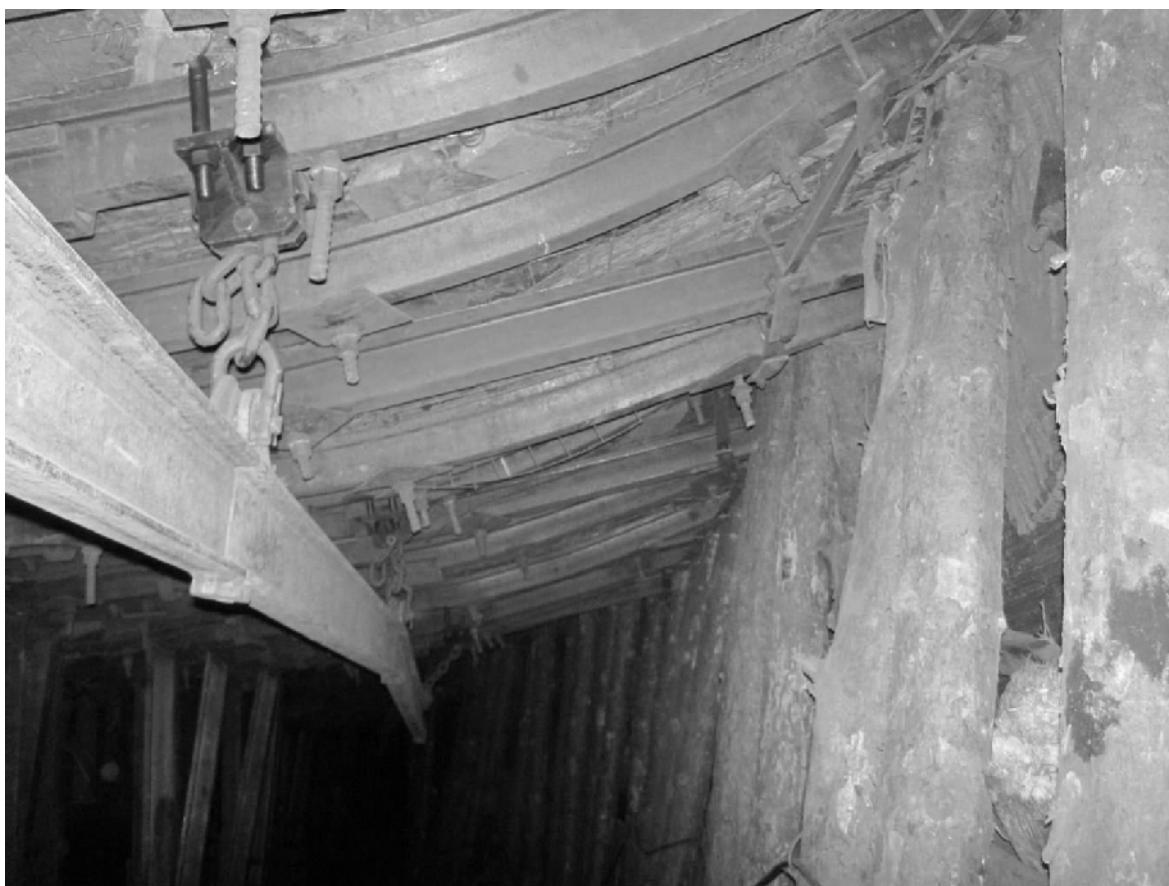


Рис. 3.17. Деформации крепи в демонтажной камере

На момент проведения измерений установленные замерные станции находились на расстоянии от 300 до 100 м от движущегося очистного забоя 161-й лавы (скорость подвигания 5 – 7 м/сут, табл. 3.1, 3.2).

Таблица 3.1

Установка замерных станций

№ замерной станции	Положение замерной станции, ПК	Дата установки	Расстояние до лавы на момент установки, м	Положение забоя на момент установки, ПК
1	ПК6+3 м	05.05.11	310	ПК8+2.7 м
2	ПК10+4 м	12.05.11	250	ПК10+4 м
3	ПК11+2 м	26.05.11	170	ПК15
4	ПК15-4 м	02.06.11	134	ПК18
5	ПК18	09.06.11	100	ПК21

Таблица 3.2

Выписка из ведомости по замерной станции № 1 замерного пункта № 1
демонтажной камеры

№ п/п	Дата замера	Расстояние до лавы (L), м БШ-СШ(min)	№ глубинных маркеров (глубина заложения, м)						
			2 (6)	3(5)	4(4)	5(3)	6(2)	7(1)	8(0,5)
1	05.05.2011	310	175	96	92	61	75	82	72
2	12.05.2011	250	173,5	99	91	60	73	77	71
3	27.05.2011	170	161	94	84	64	77	82	78
4	02.06.2011	134	175	95	89	60	73	80	75
5	09.06.2011	100	171	94	89	61	73	81	78
6	16.06.2011	70	170	95	90	62	73	80	76
7	23.06.2011	23.3-31.6 (16.2)	175	92	90	61	74	82	78
8	25.06.2011	20	175	97	92	66	74	83	78
9	27.06.2011	18.8-28.8 (10.2)	174	100	93	66	75	85	82
10	28.06.2011	17-24	174	98	90	66	72	85	80
11	29.06.2011	16-24 (6)	174	96	94	67	76	85	85
12	30.06.2011	12-20(6)	175	97	94	67	79	89	89
13	04.07.2011	7,2-9,9(6)	181	104	99	83	92	108	106
14	06.07.2011	6,2-9.9(2.9)	187	91	90	78	105	108	147
15	08.07.2011	4-6.4(2)	188	91	92	80	110	108	154
16	12.07.2011	0-6.4	183	85	85	105	138	180	226
17	19.07.2011	0-6.4	175	80	76	99	183	260	340
18	03.08.2011	0-6.4	175	78	76	100	185	273	351

Примечание: **БШ** – расстояние между лавой и демонтажной камерой по бортовому штреку; **СШ** – соответственно по сборному штреку; **min** – минимальное расстояние по дуге 161-й лавы до демонтажной камеры.

Всего выполнено 18 серий наблюдений со средней периодичностью 7 дней. Результаты наблюдений 2 – 5 показали отсутствие перемещения датчиков в скважинах. При приближении очистного забоя (струговой 161-й лавы) к демонтажной камере на расстояние 30 – 25 м (наблюдение 5) зафиксированы незначительные относительные перемещения датчиков в пределах 0 – 5 мм. По результатам наблюдений 8 – 10 максимальные перемещения возросли соответственно до 10 и 17 мм. Интервал времени между наблюдениями в этот период составил 1 день.

На рис. 3.18 представлен план маркшейдерской съемки подвигания 161-й струговой лавы по мере приближения к демонтажной камере.

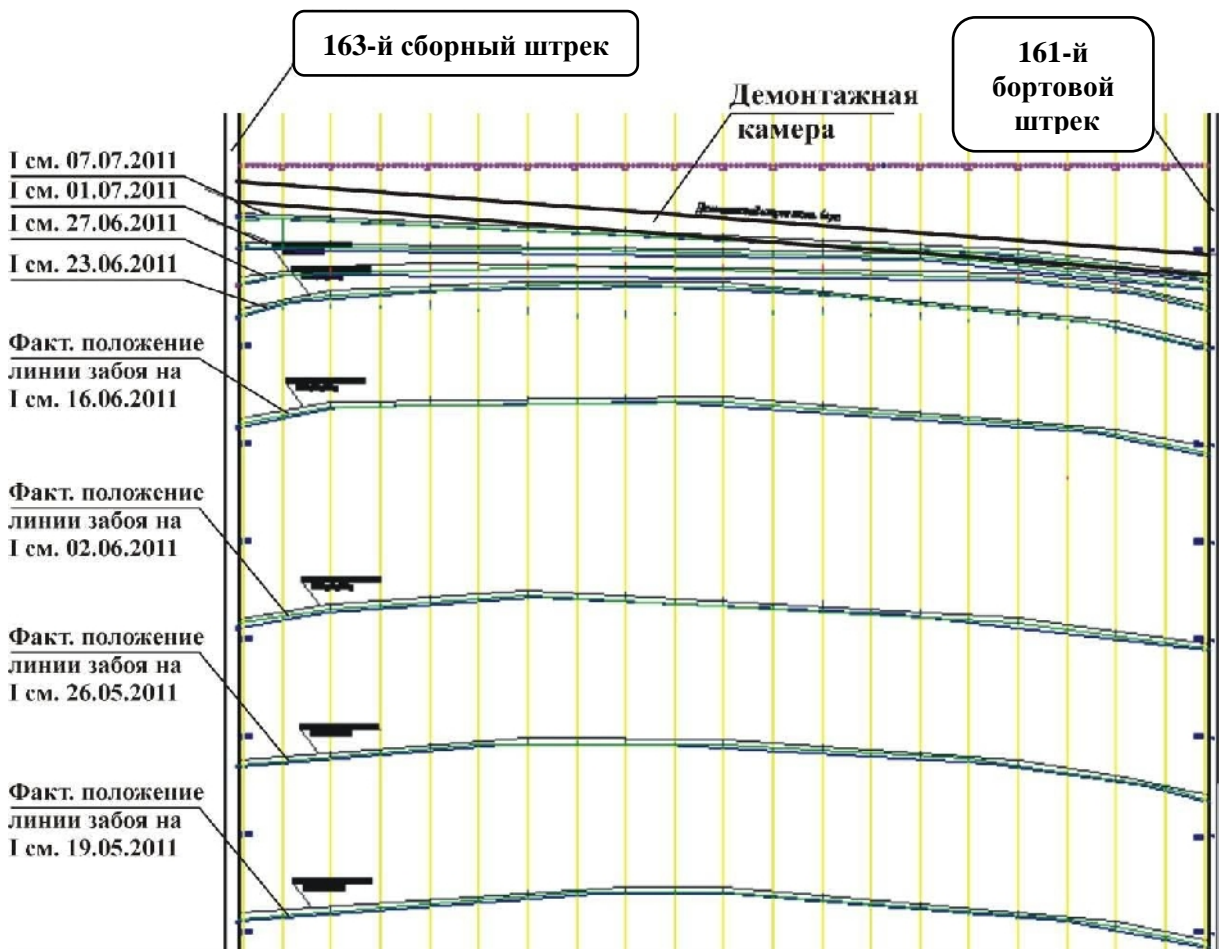


Рис. 3.18. Маркшейдерская съемка подвигания 161-й струговой лавы по мере приближения к демонтажной камере

Полученные в шахтных условиях данные обработаны с целью обобщения и накопления статистической информации об изменении состояния демонтажной камеры по мере подвигания фронта очистных работ. Полученные результаты фиксировались в замерных ведомостях с учетом даты проведения замера и фактического положения линии очистного забоя (табл. 3.2).

На основе наблюдений установлен характер смещений точек породного массива (U , мм) в зависимости от расстояния L до очистного забоя (рис. 3.19).

На рис. 3.20 представлен общий график изменения площади сечения демонтажной камеры в зависимости от расстояния до забоя приближающейся лавы.

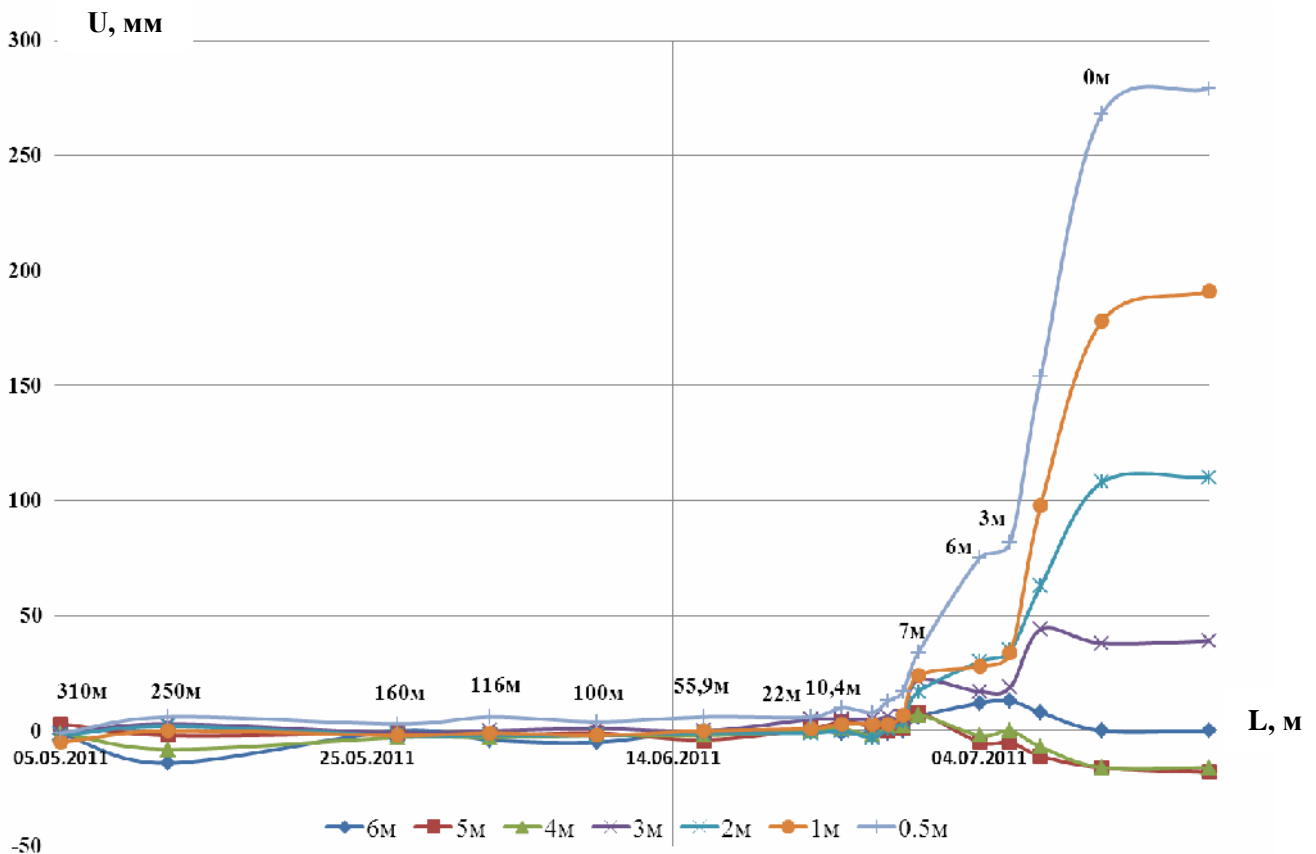


Рис. 3.19. Смещения глубинного репера в зависимости от расстояния до очистного забоя

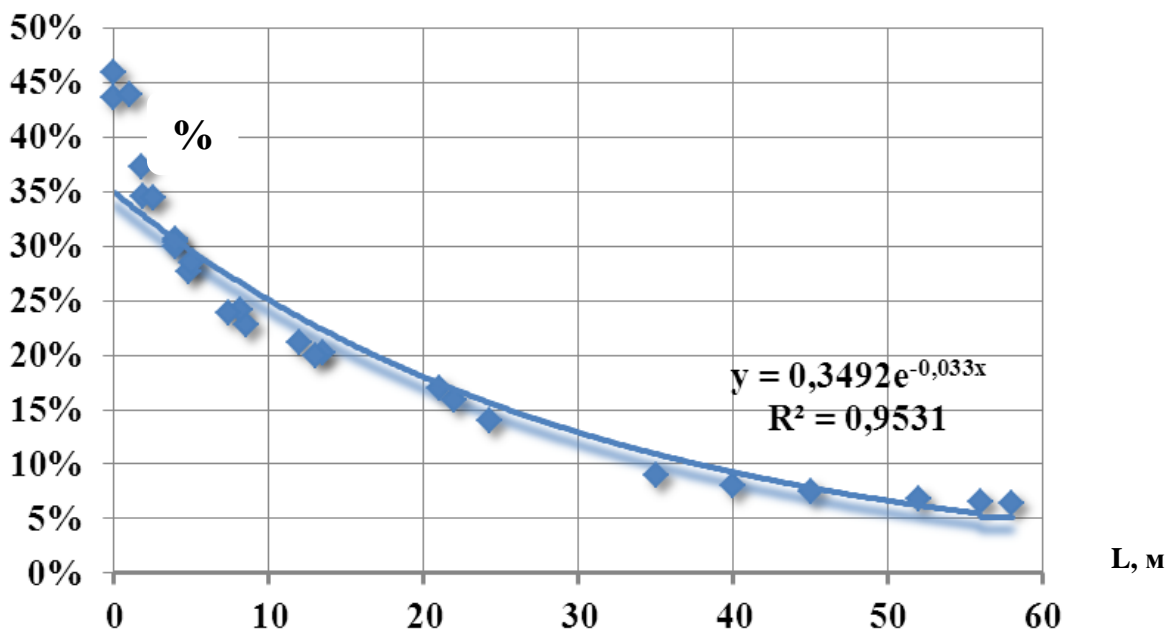


Рис. 3.20. График изменения площади сечения демонтажной камеры в зависимости от расстояния до забоя приближающейся лавы

Абсолютные величины изменения высоты (Н, м) и ширины (В, м) демонтажной камеры приведены на рис. 3.21, 3.22.

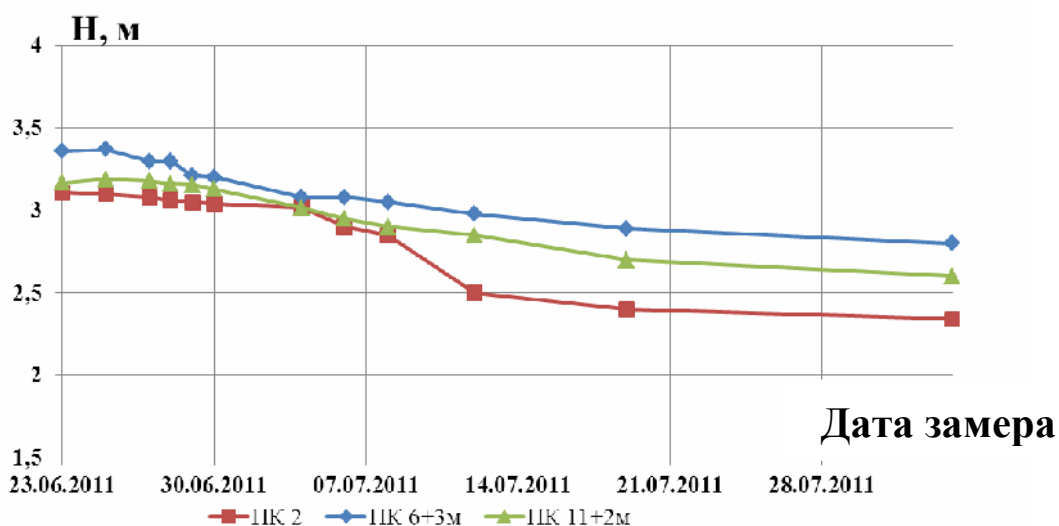


Рис. 3.21. Зависимость изменения высоты выработки на пикетах установки замерных станций от расстояния до очистного забоя

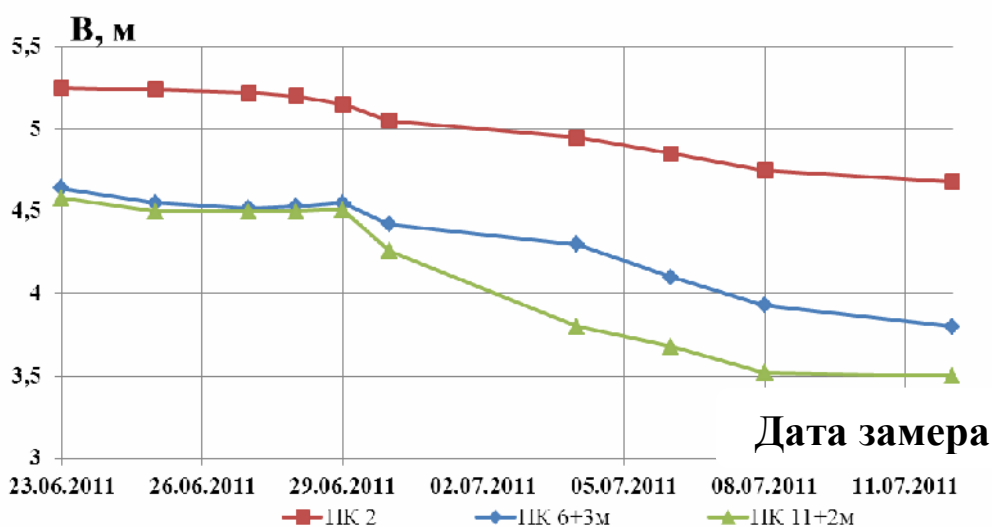


Рис. 3.22. Зависимость изменения ширины выработки на пикетах установки замерных станций от расстояния до очистного забоя

Из графиков видно, что осязаемое влияние очистных работ начинается при подходе лавы на расстояние 15 – 10 м к демонтажной камере.

К моменту подхода линии очистного забоя к демонтажной камере отмечены следующие особенности ее состояния:

- 1) сохранение сечения по высоте демонтажной камеры составили в среднем 70 – 80 % для участка прямоугольной формы (рис. 3.22);
- 2) ширина демонтажной камеры на участке арочной формы сохранилась на 75 – 85 %;
- 3) пучение пород почвы составило 0,4 – 0,5 м;
- 4) значительные разрушения приконтурных пород наблюдались в незакрепленных бортах на участке с прямоугольной формой выработки;
- 5) крепь по всему сечению демонтажной камеры к моменту подхода 161-й лавы находилась в удовлетворительном состоянии, но требовала замены разрушенных металлических стоек на участке прямоугольного сечения.

ГЛАВА 4

ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОМ ПРИБЛИЖЕНИИ ЛАВЫ К ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЕ

4.1. Теоретические предпосылки

Исследованиями напряженно-деформированного состояния (НДС) массива вокруг очистных и подготовительных выработок занимались многие ученые и научные коллективы, среди которых: Г.В. Бабиюк, В.И. Бузило, В.Т. Глушко, Б.М. Усаченко, Ю.М. Халимендик, А.Н. Роечко, В.В. Виноградов, И.Н. Слащев, Е.Б. Дружко, В.П. Друцко, К.В. Кошелев, Г.Г. Литвинский, Ю.З. Заславский, А.Н. Зорин, М.П. Зборщик, Н.Н. Касьян, И.Г. Косков, В.В. Назимко, Л.В. Новикова и многие другие. Результаты этих исследований изложены в работах [36 – 44]. Однако, несмотря на значительные достижения, проблема до сих пор остается актуальной, особенно для выработок, испытывающих комплексное воздействие со стороны массива и очистных работ.

По мнению ряда исследователей, геомеханические процессы в породном массиве при подходе к предварительно пройденной выработке аналогичны тем, что возникают при отходе лавы от разрезной печи и монтажной камеры [45]. В обоих случаях имеет место непрерывное перераспределение напряжений в породном массиве как следствие подвигания очистного забоя, которое определяет деформационные процессы как в камере, так и в очистной выработке по мере изменения размеров последней. Сооружение монтажной камеры и разрезной печи вносит первое изменение в начальное НДС углепородного массива. Последующее подвигание очистного забоя, т. е. увеличение размеров обнажения, вызывает повышение концентрации напряжений впереди забоя, падение напряжений над очистной полостью, другими словами, образование зон опорного давления и разгрузки. При определенном размере выработанного пространства происходит первичное обрушение пород кровли, которое вызывает очередное перераспределение напряжений в массиве, что оказывает влияние на состояние механизированной крепи, монтажной камеры и разрезной печи. Дальнейшее движение очистного забоя происходит при наличии зоны обрушившихся, в определенной мере уплотнившихся пород позади секций механизированной крепи и сопровождается последующими циклическими посадками кровли.

Очевидно, что при моделировании подхода лавы к монтажной камере необходимо принять во внимание именно указанные выше особенности: наличие области ранее обрушенных пород и периодичность посадок основной кровли.

Согласно сложившимся представлениям, изложенным в [46 – 51], над выработанным пространством вследствие перераспределения напряжений формируется некоторая область, в пределах которой горные породы перешли в иное качественное состояние, отличное от состояния нетронутого массива. С точки зрения механики сплошной среды это зоны неупругих деформаций, которые проявляются различным образом, в зависимости от типа горных пород. Данные

многочисленных наблюдений, приведенных в работах [52 – 58], указывают на явления расслоения, разрыхления пород в этой области, потерю связи между слоями, а также с основной частью массива. Распространение зоны разрушения в породах кровли по мере постепенного увеличения размеров выработанного пространства можно трактовать как процесс образования свода обрушения в его классическом понимании. Что касается физической сути «классического свода», по мнению М.М. Протодяконова, он представляет собой зону предельного равновесия пород, (или зону неупругих деформаций (ЗНД), в пределах которой породы считаются разрушенными, утратившими сплошность и сцепление с основным массивом. В дальнейшем эту область условно будем называть «зона разрушения», в том смысле что материал в этой зоне разрушается в соответствии с выбранным критерием прочности и физико-механические свойства пород внутри этой зоны отличны от свойств основного породного массива. Следует отметить, что для слоистой, неоднородной среды форма зоны разрушения может отклоняться от классической параболы, принимая, например, форму трапеции [59].

По сложившимся представлениям нагрузку на крепь выработки создает вес пород, заключенный в указанной зоне [60 – 68]. По мере подвигания очистного забоя и приближения его к демонтажной камере (ДК) вследствие изменения размеров выработанного пространства и взаимного влияния выработок меняется напряженно-деформированное состояние породного массива в окрестности образованной полости, а следовательно, изменяются размеры и конфигурация зоны разрушения. Соответственно, меняется нагрузка на элементы крепи в лаве и ДК.

Таким образом, при математическом моделировании задача сводится к определению размеров зон неупругих деформаций (зон разрушения) при различном взаимном расположении очистного забоя и ДК. При этом распространение в массиве указанных зон должно рассматриваться как квазистатический процесс, связанный с последовательным перераспределением напряжений в породной среде.

4.2. Алгоритм определения НДС породного массива методом конечных элементов

Метод конечных элементов (МКЭ) является одним из достаточно простых и универсальных методов решения задач механики, в том числе и механики горных пород [69 – 77]. К достоинствам данного метода можно отнести возможность использования различных типов и размеров элементов, при этом узловые точки могут располагаться произвольно, а их число регулироваться. Для каждого конечного элемента с целью наиболее точного описания его поведения можно задавать практически не ограниченное число параметров, что отвечает свойствам горных пород. И в соответствии с интегральной формой вывода жесткостных характеристик элемента добиться лучших приближений к заданным граничным условиям. Применительно к задачам механики горных пород

метод конечных элементов дает возможность более естественно учесть структурные особенности горного массива, такие как неоднородность, трещиноватость, слоистость и другие. К достоинствам МКЭ так же можно отнести и то, что после постановки конкретной задачи и аппроксимации исследуемой области конечными элементами процесс последующего расчета строится по стандартному образцу.

Метод конечных элементов известен также и при решении трехмерных задач [78 – 84], но нельзя считать этот метод доступным для инженерных расчетов по причине большого объема оперативной памяти ЭВМ.

Метод конечных элементов позволяет анализировать дискретные и континуальные системы.

Изучаемая система состоит из совокупности частей, называемых конечными элементами. Эти элементы соединены друг с другом в дискретную модель в отдельных точках, называемых узлами.

Конечные элементы структуры имеют достаточно простую форму, для которой напряженно-деформированное состояние является изученным и может быть выражено алгебраическими соотношениями между компонентами сил и компонентами перемещений через жесткостные коэффициенты. Эти соотношения названы соотношениями жесткости.

Поскольку каждый конечный элемент имеет несколько узлов, указанные соотношения жесткости являются фактически совокупностью соотношений, т. е. системой уравнений. Ограничиваясь системами с малыми деформациями из материалов, подчиняющихся закону Гука, получим линейную систему уравнений, которая может быть записана в матричной форме (4.1):

$$[K_e]\{q_e\} = \{F_e\}, \quad (4.1)$$

где $[K_e]$ – матрица жесткости с постоянными коэффициентами, зависящими от материала и от формы элемента; $\{q_e\}$ – вектор, составляющие которого являются узловыми перемещениями элемента; $\{F_e\}$ – вектор, составляющие которого являются узловыми силами.

Решение задач механики методом конечных элементов основано на применении приближенных методов вычислений, методов матричной и линейной алгебры.

При решении задач по МКЭ можно выделить следующие основные этапы:

- построение функционала;
- расчленение системы на конечные элементы, для каждого из которых ставится в соответствие их физико-механические характеристики;
- выбор координатных функций;
- построение матриц жесткости;
- приведение местной нагрузки для каждого конечного элемента;
- построение канонических уравнений и их решение;
- определение напряженно-деформированного состояния.

Применительно к решению задачи о протяженной горной выработке исследуемая область представляет собой сечение выработки, перпендикулярное её продольной оси, и разбивается на плоские треугольные или четырехугольные элементы единичной толщины h , взаимодействующие между собой через соприкасающиеся точки – узлы. Предполагается, что в пределах каждого конечного элемента массив будет однородным и упругим. Все виды нагрузок, действующие на исследуемую область и формирующие в ней определенное напряженно-деформированное состояние, приводятся к статически эквивалентным силам, приложенным в узловых точках. На внешнем контуре рассматриваемой области массива и на контуре выработки задаются поверхностные силы F_n , которые в случае отсутствия поверхностных нагрузок равны нулю, а перемещения узловых точек контура неизвестны.

Метод конечных элементов позволяет рассматривать напряжения и перемещения в неоднородных средах, исследовать, например, взаимодействие крепи с окружающим породным массивом, учитывая при этом реальную форму исследуемой области и деформационные показатели крепи и массива. Породный массив, вмещающий закрепленную или незакрепленную выработку, в свою очередь может иметь участки с различной жесткостью, связанные с особенностями его структуры и неоднородности состава горных пород. Для того чтобы в полной мере учесть неоднородность породного массива, параметрам каждого элемента или группы элементов можно присваивать различные значения, в том числе случайные, которые могут быть сгенерированы в соответствии с определенным законом распределения.

Блок-схема программы, реализующей метод конечных элементов, приведена на рис. 4.1.

Важным элементом является то, что один из влияющих факторов – соотношение между жесткостями слоев. Этот факт был доказан в работах [85 – 88]. Поэтому необходимо использование модели трансверсально-изотропной среды, имитирующей природную горизонтальную слоистость породного массива.

Вводимая в расчетную схему исходная информация состоит из следующих параметров: число конечных элементов, на которые разбивается исследуемая область; общее число узлов, образующихся при этом разбиении, и координаты этих узлов; число типов элементов с разными физико-механическими свойствами; значения физико-механических свойств для каждой группы элементов, значения напряжений и перемещений, характеризующие граничные условия.

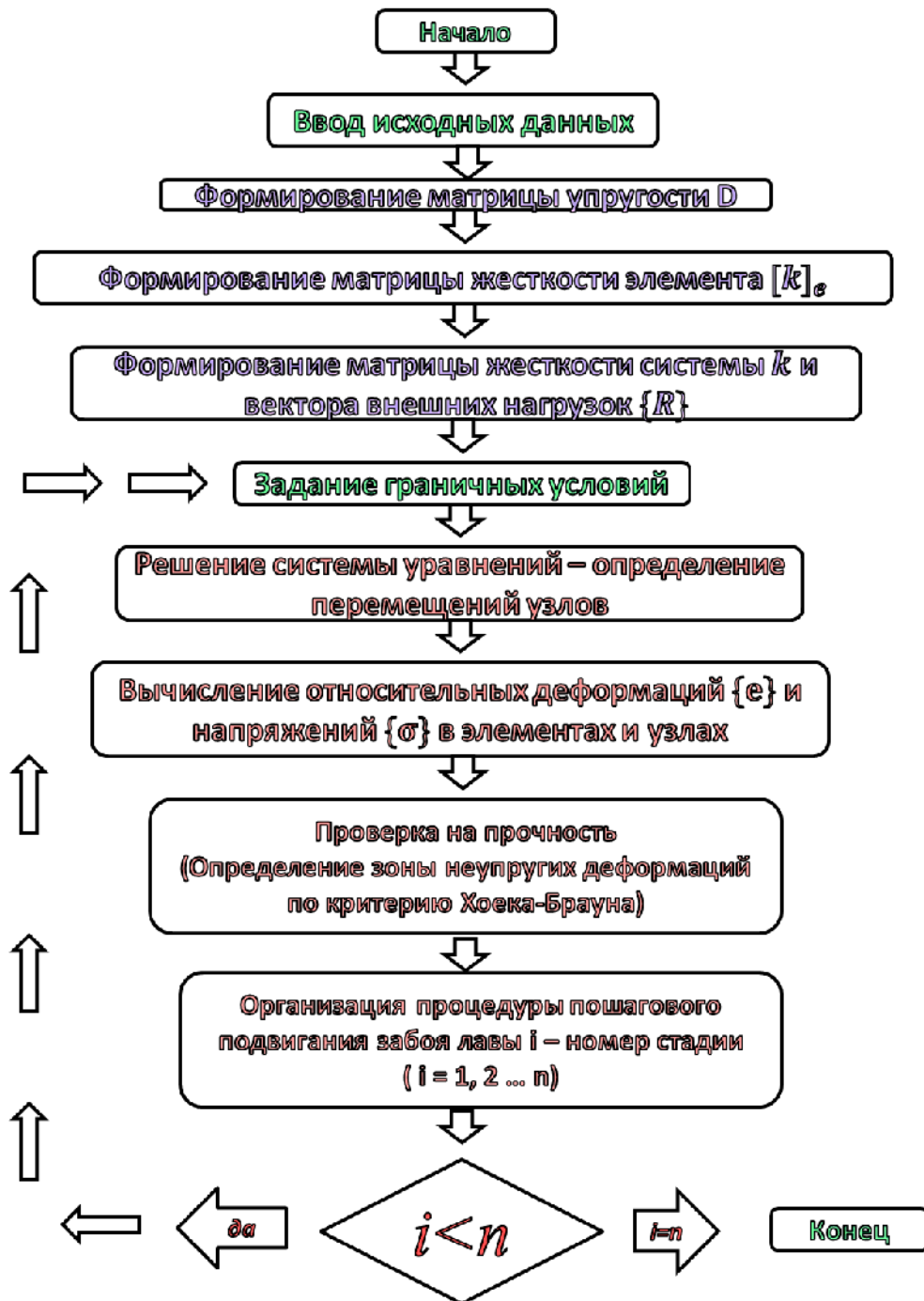


Рис. 4.1. Блок-схема программы расчета МКЭ

4.3. Определение напряженно-деформированного состояния породного массива при подходе забоя лавы к демонтажной камере

Расчеты выполнялись с использованием лицензионной вычислительной среды «Phase2» [89], разработанной компанией Rocscience [90]. Рассматривалась область породного массива, включающая очистную выработку, зону разрушенных пород позади очистного забоя, демонтажную камеру (рис. 4.2). Горные породы моделировались как слоистая среда, допускающая неупругие деформации. Алгоритм МКЭ, реализованный в среде «Phase2», позволяет опре-

делять напряженно-деформированное состояние (НДС) исследуемой области массива на различных стадиях развития горных работ. Путем изменения граничных условий моделируются полости различных размеров и на каждой стадии расчетов определяются компоненты поля напряжений, деформаций и перемещений. При этом компоненты НДС, полученные на предыдущей стадии, учитываются в последующем шаге решения. Таким образом, имитируется квазистатический процесс подвигания очистного забоя и приближения к существующей полости – демонтажной камере.

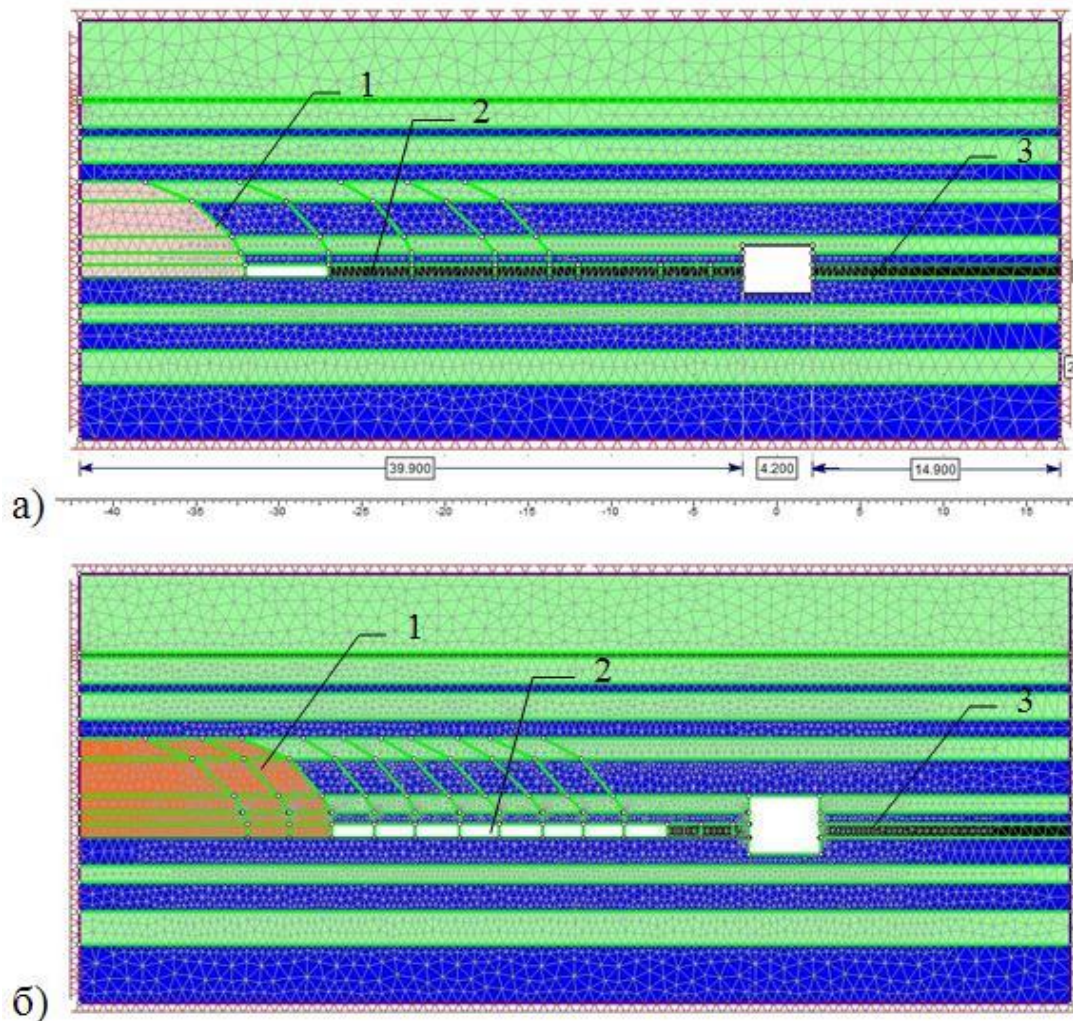


Рис. 4.2. Расчетные схемы для пошагового определения НДС породного массива при приближении лавы к демонтажной камере: 1 – разрушенные породы; 2 – выработанное пространство; 3 – демонтажная камера

4.3.1. Исходные данные к расчету. Расчетная схема задачи

Глубина разработки H составляет **330 м**. Физико-механические свойства пород представлены в табл. 4.1. В соответствии с рекомендациями [91] значение H должно быть увеличено в связи с наличием усложняющих факторов, обусловленных структурной и текстурной неоднородностью [92] на микро- и макроуровнях, проявляющихся в частности, как трещиноватость [93 – 95], до величины: $H_p = 495 \text{ м}$ ($330 \cdot 1,5$), а прочность пород на одноосное сжатие опре-

делена с учетом коэффициента структурного ослабления в зависимости от характеристик природной трещиноватости пород. С учетом H_p при среднем объемном весе пород $\gamma = 24,7 \text{ кН/м}^3$ определено начальное поле напряжений в нетронutom массиве в соответствии с гипотезой о его гидростатичности: $\sigma_y = \sigma_x = \gamma H_p = 11 \text{ МПа}$.

Таблица 4.1

Физико-механические свойства пород

Порода	Модуль Юнга, МПа	Коэффициент Пуассона	Прочность породного образца на сжатие, МПа	Коэффициент структурного ослабления	Прочность на сжатие с учетом коэффициента структурного ослабления, МПа
Аргиллит	3193,0	0,3	32	0,5	16
Алевролит	2981,7	0,3	43	0,5	21,5
Уголь	11755,	0,3	37,5	0,4	15
Обрушенные породы	2268,1	0,3	7	-	7

На первом этапе расчетов предполагается, что породы кровли обрушаются почти сразу после передвижки секций механизированной крепи. На первой стадии моделируются выработанное пространство позади забоя размером 5 м и демонтажная камера прямоугольного сечения. На последующих стадиях размер выработанного пространства циклично увеличивается еще на 5 м, имитируя движение забоя к камере, некоторое зависание пород основной кровли и последующее обрушение. Таким образом, размер выработанного пространства составляет 10 м на каждой стадии при увеличении зоны обрушения и сокращении расстояния между забоем и ДК. На каждой стадии расчетов определялись все компоненты напряженно-деформированного состояния в исследуемой области и размеры зоны разрушения и отслеживалось их изменение по мере сокращения расстояния между забоем и ДК.

4.3.2. Анализ перемещений при последовательном приближении лавы к демонтажной камере

Устойчивость выработки определяется напряженно-деформированным состоянием окружающего породного массива, которое формирует величину горного давления, и способностью крепи выработки противостоять величине этого давления. Смещения пород вокруг выработки являются важнейшим показателем проявления горного давления. Анализ смещений играет основную роль при отнесении пород к той или иной категории устойчивости согласно общепринятым классификациям [98 – 99] и оценке устойчивости подземного сооружения. Смещения пород – наиболее доступный для визуального наблюдения результат проявления горного давления.

Ниже приведены значения (рис. 4.3 – 4.7) полных перемещений контуров очистной выработки и демонтажной камеры при различных расстояниях между ними (при отсутствии средств крепления).

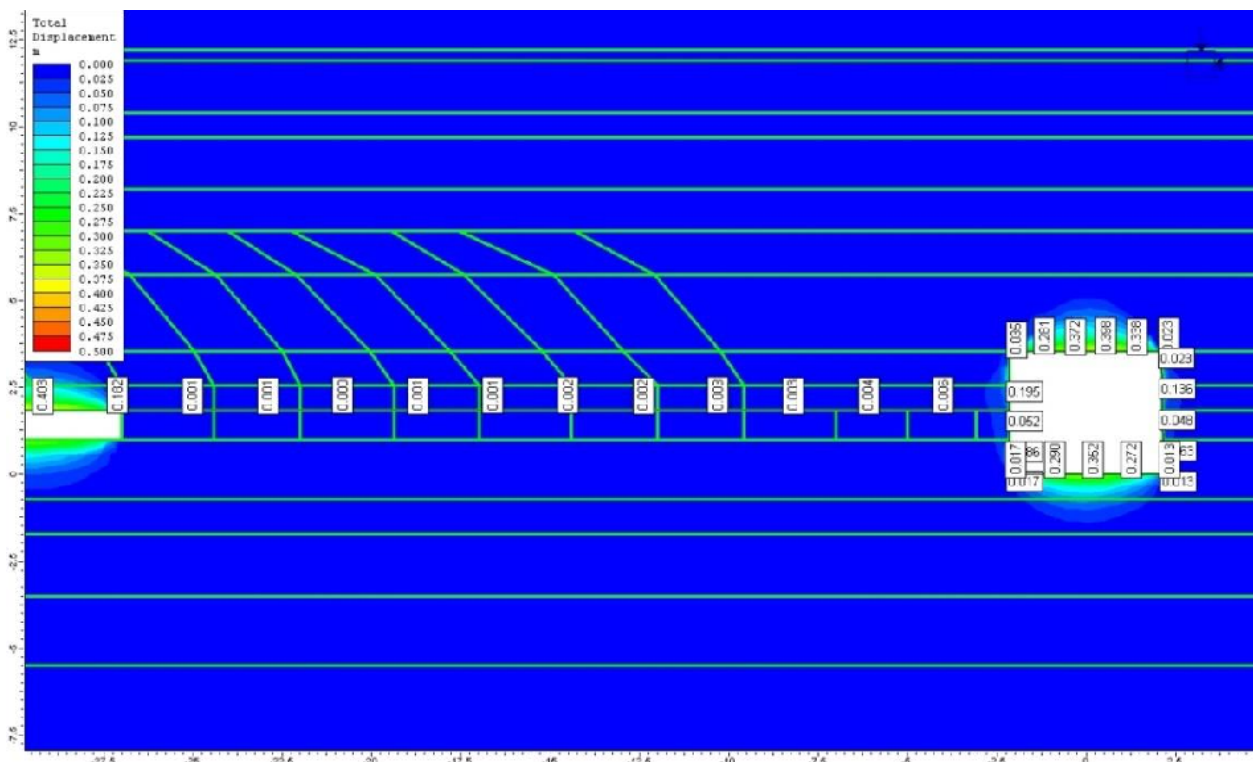


Рис. 4.3. Перемещения контура камеры при приближении лавы к камере на расстояние 25 м (размер очистной выработки 20 м)

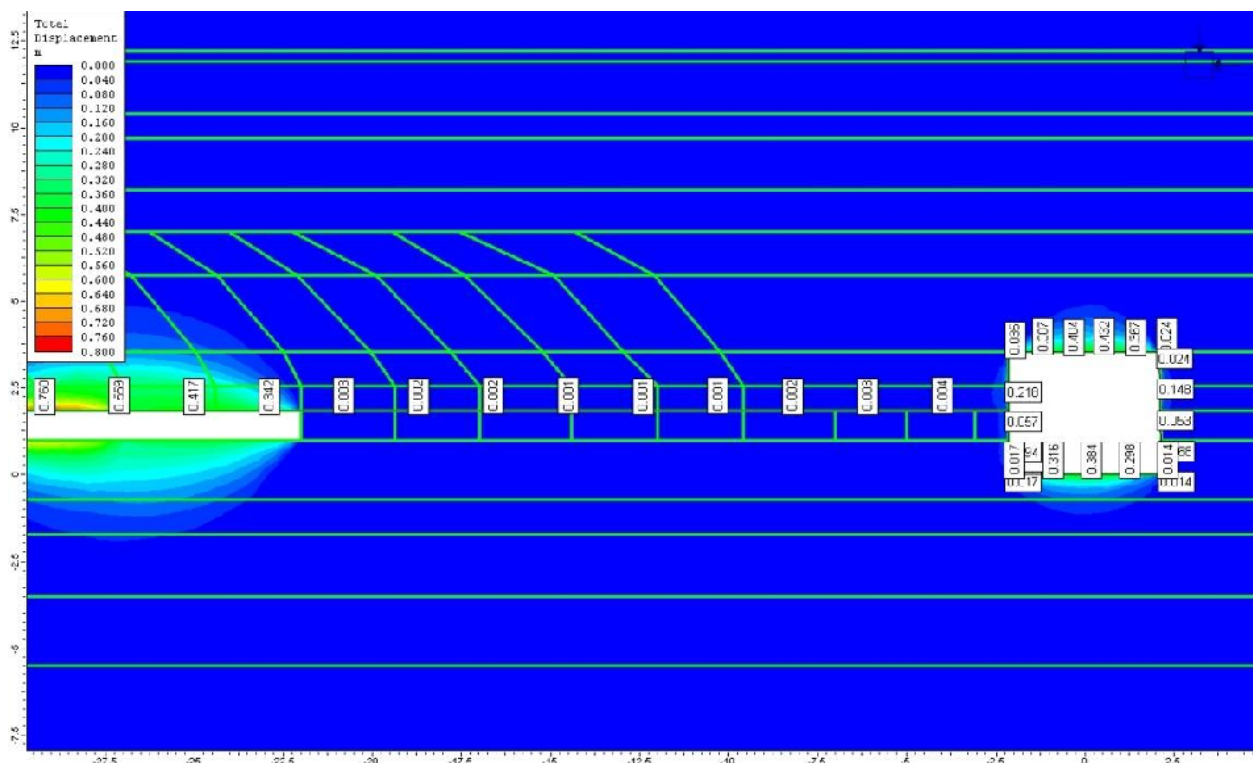


Рис. 4.4. Перемещения контура камеры при приближении лавы к камере на расстояние 20 м (размер очистной выработки 20 м)

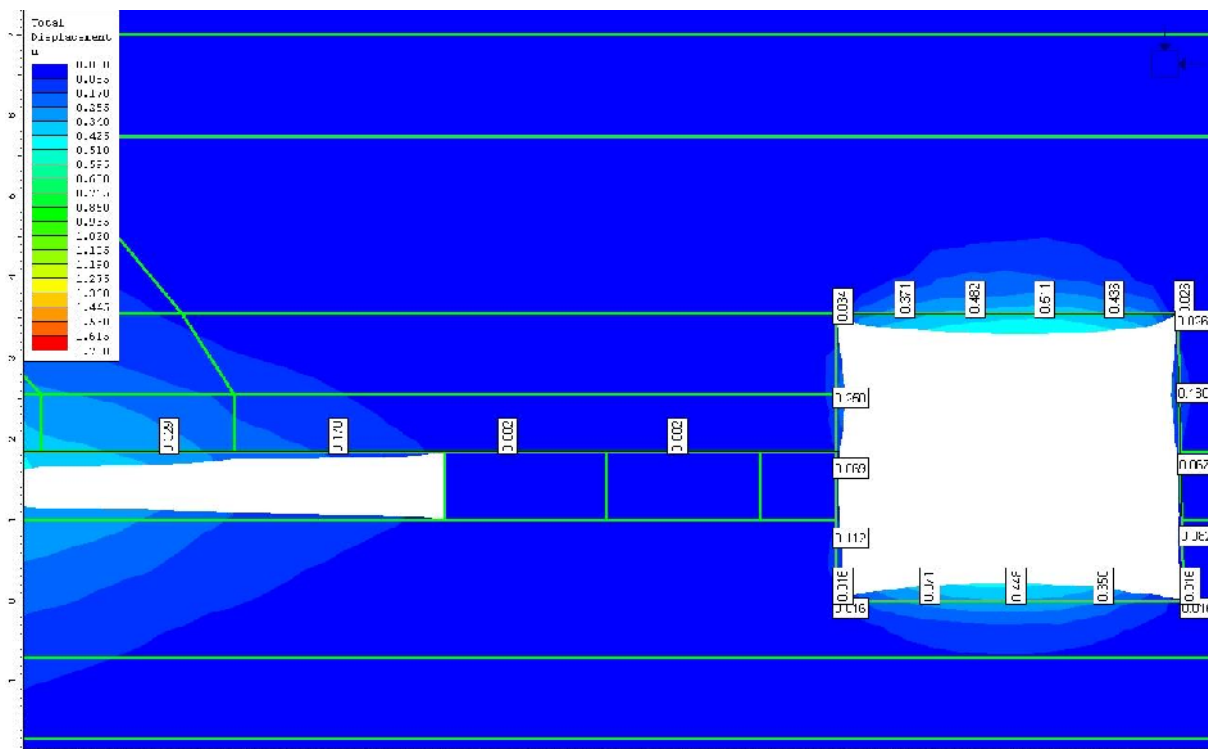


Рис. 4.5. Перемещения контура камеры при приближении лавы к камере на расстояние 5 м (размер очистной выработки 20 м)

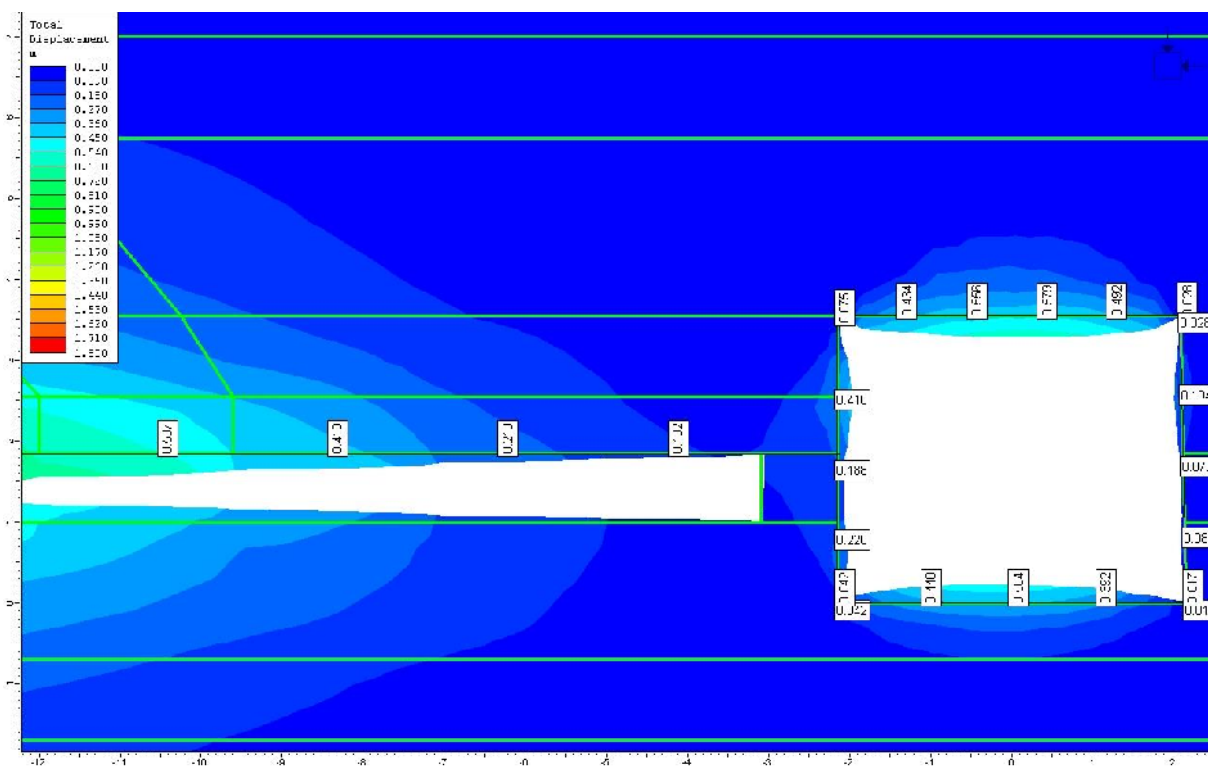


Рис. 4.6. Перемещения контура камеры при приближении лавы к камере на расстояние 1 м (размер очистной выработки 20 м)

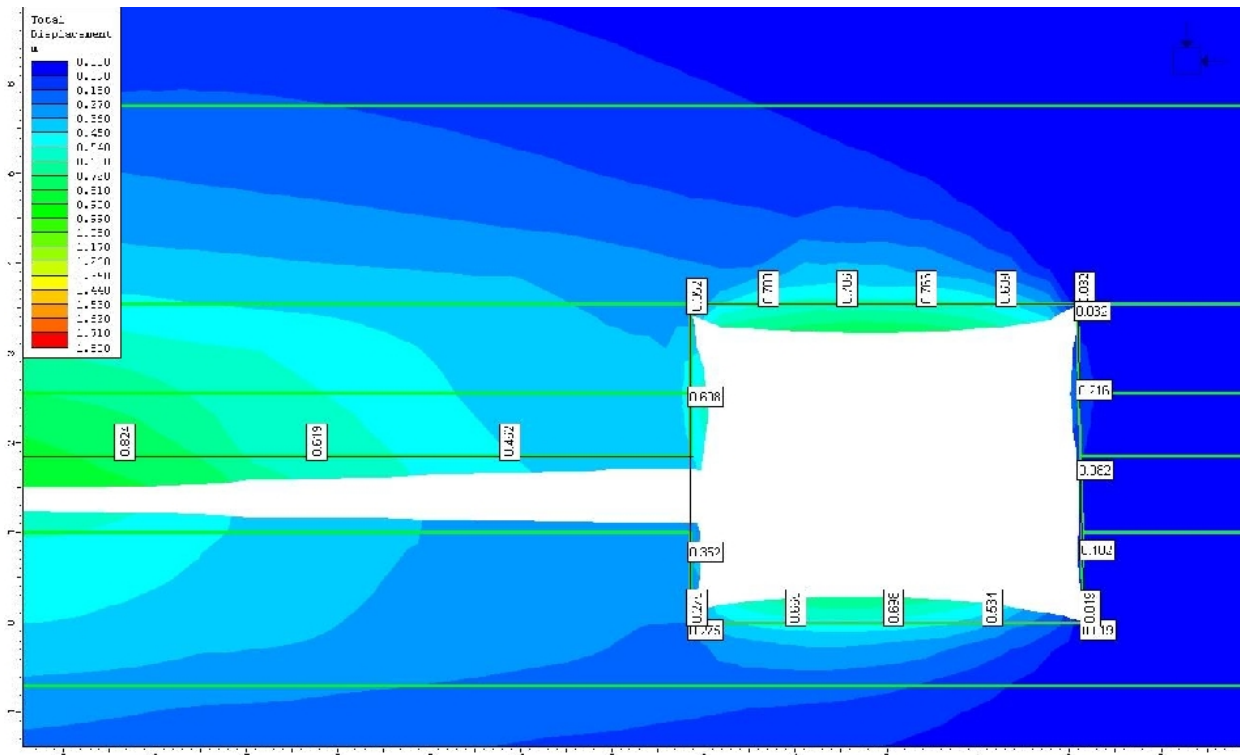


Рис. 4.7. Перемещения контура камеры при встрече лавы и камеры (размер очистной выработки 20 м)

На рис. 4.8 представлены значения смещения контура демонтажной камеры, полученные вследствие натурального эксперимента и по результатам математического моделирования.

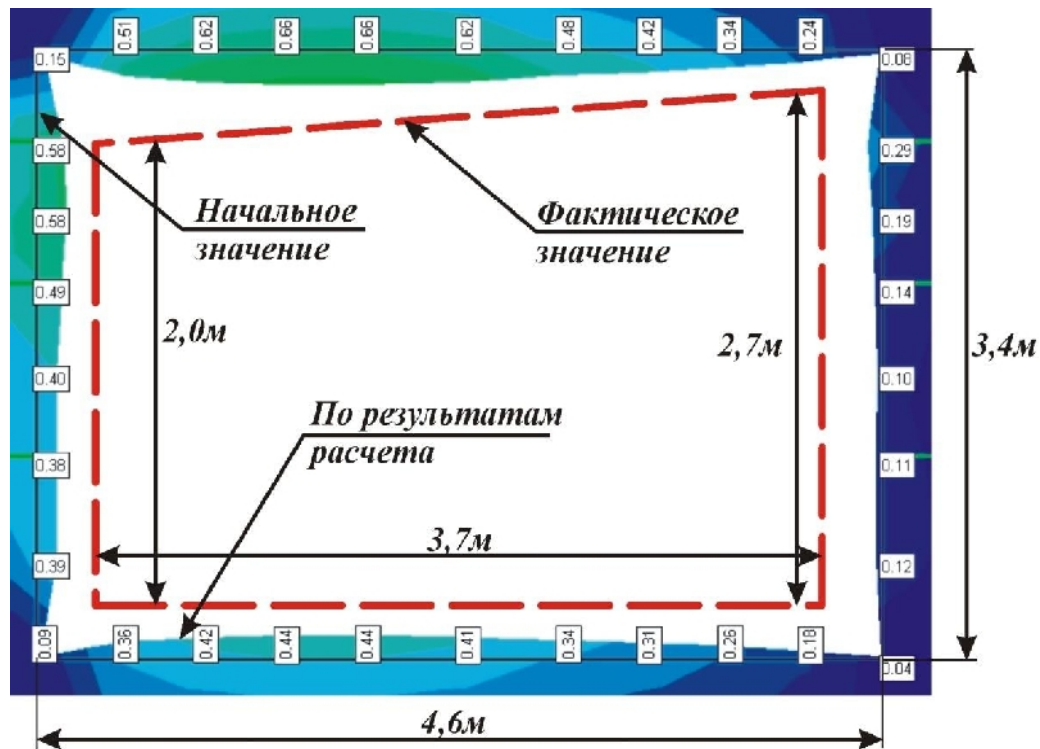


Рис. 4.8. Направления перемещения контура ДК при встрече лавы и камеры на расстоянии 1 м по результатам натуральных значений и численного моделирования

Таким образом, при подходе лавы к ДК следует ожидать, что перемещение в кровле составит 0,78; в боках – 0,6; в почве – 0,7 м, т. е. общее уменьшение камеры по высоте будет порядка 1,4, а по ширине – 0,8 м, причем со стороны выработанного пространства – не менее 0,6 м. По сравнению с ситуацией, когда взаимного влияния не ощущалось (20 – 25 м до подхода к камере) перемещения увеличились примерно (с учетом разброса данных) в 1,9 раза.

4.3.3. Анализ напряжений при последовательном приближении лавы к демонтажной камере

В соответствии со сложившимися представлениями понятие «горное давление» ассоциируют с вертикальным нормальным напряжением, возникающим от веса пород налегающей толщи.

Алгоритм МКЭ дает возможность определять все компоненты напряженно-деформированного состояния породного массива: вертикальные, горизонтальные и тангенциальные напряжения. Для анализа НДС наиболее важными являются вертикальные нормальные напряжения. В современных программных продуктах, например в *Phase2*, для визуализации напряжений используется цветовая гамма с одновременным выводом числовых значений в наиболее характерных точках исследуемой области. Картины распределения вертикальных нормальных напряжений и значения напряжений в непосредственной близости от обнажений (очистной выработки и камеры) приведены на рис. 4.9 – 4.11.

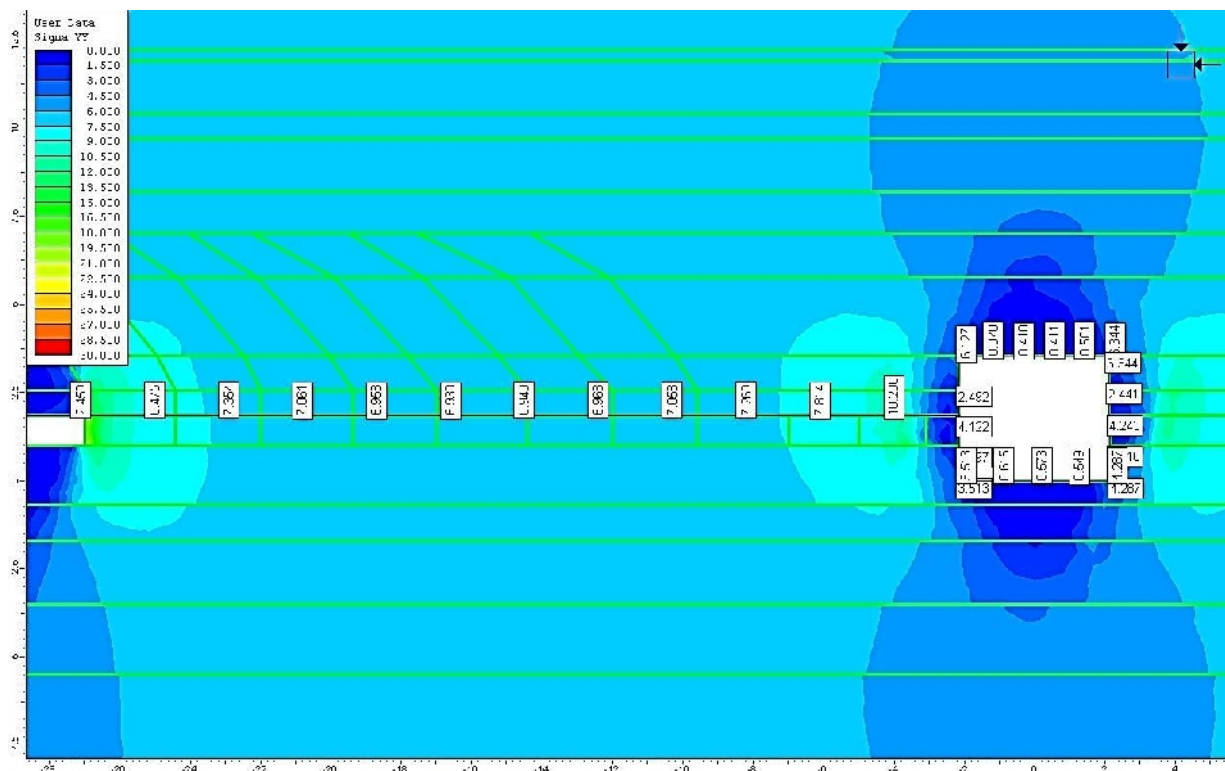


Рис. 4.9. Распределение нормальных вертикальных напряжений при приближении лавы к камере на расстояние 25 м (размер очистной выработки 20 м)

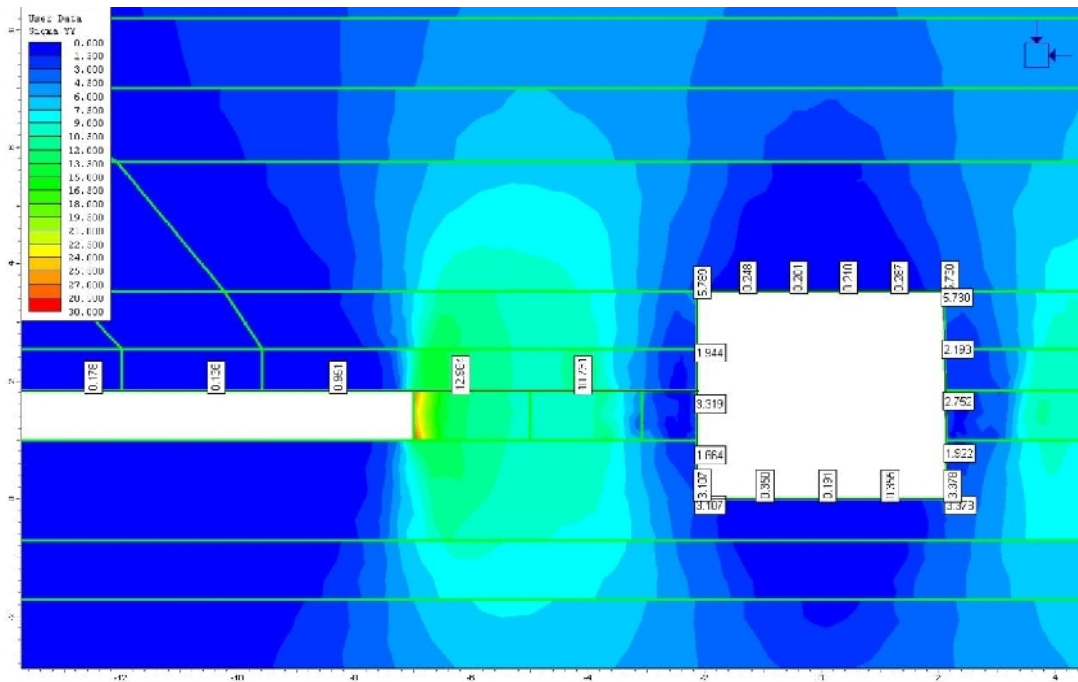


Рис. 4.10. Распределение нормальных вертикальных напряжений при приближении лавы к камере на расстояние 5 м (размер очистной выработки 20 м)

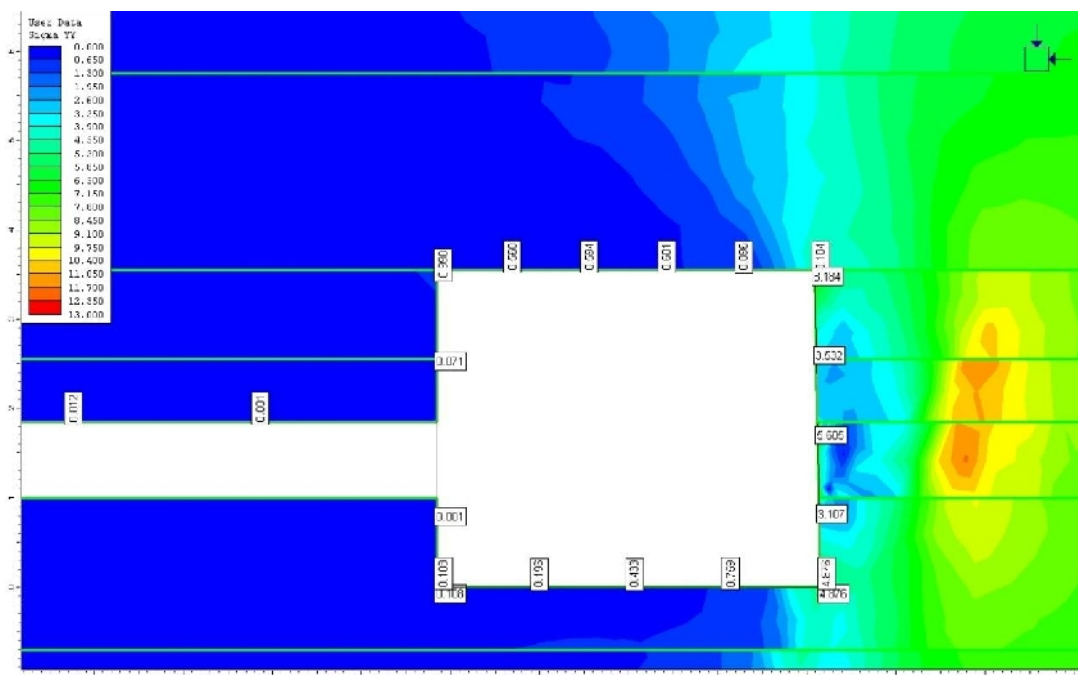


Рис. 4.11. Распределение нормальных вертикальных напряжений при встрече лавы и камеры (размер очистной выработки 20 м)

Более традиционным способом представления компонент НДС являются эпюры напряжений. Эпюры нормальных вертикальных напряжений в наиболее характерном сечении области (на границе угольного пласта и непосредственной кровли) представлены на рис. 4.12 – 4.16:

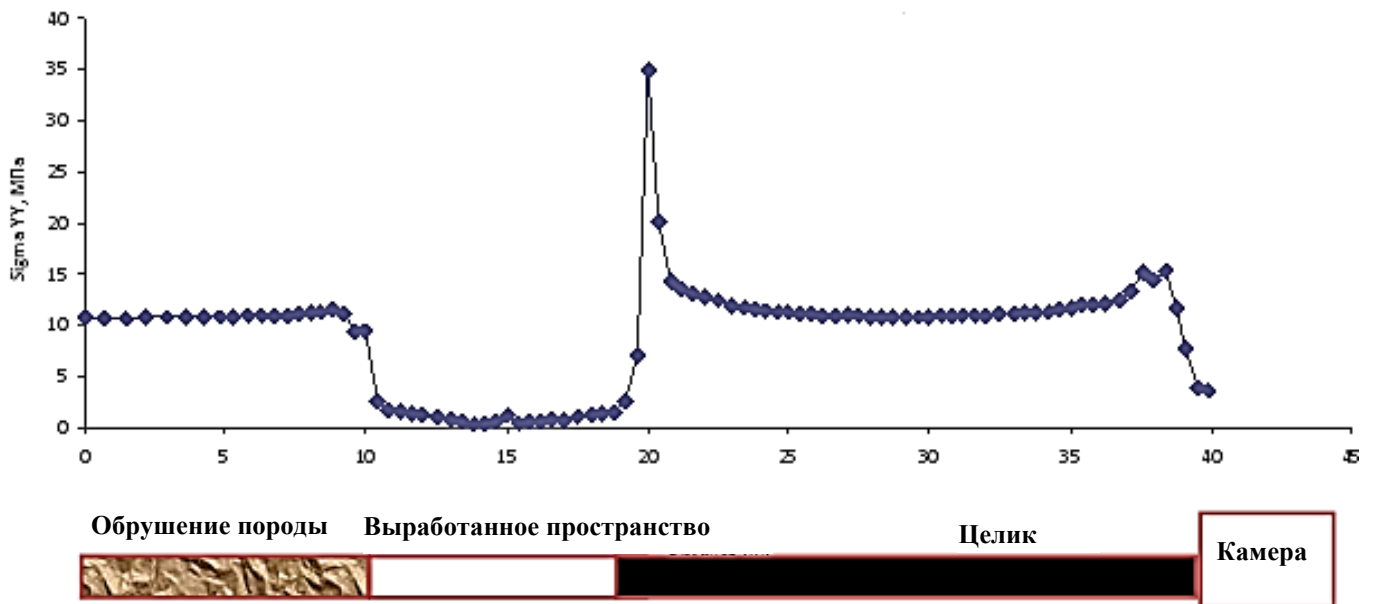


Рис. 4.12. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над пластом при приближении лавы к камере на расстояние 20 м

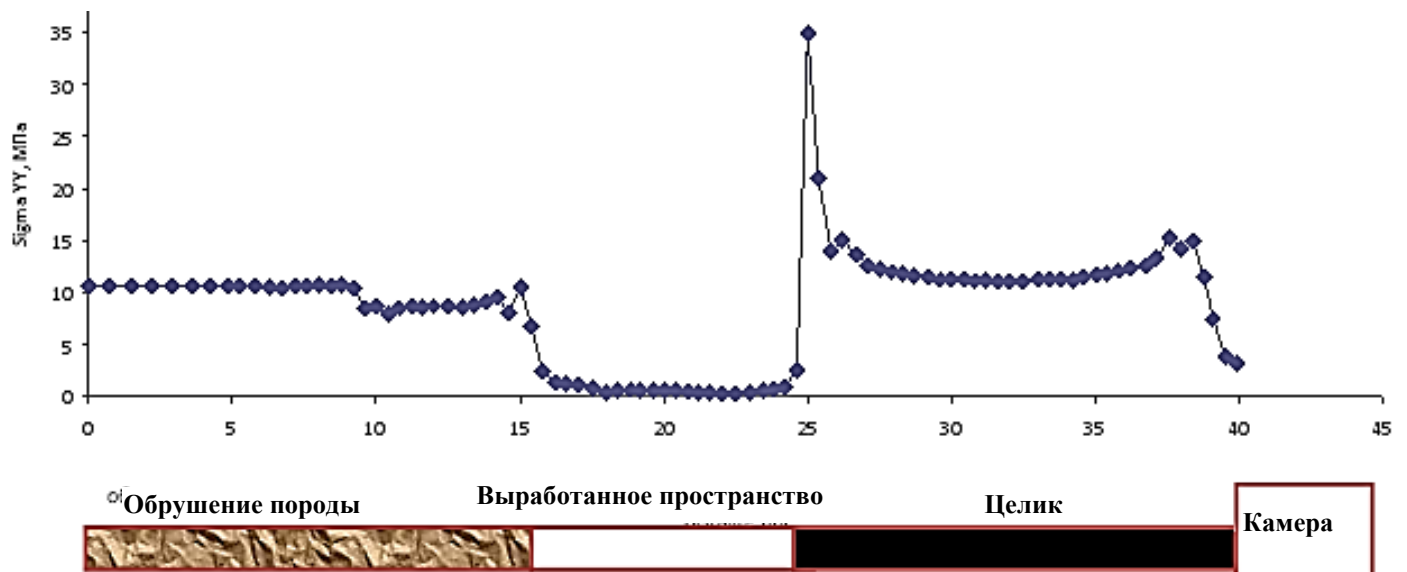


Рис. 4.13. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над пластом при приближении лавы к камере на расстояние 15 м

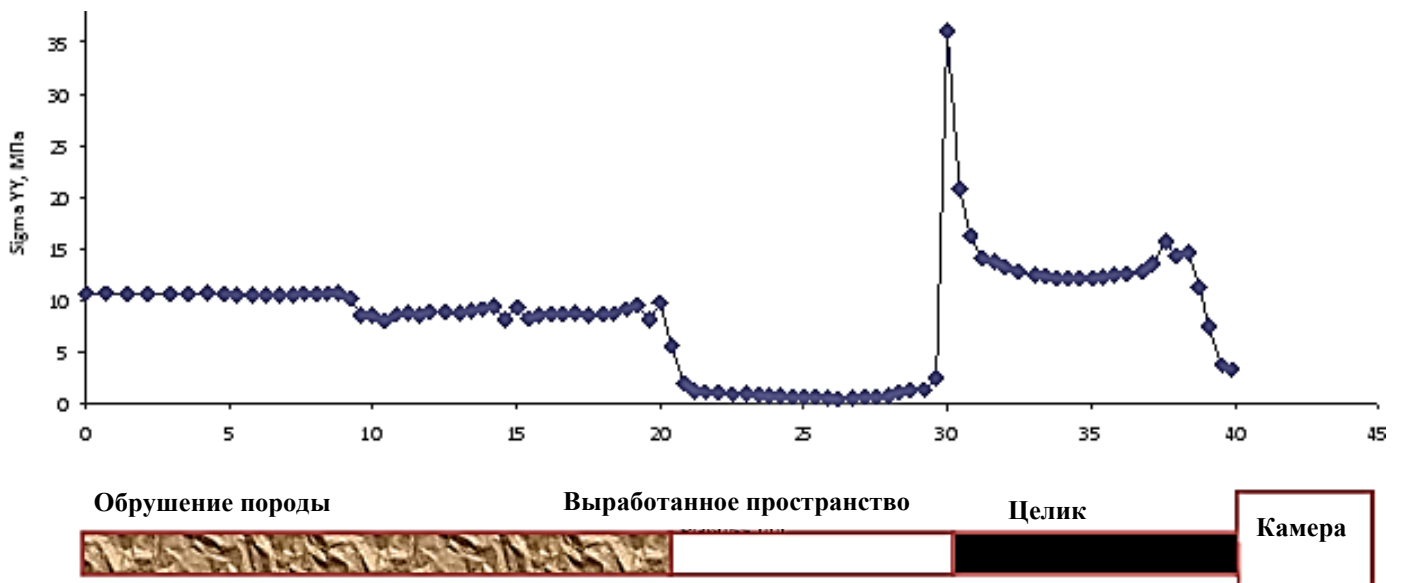


Рис. 4.14. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над пластом при приближении лавы к камере на расстояние 10 м

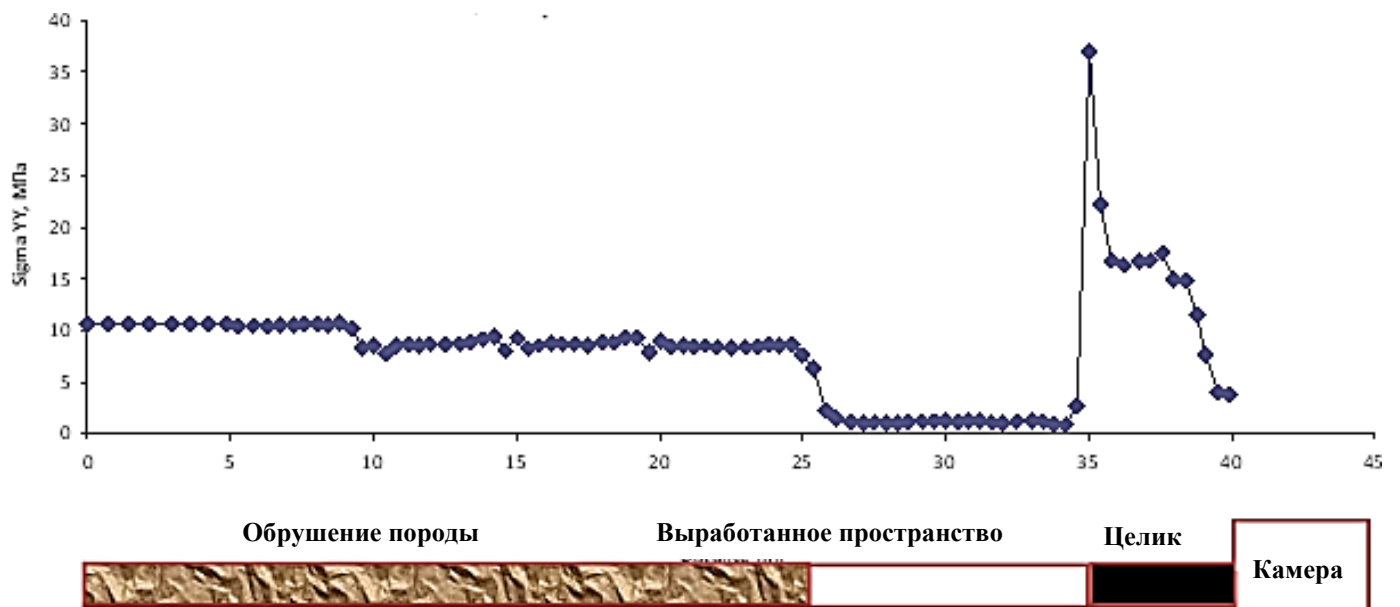


Рис. 4.15. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над пластом при приближении лавы к камере на расстояние 5 м

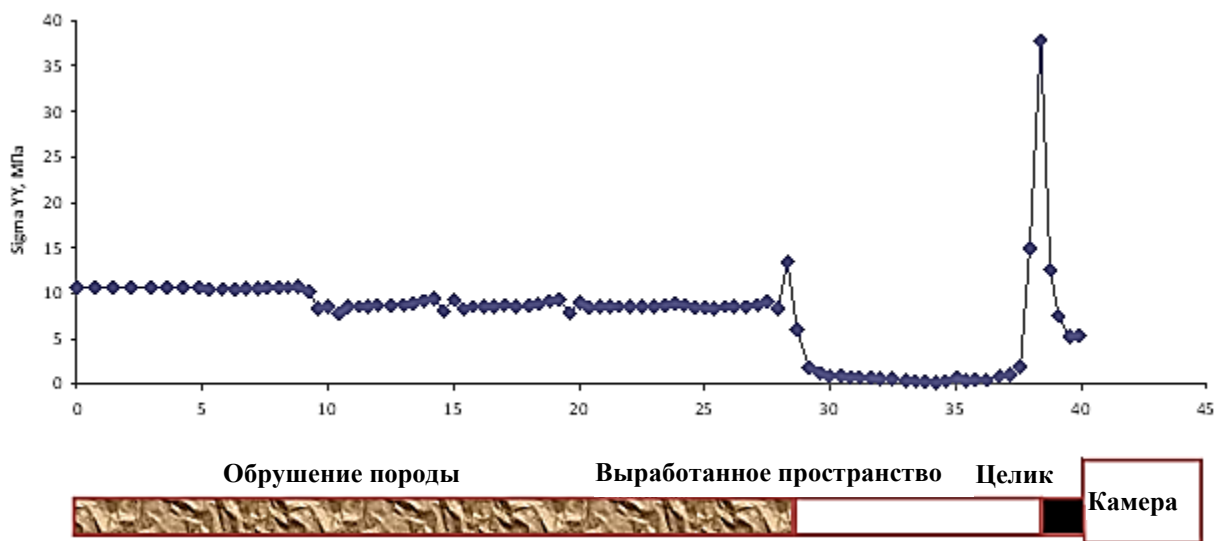


Рис. 4.16. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над пластом при приближении лавы к камере на расстояние 2 м

Наибольший пик напряжений, как и следовало ожидать, имеет место при приближении лавы к камере на расстояние 2 м и достигает 39 МПа. Очевидно, что под действием таких высоких напряжений целик при подходе лавы будет разрушен.

Перейдем теперь к анализу напряжений в кровле (рис. 4.17 – 4.21), где демонтажная камера расположена вдоль горизонтальной линии на расстоянии 0,5 м от контура кровли.

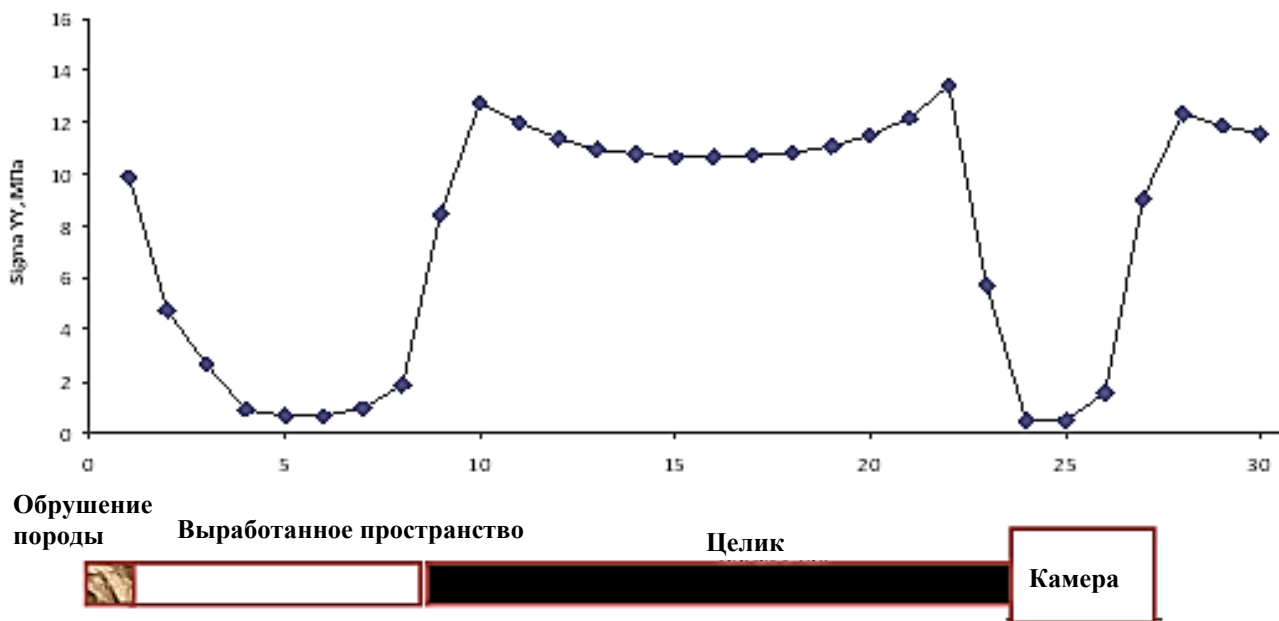


Рис. 4.17. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над демонтажной камерой при приближении лавы к камере на расстояние 20 м

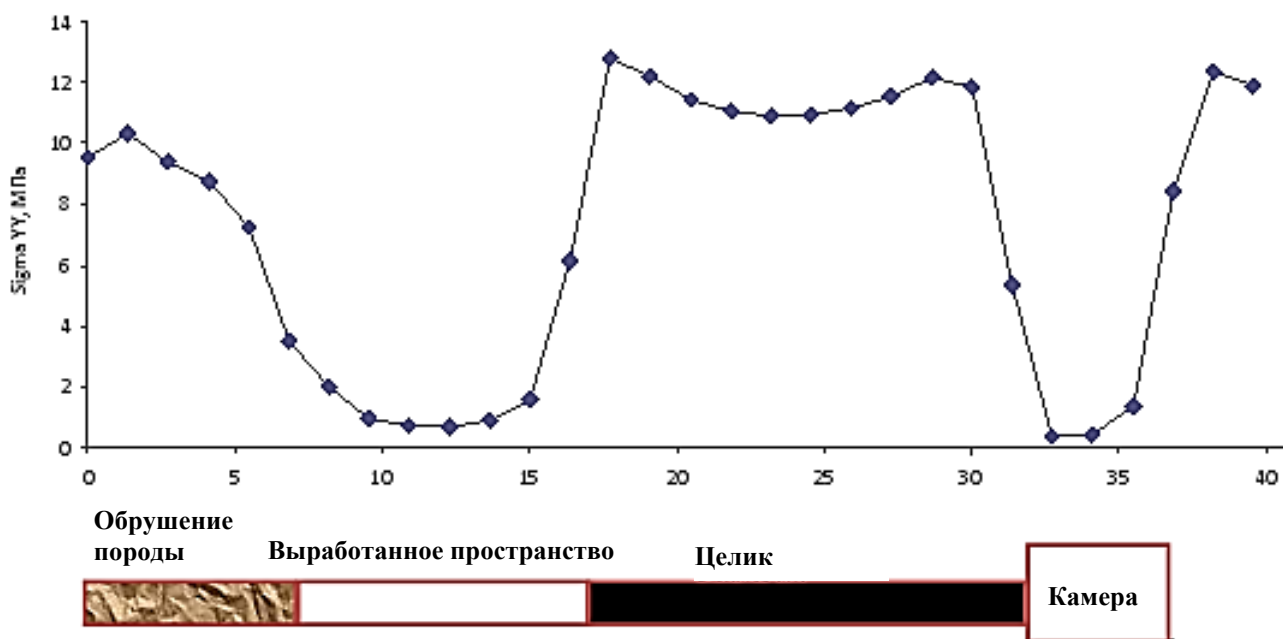


Рис. 4.18. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над демонтажной камерой при приближении лавы к камере на расстояние 15 м

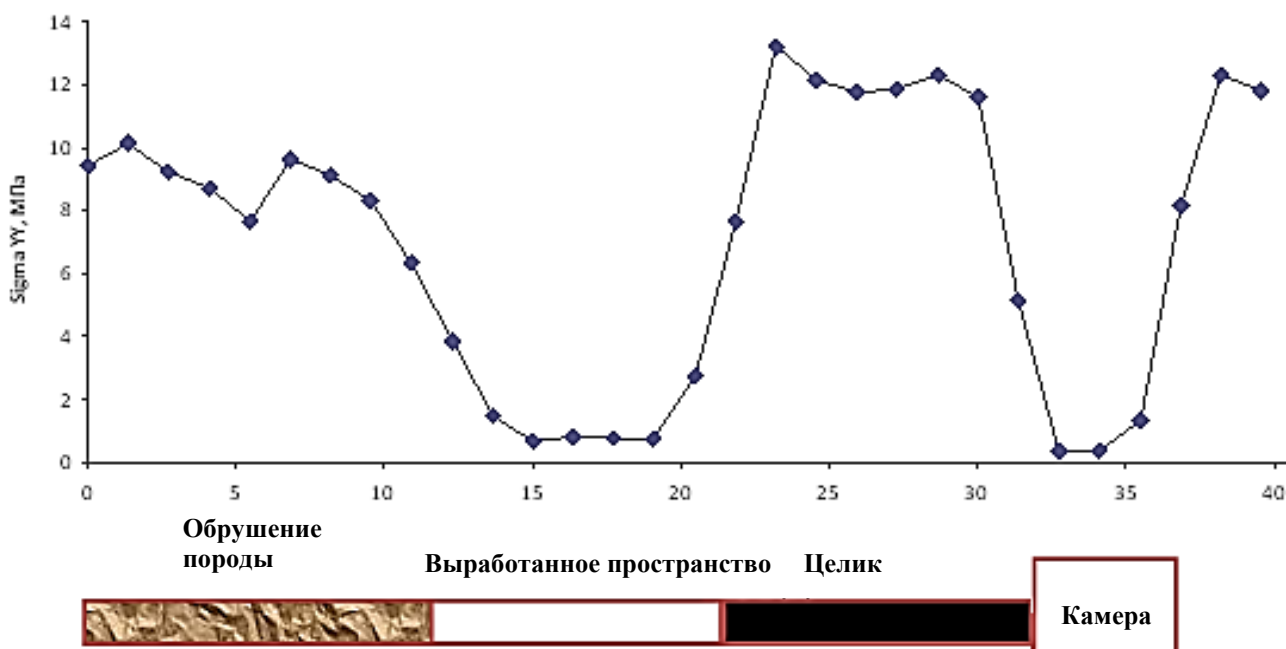


Рис. 4.19. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над демонтажной камерой при приближении лавы к камере на расстояние 10 м

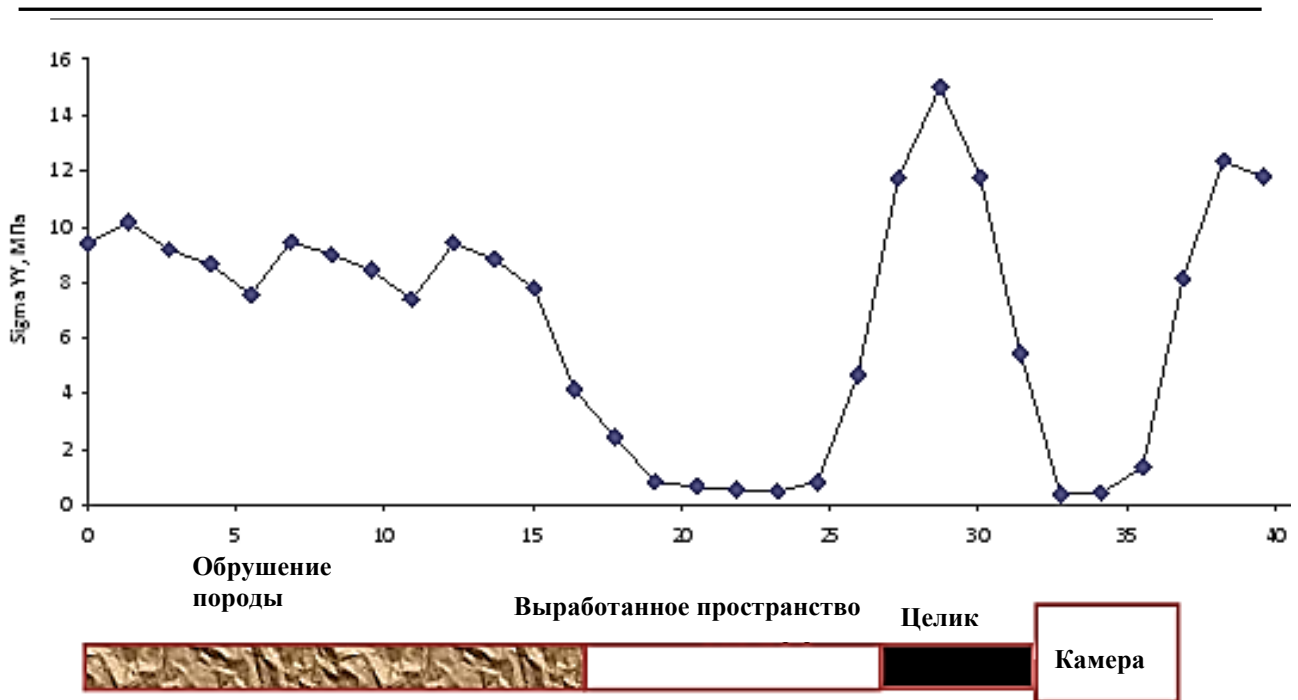


Рис. 4.20. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над демонтажной камерой при приближении лавы к камере на расстояние 5 м

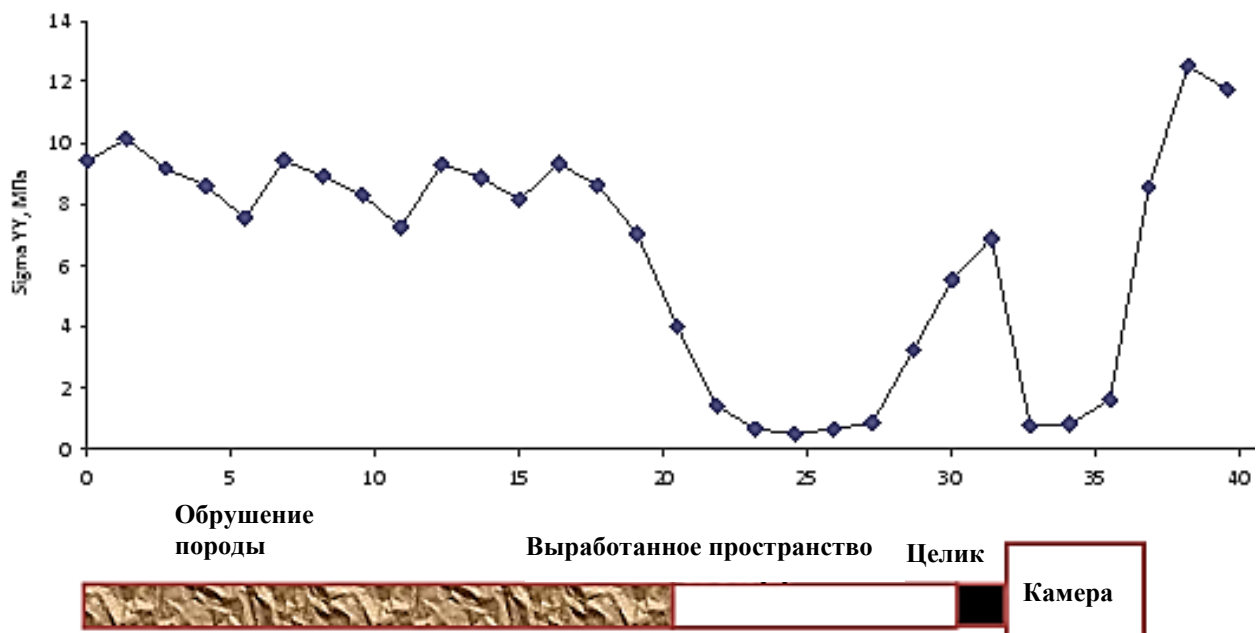


Рис. 4.21. Эпюра нормальных вертикальных напряжений над демонтажной камерой при приближении лавы к камере на расстояние 2 м

Для визуализации полученных результатов на рис. 4.22 – 4.28 приведены эпюры вертикальных напряжений вдоль границы угольного пласта, впереди забоя лавы и при приближении к демонтажной камере, рассчитанные в долях от вертикальной компоненты исходного поля напряжений (веса пород γ_H).

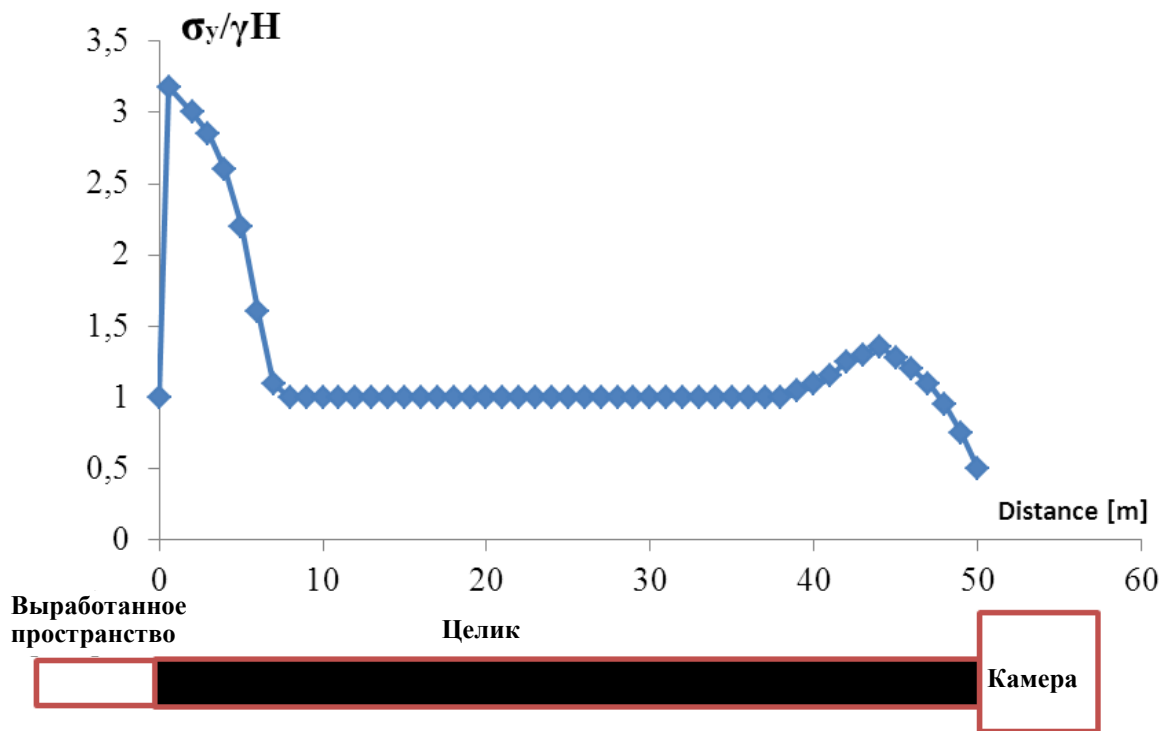


Рис. 4.22. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 50 м

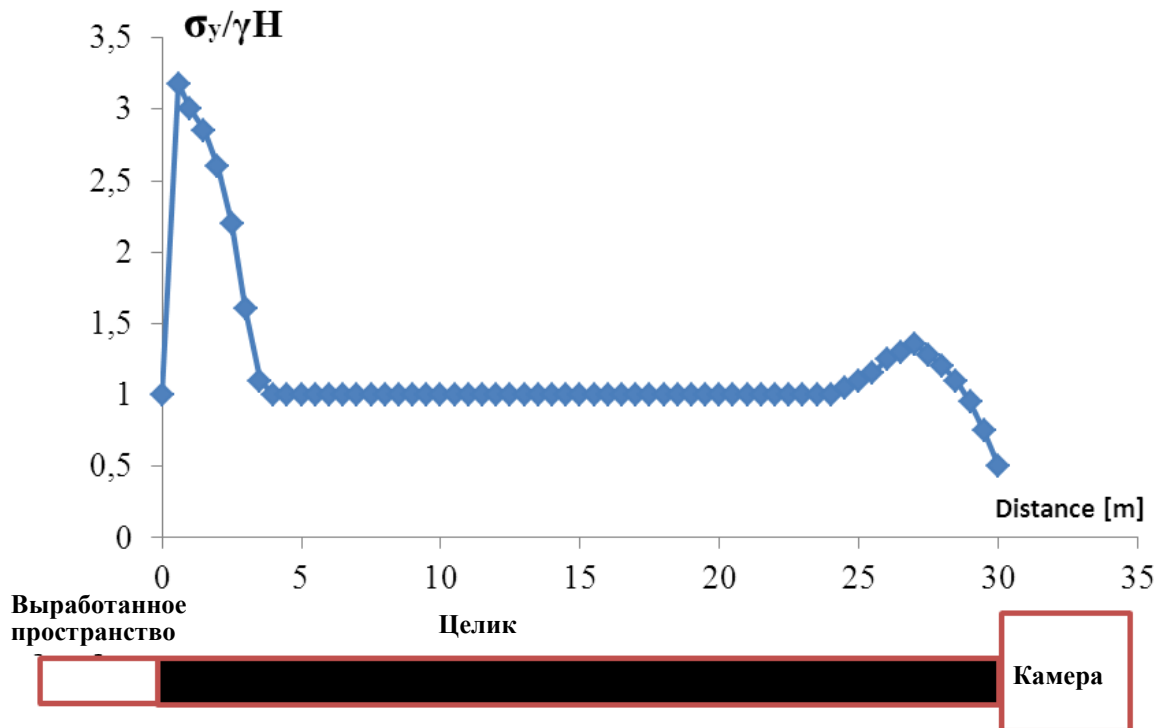


Рис. 4.23. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 30 м

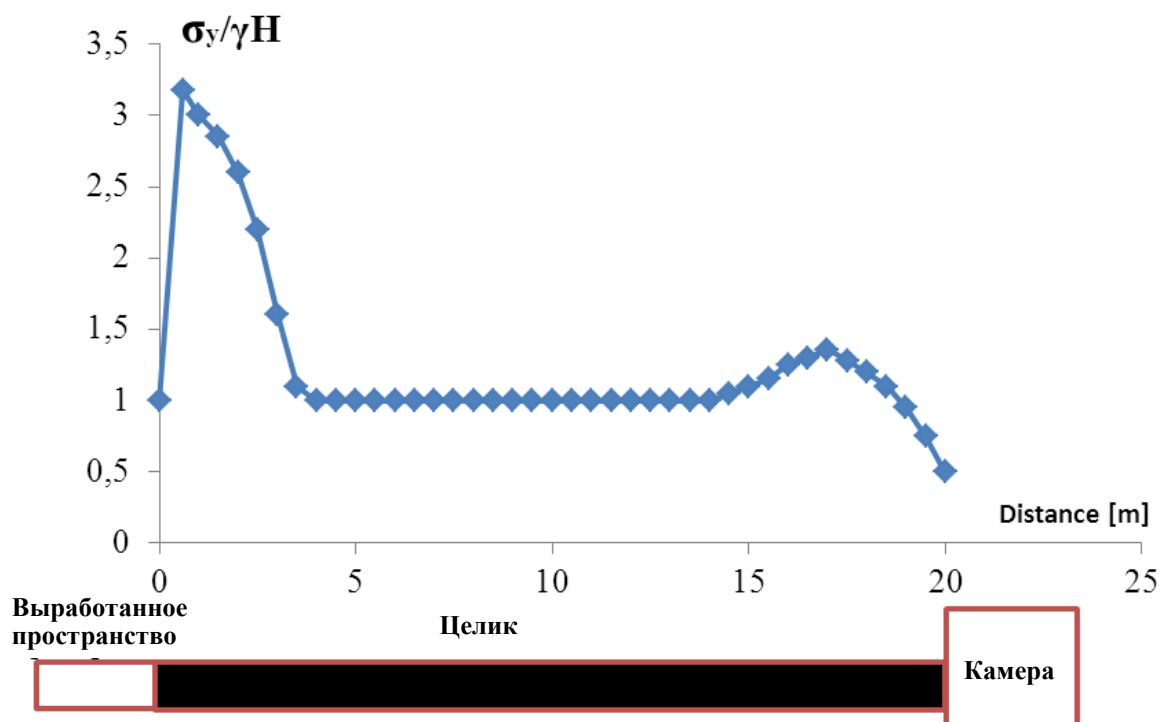


Рис. 4.24. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 20 м

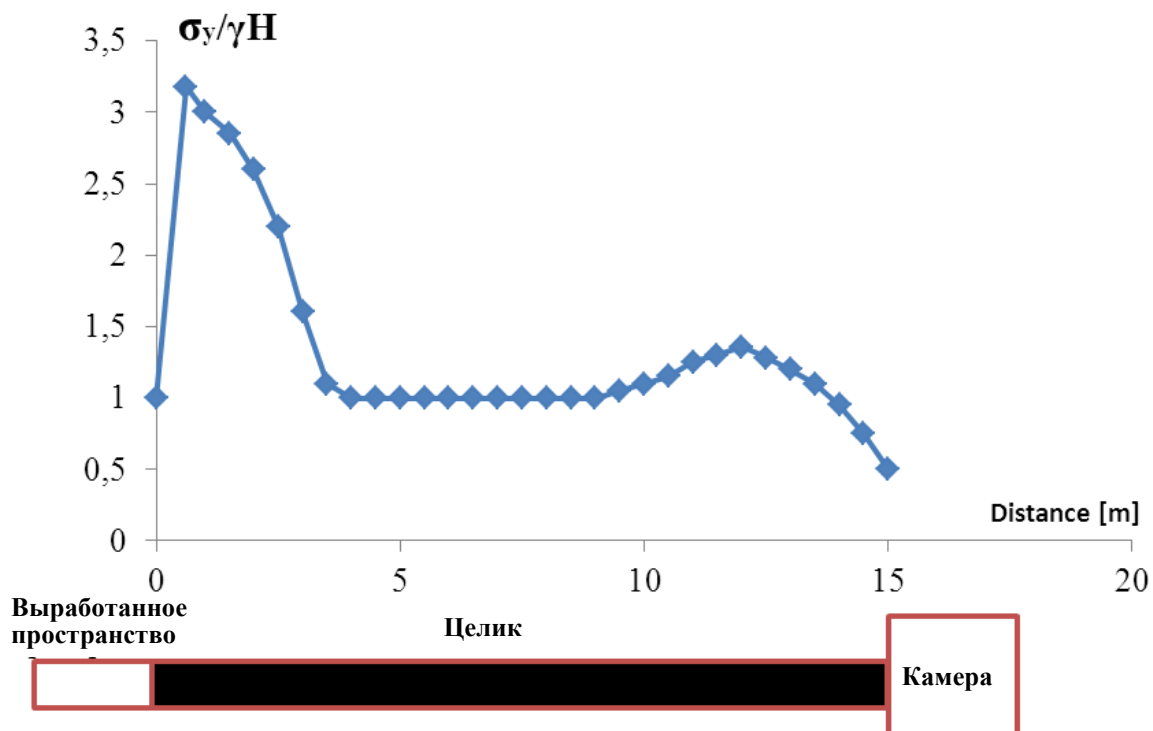


Рис. 4.25. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 15 м

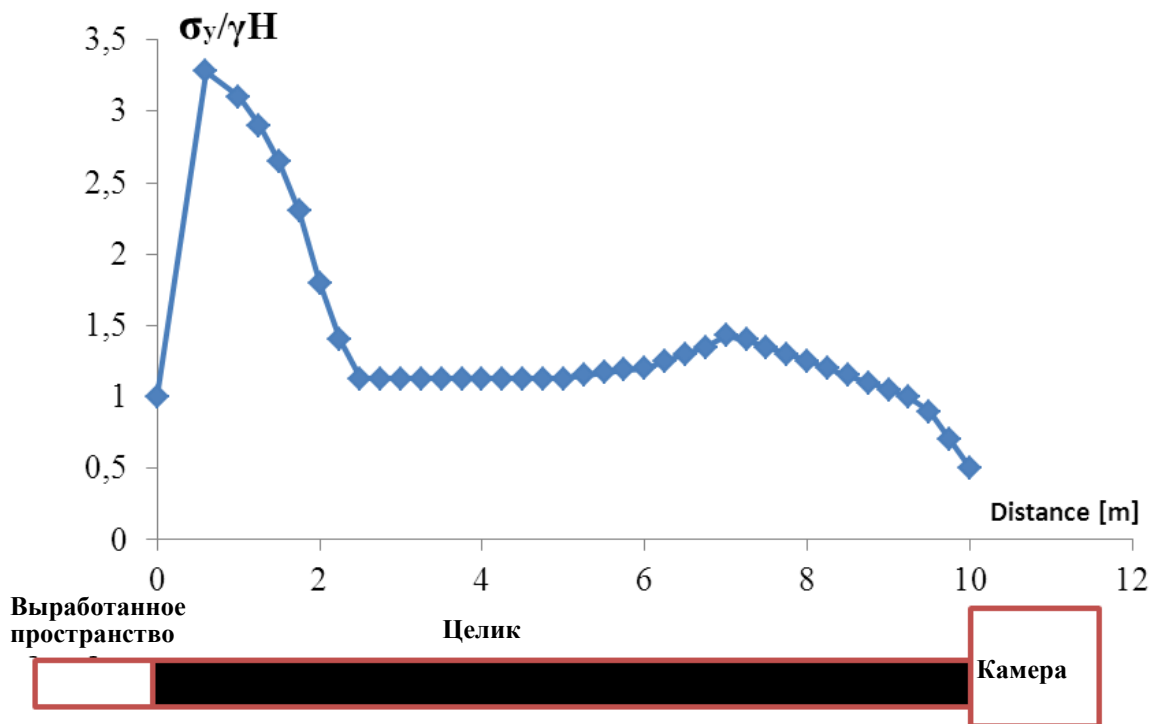


Рис. 4.26. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 10 м

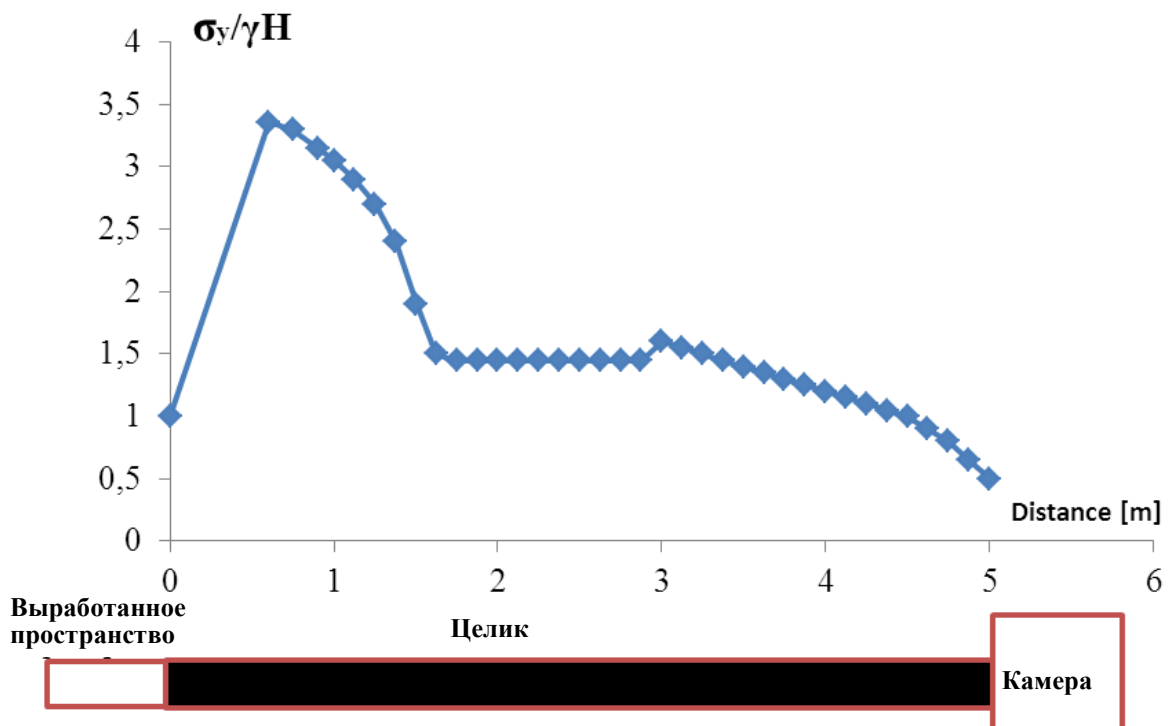


Рис. 4.27. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 5 м

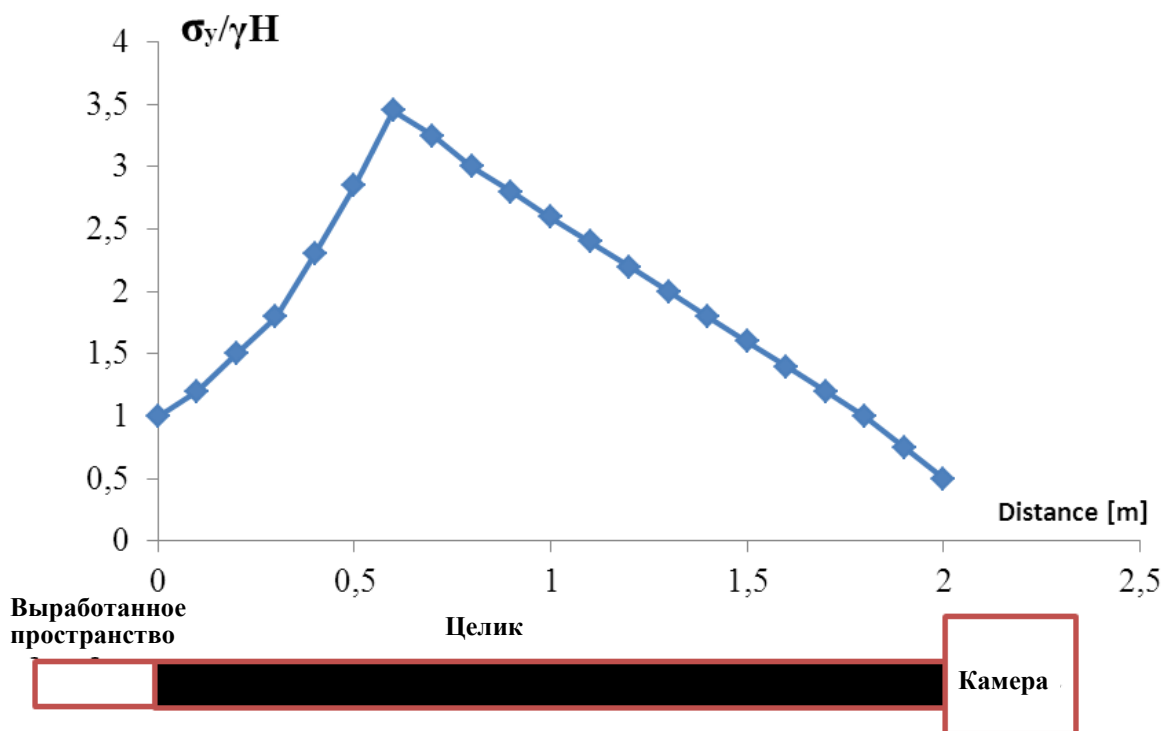


Рис. 4.28. График изменения вертикальных нормальных напряжений (отнесенных к вертикальной составляющей начального поля напряжений) при сокращении расстояния между забоем лавы и демонтажным штреком на 2 м

При расстоянии между забоем лавы и демонтажным штреком 90 и 45 м существенных изменений характеристик напряженно-деформированного состояния породного массива не отмечено.

Аналогичный результат дал и анализ перемещений точек массива на шахтных замерных пунктах, установленных в выработках обеспечения 161-й лавы, включающих глубинные и контурные реперные станции. Таким образом, пик напряжений будет зафиксирован при приближении лавы к демонтажной камере на расстояние 2 м и достигнет 39 МПа. Очевидно, что под действием такого высокого напряжения целик при подходе лавы будет разрушен.

Анализ давления в гидростойках может послужить еще одним основанием для определения критического расстояния между лавой и демонтажным штреком. При этом все мероприятия по обеспечению устойчивости демонтажного штрека должны быть завершены до того момента, когда расстояние между лавой и штреком сократится до искомой «критической» величины.

4.4. Определение и анализ зон разрушения

4.4.1. Выбор критерия прочности

Для описания геомеханических процессов в породном массиве используют различные критерии прочности, однако все они не универсальны: хорошо описывая процесс разрушения одних твердых тел, они не пригодны для других,

отличающихся по структуре. Подробный анализ разработанных в разное время теорий прочности твердых тел приведен в [99 – 101].

По способу получения критерии прочности можно разделить на две большие группы: аналитические и эмпирические. Известны аналитические критерии прочности – Треска-Сен-Венана, Ю.И. Ягна, П.П. Баландина, И.Н. Миролюбова, Л.Я. Парчевского и А.Н. Шашенко [102]. К наиболее популярным эмпирическим относятся критерии О. Мора, З.Т. Бенявски, Хоека-Брауна и некоторые другие. Эмпирические критерии прочности получают на основе обработки результатов лабораторных испытаний горных пород в сложных напряженных состояниях и натурных измерений при соблюдении основных базовых положений механики разрушения [45], аналитические – с использованием некоторой общей зависимости, приведенной в работе [59].

Прочность пород, находящихся в условиях неравнокомпонентного всестороннего сжатия, зависит прежде всего от соотношения между главными напряжениями: σ_1 , σ_2 и σ_3 . В связи с этим в природе возможны три вида объемного напряженного состояния:

- гидростатическое, когда все три компоненты напряжения равны между собой $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$;
- неравнокомпонентное, когда две меньшие компоненты напряжения равны между собой, т. е. $\sigma_1 > \sigma_2$ при $\sigma_2 = \sigma_3$;
- неравнокомпонентное, когда все три компоненты разные, т. е. $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$.

После многочисленных опытов было установлено, что промежуточное по величине напряжение σ_2 оказывает незначительное влияние на разрушение горных пород (гипотеза Мора), поэтому их прочность определяется, прежде всего, разностью и суммой наибольшего и наименьшего напряжений: $\sigma_1 - \sigma_3$ и $\sigma_1 + \sigma_3$. При этом другие исследования доказывают существенное влияние среднего по величине напряжения σ_2 .

При изучении плоских напряженно-деформированных состояний и прочностных свойств горных пород наибольший практический интерес представляет неравнокомпонентное напряженное состояние, когда $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$.

В своей теории П. П. Баландина [59] в качестве критерия прочности использует результаты испытаний образцов материала для определения предельных одноосных растяжения и сжатия. К тому же формула эквивалентности, характеризующая переход от сложного напряженного состояния (для случая, когда $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$) к простому одноосному, выглядит так:

$$\sigma_{\text{ЭКВ}} = \frac{(1-\psi)(\sigma_1+2\sigma_3) - \sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_1+2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1-\sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c. \quad (4.2)$$

Здесь $\sigma_{\text{ЭКВ}}$ – напряжение, эквивалентное одноосному напряженному состоянию, $\psi = R_p/R_c$.

Аналитическое выражение теории прочности Парчевского – Шашенко (4.2), полученное из тех же предпосылок, что и теория прочности П.П. Баландина, выглядит так (4.3):

$$\sigma_{\text{экв}} = \frac{(\psi-1)(\sigma_1+\sigma_3) - \sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_1+\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1-\sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c. \quad (4.3)$$

Критерий Кулона – Мора

При аналитических исследованиях параметров упруго-пластического состояния чаще всего используется критерий прочности Мора с прямолинейной огибающей предельных кругов главных напряжений [102].

Прочностными характеристиками, входящими в условие прочности, основанное на прямолинейной огибающей предельных кругов главных напряжений, являются угол внутреннего трения ρ и сцепление C либо пределы прочности на одноосное сжатие R_c и растяжение R_p . В механику горных пород, объектом исследований которой являются, как правило, породы скального типа, как прочностные характеристики были перенесены угол внутреннего трения и величина сцепления из механики грунтов, науки более старой, чем геомеханика. Так, при оценке предельного состояния широко используется линейное соотношение Кулона – Мора, имеющее вид (4.4):

$$\tau = C + \sigma_n \operatorname{tg} \rho. \quad (4.4)$$

Здесь τ – напряжение сдвига, σ_n – нормальное напряжение. С известным допущением условие прочности Кулона может применяться, когда речь идет о грунтах или сыпучих породах, хотя, как показал М.М. Протоdjяконов, огибающая предельных кругов Мора даже при испытаниях песка имеет все же криволинейную форму (рис. 4.29). Для связных пород в области сжатия отличие реальной криволинейной огибающей от прямолинейной весьма существенно.

Критерий Кулона – Мора применяется в горной механике, когда нужно определить величину разрушения при сдвиге в породе, соединении пород и массива. Критерий предполагает, что обрушение происходит вдоль плоскости без всякого расширения. Критерий Кулона – Мора также может быть выражен в основных напряжениях (4.5) как

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_2} = \frac{2C \cos \varphi}{\sigma_3(1 - \sin \varphi)} + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}. \quad (4.5)$$

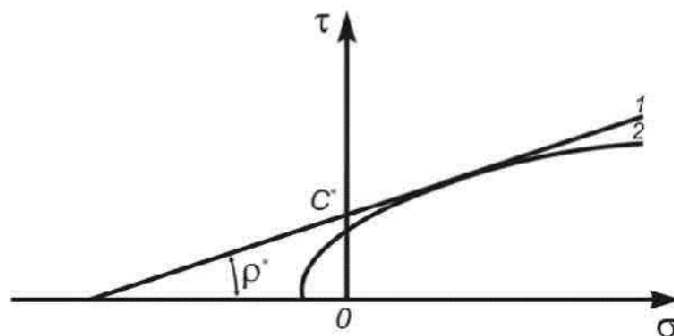


Рис. 4.29. Переход от криволинейной огибающей предельных кругов Мора (2) к прямолинейной (1)

Критерий Кулона – Мора часто используется в горной механике, поскольку может быть описан простым математическим выражением, легок для понимания и прост в использовании.

При выполнении данных исследований зоны неупругих деформаций (разрушенных пород) определяли на основе критерия прочности Хоека – Брауна, хорошо апробированного и широко применяемого в мировой практике геомеханических расчетов. В этом критерии изначально учитываются физико-механические свойства интактного, т. е. неповрежденного породного массива, который в процессе моделирования поэтапно подвергается внешним нагрузкам как природного (гравитация), так и техногенного происхождения (горные работы). В результате снижаются прочностные характеристики откоса за счет уменьшения сил сцепления и происходит сдвигание горного массива по криволинейной поверхности скольжения. Устойчивость откосов выражается коэффициентом запаса устойчивости (КЗУ): при $KЗУ > 1$ откос устойчив, при $KЗУ = 1$ – находится в критическом состоянии, переходящем в состояние обрушения, когда $KЗУ < 1$.

В общем виде критерий Хоека – Брауна выражается формулой:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a,$$

где σ_1 и σ_3 – максимальные и минимальные напряжения в массиве, m_b – константа Хоека – Брауна для породного массива, s и a – постоянные величины, учитывающие генезис и состояние (качество) породного массива, σ_{ci} – предел прочности на одноосное сжатие массива пород в интактном состоянии [103, 104].

Для породного массива в интактном состоянии критерий Хоека–Брауна сводится к следующему выражению:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1 \right)^{0,5},$$

Здесь константа m_i , в отличие от константы m_b , учитывает только генезис и текстуру горных пород ($4 \leq m_i \leq 33$). Большая величина m_i соответствует хрупким породам, т. е. чем m_i меньше, тем пластичнее порода, а при $m_i = 0$ имеет место идеальная пластичность.

4.4.2. Результаты моделирования зон разрушения при последовательном приближении лавы к демонтажной камере прямоугольной формы

Как отмечалось выше, по современным представлениям, нагрузку на крепь выработки создает вес пород, заключенный в зоне разрушения (ЗР). По мере подвигания очистного забоя и приближении его к демонтажной камере меняется напряженно-деформированное состояние породного массива в окрестности образованной полости, а следовательно, изменяются размеры и конфигурация зоны разрушения. Соответственно меняется нагрузка на элементы крепи лавы и ДК.

Площадь зоны разрушения непосредственно над крепью лавы при расстоянии от ДК 20 м составляет 27,6 м². Нагрузка на крепь будет $P=S\gamma=27,6\cdot 2,47=68,17$ т/м. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=102,25$ т/м.

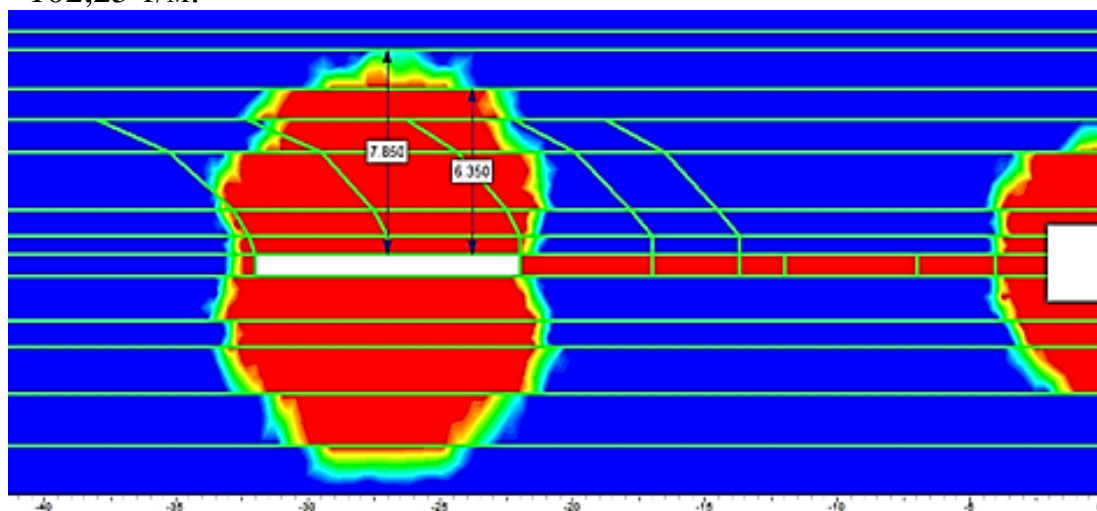


Рис. 4.30. Зоны разрушения в месте приближения лавы к камере на расстояние 20 м (размер выработки 10 м)

При сокращении расстояния до 15 м площадь зоны разрушения непосредственно над крепью лавы возрастает до 42,1 м² (рис. 4.31). Нагрузка на крепь в этом случае составит: $P=29,5\cdot 2,47=72,86$ т/м. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=109$ т/м.

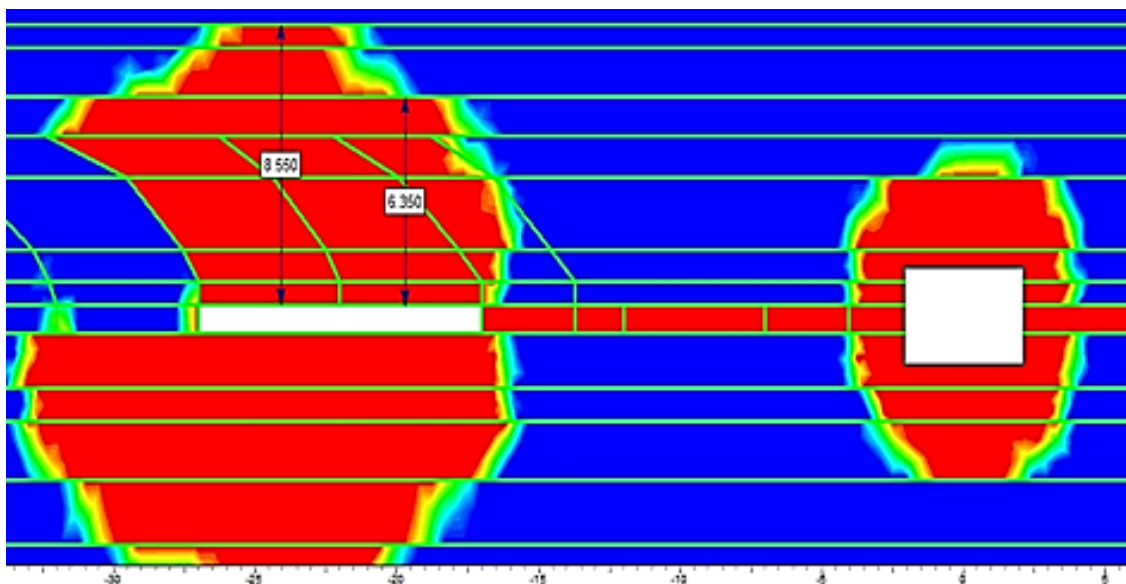


Рис. 4.31. Зоны разрушения в месте приближения лавы к камере на расстояние 15 м (размер выработки 10 м)

При сокращении расстояния до 10 м площадь зоны разрушения непосредственно над крепью лавы возрастает до 30,2 м² (рис. 4.32). Нагрузка на

крепь в этом случае составит $P=30,2 \cdot 2,47=74,6$ т/м. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=111,9$ т/м.

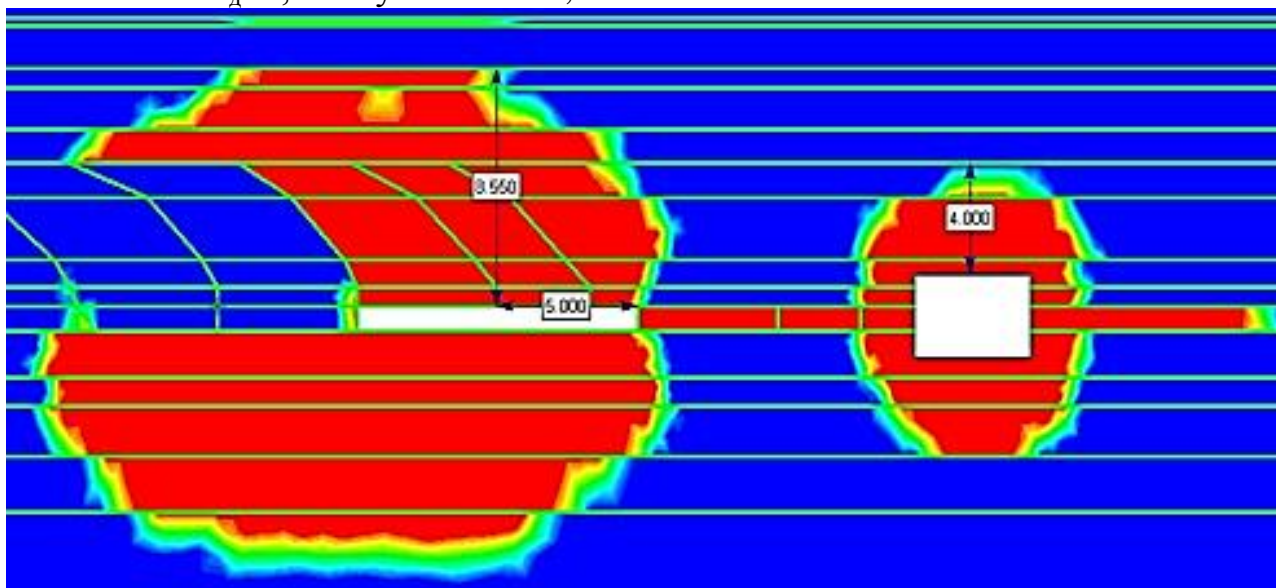


Рис. 4.32. Зоны разрушения в месте приближения лавы к камере на расстояние 10 м (размер выработки 10 м)

Очевидно, что по мере подвигания очистного забоя зона разрушения продолжает увеличиваться по вертикали, а также становится обширней в горизонтальном направлении. При сокращении расстояния между лавой и ДК до 5 м и с учетом того, что размер выработанного пространства составляет 10 м, ЗР над крепью лавы увеличивается до 33 м^2 . Нагрузка на крепь вырастет до $P=82,04$ т/м, а с учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=123$ т/м. При этом зона разрушения над камерой изменится незначительно (рис. 4.33).

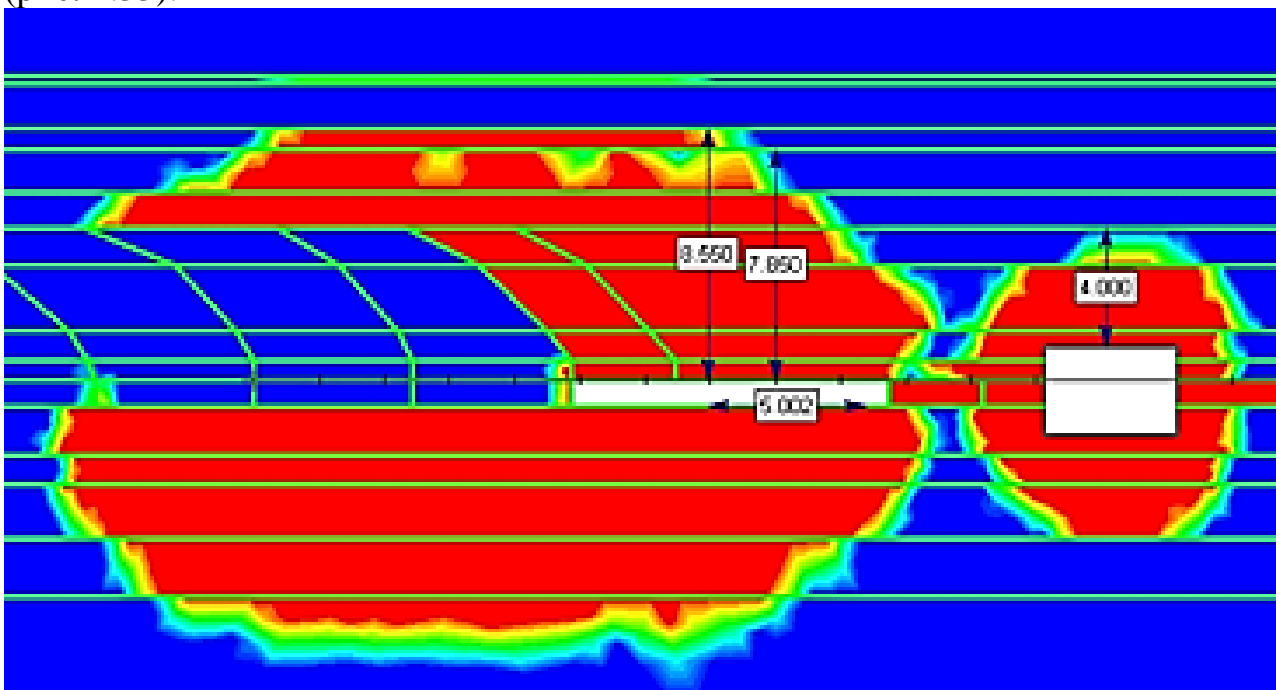


Рис. 4.33. Зоны разрушения в месте приближения лавы к камере на расстояние 5 м (размер выработки 10 м)

При сокращении расстояния между лавой и камерой до 1 – 2 м зоны разрушения вокруг камеры и очистной выработки сливаются, а над крепью лавы достигают наибольшего значения – $53,8 \text{ м}^2$, нагрузка на крепь составляет $132,2 \text{ т/м}$. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ нагрузка на крепь будет $P=199,32 \text{ т/м}$ (рис. 4.34).

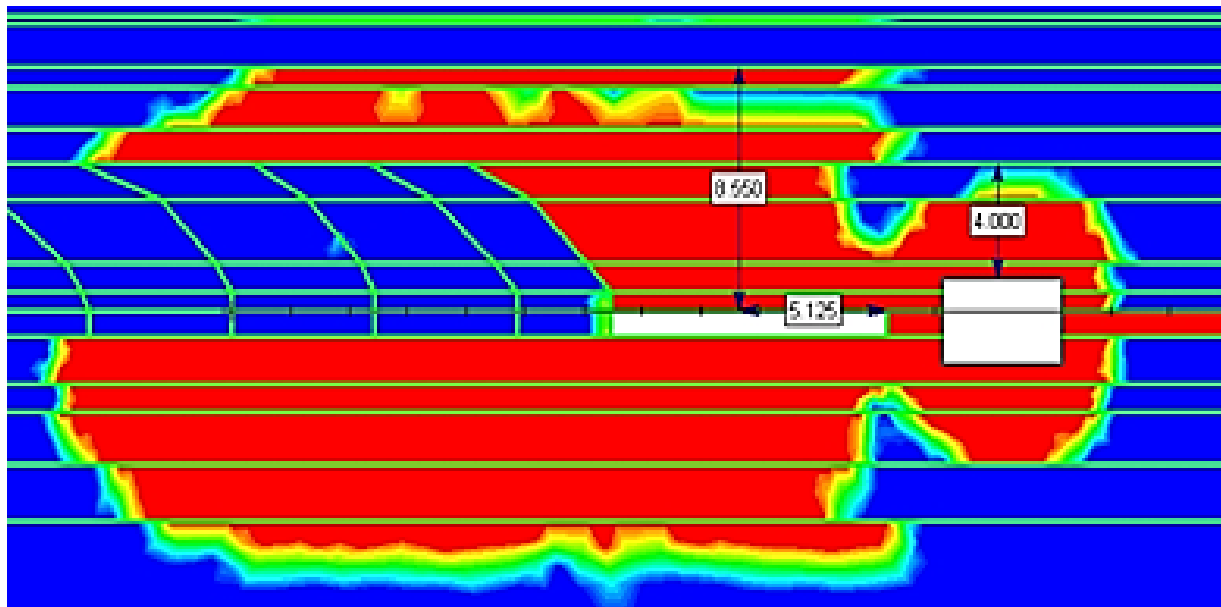


Рис. 4.34. Зоны разрушения в момент приближения лавы к камере на расстоянии 2 м (размер выработки 10 м)

Рост концентрации напряжений впереди движущегося забоя лавы, а следовательно, и формирование зон разрушения, ответственных за нагрузку на крепь выработки, зависят от величины выработанного пространства позади забоя лавы [105 – 107]. Для условий шахт Западного Донбасса характерно обрушение непосредственной кровли сразу после передвижки механизированной крепи. Обрушившиеся породы поддерживают вышележащие слои до определенного момента, препятствуя их расслоению, когда этого становится недостаточно, основная кровля оседает. По данным геологической службы, цикличные осадки основной кровли происходят с периодичностью 20 – 22 м. В рассмотренных выше расчетных схемах (рис. 4.30 – 4.34) моделировались ситуации, когда размер выработанного пространства не достиг своего критического значения, предшествующего посадке основной кровли. Моделировалось пространство, равное 10 м, т. е. имитировалась некоторая «средняя» ситуация между посадками основной кровли. Для определения наиболее критических моментов в нагружении элементов системы «лава – демонтажная камера» необходимо учесть, что в момент перед посадкой основной кровли размер выработанного пространства равен 20 – 22 м.

Поэтому исследован ряд расчетных схем, в которых размер полости позади забоя лавы увеличен до 20 м. При таком «критическом» размере пространства позади забоя лавы рассмотрены три ситуации:

1 – расстояние от лавы до ДК составляет 10 м;

2 – расстояние от лавы до ДК составляет 5 м;

3 – расстояние от лавы до ДК составляет 1 м (наихудший случай).

Результаты моделирования данных ситуаций приведены на рис. 4.35 – 4.37.

При размере выработки 20 м и расстоянии между лавой и камерой 10 м размер ЗР над крепью лавы достигает значения – 31 м^2 , при этом нагрузка на крепь составляет $76,6 \text{ т/м}$. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=114,6 \text{ т/м}$.

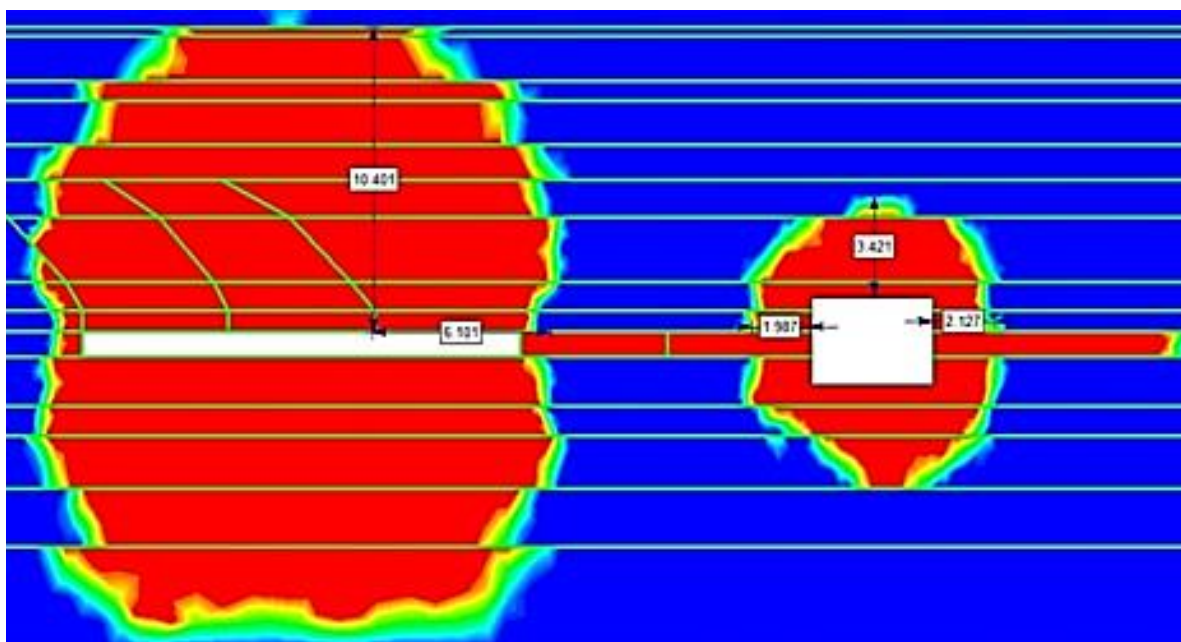


Рис. 4.35. Зоны разрушения в момент приближения лавы к камере на расстоянии 10 м (размер выработки 20 м)

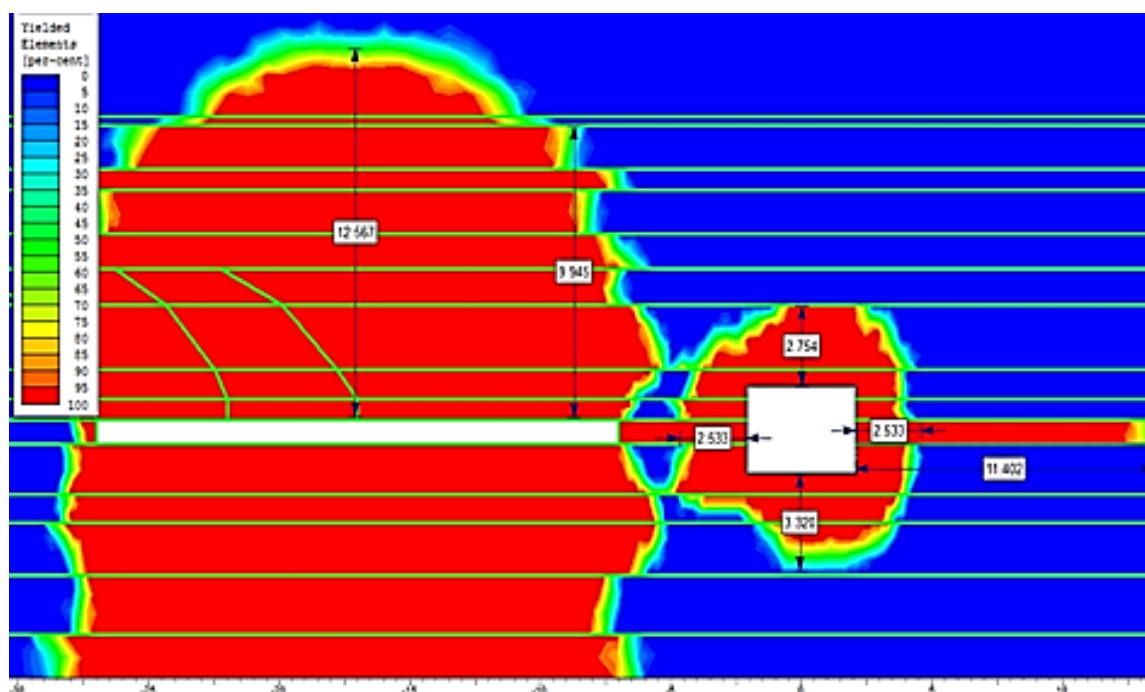


Рис. 4.36. Зоны разрушения в момент приближения лавы к камере на расстоянии 5 м (размер выработки 20 м)

При размере выработки 20 м и расстоянии между лавой и камерой 5 м размер ЗР над крепью лавы достигает значения $54,3 \text{ м}^2$, нагрузка на крепь составляет $135,2 \text{ т/м}$. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=202 \text{ т/м}$.

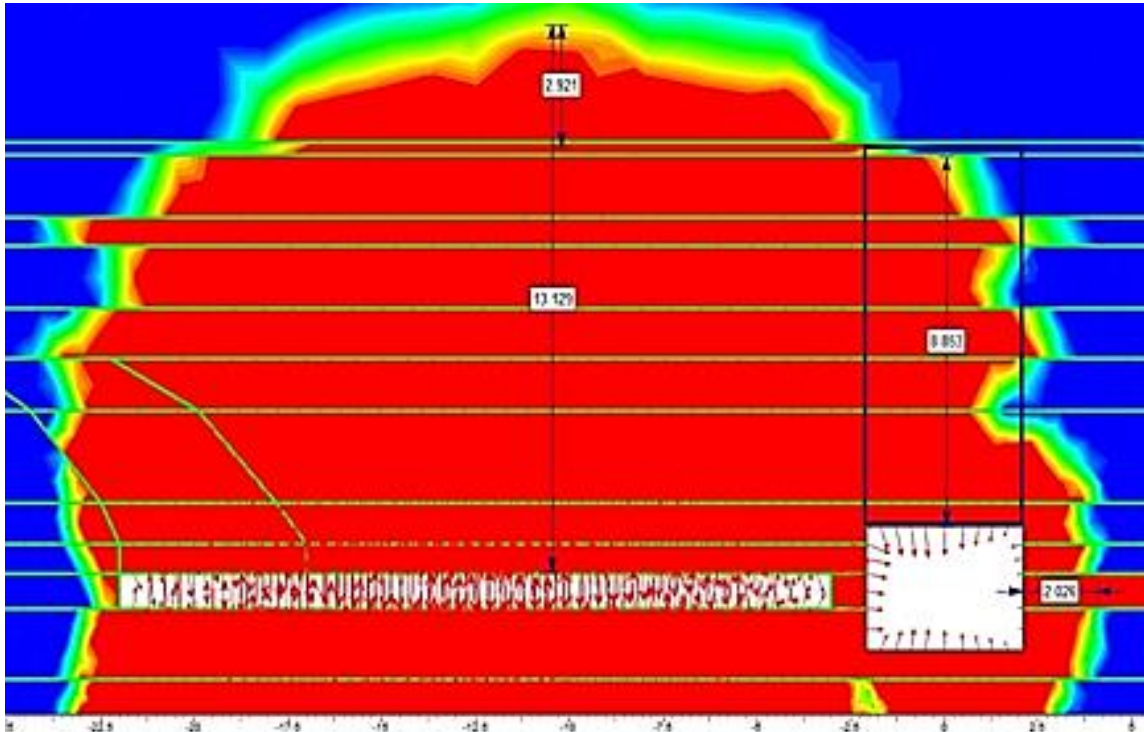


Рис. 4.37. Зоны разрушения в момент приближения лавы к камере на расстояние 1 м (размер выработки 20 м)

При размере выработки 20 м и расстоянии между лавой и камерой 1 м зоны разрушения над лавой и камерой сливаются полностью. Размер ЗР над крепью лавы достигает значения $70,7 \text{ м}^2$, нагрузка на крепь лавы составит $174,6 \text{ т/м}$. С учетом коэффициента динамичности $K_d = 1,5$ получим $P=262 \text{ т/м}$. Зона разрушенных пород над ДК составит 45 м^2 . Нагрузка на крепь ДК будет $111,15 \text{ т/м}$. С учетом коэффициента динамичности $K_d=1,5$ получим $P=167 \text{ т/м}$.

Таким образом, если подход забоя лавы непосредственно к борту демонстрационной камеры совпадет с посадкой основной кровли, следует ожидать, что удельная нагрузка на крепь лавы составит 262 т/м , а на крепь ДК – 167 т/м .

Для облегчения инженерного расчета нагрузки на крепь элементов системы «лава – ДК» ниже представлены обобщенные схемы к вычислению площадей зон разрушения над крепью лавы и демонстрационной камерой при различном расстоянии между ними. При условии, что размер выработанного пространства позади забоя лавы не превосходит 10 м до очередной (циклической) осадки основной кровли, размеры зон разрушений даны на рис. 4.38 – 4.41.

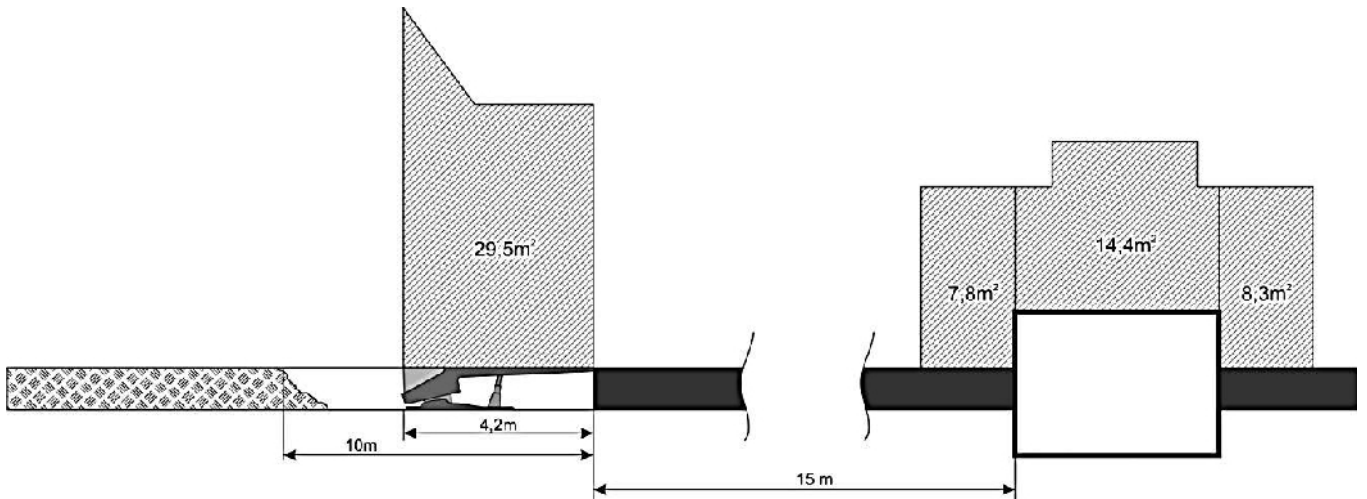


Рис. 4.38. Площади зон разрушения в момент приближения лавы к демонтажной камере на расстояние 15 м (размер выработки 10 м)

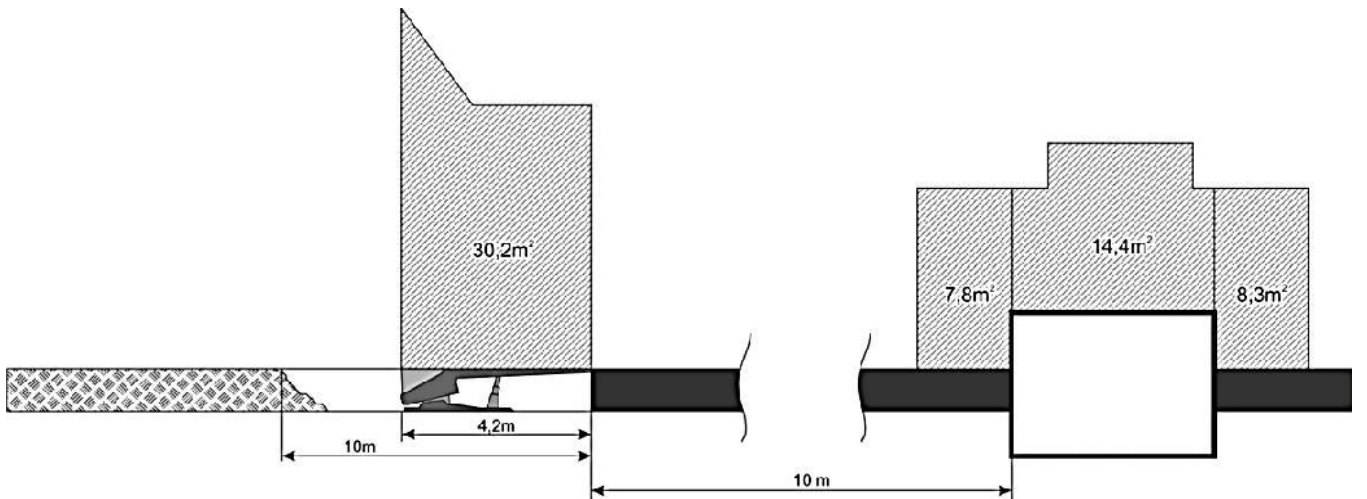


Рис. 4.39. Площади зон разрушения в момент приближения лавы к демонтажной камере на расстояние 10 м (размер выработки 10 м)

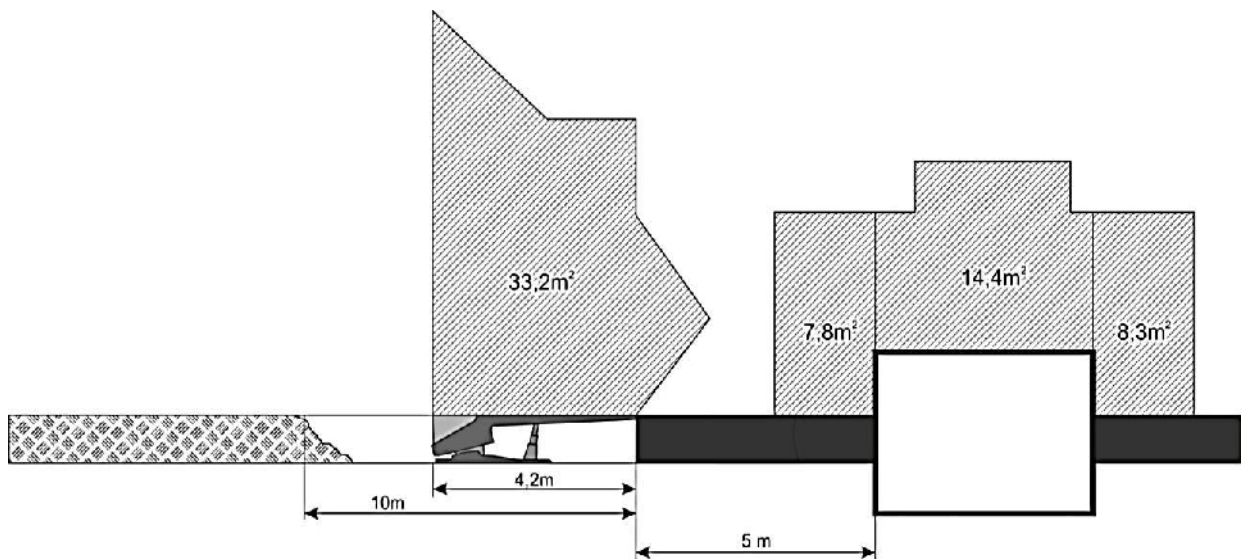


Рис. 4.40. Площади зон разрушения в момент приближения лавы к камере на расстояние 5 м (размер выработки 10 м)

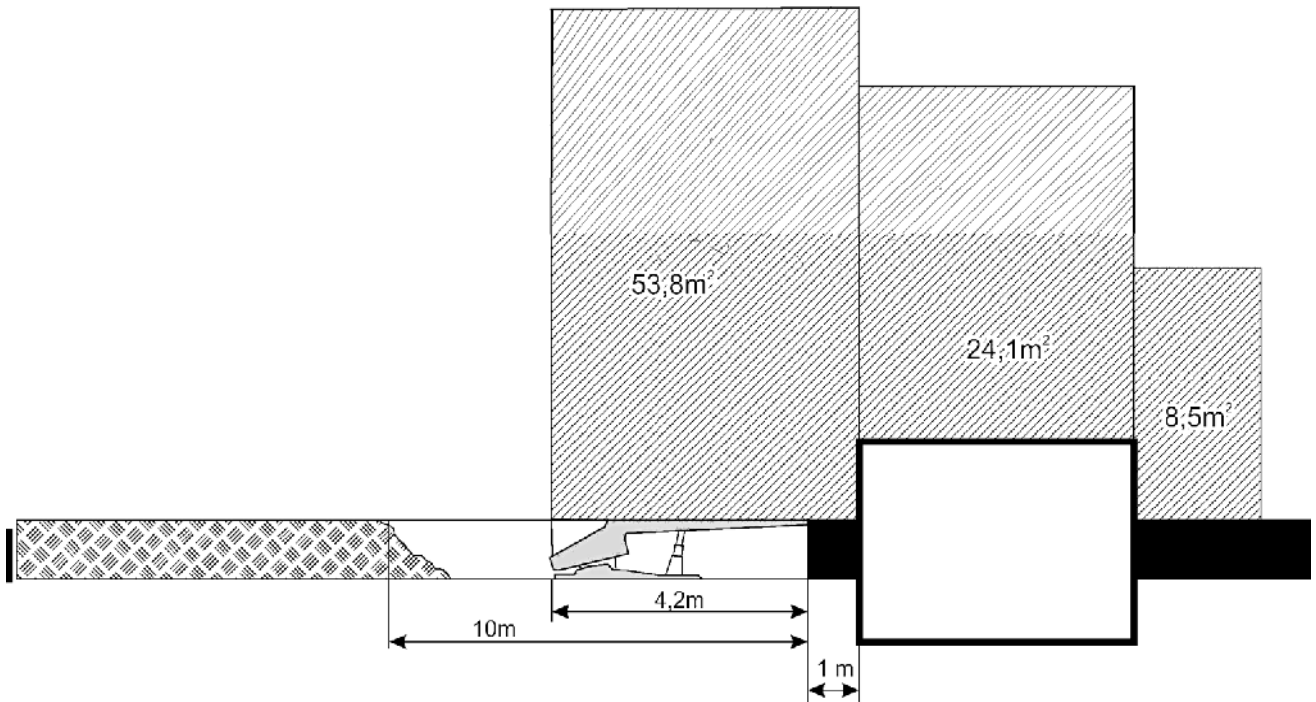


Рис. 4.41. Площади зон разрушения в момент приближения лавы к камере на расстояние 1 м (размер выработки 10 м)

Площади зон разрушения над крепью лавы и демонтажной камерой по мере подвигания забоя к демонтажной камере на расстояние 5 и 1 м и при условии, что размер выработанного пространства позади забоя лавы составляет 20 м (критическая, т. е. наихудшая ситуация, предшествующая возможной осадке основной кровли), представлены на рис. 4.42 – 4.43.

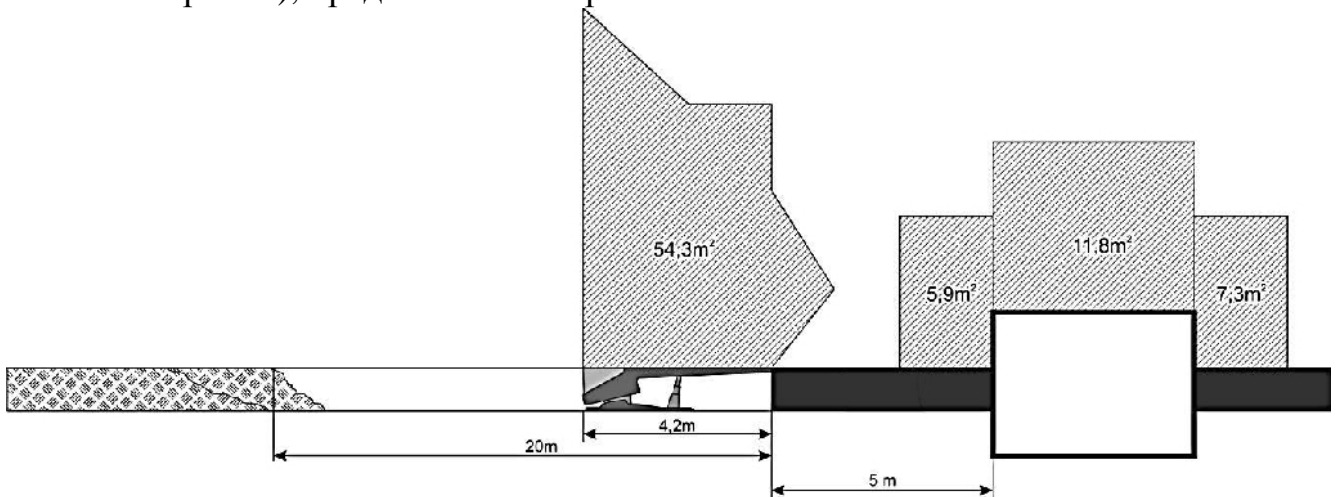


Рис. 4.42. Площади зон разрушения в момент приближения лавы к демонтажной камере на расстояние 5 м (размер выработки 20 м)

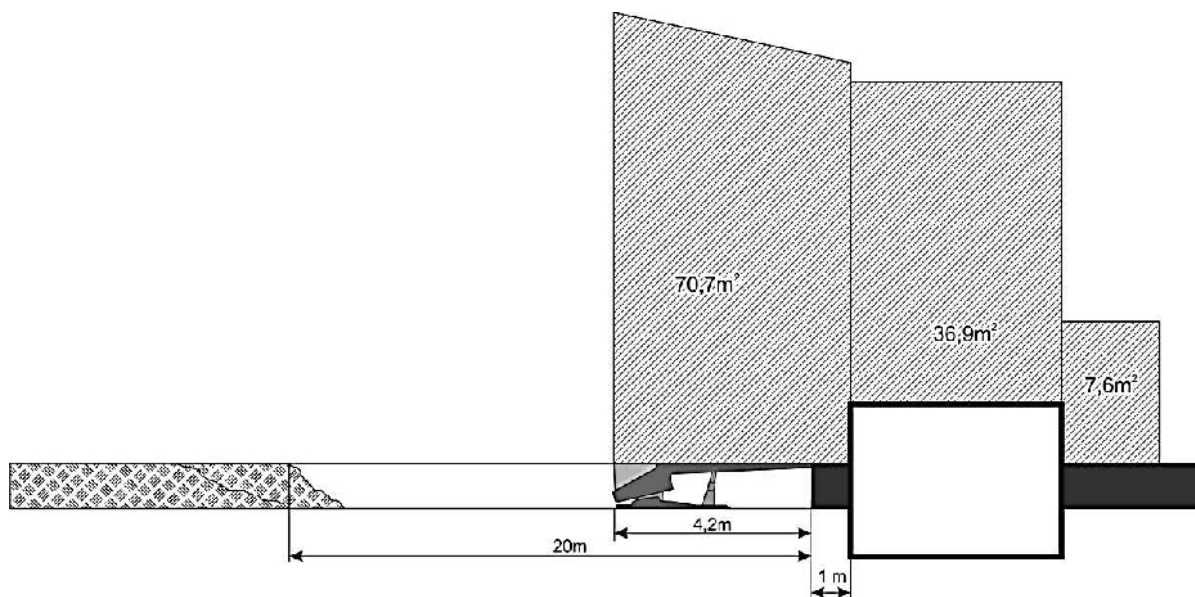


Рис. 4.43. Площади зон разрушения в момент приближения лавы к демонтажной камере на расстояние 1 м (размер выработки 20 м)

4.4.3. Обобщение результатов моделирования. Закономерности возрастания нагрузки на крепь при подходе забоя лавы к демонтажной камере

Для обобщения и анализа результатов выполненного моделирования на рис. 4.44 – 4.45 показан прирост нагрузки на крепь элементов системы «лава – ДК» в зависимости от сокращения расстояния от забоя лавы до борта камеры.

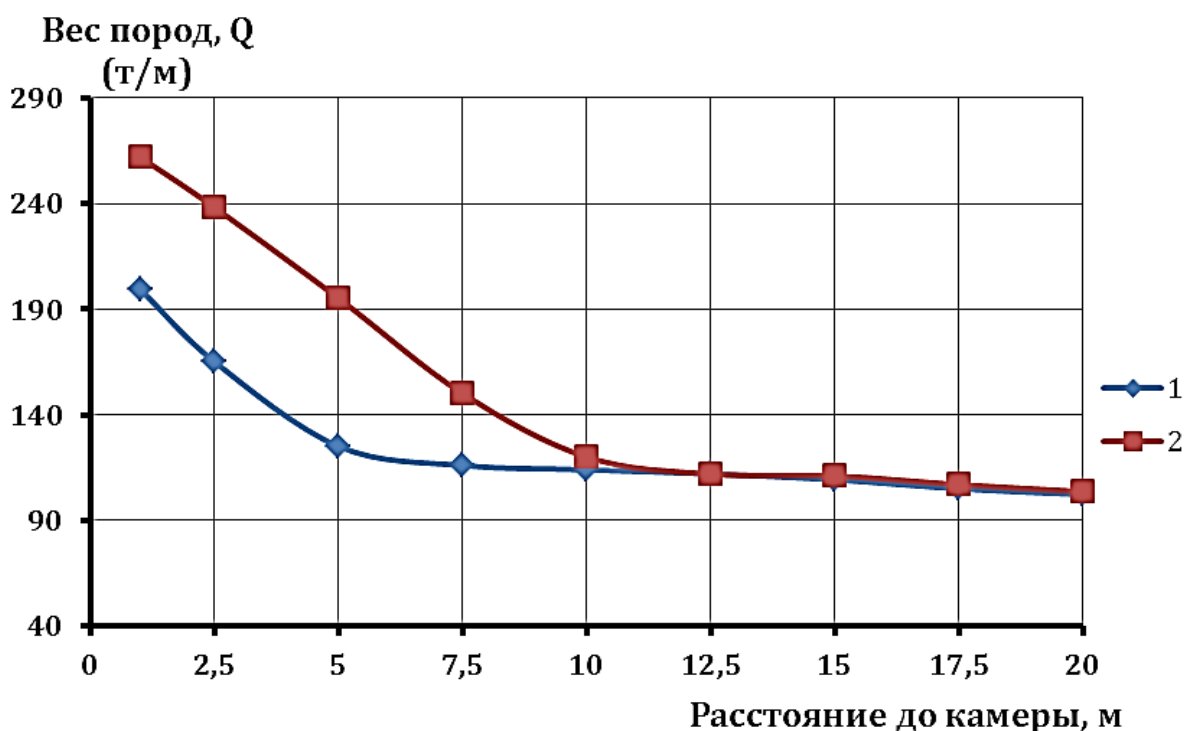


Рис. 4.44. Графики прироста нагрузки на крепь лавы в момент приближения лавы к демонтажной камере: 1, 2 – размеры обнажения позади забоя при посадке основной кровли 10 и 20 м соответственно

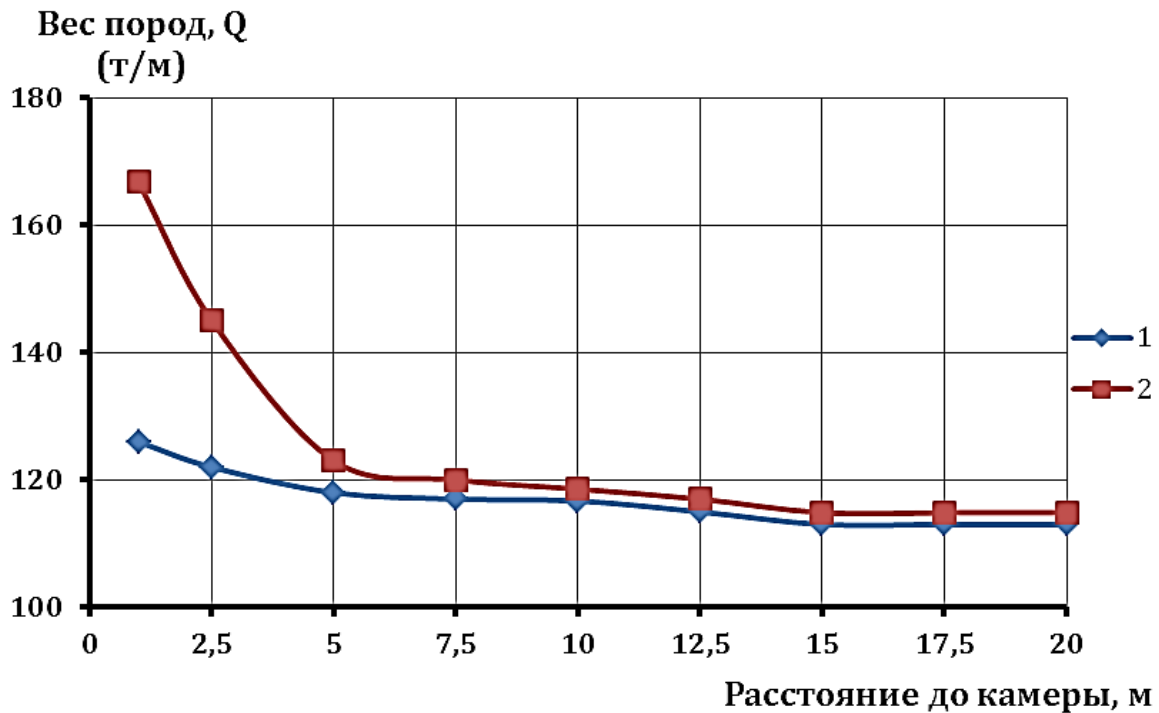


Рис. 4.45. Графики прироста нагрузки на крепь демонтажной камеры в момент приближения лавы: 1, 2 – размеры обнажения позади забоя при посадке основной кровли 10 и 20 м соответственно

Анализ показывает, что приращение нагрузки на крепь лавы и камеры имеет вид монотонно возрастающей функции. Существенное приращение нагрузки происходит при сокращении расстояния между лавой и камерой до 10 м, а наибольшее – в ситуации, предшествующей посадке основной кровли. Самое большое давление на крепь лавы и камеры возникает тогда, когда момент посадки основной кровли совпадает с моментом непосредственного подхода камеры к борту ДК.

ГЛАВА 5

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ 161-Й СТРУГОВОЙ ЛАВЫ ПСП «ШАХТА СТЕПНАЯ» ПАО «ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

5.1. Разработка инженерного подхода к определению основных геомеханических характеристик, необходимых для выбора средств крепления демонтажных камер

По современным представлениям нагрузку на крепь выработки создает вес пород, заключенный в зоне разрушения. По мере подвигания очистного забоя и приближения его к демонтажной камере меняется напряженно-деформированное состояние породного массива в окрестности образованной полости, а следовательно, изменяются размеры и конфигурация зоны разрушения. Соответственно меняется нагрузка на элементы крепи лавы и демонтажной камеры (рис. 5.1).

Таким образом, задача определения нагрузки на крепь выработки сводится к измерению площади зоны неупругих деформаций (ЗНД). Конфигурацию ЗНД с достаточным уровнем точности будем считать прямоугольной. Следовательно, важнейшей характеристикой при практических расчетах является высота зоны разрушения (иначе – зоны неупругих деформаций – $h_{\text{ЗНД}}$).

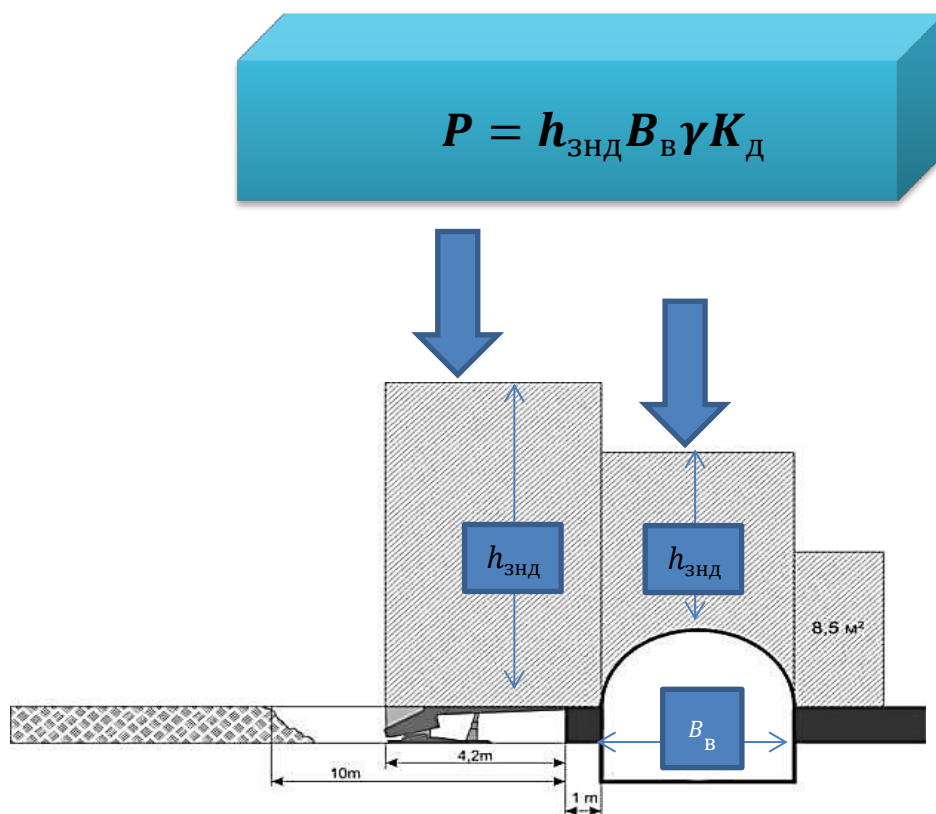


Рис. 5.1. Схема определения нагрузки на крепь

Для определения величины $h_{\text{ЗНД}}$ с учетом широкого спектра горно-геологических условий выполнена обработка большого объема данных натуральных измерений, а также проведено многовариантное моделирование системы «струговая лава – демонтажная камера».

Результаты многовариантного моделирования использованы для получения простых инженерных формул, позволяющих определить высоту ЗНД и перемещение контура выработки.

В качестве исходных параметров использовалось:

- b – ширина выработки в проходке,
- $\frac{b}{h}$ – отношение ширины к высоте выработки,
- γH – вертикальная составляющая начального поля напряжений,
- R_c – средняя прочность вмещающего массива,
- m – мощность угольного пласта.

Определяемыми параметрами (искомыми функциями) являются:

- высота зоны разрушений $h_{\text{ЗНД}}$,
- максимальные перемещения в кровле камеры U ;
- максимальные перемещения борта камеры со стороны подхода лавы U_1 ;
- максимальные перемещения борта камеры со стороны нетронутого массива U_2 .

Для получения зависимостей геомеханических параметров от исходных данных использовался метод нелинейного оценивания, который обобщает в себе два метода: множественную регрессию и дисперсионный анализ. Нелинейное оценивание предполагает предварительный выбор характера зависимости искомой функции от исходных переменных: логарифмическую, степенную или любую другую композицию элементарных функций.

В общем случае все регрессионные модели могут быть записаны в виде формулы:

$$y = F(x_1, x_2, \dots, x_i, \dots, x_n),$$

где $i = 1, 2, 3 \dots n$.

При проведении нелинейного регрессионного анализа стоит вопрос о связи между искомой функцией и исходными переменными, т. е. как именно зависимая переменная (функция) связана с набором независимых переменных (аргументов). При обобщении результатов численного моделирования использована модель экспоненциального роста как один из методов нелинейного оценивания. Эта модель записывается в виде:

$$y = c + \exp(b_0 + b_1 z_1 + b_2 z_2 + \dots + b_m z_m),$$

где y – искомое значение; a, b_i – неизвестные константы; z_i – исходные параметры.

Для оценки адекватности модели использовался критерий согласия «хи-квадрат». Если значение критерия «хи-квадрат» значимо, отвергаем нулевую гипотезу и принимаем, что независимые переменные значительно влияют на искомое выражение. В результате выполненного регрессионного анализа получены аналитические зависимости высоты зоны неупругих деформаций и

максимальных смещений контура демонтажной камеры в зависимости от основных влияющих факторов.

Для демонтажной камеры прямоугольной формы вне зоны влияния очистных работ высота ЗНД вычисляется по формуле:

$$h_{\text{ЗНД}} = 4,2 \left[\exp \left(3,4 + \frac{m}{200} + \frac{b}{50h} + \frac{\gamma H}{75R_c} + \right) - 30 \right]. \quad (5.1)$$

Для демонтажной камеры арочного сечения вне зоны влияния очистных работ высота ЗНД определяется из выражения:

$$h_{\text{ЗНД}} = 4,2 \left[\exp \left(2,4 + \frac{\frac{b}{h}}{100} + \frac{\gamma H}{50R_c} + \frac{m}{200} \right) - 10,6 \right]. \quad (5,2)$$

Для демонтажной камеры прямоугольной формы в зоне влияния очистных работ, т.е. при сопряжении лавы с демонтажной камерой высота ЗНД вычисляется по формуле:

$$h_{\text{ЗНД}} = 4,2 \exp \left(0,5 \frac{B_{\text{нр}}}{h} + 0,6 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,2 \cdot m - 0,75 \right) + 1,5.. \quad (5.3)$$

Для демонтажной камеры арочной формы в зоне влияния очистных работ, высоту ЗНД определяют по формуле:

$$h_{\text{ЗНД}} = 4,2 \exp \left(0,15 \frac{B_{\text{нр}}}{h} + 0,5 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,12 \cdot m - 0,01 \right). \quad (5.4)$$

Приведенные расчетные формулы позволяют вычислять нагрузку на крепь выработки как вне зоны влияния очистных работ, так и при сопряжении лавы с демонтажной камерой для различной формы сечения демонтажной камеры. Эти формулы являются основой типовых материалов проектирования.

Зная величину $h_{\text{ЗНД}}$, рассчитывают нагрузку на крепь с учетом коэффициента динамичности:

$$P = \gamma S k_d = \gamma b_b h_{\text{ЗНД}} k_d. \quad (5.5)$$

Вид крепи и ее типоразмер выбирается в соответствии с СОУ 10.1.00185790.011:2007.

Для усиления выработки анкерной крепью и корректировки выбора типоразмера рамной крепи определяются перемещения демонтажной камеры вне зоны влияния лавы и в момент ее сопряжения с лавой.

Для демонтажной камеры прямоугольной формы вне зоны влияния очистных работ максимальные перемещения в кровле вычисляют по формуле:

$$U = \exp \left(0,085 \frac{b_b}{h} + 0,84 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,003m - 0,68 \right) - 0,625. \quad (5.6)$$

Для демонтажной камеры прямоугольной формы вне зоны влияния очистных работ перемещения в бортах вычисляют по формуле:

$$U = \exp \left(0,07 \frac{b_b}{h} + 0,75 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,002m - 0,36 \right) - 0,97. \quad (5.7)$$

Для демонтажной камеры прямоугольной формы при сопряжении лавы и демонтажной камеры максимальные перемещения в кровле вычисляют по формуле:

$$U_{кр} = \exp\left(0,17 \frac{B_{np}}{h} + 0,65 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,12 \cdot m - 0,2\right) - 1,2 \quad (5.8)$$

Для монтажной камеры прямоугольной формы при сопряжении лавы и монтажной камеры максимальные перемещения в борту со стороны подхода лавы вычисляют по формуле:

$$U_{бл} = \exp\left(0,15 \frac{B_{np}}{h} + 0,37 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,002 \cdot m + 0,52\right) - 2,05. \quad (5.9)$$

Для монтажной камеры прямоугольной формы при сопряжении лавы и монтажной камеры максимальные перемещения в борту со стороны нетронутого массива вычисляют по формуле:

$$U_{бц} = \exp\left(0,1 \frac{B_{np}}{h} + 0,7 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,009 \cdot m - 1,35\right) - 0,25. \quad (5.10)$$

Для монтажной камеры арочной формы вне зоны влияния очистных работ максимальные перемещения в кровле вычисляют по формуле:

$$U = \exp\left(-1 + 0,085 \frac{b}{h} + 0,93 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,0025m\right) - 0,47. \quad (5.11)$$

Для монтажной камеры арочной формы вне зоны влияния очистных работ перемещения в бортах вычисляют по формуле:

$$U = \exp\left(0,07 \frac{b}{h} + 0,8 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,002m - 0,72\right) - 0,71. \quad (5.12)$$

Для монтажной камеры арочной формы при сопряжении лавы и монтажной камеры максимальные перемещения в кровле вычисляют по формуле:

$$U_{кр} = \exp\left(0,11 \frac{B_{np}}{h} + 0,56 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,018 \cdot m - 0,23\right) - 0,8. \quad (5.13)$$

Для монтажной камеры арочной формы при сопряжении лавы и монтажной камеры максимальные перемещения в борту со стороны подхода лавы вычисляют по формуле:

$$U_{бл} = \exp\left(0,1 \frac{B_{np}}{h} + 0,28 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,002 \cdot m + 0,62\right) - 2. \quad (5.14)$$

Для монтажной камеры арочной формы при сопряжении лавы и монтажной камеры максимальные перемещения в борту со стороны нетронутого массива вычисляют по формуле:

$$U_{бц} = \exp\left(0,005 \frac{B_{np}}{h} + 0,011 \frac{\gamma H}{R_c} + 0,0001 \cdot m + 3,89\right) - 49,23. \quad (5.15)$$

На рис. 5.2 – 5.3 приведены обобщающие графики, построенные по формулам (5.1) – (5.15) для различных значений начального поля напряжений.

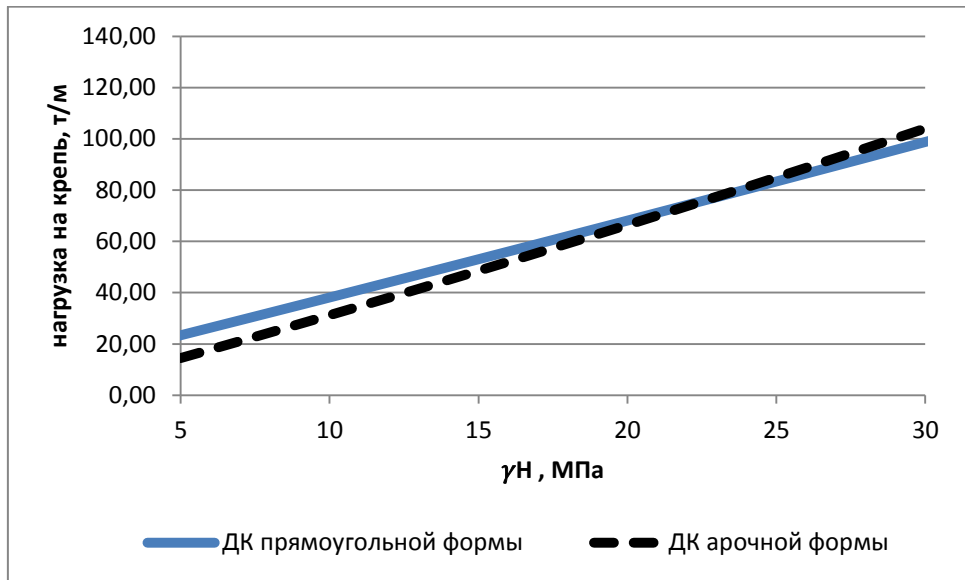


Рис. 5.2. Изменение нагрузки на крепь демонтажной камеры при изменении начального поля напряжений (изменение глубины 100 – 1000 м)

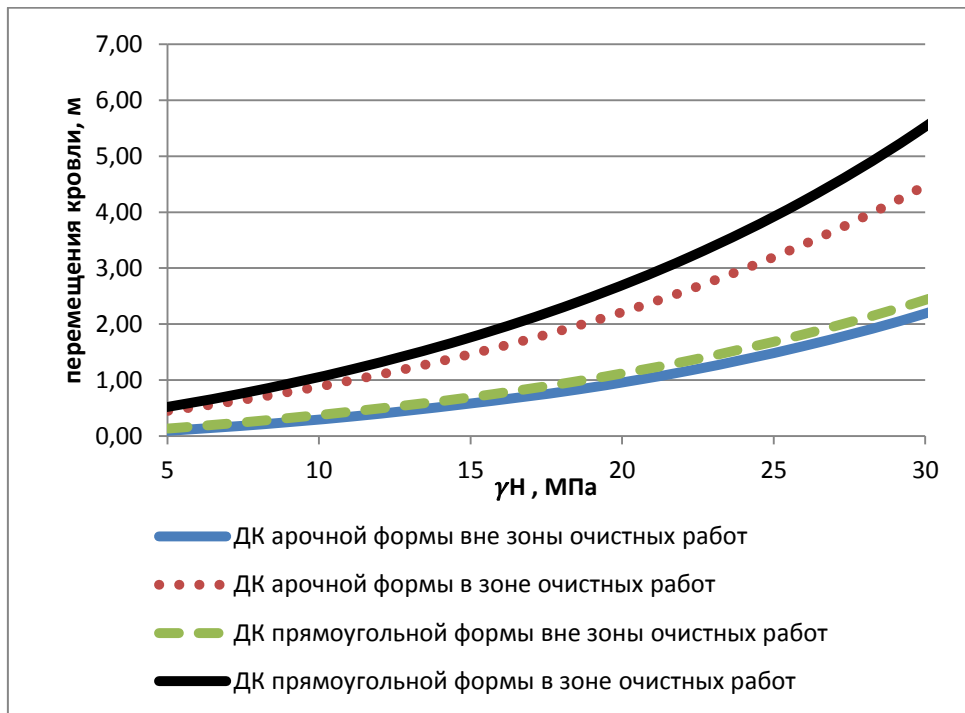


Рис. 5.3. Перемещения кровли демонтажной камеры при изменении начального поля напряжений (изменение глубины 100 – 1000 м)

В качестве примера приведем обоснование параметров крепи демонтажной камеры 161-й лавы горизонта 330 м ПСП «Шахта Степная» в разделе 5.3.

5.2. Обоснование схемы проведения демонтажной камеры 161-й лавы гор. 330 м и демонтажа в ней оборудования механизированного комплекса щитового типа DBT 65/130 ПСП шахты «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

Для эффективного использования комплекса струговой установки и лавного конвейера фирмы DBT необходимо минимизировать время выполнения вспомогательных операций, связанных с монтажными и демонтажными работами.

В настоящее время демонтаж механизированных комплексов отечественного производства выполняется по традиционной схеме, когда выдача добычного оборудования осуществляется непосредственно в лаве, что существенно снижает эффективность всего комплекса добычных работ.

Существующая технология предполагает выполнение описанных далее операций. При окончании отработки лавы производится ее постановка под демонтаж с полным перекрытием кровли доской сплошную и увеличением вынимаемой мощности при подходе лавы на расстояние 14 – 16 м к месту демонтажа. При выемке последней стружки угля привод и секции крепи не достают до поверхности забоя и находятся на расстоянии 0,8 м. Диагонально на секции механизированной крепи заводят брусья под углом 55° в соответствии со схемой последующей транспортировки. Далее снимают поджимную консоль, разворачивают секцию и транспортируют ее вдоль линии забоя лавы. Следует отметить, что, несмотря на конструктивную возможность такого маневра для отечественных комплексов, разворот секций является наиболее опасным технологическим процессом, хотя и позволяет минимизировать риск и травматизм при вынужденных технологических операциях в ограниченном пространстве лавы.

Комплексы зарубежного производства щитового типа сконструированы таким образом, что поджимной верхняк крепи имеет цельную литую конструкцию, в результате чего отсутствует выдвижная и поджимная консоли. Это исключает возможность снятия данной конструкции в подземных условиях шахты. К тому же общая длина секции фирмы DBT в собранном состоянии составляет 5,1 м, что не позволяет завести деревянные брусья на механизированную крепь и обеспечить необходимую безопасность работ.

В связи с невозможностью применения обычной схемы демонтажа для 161-й лавы возникла необходимость проведения дополнительных мероприятий. Одно из наиболее приемлемых решений, позволяющих сократить время демонтажа механизированного комплекса и обеспечить безопасность труда рабочих – предварительное проведение демонтажной камеры вне зоны очистных работ.

5.3. Расчет опережающего опорного давления и вертикальной нагрузки на механизированную крепь фирмы DVT при подходе 161-й лавы к демонтажной камере гор. 330 м

В настоящее время отсутствует разработанная нормативная документация, позволяющая рассчитать нагрузку на крепь при подходе очистного забоя к предварительно пройденной демонтажной камере.

Расчет максимальной нагрузки на механизированную крепь и демонтажную камеру должен выполняться для механизированной крепи и выработки демонтажной камеры совместно.

Фактическая нагрузка со стороны опорного давления на демонтажную камеру гор. 330 м при подходе к ней 161-й лавы можно получить по формуле (5.3).

$$h_{знд} = 9,39 \text{ м,}$$

нагрузка на крепь с учетом коэффициента динамичности составит

$$P = 2,5 \cdot 4,73 \cdot 9,39 \cdot 2 = 222 \text{ т} = 2220 \text{ кН.}$$

По стандарту [108] применяемый коэффициент динамичности должен быть равен **2**, учитывая скорость смещения породного массива и увеличение опорного давления в образовавшейся единой геомеханической системе при подходе 161-й лавы к демонтажной камере. Суммарный отпор поддерживающей крепи усиления, установленной в демонтажной камере, должен оставлять не менее **$P = 2220$ кН**.

Приведем расчет рабочего сопротивления и отпора деревянных стоек, устанавливаемых в демонтажной камере 161-й лавы под металлический прогон из СВП-22.

1. Определим несущую способность деревянной стойки:

$$\delta_{кр1} = 293 - 7,76 \cdot \frac{l}{d} = 293 - 7,76 \cdot \frac{280}{22} = 194,2 \text{ кг/см}^2,$$

где $\delta_{кр1}$ – критическое напряжение сжатия;

293 – предел прочности на сжатие для древесины (сухая сосна), кг/см²;

l – длина стойки, см;

d – диаметр стойки, см.

2. Допустимую нагрузку на деревянную стойку определим из выражения

$$P_c = \frac{\delta F}{k} = \frac{194,2 \cdot 380}{2} = 37 \text{ т,}$$

где k – коэффициент запаса прочности без повторного использования, $k = 2$;

F – площадь поперечного сечения деревянной стойки, см².

$$F = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 22^2}{4} = 380 \text{ см}^2.$$

3. Вычислим суммарную несущую способность деревянной крепи

$$P_{ст} = 2P_c = 2 \cdot 37 = 74 \text{ т,}$$

где: 2 – количество деревянных стоек;

$P_c = 37$ – рабочее расчетное сопротивление стойки ($l = 2,8$ м; $\phi = 0,22$ м), т;

4. Найдем максимальный отпор деревянных и металлических стоек усиления на 1 м в демонтажной камере гор. 330 м:

$$P_{\text{кр}} = \frac{(P_{\text{м}} \cdot 2) + P_{\text{ст}}}{0,5} = \frac{(40 \cdot 2) + 74}{0,5} = 308 \text{ т,}$$

где 0,5 – шаг установки деревянных и металлических стоек усиления, м;
40 – рабочее сопротивление металлической стойки усиления из СВП-22, т.

5. Определим максимальный отпор механизированной крепи фирмы DBT на 1 м

$$P_{\text{кр}} = \frac{P_{\text{р.с}}}{1,5} = \frac{278,9}{1,5} = 185,9 \text{ т,}$$

где 1,5 – шаг установки механизированной крепи, м;
278,9 – рабочее сопротивление одной секции крепи фирмы DBT, т.

ВЫВОДЫ

1. Общий отпор деревянных и металлических стоек усиления из СВП-22, установленных в демонтажной камере гор. 330 м под металлический прогон во время ее проведения и подхода к ней очистного забоя 161-й лавы, выдержит вертикальные нагрузки в образовавшейся единой геомеханической зоне и от опережающего опорного давления со стороны 161-й лавы.

2. При демонтаже секций механизированной крепи в 161-й лаве и демонтажной камере гор. 330 м ее максимальный отпор со стороны нагружаемого горного массива исключит посадку механизированной крепи на «жесткую базу», ее «опрокидывание» относительно вертикальной плоскости пласта в лаве, а также деформацию и разрушение поддерживающей крепи, установленной в демонтажной камере гор. 330 м.

3. Схема эпюры давления показывает, что наибольшее давление приходится на борт выработки демонтажной камеры и направлено в сторону движения очистного забоя 161-й лавы, поэтому для перераспределения горного давления необходимо две металлические стойки усиления сместить в сторону наибольшего давления (т. е. в сторону движения 161-й лавы).

Примечание

1. Для поддержания в своде обрушения переслаивающихся блоков из аргиллита и алевролита в демонтажной камере устанавливаются пять металлических анкеров между металлическими прогонами из СВП-22 с шагом установки 1,0 м.

2. Для создания жесткой базы металлические прогоны из СВП-22, установленные в демонтажной камере, через 1,0 м «пришиваются» металлическими анкерами.

3. Канатные анкеры глубокого заложения устанавливаются между металлическими прогонами в шахматном порядке через 1,0 м.

4. При подходе очистного забоя к демонтажной камере необходимо учитывать и то, что наибольшая опасность потери устойчивости пород кровли

над демонтажной камерой возникнет в момент потери несущей способности целика между очистным забоем 161-й лавы и демонтажной камерой.

5. В этот момент скорость смещения пород кровли увеличивается в несколько раз и кровля смещается в режиме заданных деформаций до тех пор, пока не получит опору на почву – обрушенные породы в завальной части 161-й лавы.

6. При расчете вертикального горного давления необходимо учитывать и опорное давление впереди 161-й лавы, которое перемещается в сторону демонтажной камеры и впоследствии создаст дополнительное давление на демонтажную камеру гор. 330 м.

7. Учитывая величину вертикального горного давления, равную 4290 кН или 429 т, необходимо рассчитать усиление крепи, которое обеспечит необходимый отпор опорному давлению как со стороны кровли выработки, так и со стороны опорного давления 161-й лавы.

8. Участок демонтажного штрека гор. 330 м, подлежащий усилению, определяется длиной 161-й лавы, кроме того, необходимо учесть развитие опорного давления в массиве по сторонам от выемочного столба.

9. Усиление крепи демонтажной камеры целесообразно выполнить до ее попадания в зону влияния очистного забоя, которая может составлять от 50 до 100 м.

10. Усиливающую поддерживающую крепь необходимо устанавливать во время проведения демонтажной камеры вне зоны ведения очистных работ.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Применение струговых комплексов для отработки запасов тонких угольных пластов в условиях шахт Западного Донбасса значительно повышает безопасность и эффективность ведения горных работ. Наиболее эффективным способом сокращения сроков демонтажа очистного комплекса является предварительное сооружение демонтажных камер с площадью поперечного сечения, позволяющей использовать современные средства механизации для быстрого выполнения демонтажа оборудования.

Для условий шахты «Степная» впервые выполнено математическое моделирование квазистатического процесса приближения очистного забоя к демонтажной камере, что позволило оценить рост зон разрушения в ее кровле, определить нагрузку на крепь и обосновать параметры крепления демонтажной камеры, необходимого для обеспечения ее устойчивости.

Установлено, что пик напряжения впереди забоя лавы в момент приближения забоя к демонтажной камере в 3,8 раза превышает величину вертикальной составляющей начального поля напряжений с учетом веса пород вышележащей толщи.

С помощью компьютерного моделирования показано, что приращение нагрузки на крепь лавы и демонтажной камеры имеет вид монотонно возрастающей функции. Значительное увеличение нагрузки фиксируется при сокращении расстояния между лавой и камерой демонтажа до 10 – 15 м, что подтверждается результатами натурных измерений.

Наибольшее приращение нагрузки (до 66 %) происходит в период, предшествующий посадке основной кровли, что обуславливает уменьшение сечения демонтажной камеры на 40 – 45 %, по сравнению с первоначальным значением.

Практическим результатом описанных исследований стали рекомендации по проведению и креплению демонтажных камер 161-й и 163-й струговых лав шахты «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

Экономический эффект от проведения демонтажной камеры 161-й лавы, полученный за счет сокращения срока перемонтажа стругового комплекса на 15 дней составил 7 590,000 тыс. грн.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Возможный сценарий мирового энергетического развития [Электронный ресурс]: материалы VII междунар. форума «Энергетика и общество», 14 дек. 2005 г. – Режим доступа: <http://www.civilg8.ru/ngo/6449.php>.
2. К 2030 году мировой спрос на энергию увеличится на 39 % [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.focus.ua/economy/215765>.
3. Топливо-энергетические ресурсы Украины [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.zerkalov.org.ua/node/2476>.
4. Дальневосточный международный экономический форум [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.energsovet.ru/stat488.html>.
5. Угольная промышленность. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.900igr.net/fotografii/ekonomika/Promyshlennost-mira/005-Ugolnaja-promyshlennost.html>.
6. Проект Энергетичної стратегії розвитку України до 2030 р. та подальша перспектива. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.ukrenergo.energy.gov.ua/ukrenergocontrol/uk/archive/docview?typeId=44577>.
7. Угольная промышленность – основа безопасности Украины, а не черная дыра государственного бюджета. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.economica.com.ua/metal/article/113032.html>.
8. Полтавец В.И. Альтернативы реформирования угольной промышленности Украины / В.И. Полтавец, Б.А. Грядущий, Г.Л. Майдунок // Уголь. – 2008. – № 7. – С. 10–16.
9. Валовая добыча как фактор рентабельности шахт / Б.А. Грядущий, С.С. Майдукова, В.Н. Болбат, М.Е. Григорюк, С.В. Понаморенко // Уголь Украины. – 2011. – № 2. – С. 13–18.
10. Варенія Г.А. Секретний код, або як підвищити ефективність функціонування системи охорони праці / Г.А. Варенія. – К.: Основа, 2009. – 364 с.
11. Залознова Ю.С. Управління персоналом вугільних шахт: оцінка стану стратегії розвитку: монографія / Ю.С. Залознова; Ін-т економіки пром-сті – Донецьк, 2008. – 380 с.
12. Угольные генералы не снизят травматизма / Еженедельник 2000 – Держава – Ресурси. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://2000.net.ua/2000/derzhava/resursy/76105>.
13. Ширин И.Г. Угольные и энергетические ресурсы мира и Украины / И.Г. Ширин, В.И. Дубницкий // Уголь Украины. – 2007. – №1. – С.13–14.
14. Грядущий Б.А. Стратегические направления возрождения угольной отрасли / Б.А. Грядущий, Е.П. Мухин, В.Б. Грядущий // Уголь Украины. – 2007. – № 1. – С. 9–12.

-
15. Прудка Н. Угольный ренессанс / Н. Прудка, И. Лубчик [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.altana-capital.com/annews.php3?news_id=30365.
16. Шевченко В.Г. Сравнение эффективности труда горнорабочих в комбайновой и струговых лавах / В.Г. Шевченко, Ю.И. Кияшко // Уголь Украины. – 2008. – № 6. – С. 24–28.
17. Амоша А.И. Особенности и ориентиры развития угледобычи в Украине. Некоторые параллели с российским опытом / А.И. Амоша, А.И. Кабанов, Л.Л. Стариченко // Уголь Украины. – 2005. – № 10. – С. 3–10.
18. Артемьев В.Б. Перспективы струговой выемки угля / В.Б. Артемьев // Уголь. – 2004. – № 3. – С. 9.
19. Комбайны (угольные) добычные. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.miningexpo.ru/useful/4080>.
20. Ходырев Е.Д. Механизированная выемка тонких пластов / Е.Д. Ходырев, В.Ф. Филатов, В.А. Анциферов // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. – 2008. – № 2. – С. 156–162.
21. Понамаренко В.В. Струговая выемка – перспективное направление по преодолению энергетического кризиса в Украине / В.В. Понамаренко // Уголь Украины. – 1997. – № 1. – С. 26–28.
22. Борзых А.Ф. Обеспечение устойчивости демонтажной камеры до извлечения механизированной крепи / А.Ф. Борзых, В.И. Сафонов // Уголь Украины. – 2006. – № 7. – С. 20–23.
23. Технологические схемы монтажа и демонтажа оборудования механизированных комплексов в условиях шахт ОАО «Павлоградуголь». – Донецк, 2008. – 201 с.
24. Руководство по безопасному производству монтажно-демонтажных работ механизированных комплексов. – Луганск, 2001.
25. Скорик В.Н. Новая технология крепления лавы при демонтаже добычных комплексов / В.Н. Скорик, В.В. Вильховой, С.В. Мкртчян // Уголь Украины. – 2007. – № 6. – С. 7–8.
26. Халимендик Ю.М. Новый способ перемонтажа добычного оборудования. // Ю.М. Халимендик, С.В. Бегичев, В.Ю. Халимендик // Уголь Украины. – 2005. – № 6. – С. 11–12.
27. Борзых А.Ф. Смещение пород на линии остановленного очистного забоя / А.Ф. Борзых, В.А. Тыняный // Уголь Украины. – 1985. – №5. – С. 12–13.
28. Вовк А.И. Экспериментальное крепление демонтажной камеры сталеполимерными анкерами / А.И. Вовк, А.В. Борисов, Ю.Н. Долоткин // Горн. информ.-анал. бюл. – 2003. – № 11. – С. 98–99.
29. Борзых А.Ф. Технология сооружения подготовительной выработки по демонтажной камере / А.Ф. Борзых // Уголь Украины. – 2011. – № 6. – С. 6–9.

-
30. Гётце В. Возможности улучшения поддержания базисных выработок / В. Гётце // Глюкауф. – 1983. – № 1. – С. 13–21.
31. Шюрман Ф. Конвергенция базисных штреков при развитии от них или приближении к ним лав / Ф. Шюрман // Глюкауф. – 1980. – № 9. – С. 3–12.
32. Гетце В. Возможности применения анкерной крепи в разрезных печах и при демонтаже оборудования погашаемых лав / В. Гетце // Глюкауф. – 1982. – № 2. – С. 18–23.
33. Разумов Е.А. Канатный анкер АК01: предварительно пройденные демонтажные камеры / Е.А. Разумов, Ф.А. Анисимов, Г.В. Райко, П.В. Гречихин // Уголь. – 2011. – № 6. – С. 20–22.
34. Канатный анкер АК 01: крепление подвесной монорельсовой дороги / М.В. Лысенко, А.В. Самок, Г.В. Райко, П.В. Гречихин // Уголь. – 2011. – № 6. – С. 47–49.
35. Никольский А.М. Геомеханическая оценка напряженного состояния убывающего целика при подходе очистного забоя к демонтажной камере / А.М. Никольский // Уголь. – 2009. – № 6. – С. 49–52.
36. Бузило В.И. Выбор и обоснование основных параметров камерно-столбовой системы разработки для условий гипсовых рудников: автореф. дис... канд. техн. наук : спец. 05.15.04 "Шахтное и подземное строительство" / Бузило Владимир Иванович; Днепрпетр. горн. ин-т. – Д., 1981. – 21 с.
37. Геомеханический мониторинг состояния демонтажной камеры в условиях ПСП шахты «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» / А.В. Мартовицкий, Н.С. Еремин, В.И. Жильский, Ю.М. Халимендик, К.В. Кравченко // Форум гірників – 2011, м. Дніпропетровськ: тези доп. / М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2011. – С. 34–42.
38. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок / В.В. Виноградов. – К.: Наук. думка, 1989. – 192 с.
39. Слащев И.Н. Оценка техногенной трещиноватости методами математического моделирования / И.Н. Слащев // Геотехническая механика. – 2010. – Вып. 85. – С. 239–250.
40. Кошелев К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
41. Литвинский Г.Г. Расчет устойчивости породной поверхности горных выработок / Г.Г. Литвинский // Устойчивость и крепление горных выработок. – 1976. – Вып. 2. – С. 35–39.
42. Литвинский Г.Г. Классификация проявлений горного давления по закономерностям разрушения горных пород вокруг подземных выработок / Г.Г. Литвинский // Разработка месторождений полезных ископаемых: респ. межвед. науч.-техн. сб. – К.: Техника, 1981. – № 60. – С. 3–12.
43. Заславский Ю.З. Расчет параметров крепи выработок глубоких шахт / Ю.З. Заславский, А.Н. Зорин, И.Л. Черняк. – К.: Техника, 1972. – 156 с.

-
44. Касьян Н.Н. Новые способы повышения грузонесущей способности разрушенных пород вокруг выработок в условиях глубоких шахт / Н.Н. Касьян, А.П. Ключев // Горн. информ.-анал. бюл. – 2002. – № 3. – С. 55–56.
45. Руппель У. Поддержание базисных выработок при подходе к ним или развитии от них лав / У. Руппель // Глюкауф. – 1990. – № 7/8. – С. 14–21.
46. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок./ Б.М. Усаченко. – К.: Наук. думка, 1979. – 135 с.
47. Грицко Г.И. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород / Г.И. Грицко, Б.В. Власенко. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд-ние, 1976. – 190 с.
48. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983. – 237 с.
49. Каретников В.Н. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок: справочник / В.Н. Каретников, В.Б. Клейменов, А.Г. Нуждихин. – М.: Недра, 1989. – 571 с.
50. Глушко В.Т. Реология горного массива / В.Т. Глушко, В.П. Чередниченко. – К.: Техника, 1979. – 235 с.
51. Руппeneйт К.В. Введение в механику горных пород / К.В. Руппeneйт, Ю.М. Либерман. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 366 с.
52. Глушко В.Т. Реология горного массива / В.Т. Глушко, В.П. Чередниченко. – К.: Техника, 1979. – 235 с.
53. Феннер Р. Исследование горного давления / Р. Феннер. // Горное давление. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 5–58.
54. Лабасс А. Давление горных пород в угольных шахтах / А. Лабасс // Вопросы теории горного давления. – М.: Госгортехиздат, 1961. – С. 59–64.
55. Либерман Ю.М. Естественное напряженное состояние массива горных пород / Ю.М. Либерман // Вопросы прочности подземных сооружений. – М., 1962. – Вып. 12. – С. 15–18. – (Тр. ВНИИСТ).
56. Баклашов И.В. Механические процессы в породных массивах / И.В. Баклашов, Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1986. – 272 с.
57. Шашенко А. Н. Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.04.; 05.15.11 /Шашенко Александр Николаевич; Днепропетр. горн. ин-т. – Д., 1988. – 507 с.
58. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок / В.В. Виноградов. – К.: Наук. думка, 1986. – 191 с.
59. Шашенко А.Н. Закономерности обрушения пород кровли при отработке горизонтальных пластов угля длинными очистными забоями / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина // Межведомственный сборник научных трудов. – Д., 2006. – Вып. 61. – С. 115–124.
60. Цимбаревич П.М. Величина горного давления в горизонтальной выработке / П.М. Цимбаревич // Горный журнал. – 1933. – № 3. – С. 27–34.

-
61. Цимбаревич П.М. Рудничное крепление / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1948. – 247 с.
62. Цимбаревич П.М. Механика горных пород / П.М. Цимбаревич. – М.: Углетехиздат, 1959. – 608 с.
63. Слесарев В.Д. Механика горных пород / В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1948. – 236 с.
64. Либерман Ю.М. К вопросу о расчете оптимальных параметров крепей капитальных выработок / Ю.М. Либерман // Проблемы механики горных пород / Ю.М. Либерман. – Алма-Ата: Изд-во АН КазССР, 1966. – С. 243–247.
65. Сдвижкова Е.А. Анализ закономерностей формирования нагрузки на крепь при проектировании монтажных камер струговых лав в условиях шахт Западного Донбасса / Е.А. Сдвижкова, Д.В. Бабец, А.В. Смирнов // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2014. – № 5. – С. 26–32.
66. Роечко А.Н. Устойчивость подготовительных выработок угольных шахт в условиях больших глубин разработки: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.04 / Роечко Анатолий Николаевич; Днепропетр. горн. ин-т. – Д., 1995. – 426 с.
67. Особенности деформирования слабометаморфизированных пород вокруг протяженных выработок шахт Западного Донбасса / М.А. Выгодин, А.В. Солодянкин, Е.В. Масленников, А.В. Мартовицкий, Р.Е. Алтухов, В.В. Панченко // Форум гірників – 2011., м. Дніпропетровськ: тези доп. / М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2011. – С. 50–57.
68. Оценка состояния выработок и условий разработки угольных пластов на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» / А.В. Мартовицкий, А.В. Солодянкин // Форум гірників – 2011., м. Дніпропетровськ: тези доп. / М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2011. – С. 181–188.
69. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987. – 221 с.
70. Амусин Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1975. – 144 с.
71. Ержанов Ж.С. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород / Ж.С. Ержанов, Т.Д. Каримбаев. – Алма-Ата: Наука, 1975. – 238 с.
72. Розин Л.А. Расчет гидротехнических сооружений на ЭЦВМ. Метод конечных элементов / Л.А. Розин. – Л.: Энергия, 1971. – 214 с.
73. Розин Л.А. Метод конечных элементов в приложении к упругим системам / Л.А. Розин. – М.: Стройиздат, 1977. – 129 с.
74. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред: пер. с англ. / О. Зенкевич, И. Чанг. – М.: Недра, 1974. 239 с.
75. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов: пер. с англ. / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.

-
76. Стренг Г. Теория метода конечных элементов: пер. с англ. / Г. Стренг, Дж. Фикс. – М.: Мир, 1977. – 350 с.
77. Деклу Ж. Метод конечных элементов: пер. с фран. / Ж. Деклу. – М.: Мир, 1976. – 96 с.
78. Напряженное состояние массива горных пород около очистных выработок произвольной формы в плане / И.М. Петухов, В.В. Зубков, И.А. Зубкова и др. // ФТПРПИ. – 1982. – № 5. – С. 3–8.
79. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983. – 237 с.
80. Дрибан В.А. Оценка параметров деформирования околоствольного массива при проведении сопрягающихся выработок / В.А. Дрибан, И.А. Колдунов, С.А. Побойный // Уголь Украины. – 2008. – № 11. – С. 10–12.
81. Изменение напряженного состояния горных пород вокруг выработки с движущимся забоем / А.П. Круковский, В.В. Круковская // Форум гірників – 2009., м. Дніпропетровськ: тези доп. / М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2009. – С. 73–78.
82. Бабиюк Г.В. Управление надежностью горных выработок / Г.В. Бабиюк. – Донецк: Світ книги, 2012. – 418 с.
83. Определение шага посадки основной кровли из расчета трехмерного напряженного состояния породного массива / Л.В. Новикова, Е.А. Сдвижкова, А.М. Кузьменко, В.В. Приходько; Днепропетр. горн. ин-т. – Д., 1991. – 11 с. – Деп. в УкрИНТЭИ 23.07.92, № 1125.
84. Приходько В.В. Применение метода граничных элементов к определению трехмерного напряженного состояния массива горных пород в окрестности сопряжения подземных выработок / В.В. Приходько // Вопросы прочности и пластичности. – Д., 1993. – С. 137–145.
85. Хозяйкина Н.В. Закономерности изменения предельного напряженного состояния в сложноструктурной кровле лав пологопадающих угольных пластов: автореф. дис. ... канд. техн. наук : спец. 05.15.04 "Шахтное и подземное строительство" / Хозяйкина Наталья Владимировна ; Нац. горн. ун-т. – Д., 2004. – 17 с.
86. Сдвижкова Е.А. Устойчивость подземных выработок в структурно-неоднородном породном массиве со случайно распределенными свойствами: автореф. дис. ... д-ра техн. наук : спец. 05.15.09 "Механика грунтов и горных пород" / Сдвижкова Елена Александровна ; Нац. горн. ун-т. – Д., 2002. – 36 с.
87. Сдвижкова Е.А. Численный анализ работы металлической рамной крепи в условиях случайного нагружения / Е.А. Сдвижкова // Горн. информ.-анал. бюл. – 1997. – № 4. – С. 163–166.
88. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983. – 237 с.

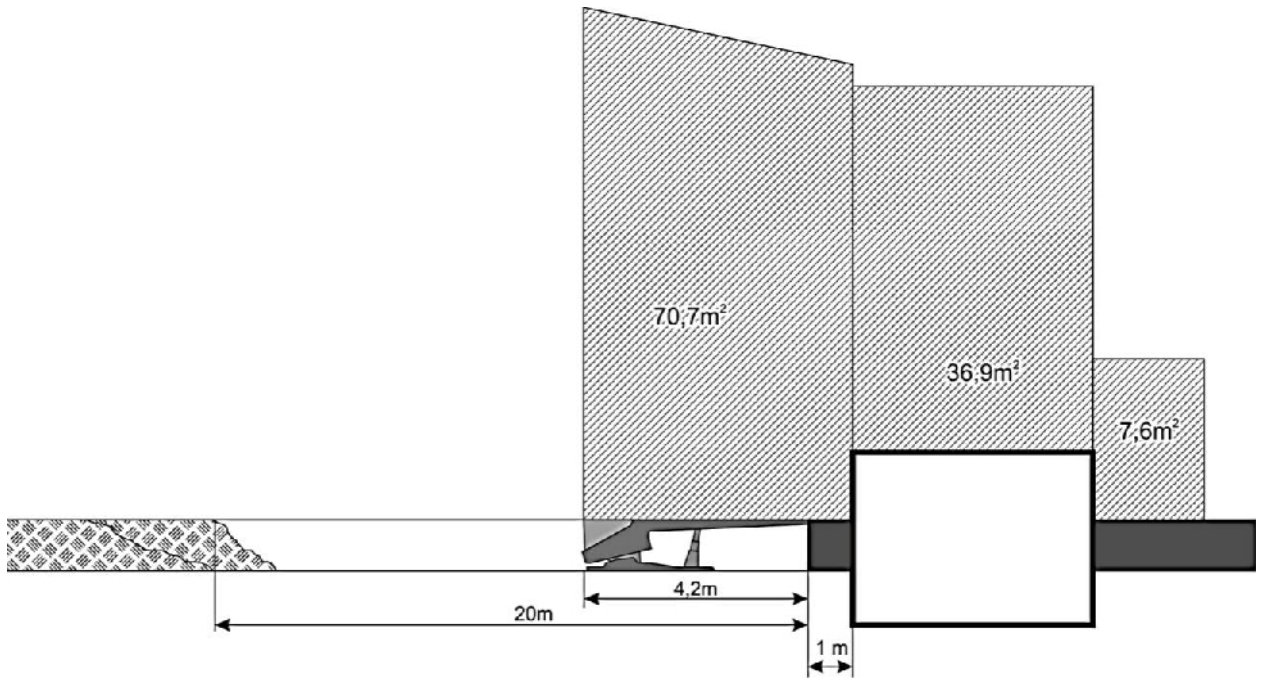
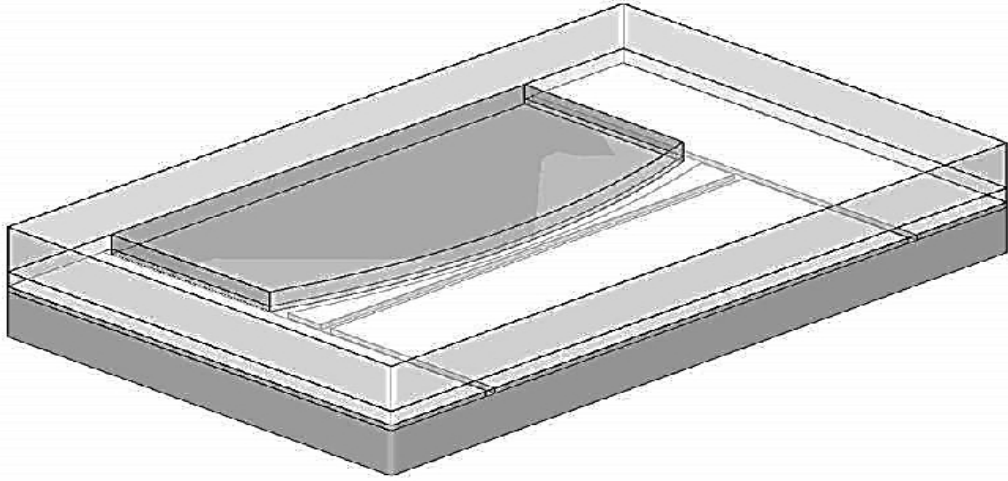
-
89. Официальный сайт программы «Phase2» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.phase2.com/>.
90. Официальный сайт компании Rocscience [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.rocscience.com/products/3/Phase2>.
91. Погашення гірничих виробок вугільних шахт. Загальні вимоги.: СОУ 10.1.00185790.010-2006. – [Чинний від 2007-01-01]. – К.: Мінвуглепром України, 2006. – 121 с. – (Національні стандарти України).
92. Шашенко А.Н. Некоторые задачи статистической геомеханики / А.Н. Шашенко, С.Б. Тулуб, Е.А. Сдвижкова. – К.: Пульсари, 2002. – 304 с.
93. Алексеев А.Д. Создание и разработка теоретических основ предельных состояний горных пород, ослабленных трещинами : автореф. дис. ... д-ра техн. наук: спец. ... 01.04.07 “Физика твердого тела (горных пород)” / Алексеев Алексей Дмитриевич ; Моск. горн. ин-т. – М., 1975. – 34 с.
94. Чернышев С.П. Трещины горных пород / С.П. Чернышев. – М.: Наука, 1983. – 240 с.
95. Виноградов В.В. Геомеханика разрушения предельно напряженных пород приконтурной зоны горных выработок : автореф. дис. ... д-ра техн. наук: спец. ... 05.15.11 / Виноградов Виктор Владимирович. – Д., 1988. – 35 с.
96. Hoek E. Practical Rock Engineering / E. Hoek. – London: Institution of Mining and Metallurgy. 2002. – 325 p.
97. Программный продукт компании Rocscience [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.rocscience.com/library/pdf/RL_2.pdf.
98. Категории устойчивости, заложенные в критерии прочности компании Rocscience [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.rocscience.com/hoek/pdf/history%20of%20the%20hoek%20brown%20criterion.pdf>.
99. Писаренко Г.С. Сопротивление материалов деформированию и разрушению при сложном напряженном состоянии / Г.С. Писаренко, А.Л. Лебедев. – К. : Наук. думка, 1969. – 209 с.
100. Фридман Я.Б. Единая теория прочности / Я.Б. Фридман. – М.: Оборонгиз, 1943. – 56 с.
101. Шашенко А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: монография / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев, М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2008. – 224 с.
102. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компанец, А.Г. Файвищенко, В.М. Клещенко; под ред. И.Ю. Заславского. – М.: Недра, 1991. – 235 с.
103. Шашенко А.Н. Механика горных пород / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Новый друк, 2004. – 400 с.
104. Cook H.G.W. Rock mechanics Appling to the Study of Rock bursts / H.G.W. Cook, E. Hoek. J. of the South A.J. of Min. and Met. – 1966. – P.435–528.

105. Сідельников О.А. Обґрунтування технологічних параметрів відпрацювання виїмкових стовпів на основі просторової моделі стійкості шаруватого вуглевмісного масиву: автореф. дис. ... канд. техн. наук : спец. 05.15.02 "Підземна розробка родовищ корисних копалин" / Сідельников Олександр Анатолійович; Нац. гірн. ун-т. – Д., 2010. – 20 с.

106. Зорин А.Н. Механика разрушения горного массива и использование его энергии при добыче полезных ископаемых / А.Н. Зорин, Ю.М. Халимендик, В.Г. Колесников. – М.: Недра, 2001. – 413 с.

107. Зубов В.П. Особенности деформирования пород кровли на концевых участках лав / В.П. Зубов // Уголь. – 1985. – № 5. – С. 48–52.

108. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, спосіб і засіб охорони: СОУ 10.100185790.011:2007. – [Чинний від 2007-11-09]. – К.: Мінвуглепром України, 2007. – 114 с. – (Національні стандарти України).



Наукове видання

Кравченко Костянтин Валерійович
Бабець Дмитро Володимирович

**ГЕОМЕХАНІЧНІ ЯВИЩА ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ КІНЦЕВИХ
ДІЛЯНОК ЛАВ СТРУГОВИМИ КОМПЛЕКСАМИ**

Монографія

(Російською мовою)

Редактор Ю.В. Рачковська.

Підп. до друку 03.03.2015. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 6,3.
Обл.-вид. арк. 6,3. Тираж 50 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному ВНЗ «Національний гірничий університет».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06. 2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.