

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет»
Акционерное общество «СУЭК-Кузбасс»

На правах рукописи

Климов Виктор Викторович

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ДЕМОНТАЖА
ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ
ИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ
УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

Специальность 25.00.22 – Геотехнология
(подземная, открытая и строительная)

**Диссертация
на соискание ученой степени кандидата технических наук**

Научный руководитель:
доктор технических наук,
доцент Казанин Олег Иванович

Санкт-Петербург – 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЗАДАЧИ И ЦЕЛЬ ИССЛЕДОВАНИЙ.....	9
1.1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий ведения работ по демонтажу очистных механизированных комплексов на шахтах, отрабатывающих пологие пласты	9
1.2 Анализ мирового опыта и основных тенденций совершенствования технологических схем демонтажных работ	14
1.3 Анализ эффективности ведения демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»	27
1.4 Выводы по первой главе	32
ГЛАВА 2 ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ, ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ И ОРГАНИЗАЦИОННЫХ ФАКТОРОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ	35
2.1 Общие положения.....	35
2.2 Методика проведения шахтных исследований шага обрушения основной кровли по данным оценки изменения давления в поршневой полости гидростоек.....	36
2.3 Шахтные исследования изменения нагружения секций механизированной крепи лавы по мере ее подвигания с использованием гидравлических манометров-самописцев.....	38
2.4 Шахтные исследования изменения нагружения секций механизированной крепи лавы по мере ее подвигания с использованием аппаратуры Марсо	50
2.5 Шахтные исследования сейсмической активности по мере отработки запасов выемочных столбов с использованием датчиков системы GITS.....	56

2.6 Выводы по второй главе.....	63
ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ МЕСТА ФОРМИРОВАНИЯ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ	64
3.1 Выбор и обоснование геомеханических моделей для проведения численных исследований	64
3.2 Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород при различных технологических схемах монтажных работ	68
3.3 Анализ результатов экспериментально-аналитических исследований	70
3.4 Выводы по третьей главе	71
ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ	73
4.1 Выбор места формирования монтажной камеры	73
4.2 Обоснование паспорта крепления монтажной камеры.....	78
4.3 Выбор технологии монтажных работ	100
4.4 Оценка экономической эффективности разработанных рекомендаций и областей их рационального использования	106
4.5 Выводы по четвертой главе	113
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	115
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	117

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Широкое использование современного надежного и энерговооруженного очистного оборудования обеспечило рост интенсивности отработки запасов пологих угольных пластов и существенное повышение технико-экономических показателей очистных работ. Вместе с тем, работа современных очистных комплексов характеризуется наличием значительных по продолжительности простоев, возникающих как в период отработки запасов выемочных столбов, так и в период проведения монтажно-демонтажных работ. Как показывает опыт отработки пологих угольных пластов на шахтах Кузбасса, фактические продолжительность и стоимость монтажно-демонтажных работ, как правило, существенно превышают плановые, что приводит как к дополнительным издержкам производства, так и к значительному ущербу, связанному с простоями высокопроизводительного оборудования. Экономический ущерб только от простоев оборудования при интенсивной отработке пластов может достигать 25 млн. рублей в сутки, а фактические затраты на демонтажные работы могут превышать плановые в 2-3 раза. Одним из основных факторов, определяющих эффективность и безопасность ведения демонтажных работ, является устойчивость демонтажной камеры. Нарушения устойчивости в виде вывалообразования, формирования куполов приводят к резкому ухудшению условий ведения работ, увеличению сроков и затрат на демонтаж очистных механизированных комплексов.

Решению задач предотвращения обрушения кровли в очистных забоях и совершенствованию технологии демонтажных работ посвящены работы А.А. Борисова, В.П. Зубова, О.В. Ковалева, С.Т. Кузнецова, Ю.В. Громова, С.Г. Баранова, В.И. Клишина, А.В. Ремезова, В.В. Мельника и др.

На основе результатов исследований разработаны рекомендации по определению параметров паспортов крепления выработок, определению шагов обрушения и управлению кровлей в очистном забое. Однако разработанные рекомендации справедливы, как правило, для условий отработки запасов с

нагрузками на очистной забой до 5 тыс. тонн в сутки и подвиганиях очистного забоя до 7 м/сут, в то время как современный уровень интенсивности отработки запасов характеризуется нагрузками до 55 тыс. тонн и подвиганием забоев до 30 м/сут. Повышение интенсивности отработки запасов в последние годы привело к росту интенсивности протекания геомеханических процессов в очистных забоях, что предопределяет необходимость поиска эффективных решений по управлению состоянием массива горных пород в зонах влияния опорного давления лавы.

Поскольку интенсивность отработки запасов на угольных шахтах Кузбасса непрерывно растет и вместе с ней возрастают ущербы от простоев высокопроизводительного оборудования, то вопросы обоснования параметров технологических схем демонтажных работ с целью повышения эффективности и снижения сроков демонтажных работ являются актуальными.

Цель работы. Повышение экономической эффективности и безопасности демонтажных работ при отработке запасов пологих угольных пластов длинными очистными забоями.

Идея работы. Эффективность и безопасность демонтажных работ обеспечиваются при формировании демонтажных камер механизированными комплексами в местах, определенных на основе оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород с учетом шага обрушения основной кровли, затрат на монтажно-демонтажные работы, ущерба от дополнительных потерь угля в целиках и ущерба от простоев высокопроизводительного оборудования.

Основные задачи исследований:

1. Анализ мирового опыта ведения демонтажных работ при отработке запасов длинными очистными забоями.

2. Шахтные исследования влияния параметров технологических схем демонтажных работ на эффективность и безопасность подземных горных работ.

3. Экспериментально-аналитические исследования геомеханических процессов при различных параметрах технологических схем демонтажных работ.

4. Разработка рекомендаций по определению параметров технологических схем демонтажных работ при отработке пологих угольных пластов.

5. Оценка эффективности и определение области рационального применения разработанных рекомендаций.

Методология и методы исследований. Для решения поставленных задач использован комплексный метод, включающий обобщение и анализ теории и практики демонтажных работ; шахтные исследования влияния параметров технологических схем на эффективность и безопасность подземных горных работ; экспериментально-аналитические исследования геомеханических процессов при различных параметрах технологических схем; компьютерная обработка данных.

Научная новизна:

- Установлены условия обеспечения эксплуатационного состояния демонтажных камер при отработке пологих угольных пластов в условиях шахт АО «СУЭК-Кузбасс».

- Установлены зависимости затрат на отработку запасов выемочных участков (включая затраты на монтажно-демонтажные работы) от расположения демонтажных камер и параметров технологических схем демонтажных работ для условий шахт АО «СУЭК-Кузбасс».

Основные защищаемые положения:

1. При интенсивной отработке пологих угольных пластов эффективность и безопасность демонтажных работ обеспечиваются при применении технологии формирования демонтажных камер очистным забоем в процессе его подвигания с применением двухуровневой анкерной крепи и полимерных сетчатых перекрытий высокой прочности.

2. Место формирования демонтажной камеры при интенсивной отработке пологих пластов следует планировать за трещиной разлома основной кровли, ближайшей к предполагаемой границе выемочного столба, определяемой на основе показаний сопротивления стоек механизированной крепи.

3. Увеличение размеров охранных целиков на границе выемочных участков при размещении демонтажной камеры с учетом шага обрушения кровли

экономически целесообразно при условии превышения величины экономического эффекта от снижения простоев оборудования над величиной ущерба от дополнительных потерь угля, вызванных увеличением размеров целика, что для условий шахт АО «СУЭК-Кузбасс» составляет 12-15 м.

Теоретическая и практическая значимость работы. Доказана возможность существенного повышения эффективности демонтажных работ за счет рационального расположения демонтажной камеры, формируемой механизированным комплексом, относительно трещины разлома основной кровли. Разработаны рекомендации по выбору места рационального заложения демонтажной камеры с учетом шага обрушения основной кровли. Обоснована целесообразность определения шага обрушения основной кровли для выбора места формирования демонтажной камеры на основе показаний сопротивления стоек механизированной крепи. Разработаны рекомендации по выбору параметров паспортов крепления демонтажных камер и повышению эффективности демонтажных работ.

Достоверность и обоснованность научных положений и рекомендаций. Достоверность защищаемых положений, основных выводов и рекомендаций обеспечивается представительным объемом данных натурных наблюдений, использованием современных апробированных методов исследований; удовлетворительной сходимостью результатов натурных и численных исследований.

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались на: Международной научно-практической конференции «Подземные горные работы - 21 век» (Ленинск-Кузнецкий, 2013 г.); конференции «Безопасность жизнедеятельности предприятий в промышленно развитых регионах» (Кемерово, 2013); VII Международной научно-практической конференции «Инновации в технологиях и образовании» (Белово, 2014 г.); XXIV Международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (Москва, 2016 г.); XXVI Международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (Москва, 2018 г.); научных семинарах кафедры разработки месторождений полезных ископаемых

Санкт-Петербургского горного университета (Санкт-Петербург, 2017-2018 гг.); Международной научно-практической конференции «Подземная угледобыча XXI век» (Ленинск-Кузнецкий, 2018 г.).

Личный вклад автора. Сформулированы цель и задачи исследований, выбраны методики и проведены экспериментально-аналитические и натурные исследования, обобщены результаты исследований, сформулированы основные научные положения и выводы.

Публикации. Результаты диссертационной работы в достаточной степени освещены в 18 печатных работах, в том числе в 13 статьях – в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, в 2 статьях – в изданиях, входящих в международные базы данных и системы цитирования Scopus, опубликована одна монография.

Структура и объем работы. Диссертационная работа общим объемом 129 страниц состоит из введения, четырех глав, заключения, списка литературы из 100 источников, включает 68 рисунков и 12 таблиц.

ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. ЗАДАЧИ И ЦЕЛЬ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Анализ горно-геологических и горнотехнических условий ведения работ по демонтажу очистных механизированных комплексов на шахтах, отрабатывающих пологие пласты

Широкое применение механизированных комплексов при подземной угледобыче в России, а также практически полное прекращение разработки крутых и крутонаклонных пластов, позволяет производить оценку условий ведения работ по демонтажу оборудования лав исходя из условий ведения очистных работ на шахтах России.

Добыча угля в России в 2017 году составила 408,9 млн тонн, что на 6% или 22 млн т больше чем в 2016 году. Подземным способом в 2017 году добыто 105,4 млн тонн, что на 1 млн тонн больше чем в 2016 году. Распределение добычи по регионам представлено на рисунке 1.1.



Рисунок 1.1 - Добыча угля (удельный вес) по основным угледобывающим экономическим районам (2017 г.) [53]

На 01.01.2016 года в государственном реестре опасных производственных объектов значилось всего 82 шахты, из которых добычу осуществляют 58. Шахты, находящиеся в стадии консервации или добыча по которым приостановлена на неопределенных срок - 6, шахты, по которым введена процедура банкротства, - 6; шахты, включенные в программу поэтапной

ликвидации убыточных шахт, расположенных на территории Прокопьевска, Киселевска, Аджеро-Судженска – 12.

На рисунке 1.2 представлены данные об изменении распределения шахт по районам в период с 2000 по 2015 годы.

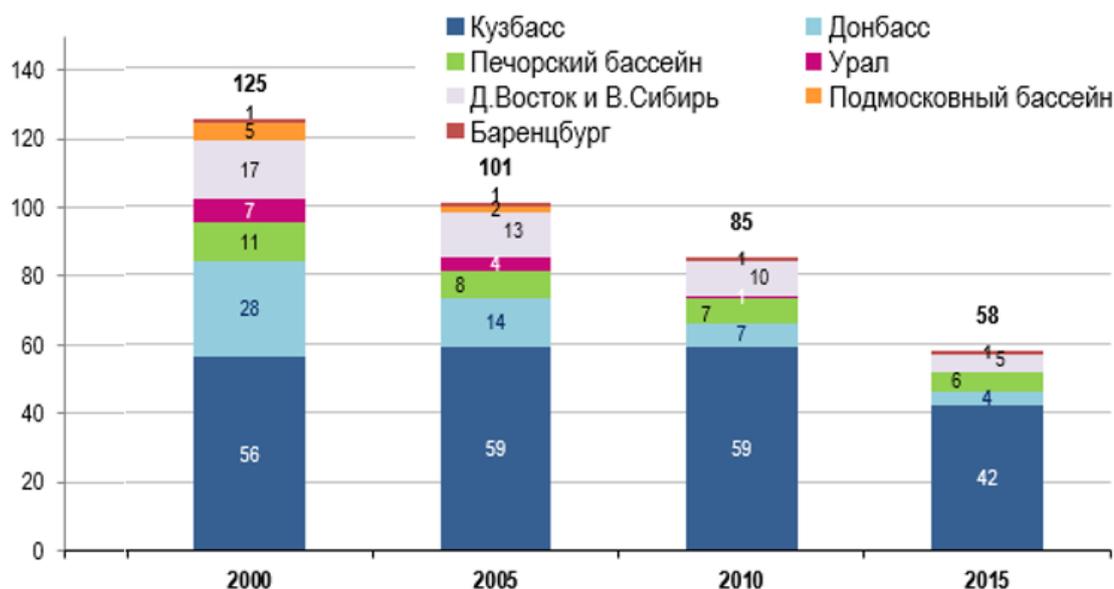


Рисунок 1.2 – Динамика количества действующих шахт по районам (по данным Министерства энергетики Российской Федерации)

Из работающих 58 шахт: 30 – опасные по внезапным выбросам и сверхкатегорийные по метану; 32 – опасные по самовозгоранию угля; 33 – опасные по горным ударам; 54 – опасные по пыли; 26 – опасные по прорывам воды и пульпы. Из всех работающих шахт имеют все опасности – 3 (ш.Сибиргинская, ш.Инская), не менее 4-х опасностей – 6 шахт; не менее 3-х опасностей – 31 шахта; не менее 2-х опасностей – 33 шахты.

Сложные условия ведения горных работ определяют высокий уровень травматизма на шахтах (рисунок 1.3).

В 2017 году среднесуточная добыча угля из одного действующего очистного забоя в среднем по отрасли составила 4767 т, то есть возросла по сравнению с 2016 годом (4594 т) на 4%. Среднесуточная нагрузка на комплексно-механизированный очистной забой в среднем по отрасли составила 5015 т.

Удельный вес добычи угля из комплексно-механизированных очистных забоев в общей подземной добыче в 2017 г. составил 86,4% [53].



Рисунок 1.3 – Динамика смертельного травматизма на шахтах России (по данным Министерства энергетики Российской Федерации)

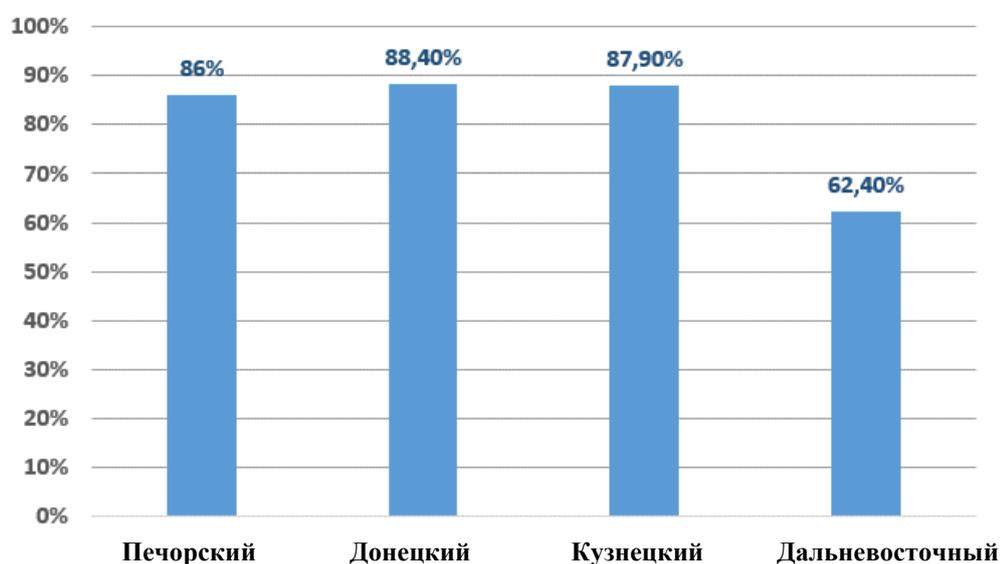


Рисунок 1.4 – Удельный вес объемов добычи угля комплексно-механизированными очистными забоями по основным бассейнам

Наиболее высокая среднесуточная добыча из действующего очистного забоя достигнута на шахтах: АО «СУЭК-Кузбасс» - 12849 т; АО Шахтоуправление «Галдинское-Кыргайское» - 8479 т; Филиал АО «Черниговец» -

Шахта «Южная» - 7828 т; ООО «Шахта Листвяжная» - 7420 т; ООО «Шахта Байкаимская» - 7349 т; ПАО «Распадская» - 6619 т [53].

Среднедействующее количество комплексно-механизированных очистных забоев в 2017 году составило 69,8 (рисунок 1.5).

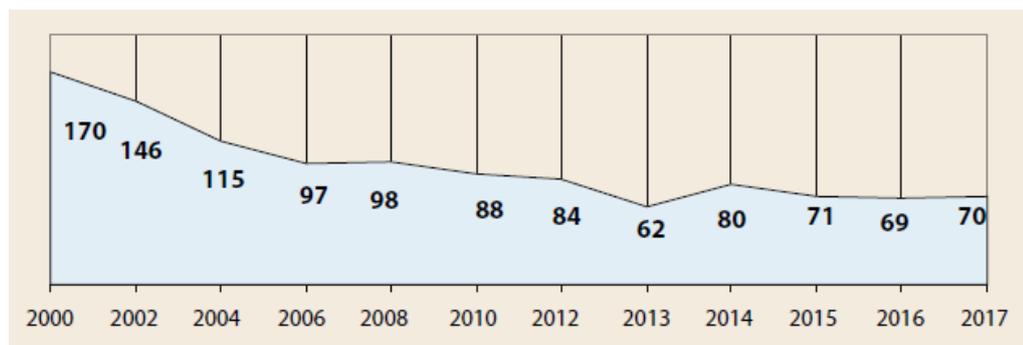


Рисунок 1.5 – Динамика среднедействующего количества комплексно-механизированных очистных забоев

Основное количество комплексно-механизированных очистных забоев сосредоточено в современных центрах угледобычи: Кузбасс и Дальневосточный регион (рисунок 1.6).

На рисунке 1.7 представлены данные об изменении условий газовой опасности работы шахт в последние 15 лет. Как видно из рисунка 1.6 прослеживаются тенденции как к сокращению общего количества шахт, так и к сокращению количества негазовых шахт, что говорит об ухудшении условий подземной угледобычи по газовому фактору.

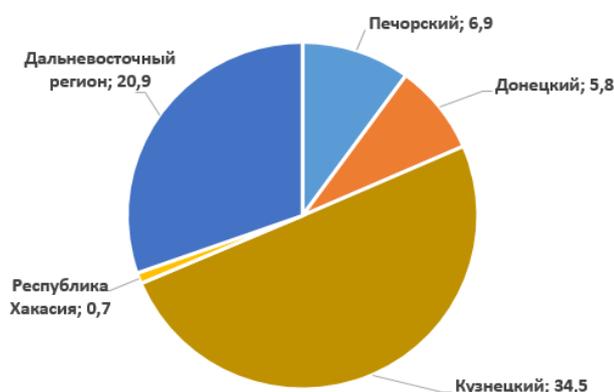


Рисунок 1.6 – Распределение среднедействующего количества очистных забоев по основным угледобывающим бассейнам

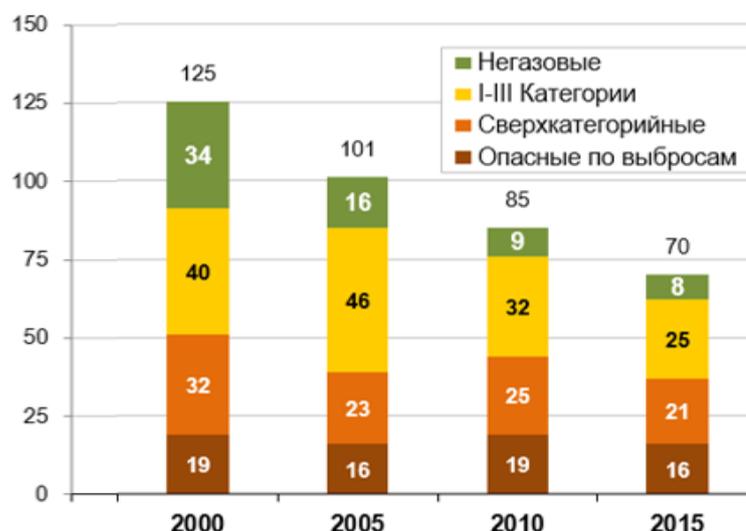


Рисунок 1.7 – Динамика распределения шахт по условиям газовой опасности (по данным Министерства энергетики Российской Федерации)

Таким образом, общей тенденцией при ведении демонтажных работ в условиях отработки пологих угольных пластов механизированными комплексами является ухудшение условий ведения работ, связанное, в первую очередь, с увеличением глубины ведения горных работ и ухудшением газовой обстановки на шахтах, а также других опасностей, как связанных с увеличением глубины ведения работ: опасность по динамическим и газодинамическим явлениям (горным ударам и внезапным выбросам), так и не связанных: опасность прорывов воды, склонность углей к самовозгоранию.

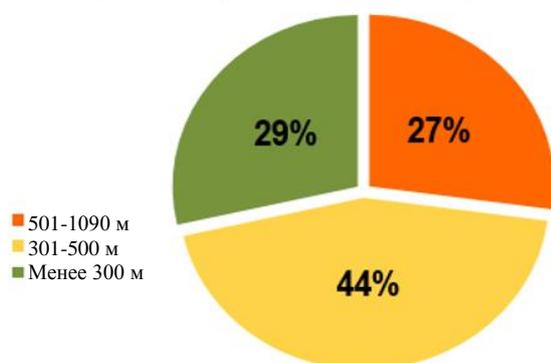


Рисунок 1.8 – Распределение шахт по глубине ведения горных работ (по данным Министерства энергетики Российской Федерации)

С учетом смещения центров угледобычи в Кузбасс и на Дальний восток, все большую актуальность приобретают вопросы обеспечения эндогенной пожаробезопасности подземных горных работ. Порядка 70% разрабатываемых в Кузбассе пластов являются склонными и весьма склонными к самовозгоранию, что предопределяет повышенные требования к схемам подготовки, отработки и управления газовыделением на выемочных участках и особенно срокам отработки выемочных столбов (продолжительности проветривания), которые включают и продолжительность демонтажных работ.

1.2 Анализ мирового опыта и основных тенденций совершенствования технологических схем демонтажных работ

Существенное влияние на продолжительность и трудоемкость работ по демонтажу очистных механизированных комплексов оказывает качество и скорость выполнения следующих технологических процессов:

1. Формирование демонтажной камеры;
2. Демонтаж секций забойной механизированной крепи.

В свою очередь, ошибки и затруднения, возникающие при формировании камеры и ведущие к снижению скорости подвигания забоя на данном этапе отработки столба, приводят к последствиям, осложняющим демонтаж на всех последующих стадиях, а особенно, при демонтаже механизированной крепи [69, 79, 84, 86, 91, 97, 17]. Так, например, в работе [17] описаны примеры, когда в результате отклонений от плана на этапе формирования демонтажной камеры суммарная продолжительность простоя лавы в демонтаже могла увеличиться до полугода. В свою очередь процесс демонтажа секций крепи, безусловно заслуживающий внимания отечественных и зарубежных исследователей, по мнению некоторых авторов [86] служит отражением качества и скорости формирования демонтажной камеры. Таким образом, залогом успешного демонтажа может считаться успешное формирование демонтажной камеры.

Технологии формирования демонтажных камер, применяемые в мировой практике

Анализ опыта применяемых технологий формирования демонтажных камер на пластах пологого падения проводился на основе проработки российских [2, 3, 7, 10-12, 14, 15, 18, 29, 30, 32, 35, 36, 48, 60-62] и иностранных литературных источников [66, 68-79, 83-100] и личного производственного опыта автора. По результатам анализа наиболее широко применяемые технологии можно условно разделить на две группы:

1) Технологии формирования демонтажных камер механизированным комплексом в процессе подвигания очистного забоя с последовательной установкой основных и вспомогательных элементов крепи на каждом или на конкретных выемочных циклах;

2) Технологии заблаговременного формирования демонтажных камер проходческим комбайном с установкой в них основной и вспомогательной крепи и последующим вводом механизированного комплекса под уже закрепленный участок кровли.

Критический анализ опыта применения технологий формирования демонтажных камер

Технологии формирования 1-й группы относятся к числу первых, применяемых на практике. Их создание приурочено к внедрению комплексно-механизированных линий очистных забоев. Основной принцип технологий этого типа заключается в последовательном креплении пород кровли и возведении защитного перекрытия (затяжки) на каждом цикле формирования камеры. Подвигание забоя производится аналогично рабочему режиму лавы. При мощности пласта более 2,5 м для удобства крепления кровли выемка может производиться по уступной схеме. В данном случае цикл формирования камеры укрупнено состоит из следующих, последовательно осуществляемых, операций: выемки верхней пачки угля с частичной передвижкой секций крепи, крепления кровли между забоем и перекрытием крепи, выемки нижней пачки, передвижки

оставшихся секций крепи и става скребкового конвейера. На рисунке 1.9 изображены основные элементы крепления кровли демонтажной камеры.

Крепление кровли при реализации технологий 1-й группы может осуществляться одно- или двухуровневой анкерной крепью. В качестве крепи первого уровня, как правило, применяются сталеполимерные анкеры. В качестве крепи второго уровня используются канатные анкеры глубокого заложения. Также в зависимости от горно-геологической и горнотехнической ситуации могут применяться продольные несущие элементы, возводимые на отдельных циклах формирования по всей длине камеры. В качестве продольных несущих элементов могут использоваться: металлические канаты, штрипсы, стальные полосы шириной 15-25 см, швеллер, СВП и пр. Отдельного внимания заслуживает тип защитного перекрытия (затяжки) кровли демонтажной камеры, как элемент технологии, обеспечивающий с одной стороны непрерывность демонтажных работ, а с другой – их безопасность.

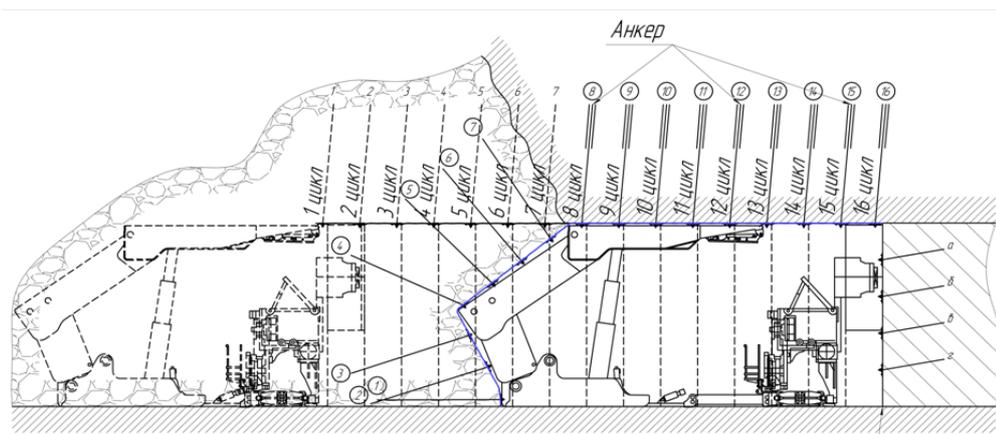


Рисунок 1.9 – Общий вид демонтажной камеры, сформированной согласно технологиям 1-й группы, после полной остановки очистного забоя

Совершенствование технологий 1-й группы на протяжении всей истории использования механизированных комплексов при разработке пологих угольных пластов главным образом выражалось в развитии и модернизации типов и техник возведения защитного перекрытия.

Изначально в качестве затяжки применялась деревянная доска («брус-пластина») (рисунок 1.10) толщиной 50-80 мм, шириной 150-300 мм и длиной

около 5000 мм, укладываемая рядами параллельно забою на перекрытие секций механизированной крепи с нахлестом 100-150 мм по длине, образующая сплошное деревянное перекрытие по всей площади кровли демонтажной камеры. Стыки плах в соседних рядах, в свою очередь, смещены на 1000-1500 мм. На завершающих циклах формирования на секции крепи под углом к забою укладываются отрезки бруса, швеллера или СВП и крепятся к кровле на анкеры.

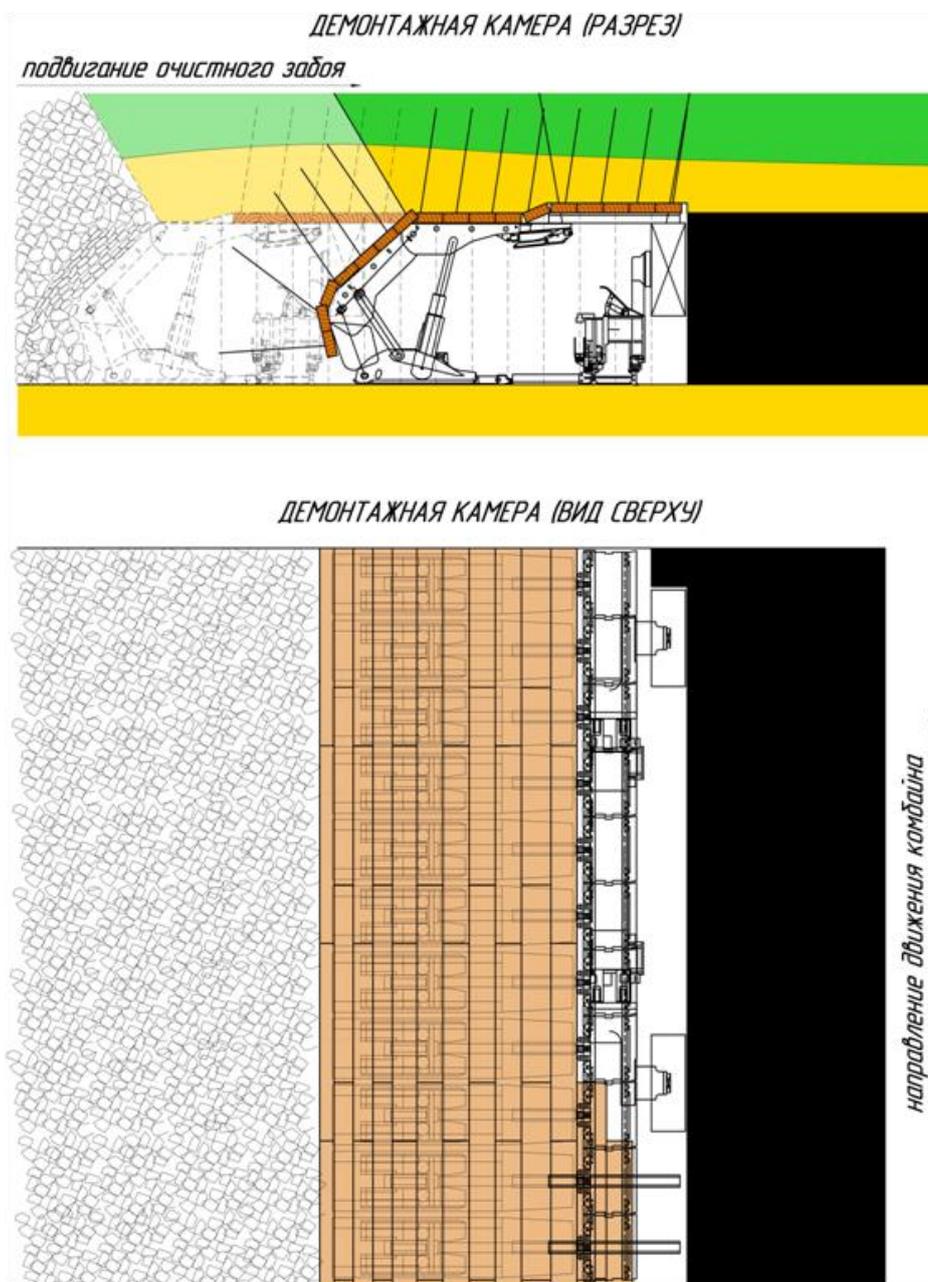


Рисунок 1.10 – Общий вид демонтажной камеры, сформированной согласно технологии 1-й группы с возведением «брус-пластины»

Следующим шагом в совершенствовании затяжки кровли демонтажных камер можно считать применение кусков металлической решетки размером около 1000×1200 мм и ячейкой 100×100 мм, изготавливаемой из стальной проволоки диаметром 5 мм, и устанавливаемой рядами внахлест на сталеполимерные анкеры с шайбой (рисунок 1.11).

Основным достоинством применения решетчатой затяжки над «брус-пластиной» можно считать меньшую материалоемкость и относительную простоту монтажа, вместе с тем, их применение, по сравнению с перекрытиями, которые будут рассмотрены далее, в меньшей степени исключает попадание пород обрушенной кровли в рабочее пространство при выполнении демонтажных работ.



Рисунок 1.11 – Общий вид кровли демонтажной камеры, сформированной согласно технологии 1-й группы с применением решетчатой затяжки

Следующим шагом в совершенствовании демонтажных перекрытий кровли можно считать применение полимерных сетчатых материалов. Из проведенного анализа литературных источников следует, что данная технология применяется на угольных шахтах с 1994 года [68-72, 95, 96], однако первое применение данной технологии в России имело место только в 2009 году на шахте № 7 АО «СУЭК-Кузбасс». Основными отличительными особенностями и, в то же время,

достоинствами данного типа перекрытия являются: более высокая прочность, эластичность, неразрывность (сетка представляет собой единое полотно, перекрывающее демонтажную камеру по всей площади кровли), меньший вес (примерно в 7 раз легче по сравнению с металлической решеткой) и простоту монтажа [75]. Основные страны-поставщики данного типа перекрытий – Австралия и Китай, причем опыт, накопленный производителями, позволяет изготовить перекрытие по индивидуальному заказу с учетом требуемых физико-механических характеристик и паспорта крепления. На рисунке 1.12 изображен процесс изготовления демонтажного перекрытия из полотен с различными прочностными свойствами и готовыми отверстиями под анкер в полотнах повышенной прочности.



Рисунок 1.12 – Процесс сборки перекрытия на заводе-изготовителе перед отправкой потребителю

Принципиальный вид демонтажной камеры, сформированной с применением полимерной сетки изображен на рисунке 1.13.

В работах [68, 70, 71, 95] подробно описаны достоинства и недостатки полимерной сетки и опыт её применения при демонтаже механизированных комплексов.

В статье [68] отмечено, что применение полимерной сетки, за счет её высокой прочности (до 700 кН/м), в большинстве случаев обеспечивает удовлетворительное состояние кровли демонтажной камеры, повышает

безопасность труда, сокращает затраты на дополнительную установку поддерживающих конструкций при демонтаже секций забойной крепи (рисунок 1.14).



Рисунок 1.13 – Упрощенное изображение демонтажной камеры, сформированной согласно технологии 1-й группы с применением полимерной сетки



Рисунок 1.14 – Полимерная сетка сдерживает попадание пород из выработанного пространства в демонтажную камеру

В работе [90], посвященной описанию опыта демонтажа трех лав на шахте Bull Mountain No. 1 (США), проведенных в сложных горно-геологических условиях, отмечается высокая значимость применения полимерного перекрытия с позиции сокращения сроков демонтажа и обеспечения безопасных условий труда горнорабочих. Также в статье упоминается тот факт, что применение полимерной сетки в описанных условиях регламентируется требованием Управления по

безопасности и охране труда в добывающей промышленности США, т.е. установлено на государственном уровне. Ввиду этого можно сделать вывод о более высокой степени надежности данного типа демонтажного перекрытия по сравнению с «брус-пластиной» и металлической решетчатой затяжкой.

В заключении статьи [95] отмечается прирост производительности шахты за счет стабильного сокращения продолжительности демонтажа после внедрения технологий, основанных на применении полимерного сетчатого перекрытия.

Таким образом, на основе проведенного анализа мирового опыта применения технологий формирования демонтажных камер 1-й группы можно утверждать, что наилучшие показатели безопасности и скорости работ характерны для случаев использования полимерной сетки, которая на современном этапе развития технологий может считаться наиболее прогрессивным типом демонтажного перекрытия.

Заблаговременное формирование демонтажных камер

Данная концепция была разработана в начале 1980-х годов в качестве альтернативы технологиям 1-й группы. Целью создания технологий данного типа являлось сокращение затрат времени на ввод механизированного комплекса в демонтажную камеру и, как следствие, минимизация продолжительности периода низкой производительности очистного забоя (рисунок 1.15).

Основным преимуществом технологий формирования, отнесенных ко 2-й группе, является возможность обеспечения высокой скорости подвигания забоя на этапе ввода комплекса в демонтажную камеру. В открытой печати представлен ряд статей, описывающих положительный опыт применения данного метода [79, 83-85, 92-94, 99]. Принцип реализации технологий 2-й группы заключается в следующем: в месте демонтажа заранее проводится выработка, параллельная очистному забою, породы непосредственной кровли крепятся основной одно- или двухуровневой анкерной крепью, дополнительно в выработке устанавливается вспомогательная крепь, механизированный комплекс в обычном режиме подвигания вводится в выработку под закрепленную кровлю и демонтируется. Вынимаемая мощность и габариты очистного оборудования, в данном случае,

определяют размеры поперечного сечения проводимой выработки, так при разработке мощных пластов ширина кровли демонтажной камеры, требующая предварительного крепления, может составлять 12 метров и более, что требует неординарных инженерных решений.

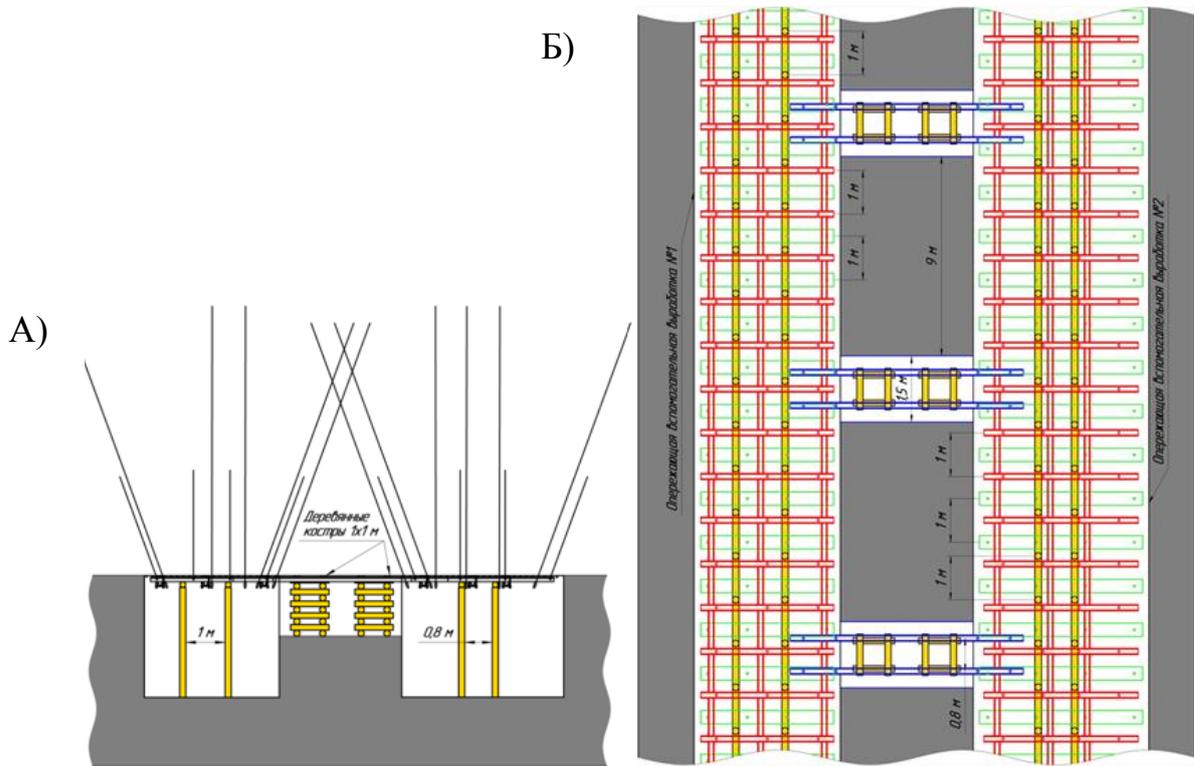


Рисунок 1.15 – Общий вид демонтажной камеры после полной остановки очистного забоя (возможный вариант): А) – поперечный разрез; Б) - вид сверху

Основным направлением совершенствования технологий, в данном случае, является разработка прогрессивных видов вспомогательной крепи (охранных конструкций) [79, 89, 99], а также исследование динамики напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности демонтажной камеры с целью обоснования рациональных и безопасных параметров применяемой технологии в конкретных горно-геологических условиях [74, 77, 85, 93-94, 97, 100].

На рисунке 1.16 представлены различные типы вспомогательной крепи, применяемой на шахтах США, Китая, Австралии, Индии и Германии.

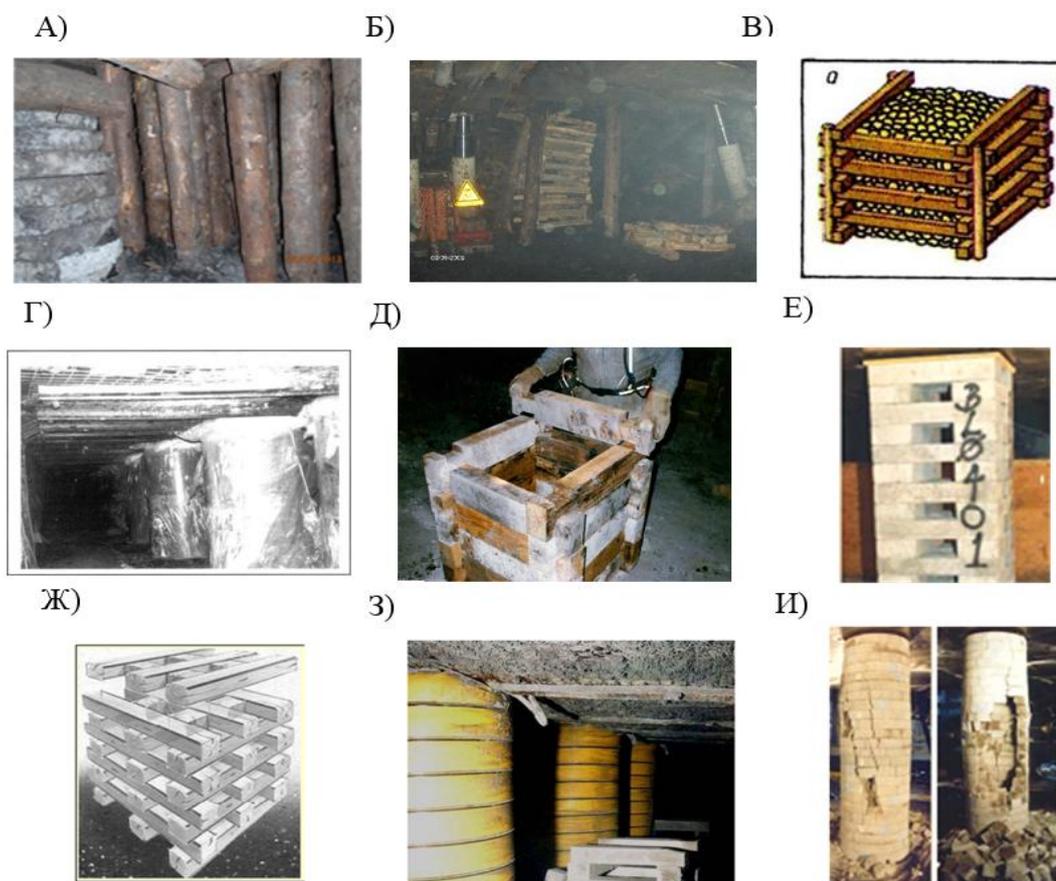


Рисунок 1.16 – Основные современные типы вспомогательной крепи демонтажных камер, формируемых до подхода лавы к месту демонтажа

В качестве вспомогательной крепи заблаговременно пройденных демонтажных камер применяться: индивидуальные стойки (рисунок 1.16.А), устанавливаемые под подхваты различного типа, костры из круглого леса, шпального бруса и пр. (рисунок 1.16.Б, В), бетонные костры различной конфигурации (рисунок 1.16.Е), костры типа «Геркулес» (рисунок 1.16.Ж), Link-n-Lock (рисунок 1.16.Д), бетонные кольца (рисунок 1.16.И), наливные «мешки» с твердеющими составами (рисунок 1.16.З), а также различные комбинации всего вышеперечисленного [69, 79]. Также технологии 2-й группы широко применяются в сочетании с различными способами химического упрочнения пород и прогрессивным специализированным оборудованием [73, 74, 76, 84, 87].

Следует отметить, что современная вспомогательная крепь характеризуется высокой несущей способностью, но, вместе с тем, не всегда позволяет обеспечить безаварийный ввод очистного комплекса в готовую демонтажную камеру.

Причиной этому служит целик угля, находящийся между камерой и приближающимся очистным забоем. По мере приближения лавы к месту демонтажа данный целик выступает в виде дополнительного концентратора опорного давления, зачастую разрушаясь и/или разрушая породы непосредственной кровли на значительных по протяженности участках лавы впереди очистного забоя. Данные происшествия неминуемо приводят к существенному увеличению нагрузки на секции механизированной крепи, разрушению охранных конструкций в заранее пройденной демонтажной камере, невозможности дальнейшего подвигания забоя и, как следствие, увеличению сроков демонтажа и повышению опасности труда рабочих. В открытой печати упоминаются случаи, когда в результате разрушения целика между лавой и демонтажной камерой продолжительность простоя превышала 180 суток [17]. В случае столь продолжительного простоя лавы, добывающей, например, 5000 т угля в сутки, размер экономического ущерба составит сотни миллионов рублей. Далее приведен пример, наиболее наглядно демонстрирующий механизм вышеописанных явлений.

В работе [94] описан опыт демонтажа очистного комплекса из заранее пройденной демонтажной камеры на шахте штате Колорадо, США. В качестве вспомогательной крепи демонтажной камеры были использованы армобетонные костры с деревянными вставками толщиной 15 см. В качестве основной крепи применялись стальные анкеры длиной 2,4 м с шагом установки 65 см. Непосредственная кровля, мощностью 3-4 м была сложена слабыми породами, представленными переслаиванием алевролита и песчаника. Почва пласта также была сложена слабоустойчивыми породами.

При подходе лавы к демонтажной камере на расстояние 1-2 м, по причине технической неисправности работы были остановлены на 6 часов. За время простоя произошло интенсивное опускание кровли. Краевая часть угольного пласта в демонтажной камере была существенно разрушена. Тело угольного целика впереди лавы начало проникать в породы непосредственной кровли, существенно выросла степень трещиноватости массива вокруг лавы и

демонтажной камеры. Большая часть элементов вспомогательной крепи была сильно деформирована или утратила несущую способность. В короткие сроки крепь демонтажной камеры была усилена рядом деревянных костров, что, в свою очередь, не принесло ожидаемых результатов и механизированная крепь была полностью посажена на жесткое основание [85].

При проведении дальнейших исследований было установлено, что причиной всему послужило разрушение пород непосредственной и основной кровли на границе демонтажной камеры с охранным целиком, расположенным со стороны панельных выработок. По причине возникновения крупной трещины разрыва отделился крупный блок пород кровли, в итоге пригрузивший механизированную крепь очистного забоя. Таким образом, после разрушения вспомогательной крепи и целика впереди лавы максимальная нагрузка перераспределилась на призабойную крепь, а забой был остановлен менее чем за метр до демонтажной камеры (рисунок 1.17). В результате демонтаж механизированного комплекса занял около 2 месяцев.

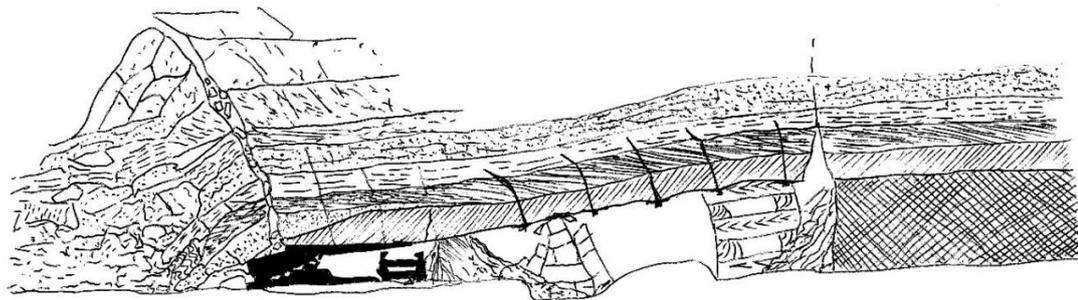


Рисунок 1.17 – Формирование демонтажной камеры на шахте Колорадо в 1998 году в США [85]

Кроме работ [85, 93, 94] проблемы и вызовы, связанные с применением технологий формирования демонтажных камер на основе их заблаговременного проведения, описываются в работах [76, 90, 93, 99, 100].

Не смотря на ряд преимуществ и большой потенциал технологий данной группы, следует отметить, что они до сих пор не получили повсеместного внедрения. Анализ практического опыта показывает, что результаты их применения, как правило, могут быть охарактеризованы либо как «крупный успех», либо «полный порвал» [86]. В абсолютном большинстве случаев основной причиной увеличения продолжительности простоев при применении

технологий 2-ой группы является формирование зоны повышенных напряжений в области горных пород, находящейся в окрестности целика между лавой и предварительно пройденной камерой [1, 37, 63].

Даже визуальные наблюдения за состоянием пород в лаве и на сопряжениях в период приближения забоя к камере позволяют установить, что величина действующих в породах напряжений, очевидно, превышает прочность пород непосредственной кровли, почвы и самого угольного пласта. Об этом свидетельствуют неоднократно зафиксированные случаи вдавливания целика в почву, существенное увеличение опусканий кровли в лаве, повышение интенсивности вывалов в призабойном пространстве, рост трещиноватости, интенсивный отжим угля и другие признаки. Уменьшение ширины целика до критических размеров (1,5-3,0 м) в зависимости от глубины работ, вынимаемой мощности и свойств угля и пород) сопровождается полной утратой им несущей способности, в результате чего, впереди секций крепи образуется широкий (до 3,5 м) участок незакрепленной сильнотрещиноватой кровли. Во всех без исключения случаях, если данный участок кровли по каким-либо причинам не удастся закрепить в течение первых 15-25 мин, обнажившиеся породы кровли полностью теряют устойчивость и обрушаются, образуя купол впереди лавы. Ликвидация последствий подобных явлений требует значительных затрат времени, материальных средств и рабочей силы. В 100% случаев, большая продолжительность простоя отрицательно сказывается на геомеханической обстановке в окрестности лавы, а возобновление подвигания забоя сопровождается еще более интенсивными обрушениями и опусканиями кровли. В общей практике отработки пологих пластов угля на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» известно только два случая успешного применения данной технологии на шахте «Котинская» против ряда неудач, когда продолжительность демонтажа из-за вышеописанных явлений превышала 150 суток и более.

Таким образом, в результате проведенного анализа мирового опыта применения различных технологий демонтажа, наиболее надежными и эффективными следует считать технологии демонтажа 1-ой группы, основанные

на формировании демонтажной камеры непосредственно очистным комплексом в процессе подвигания лавы.

1.3 Анализ эффективности ведения демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Для оценки эффективности демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» был выполнен анализ проведения монтажно-демонтажных работ на 7 шахтах компании в период с 2013 по 2016 гг., в результате которого проанализирована эффективность выполнения монтажно-демонтажных работ по 22 очистным забоям.

В результате анализа составлена таблица 1.4 в которой представлены основные горно-геологические условия ведения демонтажных работ по анализируемым очистным забоям, сроки проведения демонтажей, сведения о плановой и фактической продолжительности демонтажных работ с разделением на работы по формированию демонтажной камеры и ремонту оборудования, а также представлены результаты анализа превышения длительности, как работ по формированию демонтажной камеры, так и общей продолжительности монтажно-демонтажных работ.

Как видно из таблицы 1.4 общее превышение сроков монтажно-демонтажных работ составляет более 3 месяцев в 6 случаях из 22 рассмотренных; превышение сроков ремонтов более 1,5 месяцев - имеет место в 11 случаях из 22, что свидетельствует о низкой эффективности монтажно-демонтажных работ в рассматриваемый период.

Сравнительный анализ плановых и фактических сроков формирования демонтажной камеры показывает, что при среднем плановом сроке 15 дней, фактический средний срок составляет в среднем 22 дня (от 14 до 43 дней), то есть на 8 дней или 53% превышает плановый - среднее значение 15 дней (от 12 до 25 дней). При этом в 6 случаях из 23 фактическая продолжительность формирования демонтажной камеры превышает плановую в 2 раза и более.

Детальный анализ эффективности демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» позволил выявить следующие основные причины увеличения сроков демонтажных работ:

Шахта «им.С.М.Кирова»

1. В процессе формирования демонтажной камеры лавы №24-56 в период с 05.09.14 г. по 10.09.14 г. произошло обрушение пород непосредственной кровли и образование куполов над секциями крепи №85-93, что увеличило сроки заводки брус-пластины на перекрытия секций крепи и потребовало разбивки негабаритных блоков вручную, дополнительного усиления крепления, а также закладку купольных частей дувхкомпонентной смолой "Блокфил" в течение 6 дней.

2. В процессе демонтажа секций крепи "ЮУ" в местах образования куполов над секциями крепи № 85-93 в период с 20.09.14 г. по 23.09.14 г. произошло увеличение горного давления и потеря задвижки гидростоек секций крепи, вследствие чего понадобились дополнительные средства для демонтажа и выдачи секций крепи из демонтажной, т.е. доставки и установки лебедки ЛПК-10Б и гидравлического домкрата. В результате темпы демонтажа секций крепи снижены до 2 секций в сутки при плане - 10 секций, что привело к увеличению срока перемонтажа на 4 дня (активированные работы). В таблице 1.4 представлен анализ эффективности демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс».

3. Выполнение работ по предписаниям Ростехнадзора РФ с 01.10.14 г. по 10.10.14 г. В части обеспечения безопасных условий труда привело к увеличению срока перемонтажа на 10 дней (активированные работы).

Шахта "Талдинская-Западная 2"

1. При формировании демонтажной камеры №70-08 стало наблюдаться увеличение давления на секциях крепи с дальнейшей просадкой секций. Было принято решение усилить крепление путем постановки деревянных стоек на основание секции, с расклинкой под перекрытие секции (две стойки под каждую секцию).

Таблица 1.4 - Анализ эффективности проведения демонтажных работ на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс»

Шахта	Лава (демонтируемая/в подготовке в эксплуатацию)	Условий ведения демонтажных работ			Плановая продолжительность работ, сут			Начало	Окончание	Фактическая продолжительность, сут				Превышение сроков формирования демонтажной камеры, сут	Превышение общей плановой продолжитель- ности работ, сут
		Мощность пласта, м	Угол залегания пласта, град	Глубина ведения работ, м	Формирование демонтажной камеры	Перемонтаж	Общая продолжи- тельность			Формирование демонтажной камеры	Активированные работы	Чистое время перемонтажей	Общая продолжи- тельность		
им.7 ноября	13-58/13-80	4,73	5	230	15	45	60	30.11.2013	23.01.2014	19	0	26	55	4	-5
им.7 ноября	13-80/1378	4,75	4	210	15	49	64	02.12.2014	25.01.2015	21	3	31	55	6	-9
им.7 ноября	13-78/13-58-2	4,75	4	180	17	47	64	16.07.2015	17.09.2015	24	6	34	64	7	0
им.7 ноября	13-58-2/13-85	4,85	3	175	21	40	61	28.12.2015	16.02.2016	16	2	33	51	-5	-10
им.7 ноября	13-85/13-86	4,71	5	170	21	40	61	18.04.2016	05.06.2016	18	0	31	49	-3	-12
им.А.Д.Рубана	804/802	4,12	11	89	12	52	64	17.05.2014	21.07.2014	21	0	45	66	9	14
им.А.Д.Рубана	802/801	4,66	8	98	15	45	60	01.11.2014	07.02.2015	21	30	48	99	6	39
им.А.Д.Рубана	-/12-12	2,46	7	220	0	43	43	02.01.2015	15.03.2015	0	1	72	73	0	30
им.А.Д.Рубана	12-10/12-10	2,19	3	180	18	50	68	26.06.2016	19.09.2016	29	17	40	86	11	18
им.В.Д.Ялевского	52-07/52-09	4,49	8	170	14	45	59	26.07.2014	15.11.2014	21	50	40	111	7	52
им.В.Д.Ялевского	52-09/52-11	4,28	4	380	15	45	60	10.06.2015	12.11.2015	25	91	40	156	10	96
им.С.М.Кирова	24-56/24-57	2,4	5	308	15	30	45	07.08.2014	29.10.2014	35	27	22	84	20	39
им.С.М.Кирова	25-94/25-95	2,03	4	301	15	30	45	30.03.2015	07.07.2015	33	25	42	100	18	55
им.С.М.Кирова	24-57/24-58	2,36	6	390	15	30	45	14.12.2015	14.01.2016	14	1	48	63	-1	18
Комсомолец	17-32/17-33	2,7	1	398	14	45	59	04.07.2014	12.09.2014	28	0	43	71	14	12
Комсомолец	17-33/17-34	2,76	1	380	15	42	57	29.04.2015	15.07.2015	23	7	48	78	8	21
Комсомолец	17-34/17-31	2,93	2	370	25	41	66	17.04.2016	07.07.2016	26	12	44	82	1	16
Котинская	52-09/52-10	4,01	3	343	15	45	60	22.10.2014	31.03.2015	39	85	37	161	24	101
Котинская	52-10/50-02	4,13	3	335	15	45	60	25.03.2016	07.06.2016	21	14	40	75	6	15
Польсаевская	-/17-47				0	150	150	28.03.2015	28.06.2015	0	2	91	93	0	-57
Польсаевская	17-47/17-49	1,75	12	330	14	54	68	03.06.2016	20.09.2016	23	39	48	110	9	42
Талдинская-Западная-2	70-08/70-09	5,34	4	196	21	69	90	08.02.2014	22.07.2014	43	82	83	165	22	96
Талдинская-Западная-1	67-10/66-06	4,83	13	318	14	45	59	06.01.2015	03.05.2015	23	53	42	118	9	59
Талдинская-Западная-1	66-06/66-05	4,65	5	120	14	19	33	16.11.2015	22.04.2016	32	103	24	159	18	126
Средние значения		3,73	5	256	15	48	63	-	-	23	27	44	93	8	32

Однако в связи с увеличением давления на секции крепи произошло обрушение кровли с 28 по 45 секции. На восстановление завала и усиление демонтажной камеры затрачено 25 дней (с 26.02.14 по 22.03.14 г).

2. На момент демонтажа секций высота демонтажной дорожки от кровли до почвы составляла 2,6-3,0 м. Для ускорения демонтажа секций было принято решение производить его в двух направлениях: начиная с секции 45 в сторону конвейерного штрека; с 46 секции в сторону вентиляционного штрека. При демонтаже и развороте секций из-за малой высоты, пробиралась штраба глубиной до 0,5 м шириной до 2 м. Работы производились вручную на отбойный молоток с перекидкой горной массы на место ранее демонтированной секции. Транспортирование секций по демонтажной камере производили лебедками, так как вывоз их дизель-гидравлическим локомотивом не представлялся возможным. Таким образом, из планируемых 8 секций демонтажа в сутки по факту демонтировалось по 3 секции, что привело к увеличению сроков демонтажа период с 15.04.14 г по 22.04.14 г. (8 дней) активированные работы.

Шахта «Галдинская-Западная-1»

При формировании демонтажной камеры №67-10 в период с 06.01.15 г. по 28.01.15 г. возникла необходимость дополнительного крепления кровли канатными анкерами L=6 м над секциями №142-№122, №50-№55 по причине усиления горного давления по груди забоя; производства химического упрочнения груди забоя демонтажной камеры на секциях крепи №50-№35, №142-№122 полиуретановой смесью «Геопур-1000»; установки дополнительных подхватов из круглого леса для усиления крепления сопряжений лавы с конвейерным и вентиляционным штреками.

Шахта «Котинская»

При формировании демонтажной камеры на 8 цикле произошло осложнение горно-геологических условий, обусловленное увеличением горного давления с опережающим (до 2,0 м) обрушением кровли на секциях крепи 60-110 и образованием куполов высотой 4,5-5,0 м, что потребовало выполнение

дополнительных мероприятий по усилению крепления кровли демонтажной камеры. В период с 01.11.14 по 04.11.14 г (4 дня) осуществлялась установка дополнительных канатных анкеров, обработка полимерными смолами, закачка куполов пенообразующими смолами, установкой дополнительных ниток подхватов из спец. профиля СВП-22) на всех оставшихся циклах, увеличению времени проезда каждого цикла до 1,5 суток, и увеличению циклов формирования до 17 (при плановых-16).

Выполненный анализ основных причин увеличения сроков демонтажных работ показал, что ухудшение геомеханической обстановки при формировании демонтажной камеры, выражающее в повышении горного давления, которое проявляется в усилении давления на секции механизированной крепи, опережающем обрушении кровли с образованием куполов. Для устранения последствий проявлений повышенного давления осуществляются мероприятия по разбивке и удалению негабаритов, усилению крепи, ликвидации куполов и усилению крепи демонтажной камеры, в результате чего существенно увеличивается продолжительность и стоимость демонтажных работ.

Таким образом, несмотря на относительно высокую эффективность применения технологий 1-ой группы отмечается целый ряд случаев перехода демонтажных камер в аварийное состояние с последующим существенным увеличением сроков монтажно-демонтажных работ. Анализ литературы по теме исследований показал, что в качестве одного из направлений совершенствования технологий предлагалось учитывать влияние основной кровли [13]. Авторы изобретения предлагают: “на завершающей стадии отработки столба (при подходе лавы к границе отрабатываемого участка шахтного поля) после нахождения забоя лавы на одной линии с краевой частью массива полезного ископаемого, образовавшейся ранее при отработке столба, имеющего общую границу с отрабатываемым столбом, очистные работы продолжают до обрушения пород основной кровли в выработанном пространстве лавы и отхода забоя лавы на среднем ее участке от трещины разлома, образовавшейся в основной кровле при ее обрушении, на расстояние, равное ширине призабойного пространства лавы”

[13]. Данные авторами патента [13] рекомендации представляют практический интерес, однако остаются нерешенными вопросы достоверного определения места положения трещины разлома основной кровли в условиях изменчивости шагов обрушения основной кровли по длине выемочного столба и обоснования технологии формирования демонтажной камеры, обеспечивающей ее расположение непосредственно за трещиной обрушения, а также возможные экономические последствия остановки очистного забоя вне ранее запланированного места остановки лавы. Таким образом, значительный научный и практический интерес представляет изучение влияния места заложения демонтажных камер на эффективность и безопасность демонтажных работ в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий отработки пологих угольных пластов с целью последующей разработки научно обоснованных технологий ее формирования очистным комплексом.

1.4 Выводы по первой главе

1. Анализ горно-геологических и горнотехнических условий ведения демонтажных работ на шахтах России позволил выявить тенденцию к ухудшению условий выполнения монтажно-демонтажных работ, что обуславливается увеличением глубины ведения горных работ и ростом числа опасностей и факторов, осложняющих ведение демонтажных работ. К основным факторам, осложняющим ведение демонтажных работ, следует отнести: опасность 90% действующих шахт по газу, увеличение глубины горных работ и рост опасности по динамическим и газодинамическим явлениям, склонность большинства разрабатываемых пластов к самовозгоранию.

2. Залогом высокоэффективного демонтажа очистного оборудования механизированных комплексов при подземной разработке пологих угольных пластов является формирование демонтажной камеры, исключая возможность возникновения аварийных ситуаций при выполнении всех последующих технологических процессов.

3. Наиболее широко применяемые в мировой практике технологии формирования демонтажных камер могут основываться на принципе последовательного крепления кровли призабойного пространства с возведением защитного перекрытия или на принципе заблаговременного формирования демонтажной камеры с последующим вводом в нее очистного комплекса.

4. Учитывая рассмотренный мировой опыт, к числу наиболее эффективных, надежных и безопасных следует отнести технологии формирования демонтажных камер очистным забоем в процессе его подвигания с применением двухуровневой анкерной крепи и полимерных сетчатых перекрытий высокой прочности. Применение технологий данной группы в большей степени снижает вероятность попадания обрушенных пород кровли в рабочее пространство демонтажной камеры на всех этапах работ.

5. В рамках данной работы, дальнейшие исследования в области повышения эффективности ведения демонтажных работ следует акцентировать на изучении напряженно-деформированного состояния пород в окрестности демонтажных камер, формируемых очистным комплексом, с целью определения оптимальных технологических параметров в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

6. В результате анализа эффективности ведения демонтажных работ на 7 шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» в период с 2013 по 2017 гг. выполнена оценка 22 случаев демонтажей очистных механизированных комплексов, показавшая существенное превышение плановых сроков монтажно-демонтажных работ, величина которого в 50% рассмотренных случаев составляет более 1,5 месяца, а в 18% случаев - превышает 3 месяца - при средних плановых значениях - 63 дня. Так же в 30% случаев наблюдается превышение длительности монтажно-демонтажных работ в два раза и более. Также установлено значительное (на 8 дней или 53%) среднее превышение длительности формирования демонтажной камеры. При этом в 23% рассмотренных случаев наблюдается увеличение сроков формирования демонтажной камеры более чем в 2 раза. Только в 23% случаев длительность работ по монтажу-демонтажу оборудования не имеет

существенного превышения и может считаться эффективной. Таким образом, применение современной технологии с формированием демонтажной камеры механизированным комплексом с использованием полимерной сетки не обеспечивает в 77% случаев требуемой эффективности демонтажных работ.

7. Детальный анализ причин увеличения сроков демонтажных работ в условиях шахт АО «СУЭК-Кузбасс» показал, что в большинстве из рассмотренных 22 случаев основной причиной превышения существенного сроков работ являлось резкое ухудшение геомеханической обстановки в очистном забое, выражающееся в росте горного давления, проявляющемся в увеличении давления на секции крепи и опережающем обрушении кровли с образованием куполов.

8. Выполненный анализ современного состояния технологий выполнения демонтажных работ, существующих проблем и современных эффективных решений позволил сформулировать задачи исследований.

Основные задачи исследований:

1. Анализ мирового опыта ведения демонтажных работ при отработке запасов длинными очистными забоями.

2. Шахтные исследования влияния геомеханических, горнотехнических и организационных факторов на эффективность демонтажных работ.

3. Экспериментально-аналитические исследования геомеханических процессов при различных параметрах технологических схем демонтажных работ.

4. Разработка рекомендаций по определению параметров технологических схем демонтажных работ при отработке пологих угольных пластов средней мощности.

5. Оценка экономической эффективности и определение области рационального применения разработанных рекомендаций.

ГЛАВА 2 ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ, ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ И ОРГАНИЗАЦИОННЫХ ФАКТОРОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ

2.1 Общие положения

Как было показано в главе 1, ухудшение геомеханической обстановки при формировании демонтажной камеры является одной из основных причин увеличения продолжительности и стоимости демонтажных работ. Необходимым условием решения задачи по обеспечению эффективного управления состоянием массива горных пород в окрестностях демонтажной камеры и благоприятных условий для проведения демонтажа оборудования является изучение геомеханических процессов с целью установления параметров их протекания для дальнейшего обеспечения и использования наиболее благоприятных условий и снижения возможного негативного влияния.

В качестве одного из основных параметров геомеханических процессов при отработке пологих пластов длинными очистными забоями с обрушением кровли, который предопределяет условия формирования демонтажной камеры и эффективность и безопасность работ по демонтажу оборудования, следует выделить шаг обрушения основной кровли. Именно шаг обрушения основной кровли с учетом стадии формирования зависающей консоли в значительной степени определяет нагрузки на секции и интенсивность проявления горного давления в зоне опорного давления, что является определяющим фактором для эффективного управления состоянием массива при формировании демонтажной камеры.

Для исследования влияния шага обрушения основной кровли в шахтных условиях используются два метода:

1. Оценка изменения давления в поршневой полости гидростоек на секциях механизированной крепи.
2. Контроль сейсмической активности по мере подвигания очистного забоя.

2.2 Методика проведения шахтных исследований шага обрушения основной кровли по данным оценки изменения давления в поршневой полости гидростоек

При определении фактической периодичности нагружения секций механизированной крепи МКЮ в лавах 18-10, 18-27 и 18-29 подробного изучения структуры и состава пород кровли пласта Толмачёвский в поле лав возможно установление периодических осадок основного влияющего слоя кровли, выполнялись следующие виды работ [27]:

1. Анализ горно-геологических условий.
2. Установка самописцев-манометров в средней части лав (западная часть панели - лава 18-10, восточная часть – лавы 18-27 и 18-29) на секциях механизированной крепи МКЮ, а также на участке лавы, расположенной в зоне влияния повышенного горного давления (ПГД).

Для определения периодичности нагружения секций механизированной крепи необходимо:

- производить снятие показаний с самописцев-манометров через каждые 3 суток;
- обработать полученные данные и подготовить заключение по результатам наблюдений.

Цель исследований - определение фактического шага обрушения пород основного влияющего слоя кровли в лавах.

Был также принят следующий порядок работы [27]:

- системный анализ горно-геологических условий в части выявления основного слоя кровли, зависающего за секциями крепи на максимальном протяжении;
- установка самописцев-манометров для инструментальных измерений изменения давления в поршневой полости гидростоек механизированной крепи.

Самописец - манометр состоит из корпуса, в котором находится часовой механизм и регистратор, наносящий на ленту графическое изменение давления в

поршневой полости гидростойки секции по мере работы в лаве. Подключение каждого из самописцев-манометров осуществляется путем соединения гидравлическими шлангами к поршневой полости гидростойки секций.

Для получения достоверной информации о нагружении гидростоек секций при работе лавы 18-8 снятие показаний с манометров М-72 и др. следует производить не реже 1 раза в 3 суток. Полный период наблюдений будет регламентирован текущими результатами данных по самописцам-манометрам после предварительной обработки в зависимости от качества выполнения работ с самописцами и скорости подвигания лавы [27].

Результаты инструментальных наблюдений изменения давления в поршневых полостях секций будут отмечены на лентах самописцев-манометров с последующей их обработкой. Обработанные результаты наблюдений необходимо сравнить с данными работы лавы (количество стружек) отмеченными маркшейдерской службой шахты. Сходимость результатов наблюдений должна составлять менее 30%. Необходимо выделить приращение давления в поршневой полости гидростойки при передвижке соседних секций механизированной крепи. Следует также определить параметры динамических процессов (время, частота динамического процесса, максимум давления за цикл) по циклам. По результатам работы самописцев-манометров строят графики зависимости нагружения гидростоек секций от времени наблюдений и протяженности подвигания лавы. После окончания наблюдений самописцы снимаются с гидростоек, часовой механизм проверяют на точность хода и величины оборота. Значения давления сравниваются с первичными тарировочными графиками [27].

Для подготовки заключения по результатам наблюдений специалистами сравниваются величины прогнозных данных и инструментально установленных данных о периодичности изменения давления. Показания самописцев, установленных в зоне влияния ПГД необходимо сравнить с данными заводских манометров на секциях, расположенных вне зоны ПГД.

2.3 Шахтные исследования изменения нагружения секций механизированной крепи лавы по мере ее подвигания с использованием гидравлических манометров-самописцев

В соответствии с разработанной методикой, в период с 10.08.2011 - 24.08.2011, были проведены инструментальные исследования проявлений горного давления в лаве № 18-10 пласта Толмачёвский (рисунок 2.1) для оценки изменения нагружения секций механизированной крепи лавы по мере ее подвигания с целью обеспечения рационального поддержания участковых подготовительных выработок в зоне опережающего опорного давления, а также для повышения безопасности ведения демонтажных работ лавы на границе с выработанным пространством [27].

Характеристика горно-геологических условий на участках проведения исследований

1) Выемочный участок 18-10

В пределах выемочного столба 18-10 непосредственная кровля сложена мелко и среднезернистым трещиноватым алевролитом мощностью 2-12 м. На отдельных участках мощность ее может уменьшаться до 0-0,5 м, и локально замещаться крепким песчаником. Основная кровля представлена мелко и среднезернистым песчаником. Мощность ее 4-8 м и трещиноватые мелкозернистые алевролиты темно- серого цвета, средней крепости мощностью 4-12 м, коэффициент крепости по шкале Протодяконова $f = 3-4$ [27].

На участке выемочного столба лавы № 18-10 отмечена зона ПГД, влияние оставленных целиков и краевых частей вышерасположенного пласта Бреевского. Средняя мощность пород междупластья пластов Толмачёвского и Бреевского составляет 60 м (рисунок 2.1).

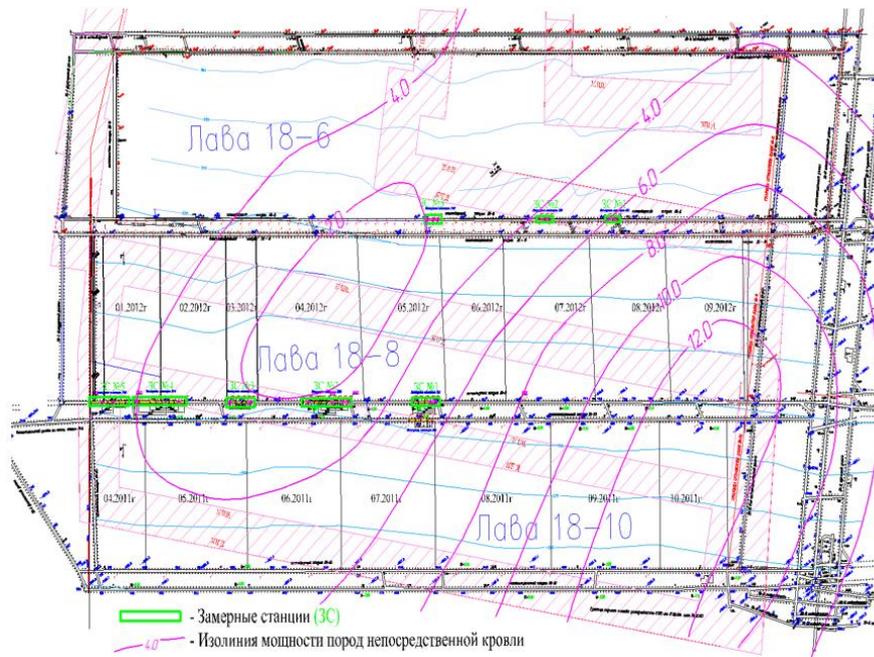


Рисунок 2.1 – Выкопировка из плана горных работ по пласту Толмачевский

Основную кровлю исследуемого участка согласно прогнозу слагает трещиноватый, крепкий, мелкозернистый, тонкослоистый песчаник мощностью до 10 метров. Прочностные характеристики пород основной кровли: $f=6-8$, $\sigma_{сж}=60-80$ МПа, $\sigma_p = 4-10$ МПа, $\sigma_{изг} = 2.5- 4.0$ МПа.

По обрушаемости кровля относится к среднеобрушаемой. Обрушение крупноблочное, осадки основной кровли прогнозируются резкими и динамичными по характеру. По нагрузочным свойствам основная кровля является тяжелой. Горно-геологические характеристики пласта «Толмачевский» представлены в таблице 2.1.

2) Выемочные участки в границах уклонного поля 18-2

Средняя мощность пласта около 2,15 м (вместе с высокозольной пачкой в почве пласта $m = 2,16$ м). Падение пласта на выходах под наносы достигает 50^0 в северо-западной части и 20^0 в юго-восточной части поля. Большая часть пласта имеет падение в $5^0 - 6^0$. Дизъюнктивная нарушенность пласта в пределах горного отвода шахты отсутствует. Пликвативная нарушенность, как по падению, так и по простиранию, имеет место и выражается в виде пологих мелко-амплитудных мульд. Глубина зоны выветривания 20 м от поверхности коренных пород.

Повсеместно в угольных пачках встречаются линзы «колчеданов» от небольших кусков до 1,3×0,3×0,8 м. Глубина залегания пласта в пределах горного отвода шахты 60-470 м.

Таблица 2.1 - Горно-геологическая характеристика пласта Толмачевского в пределах уклонного поля 18-2 [27]

№ слоя	Описание пород	Сопротивление сжатию, МПа	Сопротивление растяжению, МПа	Объемная масса, т/м ³	Коэффициент разрыхления	Коэффициент Крепости f
1	Основная кровля: Песчаник мелкозернистый, слоистый. (Алевролит мелкозернистый). Среднеобрушаемая (местами труднообрушаемая)	60 35-40	6,9 3,5	2,5 2,5	2,2 2,0	6 3-4
2	Непосредствен. кровля: Алевролит мелкозернист., трещиноватый. Неустойчивая.	35-40	3,5	2,5	2,0	3-4
3	<u>Ложная кровля:</u> Трещиноватый алевролит, реже углистый аргиллит.	15-20	1,0	1,8	1,8	1,5 -2
4	Уголь каменный: Марка «Г», трещиноватый.	13	0,9	1,28	1,4	1,3
5	Прослойка, представлен мелкозерн. алевролитом и глинистым песчаником.	20-30	3	2,3	1,8	3
6	Ложная почва: Переслаивание угля сажистого и углист.аргиллита	15-25	1,0	2,0	1,7	1-1,5
7	Непосредствен. почва: Алевролит мелкозернистый.НМ= 4-6 м.	29-37	3,7-4,3	2,5	1,8	2,9-3,7

Проведение исследований на участке лавы 18-10

Для регистрации изменения давления в поршневой полости гидростоек на секциях механизированной крепи №76, 77, 78, 79, 80 в средней части лавы; №127, 128, 129 в зоне повышенного горного давления (ПГД) были установлены тарированные самописцы-манометры типа М-81. Наблюдения проводились на протяжении 132 м подвигания лавы (рисунок 2.2) [27].

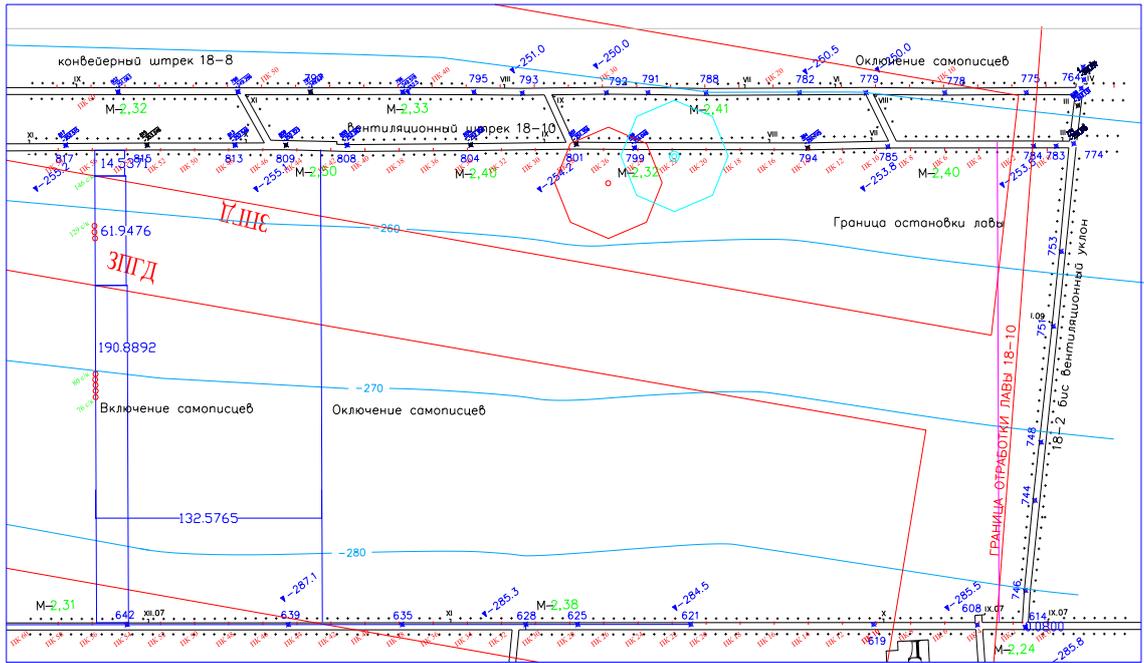


Рисунок 2.2 – Участок проведения исследований в пределах выемочного столба 18-10

Анализ результатов работы лавы №18-10 за период инструментальных наблюдений позволил отметить следующее:

- общее количество уходов (циклов) работы лавы за период с 10.08.11 - 24.08.11 составило 129, а среднее фактическое подвигание лавы за цикл 1 м;
- фактическое подвигание лавы за 15 суток составило 132 м, а средняя скорость подвигания лавы 8,6 м/сут.

Общее количество циклов работы лавы 18-10 за период инструментальных наблюдений показаны в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Общее количество циклов работы лавы №18-10 за период с 10.08.2011 -24.08.2011 г.

Дата/смены	Смены			
	1	2	3	4
10.08.11	2	4	3	4
11.08.11	0	3	3	4
12.08.11	1	3	2	3
13.08.11	1	3	0,5	0,5
14.08.11	1	1,5	0	0
15.08.11	2	4	4	3
16.08.11	1	4	2	1
17.08.11	2	4	3	2

Продолжение таблицы 2.2

18.08.11	1	3	0	0
19.08.11	2	0	4	3
20.08.11	1	3	3	3,5
21.08.11	0	3	3,5	3
22.08.11	1	3	3	2
23.08.11	1	4	3	1
24.08.11	1	1	1,5	3

Обработанные результаты инструментальных наблюдений за периодичностью нагружения секций механизированной крепи в очистном забое 18-10 пласта Толмачёвского показаны в таблице 2.3.

Таблица 2.3 - Средневзвешенные значения нагружения гидростоек секций в очистном забое 18-10 за период с 10.08.11-24.08.11

Р, кг/см ² п.п. день измерений	Р 1 (№7 6)	Р 2 (№7 7)	Р3 (№7 8)	Р 4 (№7 9)	Р ₁ ср	Р ₆ (№12 8)	Р ₇ (№12 9)	Р ₂ , среднее значение за сутки в зоне ПГД
1	388	332	-	422	381	400	372	386
2	316	296	-	344	319	436	388	412
3	395	316	-	438	383	390	420	405
4	345	320	-	327	331	338	346	342
5	415	350	-	-	382	380	360	370
6	346	371	341	346	351	366	275	320
7	424	347	322	359	363	389	354	371
8	433	325	319	349	356	371	399	385
9	346	-	423	428	399	457	350	403
10	446	-	445	416	436	394	331	362
11	365	-	396	415	392	382	314	348
12	416	-	340	371	375	285	350	317
13	331	-	386	272	329	390	374	382
14	348	-	404	300	350	339	412	375
15	408	-	353	283	348	291	361	326

Шаг формирования зависящей консоли пород кровли составляет 15-17 м. Такая зависимость справедлива при мощности песчаников в кровле пласта до 10 м и при мощности пород непосредственной кровли около 5 м (половина мощности песчаников). При увеличении мощности непосредственной кровли шаг обрушения основной кровли уменьшается, а на участках зон повышенного горного давления шаг обрушения может быть установившимся. Так, согласно горно-геологическому прогнозу на отработку лавы № 18-10 следует, что при

ведении горных работ возможна встреча локальных зон резкого уменьшения мощности непосредственной кровли от 0.5 до 1 метра, зон частичных замещений и размывов пласта, представленных песчаником. Анализ обработанных данных, полученных с записей на лентах самописцев- манометров подтверждают изменения мощности пород непосредственной кровли пласта Толмачёвский [27].

На участке влияния зоны ПГД, отмеченной в плане горных работ, установлено, что средние максимальные нагрузки на секции механизированной крепи оказывают воздействие на сутки ранее, по сравнению с нагрузками на секции крепи, установленных в середине лавы. При этом среднее максимальное значение изменения давления в поршневой полости гидростоек секций крепи повторяется через каждые 6 суток, как по данным самописцев, расположенных в зоне ПГД, так и по данным самописцев, расположенных в середине лавы. Шаг обрушения пород основной кровли на участке влияния зоны ПГД составляет 13 м.

Среднее время протекания динамического процесса нагружения гидростоек секций механизированной крепи равно 60 мин. Коэффициент вариации по полученным значениям составил 5 %, что позволяет говорить о хорошей сходимости результатов исследований.

С учетом средней скорости подвигания лавы на момент наблюдений до 8,6 м/сут периодичность минимума нагружения секций будет повторяться примерно через каждые 12 суток (95-100 м).

На основании проведенных исследований нагружения гидростоек секций механизированной крепи, можно сделать следующие выводы [27]:

1. По данным инструментальных наблюдений в лаве 18-10 установлено, что вторичные и последующие периоды зависания и обрушения пород основной кровли лавы № 18-10 (установившийся шаг обрушения основной кровли) равны 15-17 м при мощности песчаников основной кровли пласта в пределах 8-10 м, а мощности непосредственной кровли до 2-6 м. Зона опорного давления впереди лавы формируется в соответствии с установленными периодами (шаг обрушения основной кровли).

2. Планирование демонтажных работ необходимо осуществлять с учетом установившегося шага обрушения пород основной кровли, который может изменяться от 13 до 17 м по всей длине лавы, при этом максимальное нагружение секций механизированной крепи «МКЮ» в плане горных работ будет приходиться на часть лавы со стороны вентиляционного уклона 18-2 бис.

3. Линия очистного забоя благоприятная для демонтажа механизированного комплекса до сбойки № 1 по конвейерному штреку 18-10 может быть в пределах зоны минимальной нагрузки на пласт Толмачёвский формируемой по мере зависания и обрушения нижних слоев кровли с шагом обрушения 8 - 9 м, т.е. вне зоны максимального зависания консолей пород кровли. На рисунке 2.2 эта зона находится между ПК 1 - ПК 8 по вентиляционному штреку 18-10 протяженностью 70 м и между ПК 1+ 5 м - ПК 8 по конвейерному штреку 18-10 протяженностью 65 м.

График изменения давления в поршневой полости гидростойки секции крепи в лаве 18-27 в привязке к количеству циклов комбайна в выемочном столбе Толмачёвский 18-27 при отработке в нисходящем порядке (левая часть уклонного поля) приведен на рисунке 2.3.

Из графика видно, циклический характер обрушения непосредственной кровли и основной кровли.

График изменения давления в поршневой полости гидростойки секции крепи в лаве 18-27 в привязке к длине исследуемого участка приведен на рисунке 2.4.

Из графика (рисунок 2.4), видно, что шаг обрушения основной кровли составляет около 15 м. График изменения давления в поршневой полости гидростойки секции крепи в лаве 18-29 привязанный к длине участка приведен на рисунке 2.5.

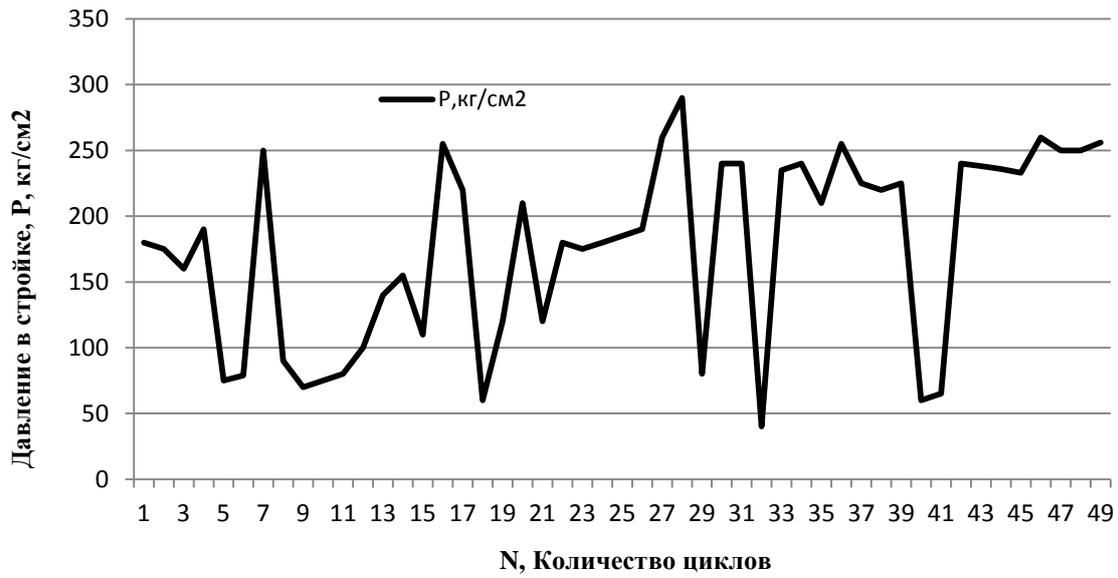


Рисунок 2.3 – График изменения давления в поршневой полости гидростойки секции крепи в лаве 18-27 в масштабе количества циклов комбайна



Рисунок 2.4 – График изменения давления в поршневой полости гидростойки секции крепи в лаве 18-27 в привязке к длине исследуемого участка

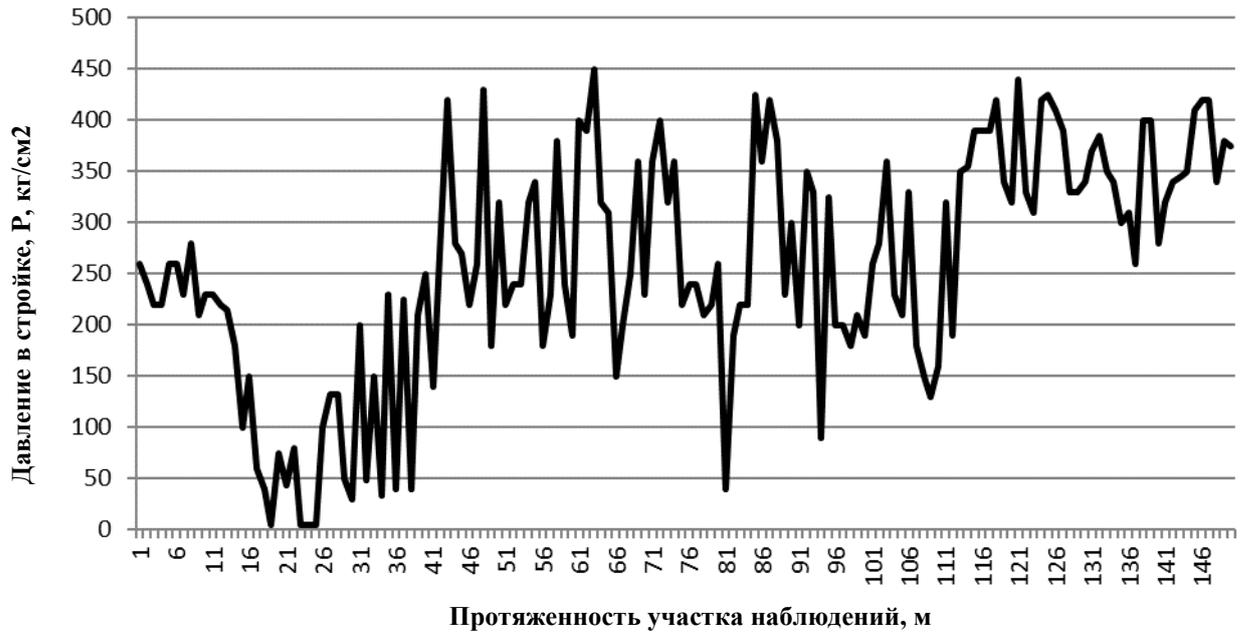


Рисунок 2.5 – График изменения давления в поршневой полости гидростойки секции крепи в лаве 18-29 в привязке к протяженности участка наблюдений

Из графика видно, что обрушение непосредственной кровли характеризуется более частными амплитудами и составляет около 10 м, расстояние между высокими амплитудами характеризует обрушение основной кровли составляет порядка 20 м.

Результаты шахтных исследований шага обрушения основной кровли, представленные в данной главе, были ранее опубликованы автором в ряде научных работ [26, 27, 43, 44]. Кроме того, автором установлено и изучено влияние опорного давления, формируемого впереди очистного забоя и определяемого, в том числе шагом обрушения основной кровли, на состояние участков подготовительных выработок [24, 25, 28, 41, 42, 45, 46].

Расчет шага обрушения по уклонному полю 18-2 (левая часть) по различным моделям приведен ниже.

По П.В. Егорову [9, С.133], при средней величине активного слоя для балки с свободно опертыми концами шаг обрушения определяется по формуле 2.1:

$$L_1 = \sqrt{\frac{4 \sigma_{ph}}{3 \gamma}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 10 \cdot 13,38}{3 \cdot 2,3}} = 8,79, \text{ м} \quad (2.1)$$

При максимальном распоре:

$$L_1 = \sqrt{\frac{4}{3} \frac{10 \cdot 20}{2,3}} = 10,75 \text{ , м}$$

При минимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{4}{3} \frac{10 \cdot 8}{2,3}} = 6,8 \text{ , м}$$

При средней величине активного слоя для балки с заземленными концами:

$$L_1 = \sqrt{\frac{2\sigma_{ph}}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 10 \cdot 13,38}{2,3}} = 10,78 \text{ , м}$$

При максимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{2\sigma_{ph}}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 10 \cdot 20}{2,3}} = 13,18 \text{ , м}$$

При минимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{2\sigma_{ph}}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 10 \cdot 8}{2,3}} = 8,34 \text{ , м}$$

По А.А. Борисову [4, С.117] при средней величине активного слоя, расчет шага обрушения основной кровли приведен в таблице 2.4.

Таблица 2.4 - Расчет шага обрушения основной кровли при средних значениях активного слоя и основной кровли

Параметр	Выемочный столб		
	18-27	18-29	18-31
Объемный вес пород γ , (т/м ³)	2,3	2,3	2,3
Глубина залегания Н, м	436	422	451
Закрепляющая нагрузка, $q_{зак}$	10,028	9,706	10,373
Нагрузка от активного слоя, q_1	0,30774	0,30475	0,33028
Квадрат мощности основной кровли h_{12}	156,25	144	121
Модуль продольной упругости пласта, E_m	0,00004	0,00004	0,00004
Коэффициент	6	6	6
Коэффициент поперечной деформации, μ	0,5	0,5	0,5
Модуль деформации угольного пласта, $E_{пл}$	5,33333E-05	5,33333E-05	5,33333E-05
Приведенный модуль упругости, E_d	7,1111E-05	7,1111E-05	7,1111E-05
Произведение, $4h_{пл} \cdot E$	0,155	1,488	1,488
Момент инерции основной кровли, на 1 м, I	162,7604	144	110,9167

Продолжение таблицы 2.4

Коэффициент учитывающий деформационные свойства кровли и пласта, β_2	0,000231	2,13E-05	1,64E-05
Корень из β_2	0,015215	0,004619	0,004054
Шаг обрушения основной кровли, L_1	14,53	14,01	12,33

Как видно из расчетов, шаги обрушения имеет высокую корреляцию от мощности активного слоя, но по инструментальным замерам шаг обрушения составляет порядка 20 м.

Расчеты по правой части уклонного поля 18-2, по аналогичным моделям приводятся ниже, выемочный столб 18-6.

По П.В.Егорову [9, С.133] при средней величине активного слоя для балки со свободно опертыми концами шаг обрушения определяется по формуле 2.2:

$$L_1 = \sqrt{\frac{4 \sigma_{ph}}{3 \gamma}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 10 \cdot 17,75}{3 \cdot 2,3}} = 10,14 \text{ , м} \quad (2.2)$$

При максимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{4 \cdot 10 \cdot 20}{3 \cdot 2,3}} = 10,75 \text{ , м}$$

При минимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{4 \cdot 10 \cdot 10}{3 \cdot 2,3}} = 7,6 \text{ , м}$$

При средней величине активного слоя для балки с защемленными концами:

$$L_1 = \sqrt{\frac{2 \sigma_{ph}}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 10 \cdot 17,75}{2,3}} = 12,42 \text{ , м}$$

При максимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{2 \sigma_{ph}}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 10 \cdot 20}{2,3}} = 13,18 \text{ , м}$$

При минимальном активном слое:

$$L_1 = \sqrt{\frac{2 \sigma_{ph}}{\gamma}} = \sqrt{\frac{2 \cdot 10 \cdot 10}{2,3}} = 9,32 \text{ , м}$$

По А.А.Борисову [4, С.117], при средней величине активного слоя, расчет шага обрушения основной кровли приведен в таблице 2.5.

Таблица 2.5 - Расчет шага обрушения основной кровли при средних значениях активного слоя и основной кровли в уклонном поле 18-2 (правая часть)

Параметр	Выемочный столб		
	18-6	18-8	18-10
Объемный вес пород γ (т/м ³)	2,3	2,3	2,3
Глубина залегания Н, м	366,25	410,83	443,05
Закрепляющая нагрузка, $q_{\text{зак}}$	8,42375	9,44909	10,19015
Нагрузка от активного слоя, q^1	0,409	0,349	0,321
Квадрат мощности основной кровли h_1^2	169	121	36
Модуль продольной упругости пласта, E_m			
Коэффициент	6	6	6
Предел прочности на изгиб, МПа	2,5	2,5	2,5
Модуль продольной упругости пласта, E_m	0,00004	0,00004	0,00004
Коэффициент поперечной деформации, μ	0,23	0,23	0,23
Модуль деформации угольного пласта, $E_{\text{пл}}$	4,22342E-05	4,22342E-05	4,22342E-05
Приведенный модуль упругости, E_d	4,45932E-05	4,45932E-05	4,45932E-05
Произведение, $4h_{\text{пл}} \cdot E$	0,1612	0,1364	0,0744
Момент инерции основной кровли на 1м, I	183,0833	110,9167	18
Коэффициент учитывающий деформационные свойства кровли и пласта, β^2	0,000157	0,000112	3,34E-05
Корень из β^2	0,01253	0,010602	0,005783
Расчет подкоренного выражения	171,6678	143,9603	46,22896
Шаг обрушения основной кровли, L_1	13,10191	11,99833	6,798529

Анализ данных таблицы 2.6 показывает существенное расхождение величин шагов обрушения основной кровли, рассчитанных по различным методикам, а также их отличие от фактически определенного шага обрушения основной кровли, что позволяет сделать вывод о невозможности использования расчетных методов и необходимости проведения шахтных наблюдений для уточнения шага

обрушения основной кровли с целью рационального расположения демонтажной камеры.

Таблица 2.6 - Оценка шагов обрушения основной кровли в уклонном поле 18-2 пласта Толмачевского

Объект исследования	Расчетный шаг обрушения по П.В. Егорову, м	Расчетный шаг обрушения по А.А. Борису, м	Расчетный шаг обрушения по геологическому прогнозу, м	Шаг обрушения основной кровли по инструментальным измерениям (манометры-самописцы), м
18-27 нисходящий	10,42	14,52722	35	20-22
18-29 нисходящий	13,18	14,01356	35	
18-31 нисходящий	11,03	12,3345	40	
18-6 восходящий	13,13	13,10191	15	15-17
18-8 восходящий	11,42	11,99833	22	
18-10 восходящий	10,63	6,798529	17	

2.4 Шахтные исследования изменения нагружения секций механизированной крепи лавы по мере ее подвигания с использованием аппаратуры Марсо

При проведении исследований выполнялся анализ данных аппаратуры Марсо (давление в гидростойках секций крепи), полученных при отработке запасов выемочного столба №17-47 по пласту Бреевский в условиях шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс». В пределах рассматриваемого участка №17-47 (рисунок 2.6) мощность пласта изменяется от 1,56 м до 1,63 м, угол падения составляет 12-17°. Природная газоносность пласта 5-9 м³/т. Вмещающие породы: ложная кровля - мелким и средне зернистый темно-серый трещиноватый алевролит с тонкими включениями углистых веществ, средней мощностью 0,15 м, - весьма неустойчива и обрушается вслед за выемкой угля; непосредственная кровля пласта мощностью 4-8 м представлена мелко и среднезернистым

алевролитом средней устойчивости; основная кровля представлена переслаиванием мелкозернистого алевролита и песчаника мощностью 8–10 м; непосредственная почва представлена мелкозернистым алевролитом мощностью 3–8 м, крепостью 3,5–4.

Отработка запасов выемочного участка проводилась с использованием лавного оборудования: комбайн SL 300, крепь Glinik 12/25, лавный конвейер FFC-9. Длина лавы составляла 300 м. Анализ данных аппаратуры Marco осуществлялся за период с 01 по 15 декабря 2015 года. За указанный период было проанализировано 5748 изменений давления для каждой гидростойки, т.е. всего выполнялся анализ более чем 2 млн значений.

В рассматриваемый период времени скорость подвигания лавы изменялась от 8 до 19 м/сут, нагрузка на очистной забой - от 5,5 до 13 тыс тонн/сут соответственно. Первоначальный анализ данных позволил выделить минимальные, средние и максимальные значения давления в гидростойках. На рисунке 2.6 представлен график распределения указанных величин по длине лавы.

Как видно из рисунка 2.7 концевые участки лавы протяженностью 50–60 м существенно выделяются по величине среднего и максимального давления, которые постепенно возрастают по мере удаления от сопряжений. Указанное распределение максимальных и средних значений на концевых участках лавы обусловлено влиянием краевой части массива и целика соответственно, которые воспринимают часть нагрузки, формируемой основной кровлей. Указанные особенности распределения давления предопределяют необходимость выделения и самостоятельного рассмотрения как минимум трех участков: концевой участок лавы со стороны целика (протяженность до 60 м), концевой участок лавы со стороны массива (протяженность до 60 м) и центральная часть лавы (по всей длине за исключением концевых участков) [82].

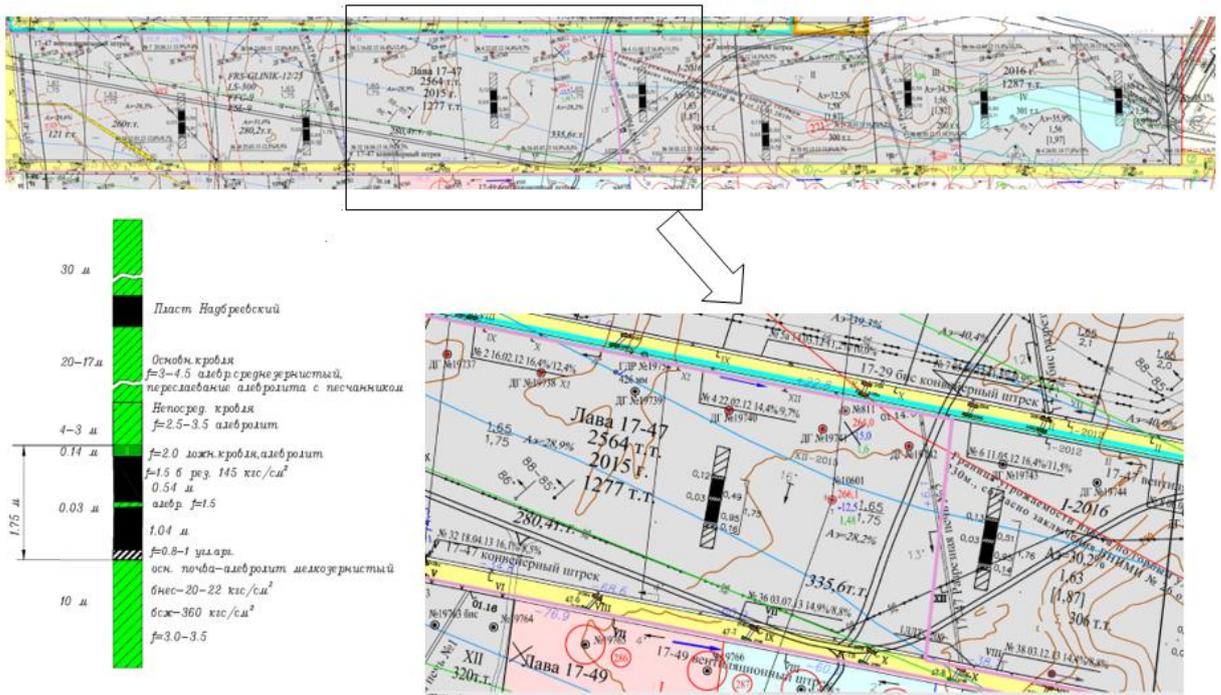


Рисунок 2.6 – Выкопировка из плана горных работ участка №17-47

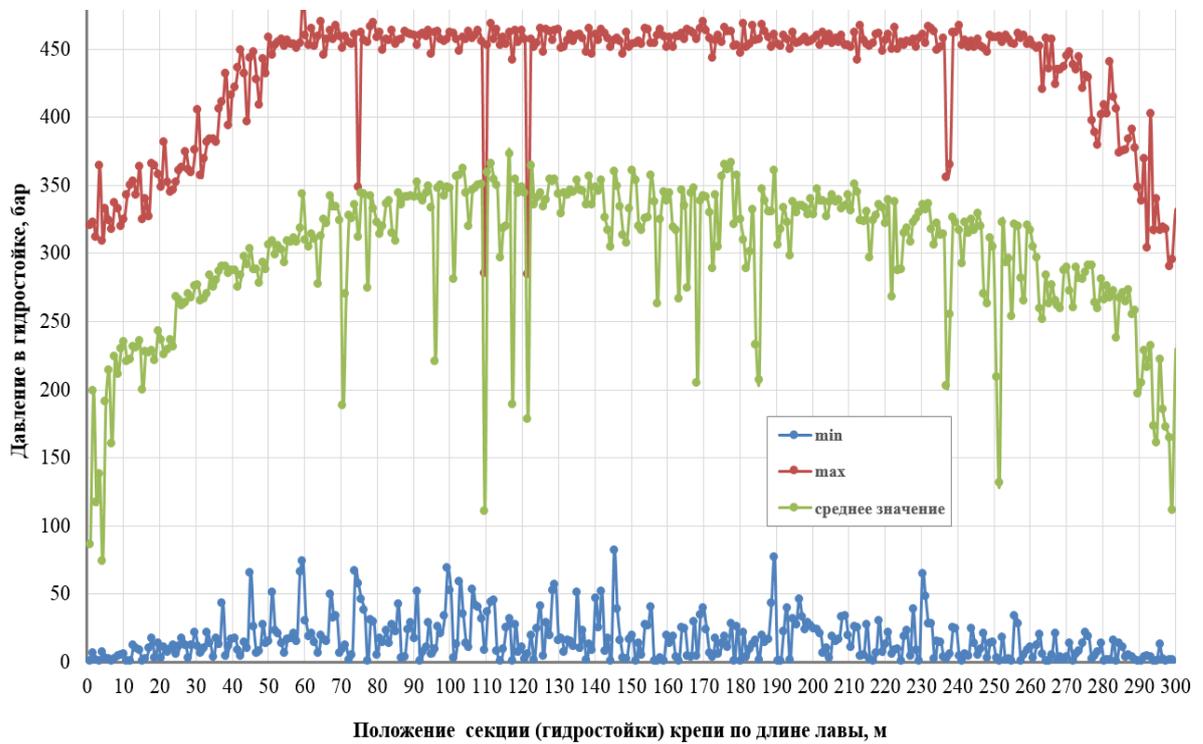


Рисунок 2.7 – Распределение давления в гидростойках крепи по длине лавы

Дальнейшие исследования влияния скорости подвигания лавы проводились для центрального участка лавы. Динамика средней нагрузки по центральному участку лавы представлена на рисунке 2.8. Выполненный анализ данных позволил установить, что при простоях оборудования наблюдается постепенный рост давления в гидростойках по всей длине рассматриваемого участка (рисунок 2.9). В рассматриваемый период длительность простоев лавы как правило не превышала 3 часов на протяжении которых рост давления в гидростойках крепи составлял от 12 до 20% [82].

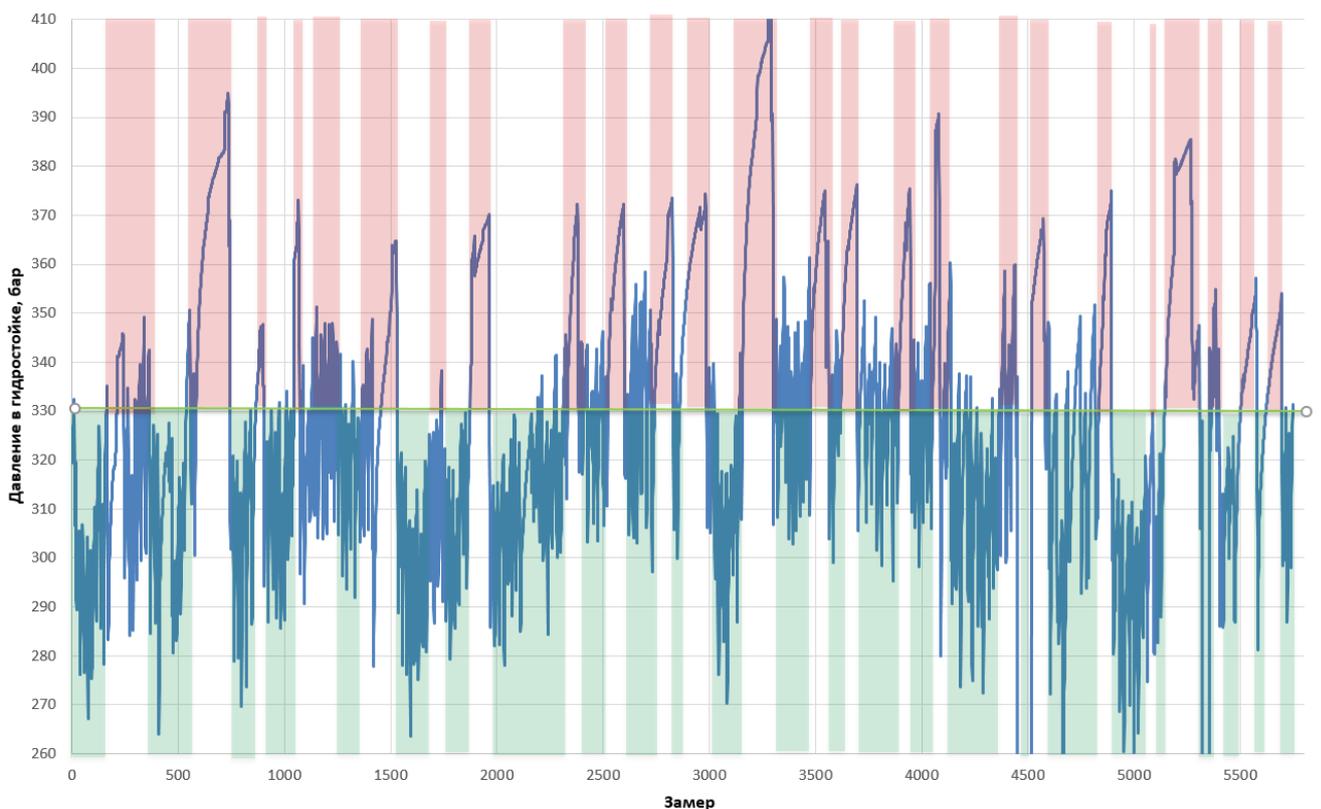


Рисунок 2.8 – Изменение средних значений в гидростойках крепи в центральной части лавы

Дальнейший анализ данных с учетом простоев оборудования показал, что все экстремальные значения давления связаны с существенным повышением скорости подвигания очистного забоя или его длительной остановкой. На рисунке 2.10 представлен фрагмент результатов исследований, который позволяет оценить периодичность изменения нагрузок на секции крепи с учетом скорости подвигания очистного забоя. Период изменения нагрузок в рассматриваемый

период составляет от 10 до 22 м, что подтверждается шахтными наблюдениями за проявлениями горного давления (увеличение отжима и характерный звуковой эффект при обрушении основной кровли) [82].

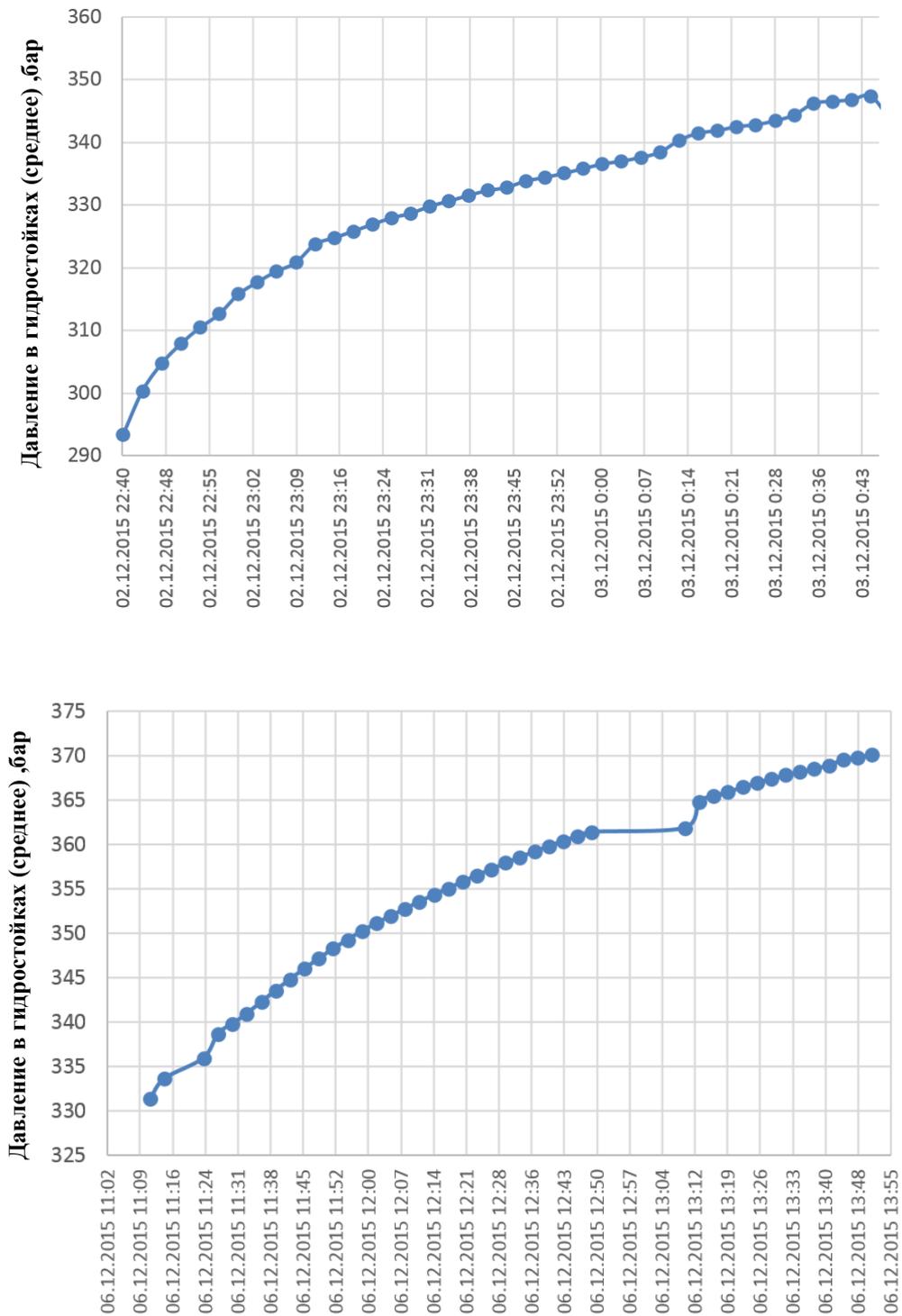


Рисунок 2.9 – Изменение среднего давления в гидростойках крепи при остановке лавы

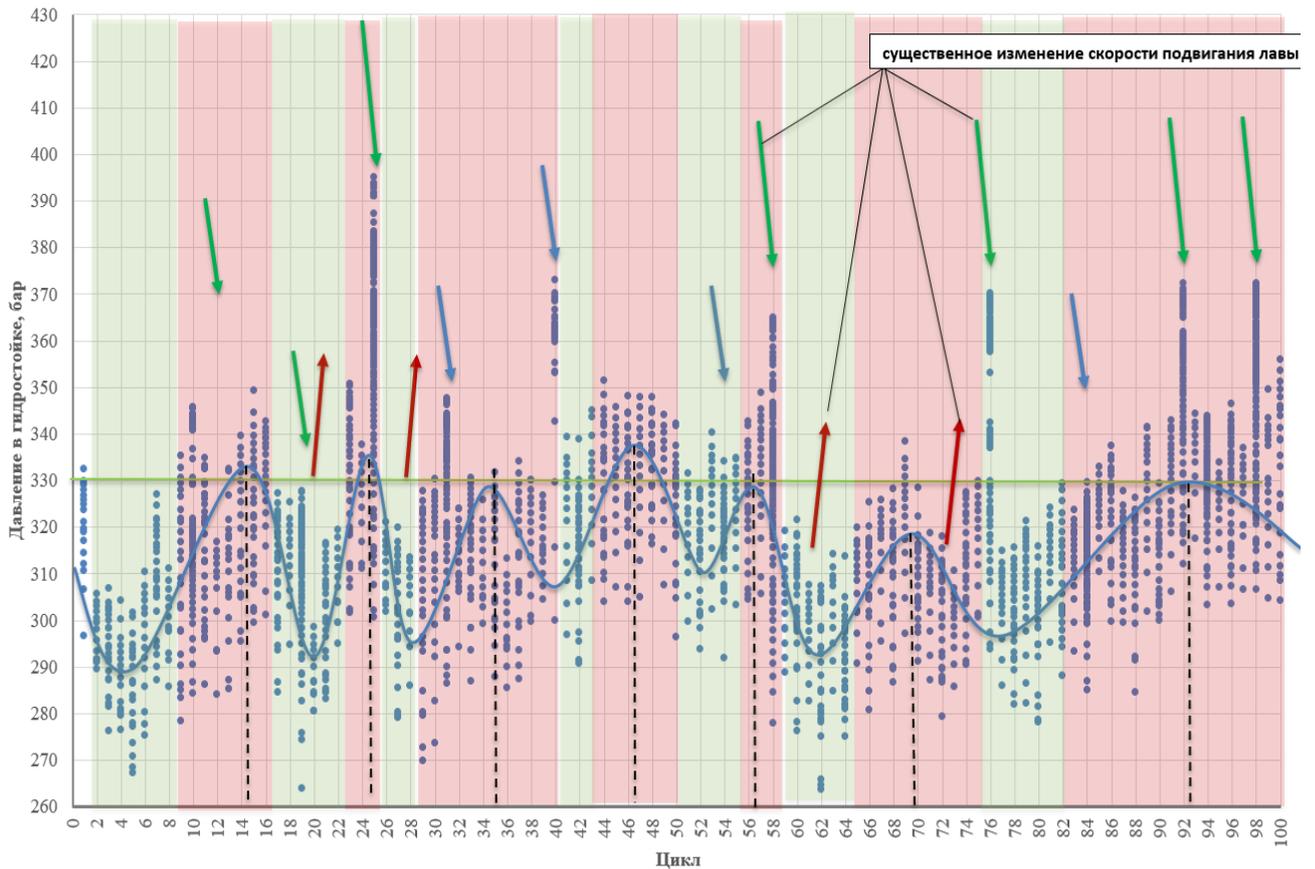


Рисунок 2.10 – Изменение среднего давления в гидростойках по мере продвижения лавы

В результате шахтных исследований установлено:

- Обоснована необходимость проведения исследований и разработки рекомендаций для среднего участка лавы с наибольшими нагрузками на секции крепи. В рассматриваемом случае участок протяженностью 180 м за исключением концевых участков лавы по 60 м. Концевые участки лавы, протяженностью до 60 м, следует исключать в следствие влияния технологических факторов (самозарубка комбайна косыми заездами) и геомеханических (влияние краевой части массива и целика соответственно).

- Установлено, что нагружение секций крепи происходит не одновременно, в связи с чем целесообразно рассматривать средние значения по секциям в центральной части лавы.

- Выявлен постепенный рост нагрузки на секции при длительных простоях лавы (увеличение давления в гидростойках на 12-20%).

- Анализ усредненных значений нагрузок секций позволил выявить волновой характер изменения нагрузок по мере подвигания лавы с изменением нагрузки на секцию порядка 30% (относительно минимальной).

- Шаг обрушения, установленный по периодичности максимального нагружения секций крепи в рассматриваемый период, изменяется в диапазоне 4-15 м. Выделяются участки с относительно стабильными значениями шага как 4 м, так и 15 м.

2.5 Шахтные исследования сейсмической активности по мере отработки запасов выемочных столбов с использованием датчиков системы GITS

Основная задача системы GITS - обеспечение непрерывного контроля за поведением зон повышенной интенсивности сейсмических явлений в массиве.

ССМ GITS предназначена для контроля разрушений в массиве горных пород в пределах шахтного поля (5×5 км). Энергетический диапазон событий от 100 Дж (зависит от плотности сети датчиков), частотный от 0,01 до 900 Гц, интенсивность потока событий до 100 событий/сутки. ССМ GITS - представляет собой аппаратно-программный комплекс, состоящий: из сети сейсмических датчиков, цифровых телеметрических каналов связи, программного комплекса обнаружения и обработки сигналов. Базовый комплект телеметрии поддерживает 6 датчиков. Необходимое количество комплектов определяется конкретным местом установки системы. Программное обеспечение системы позволяет сконфигурировать до 2-х базовых комплектов и обеспечить 12 каналов регистрации [25].

Место расположения датчиков системы GITS в горных выработках пласта Толмачёвский изображены на рисунке 2.12.

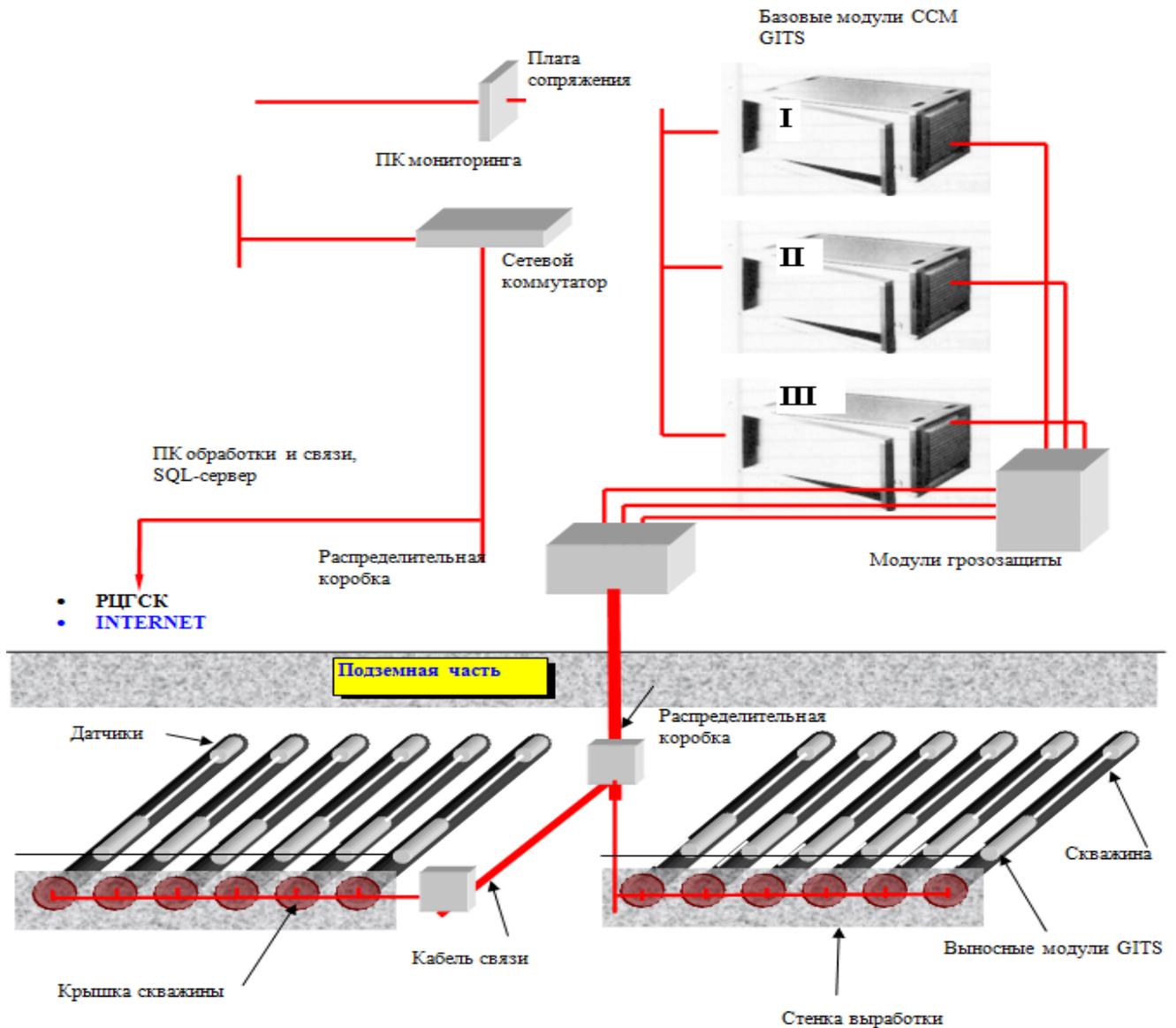


Рисунок 2.11 – Система горного сейсмологического мониторинга

В результате анализа сейсмических событий выявлено, что их частота, имеет циклический характер по нарастанию динамической и энергетической мощности, достигая определенный максимум, а затем снижения до минимума, что схоже по диаграммам полученных при помощи натуральных исследований нагружения механизированных секций крепи очистного забоя при помощи гидравлических манометров самописцев, установленных в поршневую полость гидравлических стоек механизированной крепи в очистных забоях [25].

Дальнейшие следования сейсмической активности на горном отводе шахты Польшаевская показывают, что интенсивность проявления сейсмической

активности по времени и в пространстве на горном отводе идентичны и гармоничны с процессами обрушения основной кровли в других очистных забоях.

Так на рисунках 2.13 и 2.14 представлены графики сейсмической активности по длине выемочного столба на основе данных системы ГИТС при отработке лав 18-8 и 18-6. Рисунки 2.13 и 2.14 наглядно иллюстрируют изменение интенсивности протекания геомеханических процессов на выемочных участках на различных стадиях ведения работ.

Распределения сейсмических событий по энергии на плане горных работ за период с 15.07.2012 по 15.08.2012 при отработке лавы 18-8 представлен на рисунке 2.15.

На рисунке 2.16 представлена динамика сейсмической активности по датам при отработке запасов выемочного столба 18-8. Как видно из рисунка 18.13 прослеживается четкая периодичность возникновения максимумов как количества событий, так и их суммарной энергии.

Расположение
сейсмических
датчиков

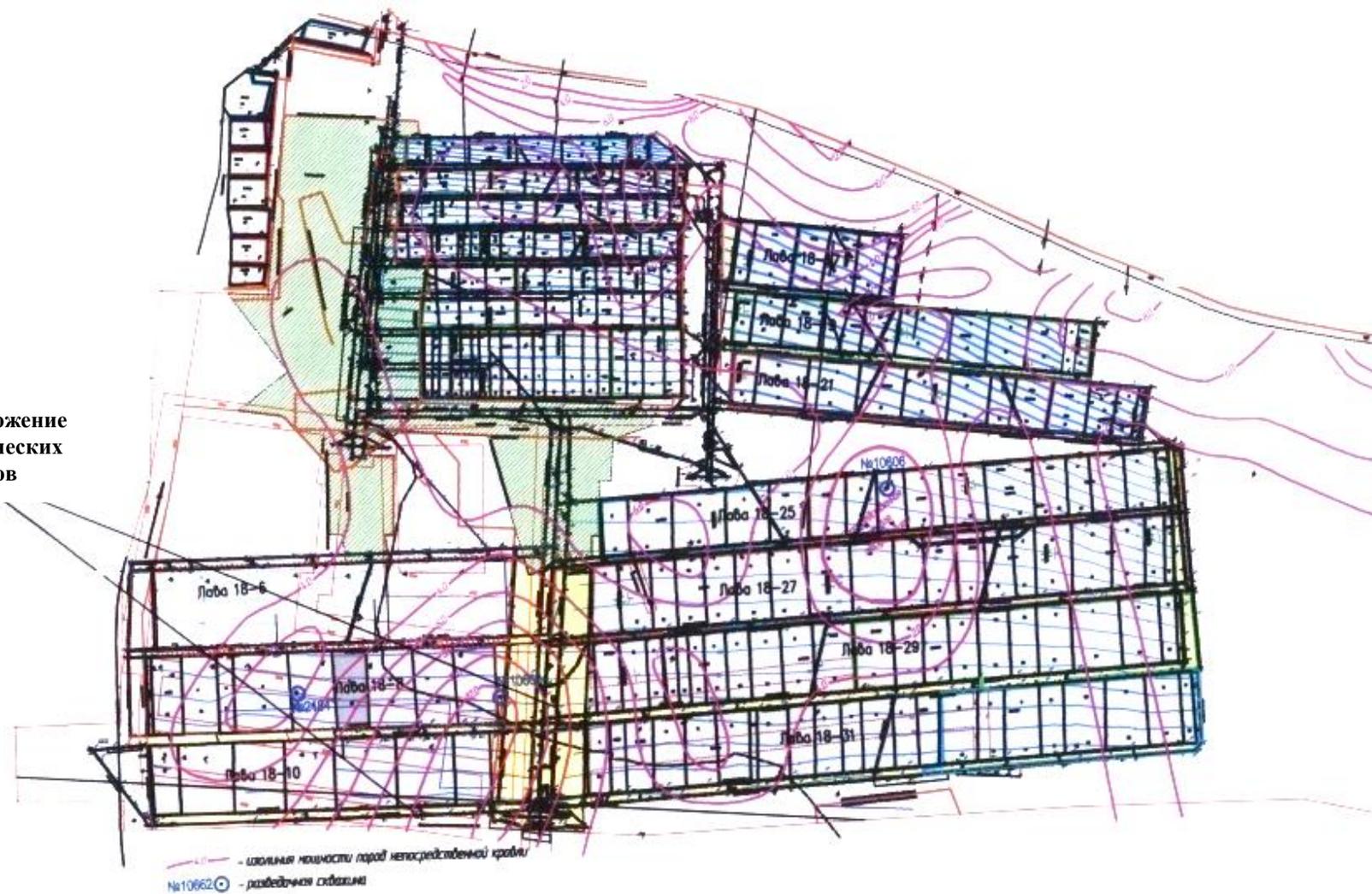


Рисунок 2.12 – Расположение сейсмических датчиков в шахтном поле шахты «Полысаевская»



Рисунок 2.13 – График сейсмической активности (лава 18-8)



Рисунок 2.14 – График сейсмической активности (лава 18-6)

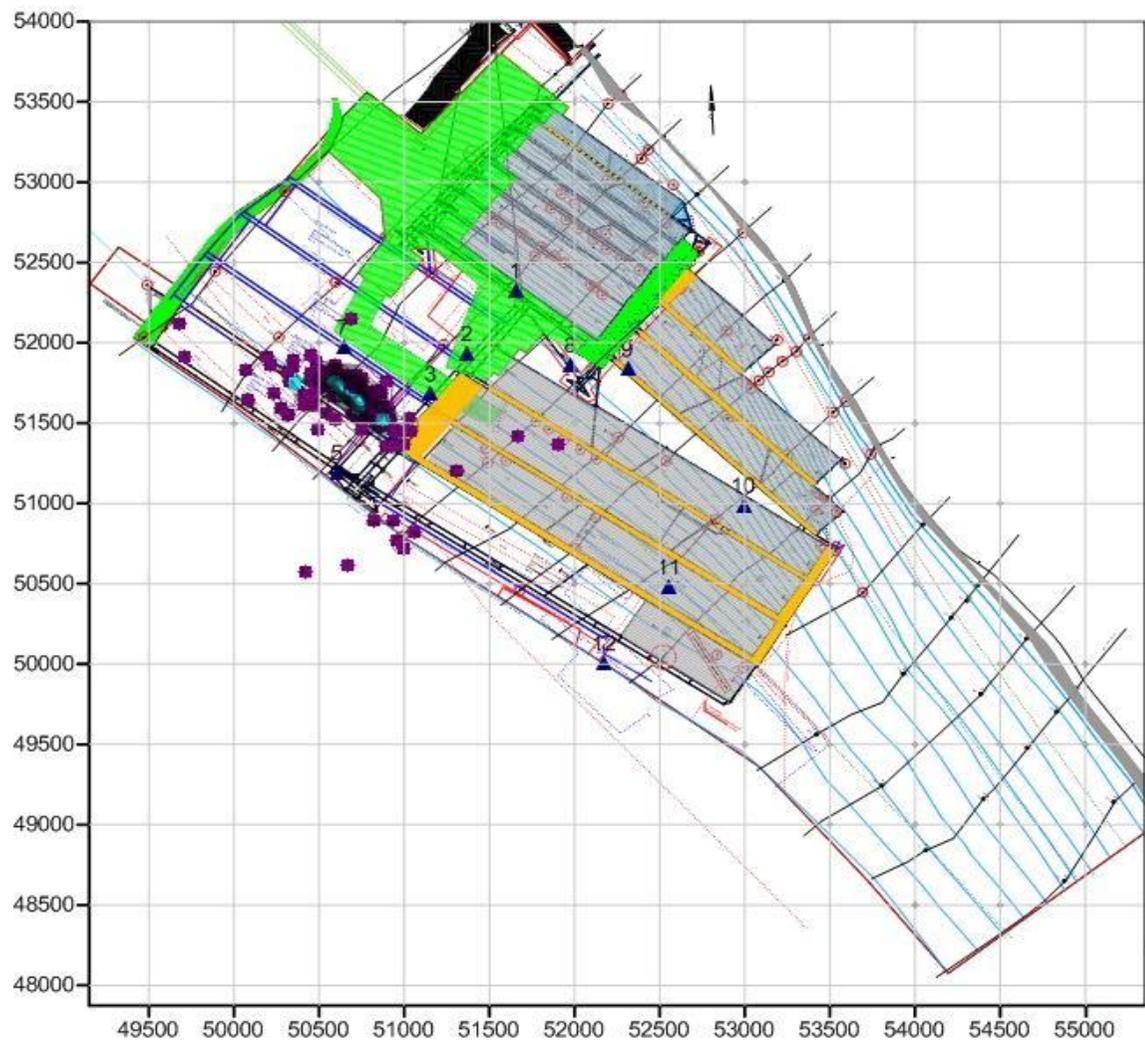


Рисунок 2.15 – Распределение сейсмических событий по энергии

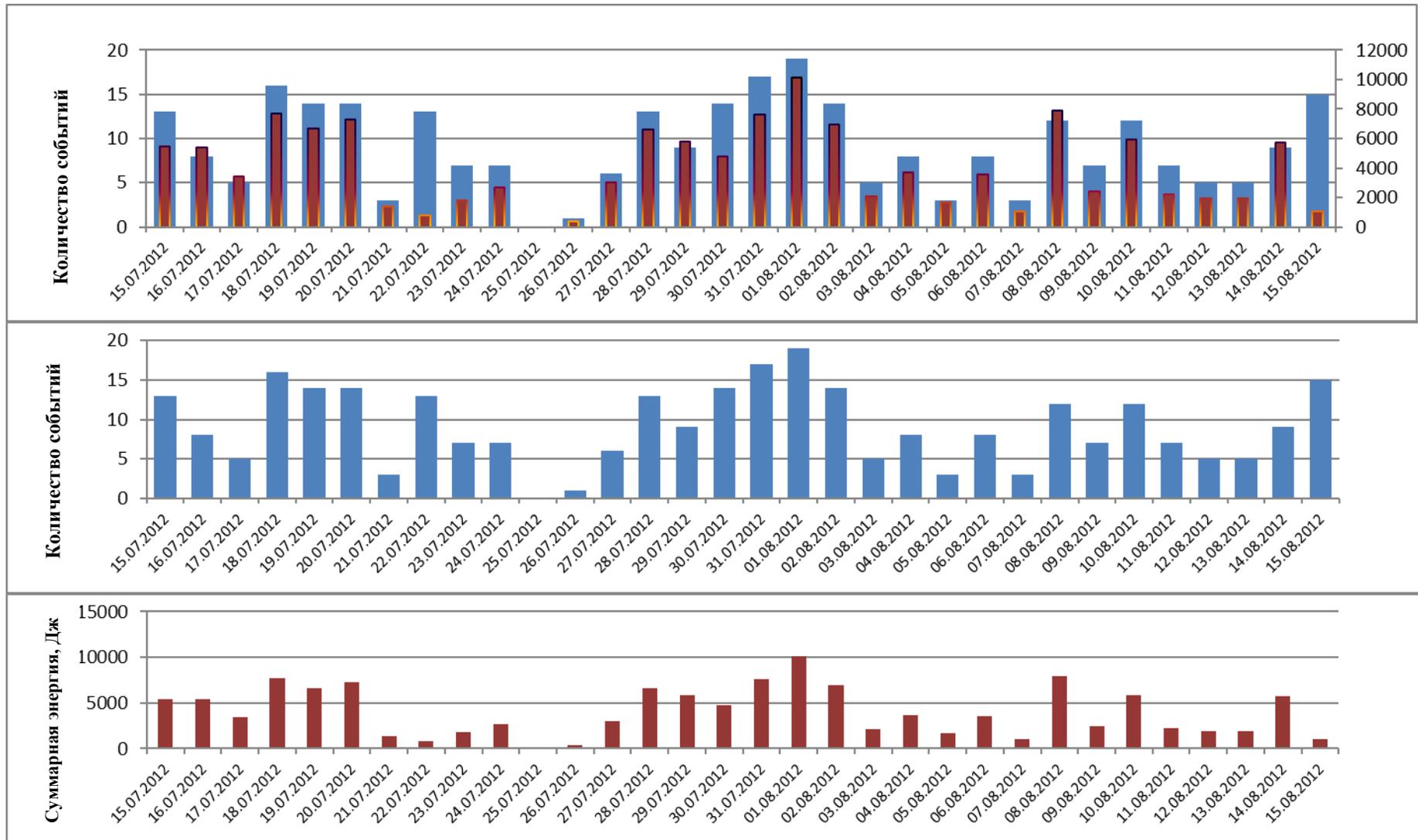


Рисунок 2.16 – Динамика сейсмической активности (лава 18-8)

2.6 Выводы по второй главе

1. Выполненные шахтные наблюдения за изменением давления в стойках механизированной крепи с использованием манометров-самописцев позволили установить шаг обрушения основной кровли для условий отработки выемочных участков по пласту Толмачевский в поле шахты «Полысаевская», величина которого составила 15-22 м.

2. Применение аппаратуры Marco (или аналогов) позволяет осуществлять непрерывный контроль давления в гидростойках крепи с частотой 3 замера в минуту, что позволяет ее рекомендовать в качестве наиболее эффективного способа контроля нагрузки на секции крепи в режиме реального времени, обеспечивающего как определение фактического шага обрушения пород кровли, так и его изменений по мере подвигания лавы.

3. Выполненные с использованием аппаратуры Marco шахтные исследования позволили установить неравномерность распределения давления по длине лавы и сделать вывод о целесообразности исследования нагрузок на секции крепи (определения шага обрушения кровли) при выборе места рационального расположения кровли только на центральном участке лавы с исключением концевых частей лавы протяженностью до 60 м.

4. Анализ изменения частоты сейсмических событий позволил выявить цикличность формирования как максимального количества событий, так и количества суммарной энергии по длине выемочного столба, соответствующую шагу обрушения основной кровли.

5. Сопоставительный анализ результатов шахтных и аналитических исследований показал несоответствие расчетных данных фактическим, что свидетельствует о необходимости проведения шахтных исследований для определения шага обрушения основной кровли и выбора рационального места заложения демонтажной камеры.

ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ МЕСТА ФОРМИРОВАНИЯ ДЕМОНТАЖНОЙ КАМЕРЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ

3.1 Выбор и обоснование геомеханических моделей для проведения численных исследований

Сложность изучения влияния различных горно-геологических и горнотехнических факторов на эффективность ведения монтажных работ в шахтных условиях обуславливается невозможностью выделения влияния одного фактора из действующей совокупности и большим разнообразием изменения факторов и их влияния в каждой конкретной горнотехнической ситуации. Вместе с тем анализ строгих аналитических решений также показывает ограниченные возможности их применения, поскольку существующие подходы к определению параметров зоны опорного давления и шагов обрушения непосредственной и основной кровли характеризуется как значительным разбросом результатов, так и значительным числом ограничений и допущений при выполнении расчетов. Физическое моделирование с использованием эквивалентных материалов характеризуется чрезвычайно высокой трудоемкостью создания и испытания моделей и существенными количественными расхождениями результатов физического моделирования с шахтными данными (несмотря на качественное соответствие). Более перспективным, по нашему мнению, является экспериментально-аналитический метод, который предполагает наряду с лабораторными исследованиями физико-механических свойства и шахтными наблюдениями за параметрами процессов обрушения кровли использует математический аппарат механики сплошной среды и современные компьютерные комплексы, реализующие модели нелинейного деформирования горных пород для моделей сколь угодно сложной конфигурации.

Проведению данных численных исследований предшествовали шахтные исследования, позволившие определить шаги обрушения основной кровли. Также при проведении исследований используются результаты исследований физико-

механических характеристик пласта и вмещающих пород. С учетом значительной протяженности современных длинных очистных забоев России (200-400 м) решение задачи о расчете напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности демонтажной камеры производится для условий плоской задачи (плоской деформации), что позволяет существенно сократить время и компьютерные ресурсы для расчета. Кроме того, результаты шахтных исследований, представленные в главе 2 также свидетельствуют о необходимости рассмотрения напряженного состояния массива лишь в центральной части лавы за пределами концевых участков, имеющих протяженность до 60 м. При проведении исследований массив рассматривается как неоднородный: различаются деформационные (модуль деформации и коэффициент Пуассона) и прочностные свойства (паспорт прочности) пласта, непосредственной и основной кровли, а также подрабатываемого и надрабатываемого массива. Пригрузка модели осуществляется через собственный вес пород (через плотность и ускорение свободного падения). Решение производится для модели нелинейного деформирования с использованием линеаризованного паспорта прочности, задаваемого через коэффициент сцепления и угол внутреннего трения.

Цель проведения исследований: установление влияния положения демонтажной камеры относительно трещины разлома основной кровли на напряженно-деформированное состояние пород в ее окрестностях. Для проведения исследований разработана расчетная схема, представленная на рисунке 3.1. Используемая расчетная схема предусматривает определение напряженно-деформированного состояния в окрестностях демонтажной камеры в функции от положения демонтажной камеры относительно трещины разлома основной кровли ($R_{\text{ДК}}$ - расстояние от края ДК до трещины разлома). При выполнении исследований $R_{\text{ДК}}$ изменялось в диапазоне от 5 до 17 м и принимало значения 0 м, 5 м, 10 м, 17 м (рисунок 3.1). Значение $R_{\text{ДК}}=0$ м соответствует горнотехнической ситуации, когда демонтажная камера располагается непосредственно у трещины разлома основной кровли.

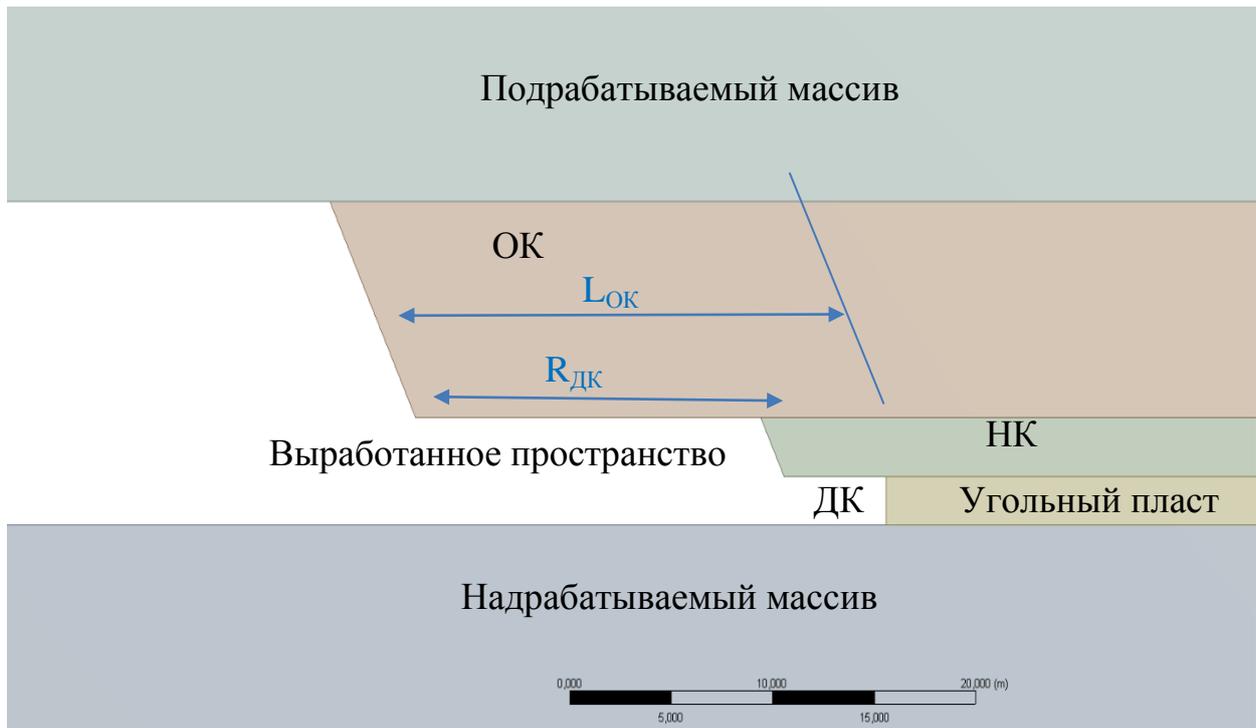


Рисунок 3.1 – Расчетная схема для проведения численных исследований

Разработанная конечно элементная модель и фрагмент исследуемой области представлены на рисунке 3.2. Как видно из рисунка 3.2 конечно элементная модель представляет собой прямоугольную часть массива горных пород, имеющую размеры 600x800 м со средним размером элементов порядка 5 м. В исследуемой области модели выполнено сгущение сетки до 0,5 м для получения точного решения.

Основные деформационно-прочностные характеристики пород и угольного пласта модели принимались в соответствии с характеристиками пласта Толмачевского в пределах уклонного поля 18-2 (таблица 2.1).

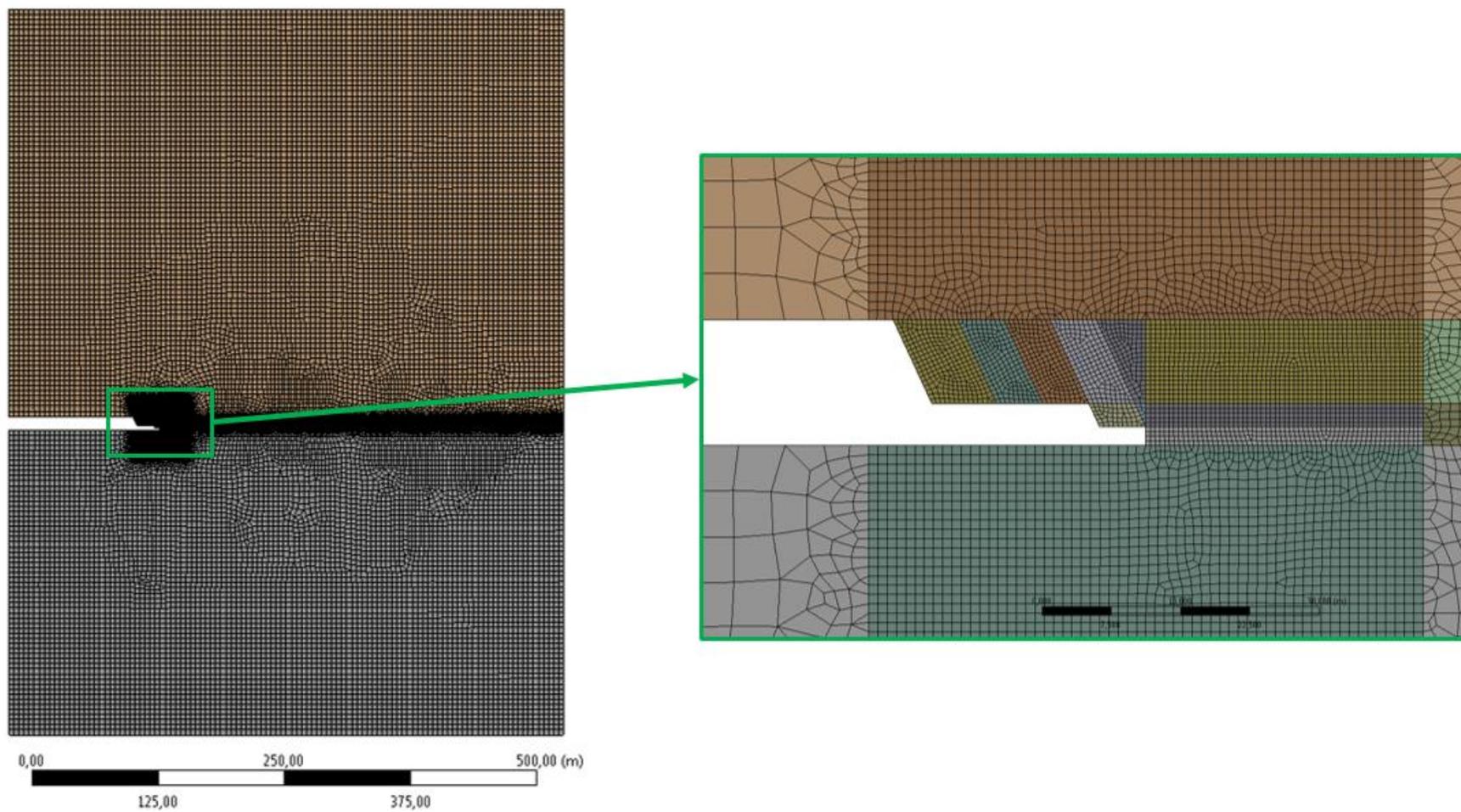


Рисунок 3.2 – Конечно элементная модель МГП с детализацией области исследований

3.2 Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород при различных технологических схемах демонтажных работ

Выполненные численные исследования позволили установить напряженно-деформированное состояние массива (получены поля напряжений, деформаций и вектора перемещений) для значений $R_{\text{ДК}}$ от 5 до 17 м. Так на рисунке 3.3 представлены поля напряжений для различных значений $R_{\text{ДК}}$ от 0 до 17 м в порядке убывания (А - 17 м, Б - 10 м, В - 5 м, Г - 0 м). То есть рисунок 3.3, А демонстрирует поле вертикальных напряжений для максимального значения $R_{\text{ДК}} = 17$ м, а рисунок 3.3, Г – для минимального $R_{\text{ДК}} = 0$ м.

Как видно из рисунка 3.3 во всех случаях в пласте формируется зона опорного давления, имеющая максимум напряжений на расстоянии порядка 2 м от груди забоя. Анализ влияния $R_{\text{ДК}}$ на параметры данной зоны позволил установить уменьшение уровня максимальных напряжений по мере снижения $R_{\text{ДК}}$ с 17 м до 0 м, что объясняется уменьшением зависящей консоли основной кровли. Более детальное рассмотрение изменения параметров зоны опорного давления возможно при рассмотрении эпюры (рисунок 3.4) напряжений построенной по линии, проходящей по середине пласта [80].

Как видно из рисунка 3.4 увеличение значения $R_{\text{ДК}}$ с 0 до 17 м приводит к росту концентрации напряжений на 10% и смещению максимума опорного давления (в следствие увеличения отжима) на 30 см от забоя в глубь массива.

Рассматривая рисунок 3.3 следует отметить также развитие зон разгрузки над и под выработанным пространством.

Следует отметить, что полученные результаты полностью соответствуют современным представлениям о напряженно-деформированном состоянии массива горных пород в зоне влияния очистных работ.

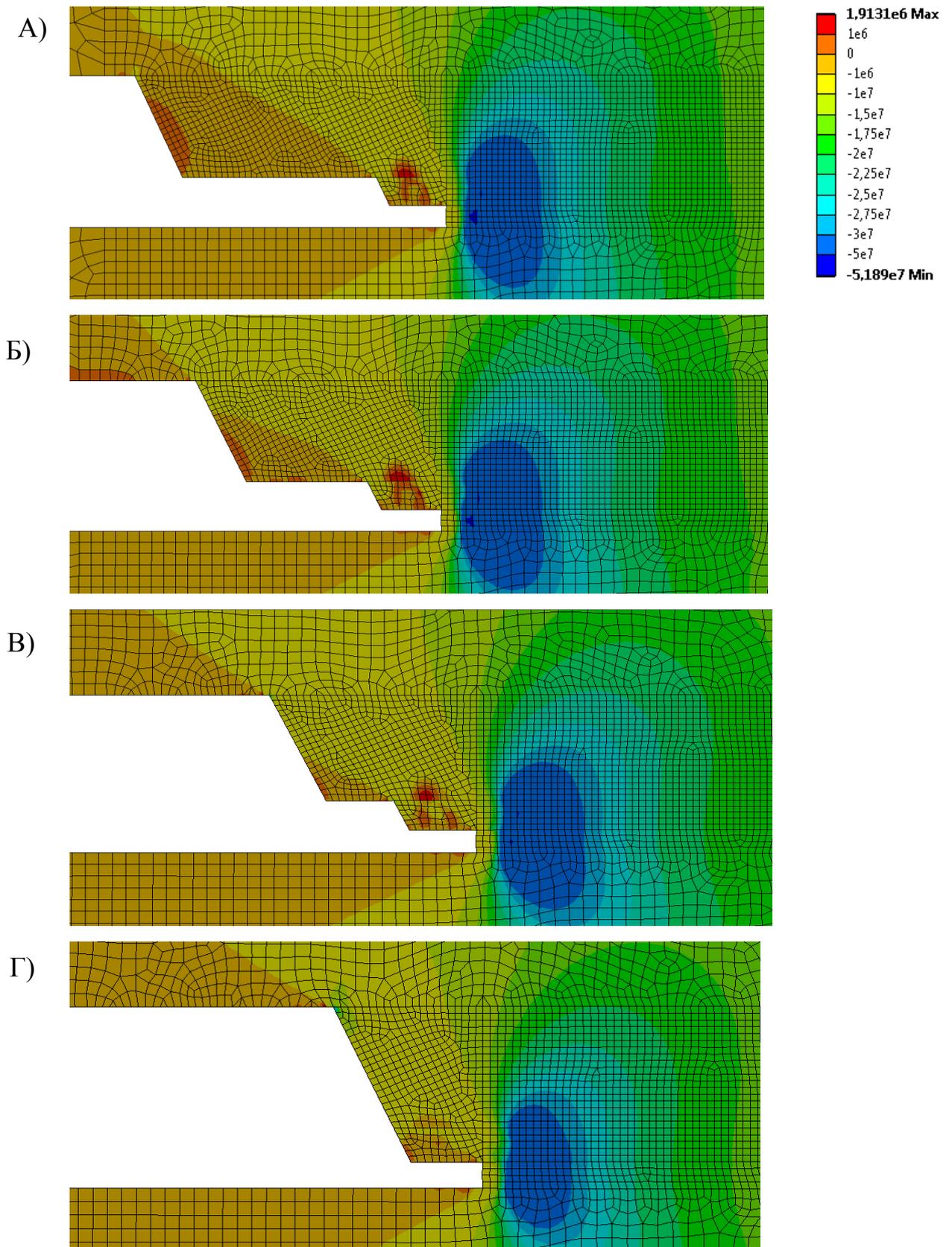


Рисунок 3.3 – Поля напряжений при различном расположении демонтажной камеры относительно разлома основной кровли

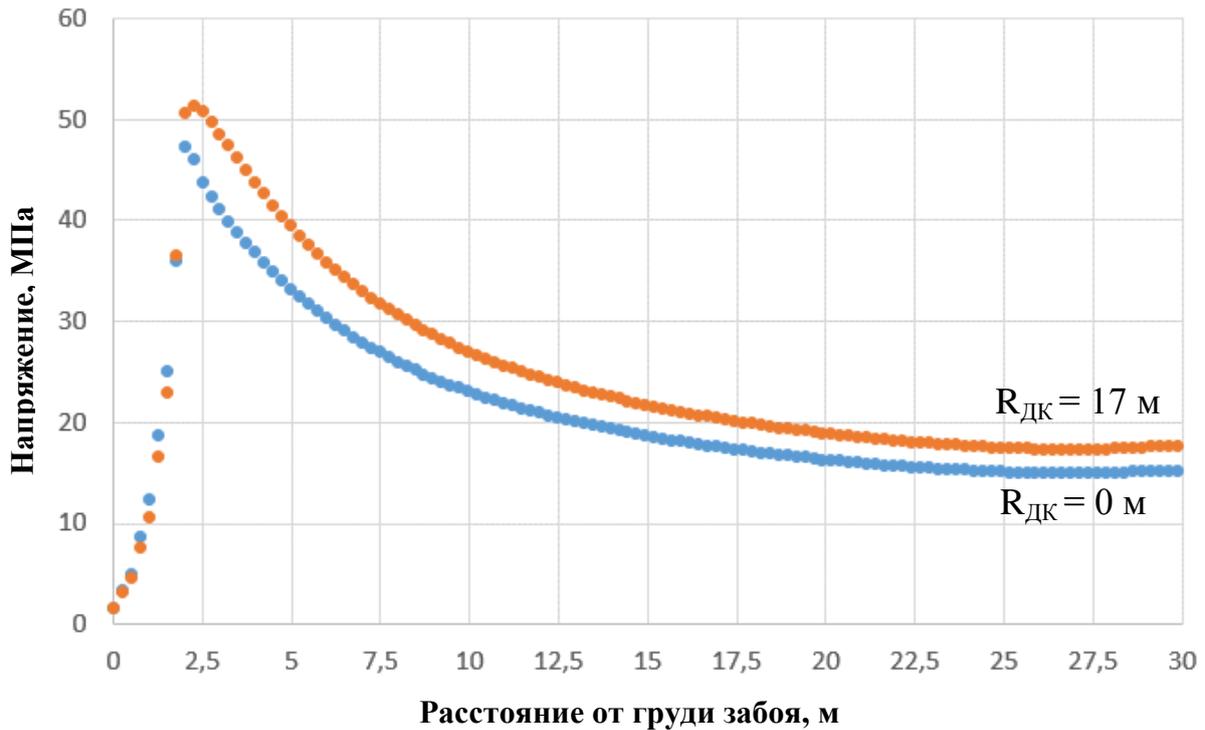


Рисунок 3.4 – Параметры зоны опорного давления при различном расположении демонтажной камеры

3.3 Анализ результатов экспериментально-аналитических исследований

Выполненные численные исследования позволили детально изучить влияние места расположения демонтажной камеры на напряженно-деформированное состояние в окрестностях демонтажной камеры. Для детального изучения напряженно-деформированного состояния массива в окрестностях демонтажной камеры представлены поля напряжений на рисунке 3.5. Как и на рисунке 3.4 на рисунке 3.3 представлены поля напряжений для различных значений $R_{\text{ДК}}$ от 0 до 17 м в порядке убывания (А - 17 м, Б - 10 м, В - 5 м, Г - 0 м). Наибольший интерес в проводимых исследованиях представляло состояние кровли демонтажной камеры и как видно из рисунка 3.5 по мере снижения параметра $R_{\text{ДК}}$ от 17 до 0 м уменьшается как размеры области растягивающих напряжений в непосредственной кровле над демонтажной камерой, так и снижается уровень растягивающих напряжений. Таким образом максимальное расслоение пород непосредственной кровли будет иметь место в случае максимального значения параметра $R_{\text{ДК}}$ (17 м – рисунок 3.5, А) и

минимальное – при минимальном значении параметра $R_{\text{ДК}}$ (0 м – рисунок 3.5, Г), что объясняется снижением влиянием зависающей консоли основной кровли на состояние непосредственной кровли над демонтажной камерой.

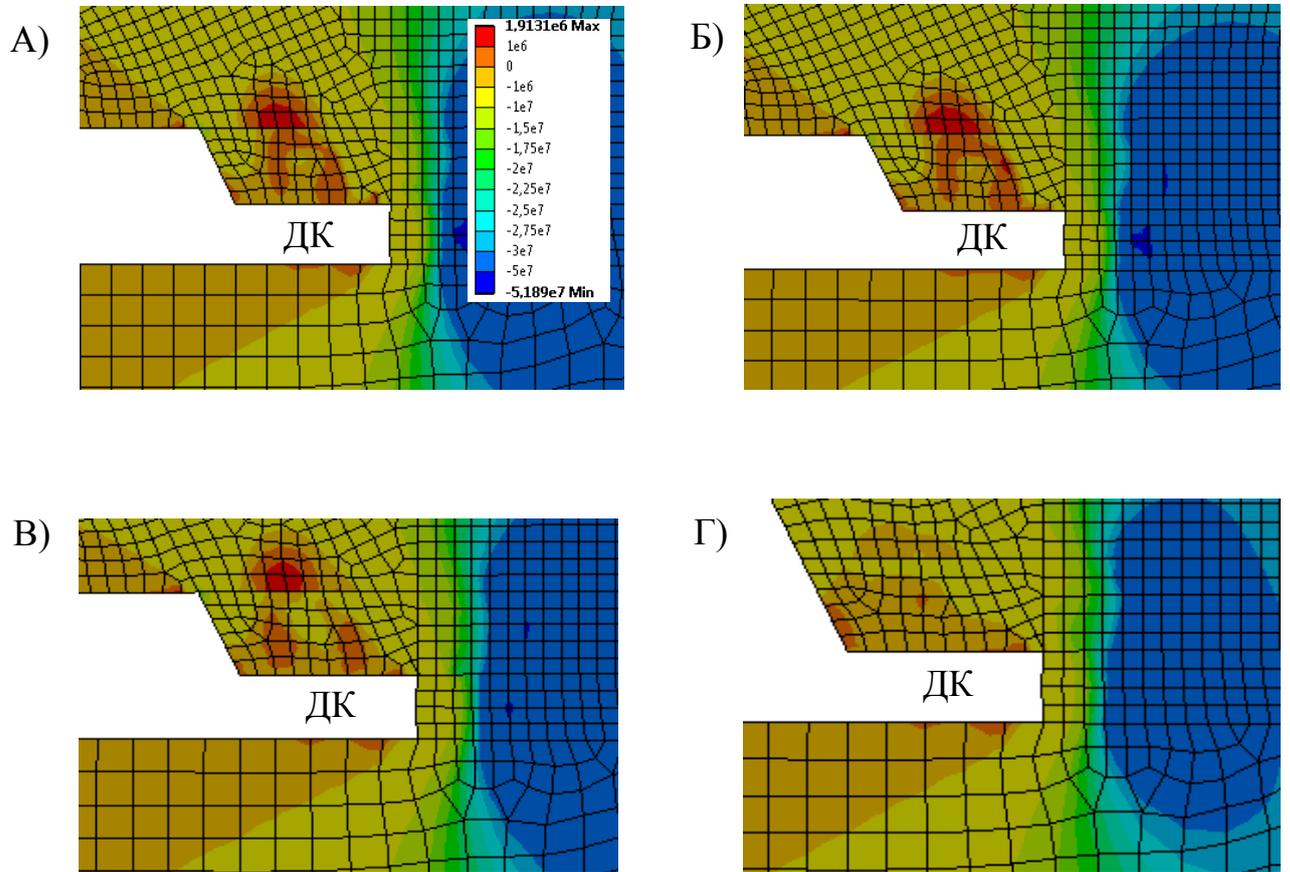


Рисунок 3.5 – Поля напряжений в окрестностях демонтажной камеры при ее различном расположении относительно трещины разлома основной кровли

3.4 Выводы по третьей главе

1. Разработанные горно-геомеханические модели, учитывающие нелинейность деформирования и переход в предельное состояние горных пород, и расчетные схемы позволяют проводить расчет напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестностях демонтажной камеры, что подтверждается качественным соответствием результатов исследований

современным представлениям о распределении напряжений в зоне опорного давления лавы [80].

2. Выполненные численные исследования для условий пласта Толмачевский шахты «Полысаевская» позволили установить влияние места заложения демонтажной камеры на напряженно-деформированное состояние массива горных пород в ее окрестности. Исследованиями установлено, что увеличение расстояния от монтажной камеры до трещины разлома основной кровли приводит к развитию в непосредственной кровле демонтажной камеры области растягивающих вертикальных напряжений и росту их величины, что приводит к расслоению пород непосредственной кровли и повышенному вывалообразованию [80].

3. Численными исследованиями подтверждена целесообразность расположения демонтажной камеры сразу за трещиной разлом основной кровли или на незначительном расстоянии за ней, формирующейся на центральном участке лавы.

ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ДЕМОНТАЖНЫХ РАБОТ

4.1 Выбор места формирования демонтажной камеры

Выполненные исследования показали необходимость формирования демонтажной камеры непосредственно за трещиной обрушения основной кровли для обеспечения благоприятных геомеханических условий поддержания камеры и обеспечения эффективности демонтажных работ. Сложность прогноза шага обрушения основной кровли который зависит не только от горно-геологических факторов: мощность, структура, текстура и прочность пород основной кровли, мощность, угол залегания и прочность угольного пласта, глубина ведения горных работ [5, 6], но и от горнотехнических факторов: длина лавы и скорость подвигания очистного забоя [31, 51], а также значительный разброс результатов аналитического определения шага обрушения основной кровли, обуславливают необходимость проведения шахтных наблюдений непосредственно перед формированием демонтажной камеры, для определения фактического установившегося шага обрушения, а также после необходимости корректировки данного шага в случае резкого изменения горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ на стадии доработки запасов непосредственно перед формированием демонтажной камеры.

В различных угольных бассейнах России для расчета шагов обрушения применяют разные методики. Так, например, в Печорском угольном бассейне применяется методика [40], разработанная в 1991 году и переизданная в 2001 году. В соответствии с документом [40] шаг первичного $l_{\text{пр}}$ и вторичного $l_{\text{в}}$ обрушений основной кровли определяется по формулам 4.1, 4.2:

$$l_{\text{пр}} = (3 \div 4) \cdot C \cdot \sqrt{\sigma_p \cdot T}, \text{ м} \quad (4.1)$$

$$l_{\text{в}} = C \cdot \sqrt{\sigma_p \cdot T}, \text{ м} \quad (4.2)$$

где C – коэффициент, который для легкообрушаемых кровель принимается равным 0,4; для среднеобрушаемых – 0,7 и для трудно- и весьма

труднообрушаемых – 0,9; T – мощность активной кровли, принимаемая равной 5 мощностям пласта, а при весьма труднообрушаемых кровлях - 10 мощностям пласта; σ_p – средневзвешанная прочность пород на растяжение, кг/см².

В Кузнецком угольном бассейне используется другая методика [8], разработанная в 1973 году), в которой дополнительно учитываются скорость подвигания и длина лавы.

Первичный $r_{пер}^o$ и последующие $r_{посл}^o$ шаги обрушения основной кровли определяются по формулам 4.3, 4.4. [8]:

$$r_{пер}^o = 36 \cdot (1 + \sin \alpha) \frac{F_{кр}^o \sqrt{V}}{\sqrt{D}} + 10,5 \cdot \sqrt{V} (1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_{кр}^o}{F_{кр}^o}} \quad (4.3)$$

$$r_{посл}^o = 10,5 * \sqrt{V} (1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_{кр}^o}{F_{кр}^o}} \quad (4.4)$$

где : α - угол падения пласта, град; H - глубина ведения горных работ, м; D - длина лавы, м; r - половина ширины призабойного пространства, м; f - коэффициент крепости угольного пласта; $F_{окр}$ - коэффициент крепости пород основной кровли; V - средняя скорость подвигания очистного забоя, м/сут; h_p - величина зоны активного расслоения пород, м.

Скорость подвигания очистного забоя является одним из основных горнотехнических факторов, оказывающим значительное влияние как на первоначальный, так и на установившийся шаги обрушения основной кровли. Общей закономерностью является увеличение шага обрушения основной кровли с ростом скорости подвигания очистного забоя [59]. При этом наиболее значительные изменения шага обрушения основной кровли наблюдаются в диапазоне скоростей 1-5 м/сут. Анализ существующих методических подходов [8], учитывающих скорость подвигания очистного забоя, показал, что увеличение скорости подвигания лавы с 1 до 25 м/сут может приводить к росту установившегося шага обрушения в 5 раз.

При этом основными факторами, определяющими возможное влияние скорости подвигания очистного забоя на шаг обрушения основной кровли,

являются нагрузка на очистной забой, длина лавы и ритмичность работы очистного забоя [13].

К одному из основных факторов, определяющих шаг обрушения основной кровли следует также отнести мощность и крепость пород основной кровли. Указанные факторы учитываются во всех современных методиках, применяемых в различных угледобывающих бассейнах России.

Таким образом, необходимость корректировки значений установившегося шага обрушения основной кровли, определенных на участке непосредственно перед формированием демонтажной камеры возникает только в случае резкого изменения вышеуказанных основных горно-геологических и горнотехнических факторов на этапе формирования демонтажной камеры, а именно: существенного изменения скорости подвигания очистного забоя или резкой изменчивости физико-механических свойств основной кровли.

Необходимость учета изменчивости свойств основной кровли подтверждается значительной изменчивостью мощностей основной кровли на отдельных участках шахтного поля. Так на рисунке 4.1 представлен график изменения мощности основной кровли в выемочном столбе 18-27 по пласту Толмачёвский из которого видно, что наряду с участками с постоянными значениями мощности кровли присутствуют участки, на которых наблюдается увеличение ее мощности на 20%.

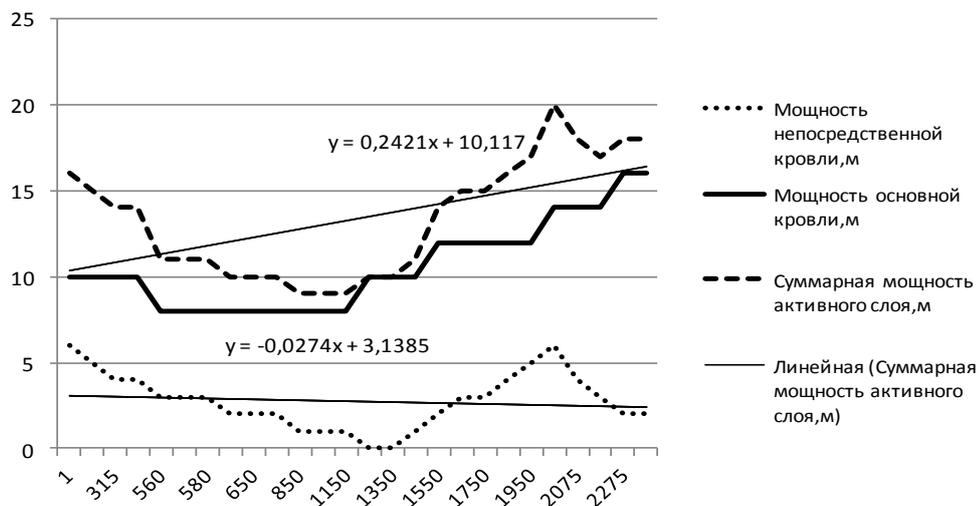


Рисунок 4.1 – Мощность основной и непосредственной кровли в выемочном столбе Толмачёвский 18-27 при отработке в нисходящем порядке

Аналогичный график изменения мощности основной кровли по длине выемочного столба представлен на рисунке 4.2. Из рисунка видно, что изменчивости мощности основной кровли более значительная (до 30-40%) в выемочном столбе 18-29 пласта Толмачёвский при отработке в нисходящем порядке (левая часть уклонного поля).

Изменчивость мощности основной кровли в выемочном столбе 18-31 пласта Толмачёвский при отработке в нисходящем порядке (левая часть уклонного поля) (рисунок 4.3) незначительная.

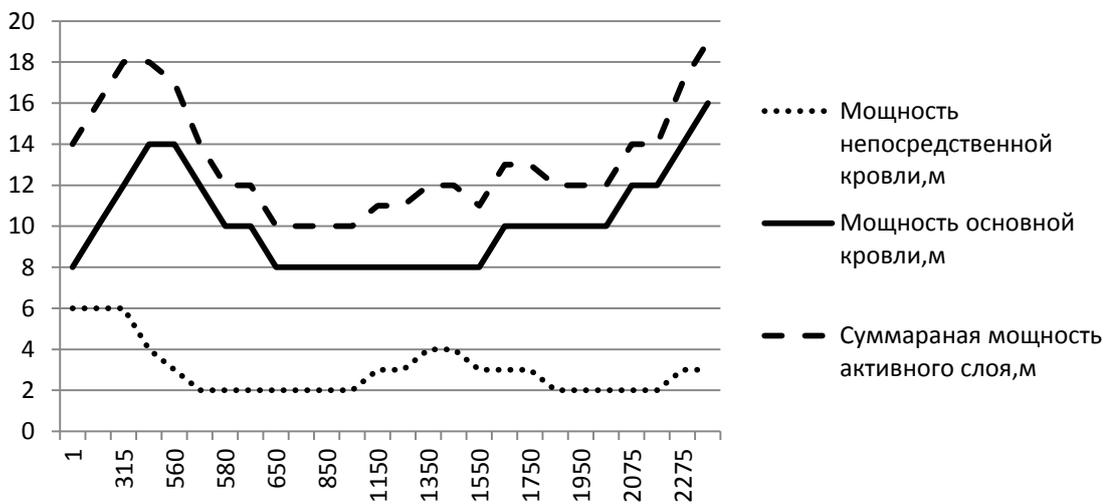


Рисунок 4.2 – Мощность основной и непосредственной кровли в выемочном столбе Толмачёвский 18-29 при отработке в нисходящем порядке (левая часть уклонного поля)

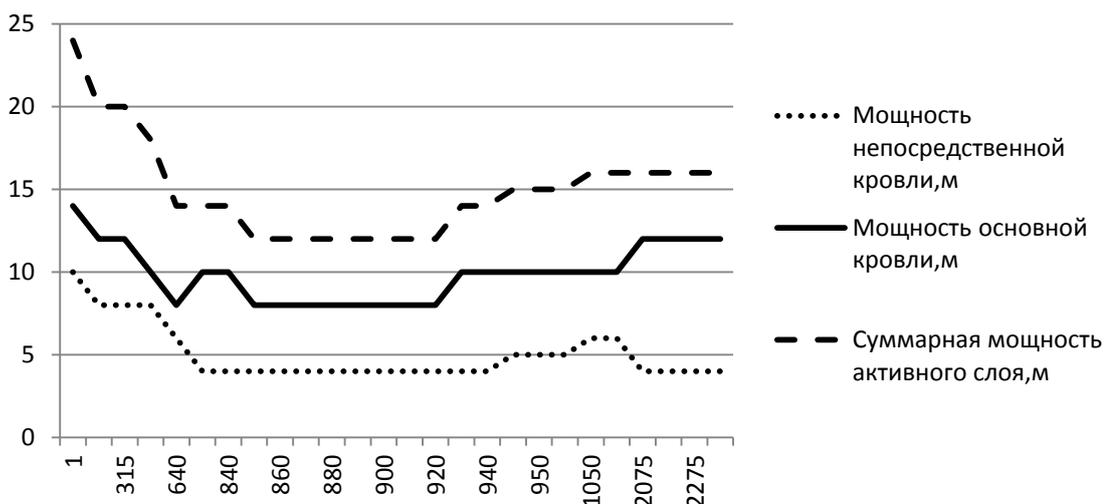


Рисунок 4.3 – Мощность основной и непосредственной кровли в выемочном столбе Толмачёвский 18-31 при отработке в нисходящем порядке (левая часть уклонного поля)

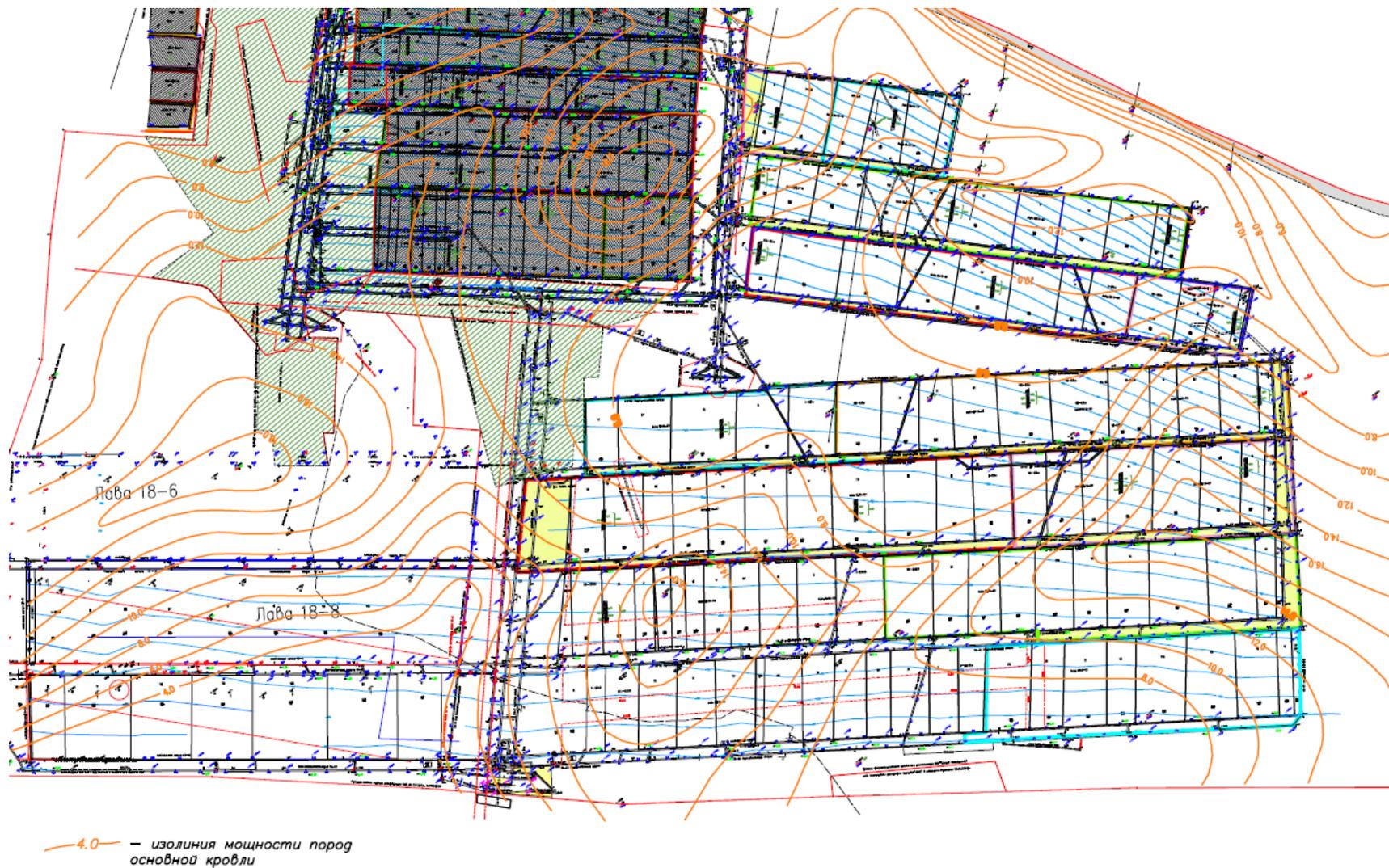


Рисунок 4.4 – Изолинии мощности пород основной кровли пласта Толмачевский

4.2 Обоснование паспорта крепления демонтажной камеры

В данном разделе описан анализ параметров крепления демонтажных камер при отработке запасов выемочных участков на шахтах «Комсомолец» и «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс». Во всех описанных случаях формирование демонтажной камеры выполняется в соответствии с технологиями 1 группы (см. раздел 1.2), т.е. камера формируется очистным комплексом в процессе подвигания лавы с последовательной установкой элементов крепи и возведением защитного демонтажного перекрытия.

Следует отметить, что отдельное внимание при формировании камер уделяется креплению призабойной демонтажной дорожки, т.к. от ее эксплуатационного состояния напрямую зависит эффективность работ по демонтажу и транспортировке оборудования по камере и безопасность рабочих. Кроме того, по всей длине демонтажной дорожки, как правило, монтируется подвесная монорельсовая дорога, предназначенная для перевозки оборудования весом до 20 т.

На рисунке 4.5 изображено поперечное сечение демонтажных камер №1727, №1728, №1729 по пласту Бреевский. В качестве демонтажного перекрытия при их формировании используется брус-пластина с размерами одного элемента $5 \times 0,3 \times 0,08$ м (длина×ширина×толщина). Описание процесса возведения перекрытия, в данном случае, выглядит следующим образом.

Монтаж бруса начинается ориентировочно за 8 м (10 выемочных циклов) до места остановки очистного забоя. Брус укладывается на перекрытия секций крепи со смещением стыков в соседних рядах на 1-2 м. При выемке трех последних циклов (формировании призабойной демонтажной дорожки) линейные секции крепи отсоединяются от става забойного конвейера и не передвигаются, а подвигание последнего осуществляется через проставки из профиля СВП.

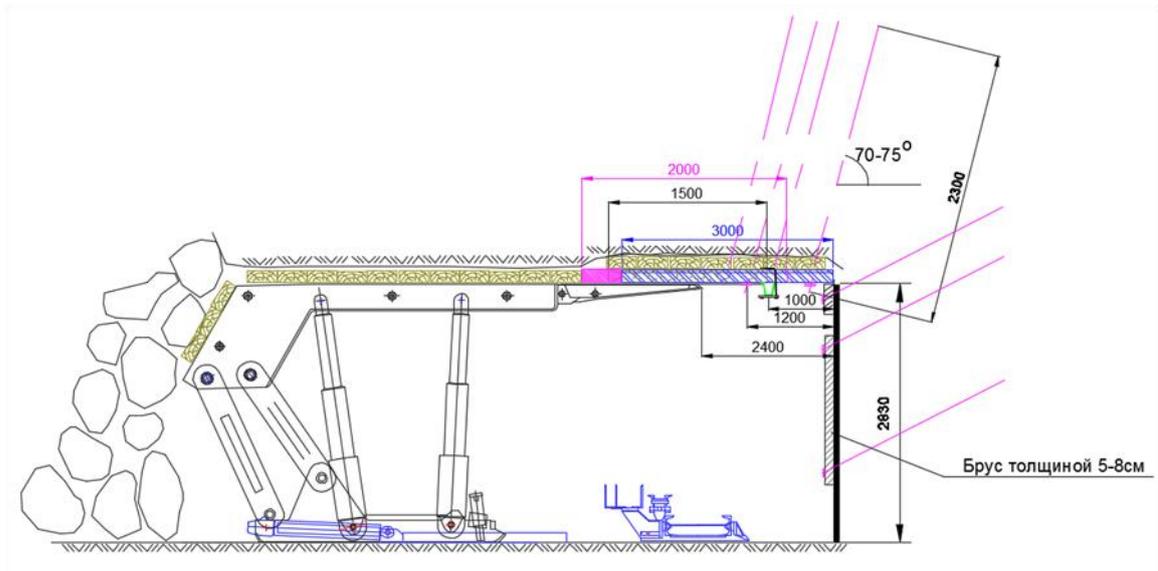


Рисунок 4.5 – Формирование демонтажной камеры с использованием брус-пластины (лавы №1727, №1728, №1729 – пласт Бреевский)

При этом на каждую секцию механизированной крепи перпендикулярно и вплотную к забою укладываются поперечные элементы жесткости, выполняющие роль подхвата для брус-пластины за пределами перекрытий механизированной крепи: на 1 цикле – отрезки бруса длиной 1,5 м с креплением забойного края на 1 сталеполимерный анкер А20В длиной 2,3 м; на 2 цикле – отрезки СВП длиной 2,0 м с креплением забойного края на 1 сталеполимерный анкер А20В длиной 2,3 м; на 3 цикле – отрезки СВП длиной 3,0 м с креплением на 2 сталеполимерных анкера А20В длиной 2,3 м, расположенных на расстоянии 0,4 м и 1,2 м от забоя. Все анкеры на демонтажной дорожке устанавливаются в вертикальной плоскости, перпендикулярной забою под углом $70-75^\circ$ к горизонту с наклоном по направлению подвигания лавы. Таким образом, кровля демонтажной дорожки крепится четырьмя анкерами А20В длиной 2,3 м под углом $70-75^\circ$ навстречу забою под подхват из СВП напротив каждой секции механизированной крепи (т.е. с шагом 1,5 м). В качестве затяжки используется сплошная брус-пластина по всей площади кровли.

Крепление забойного борта после остановки лавы не предполагает затяжки. В верхней части борта под поперечные трехметровые подхваты из СВП на анкера устанавливается бесконечная нить из отрезков бруса длиной 6 м. Каждый отрезок

закрепляется тремя анкерами А20В длиной 2,3 м. Два анкера располагаются на расстоянии 0,5 м от краев отрезка бруса, а один – по центру. Остальная часть забойного борта крепится отрезками бруса длиной 4-6 м, располагаемыми под углом 15-25° на два сталеполимерных анкера А20В длиной 2,3 м. Все анкера забойного борта устанавливаются под углом 35-40° к горизонтальной плоскости.

Установка анкеров в кровлю производится ручными переносными анкероустановщиками «Wombat» или «Rambor» звеном из двух рабочих. Работы по анкероустановке производятся параллельно несколькими звеньями (от 6 до 8), равномерно распределенными по длине формируемой камеры. Средняя производительность составляет 4-6 анкеров на человека в смену. Бурение шпуров под анкера в забойный борт производится ручным пневматическим сверлом «Turmac».

На рисунке 4.6 изображено поперечное сечение демонтажной камеры, сформированной с использованием брус-пластины в лавах №1730 и №1740 пласта Бреевский. Общая схема формирования камеры, в данном случае, схожа с ранее описанной, однако имеет ряд существенных отличий. В частности, на 4-ом и 9-ом циклах формирования камеры, по всей ее длине устанавливается продольный бесконечный подхват из СВП, состоящий из отрезков длиной 3,9 м. Отрезки монтируются с нахлестом 0,4 м и установкой анкера А20В длиной 2,3 м по середине. Кроме того, аналогичный анкер устанавливается в середине каждого отрезка. Вместо трех поперечных подхватов, над каждой секцией механизированной крепи, вплотную к забойному борту, устанавливается по одному подхват из СВП длиной 3,9 м. Расстояние между подхватами равно ширине секции крепи (1,42 м). Каждый подхват крепится к кровле на два сталеполимерных анкера А20В длиной 2,3 м, устанавливаемых на 10-ом и 11-ом циклах формирования на расстоянии 1,4 м и 0,4 м от конечного положения забоя соответственно.

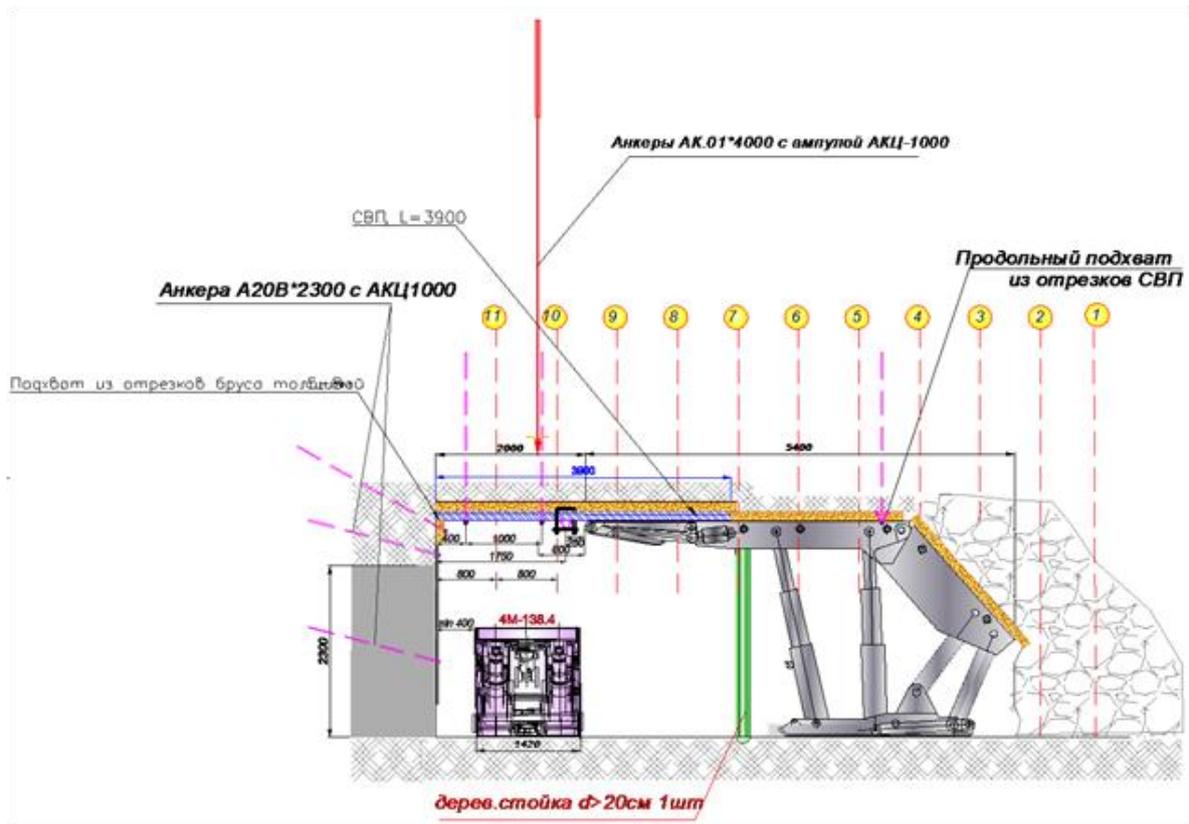


Рисунок 4.6 – Формирование монтажной камеры с использованием брус-пластины
(Лавы №1730, №1740 – пласт Бреевский)

Характерной особенностью крепления в данном случае является наличие анкерной крепи второго уровня. На 10-ом цикле формирования на расстоянии 1 м от конечного положения очистного забоя вдоль всей лавы устанавливаются канатные анкеры АК01 длиной 4 м. Расстояние между анкерами в ряду равно ширине секции механизированной крепи, а смещение относительно поперечных подхватов – половине ширины секции (0,71 м). Концевые участки лавы шириной не менее 6 м на 11-ом цикле формирования также закрепляются канатными анкерами АК01 длиной 4 м с шагом 1,42 м на расстоянии 0,2 м от забойного борта.

Кроме основной анкерной крепи первого и второго уровня под перекрытие каждой секции механизированной крепи устанавливается одна деревянная стойка крепи усиления диаметром 0,2 м. Крепление забойного борта осуществляется аналогично ранее рассмотренной схеме (рисунок 4.5), однако вместо диагональных отрезков бруса используются штрипсы.

Способы и средства установки анкерной крепи в данном случае аналогичны ранее описанной схеме (рисунок 4.5).

Следующая схема крепления демонтажной камеры (рисунок 4.7) применялась в условиях неустойчивой непосредственной кровли.

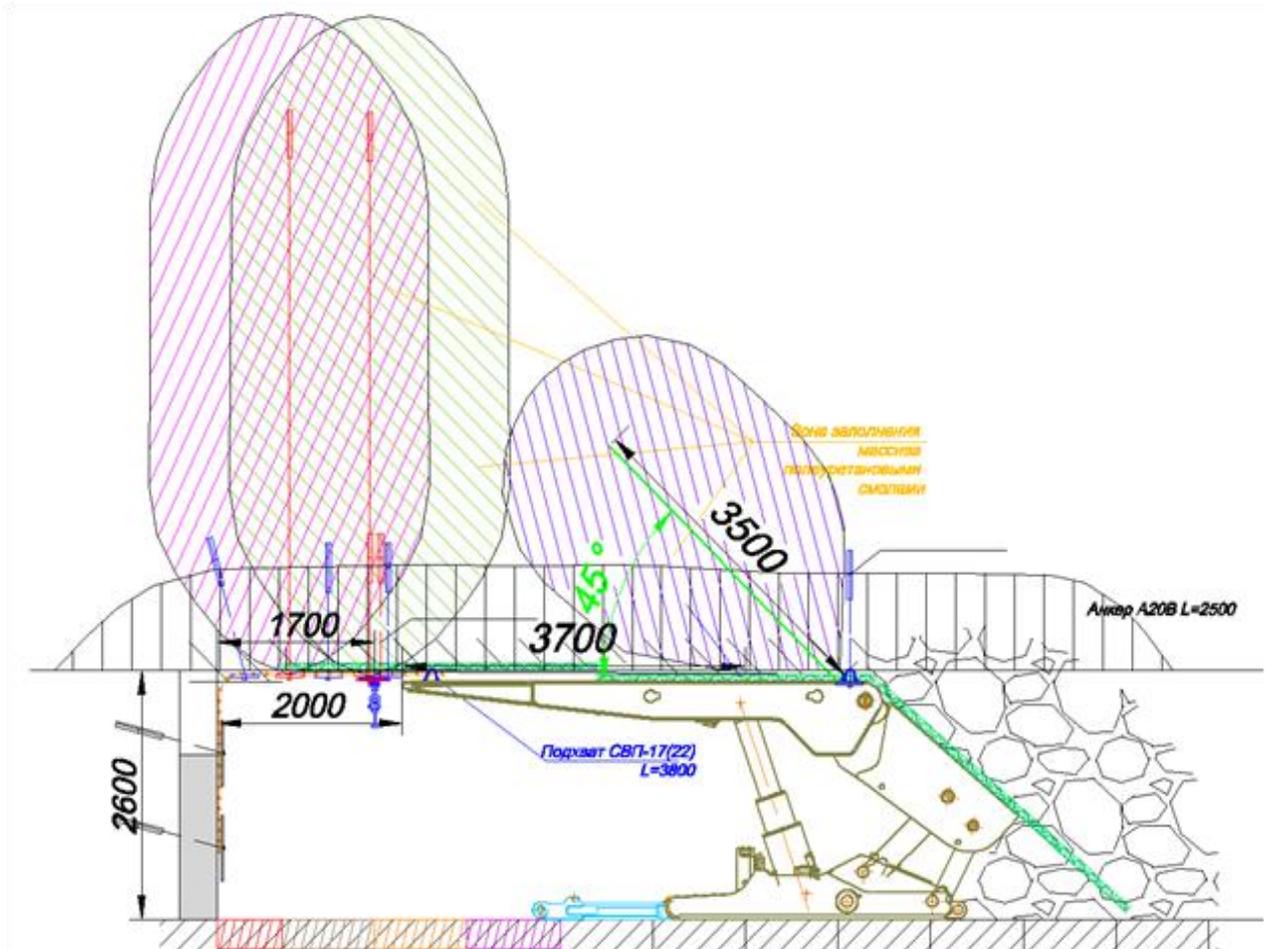


Рисунок 4.7 – Формирование демонтажной камеры с использованием брус-пластины и решетчатой затяжки в условиях неустойчивой непосредственной кровли (Лавы №1729-бис – пласт Бревеский)

Отличительными особенностями формирования камеры, в данном случае являются: крепление демонтажной дорожки с использованием решетчатой затяжки, проведение предварительного упрочнения пород сильнотрещиноватой неустойчивой кровли полимерными смолами и увеличение вынимаемой мощности на этапе формирования с 1,6 м до 2,6 м. На 5-ом цикле формирования, перед установкой бесконечного подхвата из отрезков СВП-17 длиной 5,85 м на

сталеполимерные анкеры А20В длиной 2,2 м, через шпур длиной 3,5 м, пробуренный под углом 45° к горизонту навстречу очистному забою, производится закачка полиуретановой двухкомпонентной смолы с целью формирования над демонтажной камерой монолитного слоя пород. Аналогично, как показано на рисунке 4.7, закачивание смолы в кровлю производится на 11-ом и 12-ом циклах формирования камеры через вертикальные шпуры длиной 7 м.

Крепление демонтажной дорожки шириной 2,0 м осуществляется анкерной крепью под решетчатую затяжку с установкой анкеров под демпферные стальные шайбы с бесконечным подхватом из штрипс. При переходе на 10-ом цикле с затяжки брус-пластиной на решетчатую затяжку свободный край решетки прижимается нитью бесконечного подхвата из отрезков СВП-17 длиной 3,8 м, соединенных между собой хомутами.

После выемки горной массы на 11-ом цикле производится установка двух рядов сталеполимерных анкеров А20В длиной 2,2 м на расстоянии 0,65 м друг от друга, как показано на рисунке 4.7. Следует отметить, что второй (ближний к забою) ряд анкеров устанавливается под бесконечный подхват из штрипс. Анкеры в рядах устанавливаются напротив друг-руга (соосно) на расстоянии 0,9 м.

После установки двух рядов сталеполимерной анкерной крепи на 11-ом цикле производится упрочнение пород кровли смолой с последующей установкой канатных анкеров глубокого заложения. Ряд анкеров второго уровня состоит из чередующихся канатных анкеров типа АК-01 и АК-02 длиной 6,0 м. Расстояние между канатными анкерами в ряду составляет 0,9 м, при этом они устанавливаются со смещением в 0,45 м относительно анкеров А20В. Расстояние от второго ряда сталеполимерных анкеров до ряда анкеров типа АК составляет 0,45 м.

После выемки горной массы на 12-ом цикле под углом 75° навстречу забою устанавливается ряд анкеров А20В длиной 2,5 м с шагом 0,9 м под бесконечный подхват из штрипс. Анкера в ряду устанавливаются в одну линию с анкерами А20В в двух предыдущих рядах 11-го цикла. Затем, по аналогии с 11-ым циклом формирования, производится закачивание в кровлю полиуретановой смолы с

последующей установкой ряда чередующихся анкеров АК-01 и АК-02. Расстояние между анкерами в ряду и между рядами крепи второго уровня составляет 0,9 м. Таким образом, второй ряд крепи глубокого заложения повторяет первый, но со смещением на один параллельно забою, т.е. напротив анкеров АК-01 первого ряда устанавливаются анкера АК-02 второго ряда, и наоборот.

Крепление забойного борта демонтажной камеры осуществляется анкерами А20В длиной 2,5 м с решетчатой затяжкой. Для транспортировки материалов и оборудования по демонтажной камере после ее формирования на расстоянии 1,7 м от забойного борта на анкеры А20В длиной 2,5 м монтируется подвесной монорельсовый путь.

Схема крепления демонтажной камеры, представленная на рисунке 4.8, использовалась при демонтаже лавы №1741 пласта Бреевский.

В качестве затяжки при креплении кровли в данном случае применяется сплошное полимерное сетчатое перекрытие, свернутое в рулон, разворачиваемый по мере заведения сетки за перекрытия секций крепи по мере подвигания забоя. Высота демонтажной камеры 3,1 м при вынимаемой мощности пласта 2,9 м достигается за счет присечки 0,2 м кровли.

На 1-ом цикле формирования свободный край сетчатого перекрытия крепится к кровле на анкеры А20В длиной 1,0 м под подхват из штрипс. Расстояние установки анкеров принимается равным 1,8 м.

На 2-ом, 3-ем, 4-ом, 6-ом, 7-ом, 9-ом, 11-ом, 12-ом и 13-ом циклах по всей длине камеры устанавливаются анкеры А20В. Длина анкеров на 2-ом и 3-ем циклах также составляет 1,0 м, а на последующих – 2,3 м. Расстояние между анкерами в ряду на 2-ом, 3-ем, 4-ом, 6-ом циклах принимается равным 8,75 м, причем на 2-ом и 4-ом циклах анкерование начинается со второй линейной секции крепи, на 3-ем и на 6-ом циклах – с первой, а на 4-ом – с третьей.

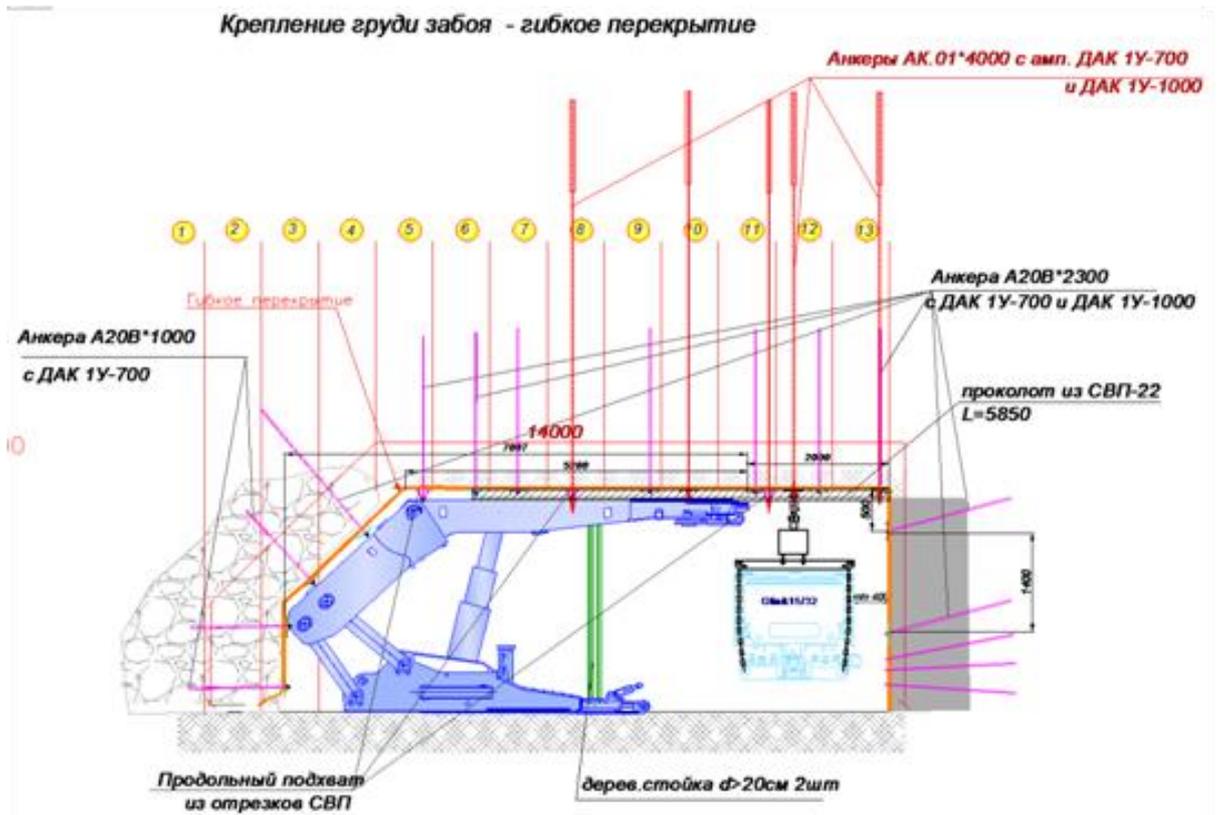


Рисунок 4.8 – Формирование монтажной камеры с использованием сплошного гибкого перекрытия (полимерная сетка) (лава №1741 – пласт Бреевский)

На 5-ом, 8-ом и 11-ом циклах производится установка бесконечных подхватов из СВП-22, причем на 5-ом цикле подхват устанавливается на анкера А20В длиной 2,3 м, а на 8-ом и 11-ом – на канатный анкер АК-01 длиной 4,0 м. Во всех трех случаях длина отрезков СВП составляет 3,9 м, а расстояние между анкерами – 3,6 м.

На 7-ом, 9-ом и всех последующих циклах устанавливаются бесконечные подхваты из штрипс на анкера, расположенные на расстоянии 1,8 м, причем на 10-ом и 13-ом циклах в ряду чередуются анкера А20В и АК-01, а на 7-ом, 9-ом, 11-ом и 12-ом продольные подхваты устанавливаются на анкера А20В длиной 2,3 м.

Также на 13-ом цикле формирования вдоль монтажной камеры, перпендикулярно забойному борту с шагом 0,9 м на перекрытия секций укладываются отрезки СВП-22 длиной 5,85 м.

Кроме основной анкерной крепи первого и второго уровня под перекрытие каждой секции механизированной крепи устанавливается одна деревянная стойка

крепи усиления диаметром 0,2 м. Крепление забойного борта осуществляется на анкеры А20В длиной 2,3 м в два ряда: 1-ый ряд устанавливается на расстоянии 0,5 м от кровли камеры под бесконечный подхват из штрипс (расстояние между анкерами – 1,8 м), 2-ой ряд устанавливается на расстоянии 1,9 м от кровли камеры без продольного подхвата на демпферные шайбы (расстояние между анкерами – 1,8 м со смещением относительно верхнего ряда на 0,9 м). Кроме того напротив каждой секции крепи в забойный борт устанавливаются пучки по 3 анкера А20В длиной 2,3 м.

На рисунке 4.9 изображена схема крепления демонтажной камеры сформированной под полимерное сетчатое перекрытие в лавах №1732, №1733, №1734 платса Бреевский.

На 1-ом цикле формирования свободный край сетчатого перекрытия закреплялся на анкеры А20В длиной 2,4 м, расположенные через 3,5 м. На 2-ом, 3-ем, 4-ом и 9-ом циклах установка крепи не предусматривается.

На 5-ом, 8-ом и 11-ом циклах производится установка бесконечных продольных подхватов из отрезков СВП-22 длиной 6,0 м на замковые хомуты и анкеры А20В длиной 2,4 м на расстоянии 2,8 м в каждом ряду. На 13-ом цикле установка подхвата из СВП производится аналогично, но длина анкеров составляет 3,4 м.

На 6-ом, 7-ом, 10-ом и 11-ом циклах формирования, на расстоянии в каждом ряду, равном 3,5 м, под демпферные шайбы устанавливаются сталеполимерные анкеры А20В длиной 2,4 м. Причем на 6-ом цикле установка начинается с первой секции крепи, а на остальных упомянутых циклах – со второй.

На 12-ом, 13-ом и 14-ом циклах вдоль всей камеры устанавливается бесконечный подхват из штрипс на чередующиеся анкеры А20В длиной 2,4 м и АК-01 длиной 5,0 м. Установка анкеров в 12-ом и 14-ом рядах начинается с А20В, а в 13-ом – с АК-01. Расстояние между анкерами в каждом ряду составляет 1,8 м, а анкеры 14-го ряда устанавливаются под углом 70° к напластованию навстречу забойному борту.

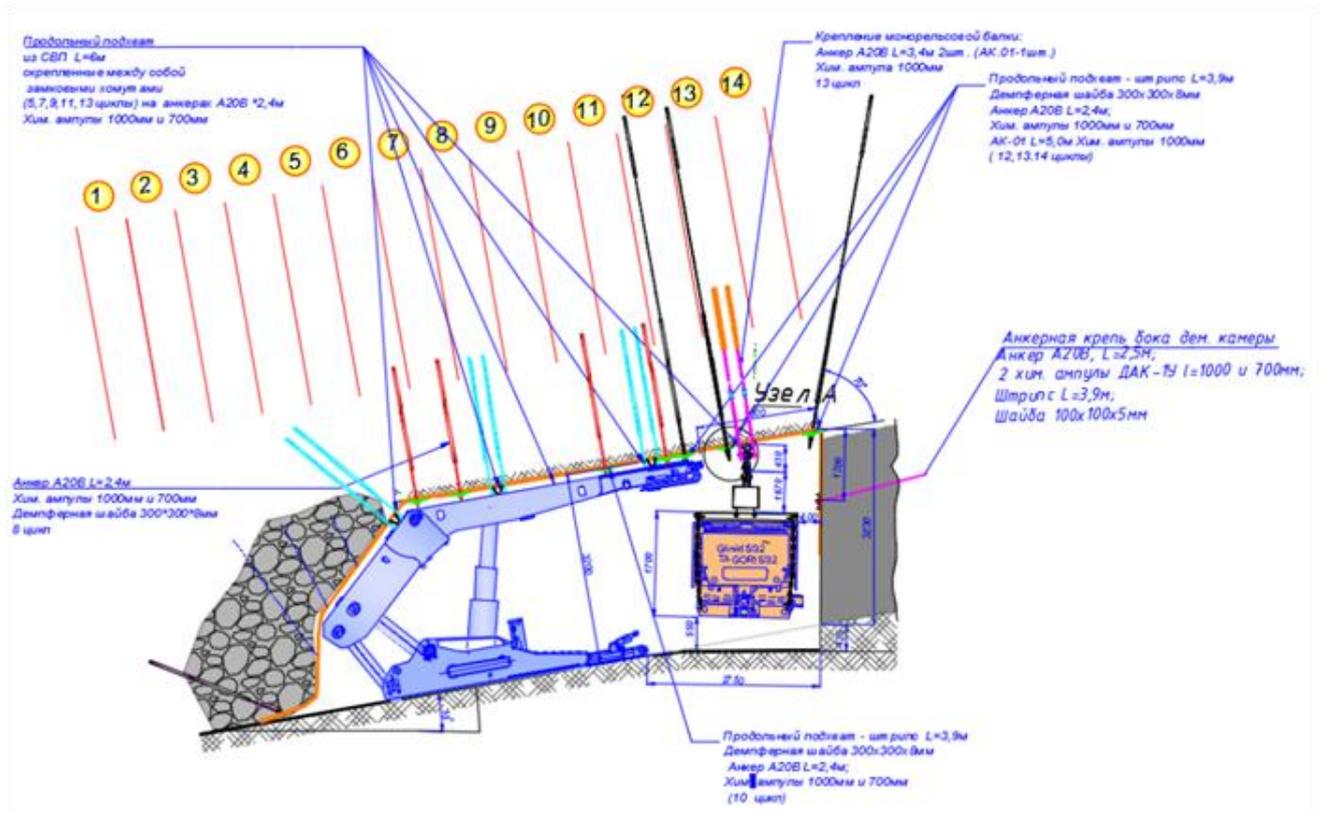


Рисунок 4.9 – Формирование демонтажной камеры с использованием сплошного гибкого перекрытия (полимерная сетка) (лавы: №1742, №1743, №1744 – пласт Бреевский)

На рисунке 4.10 изображена схема крепления демонтажной камеры сформированной под полимерное сетчатое перекрытие в лавах №1731, №1731-бис, №1735 платса Бреевский.

Крепление полимерной сетки на 1-ом цикле выполняется аналогично вышеописанной схеме на сталеполимерные анкера А20В длиной 2,4 м с шагом 3,5 м. Установка крепи на 2-ом, 3-ем, 5-ом и 8-ом циклах не предусматривается.

На 4-ом, 6-ом, 7-ом, 9-ом, 11-ом и 13-ом циклах по всей длине камеры устанавливаются продольные подхваты из стального каната диаметром не менее 30 мм на сдвоенные анкера А20В длиной 2,4 м с шагом установки, равным 7 м. Смещение пар анкеров на 6-ом, 9-ом и 13-ом циклах относительно 4-го, 7-го и 11-го составляет 2,6 м.

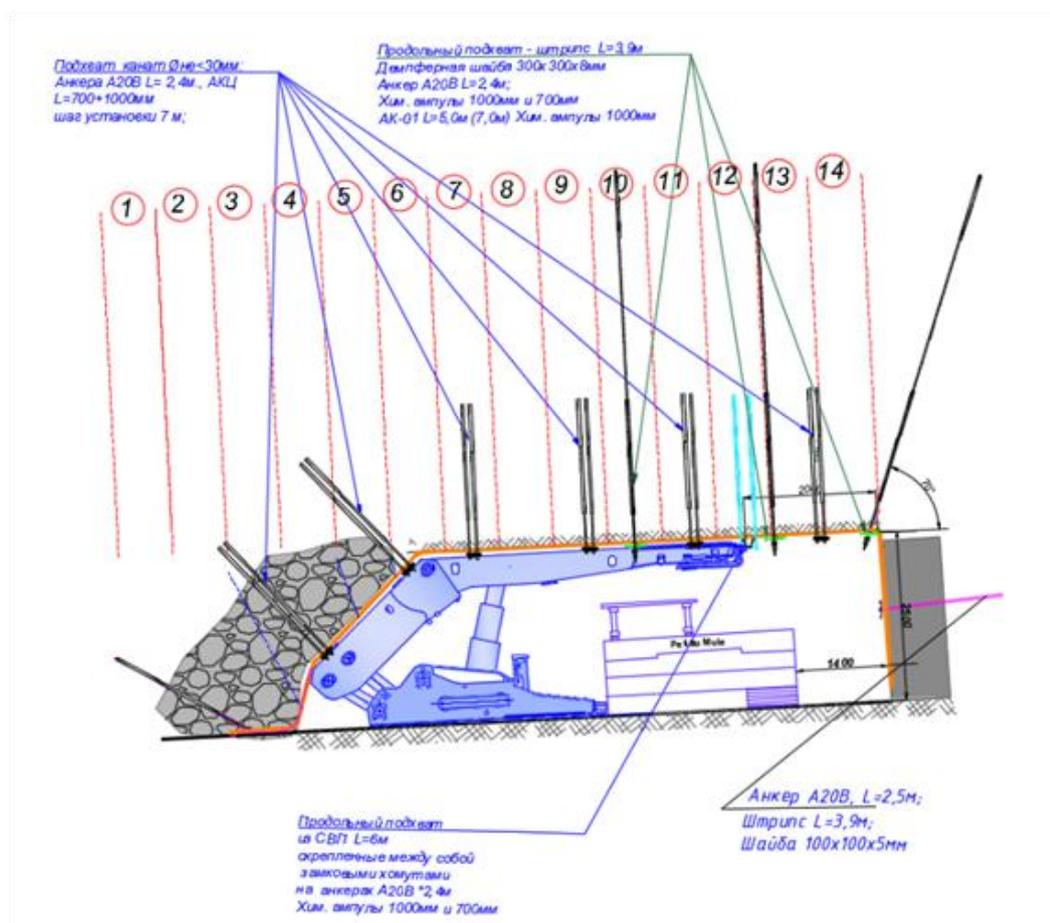


Рисунок 4.10 – Формирование демонтажной камеры с использованием сплошного гибкого перекрытия (полимерная сетка) (лавы №1731, №1731-бис и №1735 – пласт Бреевский)

На 10-ом, 13-ом и 14-ом циклах устанавливаются продольные бесконечные подхваты из штрипс длиной 3,9 м на чередующиеся анкера А20В и АК-01 длиной 2,4 м и 5,0 м соответственно на демпферную шайбу без смещения в соседних рядах. Расстояние между анкерами в каждом ряду составляет 1,8 м. Угол установки анкеров на 14-ом цикле составляет 70° к напластованию навстречу забойному борту.

На расстоянии 2,0 м от конечного положения очистного забоя устанавливается продольный бесконечный подхват из отрезков СВП-22 длиной 6,0 м, скрепленных между собой замковыми хомутами на спаренных анкерах А20В длиной 2,4 м.

Забойный борт демонтажной камеры крепится на один ряд анкеров А20В длиной 2,5 м под бесконечный подхват из штрипс длиной 3,9 м.

В таблице 4.1 кратко представлены результаты данного обзора – указан тип крепления демонтажных камер, период применения на предприятии, а также тип демонтажного перекрытия.

Выбор и обоснование схем крепления

Опыт применения различных схем крепления демонтажных камер на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» показывает, что наименьшее время простоя демонтажных работ из-за ликвидации последствий обрушений кровли в рабочее пространство характерно для случаев применения полимерного сетчатого перекрытия (рисунки 4.5-4.9). Вместе с тем, параметры крепления при реализации данных схем могут отличаться, в том числе объёмами бурения шпуров для установки анкерной крепи. Основные затраты времени при формировании демонтажной камеры по данной технологии приходятся именно на эти виды работ.

В рассмотренной практике формирования демонтажных камер при отработке пласта Бреевский четко прослеживается тенденция сокращения объемов бурения шпуров под установку анкерной крепи, снижение металлоемкости крепления за счет применения подхватов из стального каната вместо СВП. Данные изменения в паспортах крепления демонтажных камер позволяют в большей степени реализовать потенциал полимерного сетчатого перекрытия, повысить среднюю скорость подвигания лавы в период формирования.

Перспективным направлением в области сокращения затрат времени на бурение может считаться применение прогрессивного бурового оборудования.

Наиболее распространенной технологической схемой установки анкерного крепления в демонтажной камере до сих пор является паевая расстановка звеньев из двух рабочих с ручными анкероустановщиками по длине камеры. Как правило, при длине камеры равной 200-220 метров количество звеньев не превышает 6-ти. При установке сталеполимерных анкеров А20В длиной 2,7 м с шагом 3,5 м производительность труда каждого из 12-ти рабочих составит около 14 п.м

установленной анкерной крепи за смену, или 10-11 анкеров за рабочую смену на звено. Вместе с тем, на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» есть опыт применения лавного анкероустановщика Hydromatic (рисунок 4.11).

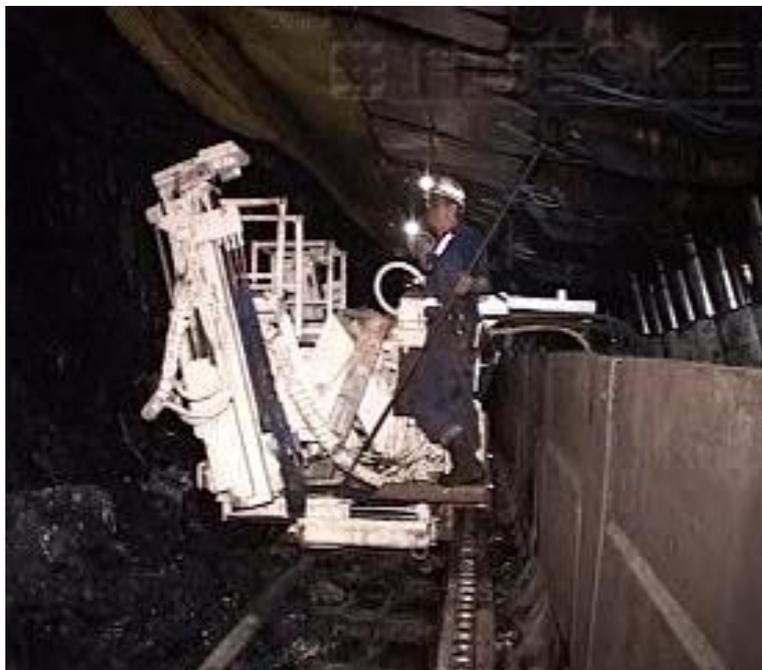


Рисунок 4.11 – Работа лавного анкероустановщика в демонтажной камере

Промышленные испытания данного оборудования позволили в 2015 году добиться показателя производительности работ по установке анкерной крепи свыше 130 анкеров длиной 2,7 м за смену звеном из двух операторов, что составляет 175,5 п.м. на человека.

Рекомендуемый порядок формирования демонтажной камеры

К моменту начала монтажа сетчатого перекрытия в очистной забой необходимо доставить лавный анкероустановщик, смонтировать на штрековые секции крепи устройство, позволяющее удалять анкероустановщик со става скребкового конвейера при работе комбайна на сопряжении (рисунок 4.12).

Таблица 4.1 - Анализ параметров крепления демонтажных камер при отработке запасов на шахтах "Комсомолец" и "Полысаевская" АО "СУЭК-Кузбасс" в период 2005-2018 гг.

№ п/п	Тип крепления	Основное перекрытие	Крепление призабойной дорожки	Крепление груди забоя	Период применения	Примечание
1	<i>Тип 1</i> (рисунок 4.5) Брус-пластина	Брус-пластина	Продольный подхват из СВП	Отрезки бруса	2005-2007 гг	Потери времени на уборку породы
2	<i>Тип 2</i> (рисунок 4.6) Брус-пластина	Брус-пластина в комбинации с подхватом из СВП	Продольный подхват из СВП с использованием анкеров глубокого заложения АК.01	Отрезки штрипс	2010-2011 гг	Потери времени на уборку породы
3	<i>Тип 3</i> (рисунок 4.7) Брус-пластина	Брус-пластина	Решетчатая затяжка, продольные подхваты из штрипс с использованием анкеров глубокого заложения АК.01 и с упрочнением пород кровли полиуретановой смолой	Решетчатая затяжка	2012-2013 гг	Потери времени на уборку породы
4	<i>Тип 4</i> (рисунок 4.8) Сплошное гибкое перекрытие (полимерная сетка)	Гибкое перекрытие в комбинации с продольными подхватами из СВП, штрипс и поперечными проколотами из СВП	Продольные подхваты из штрипс, СВП с использованием анкеров глубокого заложения АК.01	Гибкое перекрытие	2013-2014 гг	Средний уд. объем бурения шпуров под анкера на 1 м камеры 11,44 м
5	<i>Тип 5</i> (рисунок 4.9) Сплошное гибкое перекрытие (полимерная сетка)	Гибкое перекрытие в комбинации с продольными подхватами из СВП	Продольные подхваты из штрипс, СВП с использованием анкеров глубокого заложения АК.01	Гибкое перекрытие	2014-2016 гг	Средний уд. объем бурения шпуров под анкера на 1 м камеры 14,7 м
6	<i>Тип 6</i> (рисунок 4.10) Сплошное гибкое перекрытие (полимерная сетка)	Гибкое перекрытие в комбинации с подхват-канатами	Продольные подхваты из штрипс, с использованием анкеров глубокого заложения АК.01	Гибкое перекрытие	с 2017 г. -по настоящее время	Средний уд. объем бурения шпуров под анкера на 1 м камеры 11,0 м

Также необходимо на сопряжении с вентиляционным штреком установить монтажную направляющую (рисунок 4.13) и ручные монтажные лебедки на гидростойках четных секций механизированной крепи. Перед заведением рулона сетки в лаву забой должен иметь строго прямолинейную форму и быть выровнен по-вертикали.

Рулон полимерного сетчатого перекрытия доставляется к сопряжению лавы с вентиляционным штреком. Свободный конец рулона закрепляется к очистному комбайну и затаскивается в лаву на 25-30 м. Затем конец рулона отвязывается и комбайн перегоняется назад к верхнему сопряжению находясь под рулоном. Привод скребкового конвейера и шнеки комбайна блокируются, начинается затягивание рулона сетки в лаву со скоростью не более 1 м/с. Контроль прохождения рулона по направляющей и сопровождение комбайна по лаве осуществляются ответственными рабочими. Между ними должна быть налажена надежная связь и сигнализация.

Ширина полимерного перекрытия должна определяться по формуле 4.5:

$$B_{пер}^{min} = 1,2 + l_{огр} + l_{под} + b_{дд} + m_{в} + l_{зап} \quad (4.5)$$

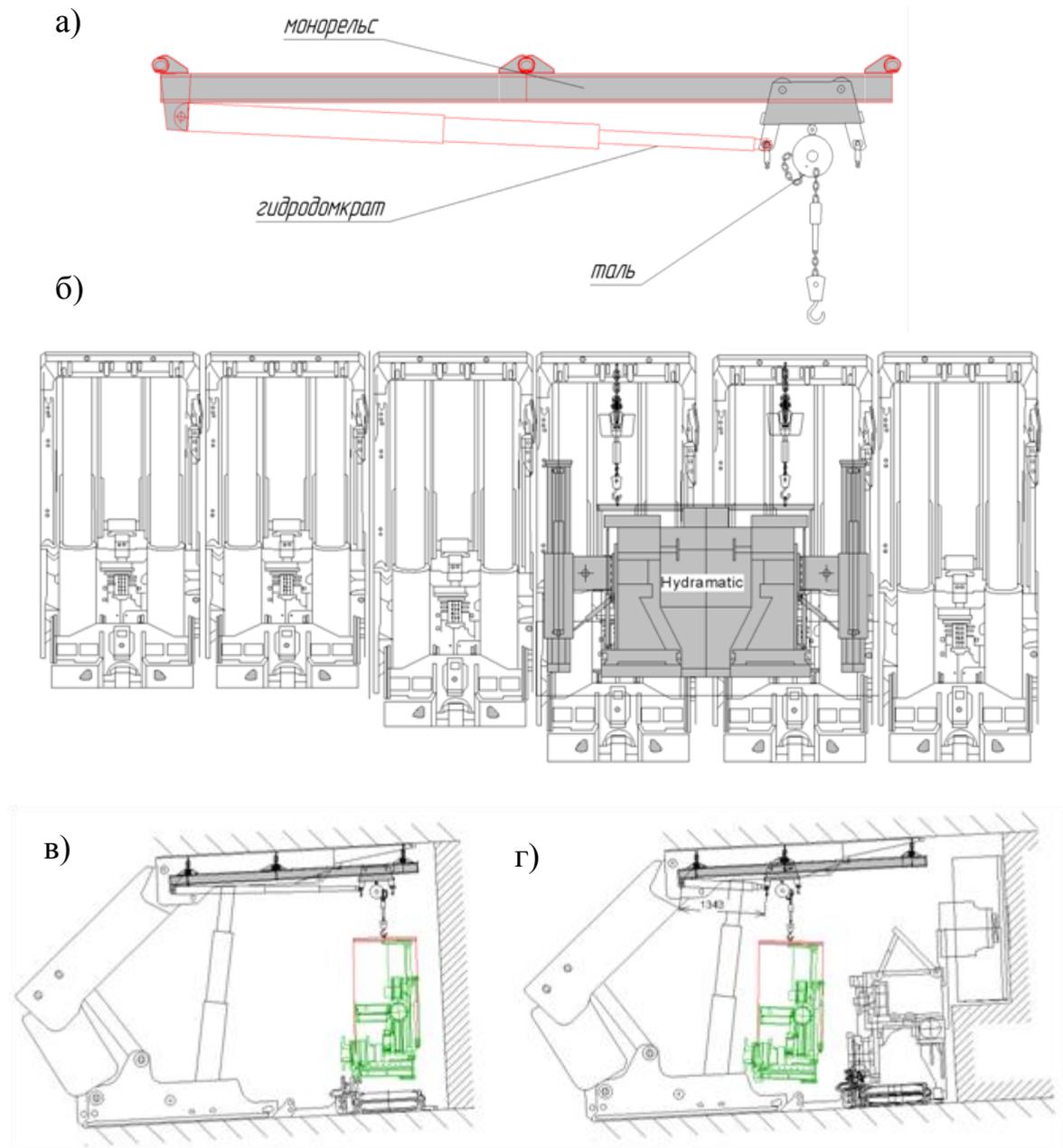
где 1,2 – запас ширины перекрытия для оставления в выработанном пространстве;

$l_{огр}$ – длина оградительной части перекрытия механизированной крепи, м; $l_{под}$ –

длина поддерживающей части перекрытия механизированной крепи, м; $b_{дд}$ –

ширина демонтажной дорожки, м; $m_{в}$ – вынимаемая мощность пласта, м; $l_{зап}$ –

величина запаса для корректировки положения камеры на посадку основной кровли, м.



- а) устройство для уборки анкероустановщика с лавного конвейера;
 б) увеличения высоты раздвижки крепи (при необходимости);
 в) снятие анкероустановщика с конвейера;
 г) взаимное положение комбайна и анкероустановщика на сопряжении.

Рисунок 4.12 – Разминка анкероустановщика с очистным комбайном в лаве при формировании монтажной камеры



Рисунок 4.13 – Монтажная направляющая

Как отмечается в разделе 4.1, с целью обеспечения благоприятной геомеханической обстановки в окрестности демонтажной камеры, выбор конечного положения очистного забоя должен определяться с учетом шага обрушения основной кровли. Следовательно особое внимание необходимо уделять возможности возникновения такой ситуации, когда конечное положение забоя смещается относительно проекта в бóльшую сторону. Следует отметить, что даже максимальное отклонение от прогноза в меньшую сторону не повлечет серьезного ухудшения геомеханической обстановки, тогда как остановка лавы за 5-6 м до посадки может стать причиной высокой нагрузки на секции крепи и существенного снижения устойчивости непосредственной кровли. Согласно проведенным исследованиям, максимальное отклонение при прогнозировании посадки основной кровли составляет 6-7 м (. Таким образом, целесообразно величину $l_{\text{зап}}$ принимать равной 7 м, однако при отработке пластов средней мощности это может привести к удорожанию перекрытия на 50%. В связи с этим, схема крепления демонтажной камеры может быть изменена (см. рисунки 4.14-4.15).

На рисунке 4.14 изображена ситуация, когда конечное положение забоя смещается на 1-2 выемочных цикла вперед. В данном случае, дефицит ширины

полимерного полотна может быть компенсирован установкой двух бесконечных подхватов из штрипс на канатные анкеры АК-01 и сталеполимерные анкеры А20В, частичным креплением борта демонтажной камеры металлической решеткой и установкой в борт дополнительного ряда анкеров А20В.

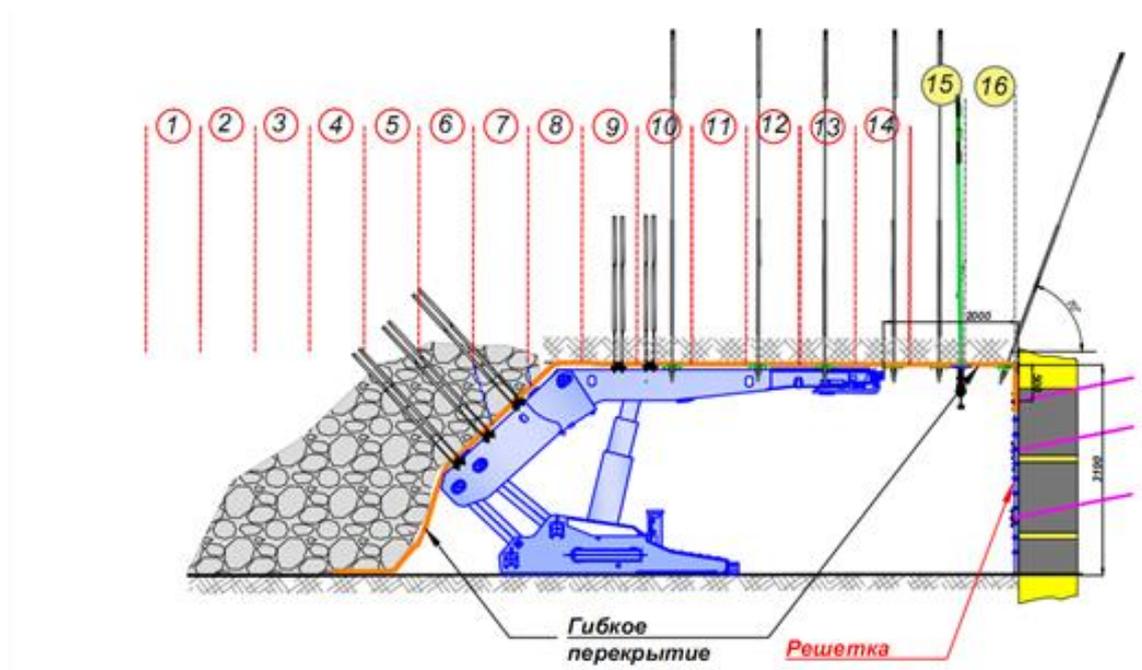


Рисунок 4.14 – Вариант крепления демонтажной камеры при перемещении места остановки очистного забоя вперед на 1-2 выемочных цикла

На рисунке 4.15 изображена ситуация, когда конечное положение забоя смещается на 2-4 выемочных цикла вперед. Аналогично предыдущему примеру, нехватка ширины сетки может быть компенсирована увеличением количества бесконечных подхватов в кровле, полным креплением борта демонтажной камеры металлической решеткой и установкой дополнительных сталеполимерных анкеров А20В в забой.

Схема крепления демонтажной камеры при перемещении места остановки забоя вперед на 4-6 выемочных циклов изображена на рисунке 4.16 изображает ситуацию, когда крепление кровли над демонтажной дорожкой и крепление забойного борта полностью выполняются под металлическую решетку.

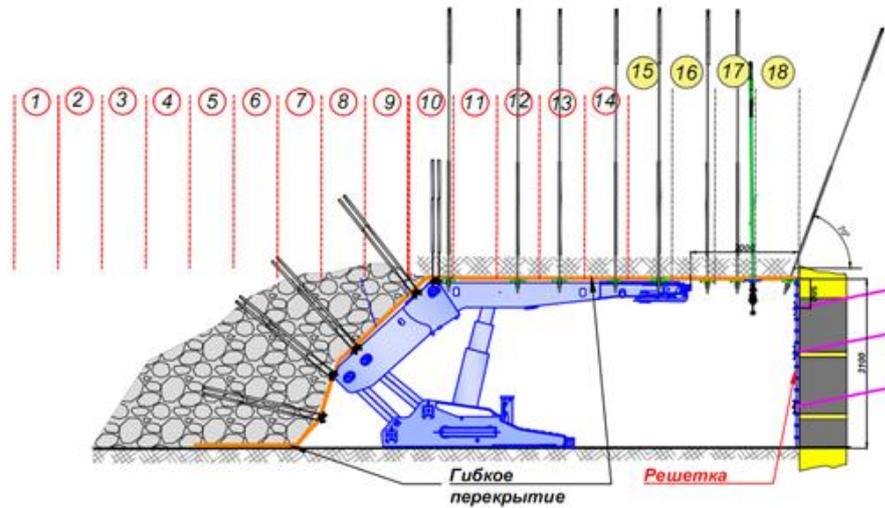


Рисунок 4.15 – Вариант крепления демонтажной камеры при перемещении места остановки очистного забоя вперед на 2-4 выемочных цикла

По сравнению с заблаговременным увеличением ширины перекрытия вышеописанные варианты позволяют снизить величину затрат на материалы, однако следует принимать во внимание тот факт, что металлическая решетчатая затяжка обладает меньшей несущей способностью и более низкими пластическими свойствами, т.е. склонна к хрупкому разрушению при деформировании. Ввиду этого рекомендуется заблаговременно иметь на предприятии рулон полимерного сетчатого перекрытия шириной до 7 м с целью его добавления к предусмотренной проектом схеме крепления по мере необходимости (рисунок 4.17).

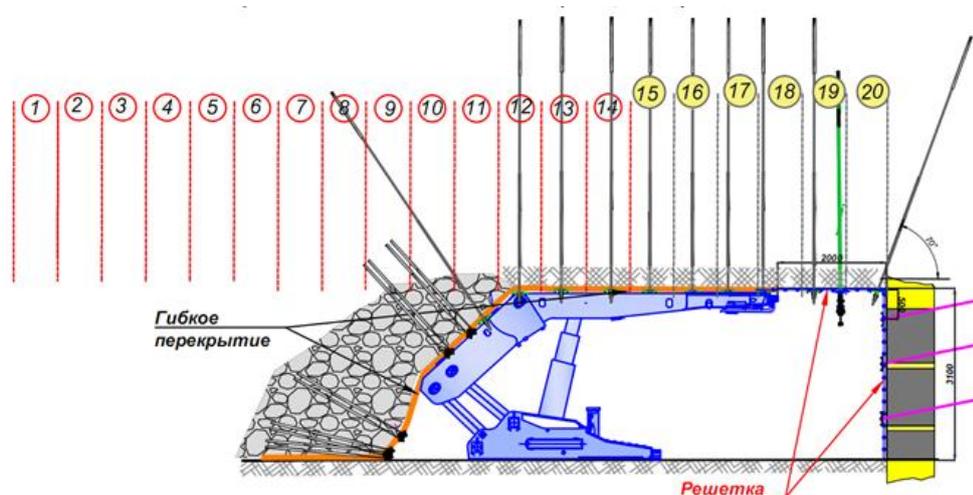


Рисунок 4.16 – Вариант крепления демонтажной камеры при перемещении места остановки очистного забоя вперед на 4-6 выемочных циклов

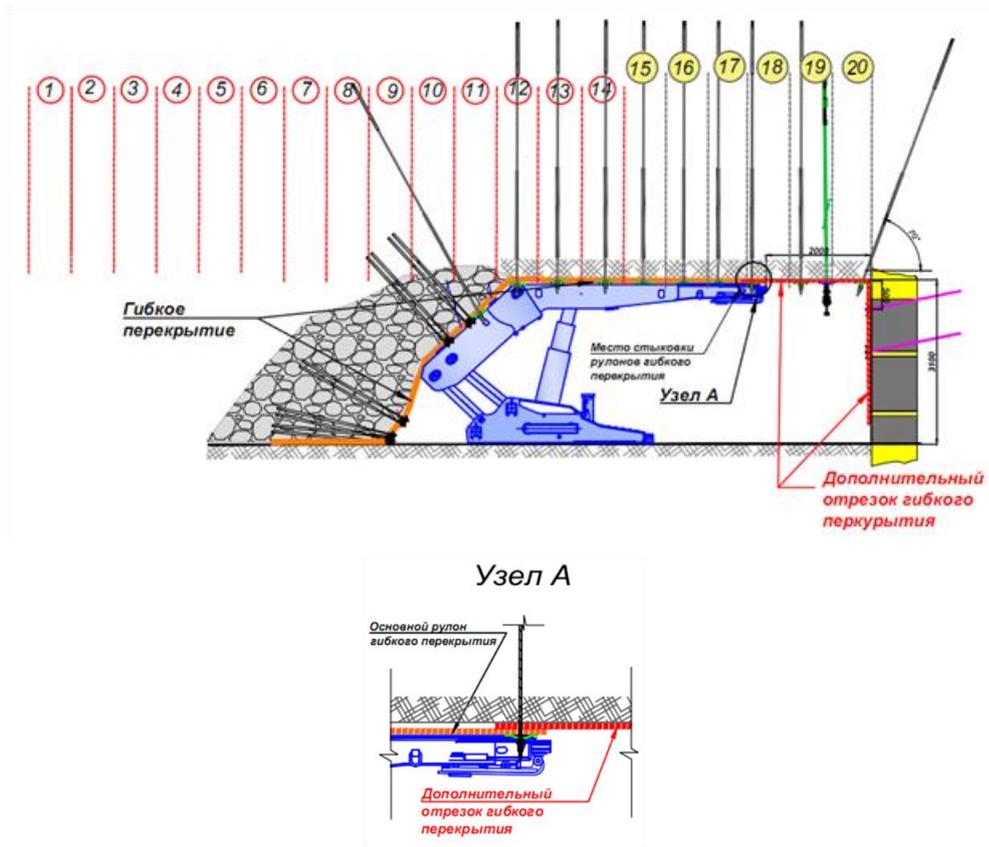


Рисунок 4.17 – Вариант крепления демонтажной камеры при перемещении места остановки очистного забоя вперед на 4-6 выемочных циклов и применении резервного рулона полимерного сетчатого перекрытия

Соединения рулонов полимерной сетки может производиться как под штрипс на анкеры, так и с помощью металлического каната или стропы (рисунок 4.18).



Рисунок 4.18 – Способ соединения фрагментов полимерного сетчатого перекрытия

Первый или стартовый цикл монтажа полимерного сетчатого перекрытия схематически изображен на рисунке 4.19.

После того, как рулон сетчатого перекрытия растянут на всю длину монтажной камеры начинается первый цикл формирования. Свободный край сетки необходимо привязать к канатам ручных лебедок как показано на рисунке 19, а и поднять край рулона к перекрытиям секций. Затем вперед передвигаются нечетные секций крепи и сетка прижимается к кровле формируемой камеры (рисунок 4.19, б). В дальнейшем происходит установка анкеров А20В длиной 2,4 м с шагом 3,5 м, анкероустановщик снимается со става конвейера, канаты лебедок перевязываются, а рулон сетки поднимается к кровле для выемки очередной полосы комбайном.

Рисунок 4.19 показывает изображение монтажной камеры после завершения 1-го цикла формирования.

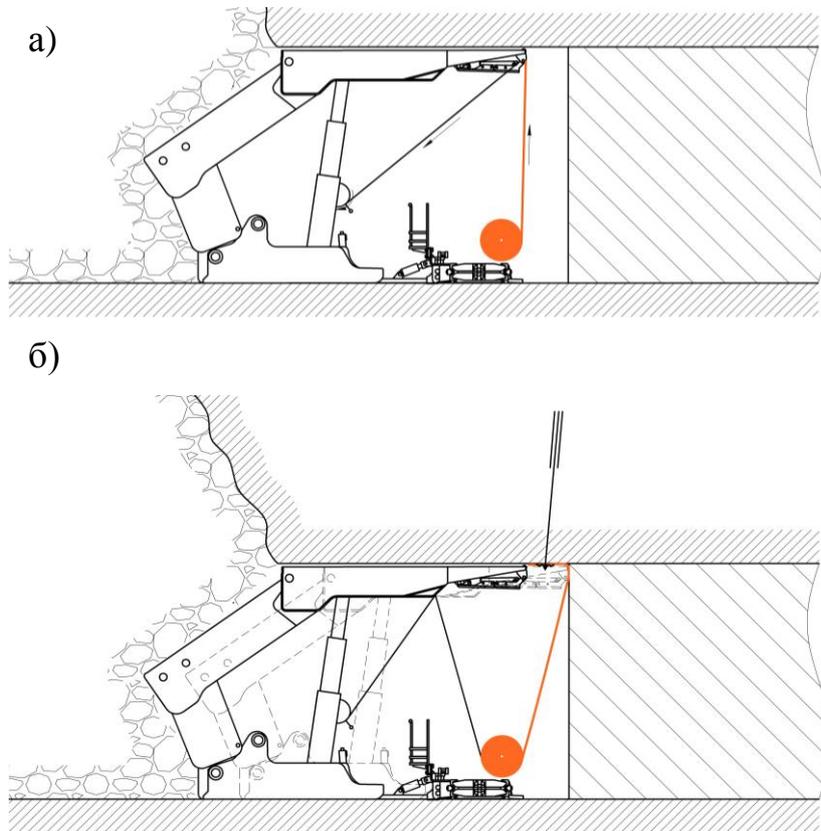


Рисунок 4.19 – Последовательность операций первого цикла монтажа полимерного сетчатого перекрытия

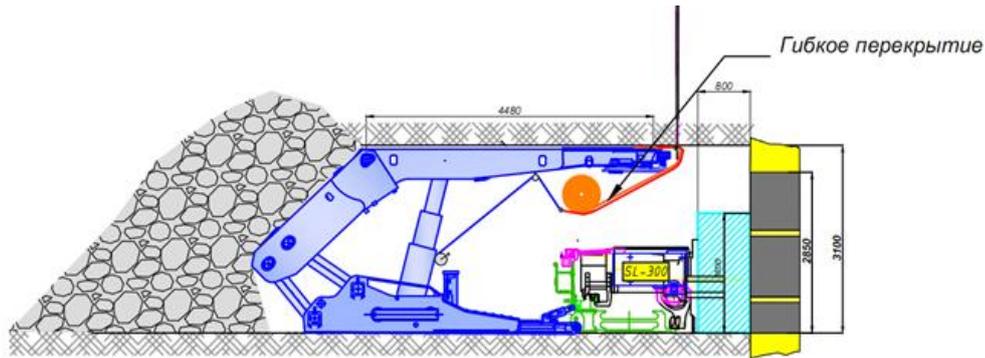


Рисунок 4.20 – Последовательность операций первого цикла монтажа полимерного сетчатого перекрытия.

После выемки очередной полосы рулон опускается на почву и цикл повторяется. Рекомендуемая схема крепления камеры не предусматривает установки анкерной крепи на 2-ом, 3-ем, 4-ом, 8-ом и 11-ом циклах формирования. Вместе с тем, на 5-ом, 6-ом, 7-ом, 9-ом и 10-ом циклах производится установка продольных подхватов из стальных канатов диаметром не менее 28 мм на спаренные анкеры А20В длиной 2,4 м. Шаг установки пар анкеров составляет 7 м на 5-ом, 6-ом и 7-ом циклах и 3,5 м или 1,75 м (в зависимости от горногеологических условий) на 9-ом и 10-ом циклах формирования.

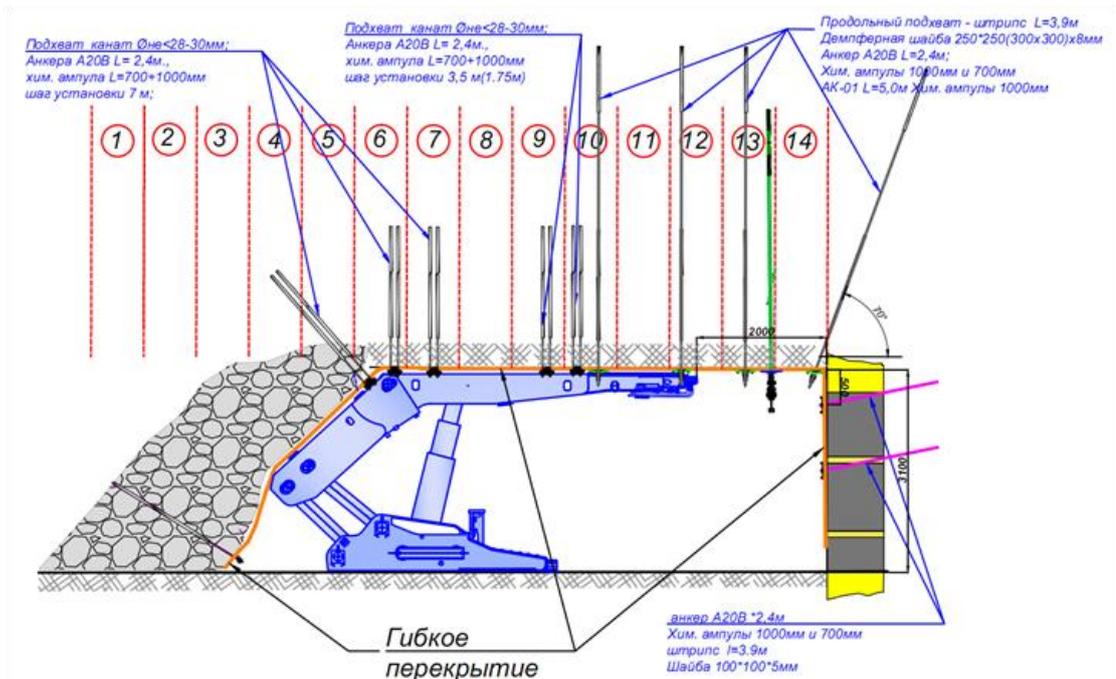


Рисунок 4.21 – Проектное сечение демонтажной камеры, сформированное согласно рекомендациям

На 10-ом, 12-ом, 13-ом и 14-ом в кровлю производится установка бесконечных подхватов из штрипс длиной 3,9 м на чередующиеся анкера АК-01 и А20В длиной 5,0 м и 2,4 м соответственно на расстоянии 1,8 м друг от друга. Анкеры, устанавливаемые на 14-ом цикле располагаются под углом 70° к напластованию с уклоном в сторону забойного борта.

Проектное сечение демонтажной камеры (рисунок 4.21) формируется за 14 циклов подвигания. Крепление забойного борта осуществляется под продольный подхват из штрипс длиной 3,9 м на сталеполимерные анкера А20В длиной 2,4 м, устанавливаемые с шагом 3,5 м. Верхний ряд анкеров располагается на расстоянии 0,5 м от кровли камеры, а второй – на 1,1 м ниже.

4.3 Выбор технологии демонтажных работ

В соответствии с рекомендуемой технологией предлагается следующая последовательность демонтажа оборудования очистного комплекса:

1. Демонтаж очистного комбайна.
2. Демонтаж става забойного конвейера.
3. Демонтаж скребкового перегружателя, дробилки и блоков энергопоезда.
4. Демонтаж секций механизированной крепи.

Следует отметить, что в зависимости от специфики горнотехнических условий порядок может быть скорректирован.

Накопленный в области демонтажа очистного оборудования опыт шахт АО «СУЭК-Кузбасс» показывает, что наиболее эффективным, с точки зрения экономики и организации работ, считается такая форма организации, при которой работы выполняются комплексными бригадами, состоящими из работников предприятия и сотрудников монтажно-наладческого управления (МНУ).

Все основные операции выполняются звеньями из 2-ух и более рабочих. Распределение обязанностей внутри каждого конкретного звена осуществляется мастером участка или бригадиром добычной бригады. Все действия бригады

должны выполняться согласовано и четко по наряду. Ответственность за это несет старший рабочий звена, назначаемый мастером участка на разрядке.

Демонтаж очистного комбайна

Работы по демонтажу очистного комбайна выполняются согласно нормативным документам и инструкциям звеном из восьми рабочих (разряд не ниже ГРОЗ) под руководством механика участка.

Демонтаж комбайна производится в верхней части камеры на удалении в 10 м от сопряжения с участковой выработкой. Сначала производится демонтаж режущих органов, затем погрузочных щитков и поворотных редукторов. При демонтаже шнеков комбайна, под ними должны выкладываться костры из леса в целях предотвращения их падения и повреждения оборудования. Далее производится демонтаж кабелей, шлангов и пр. С целью предотвращения загрязнения гидравлических шлангов, их концы должны быть надежно заглушены. Корпус комбайна демонтируется в последнюю очередь после снятия цепи скребкового конвейера и демонтажа основной части рештачного става.

Демонтаж става забойного конвейера

Работы выполняются звеном из четырех рабочих. В первую очередь демонтируется цепь со скребками. Для этого она разделяется на отрезки длиной не более 25 м. Далее производится демонтаж приводов в следующей последовательности: двигатель, муфта, редуктор, переходный рештак. Демонтаж линейного става производится секциями по два рештака. Мелкие детали транспортируются вместе со своими рештаками для обеспечения комплектности при повторной сборке. Кроме того, мелкие узлы и детали (траковая цепь, кабели, гидравлические шланги пневматический и оросительный трубопроводы, системы селекторной связи и пр.) также транспортируются на рештаках.

Демонтаж энергопоезда

Работами под руководством механика участка занимается звено из восьми человек. Став платформ энергопоезда рассоединяется и они транспортируются отдельно друг от друга посредством вспомогательного транспорта.

Демонтаж перегружателя, дробилки и крестовой рамы

Работы выполняются звеном из шести рабочих, четверо из которых заняты непосредственно демонтажем, а двое – выдачей демонтированного оборудования за пределы выемочного участка. При демонтаже перегружателя, валковой дробилки и крестовой рамы с помощью ручных лебедок, талей и полиспастов производится их разборка на транспортируемые узлы.

Демонтаж секций механизированной крепи

С целью обеспечения наиболее благоприятной геомеханической и метанобезопасной обстановки на завершающей стадии работ, демонтаж секций крепи рекомендуется производить в направлении от выработанного пространства смежного выемочного участка. В работах по демонтажу секций механизированной крепи задействовано не менее четырех рабочих (ГРОЗ, МГВМ, при необходимости сотрудники МНУ).

В первую очередь следует демонтировать штрековые секции крепи и на их месте установить костровую крепь. Извлечение секций крепи из ряда на всех стадиях демонтажа может осуществляться с применением маневровых лебедок (например, ЛПК-10Б). При достаточной ширине рабочего пространства и при отсутствии слабых, склонных к размоканию и пучению пород в почве камеры работы по извлечению секций могут выполняться с применением самоходного кран-тягача (рисунок 4.22).

Демонтаж линейных секций крепи производится с применением двух пилотных секций, т.е. секций крепи развернутых по ходу демонтажа и передвигаемых вслед за извлечением секций из общего ряда. Пилотными секциями служат линейные секции крепи демонтируемого комплекса развернутые с применением крана-тягача.

Первой разворачивается секция крепи № 3. Через технологические отверстия в передней части основания секция крепи цепляется отрезком калиброванной цепи за крюк стрелы кран-тягача. К резервной насосной станции, находящейся на сопряжении дальней от места выполнения работ участковой выработки запитывается гидравлическая часть демонтируемой секции.

Гидростойки сокращаются на 0,5-0,7 м. Гидравлические шланги отсоединяются и укладываются в секции так, чтобы избежать их повреждения при развороте и транспортировке. Стрелой тягача секция выдвигается из ряда на забой и разворачивается по ходу дальнейшего движения фронта работ. Цепь перецепляется за основание секции крепи сзади для перемещения ее к забойному борту. Подключается гидравлическая часть, секция временно ставится на распор. Развернутой секции присваивается номер – пилотная секция №1.



Рисунок 4.22 – демонтаж секции крепи тягачом Petitto Mule

После демонтажа, выдачи секции крепи № 2 и необходимого крепления пустого пространства, аналогичным способом производится разворот второй пилотной секции (линейной секции крепи № 3). Она устанавливается со стороны выработанного пространства рядом с первой пилотной секцией. После разворота и установки обеих пилотных секций кран-тягачом они устанавливаются на паспортные позиции: 1-ая на расстоянии 0,3 м от забойного борта, а вторая – 2,15 м. На месте демонтированных секций крепи устанавливается костровая крепь.

Демонтаж линейных секций крепи производится с применением кран-тягача. Передвижка пилотных секций также производится с помощью кран-тягача.

Первой на шаг установки крепи в лаве (1,75 м) перемещается пилотная секция №2. Секция ставится на распор и аналогичным способом перемещается пилотная секция крепи №1. Допускается зазор между пилотными секциями величиной не более 0,3 м.

Демонтаж линейных секций производится по нижеописанной схеме. Гидростойки демонтируемой секции сокращаются до минимальной величины. Гидравлические шланги отсоединяются и укладываются в секции так, чтобы их не повредить при развороте. Стрелой тягача секция выдвигается из ряда на забойный борт камеры и разворачивается по ходу работ (рисунок 4.23). Стрелой тягача поднимается передняя часть основания секции крепи на высоту 0,2 м и секция доставляется кран-тягачом по почве монтажной камеры к сопряжению со штреком. Далее секция транспортируется по монорельсовой дороге.



Рисунок 4.23 – Секция самоходной крепи MRS Fletcher

Во время перемещения секции крепи по камере производится установка охранных конструкций на их место.

После демонтажа линейных секций крепи на выходе из камеры демонтируются пилотные секции. В последнюю очередь производится демонтаж штрековых секций крепи.

Кроме пилотных секций крепи также к числу рекомендуемых способов управления кровлей в зоне обрушения относится применение мобильной гидравлической крепи MRS производства компании Fletcher (рисунок 4.24).

Данный тип оборудования с успехом широко применяется для управления кровлей при отработке угольных пластов с использованием камер. Применение данных рам может служить аналогом MRS в части сокращения времени на передвижку пилотных секций. Но - столбовой системы разработки на шахтах США. К числу основных достоинств данного оборудования следует отнести большую площадь перекрытия, высокую несущую способность и независимость от работы кран-тягача. Способность данного оборудования передвигаться самостоятельно посредством гусеничного хода позволит исключить затраты времени на передвижку крепи зоны обрушений. Данные операции могут выполняться параллельно с доставкой демонтированной секции по камере. Кроме того, возможность дистанционного управления секциями MRS положительно скажется на безопасности труда рабочих.

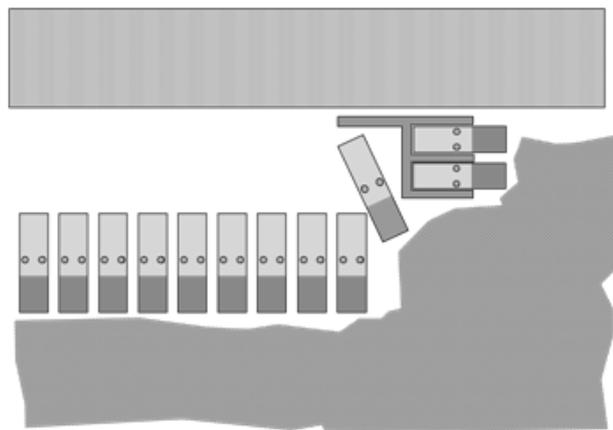


Рисунок 4.24 – Общий вид применения Е-образной рамы для передвижки пилотных секций и извлечения линейных секций из общего ряда

Таким образом, в условиях прочной и сухой почвы демонтажной камеры применение самоходных гидравлических крепей Fletcher позволит сократить суммарное время на демонтаж секций механизированной крепи на 10-15% при повышении безопасности труда.

Также к числу приспособлений упрощающих выполнение основных операций по демонтажу секций механизированной крепи следует отнести Е- и F-образные рамы, монтируемые к основаниям пилотных секций. Оба типа данных

приспособлений имеют схожие конструкции, рассмотрим в дальнейшем E-образные рамы (рисунок 4.24).

E-образная рама, получившая название по причине внешнего сходства с буквой «E», представляет собой прочную сварную конструкцию из стальных балок, как правило, двутаврового профиля. Консоль для демонтажа линейных секций может иметь подвижную конструкцию и оборудоваться гидродомкратом для увеличения хода извлекаемой секции (рисунок 4.25).

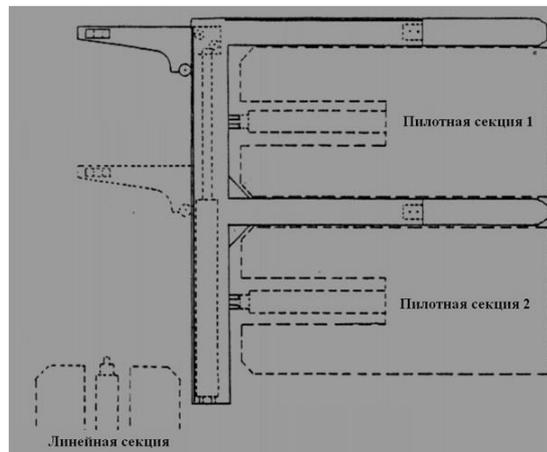


Рисунок 4.25 – Конструкция F-образной рамы с гидравлическим домкратом

Данные конструкции широко применяются на шахтах стран Европы и в США. По укрупненным расчетам можно утверждать, что их применение также позволит сократить затраты времени на демонтаж секций крепи минимум на 15% за счет параллельного выполнения операций по передвижке пилотных секций и извлечения линейных секций из общего ряда во время транспортировки демонтированной секции кран-тягачом по камере.

4.4 Оценка экономической эффективности разработанных рекомендаций и областей их рационального использования

Целью данной работы является повышение эффективности и безопасности проведения демонтажных работ при отработке пологих угольных пластов с использованием механизированных комплексов.

Выполненное в работе обоснование технологии ведения демонтажных

работ обеспечивает:

- существенное снижение издержек производства при ведении демонтажных работ за счет создания благоприятных геомеханических условий при формировании демонтажной камеры и последующем проведении демонтажа оборудования;
- исключение дополнительных затрат на ликвидацию последствий проявления повышенного горного давления в демонтажной камере;
- минимизацию простоев высокопроизводительных очистных комплексов, связанных с проведением монтажно-демонтажных работ;
- снижение эндогенной пожароопасности при отработке пластов, склонных к самовозгоранию, за счет снижения продолжительности монтажно-демонтажных работ.

Однако, применение разработанных рекомендаций приводит к увеличению потерь подготовленных к выемке запасов, вследствие формирования демонтажной камеры до окончательной отработки запасов – на некотором расстоянии (менее установившегося шага обрушения основной кровли) от плановой границы выемочного столба.

Таким образом, наряду с положительным эффектом от применения рекомендаций имеется и отрицательный, который необходимо учитывать при выполнении экономического обоснования целесообразности применения и определения области рационального применения разработанных рекомендаций.

С учетом вышеизложенного, целевая функция при определении экономического эффекта от применения разработанных рекомендаций может быть определена по формуле 4.6:

$$\mathcal{E} = (L + Z - P) \rightarrow \max, \quad (4.6)$$

где \mathcal{E} – экономический эффект от применения разработанных рекомендаций, руб.; L – эффект от снижения простоев оборудования лавы, руб.; Z – затраты на ликвидацию последствий проявлений повышенного горного давления, руб.; P – ущерб от дополнительных потерь подготовленных запасов, руб.

Ущерб от потерь подготовленных запасов оценивается как величина упущенной выгоды (прибыли) при их не извлечении. Таким образом, ущерб зависит от себестоимости добычи угля по шахте и отпускной цены угля и определяется как разность указанных величин. В соответствии с лучшими показателями по шахтам АО «СУЭК-Кузбасс» за 2017 год «маржа» (разница между себестоимостью и отпускной ценой) может достигать 900 рублей на тонну при средних значениях порядка 300-600 рублей на тонну).

При расчете объемов дополнительных потерь необходимо учитывать, что их величина определяется местом формирования демонтажной камеры (расстояние от демонтажной камеры до плановой границы выемочного столба) и вынимаемая мощность пласта. На рисунке 4.26 представлены графики зависимости величины дополнительных потерь подготовленных запасов в зависимости от места расположения демонтажной камеры (расстояния от демонтажной камеры до плановой границы выемочного столба) при различной мощности пласта. Рассматриваемый диапазон вынимаемых мощностей является характерным для шахт АО «СУЭК-Кузбасс», а диапазон значений расстояний от демонтажной камеры до границы столба также определяется предлагаемой технологией ведения демонтажных работ и не может превышать установившийся шаг обрушения основной кровли, который, для условий разрабатываемых и планируемых к отработке пластов на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс», составляет от 7 до 30 м.

Как видно из рисунка 4.26 объем дополнительных потерь подготовленных к выемке запасов в рассматриваемом диапазоне мощностей и положений демонтажной камеры относительно границы выемочного столба составит от 2 430 до 24 300 тонн.

Оценка ущерба для установленных объемов потерь подготовленных запасов выполнялась для величин «маржи» (разности между отпускной ценой и себестоимостью добычи угля) 300, 600 и 900 руб. На рисунках 4.27-4.28 представлены графики зависимости ущерба от расположения демонтажной камеры при различных величинах маржи и значениях вынимаемой мощности

пластов. Для пластов средней мощности минимальный ущерб будет иметь место при наименьшем расстоянии от демонтажной камеры до плановой границы столба и при минимальных величинах «маржи» и составит 0,7 млн руб, а максимальный ущерб - при наибольших значениях этих параметров может достигать величины 21,9 млн руб.

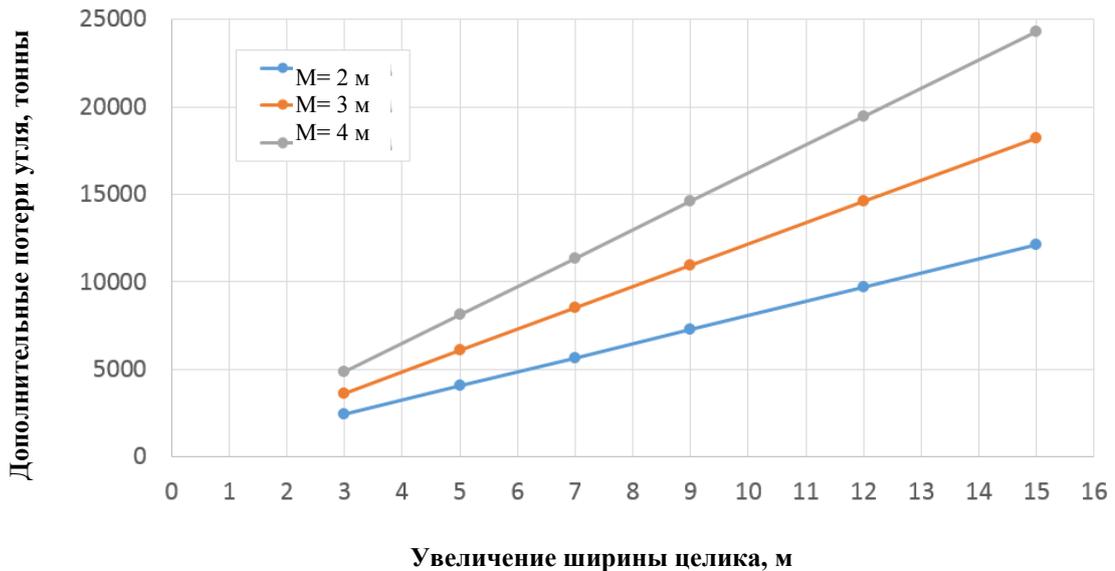


Рисунок 4.26 – Зависимость величины дополнительных потерь от места заложения демонтажной камеры

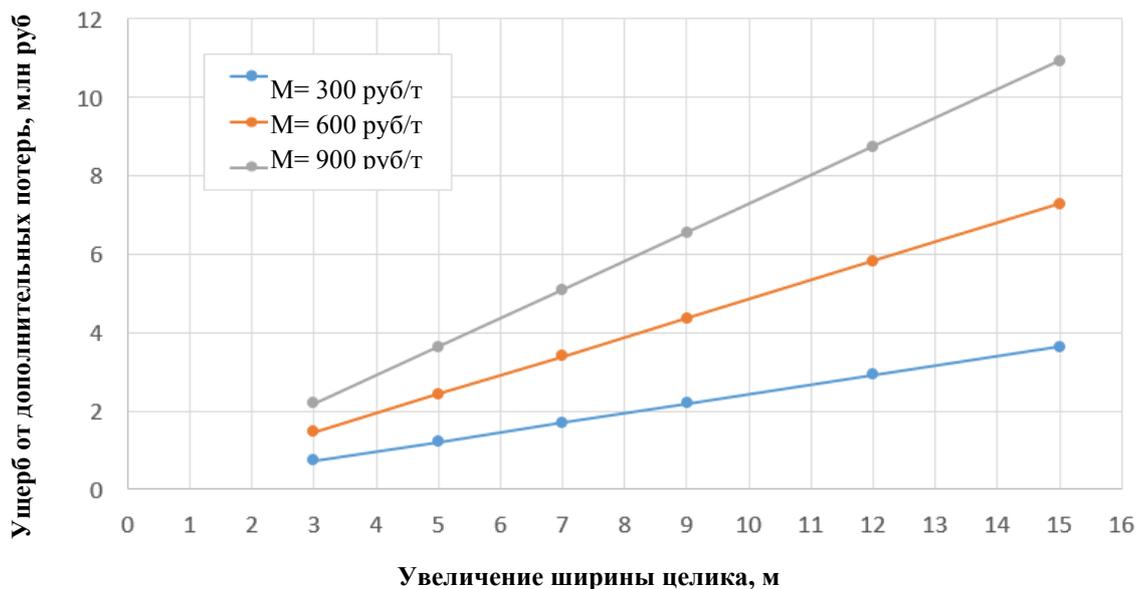


Рисунок 4.27 – Зависимость ущерба от потерь подготовленных запасов от ширины целика и величины «маржи» при вынимаемой мощности пласта 2 м

Таким образом наибольший ущерб будет иметь место при интенсивной отработке мощных пластов с высокими технико-экономическими показателями в случае увеличения ширины целика угля на 15 м и составит 21,9 млн руб.

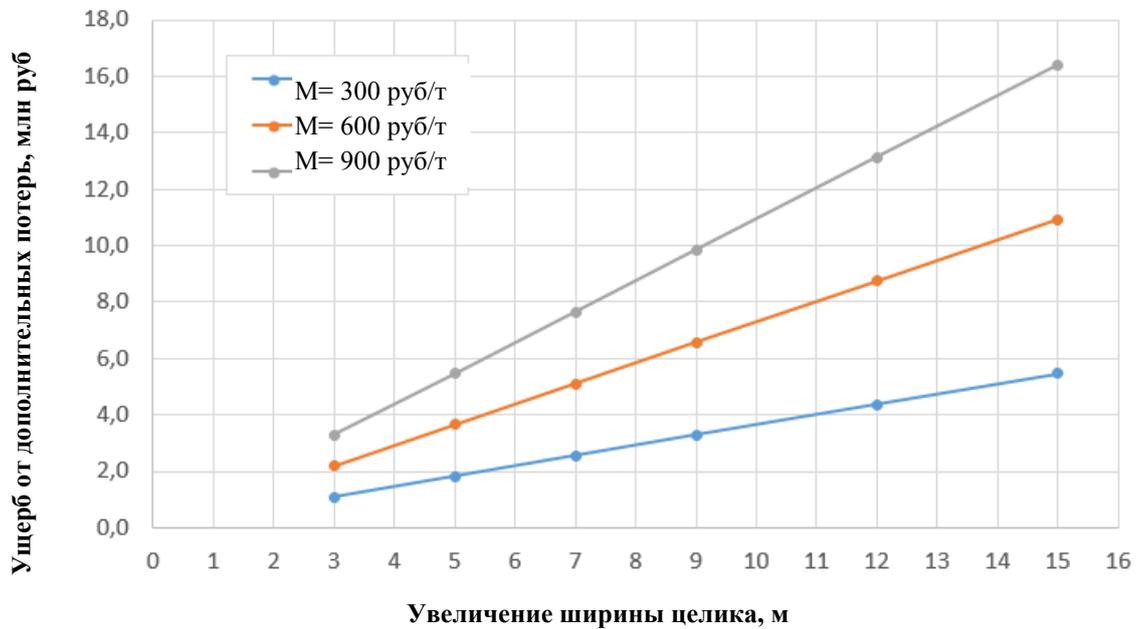


Рисунок 4.28 – Зависимость ущерба от потерь подготовленных запасов от ширины целика и величины «маржи» при вынимаемой мощности пласта 3 м

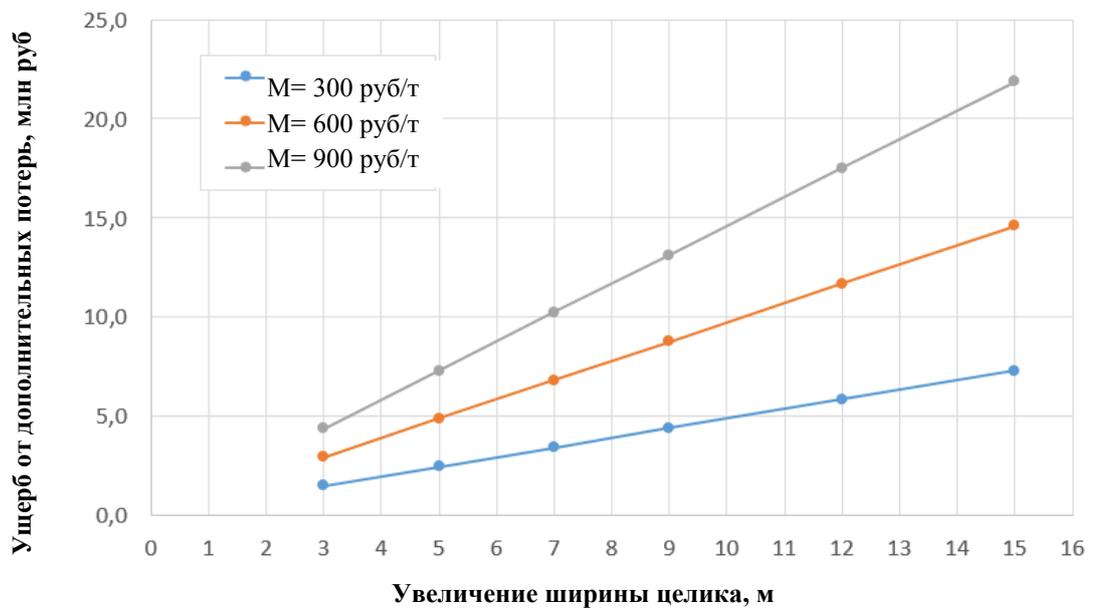


Рисунок 4.29 – Зависимость ущерба от потерь подготовленных запасов от ширины целика и величины «маржи» при вынимаемой мощности пласта 4 м

Оценка ущерба от простоев высокопроизводительного оборудования должна учитывать, что потеря добычи является временной и основной ущерб в период простоев связан с увеличением сроков отработки запасов и необходимости поддержания работоспособности всех систем шахты в период отсутствия добычи. Таким образом, величина ущерба может быть увязана с величиной условно постоянных затрат шахты (водоотлив, вентиляция и др.), то есть затрат, которые незначительно зависят от нагрузок на очистной забой. В данной работе величина условно постоянных затрат принята как $\frac{1}{2}$ всех средних удельных затрат предприятия и с учетом средних значений на различных шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» принята на уровне 500 руб на тонну. Необходимость указанного допущения определяется тем фактом, что фактическая себестоимость определяется, в первую очередь, средней нагрузкой на очистной забой, условно постоянные затраты являются также зависимыми от нагрузки, как и их доля в общей себестоимости.

Представленный на рисунке 4.30 график зависимости ущерба от длительности простоев высокопроизводительного оборудования при различной нагрузке на лаву позволяет оценивать ущербы при различных сроках простоев и разной интенсивности отработки запасов (нагрузках на лаву).

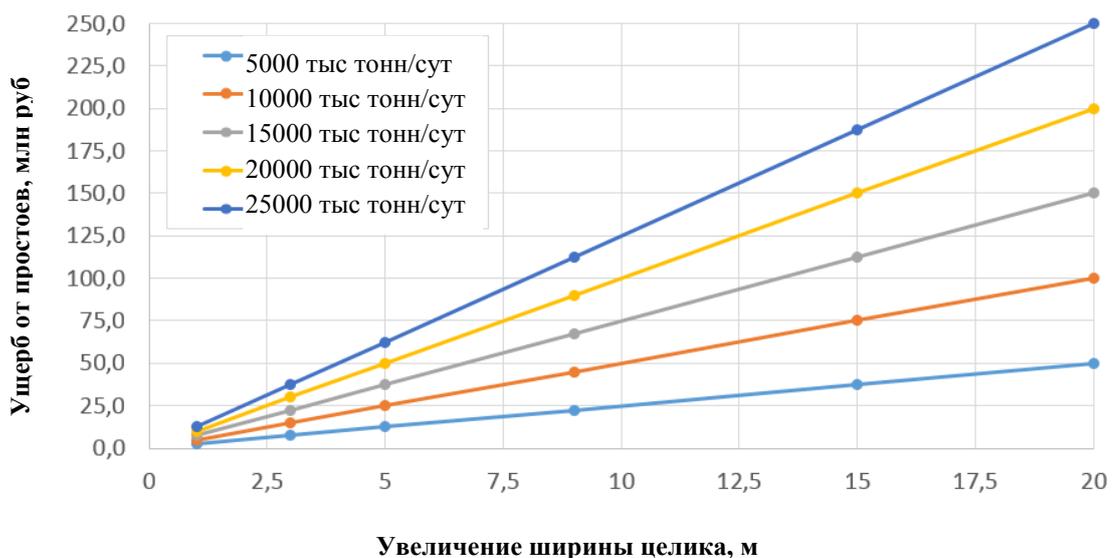


Рисунок 4.30 – Ущерб от простоев высокопроизводительного оборудования при различной длительности простоев и нагрузках на очистные забои

Оценка экономического эффекта от применения разработанной технологической схемы демонтажа, учитывающей шаг обрушения основной кровли, производится для пяти возможных вариантов развития событий:

1) ущерб от простоев - минимальный (малые нагрузки на очистной забой), а ущерб от потерь - максимальный (теряются значительные объемы запасов);

2) ущерб от простоев - минимальный (малые нагрузки на очистной забой и сроки простоев) и ущерб от потерь – минимальный;

3) ущерб от простоев – максимальный (высокие нагрузки на лаву и длительность простоев), а ущерб от потерь минимальный;

4) ущерб от простоев и ущерб от потерь – максимальные;

5) ущерб от простоев и потерь принимается на уровне средних значений длительности простоев и средних ожидаемых потерь с учетом средней вынимаемой мощности пласта.

Анализируя результаты оценки величины экономического эффекта (таблица 4.2) следует отметить, что наиболее вероятным для современных шахт АО «СУЭК-Кузбасс» является 5 вариант, характеризующийся средним возможным увеличением длительности демонтажных работ на 9 дней на пластах мощностью 3 м при среднесуточных нагрузках порядка 10 000 тонн/сут.

Таблица 4.2 - Экономический эффект от применения разработанных рекомендаций при различных вариантах сочетаний ущербов от потерь и простоев оборудования

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	Вариант 5
Ущерб от потерь, млн руб	7,29	0,72	10,2	21,9	8,7
Ущерб от простоев, млн руб	7,5	2,5	250	250	75
Эффект от применения рекомендаций, млн руб	0,21	1,78	239,8	228,1	66,3

Полученные минимальные значения эффекта при реализации варианта 1 обусловлены заданием маловероятных (практически невозможных) сочетаний ущербов для высокопроизводительных очистных забоев, поскольку ущерб от

потерь будет максимальным, при прочих равных условиях, при отработке более мощных пластов, отработка которых, как правило, ведется с высокими нагрузками на очистной забой. Поэтому указанный вариант рассматривался как пограничный для всего диапазона значений величины экономического эффекта от применения разработанных рекомендаций.

Варианты 3 и 4 также рассматривались для определения максимального эффекта и являются пограничными со стороны максимально возможных величин диапазона экономического эффекта. Как было указано выше наиболее вероятным вариантом в рассматриваемых условиях является вариант 5, эффект от реализации в условиях которого и должен приниматься в качестве среднего ожидаемого показателя экономической эффективности.

Таким образом, выполненный анализ экономической эффективности разработанных мероприятий показал целесообразность их применения при интенсивной отработке запасов с использованием высокопроизводительных очистных комплексов в широком диапазоне горно-геологических условий.

Следует отметить, что указанные результаты справедливы для текущих технико-экономических показателей подземной угледобычи, характерных для шахт АО «СУЭК-Кузбасс», и в случае добычи особо ценных марок коксующихся углей или при работе комплексов с более низкими нагрузками на очистной забой требуется проведение дополнительных исследований для уточнения результатов и определения экономической целесообразности и выделения области рационального применения разработанных рекомендаций.

4.5 Выводы по четвертой главе

1. Высокая изменчивость физико-механических свойств пород основной кровли в пределах выемочных участков предопределяет необходимость определения фактического шага обрушения на участке выемочного столба непосредственно перед формированием монтажной камеры. Протяженность участка должна составлять не менее 5 установившихся шагов обрушения

основной кровли, определенных с использованием «Временного руководства ...» для осуществления прогнозного места расположения демонтажной камеры и надежного выбора параметров ее крепления.

2. В случае существенного изменения скорости подвигания очистного забоя или физико-механических свойств и мощности основной кровли на участке формирования демонтажной камеры установившийся шаг обрушения основной кровли, определенный в шахтных условиях может быть скорректирован с использованием «Временное руководство по расчету первичного и последующих шагов обрушения пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса» применяемого в настоящее время на шахтах Кузбасса.

3. Для обеспечения эффективного крепления лавы с использованием гибкого перекрытия с учетом возможного увеличения прогнозируемого шага обрушения основной кровли возможно использование гибкого перекрытия с увеличенной длиной или применения комбинированной крепи: гибкое перекрытие в кровле демонтажной камеры и с завальной стороны и ... на груди забоя.

4. Средний экономический эффект от применения разработанных рекомендаций за счет снижения длительности монтажно-демонтажных работ с учетом возможных потерь подготовленных запасов для условий шахт АО «СУЭК-Кузбасс» составляет порядка 60 млн руб на 1 перемонтаж.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой содержится решение актуальной задачи обоснования параметров технологических схем демонтажа оборудования при интенсивной отработке пологих угольных пластов, обеспечивающих эффективность и безопасность ведения демонтажных работ. Основные научные и практические результаты выполненных исследований:

1. Ведение демонтажных работ на шахтах России даже в условиях применения современного очистного оборудования и лучших доступных технологий его демонтажа характеризуется существенным превышением плановых показателей длительности и стоимости монтажно-демонтажных работ.

2. Наиболее значимым фактором, определяющим технико-экономические показатели демонтажа оборудования при интенсивной отработке запасов пологих угольных пластов, является напряженно-деформированное состояние массива горных пород в окрестностях демонтажной камеры, а именно состояние кровли демонтажной камеры.

3. Значительная изменчивость как литологического состава, так и деформационно-прочностных характеристик пород кровли, а также широкий разброс результатов расчетов шага обрушения основной кровли с использованием существующих аналитических методов не позволяют осуществлять расчет и надежный прогноз шагов обрушения основной кровли, необходимый для выбора места формирования демонтажной камеры.

4. Для определения места формирования демонтажной камеры с учетом шага обрушения основной кровли, величина шага обрушения должна определяться на участке выемочного столба на основе данных об изменении давления в поршневых системах гидростоек механизированной крепи очистного забоя, непосредственно у места формирования демонтажной камеры, протяженность которого должна составлять не менее 5 расчетных установившихся шагов обрушения основной кровли.

5. Место формирования демонтажной камеры должно находиться непосредственно за трещиной разлома основной кровли, что обеспечивается заблаговременным (до момента обрушения основной кровли) монтажом гибкого перекрытия с обеспечением расположения формируемой демонтажной камеры непосредственно за трещиной разлома основной кровли или на расстоянии от нее не более 2-5 м.

6. Экономическая оценка эффективности рекомендуемого способа выбора места формирования демонтажной камеры с учетом шага обрушения основной кровли должна учитывать ущерб от простоев высокопроизводительного оборудования, вызванный увеличением сроков монтажно-демонтажных работ, ущерб от потерь подготовленных запасов, а также затраты на ликвидацию последствий проявлений повышенного горного давления при нерациональном расположении демонтажной камеры.

7. Реализация разработанных рекомендаций позволяет обеспечить устойчивое эксплуатационное состояние демонтажной камеры, а также получить экономический эффект от снижения простоев высокопроизводительного очистного оборудования порядка 60 млн. руб. на выемочный столб.

Перспективы дальнейшей разработки данной темы связаны с созданием более совершенных технологий проведения демонтажных работ с использованием полученных автором зависимостей и данных им рекомендаций с целью минимизации длительности простоев высокопроизводительного очистного оборудования в периоды выполнения монтажно-демонтажных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ануфриев, В.Е. Оценка влияния горнотехнических параметров на размер зависания основной кровли вблизи демонтажной камеры // Вестник КузГТУ. - №5. – 2010. - 45 с.
2. Артемьев, В.Б. Альтернативные технологии формирования демонтажных камер в условиях ОАО «СУЭК-Кузбасс» / В.Б. Артемьев [и др.] // Уголь. - № 3. - 2010. - С. 20-23.
3. Бастрыгин, А.П. Опыт применения выемочных механизированных комплексов «Джой» в условиях ЗАО «Распадская» / А.П. Бастрыгин, Р.Х. Галимарданов, А.В. Астахов // Горное оборудование и электромеханика. - 2005. - №2. - С.48-49.
4. Борисов, А.А. Механика горных пород и массивов. М.: Недра, - 1980.- 360 с.
5. Бубнов, К.А. Исследование точности определения шага обрушения непосредственной и основной кровли существующими методиками / К.А. Бубнов, А.В. Ремезов, Л.М. Коновалов // Вестник КузГТУ. - 2009. - №5. - С.21-28
6. Бубнов, К.А. Исследование существующих методик по определению шага обрушения непосредственной и основной кровли / К.А. Бубнов, А.В. Ремезов, Л.М. Коновалов // Труды научно-практической конференции: Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности. - 2009. - С.194-199
7. Волков, И.И. Состояние и перспективы развития монтажно-демонтажных работ в условиях шахты «Распадская» / И.И. Волков, Ю.Ю. Самолетов, В.В. Горюнов // Горное оборудование и электромеханика. - 2005. - №2. - С. 48-49.
8. Временное руководство по расчету первичного и последующего шагов обрушений пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса. - Кемерово, - 1973. - 26 с.
9. Егоров, П.В. Геомеханика / П.В. Егоров, Г.Г. Штумпф, А.А. Ренев и др. // Гос.учреждение Кузбас. гос. техн. ун-т.-Кемерово. - 2002. - 339 с.

10. Демченко, А.Г. Перемонтажи лавных комплексов в России стали быстрее и безопаснее // Уголь, - 2012. - №3. - С.30-32.

11. Зорков, Д.В. Геомеханическое обоснование выбора крепи предварительно подготовленной демонтажной выработки / Д.В. Зорков, А.А. Ренёв, С.С. Цибаев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2015. - С.49-55.

12. Зорков, Д.В. Геомеханическое обоснование въезда очистного механизированного комплекса в предварительно подготовленную демонтажную выработку / Д.В. Зорков, А.А. Ренёв, С.С. Цибаев // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - С.12-20.

13. Патент № RU 2 327 036 С2 Российская Федерация. МПК E21C 41/16 (2006.01) Способ разработки мощных пластов полезных ископаемых: № 2006113359/03: заявл. 04.19.2006: опубл. 06.20.2008 / Зубов В.П., Козовой Г.И. ; заявитель В.П. Зубов. - 3 с.

14. Игишев, В.Г. Опыт демонтажа угледобывающего комплекса, изолированного при самовозгорании угля / В.Г. Игишев, В.А. Портола., А.С. Марков // Уголь. - 2004. - №1. - С.49-51.

15. Игнатов, Е.В. Геомеханические регламентации к способам охраны и крепления выработок при разработке пластов длинными столбами / Е.В. Игнатов, О.В. Иванова, Г.И. Грибанова // Вестник КузГТУ. - 2011. - № 3. - С. 26-28.

16. Итоги работы ТЭК России в 2013 году. Задачи на среднесрочную перспективу. Доклад министра энергетики РФ А.В. Новака.

17. Карпов, Г.Н. Обоснование технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при высокой концентрации горных работ : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Карпов Григорий Николаевич; ФГБОУ ВПО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». - СПб. 2013. - 165 с. - Текст : непосредственный.

18. Карпов, Г.Н. Особенности демонтажа лав, оборудованных современными высокопроизводительными комплексами, при отработке пологих

мощных пластов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2012. - № 4. - С.390-393.

19. Карпов, Г.Н. Технологии демонтажа очистных механизированных комплексов при разработке пологих мощных угольных пластов с неустойчивыми породами кровли // Записки Горного института. Том 195. СПб. - 2012. - С.103-108.

20. Карпов, Г.Н. Управление состоянием непосредственной кровли при демонтаже очистных механизированных комплексов // Материалы 2-й Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов. ТулГУ. Тула. - 2012. - С.53-58.

21. Климов, В.В. Исследование влияния опорного давления, формируемого очистным забоем на состояние прилегающих горных выработок в условиях отработки угольных пластов средней мощности на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» как в нисходящем, так и в восходящем порядке на примере отработки запасов угля в границах шахтного поля шахты «Полысаевская» / В.В. Климов, А.В. Ремезов // Вестник РАЕН ЗСО. - выпуск 15. - 2013. - С.30-38

22. Климов, В.В. Оценка и районирование шахтных полей месторождений Кузбасса по фактору геотектонического воздействия / В.В. Климов, А.В. Ремезов, А.И. Жаров // Сб.с татей участников VII Международной научно-практической конференции «Инновации в технологиях и образовании» 28-29 марта 2014.; в 4 ч./Филиал КузГТУ в г. Белово.- Белово: изд-во филиала КузГТУ в г. Белово, Россия ; изд-во ун-та «Св.Кирилла и Св.Мефодия», Велико Тырново, Болгария , - 2014.-Ч.1.- С.248-250.

23. Климов, В.В. Исследование влияния опорного давления очистного забоя 18-8 на конвейерный штрек 18-6 и его крепление на пласте «Толмаческий» в границах шахтного поля шахты «Полысаквская» / В.В. Климов, А.В. Ремезов, Р.Р. Зайнулин // Уголь, - №4, - 2015. - С.38-41.

24. Климов, В.В. Анализ инструментальных наблюдений за сближением кровли и почвы пласта Толмачевского в границах шахтного поля шахты Полысаевская ОАО «СУЭК-Кузбасс» в конвейерном штреке 18-8 при отработке

выемочного столба 18-10 в восходящем порядке / В.В. Климов, А.В. Ремезов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. –вып.2. - С.312-335.

25. Климов, В.В. Исследование возможности повышения производительности очистных забоев на примере отработки шахты «Полысаевская» ОАО «СУЭК-Кузбасс» / В.В. Климов, А.В. Ремезов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - С.51-58.

26. Климов, В.В. Определение шага обрушения основной кровли при работе очистного забоя ОАО шахты Полысаевская / В.В. Климов, А.В. Ремезов // Материалы конференции «Безопасность жизнедеятельности предприятий в промышленно развитых регионах», Кемерово, - 2013. - С.94-95.

27. Климов, В.В. Результаты исследования величины шага обрушения основной кровли при отработке пласта Толмачевский в уклонном поле 18-2 в лицензионных границах шахты Полысаевская при отработке выемочных столбов / В.В. Климов, А.В. Ремезов // Уголь. - 2013. - №10. - С.20-21.

28. Климов, В.В. Результаты инструментальных наблюдений за сближением кровли и почвы пласта Толмачевского в границах шахтного поля шахты «Полысаевская» ОАО «СУЭК-Кузбасс» в конвейерном штреке 18-8 при отработке выемочного столба 18-10» / В.В. Климов, А.В. Ремезов // Вестник РАЕН ЗСО. - вып. 15. - 2013. - С.38-50.

29. Клишин, В.И. Обсуждение результатов исследований НДС массива в условиях труднообрушаемых кровель при подходе лавы к демонтажной камере // Труды научно-практической конференции: Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности. - 2010. - С.157-161

30. Козовой, Г.И. Интенсивные технологии монтажа-демонтажа высокопроизводительного очистного оборудования / Г.И. Козовой, А.М. Рыжов, И.И. Волков // - М.: Изд-во ОО «Международная академия связи». - 2005. - 164 с.

31. Кузнецова, А.В. Численное моделирование механического поведения горных пород вокруг выработки при разных скоростях подвигания забоя / А.В. Кузнецова, И.Ю. Смолин // Вестник Томского государственного университета. Математика и механика. - 2010. - №2. - С.5-13.

32. Лупий, М. Г. Опыт применения канатных анкеров в качестве крепи усиления демонтажных камер и выработок, поддерживаемых на границе с выработанным пространством / М.Г. Лупий, Ю. И. Баклушин // Под редакцией В. Ю. Изаксона; Институт угля и углехимии СО РАН, – Кемерово, - 2008. - 220 с.

33. Мельник, В.В. Моделирование параметров и обоснование рациональных технологических схем процесса «монтаж-демонтаж оборудования в шахте». Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2010. - С.176-181.

34. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов. М., - 2008.

35. Негруцкий, Б.Ф. Интенсификация монтажа оборудования угольных шахт. - М.: Недра, - 1983. - 231 с.

36. Никишичев, Б.Г. Технология монтажа и демонтажа механизированных комплексов нового технического уровня. Обзор. - М.: ЦНИЭИуголь, - 1990. - 29 с.

37. Никольский, А.М. Оценка напряженно-деформированного состояния массива пород при подходе лавы к демонтажной камере / А.М. Никольский, А.А. Неверов, С.А. Неверов, М.В. Шинкевич // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2008. - С.23-27.

38. Павлова, Л.Д. Исследование влияния движущегося очистного забоя на характер зависания и циклического обрушения подработанных пород кровли угольных пластов / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. - 2005. - Том 308. - №1. - С.39-44.

39. Полевщиков, Г.Я. Фрактальная особенность структуризации массива горных пород в изменениях давления на призабойную часть угольного пласта, отрабатываемого длинным очистным забоем / Г.Я. Полевщиков, М.В. Шинкевич, А.В. Радченко и др. // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2013. - №1. - С.16-23.

40. Рекомендации по определению параметров шага первичного обрушения основной и непосредственной кровли в очистных забоях на шахтах ОАО «Воркутауголь». ПечорНИИпроект. Воркута. - 2001. - 22 с.

41. Ремезов, А.В. Исследование влияния опорного давления от очистного забоя и зон ПГД на горные выработки / А.В. Ремезов, В.В. Климов // Вестник КузГТУ. - №4(84), - 2011. - С.40-43.

42. Ремезов, А.В. Современные взгляды на существующие технологии охраны горных выработок, оконтуривающих выемочные столбы / А.В. Ремезов, В.В. Климов, А.И. Жаров и др. // Вестник КузГТУ, - 2015. - №2. - С.65-72

43. Ремезов, А.В. Анализ проявления опорного давления при отработке выемочных столбов в восточном крыле уклонного поля 18-2 пласта Толмачевского в границах шахтного поля шахты Полысаевская ОАО СУЭК-Кузбасс в нисходящем порядке отработки выемочных столбов / А.В. Ремезов, В.В. Климов, Л.М. Коновалов // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - вып.2. - С.92-105.

44. Ремезов, А.В. Закономерности проявления опорного горного давления при отработке запасов угля в восточном крыле уклонного поля 18-2 пласта Толмачевский в границах шахтного поля шахты «Полысаевская» ОАО «СУЭК-Кузбасс» в нисходящем порядке отработки выемочных столбов / А.В. Ремезов, В.В. Климов, Л.М. Коновалов // Вестник РАЕН ЗСО. - выпуск 15. - 2013. - С.20-30.

45. Ремезов, А.В. Горное давление. Его проявления при ведении горных работ в массиве горных пород. Кемерово / А.В. Ремезов, И.К. Костинец, В.Г. Харитонов, Н.В. Рябков, А.И. Жаров, В.В. Климов, И.Л. Харитонов, С.В. Новоселов. Горное. - 2013. - 681с.

46. Рогачков, А.А. К вопросу эффективности анкерного крепления подготовительных выработок в зонах повышенного горного давления при отработке сближенных пластов / А.А. Рогачков, В.В. Климов, А.В. Ремезов // Вестник КузГТУ. - №5 (87), - 2011. - С.47-50.

47. Руководство по оценке устойчивости обнажений кровли в горных выработках шахт Ленинского угольного района Кузбасса. «Центр анкерного крепления Кузбасса» (НП ЗАО «ЦАКК»), Научно-производственная корпорация

«Кузнецкий научно-исследовательский угольный институт» (ЗАО НПК «КузНИУИ»). Ленинск-Кузнецкий. - 2005. - 35 с.

48. Сдвижкова, Е.А. Анализ взаимного влияния очистного забоя лавы и предварительно пройденной демонтажной камеры при отработке угольного пласта струговой лавой / Е.А. Сдвижникова, А.С. Иванов, А.В. Мартовицкий // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. - 2013. - вып.1, - С.164-170.

49. Скукин, В.А. Экономический механизм оценки эффективности управления монтажно-демонтажными работами на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс» на основе сценарного подхода / В.А. Скукин, Д.А. Орлов, С.Г. Костюк // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2017. - №6. - С.115-120.

50. Скукин, В.А. Оценка эффективности управления монтажно-демонтажными работами на шахтах "ОАО СУЭК-Кузбасс" на основе сценарного подхода / В.А. Скукин, А.Н. Супруненко, А.А. Мешков, Д.А. Орлов // - Научная монография, - Кемерово, ИНТ, - 2015. - 195 с.

51. Смолин, И.Ю. Моделирования напряженно-деформированного состояния горных пород вокруг выработки при различных скоростях подвигания забоя / И.Ю. Смолин, А.В. Кузнецова, П.В. Макаров и др. // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2010. - №2. - С.5-13.

52. Супруненко, А.Н. Классификация способов строительства демонтажных камер для очистных механизированных комплексов на пологих угольных пластах / А.Н. Супруненко, Д.А. Орлов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - №2. - 2015. - С.73-75.

53. Таразанов, И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за январь-декабрь 2017 года // Уголь. - 2018. - №3. - С.58-72.

54. Торро, В.О. Результаты наблюдения за проявлением горного давления в монтажной камере 21-1-5 / В.О. Торро, С.И. Калинин, Н.Г. Сердобинцев // Вестник КузГТУ. - 2008. - № 5. - С. 13- 17.

55. Торро, В.О. Факторы оценки устойчивости демонтажных камер при формировании их очистным забоем / В.О. Торро, А.В. Ремезов, В.В. Климов, Е.А. Дедиков // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2017. - С.23-27.

56. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. Ленинград: ВНИМИ, -1986. - 219 с.

57. Указания по управлению горным в очистных забоях под (над) целиками и краевыми частями при разработке свиты пластов мощностью до 3,5 м и с углом падения до 35°. Ленинград: ВНИМИ. - 1984. - 59 с.

58. Ульянов, В.В. Разработка технологических схем перемонтажа очистных комплексов для обеспечения ритмичности их работы и повышения эффективности использования в границах шахта-пласта / В.В. Ульянов, А.В. Ремезов, С.В. Новоселов. - Кемерово: КузГТУ, - 2011. - 166 с.

59. Филимонов, К.А. Исследование влияния скорости подвигания очистного забоя на разрушение кровли // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2003. - №6 (37). - С.10-12.

60. Филимонов, М.С. Результаты наблюдения состояния вмещающих пород предварительно пройденной демонтажной камеры при вводе в неё механизированного комплекса // Труды научно-практической конференции: Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности. - 2014. - С.152-154

61. Халимендик, Ю.М. Новый способ перемонтажа добычного оборудования / Ю.М. Халимендик, С.В. Бегичев, В.Ю. Халимендик // Уголь Украины, - 2005. - № 6. - С.11-12.

62. Харитонов И.Л. Опыт подготовки очистных забоев к демонтажу в условиях шахты имени «7 ноября» // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - С.127-136.

63. Харитонов, И.Л. Разработка алгоритмов расчета параметров опорного давления при пересечении передовых горных выработок и въезде очистного забоя

в демонтажные камеры / И.Л. Харитонов, А.В. Ремезов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - 2016. - №2. - С.47-55.

64. Холопов, Ю.П. Монтаж, наладка и демонтаж очистных механизированных комплексов / Ю.П. Холопов, Б.Ф. Негруцкий, В. И. Морозов и др. // - М.: Недра, - 1985. - 232 с.

65. Черданцев, Н.В. Оценка влияния горнотехнических параметров на размер зависания основной кровли вблизи демонтажной камеры / Н.В. Черданцев, В.Е. Ануфриев, В.Т. Преслер // Вестник Кузбасского государственного технического университета. - №5. - 2010. - С.21-27.

66. Штарка, А. Пути совершенствования технологии монтажа и демонтажа очистных комплексов. Глюкауф. - 1988. - №4/5. - С.20-27.

67. Ютяев, Е.П. Обоснование параметров околоштрековых целиков в технологических схемах интенсивной отработки выемочных участков на шахтах ОАО «СУЭК-Кузбасс»; автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук / Евгений Петрович Ютяев. Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова (технический университет), - 2010. - 20 с. - Текст : непосредственный.

68. Bailey, T.A. Advancements in the use of high modulus polymer mining grids to speed longwall recovery / T.A. Bailey // 25th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2006. - P. 229-231.

69. Bauer, E. Longwall recovery utilizing the open entry method and various cement-concrete supports / E. Bauer, J. Listak, M. Berdine and others / 7th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 1988. P. 30-42.

70. Berdine, M.A. Longwall Moves at Twentymile Recovery Mesh System / Michael A. Berdine, Ray Brandon / 20th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2001. - P. 21-25.

71. Brian, E. Travis Use of polymer grids for longwall shield recovery / E. Travis Brian, Ronald P. Anderson / 10th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 1991. - P. 52-58.

72. Burgess, T. Roof Bolter Synthetic Mesh Handling System / Tim Burgess, Jens Lange, William Kendall and others / 29th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2010. - P. 1-5.

73. Chase, F. Longwall shields recovery using Mobile Roof Supports / Frank Chase, Phyllip Worley, Allen McComas / – интернет ресурс <https://www.cdc.gov/niosh/mining/userfiles/works/pdfs/lsum.pdf>

74. Gearhart, D.F. Ground response as a longwall advances into a backfilled recovery room under low cover / David F. Gearhart, Tristan H. Jones, Craig S. Compton and others / 33rd International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2014. - P. 25-35.

75. Gray, W.J. «Ground Control and Safety Considerations During Longwall Recovery» / William J. Gray, Michael A. Evanto / 12th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings: - 1993. - P. 217-228.

76. Gu, Q. Application of yieldable and cuttable pump crib in longwall recovery room / Quanzhong Gu, Jay Popovich, Michael Zekas and others / 23rd International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2004. - P. 42-47.

77. Hanson, B. Signal Peak Energy Makes Longwall Recovery History / Brad Hanson, Robert Ochsner, Dr. John C. Stankus and others – интернет ресурс <http://www.womp-int.com/story/2015vol08/story026.html>

78. Hosseini, N. Calculation of periodic roof weighting interval in longwall mining using finite element method. / Goshtasbi K., Oraee-Mirzamani B. // Gholinejad. Arabian Journal of Geosciences: - 2014. - P.1951-1956.

79. Karpov, G.N. Features of longwall faces equipped with modern high productive mining complexes recovery at extraction of flat-lying thick coal seams/ G.N. Karpov, V.P. Zubov: Scientific reports on recourse issues. - Vol. 1. – Freiberg: TU Bergademie Freiberg, - 2012. - P.117-120.

80. Kazanin, O.I. Improvement of a longwall recovery room erection technology / O.I. Kazanin, V.V Klimov, V.Y Alekseev, A.A Sidorenko // International Journal of Civil Engineering and Technology (IJCIET) - Volume 10, - Issue 02, - 2019. - P. 1148-1153.

81. Kazanin, O.I. Analysis of the methods of calculating the main roof-caving increment in mining shallow coal seams with long breaking faces / O.I. Kazanin, A.A. Sidorenko, Y.G Sirenko // *ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences*. - 2018. - P. 732-735.
82. Klimov, V.V. Geomechanical feasibility of underground coal mining technology using control systems of electro-hydraulic shield supports for longwall mining. *IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering*. - 2019. - P. 1-5.
83. Noroozi, A. A Model for Determining the Breaking Characteristics of Immediate Roof in Longwall Mines / Noroozi A, Oraee K., Javadi M., Goshtasbi K., Khodadady H // *Yerbilimleri Dergisi*, - Vol. 33 (2). - 2015. - P. 193-203.
84. Oldham, R.L. Void Fill Techniques for Stabilizing Roof Conditions During Longwall Shield Recovery / Robin L Oldham, C. Dickerson, and others / *34th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings – Morgantown: - 2015, - P. 112-115.*
85. Oyler, D. International Experience with Longwall Mining into Pre-driven Rooms / D. Oyler, D. Frith, , D. R. Dolinar, and others / *Proceedings 17th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 1998. - P. 44-53.*
86. Peng, Syd S. *Longwall Mining*. 2nd edition / Morgantown, W.Va.: West Virginia University. - 2006. - 621 pp.
87. Pile, J.D. Longwall shield recovery using phenolic foam injection for gob control as an alternative to recovery mesh – *32nd International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2013. - P. 1-8.*
88. Singh, G.S.P. Prediction of Caving Behavior of Strata and Optimum Rating of Hydraulic Powered Support for Longwall Workings / Singh, G.S.P., Singh, U.K. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. - 2010. - P. 1-16.
89. Smyth, J. Mining Through In-panel Entries and Full-face Recovery Room Without Standing Support at U.S. Steel Mine 50 / John Smyth, John Stankus, Yajie Wang and others / *17th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 1998. - P. 21-30.*

90. Stankus, J.C. A Case Study of a Low Overburden Longwall Recovery with Pre-Developed Recovery Entries / John C. Stankus, Xiaoting Li, Brad Hanson and others / 33rd International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2014. - P. 1-8.

91. Stewart, J.G. Roof control with polyurethane for recovery of Kitt Energy's 1000-foot longwall / J. G. Stewart, M. Hesse / 4th International Conference on Ground Control in Mining, - 1985. - P. 78-82.

92. Su, D. Longwall recovery at Bailey mine – Ground control challenges and solutions / Daniel Su, Greg Hasenpus, T.J. Morris and others / 28th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2009. - P. 25-35.

93. Tadolini, S. C. Ground Control Support Considerations for Pre-Driven Longwall Recovery Rooms: Ph. D. Dissertation submitted to College of Engineering and Minerals Resources. – Morgantown: West Virginia University, - 2003. - 163 pp.

94. Tadolini, S.C. Design parameters of roof support systems for pre-driven recovery rooms / S.C. Tadolini, T.M. Barczak / SME Annual Meeting, Denver, Colorado, - 2004. - P 1-13.

95. Travis, B.E. Ground control techniques utilizing polymer grid structures / 11st International Conference on Ground Control in Mining. – Wollongong: - 1992. - P. 407-413.

96. Travis, B.E. Utilization of Polymer Grid Structures in Shield Recovery Operations / Brian E. Travis / 12th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings - 1993. - P. 229-236.

97. Wynne, T. Design, Monitoring and Evaluation of a Pre-driven Longwall Recovery Room / Tom Wynne, John C. Stankus, S. Guo and others / 12th International Conference on Ground Control in Mining Proceedings - 1993. - P. 205-215.

98. Zhang, P. Bi-directional shield recovery in a wide face longwall move with a pre-driven recovery room under weak roof conditions / Peter Zhang, Klaus Beck, Mike Mishra and others / 26th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2004. - P.152-159.

99. Zhang, P. Evaluation of Support and Ground Response as Longwall Face Advances into and Widens Pre-Driven Recovery Room / 26th International Conference on Ground Control in Mining. – Morgantown: - 2004. - P. 160-172.

100. Zhu, W. Mechanism and control of roof fall and support failure incidents occurring near longwall recovery roadways / Weibing Zhu, Jingmin Xu, Guang Xu/ Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, - 2017. -Vol. 117. - Issue 11. - P 1063-1072.